

Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко

**ПРОИЗВОДСТВО
СТАЛИ
ТОМ 1**

«Теплотехнику»

Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко

ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ

ТОМ 1

ПРОЦЕССЫ ВЫПЛАВКИ, ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ
И НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ



«Теплотехник»
Москва, 2008

УДК 669.18
ББК 34.327
М 54

Рецензенты: А.Н. Смирнов, д-р техн. наук, профессор, заведующий кафедрой металлургии стали (Донецкий национальный технический университет);
Г.Н. Еланский, д-р техн. наук, профессор, ректор Московского государственного вечернего металлургического института.

Производство стали. Том 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки / Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. — М.: «Теплотехник», 2008. — 528 с.

В книге изложены современные представления о процессах выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки стали. Приведены особенности конструкций и работы различных технологических комплексов, а также современной техники и технологии на различных этапах производства стали. Особое внимание уделено технологии получения стали на агрегате ковш-печь. Рассмотрены конструктивные особенности агрегатов, основные принципы конструирования и технологические параметры во взаимосвязи с энергетическими режимами при оптимизации условий перемешивания металла в процессе работы. Обоснованы новые направления технологии использования порошковых проволок для производства стали. Показаны особенности технологии производства различных групп марок стали в современных условиях — с нормированным содержанием серы, борсодержащих, коррозионностойких, кордо-вых, железнодорожного сортамента и др. Значительное внимание уделено использованию редкоземельных металлов в сталеплавильном производстве, технологическим и конструктивным параметрам МНЛЗ и качеству непрерывнолитой стальной заготовки.

В книге обобщен отечественный и зарубежный опыт на достигнутом уровне развития сталеплавильного производства, а также представлены материалы по теоретическим и практическим разработкам авторов, которые используются на ряде металлургических предприятий.

Данная книга является первой в серии книг «Производство стали» и представляет собой уточненное и дополненное издание книги «Современная технология производства стали».

Книга предназначена для научных и инженерно-технических работников металлургических и машиностроительных предприятий и научно-исследовательских институтов. Может быть полезна преподавателям, аспирантам и студентам вузов металлургического профиля.

Рекомендована к печати ученым советом Донецкого национального технического университета.

Справочное издание

Дюдкин Дмитрий Александрович
Кисиленко Владимир Васильевич

**ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ.
ТОМ 1.
ПРОЦЕССЫ ВЫПЛАВКИ, ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ
И НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ**

ISBN 5-98457-058-0



Сдано в набор 16.01.07. Подписано в печать 29.10.07. Формат 70х100 1/16. Бумага офсетная. Печать офсетная. Усл. печ. л. 85,8. Усл. кр.-отг. 85,8. Уч.-изд. л. 82,39. Тираж 1000 экз. (1-й завод 200 экз.) Заказ № 2005
Издательство «Теплотехник»
103064, Москва, ул. Земляной Вал, 27, стр. 3
Отпечатано в полном соответствии с качеством представленных диапозитивов
в ППП «Типография «Наука»
121099, Москва, Шубинский пер., 6

ISBN 5-98457-058-0

© Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., 2008 г.
© «Теплотехник», 2008 г.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	9
Глава 1. СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ	13
1.1. Особенности современного этапа сталеплавильного производства в мире.....	13
1.2. Состояние и перспективы кислородно-конвертерного процесса.....	17
1.2.1. Развитие кислородно-конвертерного производства стали.....	17
1.2.2. Разновидности кислородно-конвертерного процесса производства стали.....	22
1.2.3. Повышение производительности конвертеров.....	26
1.2.4. Особенности внепечной обработки металла в конвертерных цехах.....	29
1.3. Развитие металлургических мини-заводов.....	31
1.4. Современное состояние и перспективы развития электродуговых сталеплавильных печей.....	43
1.4.1. Дуговые печи переменного и постоянного тока.....	44
1.4.2. Варианты конструктивного исполнения дуговых электропечей.....	48
1.4.3. Перспективы электросталеплавильного производства в XXI веке.....	65
Глава 2. ОРГАНИЗАЦИЯ ВЫПУСКА МЕТАЛЛА ИЗ ПЛАВИЛЬНОГО АГРЕГАТА В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫЙ КОВШ	69
2.1. Температура металла на выпуске.....	69
2.2. Организация выпуска металла в сталеразливочный ковш.....	70
2.3. Отсечка шлака при сливе металла из сталеплавильного агрегата..	74
Глава 3. ПОЛУЧЕНИЕ СТАЛИ НА АГРЕГАТЕ КОВШ-ПЕЧЬ	85
3.1. Ковш-печь — современный агрегат для получения стали заданного качества.....	85
3.1.1. Назначение агрегата ковш-печь.....	85
3.1.2. Сопоставление технологии внепечной обработки на установках комплексной доводки стали и агрегатах ковш-печь.....	87
3.1.3. Классификация агрегатов ковш-печь в зависимости от условий производства.....	89
3.1.4. Технологический комплекс внепечной обработки стали: агрегат ковш-печь — вакууматор.....	98
3.2. Технологическое оборудование агрегата ковш-печь.....	102
3.2.1. Конструктивные особенности агрегата ковш-печь.....	102
3.2.2. Агрегаты ковш-печь на постоянном токе.....	123

3.2.3. Агрегаты ковш-печь с плазменным нагревом металла.....	124
3.3. Рафинировочный шлак агрегата ковш-печь.....	126
3.3.1. Требования, предъявляемые к рафинировочному шлаку.....	126
3.3.2. Особенности формирования рафинировочных шлаков.....	128
3.3.3. Химический состав рафинировочного шлака для сталей, раскисленных алюминием.....	135
3.3.4. Химический состав рафинировочного шлака для сталей, раскисленных кремнием.....	142
3.3.5. Требования к шлакообразующим материалам.....	143
3.3.6. Скорость формирования рафинировочного шлака и его десульфурирующая способность.....	144
3.3.7. Оптимальное количество шлакообразующих, присаживаемых в ковш и оптимальная толщина шлакового слоя.....	147
3.4. Продувка металла инертным газом.....	150
3.4.1. Влияние перемешивания металла со шлаком на процесс десульфурации.....	150
3.4.2. Удаление неметаллических включений.....	152
3.4.3. Изменение содержания газов в стали.....	155
3.4.4. Усреднение химического состава и температуры стали.....	158
3.4.5. Сопоставление продувки металла в ковше сверху и снизу.....	164
3.4.6. Оптимальное расположение и обслуживание продувочных пробок, интенсивность продувки.....	166
3.5. Огнеупоры агрегата ковш-печь.....	173
3.6. Электрические характеристики агрегата ковш-печь.....	185
3.7. Тепловой и материальный баланс агрегата ковш-печь.....	193
3.7.1. Методика определения теплового баланса.....	194
3.7.2. Структура теплового баланса.....	198
3.7.3. Пути снижения расхода электрической энергии.....	199
3.7.4. Сопоставление затрат электроэнергии на агрегатах ковш-печь различных предприятий.....	201
3.8. Технологический режим агрегата ковш-печь.....	202
3.8.1. Технология обработки стали шлаком.....	202
3.8.2. Расчет количества шлакообразующих, присаживаемых на ковше-печи.....	203
3.8.3. Режим продувки металла аргоном.....	207
3.8.4. Оптимальный расход ферросплавов.....	208
3.8.5. Электрический режим обработки.....	209

3.8.6. Десульфурация стали.....	210
3.8.7. Окисленность металла.....	213
Глава 4. ОБРАБОТКА СТАЛИ ПОРОШКОВЫМИ ПРОВОЛОКАМИ.....	216
4.1. Конструктивные решения и расположение оборудования для ввода проволок.....	219
4.2. Обработка стали кальцийсодержащими реагентами.....	225
4.2.1. Технологические аспекты внепечного рафинирования стали с применением кальция.....	227
4.2.2. Комплексное воздействие кальция на свойства жидкой и твердой стали.....	237
4.2.3. Внепечная обработка стали порошковой проволокой с наполнением силикокальцием СК40.....	247
4.3. Технология производства стали с регламентированным содержанием элементов в узких пределах.....	253
4.3.1. Науглероживание стали.....	256
4.3.2. Микролегирование стали титаном.....	259
4.3.3. Микролегирование стали ванадием.....	263
Глава 5. ПРОИЗВОДСТВО СПЕЦИАЛЬНЫХ МАРОК СТАЛИ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ.....	268
5.1. Технология производства стали с нормированным содержанием серы.....	268
5.1.1. Разработка технологии внепечной обработки стали серосодержащей порошковой проволокой.....	268
5.1.2. Технология внепечной обработки стали порошковыми проволоками с двойным вводом кальция.....	271
5.1.3. Практические правила обработки сталей с нормированным содержанием серы порошковыми проволоками.....	277
5.2. Производство борсодержащих марок стали.....	278
5.2.1. Влияние бора на качество и свойства различных марок стали.....	278
5.2.2. Разработка технологии внепечной обработки различных групп марок стали борсодержащей порошковой проволокой.....	281
5.2.3. Анализ качества и служебных свойств стали, микролегированной бором.....	282
5.2.4. Рекомендации по оптимальной технологии внепечной обработки стали борсодержащей проволокой.....	285
5.3. Производство колесной стали с модифицированием силикокальцием.....	289
5.3.1. Анализ современного состояния производства колесной стали.....	289

5.3.2. Технология выплавки, внепечной обработки и разливки колесной стали.....	292
5.3.3. Модифицирование колесной стали.....	296
5.3.4. Внепечная обработка колесной стали силикокальцием и титаном в составе порошковой проволоки.....	298
5.4. Особенности технологии производства рельсовой стали с микролегированием комплексным сплавом КМКТ.....	305
5.5. Производство стали кордового сортамента, модифицированной кальцием.....	311
5.6. Технология производства коррозионностойких трубных марок стали.....	316
5.6.1. Коррозионно-активные неметаллические включения..	316
5.6.2. Некоторые пути снижения общей загрязненности трубной стали неметаллическими включениями.....	318
5.6.3. Практические рекомендации по технологии производства коррозионностойких марок стали.....	322
5.7. Технология производства литейной стали с ковшевым раскислением алюмокальциевой проволокой.....	322
5.7.1. Анализ существующей технологии производства литейной стали.....	323
5.7.2. Оптимизация технологии раскисления стали 20ГЛ.....	325
5.7.3. Исследование технологии производства литейной стали с новым режимом раскисления.....	328
5.7.4. Технологические особенности раскисления стали порошковой проволокой.....	334
5.7.5. Влияние внепечной обработки алюмокальциевой порошковой проволокой на охлаждение металла в ковше....	336
5.7.6. Качество и механические характеристики стали 20ГЛ	337
Глава 6. РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫЕ МЕТАЛЛЫ В СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ.....	341
6.1. Использование редкоземельных металлов для микролегирования и модифицирования жидкой стали.....	341
6.2. Поведение редкоземельных металлов в металлургических расплавах.....	346
6.2.1. Взаимодействие редкоземельных металлов с основными элементами, содержащимися в стали.....	346
6.2.2. Термодинамические условия образования редкоземельных включений в жидком металле.....	350
6.2.3. Формирование редкоземельных оксидов.....	350
6.2.4. Формирование редкоземельных сульфидов.....	351
6.2.5. Условия формирования редкоземельных оксисульфидов	352

6.2.6. Взаимодействие РЗМ с оксидами металлов.....	353
6.3. Разработка эффективных составов комплексных модификаторов, содержащих кальций и редкоземельные металлы.....	355
6.4. Промышленные исследования комплексной технологии раскисления и внепечной обработки трубной стали.....	362
6.4.1. Технология раскисления и внепечной обработки комплексным модификатором с РЗМ трубной стали марки 20СА.....	362
6.4.2. Условия проведения опытно-промышленных плавов коррозионностойких трубных марок стали (13ХФА, 20СА, 20КТ)	370
6.4.3. Внепечная обработка трубной стали на агрегате ковш-печь проволокой с наполнением комплексным модификатором Са+РЗМ.....	371
6.4.4. Анализ усвоения церия и лантана из комплексного модификатора.....	374
6.4.5. Анализ неметаллических включений в металле.....	380
6.4.6. Загрязненность трубной стали неметаллическими включениями.....	384
6.4.7. Микроструктура металла труб после термической обработки.....	386
6.4.8. Коррозионные характеристики металла труб после термической обработки.....	389
6.4.9. Выход годного металла на опытных и сравнительных плавках.....	391
6.5. Рекомендации по оптимальной комплексной технологии раскисления и внепечной обработки коррозионностойкой трубной стали.....	392
Глава 7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И КОНСТРУКТИВНЫЕ АСПЕКТЫ СОВРЕМЕННЫХ МНЛЗ.....	395
7.1. Современное состояние процессов непрерывного литья стали.....	395
7.2. Промежуточное разливочное устройство.....	410
7.3. Кристаллизаторы МНЛЗ.....	420
Глава 8. КАЧЕСТВО НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ СТАЛЬНОЙ ЗАГОТОВКИ.....	431
8.1. Особенности кристаллизации и неоднородность непрерывнолитого слитка.....	431
8.2. Функциональные особенности шлакообразующих смесей для кристаллизаторов.....	452
8.3. Непрерывное литье стали с использованием электромагнитных систем.....	461
8.4. Пути снижения осевой ликвации и пористости.....	470

Глава 9. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА ПЕРЕДЕЛЬНОГО ЧУГУНА В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ.....	477
9.1. Анализ задач и способов выпечной обработки чугуна.....	477
9.2. Внедоменная десульфурация пердедельного чугуна.....	482
9.3. Комплексное выпечное рафинирование чугуна.....	494
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	501

ВВЕДЕНИЕ

В современном индустриальном обществе сталь, благодаря широкому спектру целенаправленно регулируемых свойств, оптимальному соотношению цены и качества, хорошей способности к утилизации, остается базовым материалом стабильного развития общества. Сталь находит широкое применение во всех важнейших отраслях промышленности: строительстве высотных зданий, энергетике и экологической технике, транспорте, машино- и мостостроении, автомобилестроении и бытовой технике.

Сталь – это конструкционный материал, обладающий комплексом уникальных физико-технических, технологических и эксплуатационных свойств, что создает этому материалу наиболее широкую область применения. В соответствии с ускоряющимися темпами развития общества, его индустриализации, растет потребление и производство стали в мировой металлургии. Характерно, что и производство стали на данном этапе тоже растет ускоренными темпами. За прошедшие десять лет объем производства стали вырос на 65,3 %, а за последние пять лет – на 45,7 %. Уже третий год подряд уровень производства стали превышает один млрд. тонн.

Вместе с тем, на мировом рынке уже длительное время сложилась ситуация, когда цены на сырье, материалы, энергоносители, рабочую силу растут быстрее, чем цены на металлопродукцию. Такая диспропорция заставляет металлургов для сохранения конкурентоспособности изыскивать новые пути совершенствования технологии, оборудования и, в целом, изменения принципов получения конечного продукта с меньшими затратами. В то же время и потребительские требования растут опережающими темпами.

В этих условиях трансформируется сама концепция производства стали. Начиная с 60-х годов прошлого столетия для повышения производительности дуговых сталеплавильных печей и конвертеров часть процессов рафинирования из этих агрегатов стали переносить в ковш. Затем, в связи с непрерывным повышением требований к качеству металла и ограниченными возможностями управления физико-химическими условиями протекания процессов в сталеплавильных агрегатах, все более многочисленные металлургические задачи, которые прежде решали на стадии основной плавки, переносятся на выпечную обработку. Сначала это привело к созданию установок доводки металла, а в 1965-1967 гг. появляются первые агрегаты ковш-печь. Это новый комплекс устройств (оборудования) для проведения металлургических процессов.

В то же время, в начале 60-х годов появляются первые промышленные машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). По мере оснащения промышленных предприятий агрегатами ковш-печь и МНЛЗ сталеплавильные агрегаты все более утрачивают свое былое назначение. В 70-х годах окончательно утверждается новая концепция производства стали, в со-

ответствии с которой сталеплавильный агрегат предназначен, главным образом, для расплавления шихты и доведения расплава по температуре, т.е. для получения полупродукта. Сталь с заданным составом и свойствами получают на агрегате ковш-печь и разливают на МНЛЗ.

Такое функциональное разделение комплексной технологии создает благоприятные условия для увеличения производительности и получения полуфабриката с особыми, повышенными свойствами. Непрерывно совершенствующиеся технологические процессы позволяют предлагать на рынок разнообразные, удовлетворяющие конкретным, все возрастающим требованиям заказчика, марки стали. Регистр европейских сталей, согласно 11-му изданию Справочника "Stahl-Eisen", содержит в настоящее время 2198 марок стали. Параллельно с технологическими изменениями в отрасли создается целый ряд новых высокопрочных марок стали для автомобилестроения (IF-стали, изотропные стали, сложнофазные стали и др.), трубных (X60–X120), при постоянно возрастающих металлургических требованиях по снижению содержания водорода, серы обеспечению макроскопической степени чистоты и др.

В то же время остро стоит вопрос увеличения производительности агрегатов, снижения расходов энергии и ресурсов при обеспечении получения стали высокого качества. Для конвертерного процесса очень важным параметром является качество передельного чугуна, который является основной шихтовой составляющей частью этого вида сталеплавильного производства. Повышение качества чугуна, достигаемое при внепечной обработке, позволяет стабилизировать процесс выплавки стали, снизить энергетические и материальные затраты, улучшить экологию.

Совершенствование технологических процессов по новой концепции создает предпосылки для работы по совмещенной модульной схеме: сталеплавильный агрегат – агрегат ковш-печь – МНЛЗ. При этом разливка плавки может осуществляться непрерывно, длинными сериями.

Для осуществления такого процесса необходимо уравнивать время выплавки полупродукта, время получения стали на агрегате ковш-печь и время разлива плавки на МНЛЗ. В настоящее время лимитирующим по времени звеном в этой цепочке может быть агрегат ковш-печь. В этом случае часть операций по регламентации температуры и внепечной обработке осуществляется при выпуске из плавильного агрегата.

Агрегат ковш-печь предназначен для получения качественной стали, поэтому неотъемлемой частью технологии работы ковша-печи является использование порошковой проволоки с различными наполнителями. В соответствии с современными требованиями очень большое значение приобретает использование кальцийсодержащей проволоки, которая не имеет аналогов по многофакторному воздействию и управлению основными параметрами физико-химического состояния расплава, что обеспечивает возможность разливаемости алюминием раскисленных сталей и повыше-

ния свойств металлопродукции. В зависимости от целей обработки, требуемых показателей качества и служебных характеристик готовой продукции выбираются вид и состав наполнителя проволоки, при этом немаловажным фактором является обеспечение экономичности процесса производства стали в целом.

В настоящее время некоторые технологии производства специальных качественных сталей просто не могут быть реализованы без использования внепечной обработки порошковыми проволоками с различными наполнителями и регламентированной их подачи в требуемом количестве. При этом для достижения прогнозируемых и воспроизводимых результатов ввод порошковых проволок должен сочетаться со всем комплексом мероприятий, проводимых при внепечной обработке стали.

В последние годы возрос интерес к использованию редкоземельных металлов (РЗМ) в черной металлургии. Высокая эффективность влияния РЗМ на свойства стали обусловлена их благоприятным воздействием на состав, тип, форму, количество и равномерность распределения образующихся неметаллических включений, существенным улучшением макро- и микроструктуры заготовки, снижением физической и химической неоднородности, обеспечением повышенной плотности и дисперсности кристаллической структуры во всех зонах литой заготовки, а также снижением содержания серы в стали. Перспективным представляется использование для модифицирования трубных марок стали с повышенными требованиями по коррозионно-активному неметаллическим включениям комплексных раскислителей, содержащих кальций и РЗМ.

Наиболее интенсивно как в количественном, так и в качественном отношении развиваются процессы непрерывного литья стали. За последние 30-35 лет этот процесс претерпел существенные изменения вследствие совершенствования технологий и конструктивных решений, что позволило значительно повысить скорость разлива, серийность непрерывной разлива, качественные показатели и в целом производительность МНЛЗ.

В производстве листовой продукции с конца 80-х годов пристальное внимание металлургов привлекают новые направления под общим названием "литье заготовок, близких по размерам готовой продукции" или "совмещенное литье и прокатка": литье тонких слябов (50–90 мм); литье черновой полосы (10–16 мм); литье полосы (1–5 мм). При этих процессах последовательно укорачивается производственная линия и время получения готового продукта.

Литье тонких слябов уже утвердилось в промышленности и широко применяется не только на мини-заводах, но и на заводах с полным металлургическим циклом. Скорость литья, как правило, 5–6 м/мин.

При литье подката и полосы жидкая сталь затвердевает на обкатываемой ленте, орошаемой водой. Вследствие меньшей толщины полосы скорость затвердевания и скорость разлива более высокие, чем на тонком

слябе (15–30 или 45–60 м/мин). Процесс доводится на опытных установках в Лулео (Швеция) и Техническом университете Клаусталь.

Для прямого литья горячекатаной полосы утвердился двухроликотый способ с вертикальным подводом жидкой стали. Вследствие малой толщины (до 5 мм) имеет место объемная кристаллизация со скоростью более чем в 100 раз выше, чем при традиционном литье. Максимальная скорость разливки – до 150 м/мин. Мелкокристаллитная структура и свойства литой полосы позволяют заменить горячекатаную полосу. Работает несколько промышленных и полупромышленных установок (Япония, Франция, Италия, Германия, Австралия) с производительностью 40–480 тыс. тонн/год коррозионностойких и углеродистых сталей. В этом направлении в ближайшей перспективе можно ожидать новый прорыв в концепции непрерывного литья стали.

Российская и украинская металлургия из-за слабо развитого внутреннего рынка потребления металлопродукции ориентирована, в значительной степени, на внешний рынок (70–80 %). На данном этапе на предприятиях СНГ пока не получают развития процессы совмещенного литья и прокатки. Первый объект по созданию литейно-прокатного модуля находится в стадии строительства на Выксунском металлургическом заводе. Однако, для сохранения конкурентоспособности, в последние годы на предприятиях СНГ осуществляется интенсивная модернизация сталеплавильного производства с выводом из эксплуатации мартеновских печей и оснащением современными агрегатами и технологиями. Этот процесс активно продолжается.

Учитывая высокие темпы совершенствования и появления новых технологий и оборудования, мы посчитали целесообразным обобщить отечественный и зарубежный опыт на достигнутом уровне развития в предлагаемой металлургам монографии. Книга включает также и результаты собственных исследований, проведенных на ряде металлургических предприятий Украины, России, Беларуси и Молдовы.

Данная книга является первой в серии книг "Производство стали" и представляет собой уточненное и дополненное издание книги "Современная технология производства стали" этих же авторов.

По европейским нормам в настоящее время считается необходимым производить реконструкцию, например, МНЛЗ через 5–7 лет. Представляется, что и подобные нашей монографии обобщения целесообразно издавать через 4–5 лет.

Глава 1. СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ

1.1. ОСОБЕННОСТИ СОВРЕМЕННОГО ЭТАПА СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА В МИРЕ

Сталь как конструкционный материал обладает комплексом уникальных физико-технических, технологических и эксплуатационных свойств, что позволяет ей иметь наиболее широкую область применения. При этом объем производства стали в мире растет из года в год и существенно превосходит объем производства любого другого конструкционного материала. Так, если в 1974 г. общий годовой объем производства стали в мире достигал 700 млн. тонн в год, то в 2004 г. он впервые превысил один млрд. тонн в год. Примечательным для мировой металлургии является также и тот факт, что сегодня сталь производится более чем в ста странах мира. В таблице 1.1 приведена динамика производства стали за последние годы в мире в целом и в первой десятке стран [1–3].

Таблица 1.1. Мировое производство стали

Страны	Производство стали, млн. т									
	годы									
	1993	1994	1996	1998	2000	2002	2003	2004	2005	2006
Китай	89,5	92,6	101,2	115	127	181,7	220,1	280,9	349,4	418,8
Япония	99,6	98,3	98,8	93,5	106	108	111	112,7	112,5	116,2
США	88,8	91,2	95,5	97,7	102	92,2	91,4	99,7	93,9	98,5
Россия	58,3	48,8	49,3	43,8	59,1	59,9	62,7	65,6	66,1	70,8
Южная Корея	33,0	33,7	38,9	39,9	43,1	45,4	46,3	47,5	47,8	48,4
Германия	37,6	40,8	39,8	44,0	46,4	45	44,8	46,4	44,5	47,2
Индия	18,2	19,3	23,8	23,5	26,9	28,8	31,3	32,6	40,9	44,0
Украина	32,6	24,1	22,3	24,4	31,8	34,1	36,7	38,7	38,6	40,9
Италия	25,7	26,2	23,9	25,7	26,8	26,1	26,7	28,5	29,4	31,6
Бразилия	25,2	25,7	25,2	25,8	27,9	29,6	31,1	32,9	31,6	30,9
Итого:	508,5	500,7	518,7	533,3	597,0	650,8	702,1	785,5	854,7	947,3
Мировое производство	731,0	729,0	748,0	777,0	845,0	885,8	945,1	1046,3	1116,6	1239,5
Доля 10-ти стран, %	69,5	68,7	69,3	68,6	70,7	73,5	74,3	75,1	76,5	76,4

Традиционно в мире сталь производится на металлургических предприятиях с различной годовой мощностью (от нескольких десятков тысяч тонн до 15–20 млн. тонн в год). При этом технологический цикл производства металлургического предприятия может ограничиваться как переплавом металлолома и получением полупродукта (заготовка), так и получением стали из железорудного сырья с системой последующего передела в высокотехнологические виды продукции (например, автолист или различного рода машиностроительные профили и т.п.). Безусловно, выбор рациональной схемы и стратегии развития металлургического предприятия зависит от целой совокупности взаимосвязанных факторов, учитывающих конъюнктуру на мировом и внутреннем рынках, энергетического и транспортного потенциала региона, уровня развития технологии на определенный момент времени и пр.

Последние годы в мировой металлургии отмечается обострение конкуренции при одновременном спаде темпа прироста потребления металла, происходит постепенная замена стратегии концентрации производства стали на интегрированном предприятии в пользу создания компактных и гибких технологических модулей.

Это положение существенно стимулирует интенсивную структурную перестройку отрасли как внутри регионов, так и на металлургических предприятиях. Отчасти данное обстоятельство объясняет тот факт, что современный этап развития мировой черной металлургии характеризуется, в большинстве случаев, низкой доходностью, обусловленной замедляющимся ростом, возрастающей конкуренцией, избытком производственных мощностей. В таблице 1.2 представлено использование производственных мощностей в сталеплавильном производстве различных стран [2]. Обращает на себя внимание тот факт, что за последние годы мировые мощности производства стали увеличились приблизительно на 22,7 %, а коэффициент их использования колеблется в интервале от 75,6 % до 82,4 % (таблица 1.2).

Основной прирост производственных мощностей происходит в Китае (250 %) и Южной Корее (150 %), некоторое увеличение наблюдается также в странах с развитой металлургией (7 %). Такие темпы роста связаны со значительным инвестированием в черную металлургию. В остальном мире отмечается снижение производственных мощностей [3].

Избыток производственных мощностей оказывает отрицательное воздействие на конъюнктуру рынка. Отметим, что на долю десяти стран: Китай, Япония, США, Россия, Германия, Южная Корея, Украина, Бразилия, Индия и Италия приходится более 75% мирового производства стали. При этом с каждым годом роль и значение крупных производителей стали растет. Так, доля их производства возросла с 69,5 % в 1993 г. до 76,5 % в 2005 г., а в 2006 г. составила 76,4 %. При этом, основное место в мировом производстве занимает Китай, где потребление стали набирает огромные

темпы в связи с массовым переносом в страну производственных мощностей западных компаний и реализации большого количества инфраструктурных проектов [4].

Таблица 1.2. Использование производственных мощностей в сталеплавильном производстве различных стран

Страны	Коэффициент использования производственной мощности, %			
	1990	1995	2000	2005
Китай	89,1	81,4	87,4	98,2
Япония	80,7	68,5	73,0	76,9
США	84,8	93,6	86,1	81,6
Россия	95,3	66,3	80,4	81,6
Германия	84,4	83	85,9	83,3
Южная Корея	90,6	95,1	88,5	93,2
Украина	96,1	61,2	74,3	78,4
Индия	81,1	81,2	90,6	90,6
Италия	67,3	67,6	73,8	71,9
Всего в мире	82,4	75,6	79,7	82,0

Доля КНР в мировом производстве стали выросла с 13,5 % в 1996 г. до 33,8 % в 2006 г. Кстати, по данным International Iron and Steel Institute (IISI), мировое производство стали в 2006 г. выросло на 8,8 % (до 1,2395 млрд. т) по сравнению с показателем 2005 г. [1]. Как отмечает институт, это самый высокий уровень производства стали в истории, и уже третий год подряд мировое производство стали превышает 1 млрд. т. Этот показатель на 65,3 % больше по сравнению с выпуском стали в мире 10 лет назад и на 45,7 % больше, чем было произведено в мире 5 лет назад. За последние 10 лет самый значительный прирост в производстве стали показали страны Азии. В 1996 г. Китай произвел 101,2 млн. т стали, в 2001 г. – 150,9 млн. т, а в 2006 г. увеличил эти показатели до 418,8 млн. т, что на 313,8 % больше, чем в 1996 г. 10 лет назад Азиатский регион составлял 38,4 % от мирового производства стали, в 2006 г. этот показатель вырос до 53,7 %. Производство стали в странах ЕС в 2006 г. составило 198,4 млн. т (+5,9 % к уровню 2005 г.). Производство стали в странах СНГ выросло до 119,7 млн.

т (+5,8%). Российское производство стали за 2006 г. составило 70,8 млн. т (+6,8%). Производство стали в Северной Америке в 2006 г. составило 131,5 млн. т (+3 % к уровню 2005 г.). Производство стали в США выросло до 98,5 млн. т. Производство стали в странах Южной Америки в 2006 г. осталось на уровне предыдущего года – 45,3 млн. т. Страны Африки увеличили производство стали до 18,5 млн. т (+3,3 %). Страны Ближнего Востока смогли увеличить производство стали до 15,4 млн. т. Австралия и Новая Зеландия произвели в 2006 г. 8,7 млн. т стали (+1,1 %).

Кроме того, в последние годы развитие мировой металлургии сопровождается следующими явлениями:

- уровень затрат при производстве и реализации металлургической продукции становится определяющим фактором, позволяющим занимать конкурентную позицию на рынке. Лидерами продаж являются заводы, находящиеся в местах с дешевыми энергетическими, трудовыми и сырьевыми ресурсами;

- обострением международной конкуренции (некоторые страны с целью защиты национальных производителей от демпингующих производителей стран СНГ вводят высокие пошлины);

- циклическим характером производства, что приводит к падению отраслевой прибыли;

- развитием процессов слияния и поглощения компаний.

В настоящее время в мировой металлургической практике в укрупненном плане принято различать предприятия полного цикла (металлургические заводы и комбинаты) и металлургические мини-заводы. Предприятия полного металлургического цикла (в англоязычной литературе именуемые "интегрированными металлургическими заводами") предполагают переработку железобитеродистого сырья (получение агломерата), получение жидкого передельного чугуна в доменных печах, производство стали преимущественно в кислородных конвертерах, разливку стали, как правило, на МНЛЗ или в слитки, а также систему прокатных станов для получения определенных видов металлопродукции, используемых в строительстве, машиностроении и т.п. Основным отличием металлургических мини-заводов от предприятий с полным циклом является использование в качестве металлической части шихты, главным образом, металллома и на некоторых предприятиях металлизированного сырья (окатыши и брикеты). При этом технологический процесс выплавки стали базируется на современных дуговых сталеплавильных печах (в отдельных случаях в Украине и России выплавка стали осуществляется в мартеновских печах скрап-процессом). Обычно к этой категории относят заводы с объемом производства в пределах 0,4–2,0 млн. т стали в год [2].

1.2. СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ПРОЦЕССА

1.2.1. Развитие кислородно-конвертерного производства стали

Первая в мире крупная установка с конвертером емкостью 15 тонн была пущена в 1949 году на металлургическом заводе в городе Линц (Австрия). На ней были достигнуты весьма высокие технологические показатели, что и определило дальнейшую судьбу кислородно-конвертерного процесса. Первые в мире промышленные сталеплавильные цеха, оснащенные конвертерами с кислородным дутьем через погружаемую сверху фурму, были введены в эксплуатацию в 1952–1953 годах в австрийских городах Линц и Донавиц. Собственно успешное функционирование этих цехов и дало окончательное практическое подтверждение тому факту, что использование кислорода для переработки чугуна обеспечивает высокую эффективность и производительность сталеплавильного процесса и исключает применение дорогостоящих энергоносителей для нагрева металла [5–7].

В СССР в 1956 году на верхнее кислородное дутье был переведен бессемеровский цех на Днепропетровском металлургическом заводе имени Петровского, а в 1957 году был пущен в эксплуатацию кислородно-конвертерный цех на меткомбинате "Криворожсталь".

В настоящее время в мире эксплуатируется свыше 260 конвертерных цехов, располагающих приблизительно 660 крупными конвертерами (с учетом мелких агрегатов, работающих преимущественно в Китае, их количество достигает 740, рис. 1.1 [6]). В конвертерах выплавляется 65,4 % от всего мирового объема стали (примерно 736 миллионов тонн в 2005 году, рис. 1.2 [6]). При этом только 19 цехов в мире имеют в своем составе мощнейшие конвертеры емкостью 290–300 и более тонн. Четыре из них находятся в России (Череповецкий, Магнитогорский, Новолипецкий и Западно-Сибирский металлургические комбинаты), четыре — в Японии ("Kawasaki Steel" на заводе "Mizushima Works"; "Nippon Steel Corp" на предприятии "Yawata Works"; "Nippon Steel Corp" на "Kimitsu Works"; "NKK Corp" на "Keihin Works"), два – в Германии ("Thyssen Krupp Stahl" и "Stahlwerke Bremen"), по одному – в Украине (металлургический комбинат "Азовсталь", в 2007 г. намечен пуск 300-тонного конвертера на Алчевском металлургическом комбинате), Казахстане ("Ispat Karmet"), США ("Weirton Steel Corp"), Южной Кореи ("Pohang Iron & Steel Corp"), Польше ("Huta Katowice"), Великобритании ("Scunthorpe Works"), Франции ("Arcelor" на предприятии "Fos-sur-Mer"), Индии (Bokaro, "S.A.I.L.") и Нидерландах ("Hoogovens Ijmuiden BV"). Как показывает практика, конвертерный цех в составе трех 370–400-тонных конвертеров может обеспечить годовой объем производства на уровне 10 миллионов тонн стали [8]. Основными про-

изготовителями стали в кислородных конвертерах являются Китай, Япония, США, Россия, Южная Корея, Бразилия, Индия, Украина.

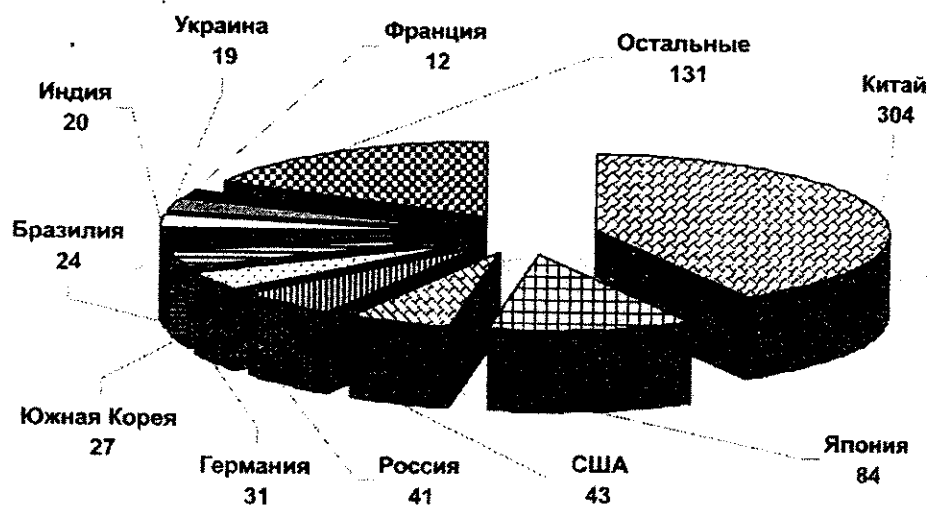


Рис. 1.1. Количество кислородных конвертеров в различных странах

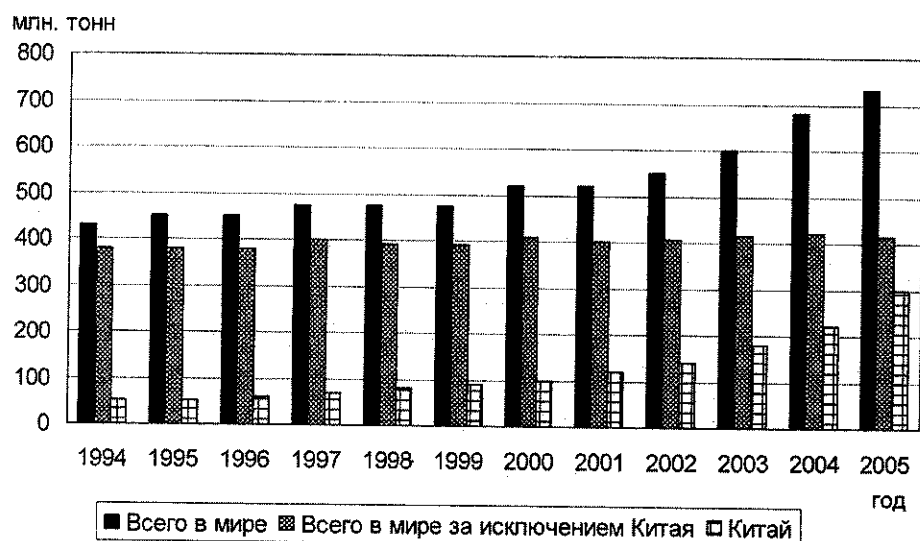


Рис. 1.2. Динамика производства конвертерной стали в мире

Для конвертерного способа производства характерна его высокая концентрация в небольшом количестве промышленно развитых стран. Пять ведущих производителей конвертерной стали обеспечивают более двух третей, а десять ведущих производителей – свыше четырех пятых ее

мирового производства. При этом доля конвертерной стали в общем объеме производства в этих странах колеблется весьма существенно: от 45 % в США и 49,9 % в Украине до 87,1 % в Китае и 70–75 % в Бразилии, Южной Корее, Японии. В Австрии, Австралии, Бельгии, Люксембурге доля конвертерной стали составляет более 90 %.

Конвертерное производство России включает 8 конвертерных цехов с 22 кислородными конвертерами (9 – 300–375 тонн и 13 – 130–160 тонн общей мощности 350 млн тонн) [5].

На российских предприятиях в настоящее время (по данным за 2005 г.) 59,3% всей выплавляемой стали производится конвертерным способом (ОАО "ММК", ОАО "Северсталь", ОАО "НЛМК", ОАО "ЧМК", ОАО "НТМК", ОАО "ЗСМК"). Общий объем выплавки конвертерной стали на этих предприятиях в 2005 г. составил 39,3 млн. тонн. При этом за последние 10 лет выплавка кислородно-конвертерной стали увеличилась в 1,7 раза (рис. 1.3).

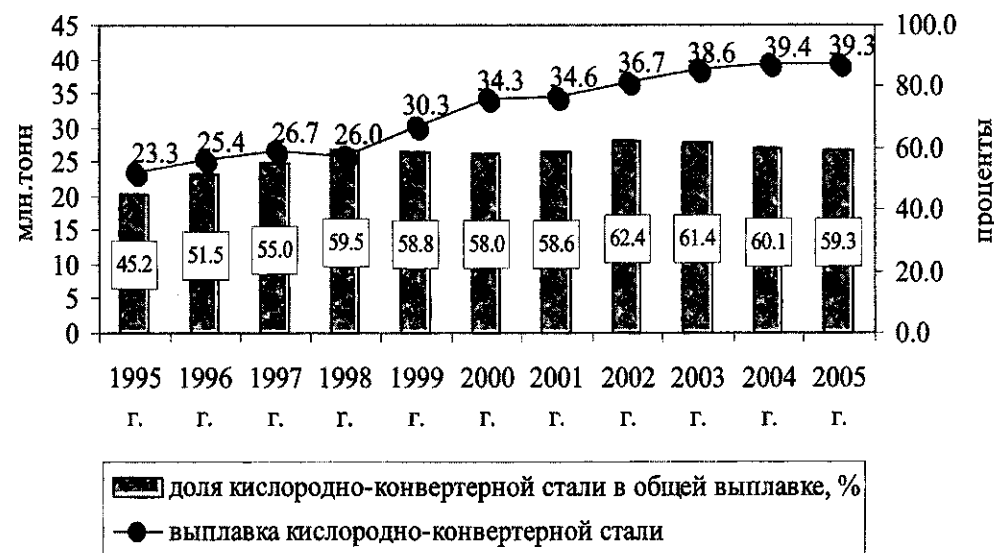


Рис. 1.3. Динамика выплавки кислородно-конвертерной стали в России

Современные российские конвертерные цеха являются крупными сталеплавильными комплексами с конвертерами с комбинированной продувкой, оборудованные газоочистками с системой отвода газов без дожигания. В цехах имеются установки десульфурации чугуна и внепечной обработки стали, высокопроизводительные машины непрерывного литья заготовок, а также автоматические системы управления технологическими процессами.

Наблюдаемый в последнее десятилетие прирост производства конвертерной стали достигнут главным образом за счет Китая. Определенный прирост производства конвертерной стали в России и Украине может наблюдаться в случае реструктуризации цехов с мартеновскими печами (доля мартеновского производства в Украине составляет около 45%, в России – около 25%, рис. 1.4, [9]).

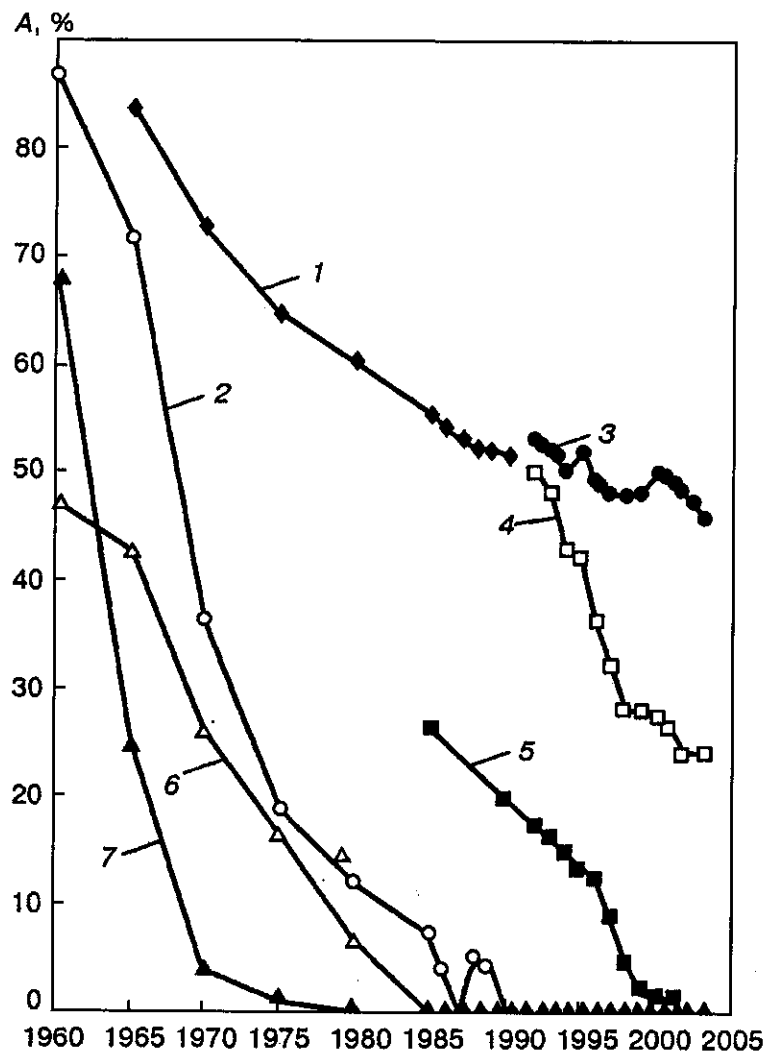


Рис. 1.4. Изменение доли мартеновского производства стали А с 1960 по 2005 г.: 1 – СССР; 2 – США; 3 – Украина; 4 – Россия; 5 – Китай; 6 – Германия; 7 – Япония

И все же в дальнейшем наиболее вероятен прирост производства конвертерной стали за счет Китая и Индии, где внутреннее потребление металлопродукции постоянно растет (в Китае доля внутреннего потребления стали составляет около 90%, в промышленно развитых странах объем внутреннего рынка потребления металлов достигает 80%, а в Украине не превышает 21%).

При этом следует отметить, что если в странах Евросоюза наблюдается тенденция к повышению эффективности функционирования всей технологической системы производства конвертерной стали в совокупности с расширением мероприятий по защите окружающей среды без существенного наращивания объемов производства, а в КНР в течение нескольких лет происходит скачкообразное наращивание производства конвертерной стали за счет введения в эксплуатацию новых цехов и заводов, базирующихся на последних достижениях европейских и японских технологов и машиностроителей.

В 2005 году в странах ЕС-25 выплавлено 114,2 миллионов тонн конвертерной стали, что составляет 61,0 % от всего сталеплавильного производства. В настоящее время в странах ЕС функционирует 91 конвертер, большинство из которых имеет массу плавки более 100 тонн (таблица 1.3, [6]).

Таблица 1.3. Количество конвертеров в странах ЕС-25

Наименование показателей	Значение показателей				
	<75	76-150	151-250	251-350	>350
Емкость конвертера, тонн					
Количество конвертеров, штук	7	15	34	33	2

При развитии конвертерного производства в ЕС предпочтение отдается технологическим решениям, направленным на уменьшение потерь энергии, железа, огнеупоров и других расходуемых материалов при снижении вредного влияния на окружающую среду. Не обходят вниманием и технологии эффективной переработки металлолома, утилизации технической воды, развитие транспортной системы. Важным направлением инновационного развития в металлургии ЕС является создание новых марок сталей, имеющих максимально высокие технологические и эксплуатационные свойства применительно к конкретным изделиям. Следует ожидать, что в ближайшее время будут интенсивно развиваться направления производства высокопрочных сталей, а также сталей высокой чистоты по вредным примесям.

В 2005 году производство конвертерной стали в Китае превысило 300 миллионов тонн. Сегодня в стране выплавляется более 40 % всего мирового производства конвертерной стали. Характерной особенностью развития конвертерного производства в Китае является быстрое увеличение количества конвертеров при их сравнительно небольшой единичной емкости (таблица 1.4, [6]). Между тем в Китае в последние десятилетия построен ряд конвертерных цехов с агрегатами 200–300 тонн.

Таблица 1.4. Количество конвертеров и средняя масса плавки в Китае

Год	1970	1980	1995	2004
Количество конвертеров, штук	64	123	297	292
Средняя масса плавки в конвертере, тонн	14,8	21,93	24,15	55,41

Основными тенденциями развития конвертерного производства в Китае являются повышение эффективности работы конвертеров за счет применения комбинированной продувки (реконструкция действующих конвертерных цехов), широкое внедрение автоматических систем контроля производства, снижение удельных расходов энергии, огнеупоров (за счет технологии набрызгивания шлака на стены конвертера), радикальное повышение чистоты стали, расширение объемов природоохранных мероприятий и рециклинга промышленных отходов.

1.2.2. Разновидности кислородно-конвертерного процесса производства стали

В практике металлургического производства успешно применяются три схемы вдувания кислорода в конвертерную ванну, каждая из которых имеет свои преимущества и недостатки: сверху через водоохлаждаемую фурму, через расположенные в днище продувочные блоки и комбинированную. Различные модификации кислородно-конвертерного производства стали представлены в таблице 1.5 [5–7].

Наибольшее распространение в металлургии получила схема, при которой кислород с расходом 2–3,5 м³(т·мин) подается через погружаемую сверху водоохлаждаемую фурму.

Таблица 1.5. Различные модификации кислородно-конвертерного процесса

Наименование процесса	Описание процесса	Фирма, которая предложила процесс
LD (Linz-Donawitz)	Первый кислородно-конвертерный процесс с вдуванием кислорода через погружаемую сверху водоохлаждаемую фурму и использованием кусковой извести	Voest Alpine, Австрия
BOF	Аналогичен процессу LD	Широко используемый в мире
BOP	Аналогичен процессам LD и BOF	USX (США) другие фирмы
LD-AC	Подобный процессу LD с вдуванием порошкообразной извести (для металла с высоким содержанием фосфора)	ARBED/CRM (Люксембург и Франция)
LD-CL	Процесс LD с вращением фурмы	NKK, Япония
LD-PJ	Процесс LD с пульсирующей подачей кислорода	Italsider
LD-GTL	Процесс LD с подачей аргона или азота через верхнюю фурму и использованием кусковой извести	Linde/National Steel (США)
AOB	Аналогичен процессу LD-GTL	Inland, Union Carbide
LBE	Процесс LD с пористыми продувочными узлами в днище и использованием кусковой извести	ARBED (Люксембург), IRSID (Франция)
LD-KGS	Процесс LD с большим числом маленьких фурм, расположенных в днище, для вдувания Ar, N ₂ , CO и использованием кусковой извести	Kawasaki Steel (Япония)
NK-CB	Процесс LD с простыми донными фурмами или пористыми элементами для вдувания Ar/N ₂ /CO ₂ и использованием кусковой извести	NKK, Япония
OBM	Процесс со 100% донной продувкой через фурмы с защитой природным газом и вдуванием порошковой извести	Maxhutte (Германия)

Продолжение таблицы 1.5.

Наименование процесса	Описание процесса	Фирма, которая предложила процесс
OBM-S	Процесс, аналогичный OBM, но с дополнительным вдуванием кислорода через верхнюю погружаемую фурму	Maxhutte (Германия), Klockner(Германия)
Q-BOP	Аналогичен процессу OBM	USX (США)
K-BOP	Вдувание кислорода через верхнюю фурму и через донные продувочные узлы, охлаждаемые природным газом, и вдувание порошковой извести	Kawasaki Steel (Япония)
LD-OB	Процесс OBM, дополненный продувкой кислородом сверху с использованием кусковой извести	Nippon Steel (Япония)
STB-P	Аналогичен процессу STB, исключая вдувание порошковой извести через верхнюю фурму для коррекции содержания фосфора	Sumitomo (Япония)
KMS	Процесс, аналогичный OBM, но с дополнительным вдуванием порошкообразного угля через донные фурмы для ускорения расплавления металлолома	Klockner (Германия)

В наконечнике такой фурмы выполняются три или пять специальных отверстий, через которые кислород вдувается в расплав на сверхзвуковых скоростях. Такое истечение кислорода создает благоприятные условия для интенсивного перемешивания расплава, способствует формированию активного жидкоподвижного шлака, а также развитию химических процессов окисления и рафинирования металла. В результате протекания реакций окисления углерода газообразные оксиды всплывают в жидкой ванне, способствуя ее перемешиванию, а затем поднимаются к горловине конвертера. Остальные продукты окисления расплава поглощаются основным шлаком, который формируется путем ввода в конвертер обожженной извести.

Успешная промышленная эксплуатация конвертеров с донным дутьем началась в конце шестидесятых годов прошлого века в Германии (OBM-процесс) и Канаде (Q-BOP-процесс). Собственно реализация этого процесса связывается с успешным решением технической задачи предотвращения быстрого износа днища и продувочных фурм. Каждая из таких фурм состоит из двух концентрически установленных труб. Кислород подается через центральную трубу, а охлаждающий ее углеводород (природный газ) – в пространство между трубами. Характерно, что при донной

продувке весь кислород вдувается через фурмы, расположенные в днище конвертера. Это обеспечивает его всплытие через жидкую ванну металла и шлака, создавая максимально интенсивное перемешивание и эмульгирование шлака и металла. Порошкообразные флюсы вводятся в жидкую ванну через специальные фурмы, расположенные в днище конвертера. Примерно в это же время в практике металлургического производства начали применять конвертеры с донным кислородно-аргонным дутьем (AOD-процесс).

В конструкционном плане безусловным преимуществом конвертеров с донной продувкой оказалось радикальное уменьшение высоты цеха и возможность переработки крупногабаритного металлолома. При этом, судя по промышленным данным, при донной продувке снижается содержание железа в шлаке, улучшается удельный расход извести и кислорода на тонну стали, повышается стойкость футеровки конвертера.

В дальнейшем, начиная с середины семидесятых годов прошлого века, многие ведущие металлургические компании приступили к разработке своих модификаций кислородно-конвертерного процесса, сущность которых сводилась к организации комбинированной (верхней и донной) продувки с учетом специфики каждого конкретного сталеплавильного производства. На практике различают следующие схемы комбинированной продувки [5–7]:

- вдувание кислорода сверху и инертного (Ar) или нейтрального (N₂) газа через пористые элементы, установленные в днище;
- вдувание кислорода сверху и смеси кислород — природный газ через донные фурмы;
- вдувание кислорода сверху и инертного (Ar) или нейтрального (N₂) газа через неохлаждаемые фурмы, установленные в днище.

Выбор вариантов комбинированного процесса зависит от многих факторов и определяется прежде всего сортаментом выплавляемой стали, наличием достаточного количества чугуна и требованиями экономического и конъюнктурного характера. Так, например, большое влияние на долю жидкого чугуна и лома в шихте имеют соотношение цен на эти материалы и, в конечном счете, экономика процесса.

Вместе с тем наибольшее распространение в мире получила комбинированная продувка кислородом сверху и нейтральным газом снизу. По такой технологии в мире работает около 80% всех конвертеров. Через донные фурмы могут вдуваться не только аргон или азот, но и углекислый газ с интенсивностью до 0,1 м³/(т мин) и даже окись углерода CO. Все шире в мировой практике применяют вдувание снизу нейтрального газа по окончании кислородной продувки сверху. В целом же комбинированная продувка обеспечивает снижение окисленности конечного шлака на 10–20% и повышение выхода годного на 0,2–0,3%; высокую гомогенизацию металла в конвертере по составу и температуре и повышение точности попадания в анализ на выпуске (это позволяет сократить среднюю продолжительность

продувки на 0,5–1,5 минуты); снижение содержания углерода в конце продувки; снижение расхода раскислителей.

Одним из радикальных изменений конвертерного процесса является процесс с осуществлением так называемой малошлаковой технологии, осуществленной главным образом в Японии, когда за счет предварительной десульфурации, дефосфорации и десиликонизации чугуна за конвертером сохраняются функции только доводки металла до заданных пределов в стали углерода и температуре при наличии в конвертере шлака в количестве 2–4 кг/т.

Анализируя последние достижения в части развития системы технологий производства стали в конвертерах с применением кислорода можно предположить, что основной прогресс будет достигаться совершенствованием процесса выплавки стали с целью повышения производительности плавильного агрегата при условии комплексной автоматизации всех элементов технологической цепочки, что обеспечит дополнительный энерго- и ресурсосберегающий эффект, большую экологическую безопасность, а также оптимальные экономические показатели.

1.2.3. Повышение производительности конвертеров

Вопрос повышения производительности конвертеров представляется наиболее актуальным в ракурсе увеличения объемов производства стали в действующих цехах, большинство из которых было построено два и более десятилетия назад. Для повышения эффективности конвертерной плавки на современных производствах все большее распространение получают методы контроля положения и конструкции верхней фурмы, скорости вдувания кислорода, повышения эффективности процесса шлакообразования, оптимизации параметров вдувания аргона через донные фурмы, а также оперативного прогнозирования содержания углерода по ходу продувки. При этом увеличение производительности конвертеров рассматривается в большинстве случаев как системное мероприятие, предполагающее увеличение доли используемого металлолома, расширение внедоменной обработки чугуна, радикальное повышение стойкости футеровки, интенсификации процесса плавки за счет комбинированной продувки, обеспечение надежной системы отсечки шлака при выпуске из конвертера, повышение эффективности обработки стали в ковше. Так, в конвертерном цехе металлургического завода "Voestalpine Stahl" (Линц, Австрия), имеющем в своем составе три 160-тонных конвертера, достигнута годовая производительность 4,8 миллиона тонн стали, что соответствует 30700 плавкам в год (87 плавков в день) [5]. При этом расход металлолома возрос до 355 кг/т стали (расход жидкого чугуна уменьшился при этом до 782 кг/т). Конструкция конвертера (рабочий объем 104 м³) предполагает комбинированную про-

дувку с установкой в днище 12 продувочных узлов для инжектирования аргона. Отсечка шлака на выпуске осуществляется газодинамическим устройством. Доводка стали в ковше выполняется на двух агрегатах ковшепечь и двух вакууматорах RH.

На металлургическом заводе "Port Talbot Works" (Великобритания) удалось повысить производительность конвертерного цеха (2 конвертера с массой плавки 326 тонн каждый, 2 вакууматора RH-OB, 2 агрегата для обработки стали в ковше типа CAS-OB/DeS и 3 МНЛЗ) с 3,8 миллиона тонн до 4,8 миллиона тонн жидкой стали в год. Это соответствует в среднем 43 плавкам в сутки при рабочем цикле выпуска плавков из конвертера менее 35 минут. Для обеспечения такого цикла работы практически весь жидкий чугун подвергается десульфурации перед заливкой в конвертер, причем значительная часть чугуна (при выплавке качественных сталей) – глубокой десульфурации. Время выпуска стали из конвертера было уменьшено с 7 до 5,5 минуты за счет увеличения диаметра сливного отверстия, масса плавки возросла до 240 тонн, а период продувки металла был уменьшен на 1,5 минуты за счет увеличения расхода кислорода с 950 до 1000 м³ в минуту.

Для повышения годовой производительности с 2,3 миллиона до 3 миллионов тонн стали на заводе "Raahе Steel Works" (Финляндия) были реализованы следующие мероприятия: увеличение массы плавки со 100 до 125 тонн; увеличение удельной доли металлолома (250–270 кг/т стали); применение автоматической системы динамического контроля за процессом ведения плавки; увеличение стойкости футеровки конвертера с 1500–1600 плавков до 3000 за счет использования технологии набрызгивания шлака и контроля степени износа футеровки лазерным измерителем; реконструкция МНЛЗ с целью повышения производительности.

Повышению производительности способствует также и автоматизация процесса кислородно-конвертерной плавки. Оперативный контроль по ходу кислородно-конвертерной плавки представляется весьма важным элементом, который обеспечивает контроль химического состава металла и его температуры, массы плавки, металлолома, железной руды (или окалины), а также обожженной извести и доломита. Такая стратегия в конечном счете минимизирует количество додувок и добавок охладителя.

Системы автоматического контроля и управления процессом конвертерной плавки используют либо статистические, либо динамические модели. При применении статистических моделей используются компьютерные аналоги, базирующиеся на накопленном в данных производственных условиях статистическом материале. Однако такие модели требуют достаточно точной информации о химическом составе, массе и температуре заливаемого чугуна и заваливаемого скрапа, а также о химическом составе и размерах кусков извести, доломита и других флюсов. На практике это не всегда представляется возможным и точность статистических моделей, как

правило, не удовлетворяет производителей. Поэтому прямым развитием статистических моделей является введение в них вспомогательных параметров, контролируемых по ходу плавки. Например, для корректировки статистической модели может быть использована информация о химическом составе отходящих газов или температура металла и активность кислорода, определяемая по ходу плавки. На нескольких заводах в Северной Америке, например, используются световые сенсоры, позволяющие оценивать уровень содержания углерода в низкоуглеродистых сталях. Эта система оценивает интенсивность свечения в горловине конвертера в течение периода продувки. Безусловно, динамические модели автоматического контроля являются достаточно эффективными, и следует ожидать их дальнейшего совершенствования и развития особенно в части создания новых приемов измерения (контроля) используемых в модели корректирующих параметров.

Весьма важным фактором повышения производительности является достижение высокой стойкости футеровки конвертер, обеспечивающей такую эффективность работы конвертера, которая соответствует минимальным удельным затратам на огнеупоры [5–7, 11]. Радикальное повышение стойкости футеровки конвертера обеспечивает довольно-таки значительное повышение производительности конвертерного цеха в целом. Последнее десятилетие характеризуется значительным повышением стойкости футеровки конвертера за счет применения комбинированных сбалансированных схем, в которых учитываются особенности износа отдельных зон, в том числе подверженных повышенной эрозии (рекордные показатели стойкости футеровки конвертеров составляют на сегодняшний день 20–30 тысяч плавов). Так, в различных зонах футеровки конвертера используются различные по качеству и толщине изделия, что, в конечном счете, приводит к сбалансированному износу футеровки в целом.

Повышению стойкости футеровки способствует сокращение времени ее прямого контакта со струей кислорода. Для этого в начале процесса продувки принудительно ускоряется шлакообразование посредством присадки специальных добавок для вспенивания шлака. Конечно, повышению стойкости футеровки способствует автоматизация конвертерного процесса, позволяющая уменьшить количество повалов конвертера и предотвратить перегрев стали в конце плавки. Для повышения стойкости футеровки фирмами "Practer" и "Grate Lakes Division" (США) предложена технология раздува шлака в кислородном конвертере, заключающаяся во вдувании азота высокого давления через верхнюю кислородную или вспомогательную фурму с целью разбрызгивания шлака по футеровке. При этом шлак покрывает футеровку, охлаждается и затвердевает, создавая прочную защитную корочку, препятствующую износу огнеупоров. Технология раздува шлака предусматривает качание конвертера для нанесения покрытия на участки футеровки, подверженные повышенному износу при завалке ме-

таллолома и сливе металла. Дополнительный положительный эффект от шлакового гарнисажа достигается также за счет того, что при заливке в конвертер чугуна шлак частично оплавляется, что приводит к образованию некоторого слоя жидкого шлака еще до начала продувки.

Существенную роль в повышении стойкости футеровки конвертеров играют современные методы контроля за ее состоянием, позволяющие измерять профиль футеровки и степень ее износа. Примером такого оборудования может служить лазерная система измерения профиля футеровки. Полное сканирование конвертера занимает 25–30 минут. Обнаруженные участки с малой толщиной футеровки ремонтируются торкретированием и раздувом шлака. Мониторинг футеровки выполняется 7–10 раз в процессе ее эксплуатации.

Для устранения коробления кожуха и обеспечения полноценного использования периклазоуглеродистых огнеупоров, отличающихся высокой теплопроводностью, все более широкое применение находит система Ni-Var – регулируемое охлаждение кожуха конвертера.

В целом уже сегодня нормальной средней стойкостью футеровки конвертера принято считать 3500–5000 плавов.

1.2.4. Особенности внепечной обработки металла в конвертерных цехах

Роль и задачи доводки металла в ковше в системе конвертерного производства стали в последние годы существенно возрастают и расширяются. Прежде всего это связано с повышением требований к качеству стали и ее химическому составу, а также со стремлением обеспечить максимально высокую степень совмещения дискретного процесса выплавки стали (в нескольких конвертерах) с квазинепрерывным процессом ее разлива (на нескольких МНЛЗ). На практике все большее распространение получает доводка чугуна в ковше перед заливкой в конвертер с целью его десульфурации, дефосфорации и десиликонизации [5, 6].

Развитие тенденции производства стали с низким и особо низким (не более 0,005 %) содержанием серы обуславливает потребность конвертерного производства в жидком чугуне с низким (не более 0,006 %) и сверхнизким (не более 0,001–0,002 %) содержанием серы. Эта задача может быть реализована только при использовании процессов внедоменной десульфурации, которые должны быть адаптированы к массовому производству (10–20 тысяч тонн чугуна в сутки), большим объемам чугуновозных ковшей и малым циклам между обрабатываемыми ковшами. Поэтому многие современные конвертерные цехи имеют в своем составе участки по внедоменной десульфурации чугуна, которые различаются местом десульфурации, типом применяемых десульфураторов, способами удаления об-

разующегося шлака и его последующей утилизацией. Как показывает практика, десульфурация осуществима как в транспортных ковшах типа "торпедо", так и в обычных заливочных ковшах. Наибольшее распространение в качестве десульфураторов получили магнийсодержащие материалы и карбид кальция в смеси с известью. Применяются и комбинированные методы десульфурации, например вдувание смесей и введение проволоки с десульфурующим наполнителем. Естественно, десульфурация чугуна будет наиболее эффективной в том случае, если будет удален шлак, получаемый после окончания процесса десульфурации.

Внедоменная десиликонизация и дефосфорация чугуна обеспечивают получение сталей с низким содержанием фосфора (менее 0,01 %), а также создают условия для реализации малошлаковой технологии ведения конвертерной плавки: низкие содержания кремния и фосфора в чугуне позволяют сократить расход извести и уменьшить количество шлака до 2–4 % от массы металла. Малошлаковая технология обеспечивает повышение выхода годного на 1–2 % за счет снижения потерь железа со шлаком в виде королек и оксидов. Однако недостатком малошлаковой технологии являются ухудшение теплового баланса и, как следствие, снижение доли металлотома в шихте конвертерной плавки.

В последнее десятилетие все большее распространение в практике конвертерного производства получают агрегаты комплексной внепечной обработки стали типа ковш-печь, которые включают в себя проведение операций подогрева металла, продувки стали аргоном, ее рафинирования, доводки по химическому составу, выдержки по времени в соответствии с режимом разлива на МНЛЗ и т.п. [5, 6]. В мире накоплен большой практический опыт эксплуатации агрегатов такого типа, что позволило разработчикам оптимизировать основные их конструктивные и технологические параметры. Вместе с тем следует отметить, что применение агрегатов ковш-печь в конвертерном цехе имеет достаточно очевидные особенности, сущность которых сводится к более интенсивному ритму работы оборудования вследствие меньшего цикла выдачи плавки (в сравнении с электродуговыми печами). Фактически эта технологическая особенность обуславливает уменьшение длительности цикла обработки стали непосредственно на агрегате ковш-печь. При этом емкость сталеразливочного ковша (масса плавки) в конвертерных цехах, как правило, больше, чем на мини-заводах. Более того, совершенно по-новому представляется задача эффективного функционирования ковша-печи при обработке стали в ковшах вместимостью 250 тонн и более, что объясняется существенным увеличением инерционности процессов нагрева металла, его перемешивания и рафинирования.

В последние два десятилетия наблюдается устойчивое наращивание объемов конвертерной стали, которая подвергается вакуумной обработке. Прежде всего, это связывается с широким распространением новых групп

низкоуглеродистых сталей с верхним пределом содержания углерода менее 30 ppm, которое может быть достигнуто только при проведении вакуумной обработки. В западной терминологии такие стали обозначают аббревиатурами ULC (ultra-low-carbon) и IF (interstitial free).

В практике вакуумирования стали используются различные вакуумные установки, которые условно можно разделить на две группы: циркуляционные (RH, RH-OB и их модификации) и камерные (VD, VOD и их модификации). В обоих случаях процесс вакуумирования осуществляется совместно с вдуванием аргона в сталь. Как показывает практика, циркуляционные вакууматоры используются преимущественно в крупных конвертерных цехах при обработке большого количества плавок. Между тем область использования камерных вакууматоров, сооружение которых требует меньших капитальных затрат, несколько ограничивается большей длительностью цикла обработки, связанной со спецификой конструктивных решений для такого типа агрегатов (установка ковша, установка крышки и пр.). Помимо этого, вакуумирование в агрегатах VD/VOD при обработке больших масс металла требует дополнительного времени на перемешивание расплава. В целом же оба типа вакууматоров позволяют достигнуть практически адекватных конечных результатов, а выбор схемы вакуумирования для конкретного конвертерного цеха осуществляется из соображений капитальных и эксплуатационных затрат.

Таким образом, кислородно-конвертерный процесс занимает главенствующее положение в системе сталеплавильных технологий, а его развитие будет происходить в направлении создания экологически безопасных энерго- и ресурсосберегающих технологий, в частности, для производства новых групп сталей. Вместе с тем современное производство стали в конвертерах с применением кислорода уже представляет собой весьма совершенную систему технологий, базирующихся на небольшом количестве технологических парадигм, использующих весьма эффективные закономерности, большинство из которых полностью оформились в конце XX-го века и потенциал которых практически полностью ограничивается действием физико-химических законов. Соответственно, дальнейший прогресс в конвертерном производстве следует ожидать в части повышения эффективности совмещения технологий подготовки чугуна после выпуска из доменной печи, процессов выплавки в конвертере и ковшевой доводки стали, ее разлива на МНЛЗ.

1.3. РАЗВИТИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ МИНИ-ЗАВОДОВ

За последние 15–20 лет, благодаря прогрессу в технологии электросталеплавильного производства, внепечной обработки и разлива стали, созданию высокоскоростных машин непрерывного литья и сортовых ста-

нов, образованию избытка лома, удорожанию топлива, а, следовательно, перевозок, полностью сформировалась экономическая концепция так называемых мини-заводов, то есть заводов сравнительно небольшой производительности (0,04–2,0 млн. т стали в год) [2].

Начиная с 70-х годов в развитых капиталистических странах, постепенно осуществляется перестройка структуры черной металлургии, в процессе которой уменьшилась роль крупных металлургических заводов. Рост производства на мини-заводах, использующих в качестве сырья металлолом и его заменители, обусловлен тем, что на них осуществляется коммерциализация переработки лома, которая существенно изменила конкурентную ситуацию в отрасли. Отметим, что к началу третьего тысячелетия в мире накоплен огромный металлофонд – около 30 млрд. т стали, что требует постоянного совершенствования технологических вариантов утилизации лома [12].

Однако нельзя не отметить тот факт, что концепция металлургического мини-завода известна достаточно давно. Еще до II мировой войны в мире существовала большая группа компактных металлургических заводов, производивших в мартеновских (скрап-процесс) и дуговых сталеплавильных печах качественную сталь, которая затем использовалась при производстве труб и ряда машиностроительных профилей. С начала 60-х годов такие заводы с мартеновскими печами претерпели серьезную реконструкцию, в ходе которой мартеновские печи были заменены на дуговые сталеплавильные печи. Исключение составили разве что некоторые заводы Украины и России (например, Нижнеднепровский металлургический завод, Выксунский металлургический завод, Таганрогский металлургический завод, Омутнинский металлургический завод, Северский трубный завод и т.д.).

В дальнейшем прогресс в области создания оборудования для мини-заводов достиг крайне высоких темпов: были разработаны новые конструктивные подходы и созданы оригинальные технологические решения, обеспечивающие существенный рост удельной производительности дуговых сталеплавильных печей; отработана концепция высокоэффективного агрегата для внепечной обработки стали, получившего в литературе название ковш-печь; а также реализована на практике концепция высокопроизводительной многоручьевой сортовой МНЛЗ, позволившая обеспечить совмещение дискретного цикла выплавки стали и ее непрерывной разливки.

Современное содержание понятия мини-завод (mini-mill) включает в себя: относительно небольшие затраты на производство, минимальные выбросы технологических отходов в окружающую среду, минимальные простои оборудования и агрегатов, минимальную продолжительность производственного цикла при максимальной производительности, продажах и рентабельности.

Как уже отмечалось, к мини-заводам можно отнести все современные электросталеплавильные цехи небольшой мощности от 40 до 2000 тыс. т/год. Это связано с технологией неполного цикла, так как электросталеплавильные цеха большей мощности экономически нецелесообразны в связи с необходимостью запаса большого количества металлолома и наличием соответствующего спроса на предлагаемый мини-заводом сортмент.

В конструктивном плане характерной особенностью современной концепции металлургического мини-завода является широкий перечень новых технологических процессов и агрегатов, впервые освоенных и адаптированных непосредственно для такого рода предприятий, высокая степень их функциональной совместимости между собой в едином технологическом цикле.

Сегодня в мире существует свыше тысячи металлургических мини-заводов. Их функционирование имеет определенную специфику в различных регионах мира. В целом же современный металлургический мини-завод представляет собой комплекс, состоящий из следующих агрегатов: дуговая сталеплавильная печь, агрегат доводки стали в ковше типа ковш-печь, машина непрерывной разливки стали и группа прокатных станков. Такое оформление металлургических мини-заводов обеспечивает им определенные преимущества перед металлургическими комбинатами с полным циклом и делает их конкурентоспособными на мировом рынке металлопродукции. Мини-заводы включают (рис. 1.5, [2]): оборудование для подготовки стального лома к плавке, электродуговую печь, участок доводки стали (в частности, агрегаты для нагрева, усреднения, дегазации и десульфурации), машину непрерывной разливки, прокатный стан (при этом некоторые составляющие могут отсутствовать) [2, 13–15].

Подразумевается наличие вспомогательных производств и служб, а также необходимой инфраструктуры. Таким образом, часть энергоемких переделов, имеющих на интегрированных заводах полного цикла, на металлургических мини-заводах отсутствуют.

В настоящее время все большая доля продукции производится на современных мини-заводах, и если в недавнем прошлом они были ориентированы на выпуск продукции массового сортамента, поскольку основной упор делался на снижение затрат, то в последние годы расширяется сортмент качественных марок стали. К 2000 году производство продукции на мини-заводах в США составило 46,2 %, а в развитых странах в целом – более 41 %. В настоящее время в России находятся в стадии строительства 19 мини-заводов, в том числе Ленинградский электрометаллургический завод (Ленинградская обл., г. Тосно), Тольяттинский электрометаллургический завод, Новосибирский электрометаллургический завод и др. с годовой мощностью 19,2 млн. тонн [16].

Таблица 1.6. Распространение мини-заводов в мире

Страна	Количество мини-заводов	Суммарная потенциальная мощность мини-заводов тыс. т/год
Аргентина	7	4500
Бразилия	26	8913
СНГ	36	27359
Канада	14	6958
Китай	45	3700
Франция	15	3900
Германия	21	9595
Великобритания	8	3343
Индия	102	12917
Индонезия	16	2810
Италия	32	2420
Тайвань	36	8002
Таиланд	13	4941
Турция	16	6550
США	88	48946
Япония	67	8210
Корея	18	9372
Испания	24	12382
Венесуэла	8	5500
Бельгия	7	5320
Австралия	12	12870
Египет	9	2668
Малайзия	7	4520
Мексика	23	9272

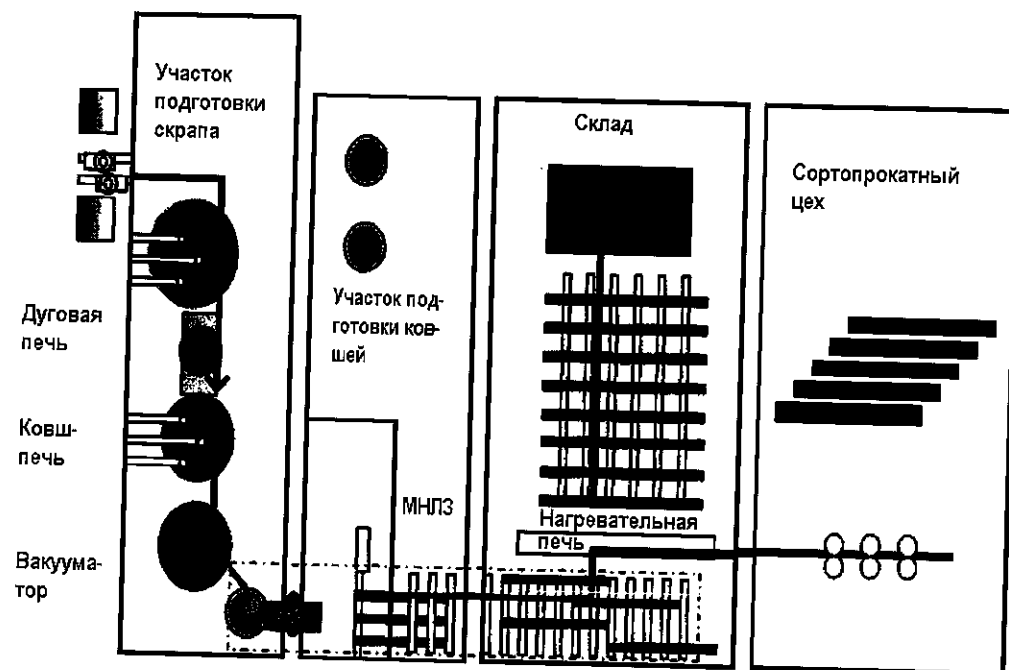


Рис. 1.5. Схема современного металлургического мини-завода для производства сортового проката

Как уже отмечалось, на сегодняшний день в мире насчитывается свыше тысячи мини-заводов различной производительности и уровня технологии (таблица 1.6), которые выплавляют более 15 % мирового производства стали.

Достаточно быстро и успешно они развиваются в США, Бразилии, Индии, Испании, Австралии, Мексике, Германии, Китае, Тайване, а также странах СНГ [2].

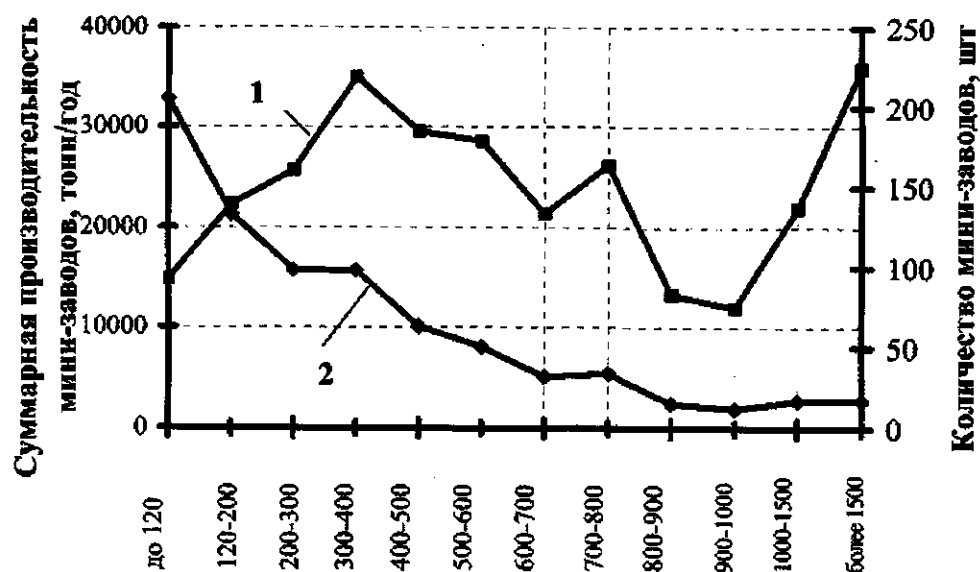
На рис. 1.6 представлены диаграммы мощности и количества металлургических мини-заводов мира [2]. Наибольшее распространение имеют мини-заводы с мощностью до 400 тыс. т/год, далее по мере увеличения производительности количество мини-заводов падает.

Как отмечалось выше, мини-заводы существуют на мировом и отечественном рынке наравне с крупными металлургическими комбинатами. Сравнительные технико-экономические показатели работы металлургических мини-заводов и заводов полного цикла представлены в таблице 1.7 [2].

Следует отметить, что конкурентоспособность мини-заводов и производимой ими металлопродукции достигается за счет ряда представленных ниже факторов.

1. Небольшая мощность завода позволяет производить продукцию непосредственно под не крупный заказ. Производство проката небольшими партиями в зависимости от нужд потребителей внутри региона, а также на внешнем рынке позволяет иметь гибкость в определении номенклатуры выпускаемой продукции, обеспечивает возможность быстрого реагирования на требования рынка. На сегодняшний день на ряде мировых рынков требуются поставки металла высокого качества, по низким ценам, малыми партиями и в короткие сроки. Такие требования металлургический завод с полным циклом годовой производительностью от 4–5 млн. т и выше может

выполнить с трудом, так как не полностью загруженные мощности приводят к удорожанию продукции, а избыток произведенной продукции - к трудностям с её реализацией. В этих условиях, чем меньше партия, тем более высокая плата за 1 т продукции.



Диапазон производительности мини-заводов, тыс. т/год

Рис. 1.6. Мощности и количество мини-заводов в мире:

- 1 – мощности мини-заводов в зависимости от диапазонов, тыс. т;
2 – количество мини-заводов соответствующей мощности, шт.

2. Небольшие площади, требуемые для размещения оборудования (18–20 га на 1 млн. т выплавляемой стали в год), величина которых примерно в 8–15 раз ниже, чем для традиционных металлургических комбинатов. Строительство мини-завода не предполагает наличия разветвленной общественной инфраструктуры. Так, доля общезаводского хозяйства в общем объеме капитальных вложений может быть снижена с 60 % (по нормативным и фактическим данным) до 20 %, что подтверждается опытом создания мини-заводов за рубежом, где необходимые услуги выполняют специализированные сторонние организации. Наибольший эффект от строительства может быть достигнут при размещении оборудования на существующих площадях, недостроенных или высвобождающихся в результате перепрофилирования производства [2].

3. Сравнительно низкая стоимость строительства мини-завода. Удельные капиталовложения на 1 т готовой продукции по разным источникам обычно оцениваются на уровне 150–300 \$ США в сравнении с 650–1000 \$ США для завода с полным циклом.

Таблица 1.7. Сравнительные технико-экономические показатели работы металлургических мини-заводов и заводов полного цикла

Показатели	Интегрированный завод	Мини-завод
Мощность, тыс. т/год	От 3000 и выше	100-2000
Масса технологического оборудования, т	До 1000000	1000-26800
Удельные капитальные вложения, у.е./т	650-1000	150-300*
Окупаемость, год	10-12	1,5-2
Длительность строительства, год	8,0-10,0	1,5-2
Дальность перевозок лома, км	1500	400
Дальность перевозок проката, км	1800	400
Затраты на транспортировку в структуре себестоимости, %	20	1-5
Количество потребителей	20	> 100
Численность работников, тыс. чел.	10-20(4-8)**	0,3-0,6
Выработка товарной продукции на одного работника основной деятельности	15,5-23,3	50,2-65,4
Длительность цикла, суток	5-10	0,5-0,6
Уровень рентабельности, %	7-20	15-22
Вложения в оборудование, обеспечивающее охрану окружающей среды, у.е./т	400-650	70-150
Выпуск проката, тыс. т/год на ед.:		
площади, тыс. т/(год×га)	69-460	18-20
оборудования, тыс. т/(т×год)	120-160	26,1-100
мощности, тыс. т/кВт×год	6,4-5,8	3,41-5,3
Затраты труда чел. час./т	5,5-7,6	1,5-7,6

* При использовании в шихте электропечей первородного сырья собственного производства удельные капитальные вложения на мини-заводах возрастают до 550 у.е./т.

** За рубежом в численность промышленно-производственного персонала включают лишь рабочих, непосредственно занятых в основном производстве

4. Пониженная энергоёмкость производства, выгодно отличающаяся от высокой суммарной энергоёмкости оборудования крупных металлургических комбинатов [2, 17].

5. Черная металлургия полного цикла относится к числу зрелых отраслей с низкой инвестиционной привлекательностью и характеризуется большой инертностью. Для стратегических инвесторов данная отрасль не является приоритетным объектом вложения ресурсов, так как капиталовложения омертвляются на длительное время. Относительно небольшая продолжительность проектирования и строительства мини-завода позво-

ляют ориентировать капитальные вложения на минимальный срок окупаемости. Так, сооружение мини-завода и освоение производственных мощностей продолжается всего 1,5–2 года, поэтому они начинают давать прибыль, когда строительство интегрированного завода будет только разворачиваться [18].

6. Высокие потенциальные возможности в части реконструкции традиционных электросталеплавильных цехов в рамках реализации концепции компактного мини-завода (затраты на модернизацию существующего завода с полным циклом оцениваются на уровне 100–200 долл. США на 1 т годового производства, а завода с электродуговыми печами только 50 долл.). В новых условиях практически все предприятия изначально отказываются от строительства сталеплавильных цехов на свободной площадке и предпочитают максимально использовать выведенные из эксплуатации существующие здания и оборудование, т.е. ставится вопрос о сведении к минимуму капитальных, энергетических и материальных затрат.

7. Существенное снижение трудозатрат по сравнению с заводами полного цикла. Так, при производстве сортового проката затраты снижаются приблизительно в 2,5–3 раза, а при производстве листового проката – в 5–6 раз [2, 19].

8. Исключение перевозок сырья на большие расстояния за счет использования металлолома данного экономического региона, потребление значительной части проката (или заготовки) непосредственно в районе его производства позволяет существенно снизить долю транспортных расходов в структуре себестоимости продукции [2, 20]. Так, в США расстояние от мини-завода до потребителя его продукции, которая часто доставляется автотранспортом завода-производителя, обычно не превышает 400 км. Такие мини-заводы ориентируют на выпуск проката, в котором нуждаются близлежащие регионы. Это чаще всего арматура для железобетона, катанка, мелкие фасонные профили.

9. Привлечение штатного персонала только в основном производстве.

10. Применение в качестве металлической части шихты металлолома позволяет многократно использовать железо. Как известно, только дуговые печи способны эффективно перерабатывать металлический лом достаточно широкого спектра качества.

11. Достижение минимальной длительности цикла "выплавка – разливка – прокат". Так на комбинатах средняя длительность составляет 5–10 дней, на мини-заводах же она достигает 10–16 ч, а на некоторых и 2,5–3,2 часа.

12. Возможность согласования работы основных технологических агрегатов: электродуговая печь – агрегат внепечной обработки – машина непрерывной разливки в достаточно широком диапазоне годовой мощно-

сти (0,04–2,0 млн. т готовой стали в год), т.е. минимизация затрат за счет синхронизации почасовой производительности всех агрегатов.

13. Использование высокопроизводительных механизированных мелкосортных и мелкосортно-проволочных станков с небольшой численностью обслуживающего персонала позволяет при вводе в эксплуатацию единой технологической линии (от плавки стали до выпуска проката) значительно снизить себестоимость продукции.

14. На мини-заводах самая высокая отдача от внедрения комплексных автоматизированных систем управления технологическим процессом, что обеспечивает повышение производительности труда и улучшение качества продукции, в то время как на крупных интегрированных заводах, несмотря на значительные затраты, связать воедино управление всеми технологическими процессами пока не представляется возможным [21].

15. Более высокий уровень рентабельности. По данным некоммерческой организации IISI, на американских металлургических предприятиях полного цикла уровень рентабельности в 2000 году составлял 7% против 22 % на мини-заводах.

16. Преимущества мини-заводов по величине удельных капиталовложений становятся ещё более очевидными, если учесть необходимость решения экологических проблем, которые становятся глобальными. Основной вред приносят функционирующие аглофабрики и коксохимические производства, работающие на заводах полного цикла, отсутствие которых, превращает металлургические мини-заводы в абсолютно безобидные для природы промышленные образования [22]. Загрязнение воздушной среды снижается на 86 %, а водной – на 76 %. В современных условиях на металлургических заводах с полным циклом требуются огромные средства на покрытие издержек на охрану окружающей среды. Часто, затраты на решение этих проблем можно сравнить со строительством нового мини-завода. Например, в США удельные капитальные вложения на оборудование, обеспечивающее охрану окружающей среды, для интегрированных заводов составляют 400–650 долл./т, а при строительстве мини-завода – 70–150 долл./т.

Таким образом, конкурентоспособность мини-заводов достигается за счет высокой прибыли на единицу продукции (несмотря на более высокие издержки производства), получаемой благодаря низким удельным капиталовложениям, оптимальному использованию производственного оборудования, гибкости технологической схемы, исключению нерациональных дорогостоящих перевозок и высокой степени автоматизации производственных процессов.

Особый путь развития сталеплавильного производства на данном этапе развития демонстрирует Украина. Не вызывает сомнений, что развитие украинской металлургии в настоящее время связано с привлечением ограниченных инвестиций для организации компактных производств. Об-

шая схема таких предприятий направлена на обеспечение минимальных затрат на производство при максимальной производительности, реализации продукции и рентабельности. Структура сталеплавильного производства в Украине представлена на рис. 1.7 [23], а на рис. 1.8. представлено изменение доли электросталеплавильного производства в некоторых странах с 1960 по 2005 гг. [9].



Рис. 1.7. Структура сталеплавильного производства в Украине

Развитие в недалеком будущем мини-заводов со стратегией минимизации издержек для основных металлургических компаний в Украине не является актуальной задачей, потому что они сложились как вертикально интегрированные структуры, которые охватывают горнорудные, угольные и коксохимические предприятия. Поэтому движение в сторону развития заводов полного цикла позволяет компаниям сплотить имеющиеся ресурсы и реализовать их в виде мощного и эффективного металлургического комплекса.

Сложившаяся структура производства обеспечивает потребление большого количества металлолома именно мартеновскими печами и не ставит перед производителями проблемы пуска новых мощностей для переработки металлолома. Принимая во внимание вышеизложенные соображения, можно утверждать, что для существующего положения металлургического комплекса Украины вероятность массового появления новых металлургических мини-заводов со стратегией минимизации издержек путем переплавки металлолома в электродуговых печах в ближайшее время представляется маловероятной, поскольку они вряд ли будут иметь кон-

курентные преимущества перед функционирующими металлургическими гигантами.

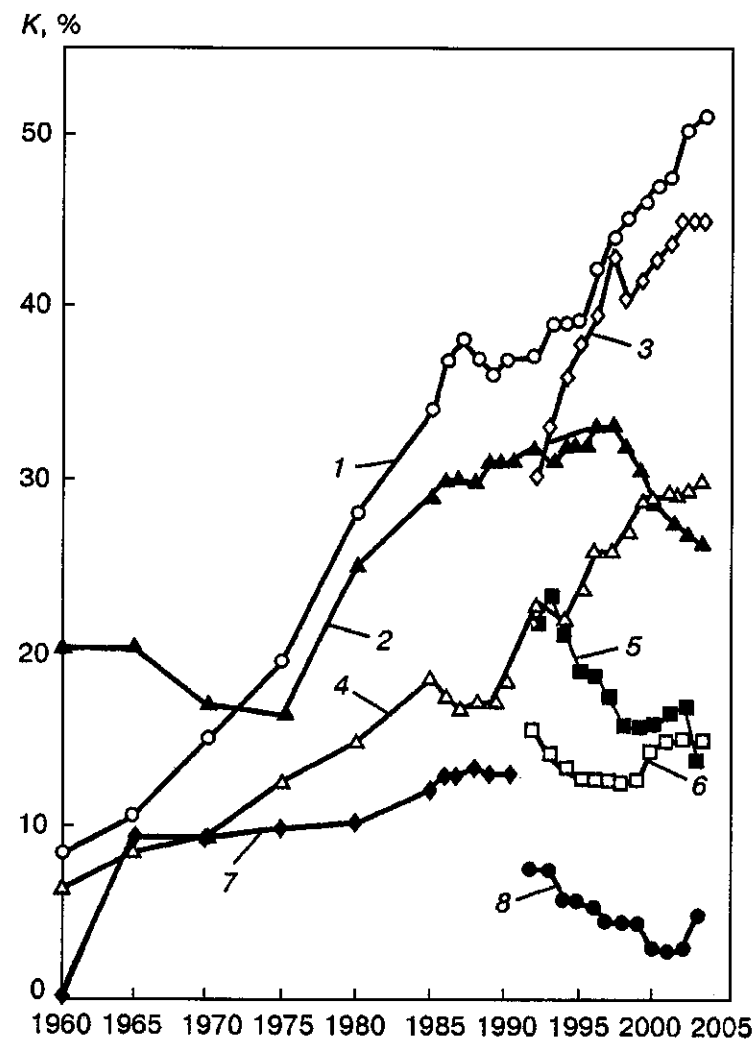


Рис. 1.8. Изменение доли электросталеплавильного производства К с 1960 по 2005 г.: 1 – США; 2 – Япония; 3 – Южная Корея; 4 – Германия; 5 – Китай; 6 – Россия; 7 – СССР; 8 – Украина

Низкая доля выплавки стали в электродуговых печах (около 4%) обусловлена высоким участием мартеновских печей в сталеплавильном производстве. Но и с постепенным вытеснением мартеновского производства электрометаллургия в Украине будет оставаться на вторичных ролях. Этот прогноз обоснован тем, что развитие металлургического комплекса

Украины происходит на внутренней сырьевой базе, что дает преимущества кислородно-конвертерному процессу выплавки стали.

В то же время, начавшийся в Украине в 2006 г. рост стоимости топливно-энергетических ресурсов вызывает необходимость в переориентации металлургических технологий на выпуск продукции с высокой добавленной стоимостью (высококачественных легированных сталей, листового и конструкционного проката коррозионно-стойких сталей, трубной и листовой продукции с гальваническими и полимерными покрытиями и др.).

Наиболее вероятным сценарием развития электрометаллургии Украины представляется появление в ближайшие 5–10 лет нескольких электросталеплавильных цехов, ориентированных на выплавку стали в электродуговых печах из имеющегося в стране металлолома.

В рамках реализации национальной программы начата диверсификация сталеплавильного производства в направлении вывода из эксплуатации мартеновских печей ОАО "Нижнеднепровский трубный завод" и создание в его структуре электросталеплавильного комплекса ОАО "Днепропетровский металлургический завод", строительство современного электросталеплавильного комплекса по переработке окисленных окатышей Полтавского ГОКа на мощностях проектируемого завода "Ворскластал" с объемом производства 3 млн тонн непрерывнолитых заготовок в год с последующим сооружением прокатного комплекса [9]. Группа ЕВРО ФИНАНС ЛТД, контролирующая около 20% украинского рынка вторичных черных металлов, объявила об инвестировании 300 миллионов USD в создание к 2008 году в Белой Церкви металлургических и прокатных мощностей по производству 1 миллиона электростали в год.

Другим примером такого подхода является Донецкий металлопрокатный завод, преимущества которого заключаются в наличии прокатных мощностей по производству строительной арматуры пользующегося повышенным спросом сортамента. На сегодняшний день ассортимент выпускаемой заводом продукции насчитывает более 150 наименований периодических и сортовых профилей. Строительство мини-завода начал владелец завода, который является трейдером металлолома. В состав предприятия войдет дуговая сталеплавильная печь, агрегат ковш-печь и сортовая МНЛЗ. Строительная площадка выбрана в непосредственной близости от Кураховской ТЭС, что обеспечит конкурентное преимущество в стоимости снабжения и доставки электроэнергии и шихтовых материалов. Предполагаемая производственная мощность завода – 300–350 тысяч тонн электростали в год [23].

Таким образом, планируемое в ближайшие годы уменьшение доли мартеновской стали обуславливает появление новых электросталеплавильных цехов как в структуре действующих металлургических заводов, так и в структуре совершенно новых предприятий в "неметаллургических" регионах, строительство которых будет инвестироваться крупными тор-

говцами металлоломом. В этом случае уже в ближайшие 5–6 лет доля электростали в Украине может увеличиться до 17 %, что изменит структуру не только металлургического производства Украины в направлении мировых тенденций развития черной металлургии, но и металлопотребления внутреннего рынка путем увеличения импортозамещающих технологий [9].

Резюмируя в целом раздел, можно с уверенностью утверждать, что в ближайшее десятилетие будет развиваться тенденция повышения удельной производительности дуговых печей и машин непрерывной разливки стали. Для этого созданы все условия. Крайне важным фактором в грядущем десятилетии будет создание мини-заводов для производства листового проката. Уже сегодня таких заводов в мире более четырех десятков. Нарастание их количества может существенно изменить ситуацию на рынке плоского проката.

1.4. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ

Электросталеплавильные цеха действуют как в структуре действующих металлургических заводов полного цикла (ОАО "Северсталь", ОЭМК и др.), так и на металлургических мини-заводах.

Практика работы металлургических мини-заводов выносит на передний план совершенствование тех элементов техники и технологии электроплавки, которые в наибольшей степени определяют эффективность работы технологического модуля в целом.

Для современной дуговой электропечи, работающей в составе мини-завода, характерны следующие отличительные особенности:

- плавильный агрегат, работая в дискретном режиме с максимальной возможной производительностью, должен обеспечивать заданный квази-непрерывный процесс разливки стали на МНЛЗ;

- применение широкого спектра технических и технологических приемов ведения плавки для получения расплава стабильного химического состава и температуры, позволяющих обеспечить высокую ценовую конкурентоспособность готовой продукции и быструю адаптацию к изменяющимся условиям;

- конструктивное оформление агрегата и технология электроплавки должны гарантированно обеспечивать экологическую безопасность в условиях непрерывного ужесточения требований к защите окружающей среды.

1.4.1. Дуговые печи переменного и постоянного тока

Во всем мире при строительстве металлургических мини-заводов, как правило, предпочтение отдают дуговым электропечам трехфазного переменного тока с высоким полным электрическим сопротивлением контура, которые работают с вторичным напряжением 1000 В и более (ДСП) и дуговыми печами постоянного тока (ДППТ) с одним катодом [2, 24–27]. В мире насчитывают около 1200 дуговых электропечей, из них около 15 % составляют ДППТ [26]. Как показывает опыт промышленной эксплуатации, печи переменного и постоянного тока создаются в соответствии с единым принципом проектирования и управления, поэтому технология переплава металлошихты в этих печах и технико-экономические показатели плавки не имеют принципиальных отличий в силу одинакового принципа теплогенерации и перераспределения тепла в рабочем пространстве.

Несомненно, некоторые особенности применения постоянного тока для плавки стали положительно влияют на технологический процесс. Так, например, под воздействием электродинамических сил, возникающих при прохождении постоянного тока через ванну жидкого металла, происходит достаточно эффективное ее перемешивание. Перемешивание ванны ускоряет плавление, позитивно влияет на процессы окисления углерода, угар железа и рафинирование расплава. Изменяя положение катода, анода или используя специальные средства можно регулировать характеристики движения металла и интенсивность его перемешивания [28].

Кроме того, при прохождении постоянного тока через проводник отсутствует поверхностный эффект (скин-эффект), т.е. неравномерное распределение плотности электрического тока по сечению проводника. Такая неравномерность присуща только переменному току, причем степень ее растёт с увеличением площади сечения проводника и его электропроводности, следовательно, проводники электрического тока (жесткие шины, гибкие кабели, электроды) ДППТ могут иметь меньшее сечение при одинаковых тепловых потерях в сравнении с ДСП.

Вместе с тем, короткая сеть ДППТ, по крайней мере, в два раза длиннее одной фазы ДСП, поэтому масса короткой сети ДППТ обычно на 70–80 % выше. Наличие проводника, соединяющего анод печи с трансформаторной подстанцией определяет необходимость строительства и обслуживания шинной галереи под ванной печи. Из-за ввода в электрическую цепь тиристорного или диодного преобразователя капитальные затраты на печь постоянного тока увеличиваются, и в целом стоимость ДППТ в полтора раза выше, чем аналогичной ДСП.

Сопоставительные исследования свойств электрической дуги постоянного и переменного тока показали, что дуга постоянного тока характеризуется пониженным значением градиента потенциала в столбе, что для обеспечения выделения требуемой мощности вызывает необходимость

увеличения ее длины до 0,8–1,0 м [29, 30]. В конце плавления шихты это приводит к росту потоков излучения на стены и свод печи и увеличению тепловых потерь. Поэтому, несмотря на более высокую, чем в трехфазных печах скорость нагрева и плавления металла, дуговая печь постоянного тока не в состоянии обеспечить существенного повышения производительности (таблица 1.8).

Таблица 1.8. Показатели работы высокопроизводительных ДСП №1 "Badische Stahlwerke GmbH", ДСП №2 "Nucor Yamato Steel" и ДППТ "Peiner Trager GmbH" в 2000 году [2, 31–33]

Показатель	ДСП BSW	ДСП NYS	ДППТ PT
Масса плавки, т	80	112	100
Полная электрическая мощность, МВА	57	90	140
Вторичное напряжение, В	660	1100	1120
Сила тока дуги, кА	56	н.д.	125
Размеры кожуха: днище/каркас, м	5,5/5,8	6,7/н.д.	7,1/7,3
Диаметр электродов, мм	550	610	750
Число проведенных плавов	10361	12740	10320
Производительность, тыс. т/год	829	1427	1032
Максимальное количество плавов в сутки	51	н.д.	43
Удельный расход:			
электроэнергии, кВт·ч/т	325	342	350
электродов, кг/т	1,8	1,6	0,9
кислорода, м ³ /т	48	51	28

Установлено, что КПД дуги переменного и постоянного тока в зависимости от электрического и шлакового режимов изменяется в пределах 0,55–0,85 и 0,40–0,75, соответственно, чем и объясняется больший, в некоторых случаях, удельный расход электроэнергии в дуговых печах постоянного тока [30].

Кроме того, при эксплуатации дуговой печи постоянного тока необходимо принимать специальные меры по предотвращению отклонения дуги из-за явления магнитного "выдувания" дуги для предупреждения неравномерности износа футеровки стен. С целью снижения расхода огнеупоров, используют различные приемы, например: внецентровое расположение графитированного электрода, увеличение диаметра рабочего пространства печи и высоты стен и т.п. [2, 34]. Дуга переменного тока, наоборот, в силу меньшей длины, при горении в колодцах увеличивает вероят-

ность эксплуатационных коротких замыканий, но по окончании плавания шихты работает более эффективно и легко поддается регулированию.

По мнению специалистов компании "Danieli", концепцию печи постоянного тока обычно выбирают с целью уменьшения расхода графитированных электродов. Однако, опыт показал, что одноэлектродная дуговая печь постоянного тока имеет ограниченное преимущество в сравнении с дуговой печью переменного тока с высоким импедансом. По расчетам в одноэлектродной ДППТ вместимостью свыше 80 т расход электродов может быть даже выше, чем в современной ДСП, вследствие ограниченной проводимости существующих типоразмеров электродов [2]. Известно, что на печах постоянного тока вместимостью более 80 т применяют графитированные электроды нестандартного диаметра – 700–800 мм [33]. В научной литературе появляется информация о том, что одноэлектродные печи исчерпали свои возможности по мощности.

Как правило, в рабочее пространство ДСП вводят в полтора–два раза больше кислорода, чем в ДППТ (таблица 1.8). Это объясняется тем, что последние имеют ограничения содержания кислорода в расплаве и, как следствие, интенсивности вдувания кислорода в ванну из-за снижения стойкости подовых электродов. По-видимому, повышение концентрации кислорода в расплаве вызывает интенсивное зарождение пузырей оксидов углерода на рабочей поверхности подового электрода, при этом их экранирующее воздействие снижает электрическую проводимость подового электрода, что приводит к его перегреву.

Наличие подовых электродов увеличивает толщину и массу подины, усложняет конструкцию, текущий ремонт и повышает расход подовых огнеупоров, однако, это компенсируется снижением расхода стеновых огнеупоров. Поэтому принято считать, что суммарный расход огнеупоров для электропечей постоянного тока ниже и составляет в среднем около 4 против 6 кг/т для крупных трехфазных печей [35].

Пионерами разработки ДППТ являются компании "ASEA" (Швеция), "BBC" и "GHH" (США), "CLECIM" (Франция), "Nippon Kokan", "Dai-Do" (Япония), "Voest-Alpine" (Австрия), "Italmipianti" (Италия) и др.

Практически все дуговые печи постоянного тока являются одноэлектродными и отличаются между собой количеством и конструктивным исполнением подового электрода (анода). Подовый электрод является ключевым элементом конструкции ДСПТ. Не вдаваясь в технические детали, отметим, что различные печестроительные компании в силу сложившихся патентных ограничений устанавливают следующие типы анодов:

– "токопроводящая подина", охлаждение воздушное ("ABB Industrie AG");

– многостержневой металлический подовый электрод, охлаждение воздушное ("MAN GHH Nippon Kokan");

– многопластичный металлический подовый электрод, охлаждение воздушное ("Deutsche Voest Alpine Industrieanlagenbau");

– одностержневые металлические электроды, охлаждение водяное ("Clecim").

Особых преимуществ у какого-либо из приведенных типов подовых электродов не выявлено; гарантируемая стойкость их, как правило, не превышает 1000 плавов.

Специалисты компании "Danieli" формулируют наиболее важные требования к конструкции подового электрода следующим образом [2, 27]:

- длительная компания службы между ремонтами;
- легкое и быстрое обслуживание;
- быстрый запуск печи из холодного состояния;
- быстрый запуск печи из горячего состояния после осмотра подины;
- стойкость при интенсивной кислородной продувке расплава;
- способность проводить электрический ток большой силы;
- надежная, устойчивая и безопасная эксплуатация;
- возможность контроля условий прохождения тока через подовый электрод;
- возможность непрерывного контроля тепловых условий работы анода.

Очевидно, что конструкция некоторых элементов ДППТ, в том числе и электрических, является в настоящее время предметом дискуссий и находится в стадии совершенствования [2]. Определить явное преимущество того или иного типа печи в настоящее время не представляется возможным. Производители стали сами выбирать тип печи исходя из условий их эксплуатации, наличия или отсутствия мощных электропитающих сетей, обеспеченности металлошихтой различного вида (лом, твердый или жидкий чугун, железо прямого восстановления и т.п.) и качества, обеспеченности топливом, кислородом и других факторов.

Например, германская акционерная компания "Badische Stahlwerke GmbH" перед установкой новой электропечи провела собственные исследования, на основании которых выбрала традиционное техническое решение, так как считает, что:

- в распоряжении пока нет новых технологий с очевидными существенными преимуществами;
- применение традиционной технологии позволяет ограничить риск, например, запрета эксплуатации агрегата органами по охране окружающей среды;
- изменение технологических режимов процесса плавки, которые влияют на выбросы, должно быть минимальным;
- необходимо свести к минимуму любой риск потерь в производстве и появление дополнительных издержек;

– предпочтение необходимо отдавать тем технологиям, которые уже освоены персоналом завода.

Одним из существенных факторов ограничения мощности печного трансформатора электропечи, зачастую является величина мощности короткого замыкания питающих электрических сетей. Поэтому на сегодняшний день ощутим существенный прогресс в электрической конструкции ДСП. Печи оборудованы специальными электрическими устройствами, которые предназначены для снижения воздействия на питающие электросети [2]. Эти устройства можно разделить на две основные группы: позволяющие компенсировать электрические помехи, вызванные технологическим процессом плавки, и улучшающие динамические характеристики печного электрооборудования. Так, ДСП с высоким электрическим сопротивлением вторичного контура позволяет вводить в рабочее пространство большее количество тепла за счет стабилизации горения дуги. При неизменной мощности трансформатора повышение напряжения дуги позволяет снизить величину силы тока, а значит и электродинамические силы, действующие на электроды, электрододержатели и гибкие электрические кабели, т.е. снижается риск пробоя их изоляции и уменьшается механический износ. Работа с пониженной величиной силы тока дуги уменьшает расход электродов и электрические потери. Известно, что колебание длины дуги вызывает перепады величины силы тока, как в диапазоне низких частот, так и в диапазоне высоких частот. Работа печи с длинной дугой и высоким сопротивлением предпочтительна по причине меньших относительных колебаний ее длины, а, следовательно, и перепадов величины силы тока.

1.4.2. Варианты конструктивного исполнения дуговых электропечей

Наблюдающаяся в последние годы жесточайшая конкуренция на рынке металлургической техники и технологии породила разнообразие коммерческих названий процессов и плавильных агрегатов для мини-заводов. Естественно, что все они отражают стремление дальнейшего повышения ценовой конкурентоспособности металлопродукции. В таблице 1.9 обобщены основные характерные особенности технологий электродуговой плавки, применяемых в настоящее время.

На современном этапе развития электропечестроения можно выделить следующие основные направления совершенствования конструкции дуговых печей (рис. 1.9) [2]:

1. Изменение геометрических параметров рабочего пространства печи.

Таблица 1.9. Основные технологии электродуговой плавки

Название процесса	Характерные особенности
COMELT (КОМЕЛТ)	Используется шахта для предварительного нагрева лома; хороший баланс между химической и электрической энергией; дожигание монооксида углерода в верхней зоне электродуговой печи столб лома большой толщины обеспечивает хорошую теплопередачу от газов; боковой ввод электродов оставляет зону свода свободной для осуществления других функций
CONARC (КОНАРК)	Объединяет функциональные возможности основного кислородного конвертера и электродуговой печи; подходит для плавок высокой долей жидкого чугуна в шихте
CONSTEEL (КОНСТИЛ)	Регенерируется энергия отходящих газов для предварительного нагрева лома; непрерывная загрузка шихты, устойчивая ванна обеспечивает улучшение стабильности функционирования электрической системы; легко модифицируется применительно к действующему оборудованию
CQNTIARC (КОНТИАРК)	Обеспечивается непрерывная загрузка лома, который защищает стенки печи, уменьшаются потери энергии через водоохлаждаемые панели
DANARC (ДАНАРК)	Аналогичен процессу KES, но при оптимизированном электроснабжении печи
DUAL CATHODE DC (Двухэлектродная дуговая печь постоянного тока)	Выгодно применять для регионов слабой энергосистемой; предусматривает стабильный высокоомощный энергоподвод
EOF (Электродуговая печь, обеспечивающая оптимальный расход электроэнергии)	Характеризуется регулированием подачи лома в шахту, дожиганием отходящих газов в шахте, вдуванием кислорода в ванну через боковую фурму; в состав шихты входит жидкий чугун; используется только химическая энергия
FUCHS SHAFT (Печь Fuchs (Фукс) с шахтой)	Конструкция хорошо разработана, имеется несколько возможных конфигураций; эффективная регенерация энергии отходящего газа; "пальцеобразные" выступы в шахте предусматривают регулирование подачи лома и дополнительную регенерацию тепла отходящего газа; дожигание отходящего газа в шахте
IFI SHAFT (Печь IFI с шахтой)	Хорошая регенерация тепла отходящего газа, регулируемая подача лома, максимальное использование дуги постоянного тока посредством загрузки лома в зону дуги, применение огнеупорной футеровки вместо водоохлаждаемых панелей

Продолжение таблицы 1.9.

Название процесса	Характерные особенности
KES	Предусматривается подвод в электродуговую печь большого количества химической энергии; возможность эффективного использования жидкого чугуна; донная продувка кислородом; первая конструкция электродуговой печи, в которой использовали дожигание отходящих газов
ECOARC (ЭКОАРК)	Печь имеет шахтный подогреватель с вертикальной перегородкой в зоне действия электрической дуги
TWIN SHELL FURNACE (Двухванная электродуговая печь)	Предусматривается максимальное увеличение времени включения; предварительный нагрев металлошихты осуществляется в ванне
ARCON (АРКОН)	Печь представляет двухкорпусный агрегат, состоящий из конвертера с верхней кислородной продувкой и одноэлектродной дуговой печи постоянного тока
NSR (Новый процесс рециркуляции лома)	Печь состоит из трех зон различного функционального назначения: плавильной, металлоприемника и миксера

2. Разделение рабочего пространства печи на зоны, в одной из которых проходит процесс плавления шихты, а в другой или других – нагрев шихтовых материалов с последующей утилизацией тепла в ванне агрегата.

3. Предварительный нагрев шихтовых материалов в системе газохода электропечи удаленными из рабочего пространства газами.

4. Агрегаты параллельной обработки шихтовых материалов в нескольких объемах рабочего пространства.

5. Электропечи комбинированной конструкции.

Изменение геометрических параметров рабочего пространства печи заключается в адаптации конструкции агрегата к сложившимся устойчивым условиям работы, которые, как правило, отличаются от типовых, и выражается в изменении формы и размеров рабочего пространства. Такое направление совершенствования конструкции дуговых печей позволяет проводить технологический процесс более стабильно, а отклонение его параметров от традиционных не оказывает существенного влияния на

качество получаемого полупродукта и технико-экономические показатели плавки.

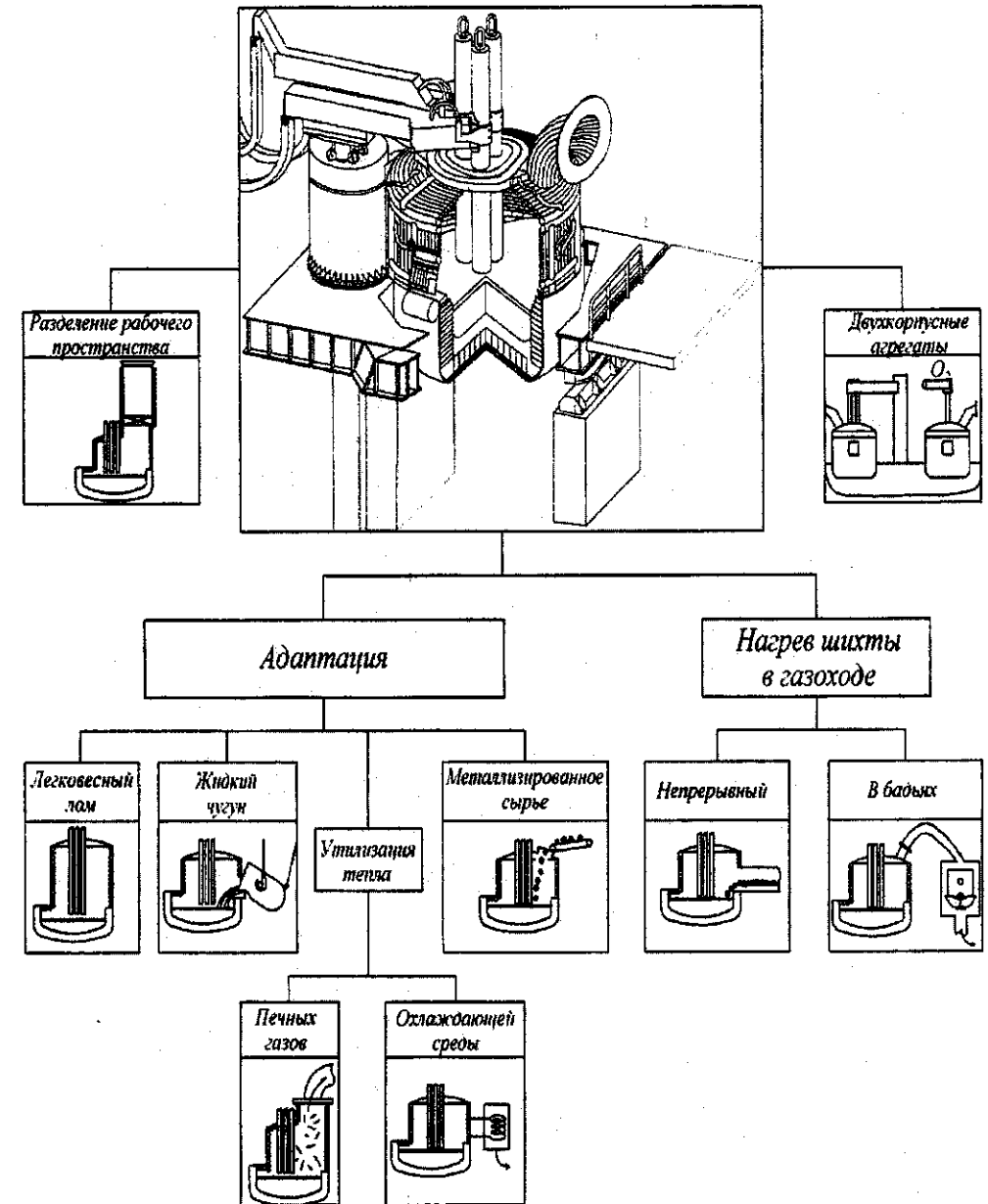


Рис. 1.9. Основные направления совершенствования конструкции дуговых печей

Адаптация конструкции печи к применению легковесного лома сводится к существенному увеличению объема рабочего пространства за счет увеличения высоты стен. Конструкция 110-тонной электродуговой печи постоянного тока компании "SMS Demag" на заводе "Sailzitter Stahl AG" (Германия) адаптирована к применению легковесного скрапа с целью устранения потерь тепла, которые были вызваны большим количеством подвалок шихты. Соотношение диаметра кожуха к высоте стен этой печи достигает 1,97.

Технические показатели работы ДСП во многом обусловлены возможностью загрузки шихты без подвалок и характеризуются низким уровнем потребления электроэнергии (менее 350 кВт·ч/т), а также высокой производительностью – 1,1 млн. т в год при 36 плавках ежедневно (максимальный показатель – 41 плавка) [36].

Аналогичную конструкцию и показатели имеет ДСП компании "Danieli" [37].

Для плавления шихты с высоким содержанием восстановленного железа (DRI или HBI) применяют, например, печи постоянного тока со спаренными электродами, которые позволяют создать стабильную горячую зону плавления.

Ниже приведены основные параметры печи компании "Danieli", установленной на заводе "Hylsa" (Мексика) [2, 27]:

Вместимость печи, т	200;
Масса стали в ковше, т	135;
Электрическая мощность, МВА	4x52;
Номинальная продолжительность плавки, мин	55;
Диаметр кожуха, мм	7300;
Диаметр графитированных электродов, мм	711;
Максимальная сила тока дуги, кА	190.

Ванна печи имеет высокие стены из-за образования в ходе плавки большого количества вспененного шлака и вмещает в себя немалую массу болота (65 т), что обеспечивает работу электрической дуги на жидкую ванну в течение всей плавки. При этом нагрев и плавление восстановленного железа происходит в том числе за счет тепла печного шлака. Для твердого железа с повышенной пористостью (из-за его низкой теплопроводности) такие условия нагрева более благоприятны с точки зрения повышения выхода годного и эффективности работы печи. Расположение отверстий в своде печи для ввода шихтовых материалов обеспечивает их подачу в область между электродами.

На заводах с полным металлургическим циклом электропечи адаптируют к применению жидкого чугуна в шихте, так как электродуговые печи традиционной конструкции могут экономически эффективно работать при наличии в шихте до 30 % жидкого чугуна [38]. Конструкция агрегата адаптируется с учетом специфики технологического процесса и должна обес-

печить удобство заливки чугуна, удаление большого количества печного шлака, дополнительные методы обезуглероживания, предотвращение негативных последствий бурной реакции окисления углерода и т.п.

Известны следующие технологические варианты заливки жидкого чугуна:

– заливка жидкого чугуна с последующей завалкой лома позволяет существенно увеличить степень использования объема ванны и производительность агрегата, так как электропечь работает с полным выпуском плавки (без болота);

– порционная заливка сверху после проплавления центральной части шихты и образования жидкой ванны; технология позволяет быстро заливать весь жидкий чугун, но при этом усиленно изнашивается футеровка подины печи, а в случае протекания бурной реакции – водоохлаждаемые панели;

– заливка чугуна через рабочее окно с помощью переносного желоба требует дополнительного кранового времени, эту технологию невозможно использовать на ранних стадиях плавки, так как рабочее окно печи может быть свободно только после проплавления некоторой части твердой шихты;

– технология заливки чугуна в период работы печи с использованием стационарного бокового желоба, установленного в кожухе ДСП, чугун в желоб подают из ковша, помещенного на стационарный опрокидыватель или на наклоняемый чугуновоз.

Высокая производительность электропечи, работающей с применением жидкого чугуна, может быть достигнута при обеспечении высокой скорости нагрева и обезуглероживания расплава и организации надежной системы удаления шлака.

Электропечь мини-завода "Huta Czestochowa" (Польша) вместимостью 100 т с трансформатором мощностью 65/78 МВ·А заключена в герметичную камеру, предотвращающую выделение пыли и значительно снижающую уровень шума. Плавка ведется с применением до 40% жидкого чугуна. Кислород для ускорения процесса подается через две фурмы, размещенные на манипуляторах и фурмы в подине со стороны рабочего окна. Периодически через газокислородные горелки вводится кислород для дожигания оксида углерода в рабочем пространстве печи. Суммарный расход кислорода достигает 40,0 м³/т стали, природного газа – 4,5 м³/т. По тепловому балансу работы печи поступает тепла, %: 35 – в виде электроэнергии, 28 – от химических реакций, 22 – с жидким чугуном и 15 – от сгорания природного газа. Расход электроэнергии составляет 210–220 кВт·ч/т. Продолжительность плавки (45 мин) позволяет вести разливку непрерывным способом – плавку на плавку [2, 39].

На заводе "Nucor Steel" (США) установлены две 150-тонные ДППТ Unarc® мощностью 2x80 МВ·А конструкции "SMS Demag". Форма рабоче-

го пространства адаптирована под технологию выплавки стали с применением от 25% до 100% жидкого чугуна. Печи имеют купольный свод и увеличенный объем рабочего пространства. Высокие стены обеспечивают глубокий слой шихты, необходимый для эффективного его подогрева печными газами, при этом сохраняется достаточно пространства для интенсивного догорания СО. Горелочно-фурменная система состоит из восьми кислородных горелок общей мощностью 38 МВт, кислородной и кислородно-углеродной фурмы (общий расход кислорода 13 тыс. м³/ч), а также дополнительной углеродной фурмы для вспенивания шлака. Продолжительность плавки не более 42 мин.

"Сопагс", являясь наиболее радикальным вариантом адаптации компании "SMS Demag", обеспечивает высокую степень технологической гибкости процесса и позволяет оперативно изменять состав шихты во всем диапазоне – от чисто электродуговой со 100 % загружаемого скрапа до чисто кислородно-конвертерной технологии. В электропечах такой конструкции, как правило, выплавляют сталь для производства плоского проката, к которому предъявляют более жесткие требования по содержанию остаточных цветных металлов. Замена скрапа жидким чугуном не только вводит новый источник первичной энергии, но и позволяет регулировать концентрацию остаточных элементов по их максимально допустимому уровню, который задан техническими, технологическими и экономическими требованиями к качеству различных видов продукции [10, 36].

Комбинация конвертера и дуговой печи в одном агрегате дает следующие преимущества по сравнению с обычной дуговой печью: широкий выбор металлошихты; высокая производительность; низкий расход электроэнергии в результате использования химической энергии окисления примесей металлошихты; уменьшение требуемой электрической мощности; снижение удельного расхода электродов; уменьшение фликер-эффекта и возможность работы при маломощных электросетях; снижение затрат на электрооборудование.

Адаптация конструкции электропечи к условиям технологической утилизации тепла отходящих газов заключается в увеличении ее объема и изменении формы рабочего пространства. Причем расположение шихтовых материалов в рабочем пространстве и движение печных газов должно быть организовано таким образом, чтобы обеспечивалась максимальная продолжительность пребывания и длина пути потока отходящего газа в непосредственном контакте с загруженным ломом.

С точки зрения экономии энергоресурсов весьма заманчивым представляется технологическое использование тепла отходящих печных газов, которые составляют существенную часть теплового баланса электропечи (более 19 %) [2].

Шахтные печи конструкции "Fuchs Systemtechnik" были разработаны на базе обычной дуговой печи, объем которой увеличен с помощью так на-

зываемой шахты, устанавливаемой над сводом печи [35]. Шахта, через которую загружают в печь до 60% шихты, может отводиться в сторону для обычной заправки бадьей. Поперечное сечение шахты ограничено, поэтому крупногабаритный лом, пакеты и стружка не предназначены для подогрева и загружаются первой бадьей в ванну печи. Последующими бадьями среднегогабаритный лом и продукцию шредерной установки загружают через шахту. Лом подогревается в шахте печи за счет тепла отходящих газов и с помощью газокислородных горелок, расположенных в нижней части шахты. После загрузки первой корзины в шахту начинается процесс плавления шихты и подогрев лома в шахте отходящими газами и горелками. Продолжительность плавки составляет 50–55 мин (35–40 мин под нагрузкой). Опыт работы на шахтных печах в Дании и Англии показал, что шихта перед плавкой может нагреваться до 800 °С [40]. По данным работы [41], подогрев лома до температуры 800–1000 °С в шахтных печах позволяет достигнуть экономии электроэнергии до 100–200 кВт·ч/т. В мире насчитывалось восемь шахтных печей, но начиная с 1996 года, печи такого типа практически не строились, а новые агрегаты начали оснащать системой разделения рабочего пространства.

Наряду с подогревом лома широкое распространение получают способы утилизации тепла воды, охлаждающей стены, свод и газоход электропечи. Современный электросталеплавильный агрегат невозможно эксплуатировать без системы охлаждения поверхности рабочего пространства. Тепло, уносимое с охлаждающей средой, составляет около 10 % расходной части теплового баланса. К сожалению, в случае применения традиционной системы водяного охлаждения с нагревом воды до 40–50 °С процесс утилизации тепла недостаточно эффективен и имеет ограниченное применение [2, 42].

В перспективе наибольший интерес представляет утилизация тепла охлаждающей среды в случае применения испарительного охлаждения. Сущность системы испарительного охлаждения состоит в использовании скрытой теплоты парообразования для отвода тепла от охлаждаемых элементов рабочего пространства в результате применения кипящей оборотной воды. В этом случае тепло, отбираемое охлаждающей средой, затрачивается на ее испарение.

Систему испарительного охлаждения для охлаждения элементов мартеновских и электрических печей успешно применяли в СССР и за рубежом, начиная с 1950 г. [43, 44]. Имеются сведения о том, что система испарительного охлаждения с начала 80-х годов успешно применяется при исключительно высоких тепловых нагрузках в рабочем пространстве дуговых печей на заводах в городах Оберхаузене и Бохуме (Германия) [2, 45, 46]. Так, при производительности дуговой печи, около 70 т/ч количество энергии, получаемой за счет утилизации отходящего тепла системы испарительного охлаждения, составляло 39 кВт·ч/т.

Пароохлаждаемые панели печи работают под высоким давлением и естественно к ним предъявляют более жесткие требования, что повышает их стоимость. В связи с успешными результатами эксплуатации этой системы можно считать, что система испарительного охлаждения прошла техническую проверку в электродуговых печах и является достаточно работоспособной.

Разделение рабочего пространства печи на зоны, в одной из которых проходит процесс плавления шихты, а в другой (или других) нагрев шихтовых материалов с последующей утилизацией тепла в ванне агрегата требует принципиально новых подходов в части увязки продолжительности и режимов технологических операций в ванне печи с процессом нагрева шихты. Организация зоны предварительного нагрева требует дополнительного пространства. При этом существенно возрастают масса электропечи, ее габариты, растет сопротивление газоотводящего тракта и, как следствие, цена печного оборудования и даже здания цеха, возрастают затраты на организацию тщательной подготовки лома, эксплуатацию газоочистных сооружений. Основная причина ограниченного применения данного способа в развитых странах – ужесточение экологических нормативов и возрастающий риск запрета эксплуатации плавильного агрегата.

Порционный нагрев лома в рабочем пространстве электропечи с последующей его передачей в ванну решает проблему "грязной" завалки. В агрегатах такой конструкции камера подогрева отделена от ванны специальными устройствами: толкателями или удерживающими пальцами, которые позволяют проходить печным газам и регулируют подачу шихты в зону плавления.

Компаниями "ИН" (Япония) и "АВВ" (Швеция) разработана шахтная печь с толкателями шихты. Первая такая печь введена в эксплуатацию на заводе "Tokyo Steel" (Япония) в 1996 г. и имеет вместимость 250 т (мощность трансформатора 100 МВА, производительность 0,8 млн. т/год). Рабочее пространство печи состоит из двух основных элементов – овальной ванны и шахтного подогревателя. Последний имеет криволинейную форму и загрузочное устройство с двумя толкателями, расположенными на разных уровнях. Лом нагревается в шахте технологическими газами до температуры около 800 °С. Для обеспечения постоянства условий плавления лома печь работает с чрезмерно большой массой болота (110 т при массе выпускаемой плавки 140 т) [35]. Преимущества такой печи заключаются в следующем: расход электроэнергии 260 кВт·ч/т при расходе дувяемого углерода 25 кг/т и кислорода 33 м³/т; уменьшение уровня шума (на 15–20 дВ в сравнении с обычной дуговой печью постоянного тока); снижение уровня фликера на 50–60% по сравнению с одноэлектродной дуговой печью постоянного тока; уменьшение пылевыведения и т.п.

Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами компании "Fuchs Systemtechnik" устраняет один из недостатков шахтных печей – начало

плавки с проплавления первой порции холодной шихты. Для этого шахта электропечи в нижней части оборудована специальным фиксатором (водоохлаждаемыми пальцами), которые удерживают лом в зоне подогрева шихты. После выпуска плавки стали пальцы "открываются" и нагретый лом загружается в болото, после чего в шахту загружается вторая порция лома. Сравнительные показатели работы шахтной дуговой печи с удерживающими пальцами представлены в таблице 1.10. Экономия от применения печей такой конструкции выражается в снижении расхода электрической энергии и повышении производительности.

На действующих печах такой конструкции используют две схемы эвакуации печных газов: по первой схеме дымовые газы отводятся непосредственно на газоочистку (система без рециркуляции газов); по второй схеме газы возвращаются в камеру дожига (система с рециркуляцией газов).

При использовании тепла всего потока отходящих газов система предварительного нагрева лома без рециркуляции имеет более высокую тепловую эффективность и меньшие энергетические затраты [47].

Наряду с указанными преимуществами системы без рециркуляции газов имеют принципиальный недостаток, который выражается в применении только чистого лома, не содержащего масел, пластмасс и других веществ. В противном случае, печные газы отравляют атмосферу цеха и, поступая в газоотводящий тракт без дожига, могут создать взрывоопасную ситуацию. Наличие в отходящих газах масел и других примесей ухудшает также эффективность работы газоочистных устройств.

Таблица 1.10. Сравнительные показатели работы ДСП ЗАО "ММЗ "Истил (Украина)" и шахтной печи с удерживающими пальцами ОАО "Северсталь" [2, 48, 49]

Показатель	ДСП	Шахтная печь
Вместимость печи, т	120	120
Мощность печного трансформатора, МВА	50/63	85
Продолжительность плавки, мин	67	52
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	343	280
Удельный расход:		
электродов, кг/т	2,0	1,5
кислорода, м ³ /т	43,30	33,5
природного газа, м ³ /т	6,72	5,0
порошкообразного углерода, кг/т	н.д.	8,0
Производительность, т/ч	104,1	144

Вместе с тем, следует отметить, что в процессе предварительного нагрева лома до 300–1000 °С в печных газах наблюдается появление токсичных летучих органических соединений – диоксинов и фуранов. Так, например, в продуктах шредерной обработки корпусов автомобилей (после снятия сидений и шин) содержится до 2% углеводородов. При их нагреве в сочетании с поливинилхлоридными материалами образуются токсичные соединения, которые отрицательно воздействуют на иммунную систему человека и вызывают ряд серьезных заболеваний [2, 35].

Необходимо подчеркнуть, что законодательство об охране окружающей среды стран Европы ограничивает концентрацию диоксинов и фуранов величиной, равной 0,5 нг/м³. Современное оборудование ДСП для термического разложения диоксинов и фуранов предусматривает в системе газоотвода наличие блока газокислородных горелок, а затем камеры быстрого охлаждения газов, в которой подавляется синтез диоксинов и фуранов. Кроме того, для очистки технологических газов от диоксинов и фуранов применяют дорогостоящее оборудование, обеспечивающее дожигание и очистку печного газа от аэрозолей и пыли, на которых адсорбируются диоксины, например, в скрубберах типа "Airfine" [50]. Один из самых дорогих способов очистки заключается во вдувании адсорбента в отходящие печные газы, что обеспечивает снижение содержания диоксинов до уровня менее 0,1 нг/м³.

Несмотря на проблемы, связанные с подготовкой и загрузкой шихты через шахту, усложнение конструкции печи, в мире работают более 40 шахтных печей такого типа [13]. При этом применяют различные варианты подачи печных газов (сверху или снизу шахты), ввода нагретой шихты (толкателями, по транспортной трубе, пальцевыми захватами и т.п.).

Электродуговая печь с одинарным (SSP) и многоразовым (MSP) подогревом скрапа является результатом развития идеи разделения рабочего пространства печи. Аналогичные печи построены компанией "Daido" по лицензии "SMS Demag" и успешно работают на заводах "Yamato" (130 т DC) и "Odzi" (110 т DC). Для системы MSP характерными величинами расхода топливно-энергетических носителей при 100%-ной загрузке скрапом являются: расход электроэнергии – 290 кВт·ч/т; расход кислорода – 30 м³/т; природного газа – 3 м³/т [36].

Идея непрерывного нагрева лома в рабочем пространстве электропечи реализована в двух вариантах конструктивного использования электропечи. Дуговая печь "Contiarc" конструкции компании "SMS Demag" представляет стационарную шахтную печь постоянного тока с одним электродом и кольцевой шахтой. Загрузка лома осуществляется в кольцевую шахту, а электрод вводится в отделенную от рабочего пространства центральную цилиндрическую полость. По мере опускания лома в нижнюю часть шахты происходит его подогрев за счет тепла восходящих технологических газов. Жидкий металл выпускают сифонным способом непрерывно по

ходу процесса или периодически [51]. Расход электроэнергии печи "Contiarc" планируется обеспечить на уровне 260 кВт·ч/т [2]. Пилотная установка "Contiarc" построена в 1997 г. на заводе компании "American Cast Iron Pipe Co" (США).

В 2000 г. на заводе "Kishiwada Steel Co" (Япония) введена в эксплуатацию первая промышленная электропечь "ECOARC" (разработка компании "NKK-SE") [52]. Печь имеет шахтный подогреватель с вертикальной перегородкой в зоне действия электрической дуги. Перегородка, по сути, является продолжением шахты и обеспечивает компактный ввод шихты в расплав, где лом находится в постоянном контакте с жидким металлом. Некоторые технико-экономические показатели плавки "ECOARC" приведены ниже:

Масса плавки, т 70;

Мощность трансформатора, МВ А 41.

Расход энергии 233 кВт·ч/т при вводе 36 м³ кислорода на тонну стали и 196 кВт·ч/т при вводе 40 м³ кислорода на тонну стали.

Необходимо отметить, что печи с шахтными подогревателями сложны в эксплуатации и требуют специальной подготовки лома.

Общие технологические недостатки концепции предварительного нагрева лома: дисбаланс термической нагрузки в объеме рабочего пространства печи и повышенные потери тепла при асимметричной или овальной форме ванны; повышенное окисление лома и уменьшение выхода годного; тяжелые термические условия работы разделительных устройств; вероятность взрыва газа в зоне дожигания.

Предварительный нагрев шихтовых материалов в системе газохода электропечи удаленными из рабочего пространства газами принципиально не изменяет конструкцию рабочего пространства электропечи, но отличается сложностью технической и технологической реализации, что, как правило, неизбежно приводит к снижению темпов плавки. Известно два варианта реализации идеи:

– порционный нагрев лома в загрузочных бадах с последующей завалкой шихты традиционным способом;

– непрерывная подача лома в ванну печи через зону предварительного подогрева.

Порционный нагрев лома в загрузочных бадах известен с начала 80-х годов. Разработали технику и технологию использования тепла отходящих из дуговой печи газов в период энергетического кризиса и, например, в Японии построили около 50 таких установок. Реализация способа позволяет снизить потери тепла с отходящими газами и, в определенной степени, способствует энергосбережению. Так, согласно оценке, удельный расход электроэнергии в результате применения технологии снижается на 20–40 кВт·ч/т. Однако подогретый лом в период загрузки в печь выделяет дым, загрязняя атмосферу в цехе, а выделение вредных веществ на выходе

из системы газоочистки создает условия для загрязнения окружающей среды. Решение этой проблемы найдено не было, и большинство установок подогрева лома перестали эксплуатировать.

В известных современных технических решениях [2, 49, 53] применяют загрузочные бадьи из жаропрочной антикоррозионной стали без существенных изменений их конструкции. Надежные уплотнители на входе горячих газов в загрузочную бадью должны обеспечить проход газов только через слой лома и предотвратить обходное их движение по стенам камеры нагрева. Для улучшения прохода дымовых газов и удаления собирающихся на дне масел и других жидких продуктов, образующихся при нагреве лома, бадьи в нижней части имеют отверстия. Установки оснащены средствами измерения и контроля параметров газа. Регулирование расхода дымовых газов осуществляется автоматически в зависимости от их температуры на выходе из камеры нагрева. Установки оснащены регулирующими и отсечными клапанами, работающими в условиях запыленных газов при температуре до 800–850 °С.

Установлено, что при подогреве лома в специальной бадье 45 % тепла отходящих газов расходуется на нагрев лома и бадьи, 37 % – теряется с водой охлаждаемых элементов и 18 % – с удаляемым газом [13]. Нагревают лом обычно до среднетемпературной температуры 250–350 °С при температуре газа на входе 400–800 °С. В таблице 1.11 приведены показатели работы электропечи с подогревателем лома в бадье "Danarc Plus" (металлургический завод компании "ABS").

Таблица 1.11. Показатели работы ДСП "Danarc Plus" [49]

Показатели	Холодный лом	Нагретый лом
Вместимость печи, т	100	100
Масса плавки, т	90	90
Расход электроэнергии, кВтч/т	330	260
Расход кислорода, м ³ /т	41,6	35
Природный газ, м ³ /т	8	7
Вдуваемый материал: кг/т		
углеродистый порошок	9	9,8
известь	33	32
Удельный расход электродов, кг/т	1,1(DC)	0,9(DC)
Продолжительность плавки, мин	42	39
Время работы под нагрузкой, мин	36	30
Часовая производительность, т/ч	127	138

Направление нагрева лома с непрерывной подачей его в ванну печи через зону предварительного подогрева получило промышленное воплощение в процессе "Consteel". Дуговая печь "Consteel" с непрерывной загрузкой металлошихты, подогретой в газоотходе печи отходящими газами, впервые была введена в эксплуатацию в 1990 г. на заводе "Florida Steel" (США) и представляет разработку компании "Intersteel Technology Inc.", в настоящее время входящей в консорциум "Techint Group". Преимуществами печи "Consteel" [2] являются снижение шумовыделения до 75–85 dB, выбросов пыли на 40%, полное дожигание монооксида углерода и значительное снижение издержек производства. К недостаткам этой печи следует отнести необходимость тщательной подготовки металлошихты к загрузке по размерам кусков и большую протяженность эстакады загрузочного конвейера, техническая реализация которого требует значительных площадей.

Дуговые печи, работающие с подогревом лома, характеризуются меньшим выделением пыли с технологическими газами, что связано в основном с фильтрующим действием подогреваемого лома. На печах типа "Consteel" завода "Florida Steel" выделение пыли уменьшилось на 30%. Более высокие результаты получены при просасывании газов через слой лома, как это реализовано на печи "Consteel" компании "Nippon Steel Plai & Machinery Division" (Япония), а не при пропускании газов над ломом, как в первых печах этого типа. В 2000 г. в мире работало пять электропечей типа "Consteel", четыре находились в стадии строительства. Некоторые показатели работы данного типа печей приведены в таблице 1.12 [2].

Таблица 1.12. Показатели работы дуговой электропечи типа "Consteel"

Показатель	Электропечь "Consteel"
Вместимость печи, т	72
Мощность печного трансформатора, МВт	34
Продолжительность плавки, мин	53
Продолжительность плавки под током, мин	45
Удельный расход электроэнергии, кВтч/т	354
Удельный расход:	
электродов, кг/т	1,5
кислорода, м ³ /т	34
природного газа, м ³ /т	0
порошкообразного углерода, кг/т	20
Производительность, т/сут.	1400

Агрегаты параллельной обработки шихты в нескольких объемах рабочего пространства представлены, прежде всего, двухкорпусными электросталеплавильными печами, хотя известно применение для производства стали и трехкорпусных электродуговых печей с двумя трансформаторами на заводе "Hucie Zawiercie" (Польша). Практика показала, что двухкорпусные агрегаты гармонично вписываются в технологическую линию высокой производительности типа "кислородный конвертер – слабоя МНЛЗ". Так, если обычная дуговая печь производит выпуск, например, через 60 мин или ей требуется 120 мин на две плавки, то для двухкорпусной печи после примерно 58 мин первой плавки на вторую потребуется 79 мин, что соответствует средней длительности плавки от выпуска до выпуска примерно 40 мин. В результате достигается высокая производительность, соответствующая требованиям, которые предъявляются к конвертеру [2].

Анализ продолжительности включений и отключений печного трансформатора дуговой печи показал, что примерно 72% времени трансформатор включен, а в течение 28% времени выключен. Двухкорпусной агрегат позволяет повысить степень использования печного трансформатора до 92%.

Двухкорпусная печь в сравнении с двумя печами той же вместимости обеспечивает экономию 35% капитальных затрат без учета расходов на сооружение подстанции, а также сокращение времени от выпуска до выпуска на 30 % и расхода электроэнергии на 40–60 кВт·ч/т [54].

Впервые концепция двухкорпусной дуговой печи предложена компанией "SKF" (печь имела вместимость 2х60 т и производительность 30 т/ч или 160 тыс. т/год). Две ванны печи были оборудованы одним источником питания и короткой сетью. В то время когда в одном из корпусов печи происходило плавление металлошихты электрической дугой, в другой – проводили рафинирование, выпуск плавки и загрузку шихты. Двухкорпусная печь с одним источником питания может иметь два комплекта токоподвода и электродов отдельно для каждого из корпусов, что позволяет до минимума сократить бестоковое время работы печи. Момент начала и продолжительность всех технологических операций при ведении плавки в двухкорпусном агрегате должны быть строго регламентированы, сдвинуты во времени и жестко увязаны между собой. Незапланированные изменения в работе шихтового участка или МНЛЗ, как правило, приводят к "двойным" потерям. В таблице 1.13 приведены некоторые сравнительные технические показатели работы двухкорпусной печи [18, 55].

Наряду с рассмотренными конструктивными особенностями электродуговых печей следует выделить еще одну классификационную группу – **электропечи комбинированной конструкции**.

В двухкорпусных печах с подогревом лома применяется три технологических варианта реализации технологии:

Таблица 1.13. Показатели работы двухкорпусной печи

Показатель	ДСП	Двухкорпусная
Вместимость печи, т	100	100
Мощность печного трансформатора, МВт	60	60
Производительность, тыс.т/год	660	950
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	420	400

– первый способ заключается в подаче технологических газов из находящегося под нагрузкой корпуса в "отключенный". Этот способ, несмотря на уменьшение энергопотребления при плавке, запрещен к использованию органами по охране окружающей среды, например, в Люксембурге;

– второй способ предусматривает поочередный подогрев лома с помощью топливно-кислородных горелок, установленных в корпусах. Однако от него отказались в связи с низкой эффективностью;

– третий способ состоит в применении двухшахтной дуговой печи. Две шахтные печи устанавливаются зеркально одна с другой и обслуживаются одним трансформатором. Своды корпусов соединены патрубками с трехходовым краном дроссельного типа, позволяющим направлять часть отходящих газов от одной шахты в другую [35]. Влияние неравномерности выделения газа и его температуры в различные периоды плавки сглаживается, когда нагреватель шихты связан не с одной, а с несколькими печами. Возможен также вариант, когда с подогревом лома проводят не все плавки.

Технологический вариант "Сопарс^{CS}" в двухкорпусном агрегате, разработанный компанией "SMS Demag", объединяет технику плавки стали в электродуговой печи с традиционным конвертерным процессом, т.е. корпус адаптирован для работы с применением жидкого чугуна. Печь оборудована одним комплектом электродов, которые соединены с трансформатором и могут быть развернуты к любому из двух корпусов. Кислород вдувается через водоохлаждаемую сводовую фурму, которая также может быть направлена к любой ванне.

Процесс можно разделить на две стадии:

– обезуглероживание жидкого чугуна за счет вдувания кислорода через сводовую фурму;

– плавление с помощью электрической дуги твердой части шихты (железо прямого восстановления DRI или скрап) и нагрев ванны до температуры выпуска.

Процесс начинается с загрузки чугуна в небольшую часть предыдущего расплава, оставленного в печи. После перевода сводовой фурмы в рабочее положение начинается продувка кислородом. После завершения процесса обезуглероживания сводовую фурму отворачивают в сторону и в

рабочее положение переводятся электроды. Во время дуговой фазы в ванну загружается твердая шихта. Продолжительность плавки между выпусками, например, на заводе компании "Saldanha Steel" составляет менее 60 мин. Расход электроэнергии не превышает 310 кВт·ч/т (при загрузке 50% жидкого чугуна и 50% DRJ).

Еще одна печь "Conpac^{CS}" эксплуатируется компанией "Ispat Industries" в Индии и применяет жидкий чугун из доменной печи, DRI и скрап как сырьевые материалы.

"Arcop-процесс", разработанный компанией "Concast Standard AG" также сочетает преимущества конвертерного и электросталеплавильного производства. "Arcop" представляет двухкорпусный агрегат, состоящий из конвертера с верхней кислородной продувкой и одноэлектродной дуговой печи постоянного тока. В каждом из корпусов кислородная фурма может быть заменена общим графитированным электродом и наоборот. Размеры корпуса отвечают размерам типового конвертера. Днище каждого корпуса выполнено из электропроводных периклазографитовых огнеупоров и имеет подовый пластинчатый медный электрод. Выпускное отверстие расположено в периферийной части токопроводящей подины. Чугун заливают через горловину корпуса или с помощью желоба через боковое окно. Общий для обоих корпусов графитированный электрод крепится на электрододержателе, расположенном между корпусами со стороны выпускного отверстия. Кислородные фурмы, отдельные для каждого из корпусов, имеют дополнительные боковые сопла для дожигания монооксида углерода технологических газов.

Агрегат "Arcop" имеет производительность 1,6 млн.т/год. В металлошихте используется до 40 % жидкого и 5% гранулированного чугуна. Масса выпускаемой плавки – 170 т, продолжительность работы агрегата 7300 ч в год. Цикл работы каждого корпуса агрегата составляет 92 мин. Плавка проводится с "болотом" массой 50 т, то есть каждый корпус имеет вместимость 220 т жидкой стали [2, 35].

Фирма "Nippon Sanso Corp." (Япония) разработала кислородную горелку, предназначенную для сжигания газообразного, жидкого и твердого топлива. На основе этой разработки фирма совместно с металлургической компанией "NKK" (Япония) разработала новый способ плавки лома без потребления электроэнергии с использованием только кислородно-топливной горелки [11]. Процесс получил наименование NSR – новый процесс рециркуляции лома.

Суть в том, что печь состоит из трех зон различного функционального назначения: плавильной, металлоприемника и миксера. Плавильная зона образована в шахтной части печи, где на нижнем уровне по окружности расположены кислородно-топливные горелки, которые расплавляют шихту, загружаемую в шахту сверху. Расплав перетекает в металлоприемник, где подогревается кислородно-топливными горелками, а затем поступает в

миксер, где расплав выдерживается и подогревается до заданной температуры. Газообразные продукты сгорания, образующиеся в каждой зоне печного агрегата, проходят через плавильную зону, подогревают шихту и выводятся через колошник.

При повышении скорости плавления в электродуговой печи за счет подвода большей электрической мощности, использования методов кислородной продувки и применения дополнительных горелок необходимо было устранить проблему увеличенного теплоотвода. Решению этой задачи способствовали режим эксплуатации печи со вспененным шлаком для обеспечения защиты стенок агрегата от излучения электрода, применения водоохлаждаемых печных элементов и эксцентрикового пода для бесшлакового выпуска стали (рис. 1.10, [56]). При этом во время выпуска стали печь должна была наклоняться только на 12 град. вместо 45 град., что позволило увеличить полезный объем печи и зону водоохлаждаемых печных элементов.

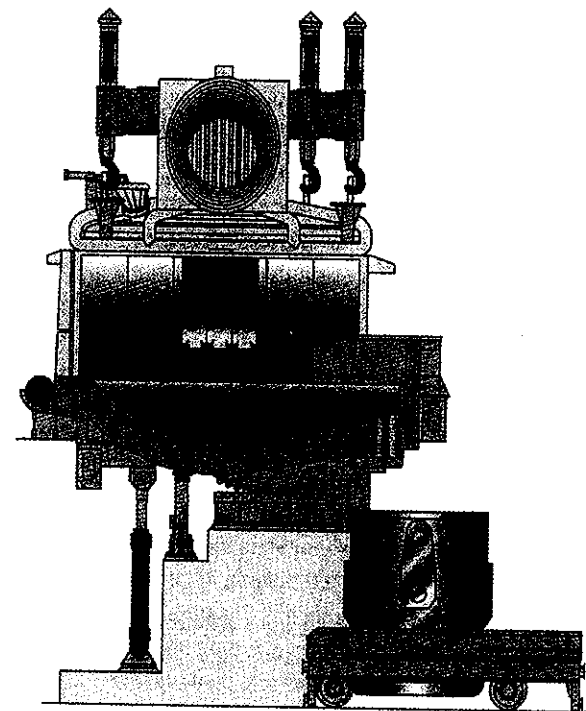


Рис. 1.10. Электродуговая печь с эксцентрическим донным выпуском

1.4.3. Перспективы электросталеплавильного производства в XXI веке

Электродуговая плавка является начальной стадией в технологической схеме производства стали, которая позволит в XXI веке объединить плавку лома и альтернативных источников железа, внепечную обработку, непрерывную разливку и прокатку.

Доля стали, выплаваемой в электродуговых печах возрастет с 34 % в настоящее время до 40 % в 2010 г., процесс станет более эффективным, увеличится производительность печей, расширится их сырьевая база, включая продукт прямого восстановления, жидкий и чушковый чугуны [10]. Благодаря более интенсивному использованию кислородной продувки и подогреву лома снизится расход электроэнергии.

В таблице 1.14 приведены основные показатели и прогнозы в отношении сырья на 2010 г. [10].

Таблица 1.14. Прогнозы в отношении сырья

Показатели	Годы	
	2004	2010
Доля оборотного использования лома, %	35	55
Доля использования дробленого лома, %	10	20
Лом ножничной резки, %	20	70
Производство губчатого горячебрикетированного железа, млн. т/год	5	50
Производство губчатого железа из кусковой руды газовым восстановителем, %	45	75
Производство губчатого железа из кусковой руды угольным восстановителем, %	4	10
Потребление жидкого чугуна в дуговых печах, млн т/год	1	5
Потребление чушкового чугуна в дуговых печах, млн т/год	3	9

Как видно из таблицы 1.14, преобладающим видом сырья для дуговых печей останется лом, потребление которого к 2010 г. значительно увеличится.

Ярким примером современного электросталеплавильного цеха XXI века является введенный в строй в полном объеме в 2006 г. после реконструкции мартеновского производства ЭСПЦ Магнитогорского металлургического комбината [57]. Новый ЭСПЦ отличается гибкой технологией по шихтовке плавок, более низкими затратами на производство, высокой степенью автоматизации и механизации труда, с технологией выплавки,

улучшающей экологическую обстановку на производственной площадке и в городе. В состав ЭСПЦ входят две ДСП и один двухванный сталеплавильный агрегат, две сортовые и одна слябовая МНЛЗ, два АКП (агрегат ковш-печь), агрегат доводки стали и установка усреднительной продувки стали.

ДСП фирмы "VAI-Fuchs" представляют собой современные сверхмощные агрегаты с такими характеристиками:

Масса плавки, т:	
номинальная	180
максимальная	210
Мощность трансформатора, МВ·А	150
Внутренний объем печи, м ³	185
Объем завалочной корзины, м ³	165
Мощность комбинированных горелок RGB, МВт	5×3,5
Мощность газокислородной горелки, МВт	3,5
Число кислородных инжекторов, шт.	2
Число углеродных инжекторов, шт.	2
Число донных пробок, шт.	3

Технология производства литой заготовки в ЭСПЦ включает передовые технологии выплавки стали, внепечной обработки и непрерывной разливки.

Основные элементы технологии выплавки в ДСП:

- работа с болотом, т.е. с загрузкой шихты на оставляемые в печи от предыдущей плавки шлак и часть металла (5–15 %);
- возможность подачи в печь сыпучих материалов (извести, кокса, плавикового шпата) через отверстие в своде печи без отключения электроэнергии;
- работа электрических дуг со вспененным шлаком, который наводится путем вдувания порошковых углеродсодержащих материалов;
- выпуск металла из печи без шлака с помощью эркерного устройства;
- нагрев лома в период плавления комбинированными топливо-кислородными горелками;
- донная продувка ванны через продувочные пористые блоки;
- возможность работы печи как без жидкого чугуна (100 % лома), так и с ним (до 40 %).

В зависимости от варианта шихтовки годовой объем производства и удельный расход электроэнергии на одну ДСП варьируются в следующих пределах:

Шихтовка, %	100 лома	75 лома+ 25 чугуна	60 лома+ 40 чугуна
Годовое производство, тыс. т	1800	2000	1940

Удельный расход
электроэнергии, кВт·ч 365 290 230.

Значительные потери тепла с охлаждающей водой, пропорциональные длительности плавки, диктуют необходимость для экономической целесообразности вести плавку в сверхмощных ДСП с минимальной выдержкой металла в печи после расплавления. Соответственно технология плавки предусматривает вынесение операций рафинирования, раскисления и доведения металла по химическому анализу до заданного из печи в ковш.

В целом можно сказать, что для электросталеплавильных цехов XXI века будет характерна следующая практика эксплуатации установок:

- повышение эффективности производства, путем снижения удельного расхода электроэнергии, электродов, лома, легирующих элементов;
- снижение издержек производства и защита окружающей среды, путем улучшения сортировки лома и контроля уровня отходящих газов и пыли;
- получение качественной стали путем уменьшения остаточных элементов;
- активное вторичное дожигание, применение системы тушения водой или активное вдувание углерода для сокращения органических эмиссий;
- использование вакуумных откачных систем;
- применение детекторов уровня радиации для всех входящих и выходящих материалов;
- повторное использование или рециркулирование шлаков электродуговых печей;
- ограничение возможностей захоронения пыли электродуговых печей;
- ограничение шума вблизи электросталеплавильных печей до 45 dB;
- фундаментальное развитие научных исследований для решения всех вышепоставленных задач.

Резюмируя содержание главы 1, можно отметить, что несмотря на различия в технологии выплавки стали в различных агрегатах, в основном они служат для производства углеродистого полупродукта, а получение качественной стали в современных условиях производится на агрегатах ковш-печь, при этом важный момент приобретает организация выпуска металла из плавильного агрегата, правильная организация которой позволяет существенно сократить затраты на получение качественной стали.

Глава 2. ОРГАНИЗАЦИЯ ВЫПУСКА МЕТАЛЛА ИЗ ПЛАВИЛЬНОГО АГРЕГАТА В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫЙ КОВШ

2.1. ТЕМПЕРАТУРА МЕТАЛЛА НА ВЫПУСКЕ

Процесс внепечной обработки стали на агрегате ковш-печь в сочетании с работой МНЛЗ ограничен временным фактором, вследствие чего все операции по доводке стали: нагрев металла до необходимой температуры, доводка плавки по химическому составу с соответствующим уровнем десульфурации, микролегирование и модифицирование неметаллических включений ограничены жестким временным регламентом при серийной разливке. На современных высокоскоростных мелкосортных МНЛЗ, разливающих металл со скоростью 3,5–5,0 м/мин, продолжительность разливки составляет порядка 50–60 мин.

В связи с изложенным, операции на агрегате ковш-печь должны быть проведены в оптимальном режиме, с учетом подготовки металла перед обработкой.

На современных электросталеплавильных печах, работающих с продувкой ванны кислородом, металл обычно выпускают с высокой температурой – 1650–1670 °С. При этом на ковш-печь металл поступает, по данным, например, Молдавского металлургического завода, со средней температурой 1588,2 °С, а температура отдачи металла на МНЛЗ обычно составляет 1590–1615 °С. Таким образом, к концу обработки необходимо обеспечить подъем температуры металла на 2–27 °С [58].

В современных конвертерных цехах, работающих, как правило, с передувом (содержание углерода в стали на выпуске составляет 0,04–0,07 %) температура металла на выпуске составляет порядка 1620–1650 °С.

В мартеновских цехах достичь высокой температуры стали на выпуске значительно труднее. Учитывая низкий КПД мартеновской печи (порядка 0,20–0,25), это требует увеличения продолжительности плавки (снижение производительности агрегата) и расхода топлива. Поэтому температуру металла на выпуске из плавильного агрегата необходимо устанавливать, исходя из конкретных технологических и организационных условий в цехе, причем критерием должно быть снижение затрат на производство стали.

Так, на одном из металлургических предприятий директивным образом температура стали на выпуске из мартеновских печей была повышена, в среднем, на 25 °С. Однако фактическое увеличение температуры металла в ковше по прибытию на ковш-печь составило только 10 °С (в среднем), так как за указанный период увеличили расход ТШС, присаживаемой в ковш, на 50 % и изменили футеровку ковша с муллитокорундовой на периклазоуглеродистую. Расчет суммарных потерь тепла за счет увеличения

количества ТШС, изменения теплопроводности футеровки и потерь тепла лучеиспусканием струей на выпуске показали, что при увеличении температуры металла на выпуске на 20 °С повышение температуры металла по прибытии на ковш-печь может составить 9,4 °С. То есть, получено достаточно точное совпадение расчетных и фактических данных.

В то же время, увеличение температуры металла на выпуске из мартеновской печи на 20 °С способствует повышению (для конкретного агрегата) расхода условного топлива на 5 кг/т стали, а также увеличивает продолжительность плавки на 10 мин (скорость нагрева стали в конце доводки порядка 2°/мин). Учитывая расход топлива и снижение производительности печи, увеличение суммарных затрат составляет 0,8 долл. США/т, а стоимость нагрева стали на ковше-печи на 10 °С составляет порядка 0,25 долл. США/т, т.е., значительно меньше. В то же время, учитывая, что при поступлении металла на ковш-печь с более низкой температурой, увеличивается продолжительность обработки, снижается скорость формирования шлака, целесообразно повысить температуру нагрева ковша перед выпуском до более высокой температуры (до 900 вместо 800 °С). При этом дополнительные затраты на природный газ, подаваемый на горелки, увеличатся на 0,08 долл. США/т стали. При использовании нагрева ковша в горизонтальном положении вместо вертикального за счет лучшего использования топлива расход газа может остаться прежним.

Таким образом, повышение температуры стали при постановке ковша на агрегат ковш-печь, необходимо решать, исходя из конкретных условий данного предприятия, которые определяются уровнем затрат на этапах производства стали.

2.2. ОРГАНИЗАЦИЯ ВЫПУСКА МЕТАЛЛА В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫЙ КОВШ

Известно, что сталеразливочные ковши с основной футеровкой, для повышения их стойкости, необходимо нагревать до температур порядка 1000–1200 °С перед подачей их под следующую плавку. Это организационно просто осуществить в электросталеплавильных и конвертерных цехах, а в мартеновских цехах по условиям безопасной работы ковши должны подаваться под желоб в начале доводки металла. Поэтому для сохранения тепла их рекомендуется накрывать крышкой с теплоизоляцией.

Целесообразно использовать присадку ТШС в процессе выпуска металла независимо от наличия средств отсечки шлака для снижения содержания серы в металле.

В конвертерных и электросталеплавильных цехах продолжительность выпуска обычно составляет 5–8 мин, выпуск плавки из мартеновских печей составляет 10–20 мин (в зависимости от состояния сталевыпускного

отверстия и емкости печи). Поэтому в мартеновских цехах целесообразно во время выпуска продувать металл аргоном через пористые пробки. Это способствует интенсивному перемешиванию металла с образовавшимся из ТШС шлаком на всем протяжении выпуска, и увеличению степени десульфурации стали.

Отсечка печного шлака при эркерном выпуске из электродуговой печи на Молдавском металлургическом заводе обеспечивает степень десульфурации стали от выпуска до постановки ковша на ковш-печь 60–70 %. Следует отметить, что степень десульфурации стали в значительной мере определяется исходным содержанием серы (рис. 2.1, по данным [59]). Так, на Молдавском металлургическом заводе среднее содержание серы перед выпуском из ДСП составляет 0,067 %, а общая степень десульфурации (выпуск и ковш-печь) составляет 85–90 %.

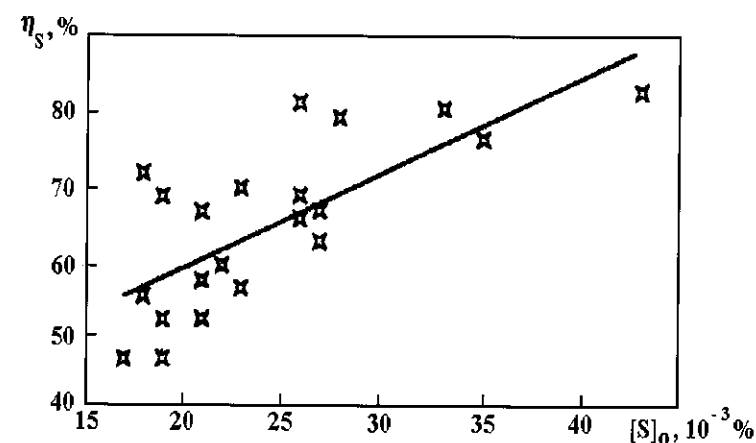


Рис. 2.1. Зависимость степени десульфурации (от выпуска до разливки) от начального содержания серы

По данным Таганрогского металлургического завода при содержании серы в стали на выпуске порядка 0,030–0,035 %, степень десульфурации за время выпуска составляет 30–40 % [60]. Следует отметить, что на этом заводе при использовании качающегося желоба на мартеновской печи с выпуском металла в два ковша печной шлак одного из ковшей отсекается полностью и переливается в чашу через второй ковш. При этом во время выпуска оба ковша продувают через донные пробки аргоном с присадкой ТШС порядка 5–8 кг/т. Степень десульфурации в ковшах без шлака составляет 39,2% (в среднем), а на ковшах, через которые перепускается печной шлак – 29,9 %. Это объясняется более низкой, по сравнению с данными Молдавского металлургического завода, температурой металла и относительно слабым перемешиванием металла со шлаком при выпуске.

Таким образом, присадка ТШС способствует предварительной десульфурации стали, облегчая условия десульфурации на ковше-печи. Кроме того, в ковше (при условии отсечки печного шлака) перед постановкой его на ковш-печь уже имеется слой шлака, что сокращает количество присаживаемых на ковше-печи шлакообразующих, более быстрому их растворению и снижению затрат.

Однако даже при эркерном выпуске из ДСП в ковш попадает 300–600 кг печного шлака (затягивается струей металла в конце выпуска). При выпуске стали из конвертера, по данным А.А. Казакова, в сталеразливочный ковш попадает до 30 % конвертерного шлака.

При скачивании шлака из сталеразливочных ковшей гребковыми машинами в ковше остается примерно 300–500 кг шлака (по визуальной оценке). Учитывая, что попавший на агрегат ковш-печь печной шлак, как правило, жидкий, с высокой основностью, нами выполнены расчеты по определению минимального количества печного шлака (с повышенным содержанием FeO), который можно "облагородить" присадками шлакообразующих на ковше-печи. Расчеты показывают, что минимальное количество печного шлака, не оказывающего влияния на десульфураторную способность рафинировочного шлака, может составлять примерно 250–300 кг для ковшей емкостью 100–120 т.

Весьма важно подобрать такой состав и расход ТШС, чтобы сформировавшийся шлак обладал наилучшими ассимилирующими характеристиками. Для определения оптимального состава шлака были проанализированы различные свойства шлаков (активность CaO, сульфидная емкость, поверхностное натяжение, межфазное натяжение) по Атласу шлаков [61] (рис. 2.2, 2.3).

Из представленных на рис. 2.2, 2.3 данных видно, что при содержании в шлаке (тройная система CaO–Al₂O₃–SiO₂) CaO 60 % изменение содержания Al₂O₃ и SiO₂ в пределах 15–25 % существенно не сказывается на свойствах шлака (активность CaO, сульфидная емкость, поверхностное натяжение, межфазное натяжение), а при содержании в шлаке CaO 50 % изменение содержания Al₂O₃ и SiO₂ в тех же пределах приводит к изменению указанных параметров шлака на 20–60 % отн., что говорит о более стабильных свойствах шлаков с содержанием CaO 60 %.

Для обеспечения стабильно высоких рафинирующих и ассимилирующих параметров шлака содержание в нем CaO должно составлять 60–65 %, SiO₂ – 10–15 %, Al₂O₃ – 15–20 %, MgO – 5–8 %, FeO и MnO – менее 1 %. Стабильность свойств шлаков обеспечивается содержанием в них MgO в пределах 5–8 %, что также повышает активность CaO по отношению к растворенной в металле сере, увеличивает подвижность шлака и устойчивость его физико-химических свойств при изменении температуры и состава, стабилизирует показатели конкретного шлака, обеспечивая необходимую вязкость и поверхностное натяжение, способствуя ассимиляции

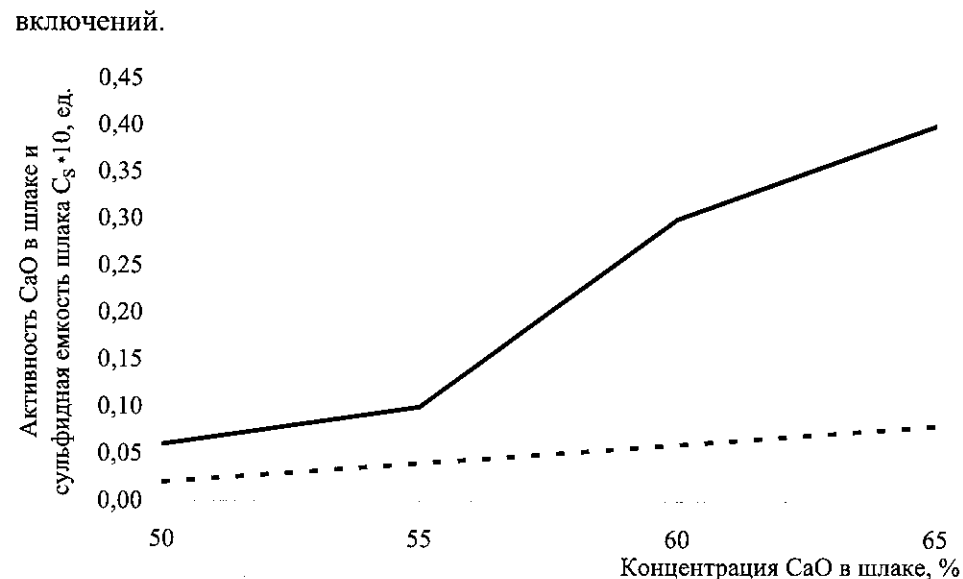


Рис. 2.2. Зависимость активности CaO в шлаке и сульфидной емкости шлака от концентрации CaO в шлаке (концентрация SiO₂ в шлаке – 15–20 %; Al₂O₃ – 15–20 %):

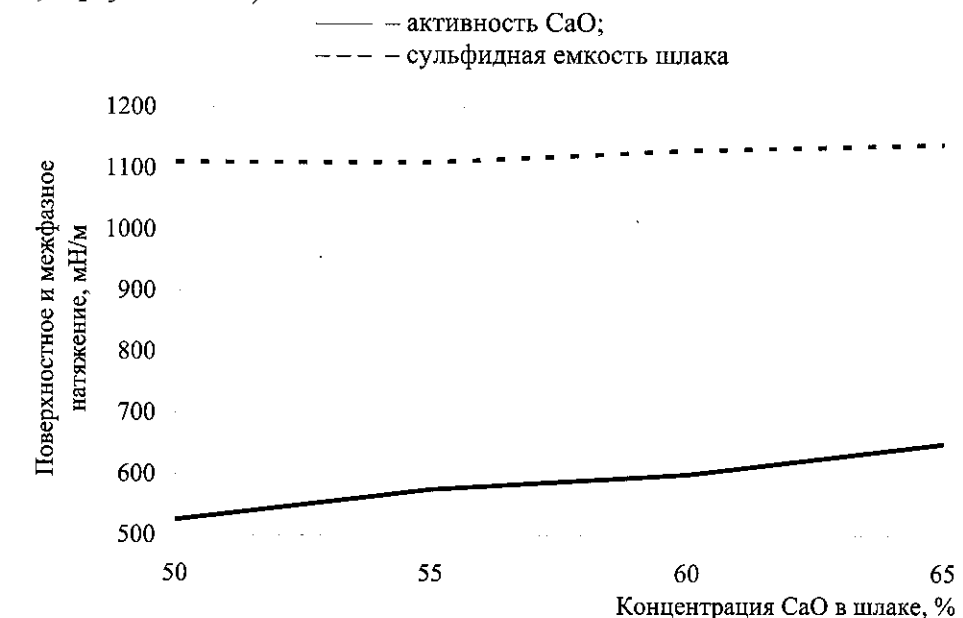


Рис. 2.3. Зависимость поверхностного и межфазного натяжения шлака от концентрации CaO в шлаке (концентрация SiO₂ в шлаке – 15–20 %; Al₂O₃ – 15–20 %):

— — поверхностное натяжение;
 --- — межфазное натяжение

Так, на Таганрогском металлургическом заводе при вводе в состав ТШС 10–15 % обожженного доломита и аналогичном со сравнительными вариантами расходе ТШС, степень десульфурации оказалась на 8,8–17,4% абс. (27,5–74,3% отн.) выше (состав ТШС – известь, плавиковый шпат и алюмошлак).

Необходимое количество MgO в шлаке обеспечивается вводом в состав ТШС доломита (магнезита).

Магнезитовый порошок рекомендуется на выпуске присаживать в ковш для обеспечения получения в рафинировочном шлаке содержания MgO на уровне 5–8 % также и с целью повышения стойкости футеровки ковша при выпуске стали из плавильных агрегатов с низким содержанием оксида магния в печном шлаке. Для 100–120-тонных ковшей необходимо примерно 80–150 кг магнезитового порошка. При выпуске стали из мартеновских печей, особенно работающих скрап-процессом, содержание MgO в печном шлаке составляет 10–15 %, поэтому присадка магнезитового порошка не требуется.

2.3. ОТСЕЧКА ШЛАКА ПРИ СЛИВЕ МЕТАЛЛА ИЗ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО АГРЕГАТА

Попадание окисленного шлака в ковш при сливе металла из сталеплавильного агрегата снижает эффективность десульфурации при использовании ТШС на выпуске, вызывает повышенный угар вводимых ферросплавов, затрудняет наводку рафинировочного шлака на агрегате ковшепечь. Поэтому одной из важных технологических операций является обнаружение и отсечка шлака при переливе металла из плавильного агрегата в ковш.

При выпуске металла из мартеновских печей используются желоба с перегородками, задерживающими шлак, который по отводному носку направляется в шлаковую чашу. Установлено [62], что приемлемая степень полноты отсечки шлака обеспечивается скиммерным желобом со стационарной перегородкой лишь при незначительных отклонениях (в пределах 5–7 %) диаметра выпускного канала мартеновской печи от своего номинального значения, что маловероятно. Более надежная система (рис. 2.4) предлагается с применением управляемой заслонки 4, которую с помощью электромеханического привода 7, 8, 9 поворачивают и устанавливают под заданным углом к потоку жидкой стали. При этом добиваются подъема уровня шлака в приемной части желоба 1 до уровня поверхности сливного носка 3, по которому печной шлак отводится в шлаковую чашу. Желоб имеет цапфы 10 для его наклона с целью слива остатков металла в ковш. Заслонка закрепляется на валу 5 в подшипниковых опорах 6. Предусмотрен принудительный поворот заслонки в обоих направлениях и при надле-

жащей мощности привода исключается возможность ее зависания даже при наличии металлической настыли на внутренней поверхности канала желоба [63].

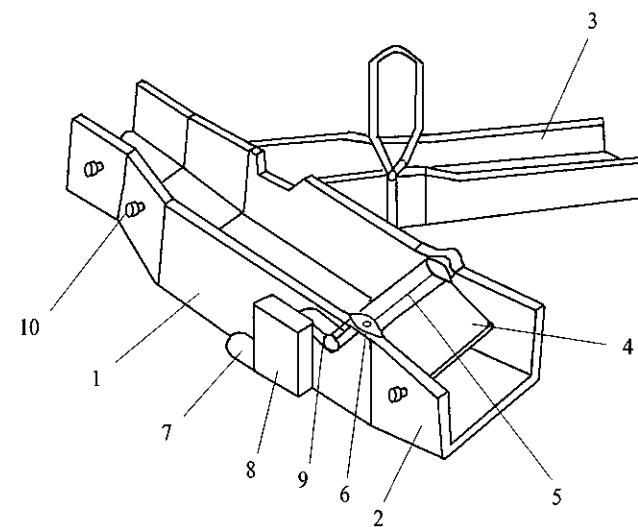


Рис. 2.4. Новая конструкция печного желоба

В настоящее время, несмотря на неоднократные попытки, желоба со скиммерными устройствами на мартеновских печах не применяют.

Альтернативным решением отсечки шлака при выпуске стали из мартеновских печей является использование качающегося желоба на агрегатах, выпускающих сталь в два ковша. Качающиеся раздвоенные желоба успешно применяют на ряде металлургических предприятий в мартеновских цехах. Использование такого желоба, помимо распределения металла по ковшам, позволяет полностью отсекал шлак на одном из ковшей. С этой целью, при наполнении обеих ковшей металлом примерно на 3/4, желоб поворачивают. Это позволяет один из ковшей заполнить только металлом. После налива в этот ковш необходимого количества стали желоб поворачивают в другую сторону и оставшийся металл и весь печной шлак пропускаят через второй ковш.

На электродуговых печах для отсечки печного шлака используют эркерный выпуск стали. При этом в ковш при правильной организации выпуска попадает 300–500 кг шлака. Часть шлака засасывается в воронку металла в конце выпуска, а часть попадает при наклоне печи в обратную сторону, т.е. количество шлака в ковше определяется скоростью качания печи.

На электродуговых печах с центральным выпуском наиболее высокие показатели отсечки шлака достигаются за счет установки на них скользящих затворов, обеспечивающих управляемый донный выпуск стали без

поворота корпуса печи. В технической литературе отмечаются преимущества такой технологии – сокращение длительности плавки на 5–7 мин, уменьшение расхода электроэнергии на 6–10 %, электродов на 10–13 % и др. [64]. ДонНТУ и НПО "Доникс" разработали усовершенствованную конструкцию затвора [62, 63], имеющего принципиальные отличия от зарубежных аналогов [65], который обеспечивает надежную работу без использования дорогостоящих керамических плит и специального инструмента.

В настоящее время наиболее широкое применение имеет конвертерный способ получения жидкой стали, при котором используются различные способы отсечки шлака на выпуске металла.

По данным [66] количество попадающего в ковш шлака во время выпуска стали из конвертера распределяется следующим образом: 15–20 % – в начале выпуска, 65–70 % – в конце выпуска, 15–20 % – во время возврата конвертера в рабочее положение. В процессе выпуска некоторое количество шлака также выносится в ковш вследствие образования в жидкой ванне воронки, которая, вращаясь, затягивает в струю вытекающей стали шлак.

В условиях постоянно возрастающих требований к качеству металла проблеме отсечки шлака при выпуске металла из конвертера предметно стали уделять внимание с начала 70-х годов XX века. Тем не менее, в СНГ до настоящего времени используется визуальный способ: оператор, управляющий сливом из конвертера, по изменению цвета струи металла, а также по изменению шума, создаваемого падающей струей, судит о проникновении шлака и поворачивает конвертер в исходное положение. При этом результат сильно зависит от квалификации (и отношения) оператора, а зачастую условия процесса не позволяют относительно точно определить момент проникновения шлака даже опытному оператору. В результате в ковш попадает непредсказуемое количество высокоокисленного шлака со всеми вытекающими из этого последствиями.

Вместе с тем, в конвертерном производстве развитых стран достаточно широко применяются различные способы предотвращения выноса шлака в ковш в начале и конце выпуска металла.

К методам отсечки шлака в начале выпуска можно отнести использование различных пробок – огнеупорные, металлические, деревянные, из волокна, из старой ткани и хлопчатобумажных отходов, которые устанавливаются в выпускное отверстие для предотвращения выплеска шлака при наклоне конвертера. Последнее достижение по этому методу – использование расширяющейся заглушки или одноразового "тампона" [65]. Схема представлена на рис. 2.5.

"Тампон" 1 выполнен из пластического огнеупорного материала, который завернут в полиэтиленовую пленку 7 с целью предотвращения самозатвердевания до его использования. Торцевая пластина 2 соединена внут-

ренней полостью 5 с торцевой пластиной 4. Через внутреннюю полость 5 проходит механический захват 6, имеющий выдвигающиеся цанговые выступы. Захват 6 фиксирует "тампон" 8 в требуемом положении, которое соосно с отверстием конвертера 10. "Тампон" устанавливается вблизи задней стенки отверстия 9. С помощью системы рычагов механический захват притягивает торцевые пластины 2 и 4 и материал выдавливается до упора в стенки отверстия 10.

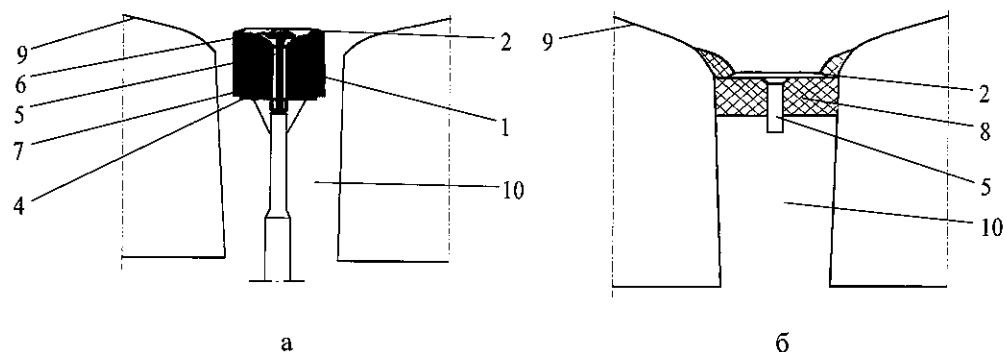


Рис. 2.5. Сливное отверстие с установленным "тампоном" до его фиксации (а) и после (б)

"Тампон" устанавливается перед завалкой лома. Под действием высокой температуры в процессе плавки пластина 2 расплавляется и спекается с огнеупорным материалом, образуя прочную герметичную "крышку", которая может противостоять давлению газов, вибрациям и толчкам в процессе плавки. Эта "крышка" выдерживает ферростатическое давление в первый момент после опрокидывания конвертера и предотвращает истечение первичного шлака.

Одноразовые заглушки изготавливаются из специального огнеупорного материала и многокомпонентных добавок, что обеспечивает эффективное разрушение и выталкивание "тампона" из отверстия в соответствующий момент времени. Процесс разрушения "тампона" происходит при повороте конвертера в горизонтальное положение. Практикой установлено, что эта заглушка разрушается и удаляется из сливного отверстия в течение 20–25 секунд с момента поворота конвертера, что обеспечивает начало выпуска стали без вовлечения в поток шлака.

Наиболее важная операция, которая касается выноса шлака, это установка потока шлак–металл в конце выпуска. Эта задача предусматривает использование методов оперативного обнаружения шлака в струе расплава и устройств для прерывания потока шлак–металл.

Существует несколько способов определения проникновения шлака

в струю металла. Наиболее широко применяются инфракрасный, вибрационный и электромагнитный способы.

Инфракрасный метод основан на восприятии чувствительной камерой излучения струи в инфракрасном волновом диапазоне. По изменению параметров излучения фиксируется проникновение шлака. Измерения по этому методу требовательны к чистоте воздушного пространства между камерой и струей металла.

Вибрационный метод основан на измерении уровня вибраций, которые возникают при движении струи металла. Этот метод применяется, как правило, при сливе металла из сталеплавильного ковша в промежуточный. Чувствительный элемент устанавливается на манипуляторе разливочного стакана. Этот способ измерений чувствителен к влиянию различных вибрационных помех, что уменьшает его надежность.

Наиболее часто на практике применяется электромагнитный метод, имеющий высокую точность и быстродействие измерений, не зависящих от акустических и визуальных помех. В отличие от инфракрасного этот метод может работать как при открытой, так и при закрытой струе металла. Чувствительный элемент при этом состоит из одной или нескольких обмоток. Обмотка возбуждения создает электромагнитное поле и при изменениях в струе металла, связанных с проникновением в нее шлака, происходит изменение параметров поля, которые фиксируются измерительной обмоткой. Известны и применяются две подобные системы магнитного поля: система EMLI с двумя электрическими катушками, встроенная внутри выпускного отверстия, и система Амега с одной электрической катушкой внутри огнеупорного материала выпускного отверстия. Пример такой системы показан на рис. 2.6.

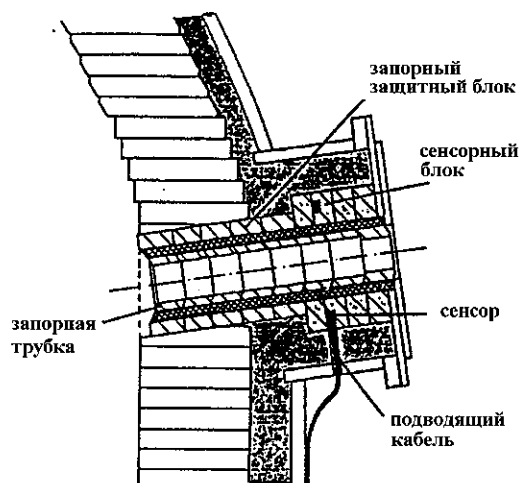


Рис. 2.6. Электромагнитная система обнаружения шлака

Основным недостатком этой системы является необходимость расположения чувствительного элемента в горячей зоне. Эта проблема решается использованием специальных жаропрочных материалов, что существенно увеличивает стоимость оборудования. Замена катушек может осуществляться только при замене огнеупорной футеровки.

Электромагнитный и инфракрасный методы обнаружения шлака эффективны при использовании их в сочетании с быстродействующими средствами отсечки шлака. В противном случае целесообразность их применения и поддержания системы в рабочем состоянии становится проблематичной.

При использовании автоматических систем раннего обнаружения шлака при сливе металла из конвертера отсечка может происходить простым поворотом конвертера в исходное вертикальное положение или с помощью специальных устройств. В первом случае операция прерывания потока металла требует относительно продолжительного времени, в течение которого произойдет значительный вынос шлака. В этом случае преимущества оперативного обнаружения шлака становятся менее заметными.

К специальным устройствам можно отнести следующие.

На практике достаточно широкое применение получили так называемые пассивные методы отсечки шлака поплавкового типа – шар или конус. Эта система основана на физическом эффекте, обусловленном различным удельным весом жидкого металла и шлака, имеющих, соответственно, более высокую и более низкую плотность по сравнению с закрывающим устройством. Устройство (шар или конус) всплывает в стали, но остается под слоем шлака. Выпускное отверстие закрывается после ввода плавающего стопора в расплав перед выпуском жидкого шлака. Для выставки запирающего устройства в зоне слива металла может применяться специальное оборудование. Эффективной системой отсечки считается поплавковая система "dart", при которой используется керамический поплавок, снабженный цилиндрической направляющей, проникающей в сливное отверстие, что предотвращает смещение поплавка в процессе слива металла, как это может происходить при использовании поплавка в виде шара.

Максимальная эффективность достигается при оптимальной плотности керамического материала, обеспечивающей расположение конуса на границе шлак-металл. Вязкость и толщина слоя шлака, а также внутренний диаметр отверстия учитываются изменением геометрических размеров конуса. Для снижения потерь металла при обеспечении минимального выноса шлака в конической поверхности поплавка выполняются специальные каналы для движения металла. Поплавковые системы чаще всего используются для отсечки шлака.

Например, система по отсечке шлака компании "Monoson" состоит из манипулятора, конуса (огнеупорный шейп) и инфракрасной камеры. Манипулятор (рис. 2.7) характеризуется точным контролем позиции при

оптимизации угла наклона конвертера для размещения конуса в летке, что обеспечивает стабильность повторения позиций при забросе конуса. Управление манипулятором полуавтоматическое (PLC) или полностью автоматическое, что исключает человеческий фактор.

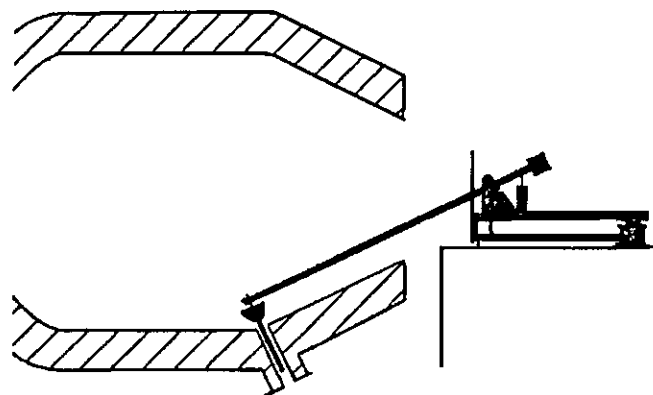


Рис. 2.7. Поворотный манипулятор для размещения конуса в летке

Конус обычного типа – стержень, скрепленный с головкой конуса (система "dart"). Принципиальное отличие этой системы в подходе к разработке свойств и формы конуса. Материал головки и стержня разработан из условий его работы при температуре до 1800 °С в течение 3–4 мин. Геометрические размеры соответствуют диаметру летки. Плотность огнеупора соответствует задаваемым конкретным требованиям. Длина и диаметр конуса соответствуют форме летки и глубине ванны с металлом. На конусной головке выполнены пазы с учетом водоворотного эффекта и достижения максимально возможного слива стали. Меньшая высота конуса, по сравнению со стандартной, и увеличенный верхний диаметр исключают прилипание его к летке (рис. 2.8).

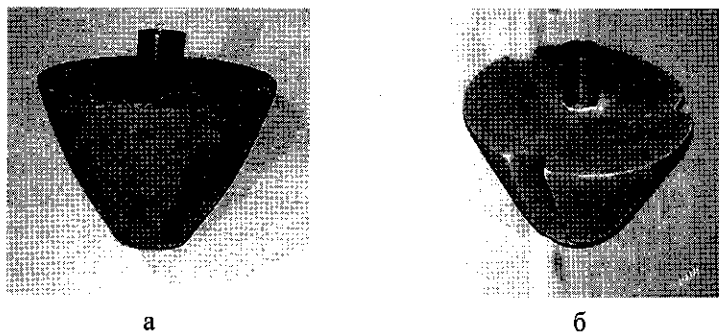


Рис. 2.8. Конус (огнеупорный шейп):
а – обычного типа; б – усовершенствованный

Инфракрасная камера для оптимизации контроля и управления при отсечке шлака специально разработана для стационарной длительной службы в условиях производства, с программным обеспечением для анализа. Система работает на более чем 20 металлургических предприятиях, в т.ч. Америки, Австрии, Англии и др.

Отмечаются металлургические преимущества в снижении толщины шлака в ковше до 40–50 мм и ниже, рефосфорация 0,0028 % или ниже, экономия алюминия до 0,25 кг/т стали, повышение усвоения по Si и Mn, увеличение выхода годного металла от 0,1 % и выше.

По имеющейся информации в настоящее время система "Monosop" внедрена в ККЦ на меткомбинате "Северсталь".

Систему со скользящим затвором применяют, как было отмечено, в электросталеплавильных печах для закрытия выпускного отверстия с наружной стороны. Использование системы типа шиберного затвора для перекрытия сливного отверстия конвертера не получили распространения из-за громоздкости, высокой стоимости и сложности технического обслуживания.

Быстродействующим устройством отсечки шлака является газодинамическая система. При обнаружении шлака в струе металла в выпускное отверстие снизу под большим давлением подается газ, который останавливает выпуск расплава. Традиционно в этом направлении работает фирма "VAI", которая впервые в 1976 г. оборудовала такой системой 30-тонный LD-конвертер в Линце, а в настоящее время предлагает новую концепцию стопора "VAI-CON" [66]. В новой стопорной системе используется сложная компьютерная программа для уменьшения общего объема выноса шлака. Впервые такая система внедрена в сталеплавильном цехе на заводе фирмы Iva, Таранто, в августе 2000 г. (рис. 2.9).

Комплекс включает электромагнитную систему обнаружения шлака, стопорную форсунку "VAI-CON", азотную компрессорную станцию, аккумулятор газа. Система не использовалась во время предварительного слива шлака. Для минимизации образования вихревых потоков шлака и стали (образование воронки) фирма "VAI" рекомендует применять систему "Isojet", разработанную фирмой "Veitsch Radex". Операция закрытия отверстия в конце выпуска стали осуществляется в течение одной секунды, включая задержку, необходимую для генерирования давления подачи азота. Вынос шлака на постшлаковой стадии составляет примерно 2 %, что является неизбежным минимумом. В целом, за счет использования этой системы можно устранить более 60 % выноса шлака в ковш за счет запирания отверстия во время определенных фаз качания конвертера.

Обладая рядом достоинств, к которым можно отнести возможность постоянного контроля процесса запираания, быстродействие, данная система имеет уязвимое место – сопло, через которое подается газ, забивается шлаком и подлежит частой очистке. Новая стопорная система "VAI-CON"

оборудована современной схемно-аппаратной частью, программным обеспечением и позволяет добиться существенного уменьшения (до 2 кг/т жидкой стали) количества выносимого шлака. На рис. 2.10 представлены некоторые технологические и металлургические результаты работы конвертера с использованием системы "VAI-CON".

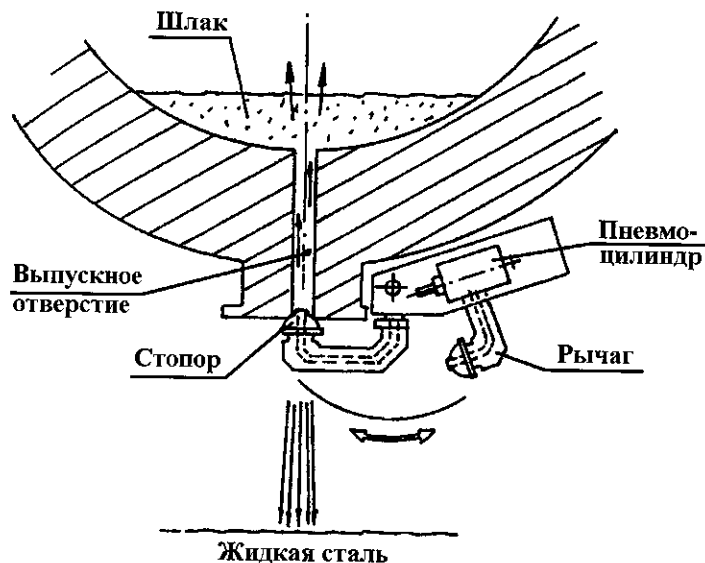


Рис. 2.9. Схема пневматического устройства отсечки шлака

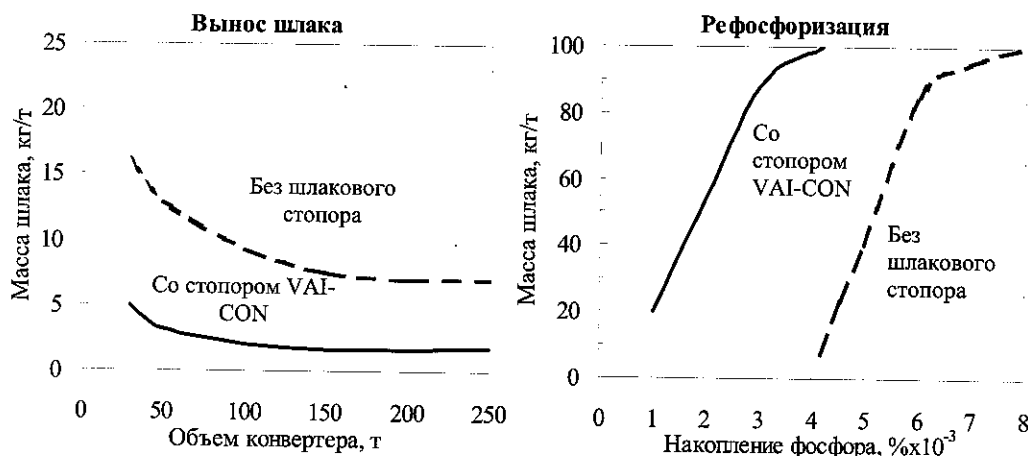


Рис. 2.10. Результаты использования стопора "VAI-CON"

Приводятся следующие данные по снижению производственных затрат для конвертерного цеха, имеющего три 150-тонных конвертера [66]: снижение расхода извести на 8,5 кг/т, алюминия – на 0,6 кг/т, огнеупоров – на 25 % или в денежном выражении экономия расходных материалов составляет 1,4 долл. США на тонну жидкой стали. В настоящее время на заводах мира находятся в эксплуатации 81 стопорная система для шлака, разработанные фирмой. В числе фирм, установивших стопорные системы для шлака "VAI" и "VAI-CON" за последние годы, можно отметить [67]: "Granite", США; "Iscon", ЮАР; "Ilva", завод Таранто, Италия; "Fundia", Финляндия и др.

Несомненно, наиболее важной операцией является отсечка шлака в конце выпуска металла из конвертера.

Системы для отсечки шлака, как было показано, можно разделить на три группы:

- методы, предусматривающие действия изнутри конвертера, например, система "dart", шары и элементы других форм;
- методы, предусматривающие действия вне конвертера, например, газодинамическая система, шибберные затворы и др.;
- методы, используемые в исключительных случаях, когда в ковше допускается очень незначительное количество шлака, например, при переделе жидкого металла с высоким содержанием фосфора. Это метод "остаточной стали" и перелив в другой ковш.

Характерные особенности средств отсечки шлака первой группы:

- возможность влияния на интенсивность образования воронок на протяжении выпуска;
- зависимость их эффективности от состояния шлака (толщины слоя, вязкости, состава и т.п.);
- необходимость их точного расположения над выпускным отверстием, иначе они не работают. Более надежно это осуществляется специальным манипулятором;
- необходимость плотного контакта между закрывающим элементом и выпускным отверстием. На это влияет состояние горячей поверхности выпускного отверстия.

Характерные особенности средств отсечки шлака второй группы:

- отсутствие влияния на формирование воронок;
- оперативное обнаружение шлака является обязательным для подачи сигнала действия средств остановки;
- состояние шлака не влияет на работу системы;
- устройства работают в относительно тяжелых условиях, и их ремонт бывает затруднительным.

Методы третьей группы используются предметно в необходимых случаях и связаны со значительными затратами. В этом случае "остаточная сталь" означает, что операция выпуска прерывается прежде, чем пойдет

большое количество шлака. При этом, как показывает практика, в конвертере может остаться 5–20 т стали.

Использование в конвертерных цехах других методов – скачивание шлака скребковой машиной, слив шлака в отдельную чашу из ковша – требует дополнительного времени и связано с потерей температуры.

При использовании рассмотренных методов отсечки шлака всегда следует выбирать оптимальное решение между стремлением максимально ограничить вынос шлака в ковш и минимизировать остатки металла в конвертере. В проспектах компании "Моносон" приводятся расчеты, характеризующие остатки металла в конвертере в условиях, когда оператором производится "раннее" завершение выпуска, т.е., увидел шлак и подал команду на подъем конвертера. Если емкость конвертера 370 т и время выпуска 5 мин, то за 1 минуту выльется 74 т или 1,23 т/с. Когда конус расположен в выпускном отверстии, то струя металла из конвертера ограничивается до 13 %, т.е., скорость потока сокращается (13 % от 1,23 т/с) до 0,16 т/с. Переходная стадия от полного потока стали до начала полного выхода шлака может быть до 10 секунд. Поэтому возможная теоретическая потеря – до 1,6 т за выпуск или 0,43 % годного металла. По сравнению с положительными эффектами, достигаемыми при отсечке ишлака на выпуске, такие потери можно считать допустимыми.

Анализ технической литературы показывает, что на многих заводах, использующих в конвертерном производстве различные способы отсечки шлака, в большинстве случаев остатки стали в конвертере колеблются в пределах 0,5–2,0 т, а толщина слоя шлака в сталеразливочном ковше – 30–70 мм. При этом толщина слоя шлака в ковшах без использования средств для отсечки шлака для различных условий может достигать 170–200 мм.

Обычно в кислородно-конвертерном цехе часть плавок после выпуска может направляться на разливку без ковшевой обработки, а другая, как правило, большая часть, подвергается обработке для внепечного рафинирования.

В первом случае контроль за выносом шлака – очень динамичный процесс, поскольку во время выпуска добавляется большинство легирующих и раскисляющих элементов. В зависимости от степени отсечки шлака изменяется усвоение вводимых элементов и переход вредных примесей из шлака в сталь. В этот период добавляются материалы для нейтрализации действия шлака, десульфурации и др.

В случае последующей ковшевой обработки количество высокоокисленного шлака в ковше, с учетом добавок материалов для снижения окисленности шлака и металла, оказывает существенное влияние на процесс формирования высокоосновного шлака на ковше-печи для успешного рафинирования, модифицирования стали и в целом на затраты при внепечной обработке.

ГЛАВА 3. ПОЛУЧЕНИЕ СТАЛИ НА АГРЕГАТЕ КОВШ-ПЕЧЬ

3.1. КОВШ-ПЕЧЬ – СОВРЕМЕННЫЙ АГРЕГАТ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СТАЛИ ЗАДАННОГО КАЧЕСТВА

В современной металлургии ковш-печь – это агрегат, наиболее рационально обеспечивающий возможность гибкого управления процессом формирования физико-химического состояния расплава для достижения поставленной цели – получение высококачественной стали с заданным химическим составом и свойствами.

3.1.1. Назначение агрегата ковш-печь

Сталеразливочный ковш, основная функция которого традиционно заключалась в передаче жидкого металла от плавильного агрегата к разливке, превратился в составную и неотъемлемую часть конструкции установок внепечной обработки (доводки) стали, где и проходят технологические операции раскисления, легирования, десульфурации, гомогенизации, вакуумирования и прочие процессы.

Возможность осуществления глубокого рафинирования не менее актуальна и для производителей стали массового сортамента. Это связано, прежде всего, с необходимостью обеспечения высокого уровня технологических свойств расплава, позволяющих проводить разливку на современных машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Более того, в условиях непрерывной разливки техника и технология внепечной обработки стали формируют технико-экономические показатели сталеплавильного модуля, так как они во всем диапазоне выпускаемой металлопродукции позволяет синхронизировать работу основных агрегатов. При этом современный подход к производству стали на этапе "жидкий полупродукт – непрерывнолитая заготовка" обуславливает следующие основные моменты:

- достижение стабильного качества жидкой стали, уровень которого определяется как технологическими, так и потребительскими свойствами металлопродукции;

- обеспечение технологичности работы МНЛЗ, включая скорость разливки, серийность, а также качество поверхности и внутренней структуры непрерывнолитого слитка;

- согласование технологических операций на всех стадиях производства от выплавки до разливки и оптимизация технологии дальнейшей термомеханической обработки заготовки для получения заданных свойств изделий при минимальных материальных, энергетических и временных затратах для технологической цепочки в целом.

Общепризнанным путем реализации указанного подхода является

обработка расплава в сталеразливочном ковше с применением мощного высокотемпературного источника локального нагрева, который обеспечивает непрерывную компенсацию тепловых потерь. С учетом сказанного, в современном металлургическом производстве все большее применение находят агрегаты комплексной внепечной обработки типа ковш-печь.

Агрегат ковш-печь позволяет осуществлять следующие технологические операции:

- снижать содержания серы в стали до необходимого уровня;
- производить сталь с содержанием легирующих элементов в заданных узких пределах;
- обрабатывать сталь активными элементами (кальций, титан, бор, РЗМ и др.) с максимальным и стабильным усвоением;
- усреднять металлы в ковше по температуре и химическому составу;
- изменять за счет микролегирования морфологию и количество неметаллических включений;
- осуществлять отдачу металла на непрерывную разливку строго в необходимое время при серийной разливке стали и в заданном интервале температур;
- исключать брак металла по химическому составу в случае выпуска стали с превышением химического состава по вредным примесям за счет разбавления чистым металлом другой плавки;
- исключать потери металла при аварийной остановке МНЛЗ путем его подогрева до пуска МНЛЗ в работу.

Для осуществления рафинирования металла на агрегате ковш-печь одним из основных условий является отсечка на выпуске из плавильного агрегата печного окисленного шлака (или его удаление) и наводка рафинировочного шлака.

Производство стали с заданными узкими пределами по химическому составу в плавильном агрегате практически невозможно из-за нестабильности усвоения ферросплавов и множества изменяющихся неконтролируемых факторов. Производство таких сталей на агрегате ковш-печь является обычной практикой.

При выпуске плавки из плавильного агрегата существенны колебания температуры. Так, большинство технологических инструкций по производству стали регламентируют выпуск металла в интервале температур 20° С, в то время как для разливки на МНЛЗ, особенно серийной, температура металла в ковше регламентируется в интервале температур не более 10° С, а зачастую и 5° С.

Известна [68, 69] неоднородность металла по температуре и химическому составу при выпуске стали в сталеразливочный ковш. Перемешивание металла на ковше-печи в течение довольно длительного времени (40–60 мин) способствует усреднению температуры и химического состава стали [70]. По ходу процесса агрегат ковш-печь имеет технологические и

экономические преимущества по сравнению с другими способами – обработка стали шлаками на выпуске (жидкие, ТШС, самоплавкие), на установках комплексной доводки и др.

Присадка активных металлов в ковш на выпуске отличается нестабильным и очень низким их усвоением, что затрудняет управление морфологией неметаллических включений. На ковше-печи эти операции отработаны и экономически целесообразны.

При серийной разливке стали на МНЛЗ синхронизация между выпуском из плавильного агрегата и подачей ковшей с металлом на разливку является сложной организационной задачей и позволяет отливать только короткие серии, особенно при мартеновском производстве стали. При наличии одного плавильного агрегата такая синхронизация невозможна. Агрегат ковш-печь позволяет подавать металл на МНЛЗ строго по времени и с необходимой температурой.

Таким образом, исключая дегазацию металла, ковш-печь является наиболее универсальным агрегатом, позволяющим решать все задачи получения качественной стали.

3.1.2. Сопоставление технологии внепечной обработки на установках комплексной доводки стали и агрегатах ковш-печь

В отечественной металлургии исторически сложилась ситуация, что появлению агрегатов ковш-печь предшествовали установки комплексной доводки стали (УКДС), на которых внепечная обработка стали в ковше осуществляется за счет перегрева металла на выпуске из плавильного агрегата. В литературе [71] имеют место высказывания, что УКДС по своим технологическим и экономическим характеристикам могут конкурировать с агрегатом ковш-печь. По нашему мнению, эта тенденция ошибочна.

Основным отличием агрегата ковш-печь от установки комплексной доводки стали является электродуговой подогрев металла, осуществляемый по принципу, реализуемому в электродуговых печах. Однако это отличие влечет за собой принципиальные и существенные особенности производства стали, указанные в работе [67].

На УКДС нагрев шлака осуществляется за счет тепла металла. Следовательно, перед выпуском плавки металл необходимо перегреть, чтобы запаса тепла хватило на проведение всех операций внепечной обработки и отдачу ковша с металлом на МНЛЗ с определенной температурой (обычно это 60–70 °С). Поскольку невозможно предусмотреть все возникающие в процессе работы технологические и организационные отклонения, запас тепла должен быть заведомо большим, чем необходимо. В результате, в конце процесса для доведения стали до требуемой температуры ее необходимо дополнительно охлаждать (например, опусканием в жидкий

металл сляба или блюмса). Естественно, что при этом увеличиваются затраты на производство стали в плавильном агрегате, растет газосодержание и окисленность металла. Использование агрегата ковш-печь позволяет исключить излишний перегрев металла.

На УКДС шлак, в большинстве случаев, неактивный, так как теряет температуру естественным путем. Подогрев шлака осуществляется, в основном, при перемешивании его с металлом аргоном (азотом), подаваемым, как правило, через верхнюю погружную фурму. При этом шлак дополнительно забирает тепло от металла. Перемешивание осуществляется кратковременно, что не позволяет более полно использовать сульфидную емкость шлака. При продувке металла сверху, как правило, оголяется зеркало металла, что приводит к дополнительному охлаждению и особенно его окислению со всеми вытекающими отсюда последствиями (повышенный угар раскислителей, дополнительное образование неметаллических включений и т.д.).

На агрегате ковш-печь металл продувается на протяжении всего периода обработки через пробки различной конструкции, расположенные в днище ковша. Использование продувочных пробок при стабильном уровне металла в ковше позволяет перемешивать металл, не вызывая его бурления, расход газа легко регулируется.

Нагрев металла осуществляется электродуговым способом, поэтому шлак перегрет относительно металла. Вследствие этого он жидкоподвижен и активно взаимодействует с металлом на всем протяжении обработки, за исключением времени, необходимого для его формирования. Наличие внешнего нагрева позволяет, путем присадки шлакообразующих, получать шлак необходимого состава, что обеспечивает максимальное использование его десульфуризирующей способности.

При работе на УКДС, даже при наличии отсечки шлака и использовании твердых шлакообразующих смесей, присаживаемых во время выпуска, химический состав шлака нестабильный, особенно его окисленность. Возможности корректировки химического состава шлака ограничены и растянуты во времени. Из-за отсутствия дополнительного нагрева шлака необходимо отбирать тепло от металла. Это приводит к значительным колебаниям результатов по десульфурации стали или к повышенным расходам кальцийсодержащих материалов.

При обработке стали на УКДС перегрев металла в плавильном агрегате и повышенная температура стали в ковше приводят к увеличению расхода огнеупоров. Дополнительно расходуются огнеупоры на футеровку продувочной фурмы, стойкость которой составляет 1,5–2 обработки. Общий расход огнеупоров составляет порядка 0,4 кг/т стали. Непредсказуемые изменения в состоянии расплава вносит интенсивная продувка металла через верхнюю фурму при его охлаждении перед отдачей ковша на МНЛЗ. Такая "обработка" на УКДС осуществляется в 60–70 % случаев от

всего массива плавов, в течение 9–16 мин по данным конкретного предприятия. Негативные последствия такого приема проявляются особенно при применении кальцийсодержащей порошковой проволоки, затрудняя получение заданного остаточного содержания кальция в металле, что приводит к завышенным затратам. Более целесообразно в этих случаях осуществлять охлаждение металла до ввода кальция в расплав. Однако это затруднит точное попадание по температуре стали для разливки на МНЛЗ. Последнее время на предприятиях СНГ проявляется тенденция к применению на УКДС продувки через днище ковша, что более технологично, но проблема охлаждения металла остается.

Таким образом, по эксплуатационным затратам агрегат ковш-печь и УКДС отличаются, в основном, затратами на электроэнергию, шлакообразующие и, в случае УКДС, дополнительным нагревом металла в плавильном агрегате. При использовании УКДС должна быть резервная МНЛЗ, на случай аварийного отказа намеченной к разливке МНЛЗ от приема плавки из-за отсутствия возможности поддержания необходимой температуры металла в ковше длительное время, что влечет за собой значительное увеличение затрат на производство стали.

Технико-экономические расчеты показывают, что при прочих равных условиях использование ковша-печи, по сравнению с УКДС, сокращает эксплуатационные затраты примерно в 4 раза. Следовательно, агрегат ковш-печь является наиболее экономичным из существующих агрегатов внепечной обработки стали, обеспечивающим минимальные затраты при максимальном улучшении качества стали. В организационном плане ковш-печь, являясь буферным устройством между плавильным агрегатом и разливкой, позволяет ликвидировать возможные нарушения технологии и организации.

3.1.3. Классификация агрегатов ковш-печь в зависимости от условий производства

Идея комплексной внепечной обработки расплава в сталеразливочном ковше с применением электродугового нагрева в сочетании с электромагнитным перемешиванием была впервые реализована в 1964 году шведскими компаниями "ASEA" и "SKF" при разработке процесса рафинирования стали в вакууме [58]. Такие агрегаты для комплексной обработки получили название ковш-печь "ASEA-SKF". Способ совмещенного с дуговым подогревом перемешивания металла вдуваемым через пористую пробку аргоном при пониженном давлении впервые опробован в США на металлургическом заводе Finkl and Sons в середине 60-х годов прошлого столетия. В дальнейшем этот процесс получил название "FINKL-VAD".

После освоения первых агрегатов ковш-печь на практике были доказаны их очевидные преимущества в сравнении с традиционной технологией выплавки стали. Так, на заводе компании "Krupp" в Гайсвайде в 100-тонной электропечи выплавляли широкий сортамент легированной стали, которую перед выпуском перегревали, чем обеспечивали возможность продолжительного рафинирования в ковше. После ввода в эксплуатацию агрегата ковш-печь производительность ДСП возросла на 9%, а удельный расход электроэнергии снизился на 40 кВт·ч/т, что объясняется более высокой степенью усвоения энергии в ковше, чем на конечной стадии электроплавки.

В 1981 году в мире работало уже 32 установки "ASEA-SKF", которые обеспечивали производство стали высокого качества. Несколько позднее основные патенты на технические решения установки "ASEA-SKF" приобрела итальянская компания "Danieli", которая до сих пор успешно работает на рынке агрегатов ковш-печь. Кроме "Danieli", на развитии концепции этих агрегатов сфокусировали свои усилия и другие ведущие производители металлургического оборудования – к примеру, "SMS Demag" (Германия) и "VAI Fuchs" (Австрия). Свои первые агрегаты ковш-печь эти компании построили в начале или середине 80-х годов прошлого века. На территории СССР первый агрегат ковш-печь был построен в 1985 году (проект ВНИИМЕТМАШ – ЮУМЗ) на Молдавском металлургическом заводе [2].

Что касается Украины, то один из первых агрегатов "ASEA-SKF" компания "Danieli" построила в 1987 году для завода утяжеленных буровых и ведущих труб СМНПО имени Фрунзе (г. Сумы), а через десять лет была пущен первый отечественный агрегат ковш-печь производства ЗАО "НКМЗ" (Украина).

В течение последних двух десятилетий агрегаты ковш-печь непрерывно совершенствовались как в технологическом, так и в конструктивном плане. Это позволило достичь весьма высоких показателей как в отношении качества стали, так и в части энерго- и ресурсосбережения. Более того, на практике убедительно доказана высокая конкурентоспособность агрегатов ковш-печь практически для всего диапазона вместимости сталеразливочных ковшей: от 12–15 тонн до 350–360 тонн.

В мире накоплен большой практический опыт эксплуатации агрегатов ковш-печь, что позволило разработчикам оптимизировать их основные конструктивные и технологические параметры. В настоящее время разработкой и изготовлением агрегатов ковш-печь занимаются более двух десятков машиностроительных фирм. В таблице 3.1 приведено сравнение основных эксплуатационных параметров этих агрегатов некоторых компаний [72]. В целом сравнение позволяет сделать вывод о том, что основная совокупность рабочих и эксплуатационных параметров достаточно близка, а

некоторые их колебания находятся в прямой взаимосвязи только с работой конкретного сталеплавильного цеха.

Таблица 3.1. Сравнение эксплуатационных параметров агрегатов ковш-печь различных производителей

Параметр	ASEA-SKF (Швеция)	VAI-Fuchs (Германия) [ДМЗ]	Krupp (Германия)	Danieli (Италия) [ММЗ Истил]	BSW (Англия)	НКМЗ (Украина) [ЕМЗ]	АКОС-125 (Россия)	ММЗ (Молдавия)
Вместимость ковша, т	90-110	150	120	120	86	145	100-125	100
Мощность трансформатора, МВ·А	12-15	18	18/21	18	12	25	16	18
Сила тока, кА	36	30	38	40	25	40	40	35
Диаметр электрода, мм	400	406	450	400	350	450	400	400
Диаметр распада электродов, мм	825	700	750	700	580	850	650	700
Скорость нагрева, °С/мин	4-6	4	4,3	4,6	3	4,5	3-5	4
Расход электродов, кг/т	0,85	0,46	0,3	0,45	0,2	0,25	0,3	0,3
Расход электроэнергии, кВт·час/т	80	52	30	55	20	35	25-40	36
Продолжительность обработки, мин	60-180 (общая)	45 (общая)	40-50 (нагрев)	60-120 (общая) 20-30 (нагрев)	20-25 (нагрев)	55-60 (общая) 22-25 (нагрев)	25-50 (общая)	45-50 (общая)

Наибольшее влияние на рабочие параметры агрегатов ковш-печь оказывает, прежде всего, вместимость сталеразливочного ковша. Как видно из данных таблицы 3.1, существует зависимость между увеличением вместимости ковша, расходом вдуваемого аргона и мощностью трансформатора. В то же время, скорость нагрева металла в ковше для большинства агрегатов ковш-печь составляет 3,5–4 °С/мин. Исключением являются ковши малой вместимости (15–40 тонн), в которых скорость нагрева может достигать 5–6 °С/мин, что, вероятно объясняется высокими удельными потерями тепла в малых ковшах.

Между тем, говоря об эффективности обработки стали в агрегатах ковш-печь, необходимо обязательно принимать во внимание удельные расходы, связанные с затратами энергии на нагрев металла и расходом огнеупоров, которые в денежном выражении составляют от 3 до 25 долл. США/т стали. При этом на величину затрат существенное влияние оказывает рациональная организация технологического процесса в совокупности с условиями работы сталеплавильных агрегатов и МНЛЗ. Вместе с тем, следует отметить, условия эксплуатации ковшей в агрегатах типа ковш-печь могут существенно различаться по целому ряду квалификационных признаков.

В настоящее время агрегатами ковш-печь оснащено свыше 400 электросталеплавильных цехов мини-заводов и более 100 конвертерных цехов заводов с полным циклом. Характерно, что эти агрегаты сооружены в различное время в цехах с различной стратегией функционирования и развития. Соответственно, они имеют отличные друг от друга производственные показатели, которые не всегда корректно сравнивать с показателями других аналогичных агрегатов.

В работах [2, 73] для системного анализа эффективности работы конкретных агрегатов известные ковши-печи классифицированы на 8 определенных групп, которые представлены ниже в таблице 3.2 и учитывают внешние (макросреда) и внутренние (технологическая система) условия функционирования и развития сталеплавильного модуля.

Наибольшее распространение в мире получили агрегаты ковш-печь, работающие по условиям групп 1 и 2. При этом сталеплавильные модули группы 1 более всего соответствуют представлениям о современном мини-заводе со стратегией минимизации затрат, что обычно характерно при производстве стали массового сортамента для сортового проката. В этом случае согласованная цикличность работы плавильной печи и агрегата ковш-печь жестко лимитирует время присутствия металла в ковше. Практическая реализация этой схемы оказалась возможной в последнее десятилетие за счет сокращения цикла плавки углеродистого продукта в дуговой сталеплавильной печи до 35–60 минут.

Таблица 3.2. Классификация агрегатов ковш-печь по условиям функционирования

Группа	Общее технологическое построение					Стратегия сталеплавильного модуля	Время пребывания металла в ковше, мин.	Сортамент
	ДСП, кислородный конвертер	ковш-печь	вакууматор	МНЛЗ	слитки			
1	•	•	-	•	-	минимизация издержек	50-70	углеродистые, рядовое качество
2	••	•	-	•	-		120-240	
3	•	•	•	•	(•)	фиксация определенного сегмента рынка	100-140	низколегированные, качественные
4	••	•	•	•	(•)		120-240	
5*	■ ■■■■	•	(•)	(•)	•		80-150	
6	•(•)	•	•	•	•	специализация в производстве	120-180	качественные и высококачественные легированные
7	••(•)	•	•	(•)	•		120-180	
8	■ ■■■■	•	•	-	•		100-300	

Примечание.

■ - мартеновская печь; (•) – возможное наличие или отсутствие заданной позиции.

Характерным примером эффективной эксплуатации агрегатов ковш-печь в этой группе следует считать деятельность металлургического мини-завода ЗАО "ММЗ Истил (Украина)", (г. Донецк), Молдавского металлургического завода и завода "Huta Czechochova" (Польша). Также нельзя не учитывать, что в последние годы на территории СНГ появилось еще несколько мини-заводов с построением, которое характерно для группы 1, а именно: Новороссийский электрометаллургический завод ООО "Новоросметалл", Фроловский электросталеплавильный завод "Волга-Фест", Нижнесергинский метизно-металлургический завод, JSC "Baku Steel Co", электросталеплавильный цех Магнитогорского меткомбината и другие производства. Режим работы агрегатов ковш-печь на этих предприятиях соот-

ветствует технологической цикличности разливки стали на МНЛЗ. Кроме того, такая схема работы характерна для конвертерных цехов, например, ККЦ Енакиевского металлургического завода.

Агрегаты ковш-печь группы 2 как правило, используют на мини-заводах (ЭСЦ), которые были построены более 15 лет назад, то есть во времена, когда длительность электроплавки составляла 2–3 часа. В этом случае одной из главных функций агрегата ковш-печь является совмещение работы двух дуговых печей и МНЛЗ с целью обеспечения серийности разливки. По существу это означает, что перед началом разливки на МНЛЗ создается резерв жидкого металла (1–2 ковша). Поэтому достаточно часто металл может находиться в ковше 3–4 часа и более, что существенно усложняет условия работы футеровки ковшей и снижает ее стойкость. Кроме того, с целью уменьшения длительности присутствия металла в печи сталь выпускается с достаточно низкой температурой, что требует последующего интенсивного и длительного подогрева ее в ковше. Это, в свою очередь, повышает скорость износа шлакового пояса в силу высокой температуры и агрессивности шлака. Такую схему принял Алчевский МК для строительства кислородно-конвертерного цеха: один двухпозиционный агрегат ковш-печь работает с двумя двухванными сталеплавильными агрегатами.

Значительные отличия появляются в работе агрегатов ковш-печь в случае их функционирования в структуре сталеплавильных модулей и мини-заводов со стратегией фиксации определенного сегмента рынка, то есть выпуска качественной продукции вполне конкретного назначения (группы 3 и 4). Для таких агрегатов ковш-печь расширяются задачи по рафинированию и доводке стали по химическому составу. Очень часто в технологическую цепь производства заготовки включается операция вакуумирования, что предполагает увеличение времени присутствия стали в ковше в среднем на 30–40 минут и дополнительные потери тепла (на 40–60 °С). Компенсация потерь тепла осуществляется за счет подогрева металла в установке ковш-печь.

Сравнивая условия эксплуатации ковша для группы 1 и группы 3, необходимо отметить, что в последнем случае длительность присутствия металла в ковше может возрасти примерно в 2 раза при увеличении нагрузки на огнеупоры шлакового пояса. Ковши-печи группы 3 эксплуатируются, например, в электросталеплавильном цехе № 2 Белорусского металлургического завода и на Волжском трубном заводе.

Иногда в технологической структуре цехов группы 3 предусматривается также разливка стали в слитки, используемые затем для получения качественной заготовки для машиностроения. Примером этого можно считать технологическое построение завода "Georgsmarienhütte" (Германия), который имеет в своем составе 130-тонную дуговую сталеплавильную печь, агрегат ковш-печь, вакууматор, четырехручьевую блюмовую МНЛЗ и разливку стали в слитки массой 4,5–38 тонн.

Отличия в работе ковшей-печей группы 4 от группы 3 в основном аналогичны отличиям ковшей-печей группы 2 от группы 1. Примером эксплуатации агрегатов внепечной обработки группы 4 может быть Оскольский электрометаллургический комбинат, имеющий в своем составе четыре ДСП, два ковша-печи и два вакууматора ДН, а также пять блюмовых МНЛЗ. Такое же технологическое построение широко используется и для мини-заводов, демонстрирующих малые объемы производства качественной стали. Имеется в виду, например, Завод утяжеленных бурильных и ведущих труб СМНПО имени Фрунзе (г. Сумы). В его состав входят две 20-тонные ДСП, ковш-печь типа "ASEA-SKF", блюмовая МНЛЗ и разливка в слитки; предприятие производит до 80 тысяч тонн стали в год. Еще один пример – металлургический завод в городе Никшич (Черногория), имеющий в составе две 50-тонные ДСП, ковш-печь типа "ASEA-SKF", торговую МНЛЗ и разливку в слитки (производит до 180 тысяч тонн стали в год).

Ковши-печи группы 5 представляют собой немногочисленную категорию, поскольку расположены в мартеновских цехах металлургических заводов, которые сохранились в Украине и России. Практически все эти металлургические предприятия соответствуют концепции мини-завода со стратегией фиксации определенного сегмента рынка, а мартеновские печи работают скрап-процессом. Так, Нижнеднепровский трубопрокатный завод и Выксунский металлургический завод имеют в своем составе по 2–4 мартеновских печи, ковш-печь, вакууматор и разливают сталь в слитки. Агрегатами ковш-печь оснащены также мартеновские цехи Донецкого ("Донецксталь") и Таганрогского металлургических заводов.

Для работы установок внепечной обработки стали в таких условиях характерна неритмичность цикла эксплуатации ковшей, а также практически полное отсутствие эффективной системы отсечки печного шлака, что снижает возможность рафинирования стали и повышает скорость износа огнеупоров в шлаковом поясе. Кроме того, ковш-печь в мартеновском цехе нередко работает в режиме параллельной обработки металла в двух сталеразливочных ковшах.

Агрегаты ковш-печь могут работать и в структуре мини-завода со стратегией специализации производства (группы 6 и 7), то есть выпуска высококачественной уникальной продукции. Обычно такие мини-заводы имеют небольшие объемы производства (10–50 тысяч тонн стали в год) и, следовательно, не должны соответствовать требованиям высокой удельной производительности сталеплавильных агрегатов и ковшей-печей. В любом случае в структуре технологического модуля имеется, по меньшей мере, одна установка для вакуумной обработки стали. Кроме того, сложный сортамент выплавляемой стали предопределяет увеличение цикла присутствия металла в установке ковш-печь, поскольку расширяется спектр операций по легированию, рафинированию и модифицированию металла.

Примером ковша-печи группы 6 с определенной степенью допущений и перспектив модернизации может служить установка внепечной обработки сталеплавильного цеха завода "Камасталь". А ковши-печи группы 7 применяются на электрометаллургическом заводе "Днепроспецсталь" или в ЭСПЦ-3 Челябинского металлургического завода группы "МЕЧЕЛ". Эти агрегаты имеют небольшие объемы ковшей (соответственно 50 тонн и 15 тонн) и обеспечивают получение стали специального назначения при разливке в слитки разной массы. Между тем при работе таких ковшей-печей происходит повышенный износ футеровки в зоне шлакового пояса, что объясняется значительным перегревом шлака и близким расположением электродов по отношению к огнеупорному слою.

Ковши-печи группы 8 обычно используются в сталеплавильных цехах крупных заводов тяжелого и энергетического машиностроения. Для этих агрегатов характерно появление дополнительной функции: сбор металла из нескольких плавильных агрегатов и накопление большого количества металла для отливки крупных и сверхкрупных слитков. Примером работы такого агрегата является ковш-печь Новокраматорского машиностроительного завода. Эта установка имеет три типоразмера ковша (30 тонн, 60 тонн, 90 тонн) и позволяет собирать металл из трех плавильных агрегатов. Следует особо отметить, что время присутствия металла в ковше при такой схеме работы составляет 60–360 минут, что существенно влияет на стойкость футеровки ковшей.

Аналогичная стратегия выбрана для реконструкции электросталеплавильного цеха Краматорского завода "Энергомашспецсталь", который специализируется на производстве специальных литых и кованных заготовок индивидуального и мелкосерийного производства для тяжелого, энергетического, транспортного машиностроения, металлургической, цементной, горнодобывающей и других отраслей промышленности. Планируется, что ковш-печь (пуск – май 2007 г.) будет работать с двумя типоразмерами ковша (60/130 тонн) и позволит организовать отливку слитков до 220 тонн при наличии четырех плавильных агрегатов в цехе.

Агрегаты ковш-печь группы 8 крайне немногочисленны, и их работа в технологическом цикле с мартеновскими печами объясняется, главным образом, незавершенностью модернизации металлургического производства. В будущем следует ожидать, что в таких цехах мартеновские печи будут заменены на эквивалентные по объему дуговые.

Безусловно, предлагаемая классификация ковшей-печей носит в некотором плане условный характер. На конкретном металлургическом заводе данный агрегат может одновременно выполнять функции, характерные для нескольких групп одновременно. Вероятно, в этом случае следует просто говорить о той или иной степени универсальности ковша-печи.

Следует отметить появление в последнее время агрегата ковш-печь неполного цикла – установки электродугового нагрева стали (УЭНС). Та-

кая двухпозиционная установка фирмы "VAI Fuchs" производительностью 4,2 млн. т была введена в эксплуатацию в июне 2006 г. в ККЦ ОАО ММК для дополнительного электродугового нагрева стали [74].

Установка состоит из следующих систем, узлов и групп оборудования: механизма подъема электродов (колонна с направляющими роликами и подшипниками, гидравлические цилиндры подъема); механизма подъема крышки; водоохлаждаемой крышки ковша; устройств для измерения температуры и отбора проб; манипулятора для аварийной фурмы; стенда для наращивания и хранения электродов. На УЭНС осуществляют следующие технологические операции: нагрев металла электрической дугой; продувку металла аргоном для усреднения химического состава и температуры по объему сталеразливочного ковша и десульфурацию стали; измерение температуры и окисленности металла; отбор проб металла и шлака. На УЭНС измеряют температуру и окисленность металла, анализируют химический состав проб металла и шлака, определяют расход и давление аргона, используемого для продувки, фиксируют ток и напряжение дуги и другие электрические параметры, устанавливают время и длительность операций, диагностируют вспомогательные параметры (температуру и давление охлаждающей воды, отходящих газов и т. п.).

Технология выплавки и внепечной обработки стали с использованием УЭНС была скорректирована. При шихтовке плавок, предназначенных для внепечной обработки с нагревом металла, учитывается, что температура расплава в конвертере после продувки кислородом не должна превышать 1630 °С, что на 30 °С меньше средней температуры без использования электронагрева. Из-за отсутствия на данной установке бункеродозаторов для легирующих и шихтовых материалов ферросплавы и легирующие отдают в ковш по время выпуска плавки. В соответствии с техническими характеристиками установки максимальная скорость нагрева металла на самой мощной первой ступени – 4 °С/мин. Средняя длительность нагрева составляет 9,5 мин. Среднее увеличение температуры металла 25 °С.

Совокупность рабочих и эксплуатационных параметров агрегатов ковш-печь определяется мощностью печного трансформатора, а также архитектурой, составом и техническими возможностями устройств, обеспечивающих гомогенизацию расплава в сталеразливочном ковше, подачу шлакообразующих материалов, раскислителей легирующих, механизмов и приборов для отбора проб, экспресс-анализа и замера температуры стали, а также системой контроля и управления технологическим процессом. При этом колебания параметров агрегатов находятся в прямой взаимосвязи с конкретной технологией выплавки того или иного сортамента стали.

Так, статистическая обработка значений энергетических параметров 129 промышленных агрегатов типа ковш-печь, построенных в период с 1989 по 2003 год компаниями "SMS Demag" и "VAI Fuchs", позволила вы-

явить зависимость удельной установленной мощности печного трансформатора от массы стали в ковше [2, 73].

Анализ приведенных данных позволяет сделать следующие выводы:

1. Средняя удельная установленная мощность трансформатора агрегатов ковш-печь снижается с 0,30 до 0,14 МВА/т по мере увеличения массы стали в ковше с 20 до 400 тонн. При этом скорость нагрева металла в ковше также уменьшается с 5–6 до 3,5–4 °С/мин соответственно, что вызвано сокращением потерь тепла в более крупных ковшах.

2. Удельная мощность трансформатора 80% агрегатов рассмотренной выборки имеет отклонения от средней величины не более 20%, что, несомненно, вызвано особенностями условий эксплуатации.

3. Пониженная величина удельной мощности печного трансформатора (менее чем на 20% от средней) позволяет минимизировать износ ковшевых огнеупоров и характерна, прежде всего, для двухпозиционных установок, работающих в условиях ритмичной подачи ковша с запасом времени на нагрев. Так, из пяти установок "SMS Demag", имеющих пониженную мощность, три – двухпозиционные.

4. Повышенную мощность (более чем на 20% от средней), как правило, имеют агрегаты внепечного нагрева для производства специальных марок стали. Все четыре установки "SMS Demag", которые попали в эту группу, применяют в качественной металлургии, где необходимо проводить перегрев расплава перед вакуумированием. В условиях высокой цены металлопродукции и приоритета потребительских свойств металла задача экономии огнеупоров в таких условиях может быть отодвинута на второй план.

3.1.4. Технологический комплекс внепечной обработки стали: агрегат ковш-печь – вакууматор

Как отмечалось выше, ковш-печь является наиболее универсальным агрегатом, позволяющим решать все задачи получения качественной стали, исключая дегазацию металла. Эта задача решается на установках вакуумирования металла, в последнее время работающих в составе многофункциональных комплексов внепечной обработки стали: установка ковш-печь – вакууматор.

Технологические процессы вакуумирования (дегазации) стали вносят весомый вклад в повышение качества металлопродукции. Их использование позволяет добиться особо низкого содержания вредных примесей в готовом металле, как-то:

– кислорода – менее 15 ppm, например для легированных марок стали с особо низким содержанием кислорода;

– серы – как правило, ниже 0,010%, а для некоторых марок стали, например трубной, – ниже 0,003%;

– газов: водорода (для флокено-чувствительных) – ниже 1,5-2 ppm и азота – как правило, ниже 50-60 ppm для электростали и 20 ppm для конвертерной стали;

– углерода – ниже 0,003% для марок стали с ультранизким содержанием углерода.

В настоящее время востребованность указанных марок стали возрастает, значит, увеличивается доля применения агрегатов вакуумирования в металлургическом производстве. Например, только в Украине введены в эксплуатацию четыре вакууматора камерного типа.

Благодаря значительному прогрессу в области вакуумной техники и ковшевой металлургии существенно расширились технические и технологические возможности ковшевого вакуумирования, в частности камерных вакууматоров (VD). При этом в отличие, например, от циркуляционного вакууматора (RH) способ камерного вакуумирования имеет более широкие технологические возможности рафинирования стали под вакуумом, простую конструкцию и требует меньших капитальных затрат. В зависимости от решаемых задач технологические варианты ковшевого вакуумирования позволяют эффективно рафинировать расплав на любой стадии внепечной обработки. Кроме того, объем работ по обслуживанию камерного вакууматора минимален, а процесс обработки достаточно надежно контролируем и управляем.

Сравнение вакуумных установок RH и VD показывает, что [73]:

– на установке RH обработка металла осуществляется без участия шлака, а на установке VD – с активным рафинированием шлаком. Это позволяет легко достигать низкого содержания серы (не более 10 ppm) при производстве низкосернистой стали, в то время как для установки RH требуется предварительная десульфурация стали перед вакуумированием;

– рафинирование стали на установке RH сопровождается значительным снижением температуры металла (до 8 °С/мин), а на установке VD падение температуры ниже и зависит от вместимости сталеразливочного ковша (от 2–2,5 для 200-тонного до 4,5 °С/мин для 20-тонного ковша);

– производительность однокамерной установки VD на 50% ниже установки RH, но она на 50% дешевле. При этом производительность двухкамерной установки VD примерно одинакова с установкой RH, а двухкамерная установка VD с одной крышкой дороже установки RH на 20%, а с двумя крышками – на 40%;

– более высокая скорость и полнота процесса обезуглероживания и деазотации на установке RH способствует ее предпочтительному применению при производстве стали типа IF с особо низким содержанием углерода (менее 30 ppm). Процесс производства такой стали на установке VD более

продолжителен, и требует повышения температуры металла на выпуске из сталеплавильного агрегата.

Таким образом, считается, что при производстве стали с особо низким содержанием углерода (типа IF) предпочтительнее применять вакуумные установки RH, а для производства стали смешанного сортамента – VD с неперменной донной продувкой металла в ковше аргоном.

При этом на установке ковшевого вакуумирования необходимо иметь свободный борт сталеразливочного ковша высотой до 600 мм, а в отдельных случаях – до 1000 мм вследствие возможного подъема уровня расплава в ходе вакуумирования. Кроме того, десульфурация стали рафинировочным шлаком требует достаточно полной и стабильной отсечки окислительного шлака при выпуске металла из сталеплавильного агрегата в ковш из-за возможного восстановления фосфора и других элементов, что особенно нежелательно при выплавке качественной стали.

Опыт работы ряда отечественных и зарубежных металлургических заводов доказал высокую эффективность применения одно- и двухкамерных вакууматоров для внепечной обработки стали. Согласно экспертному прогнозу, к завершению текущего десятилетия объем вакуумируемой стали (по сравнению с показателем 1999 года) возрастет более чем в 3 раза и составит около 15–18% в общем объеме произведенной стали.

В настоящее время металлургические и машиностроительные заводы Донбасса оснащены восемью агрегатами ковш-печь и четырьмя камерными вакууматорами, основные технические характеристики которых приведены в таблице 3.3 [73].

Обращает на себя внимание, что половина всех агрегатов внепечной обработки стали в Донбассе были изготовлены отечественным производителем металлургического оборудования, а остальные – ведущими зарубежными компаниями "VAI Fukhs", "Danieli" и "ASEA-SKF".

Примечательно, что в последние годы Новокраматорский машиностроительный завод накопил значительный опыт по реконструкции сталеплавильных модулей со стратегией на выпуск специализированной продукции, построив три многофункциональных комплекса внепечной обработки стали: агрегат ковш-печь – вакууматор VD/VOD. При этом в условиях серьезной конкурентной борьбы НКМЗ выиграл тендеры на разработку и реконструировал сталеплавильные цехи Выксунского металлургического завода и завода "Энергомашспецсталь".

На наш взгляд, серьезный успех отечественного металлургического машиностроения и металлургической науки выражается в следующих технических и технологических преимуществах.

Во-первых, индивидуальное проектирование современной техники и технологии с учетом технических параметров действующего оборудования, невозможностью организации типовой технологической цепочки, де-

фицитом производственного пространства и т.п., в отличие от типовых агрегатов западных компаний.

Таблица 3.3. Основные технические характеристики агрегатов внепечной обработки

Показатели	Истил	НКМЗ	Донецк-сталь	Енакиевский МК	Алчевский МК	Азов-электро-сталь	Энергомаш-спец-сталь
Агрегаты ковш-печь							
Количество	1	1	1	2	1	1	1
Количество позиций нагрева	одна	одна	одна	одна	две	одна	одна
Поставщик оборудования	Danieli Италия	НКМЗ, Украина	«VAI Fukhs», Германия	НКМЗ, Украина	«VAI FUCHS», Германия	«ASEA SKF», Швеция	НКМЗ, Украина
Мощность печного трансформатора, МВА	18+20	18	18	25	50	6	18
Вместимость ковша, тонн	120	30/60/90	155	143	300	30/60	60/130
Удельный расход электроэнергии, кВт·час/°С·тонна	0,85	0,5	0,4	0,5/0,45	-	-	0,28
Удельный расход электродов, г/кВт·час		11	12	10/10	-	-	9
Год пуска	1999	1997	2002	2003, 2004	2005	1985	2007
Камерные вакууматоры							
Количество	1	1			1		1
Тип	VD/VOD	VD/VOD	-	-	VD/VOD	-	VD/VOD
Компания поставщик оборудования	Danieli Италия	НКМЗ, Украина	-	-	«VAI FUCHS», Германия	-	НКМЗ, Украина
Год пуска	1999	2000	-	-	2007	-	2007

Во-вторых, высокий уровень металлургических гарантий, заключающийся, по сути, в поставке комплекса технологии и оборудования для ее осуществления, в отличие от чисто технических гарантийных показателей агрегатов, поставляемых в Украину западными компаниями.

В-третьих, конструкция оборудования полностью соответствует всем требованиям международных стандартов качества и сертифицирована по ISO 9000, обеспечена гармонизация стандартов в рамках стран СНГ.

3.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ АГРЕГАТА КОВШ-ПЕЧЬ

3.2.1. Конструктивные особенности агрегата ковш-печь

Общая схема агрегата ковш-печь представлена на рис. 3.1 [73], а конструкция и расположение оборудования агрегата ковш-печь в сталеплавильном цехе схематически представлены на рис. 3.2 и 3.3 [58].

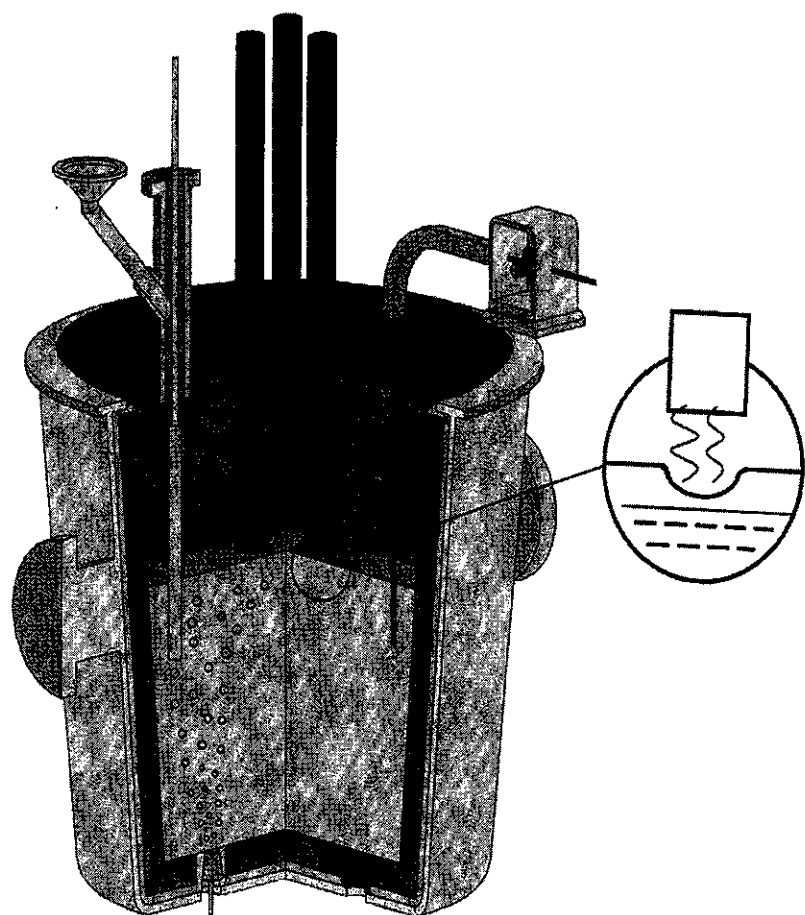


Рис. 3.1. Общая схема агрегата "ковш-печь"

Рис. 3.1. Общая схема агрегата ковш-печь

Основное технологическое оборудование ковша-печи включает:

- устройство для автоматического замера температуры и отбора проб металла;
- водоохлаждаемая крышка;

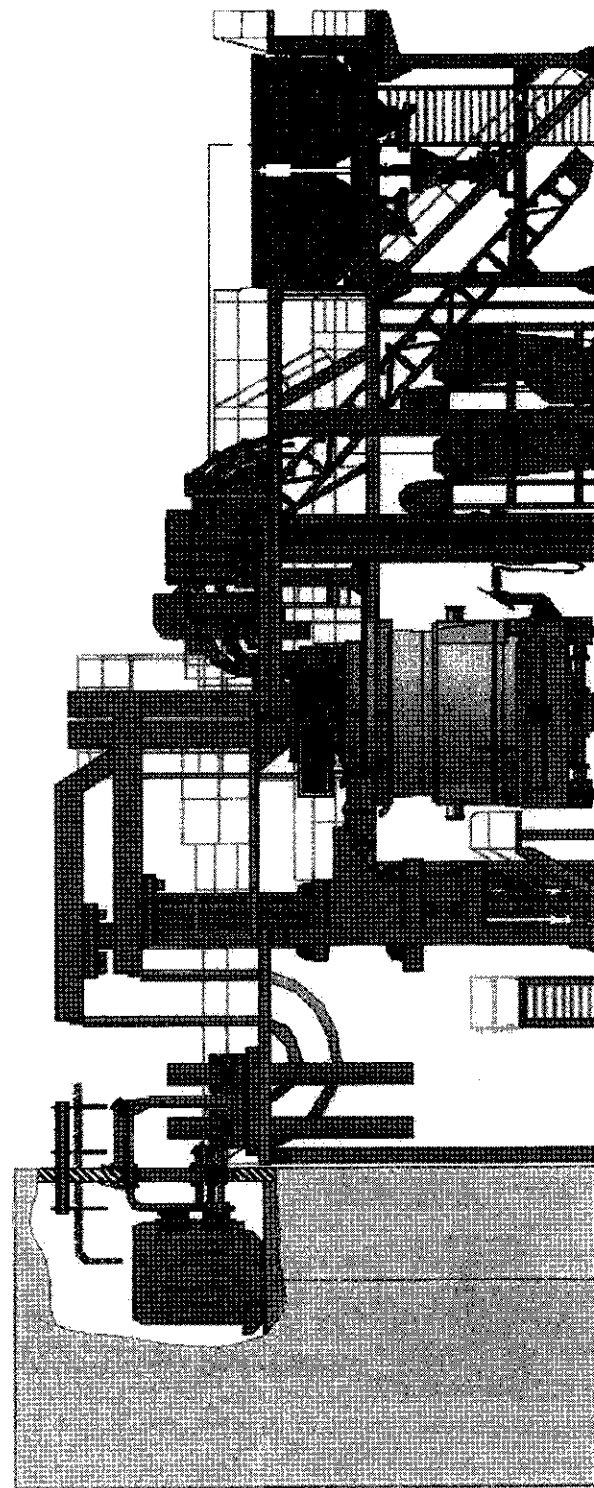


Рис. 3.2. Расположение оборудования агрегата ковш-печь вдоль пролета цеха

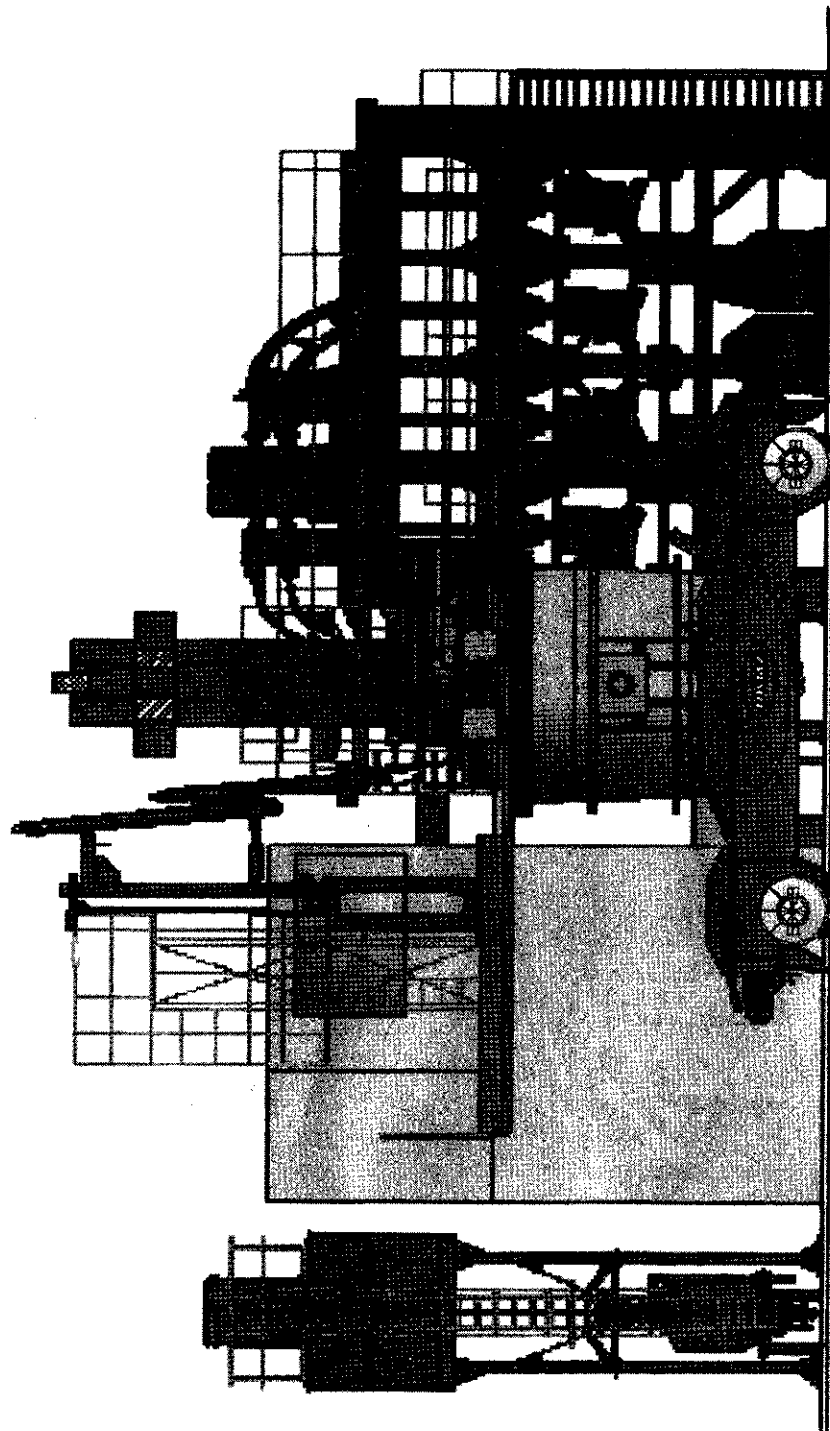


Рис. 3.3. Расположение оборудования агрегата ковш-печь поперек цеха

- печной трансформатор или выпрямители;
- короткая цепь;
- электрододержатели с электродами;
- стенд для постановки ковша или сталевоz;
- система газоудаления и газоочистки;
- пульт управления с системой АСУТП;
- комплексы для подачи порошковой проволоки с различными наполнителями (трайбаппараты, направляющая проводка, разматыватели);
- система охлаждения оборудования;
- бункерная эстакада с системой транспортеров, взвешивающим устройством и течкой;
- продувочные устройства.

Агрегаты ковш-печь бывают одно- и двухпозиционными. Двухпозиционные агрегаты используют в мартеновских цехах, выпускающих металлы в два ковша, или в конвертерных цехах большой производительности и предназначены для одновременной обработки двух ковшей с поочередным подогревом. В этом случае ковши устанавливают на двух стендах или сталевозах. Каждый ковш накрывают индивидуальной крышкой, а нагрев металла производят поочередно, путем переустановки электродов из одной крышки в другую.

Сталеразливочные ковши должны точно устанавливаться под крышку, иначе электроды не попадут в отверстия крышки

Ход электрододержателей с электродами должен быть строго фиксированным. Бункерная эстакада ковша-печи состоит из системы бункеров, предназначенных для хранения оперативного запаса шлакообразующих и раскислителей. Как правило, бункерная эстакада оборудована самоходной дозирующей тележкой с взвешивающим устройством, позволяющим загружать в ковш необходимые материалы в требуемом количестве. С крышкой ковша-печи бункера связаны течкой.

Стенд или сталевоz служат для постановки под ковш-печь сталеразливочного ковша. Использование сталевоза предпочтительнее, так как при этом уменьшается загрузка разливочного крана.

В аварийной ситуации сталевоz позволяет оперативно убирать ковш из-под крышки ковша-печи без разливочного крана, который может быть в это время занят. Стенды для постановки ковша обычно используют на двухпозиционных агрегатах, где необходимо точно поставить ковш под крышку. В этом случае в приямке под стендом оборудуют аварийные емкости, для приема металла в случае прогара ковша.

Крышка ковша-печи предназначена для снижения потерь тепла металлом в период нагрева и обработки, создает безопасные условия работы, защищает металл от окисления и газонасыщения и служит для сбора отходящих газов. Принципиальные конструкции крышек ковша-печи представлены на рис. 3.4–3.6. Крышка ковша-печи может быть выполнена из ме-

таллического кожуха с размещенными внутри него трубами водяного охлаждения или полностью только из труб охлаждения, вплотную прилегающих друг к другу.

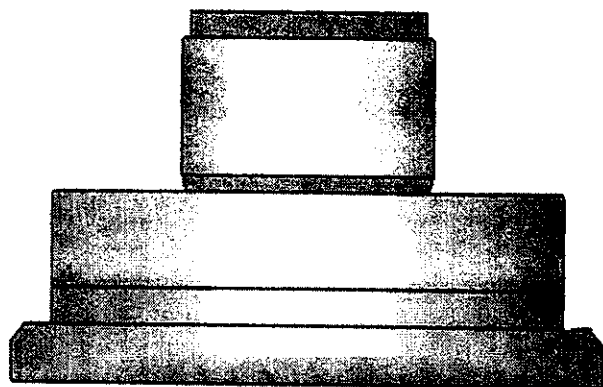


Рис. 3.4. Крышка ковша печи из металлического кожуха с размещенными внутри трубами водяного охлаждения

При наличии металлического кожуха трубы охлаждения располагаются с промежутком между ними, равным диаметру трубы. Крышки такой конструкции производит Новокраматорский машиностроительный завод. При такой конструкции крышки имеется возможность заварить образовавшуюся течь в любом месте трубы. При этом тепловая работа крышки не нарушается. Новые крышки такой конструкции предварительно, торкретируют, заполняя межтрубное пространство, а затем это пространство заполняется шлаковым гарнисажем.

Длительная работа крышек такой конструкции на Молдавском металлургическом заводе показала удовлетворительную их стойкость.

В настоящее время НКМЗ разработана и выпускается конструкция крышки, показанная на рис. 3.4. В этой конструкции охлаждающие трубы располагаются на расстоянии $1/2$ диаметра друг от друга, а промежутки между ними заполнены обечайками, сваренными с трубами в одну конструкцию. По данным работы [75] при таком соотношении размера трубы и обечайки ребро отводит тепло, так же эффективно, как и труба.

На большинстве агрегатов ковш-печь конструкции фирм дальнего зарубежья охлаждающие трубы уложены вплотную, образуя кожух крышки. Трубы посекционно соединены в водосборники, приваренные контактной сваркой. В этом случае при появлении течи воды между трубами это место невозможно заварить, а попадание воды во время обработки в жидкий металл способствует его наводороживанию.

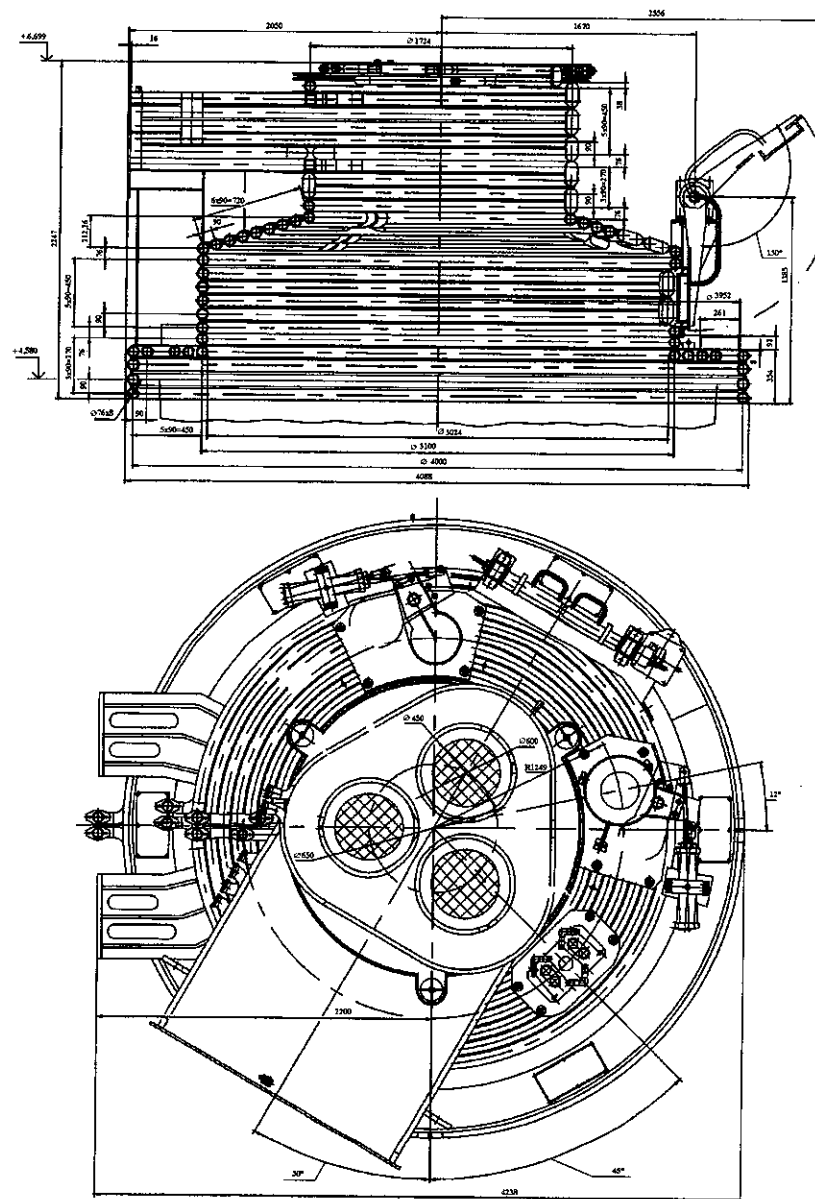


Рис. 3.5. Крышка ковша-печи из труб водяного охлаждения, вплотную прилегающих друг к другу

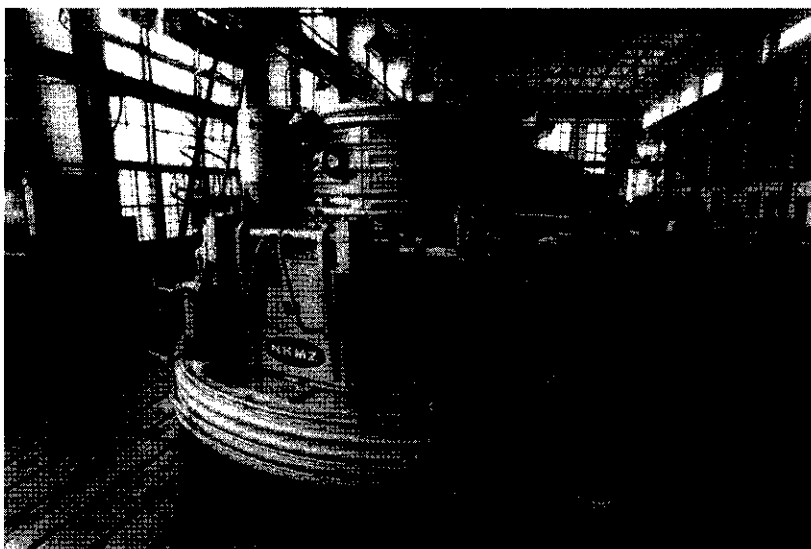


Рис. 3.6. Крышка ковша-печи конструкции НКМЗ

Наличие воды под крышкой может привести и к взрывам. Работа крышек такой конструкции обеспечивается только при использовании химически подготовленной воды. При наличии металлического кожуха крышке ковша-печи можно придать обтекаемую форму, что способствует уменьшению теплопоглощающей поверхности, т.е. меньшему расходу электроэнергии. Крышки без металлического кожуха представляют собой состыкованные цилиндры, что, естественно, увеличивает теплопоглощающую поверхность и повышает вероятность прогара труб.

Нижняя часть крышки, прилегающая к ковшу, в некоторых конструкциях обрамлена водоохлаждающимся кольцом. При опускании крышки кольцо ложится на борт ковша. В этом случае между крышкой и кольцом имеется зазор, и при плохо очищенном от шлака торце ковша этот зазор может быть значительным, что приводит к подосу воздуха в замкнутое пространство между крышкой и зеркалом металла и, как следствие, вызывает значительный прирост водорода и азота в стали.

Для снижения содержания газов в металле, в частности азота, на Молдавском металлургическом заводе при выплавке стали с пониженным содержанием азота отключают газоочистку. При этом отходящие газы эвакуируются через зазоры в отверстиях для опускания электродов и в зазор между ковшом и крышкой.

Организованное удаление отходящих газов осуществляется через передвижной зонт, расположенный над электродами, подключаемый к газоочистке. На наш взгляд более рационально этот вопрос решен в крышках

ковша-печи конструкции фирм "Mannesmann", "VAI Fukhs", "Danieli" в которых между крышкой и ковшем создано лабиринтное уплотнение, причем подсасываемый воздух по внутренней полости нижнего торца крышки поступает сразу в вытяжное устройство в качестве разбавителя для снижения температуры отходящих газов и подсос воздуха в рабочее пространство ковша-печи исключается. При такой конструкции крышки необходимо тщательно следить за очисткой торца ковша (иначе крышка не сядет на место).

Так как крышка изготавливается водоохлаждаемой и способствует значительному теплоотводу, поверхность ее должна быть минимально необходимой. Высота крышки над бортом ковша должна обеспечивать минимальный теплоотвод от электрической дуги, минимальное забрызгивание металлом при вводе сыпучих материалов, особенно ферросплавов. Объем отходящих газов составляет порядка 30–60 тыс. $\text{м}^3/\text{час}$ (с учетом воздуха разбавления). Содержание кислорода в отходящих газах по фактическим замерам находится на уровне 20,3–20,6 %, т.е., количество газыделений из ковша незначительно. Количество подсасываемого воздуха регулируется прикрытием шиберов отводящего тракта и должно быть таким, чтобы температура отходящих газов перед рукавными фильтрами не превышала 80–100 °С, для исключения прогара фильтра.

Система охлаждения крышки обычно выполняется секционной для обеспечения нормального охлаждения наиболее напряженных участков. Наиболее напряженными участками являются водоохлаждаемые элементы для прохода электродов, заслонка рабочего окна крышки, течка для подачи сыпучих материалов.

Агрегаты ковш-печь, как правило, оборудованы трайбаппаратами для подачи порошковой проволоки (как минимум, 3–5 видов) и алюминиевой катанки в жидкий расплав. Трайбаппарат представляет собой тянущее устройство, предназначенное для подачи порошковой проволоки определенной длины и с заданной скоростью. Привод трайбаппарата обеспечивает плавное регулирование скорости в заданных пределах путем изменения подаваемой мощности с помощью тиристорного преобразователя при работе на постоянном токе (регулировка по току) или частотным преобразователем при работе на переменном токе (регулировка по частоте).

Асинхронные двигатели переменного тока имеют меньшие габаритные размеры, конструктивно более просты и надежны в эксплуатации по сравнению с двигателями постоянного тока. В то же время, тиристорные преобразователи проще конструктивно и более ремонтнопригодны. В последнее время появились надежные конструкции частотных преобразователей, и в связи с этим большинство ведущих в мире фирм-производителей трайбаппаратов ("Odermath", "Affival", "Danieli") переходят на производство трайбаппаратов с частотным регулированием.

Подача проволоки трайбаппаратом осуществляется при помощи нескольких пар роликов. Один ряд роликов получает вращение от двигателя через редуктор при помощи клиноременной, зубчатой или червячной передачи. Другой ряд прижимается к ведущим роликам при помощи пневмоцилиндров или регулируемых пружин. Имеются трайбаппараты с верхним и с нижним расположением ведущих роликов. Для удобства обслуживания при заправке проволоки более приемлемо нижнее расположение ведущих роликов. Пружинный прижим роликов более предпочтителен, чем пневматический. Во-первых, для нормальной работы пневматики, особенно в зимних условиях, необходимо наличие осушенного воздуха, который есть не на всех предприятиях. Во-вторых, пневматика требует тщательного обслуживания и своевременного ремонта. В-третьих, пружинный механизм позволяет индивидуально регулировать прижим каждой пары роликов в зависимости от их износа.

С точки зрения надежности захвата порошковой проволоки трехроликовая схема предпочтительнее по сравнению с двухроликовой. Эта схема позволяет выравнивать проволоку (правку производят обычно на трех опорах) перед выдачей ее в направляющую проводку, что уменьшает сопротивление при трении проволоки о трубу. Для надежного сцепления роликов с проволокой на их катающей поверхности производят насечку или нарезку.

Трайбаппараты обычно снабжены стационарными или переносными пультами управления, имеющими счетное устройство для определения длины проволоки и скорости ее подачи. Обычно подача проволоки может осуществляться в ручном или автоматическом режимах, количество подаваемой проволоки и время ее ввода фиксируется системой АСУТП. Конструктивно трайбаппараты изготавливают в одно-, двух- и многоручьевом исполнении, т.е. для подачи в расплав одного, двух и более видов проволоки. Многоручьевые трайбаппараты имеют, как правило, один привод на все ручки. Двухручьевые трайбаппараты изготавливают одноприводными (с попеременной работой ручьев) или с двумя индивидуальными приводами на каждый ручей. Трайбаппараты с индивидуальным приводом на каждый ручей предпочтительнее.

Для исключения проскакивания заднего конца проволоки через ролики в направляющую трубу, современные трайбаппараты оборудованы уловителями конца проволоки различных конструкций. Размотка проволоки осуществляется из неподвижного бунта, установленного осью поперечно относительно трайбаппарата, путем вытягивания внутреннего конца проволоки.

Агрегаты ковш-печь конструкции зарубежных фирм, как правило, оборудованы установкой для автоматического замера температуры и отбора проб жидкого металла. При включении установки сначала опускается зонд замера температуры. В памяти установки фиксируется уровень ме-

талла в ковше, определяемый по скачку температуры, а затем, с учетом этого, опускается зонд автоматического отбора пробы металла с определенной глубины.

В отечественной практике такие установки используются редко (несмотря на удовлетворительную их работу) по следующим причинам:

- не всегда к моменту замера шлак находится в жидкоподвижном состоянии, а твердые куски могут повредить датчик;
- продолжительность ручного и автоматического замеров примерно одинакова.

Установки автоматического замера снабжены устройствами для определения содержания активного кислорода и пересчета на содержание кислоторастворимого алюминия, что очень важно, особенно при присадке кальцийсодержащих материалов. К сожалению, их используют очень редко, что связано с относительно высокой стоимостью датчиков и низкой культурой производства.

Сталеразливочные ковши, обслуживающие агрегаты ковш-печь, в обязательном порядке снабжены продувочными устройствами, так как без перемешивания металла процесс нагрева его электрической дугой невозможен, как будет показано ниже.

Известно, что шлак при нагреве сверху имеет температуру на 50–150 °С выше, чем металл. Поэтому металл фактически охлаждает шлак, т.е., градиент температуры направлен сверху вниз.

Глубина проникновения переменного тока в металл по данным [76] определяется формулой:

$$\delta = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{109\rho}{\mu f}}, \quad (3.1)$$

где μ – магнитная проницаемость (для жидкой стали $\mu = 1$); ρ – удельное электрическое сопротивление (для жидкой стали $\rho = 1,3-1,5 \cdot 10^{-6}$); f – частота переменного тока (50 Гц).

Предположим, что в сталеразливочном ковше емкостью 135 т слой шлака составляет 10 см, т.е. в ковше содержится 2 т шлака, что реально для обычной работы ковша-печи. Температура металла в ковше 1600 °С, а подводимая активная мощность составляет 15 МВт. Для этого случая глубина проникновения тока в металл δ по расчету составляет 8,5 см. Учитывая, что под электродом вследствие давления ионизированного газа зеркало металла вогнуто, принимаем общую глубину проникновения тока в металл 10 см. При этом под воздействием дуги находится слой металла массой 5 т. Продолжительность подвода электроэнергии принимаем 15 мин. За это время подводится 1250 кВт, из которых примерно 50 % теряется в окружающую среду. Оставшиеся 625 кВт распределяются между металлом и шлаком и гипотетическое увеличение температуры составит:

$$\Delta T = \frac{625}{5 \cdot 0,22 + 2 \cdot 0,405} \approx 327 \text{ }^\circ\text{C}, \quad (3.2)$$

где 5 и 2 – масса металла и шлака, т; 0,22 и 0,405 – теплоемкость металла и шлака, кДж/т·°С.

Таким образом, при отсутствии перемешивания поверхностный слой металла будет перегреваться на 327 °С. Температура металла составит 1927 °С и, в конечном счете, сторит крышка. Это подтверждает необходимость перемешивания в процессе нагрева. Обычно перемешивание металла производится через пробки (пористые, щелевые, звездообразные и др.), установленные в днище ковша (рис. 3.7, [58]).

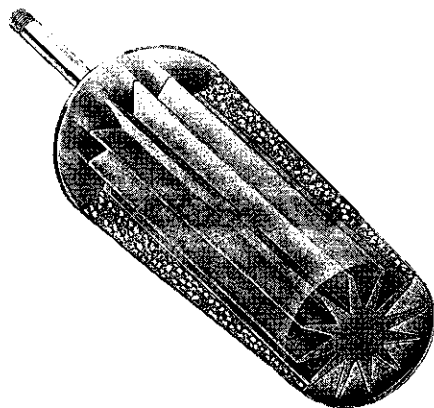


Рис. 3.7. Звездообразная продувочная пробка фирмы "Radex"

В аварийных случаях (при отказе донных пробок) перемешивание осуществляют сверху погружной аварийной фурмой. В этом случае металл греют дугой в течение 2–3 мин, а затем производят перемешивание в течение 3–4 мин. При отсутствии аварийной фурмы металл из ковша, который не продувается, переливают в другой ковш. Исходя из этого, за продувочными пробками необходим тщательный уход.

Современные агрегаты ковш-печь оборудованы устройством для вдувания на зеркало металла порошкообразных материалов: извести и углеродсодержащих, представляющем собой пневмокамерный насос, соединенный трубопроводом с крышкой (соединение подвижное, чтобы не препятствовать перемещению крышки вверх-вниз). В качестве нагнетающего устройства используются, например, установки фирмы "Штайн". Эти установки компактны, надежны в работе и производят продувку с большим расходом вдуваемого материала и низким расходом газа-носителя (обычно – воздух).

Вдувание порошкообразной извести позволяет ускорить процесс шлакообразования, а вдувание углеродсодержащих материалов – раскис-

лить шлак (в отдельных случаях науглеродить металл). Однако при производстве стали с низким содержанием азота использовать вдувание порошков воздухом (азотом) не рекомендуется, во избежание насыщения стали азотом. При раскислении шлака углеродсодержащим материалом происходит "сворачивание" шлака. Для придания ему необходимой жидкоподвижности необходимо использовать плавиковый шпат.

Существует практика вдувания углеродсодержащих материалов через трубу, вводимую через смотровое (рабочее) окно ковша-печи, причем труба заглубляется в металл на 300–400 мм. В случае необходимости аналогичным образом подают газообразный кислород для удаления избыточного кремния в сталях, раскисленных кремнием. В этом случае после проведения операции десиликонизации необходимо раскислить шлак и металл, чтобы снизить их окисленность.

Как правило, агрегаты ковш-печь работают на переменном трехфазном токе промышленной частоты, но возможна работа и на постоянном токе.

Понижающий печной трансформатор необходимой мощности обеспечивает нагрев металла с заданной скоростью, исходя из емкости ковша. Короткая цепь передает электрическую энергию от трансформатора к электрододержателям. Для уменьшения потерь мощности, которые обычно составляют 10–16 %, длина короткой цепи должна быть минимальной. Назначение электрододержателей удерживать электроды, передавать по токопроводам подводимую энергию.

По нашему мнению, на сегодняшний день лучшими из применяемых являются электрододержатели фирмы "VAI Fukhs", надежные по креплению и электрическим характеристикам, компактные, с закрытыми токопроводами и защищенными рукавами для подвода и отвода охлаждающей воды. При работе на переменном токе шинопроводы электрододержателей изготавливают из медных водоохлаждаемых труб. Для уменьшения электросопротивления и, соответственно, потерь мощности, поверхность электрододержателей, контактирующая с электродами, омедняется.

Электрододержатели с электродами приводятся в движение электрогидравлическим приводом. Имеются гидроцилиндры для одновременного согласованного подъема и опускания всех электродов. Во время работы (нагрева) каждый электрод перемещается независимо. В качестве управляющего параметра используются токовые нагрузки.

На печах старой конструкции перемещение электродов в процессе работы осуществляется одновременно. В этом случае приходится производить выравнивание электродов (расположение их торцов в горизонтальной плоскости) практически после каждой плавки или использовать более дорогие электроды, обладающие повышенной стойкостью.

В последнее время на агрегатах ковш-печь появились системы, позволяющие регулировать напряжение на каждой фазе индивидуально,

вследствие чего имеется возможность одновременного перемещения электродов общим приводом. Однако эти системы пока не получили широкого распространения.

С целью облегчения веса конструкций электрододержателей в последнее время их изготавливают из алюминиевых сплавов. Это позволяет использовать привода меньшей мощности и более компактные.

Назначение электродов – передача подводимой мощности к расплаву металла в ковше. Учитывая высокие токовые нагрузки и температуру, к электродам предъявляются жесткие требования. Они должны обладать достаточной при высоких температурах прочностью, обеспечивать протекание тока повышенной плотности, иметь достаточный предел механической прочности на изгиб, низкий коэффициент термического расширения, а также ограниченные допуски по геометрическим размерам.

Как правило, на ковше-печи используют графитированные электроды, в т.ч. специальной пропитки. Качество материала и изготовление электродов должно обеспечивать их низкий удельный расход при максимальном количестве переданной электрической мощности. Технические характеристики и удельные расходы электродов, используемых на агрегатах ковш-печь, приведены в таблицах 3.4–3.6 по данным фирмы "Укрграфит".

Таблица 3.4. Размеры электродов с резьбой, мм

Номинальный диаметр, мм	Обычный диаметр, мм	Размеры электродов с резьбой, мм				
		Диаметры для поставки			Диаметр необработанного участка	Номинальная длина
		max	min	допуск		
75	76	78	73	±1	72	1000; 1200; 1500
100	102	103	98	±1	97	1000; 1200; 1500
125	130	132	127	+1	126	1000; 1200; 1500
150	152	154	149	±1	146	1200; 1500; 1800
200	203	205	200	±1	197	1500; 1800
225	229	230	225	±1	222	1500; 1800
250	254	256	251	±1	248	1500; 1800
300	305	307	302	±1	299	1500; 1800; 2100
350	356	357	352	±1	349	1500; 1800; 2100
400	406	409	403	±1	400	1500; 1800; 2100; 2400
450	457	460	454	±1	451	1500; 1800; 2100; 2400
500	508	511	505	±1	502	1800; 2100; 2400
550	559	562	556	±1	553	1800; 2100; 2400; 2700
600	610	613	607	±1	604	1800; 2100; 2400; 2700
700	711	714	708	±1	705	1800; 2100; 2400; 2700

Для оценки технико-экономической эффективности использования и сопоставления электродов различных производителей рекомендуется использовать методику, изложенную в работе [58]. В данной работе электроды сопоставляются по прочностным характеристикам, объемной плотности и пористости.

Таблица 3.5. Рекомендуемые плотности тока для различных марок электродов

Диаметр электрода, мм	Плотность тока, А/см ²			
	Марка электродов			
	ЭГ	ЭГП	ЭГС	ЭГСП
150	20-30	–	–	–
200	18-25	20-30	20-30	25-35
250	15-20	20-25	22-28	25-35
300	15-20	20-25	22-28	25-35
350	15-20	20-25	22-28	25-35
400	15-18	18-22	20-25	25-30
450	15-18	18-22	20-25	25-30
500	15-18	18-22	20-25	22-28
550	15-18	18-22	20-25	22-28
600	10-15	15-20	17-22	22-28
700	12	–	–	–

Низкие прочностные свойства вызывают разрушение электродов, что приводит как к увеличению их расхода, так и увеличению продолжительности времени обработки стали в связи с необходимостью извлечения огарков из ванны и перепускаания электродов.

Поскольку назначением электродов является подвод электроэнергии к металлической ванне и преобразование ее в тепло, то наиболее приемлемой характеристикой для анализа расхода электродов является масса электродов, расходуемая на введение в металлическую ванну 1 кВт·ч электроэнергии.

Величина удельного (на единицу электроэнергии) расхода графитированных электродов может быть определена по формуле:

$$\Gamma_{yd}(W) = M_{sp}/W, \quad (3.3)$$

где M_{sp} – масса израсходованных на обработку стали электродов, кг; W – общий расход электрической энергии на обработку стали, кВт·ч

Величина $\Gamma_{yd}(W)$ является характеристикой, определяемой качеством электродов и в меньшей степени зависит от энергозатрат на производство конкретной марки стали, чем удельный расход электродов, выраженный в кг/т.

От величины $\Gamma_{yd}(W)$, используя нормы расхода электрической энергии на выпечную обработку стали, можно перейти к характеристике удельного расхода электродов $\Gamma_{yd}(M)$:

$$\Gamma_{yd}(M) = \Gamma_{yd}(W) \cdot W_{yd}, \quad (3.4)$$

где W_{yd} – удельный расход электрической энергии, кВт·ч/т.

Путем обработки результатов испытаний партий электродов методом линейного регрессивного анализа получаем зависимости $\Gamma_{yd}(W)$ от удельного расхода электрической энергии. Примерные графики для партий электродов двух поставщиков приведены на рис. 3.8 (а, б).

Таблица 3.6. Технические характеристики электродов различных производителей

Марка электродов	Укргра фит	НЭЗ	НовЭЗ	ЧЭЗ	Китай	Индия	Румыния	UCAR, Россия	SGL Carbon Group	UCAR Италия, Испания	Carbide Carbon Group, США	Франция	Showa Denko, Япония
Объемная плотность электродов, D_k (г/см ³)													
ЭГ	1,57-1,66	1,58-1,62	1,54-1,60	1,62-1,64	1,52-1,58	1,57-1,62	-	1,56-1,64	1,53-1,63	-	-	-	-
ЭГП	1,65-1,71	1,66-1,73	-	1,64-1,72	-	-	-	-	-	-	-	-	-
ЭГС	1,58-1,62	-	-	-	-	-	-	-	-	1,56-1,66	-	-	1,54-1,68
ЭГСП	1,67-1,72	1,63-1,72	1,62-1,69	-	1,68-1,75	1,64-1,72	1,68-1,72	1,66-1,73	1,66-1,73	1,64-1,71	1,68-1,71	1,65-1,74	1,62-1,78
Предел механической прочности на изгиб, σ_k (МПа)													
ЭГ	7,0-10,5	7,3-9,7	7,0-10,0	6,0-8,0	6,4-9,8	8,0-12,0	-	5,5-8,5	7,0-10,0	-	-	-	-
ЭГП	11,0-	11,0-14,2	-	-	более	-	-	-	-	-	-	-	-
ЭГС	7,0-10,5	-	более 6,4	-	-	7,0-9,0	-	-	-	6,2-11,8	-	-	7,8-11,8
ЭГСП	11,0-	9,3-15,0	8,8-11,3	-	-	11,0-13,0	8,5-12,5	8,5-13,5	11,0-13,0	8,5-11,5	9,0-13,0	8,9-13,3	10,0-14,7
Модуль Юнга, E (ГПа)													
ЭГ	6,0-10,0	7,0-11,0	6,0-8,0	4,0-7,0	-	5,0-7,0	-	4,0-7,0	-	-	-	-	-
ЭГП	8,0-11,0	7,0-11,0	-	3,5-7,0	до 12,0	-	-	-	-	-	-	-	-
ЭГС	7,5-9,5	-	-	6,0-	6,5-9,0	-	-	-	-	7,0-10,0	-	-	6,9-9,8
ЭГСП	9,0-11,0	9,0-13,0	7,0-10,0	-	-	9,0-13,0	6,5-11,0	6,0-11,0	6,5-10,0	7,0-9,5	до 11,0	7,0-9,5	7,5-12,0

Продолжение таблицы 3.6.

Марка электродов	Укргра фит	НЭЗ	НовЭЗ	ЧЭЗ	Китай	Индия	Румыния	UCAR, Россия	SGL Carbon Group	UCAR Италия, Испания	Carbide Carbon Group, США	Франция	Showa Denko, Япония
Удельное электросопротивление, УЭС (мкОм·м)													
ЭГ	7,0-9,0	7,5-10,0	7,5-10,0	7,0-9,0	8,5-9,0	7,0-10,0	-	7,0-9,0	-	-	-	-	-
ЭГП	6,5-8,0	6,0-7,0	-	7,0-8,0	-	8,0-10,0	-	до 8,0	-	-	-	-	-
ЭГС	6,0-8,0	-	6,5-8,5	-	-	-	-	-	-	6,0-8,0	-	-	5,0-8,0
ЭГСП	4,5-5,8	5,0-7,5	6,0-7,0	-	-	6,0-7,5	5,5-7,0	4,5-5,8	5,0-6,5	4,5-5,8	5,2-6,5	4,5-5,7	4,0-6,5
Коэффициент термического линейного расширения, $КТЛР_{\parallel}$ 10 ⁻⁶ /°С													
ЭГ	2,0-2,6	-	-	до 2,2	2,9-3,0	2,1-2,5	-	1,2-1,8	0,8-1,2	-	-	-	-
ЭГП	2,0-2,7	-	-	до 2,2	до 2,2	-	-	-	-	-	-	-	-
ЭГС	0,9-1,2	-	до 1,5	до 1,2	-	1,4-1,8	-	-	-	0,5-1,5	-	-	0,5-1,0
ЭГСП	0,9-1,3	до 1,5	1,3-1,5	-	-	1,5-1,9	0,8-1,0	0,3-0,6	0,5-1,0	0,2-0,6	0,2-0,8	0,15-0,6	0,3-1,0
Коэффициент теплопроводности, λ_{\parallel} (Вт/м·К)													
ЭГ	130-170	120-160	120-160	-	130-140	120-170	-	130-170	130-170	-	-	-	-
ЭГП	150-180	170-200	-	150-	-	120-150	-	-	-	-	-	-	-
ЭГС	150-200	-	140-180	-	-	-	-	-	-	150-200	-	-	150-230
ЭГСП	200-260	160-240	170-200	-	-	160-200	170-210	200-260	180-240	200-260	180-230	200-260	180-290

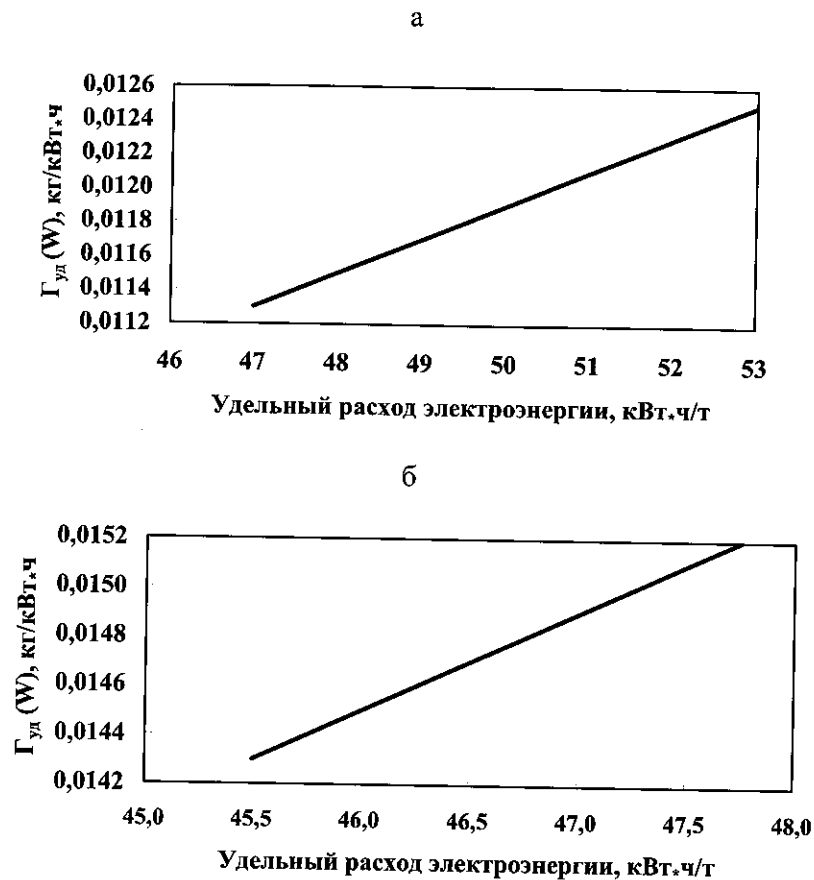


Рис. 3.8. Зависимость удельного расхода графитированных электродов от удельного расхода электроэнергии: а – фирмы "Ucar"; б – Новочеркасского завода

Естественно, что лучшими являются электроды с минимальными значениями $\Gamma_{уд}(W)$ при одинаковом расходе электроэнергии.

Величина $\Gamma_{уд}(W)$ используется также для сравнительной, объективной оценки эффективности использования электродов различных марок. Показателем эффективности служит величина:

$$Z_{ep} = \Gamma_{уд}(W) \cdot C_{ep} + \sum P_i / W \cdot 1000, \quad (3.5)$$

где Z_{ep} – общие затраты на электроды для введения в жидкий металл 1000 кВт.ч электрической энергии, долл. США; C_{ep} – цена 1 тонны электродов, долл. США; $\sum P_i$ – затраты на доставку электродов, дополнительные затраты и упущенная выгода от простоев агрегата, переназначения плавок, а также потери от брака, связанные с поломкой электродов (из-за их неудов-

летворительного качества) конкретной партии поставки, долл. США.

При сравнении марок применяемых электродов предпочтение отдается электродам с меньшей величиной Z_{ep} .

Допустимый рабочий ток ($I_{раб}$) равен:

$$I_{раб} = [j] \cdot 0,25\pi D_{эл}^2, \quad (3.6)$$

где $[j]$ – допустимая плотность тока для данного типа (марки) электрода, А/см²; $D_{эл}$ – диаметр графитизированного электрода, см.

Условие теплового равновесия выделяемой (при протекании тока I_p) и отдаваемой (в результате теплоотдачи с боковой поверхности) мощности (на 1 м длины графитированного электрода под крышкой) имеет вид:

$$\rho K_n I_p^2 / 0,25\pi D_{эл}^2 = q_{\Sigma} \pi D_{эл}, \quad (3.7)$$

где ρ – удельное электрическое сопротивление электрода, мкОм·м; K_n – поправочный коэффициент, учитывающий увеличение активного сопротивления электрода при переменном токе вследствие поверхностного эффекта, определяемого по данным рис. 3.9; I_p – максимальный рабочий ток, А; q_{Σ} – плотность теплового потока теплоотдачи, вычисляемая по формуле:

$$q_{\Sigma} = a_{\Sigma} (T_{н.о.} - T_3) = q_{\Sigma} S, \quad (3.8)$$

где a_{Σ} – коэффициент теплоотдачи, учитывающий в общем виде конвективный и лучистый теплообмен поверхности с окружающей средой с температурой T_3 ; S – площадь теплоотдающей поверхности электрода, м²; $T_{н.о.}$ – температура поверхности электрода (под крышкой).

Распад электродов.

Большое значение с точки зрения обеспечения условий быстрого формирования шлака и расплавления ферросплавов оказывает диаметр основной окружности размещения электродов – распад электродов.

Расположение электродов в крышке ковша-печи показано на рис. 3.10 [58].

К расположению электродов относительно крышки и ковша предъявляются противоречивые требования. Расстояние между электродами должно обеспечивать условия нормального горения дуги при заданных электрических параметрах. С одной стороны, при большом диаметре распада электродов прогревается большой объем металла. С другой стороны, при большом распаде электроды приближаются к стенке ковша, что вызывает повышенный износ футеровки ковша и большую нагрузку на крышку. Кроме того, электроды не должны располагаться над продувочной пробкой, так как колебания уровня металла в зоне выхода аргона способствуют нестабильному горению дуги.

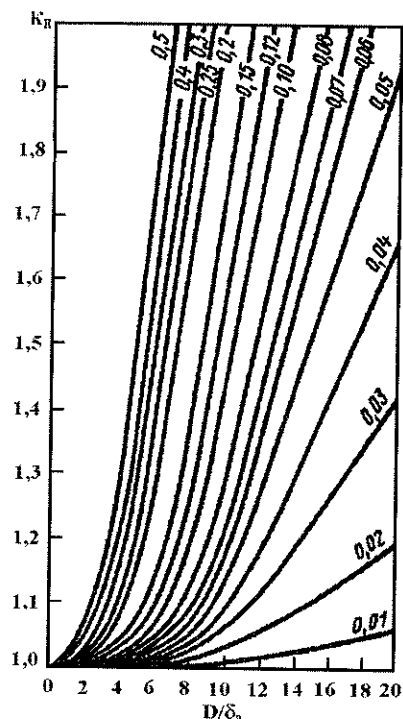


Рис.3.9. График для определения поправочного коэффициента поверхностного эффекта для проводников круглого сечения (цифры у кривых – отношение толщины стенки трубы к диаметру)

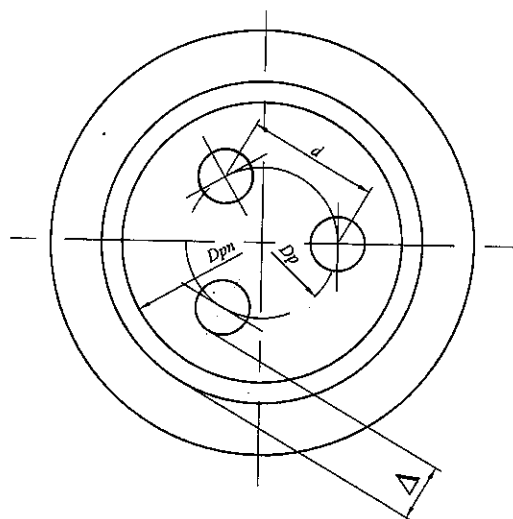


Рис.3.10. Расположение электродов в крышке ковша-печи:
 Δ – расстояние от электрода до крышки; D_p – диаметр распада электродов;
 $D_{рп}$ – диаметр рабочего пространства; d – расстояние между электродами

По данным работы [77] оптимальное, с точки зрения нагрева металла, соотношение распада электродов и их диаметра обеспечивается отношением минимального расстояния от электрода до стенки ковша к максимальному и должно составлять порядка 0,9. Расстояние от электрода до футеровки ковша должно быть не менее 1–1,2 диаметра электрода [78, 79]. Тисланд-Хол дает следующую формулу для определения диаметра основной окружности (распада) электродов [78]:

$$D = 0,76E + 0,83 d, \quad (3.9)$$

где D – диаметр основной окружности, см; E – высшее рабочее напряжение, В; d – диаметр электрода, см

Ферросплавы и сыпучие материалы из бункеров в рабочее пространство ковша-печи загружаются через течку – желоб, связывающий бункера с крышкой ковша-печи. Течку рекомендуется располагать так, чтобы подаваемые материалы попадали в пространство между электродами (зона наиболее высоких температур), что способствует наиболее быстрому их расплавлению. Возможна также подача сыпучих материалов в "аргонное пятно". При этом следует учесть, что "аргонное пятно" располагается за пределами электродов (ближе к стенке ковша), а давление плазмы между электродами и металлом способствует отталкиванию слоя шлака к стенкам ковша.

Вследствие этого, при подаче сыпучих материалов в "аргонное пятно" они могут ошлаковываться, и их расплавление будет затруднено. Исходя из изложенного, желательно иметь минимально возможный диаметр распада электродов.

На современных агрегатах ковш-печь диаметр распада электродов обычно составляет 500–1200 мм в зависимости от емкости ковша и мощности печного трансформатора. По имеющимся данным для агрегатов ковш-печь емкостью 100–120 т минимальный диаметр распада электродов имеют печи конструкции фирмы "VAI Fukhs".

Длина дуги.

Важной энергетической и технологической характеристикой ковша-печи является длина дуги при стационарном режиме горения. Температура дуги составляет порядка 4500–6000 °С, т.е. газы, содержащиеся в зоне действия дуги, находятся в виде плазмы.

Длина дуги характеризует максимальное для данного напряжения расстояние между нижним концом электрода и зеркалом металла, обеспечивающее устойчивое ее горение. Определяется длина дуги, в основном, фазовым напряжением на электроде, так как свойства токопроводящего слоя воздуха практически одинаковы:

$$E_{\phi} = E - \Delta E_k - \Delta E_z, \quad (3.10)$$

где E – напряжение, вырабатываемое трансформатором, В; ΔE_k – падение напряжения в короткой сети и токоподводе электрододержателя, В; ΔE_z – падение напряжения в зажимах электрододержателя и в самом электроде, В.

Расчет длины дуги очень сложен. Фирма "Danieli" для печей своей конструкции приводит эмпирическую формулу для расчета длины дуги:

$$L_d = V_\phi - 35, \text{ (мм)}, \quad (3.11)$$

где V_ϕ – фазовое напряжение на электроде, В.

Данные по зависимости длины дуги от величины фазового напряжения по данным фирмы "Маннесманн" приведены на рис. 3.11.



Рис.3.11. Зависимость длины дуги от величины фазового напряжения: 1–9 – ступени напряжения

Длина дуги является важной технологической характеристикой, о чем будет сказано в следующих разделах.

Печной трансформатор.

Выбор мощности печного трансформатора определяется:

- величиной температуры, на которую нужно подогреть металл и скоростью нагрева;
- массой металла в сталеразливочном ковше;
- массой присаживаемых добавок;
- длительностью обработки.

Количество тепла, которое необходимо получить на агрегате ковш-печь определяется по формуле:

$$W_{\text{полн}} = W_{\text{уд}} \cdot q_0 \Delta t + \sum q_i \lambda_i \Delta t_i + \sum q_i Q_i, \quad (3.12)$$

где $W_{\text{уд}}$ – удельный расход тепла, необходимого на нагрев 1 т стали на 1°C , кВт·ч/т· $^\circ\text{C}$ ($W_{\text{уд}} \approx 0,215$ кВт·ч/т· $^\circ\text{C}$); q_0 – масса обрабатываемого металла, т; Δt – перепад температур, $^\circ\text{C}$; q_i – масса i -той добавки, т; Q_i – удельная теплота плавления (растворения) i -той добавки, кВт·ч/т; λ_i – изменение энтальпии i -той добавки, кВт·ч/т· $^\circ\text{C}$.

По практическим данным КПД агрегата ковш-печь ($\eta_{к-п}$) колеблется от 0,35 для 25-тонного ковша до 0,65 для 180-тонного ковша [79].

Общий расход электроэнергии составляет:

$$W = W_{\text{полн}} / \eta_{к-п} \quad (3.13)$$

Мощность трансформатора агрегата ковш-печь в кВА зависит от коэффициента мощности ($\cos \varphi$) и определяется по формуле:

$$S = P / \cos \varphi, \quad (3.14)$$

где P – мощность, потребляемая агрегатом, определяемая по формуле:

$$P = W \tau_n, \quad (3.15)$$

где τ_n – продолжительность нагрева металла, мин.

Как правило, агрегат ковш-печь может работать практически полностью в автоматизированном режиме. На пульте ковша-печи сосредоточено управление всеми механизмами агрегата, поступает вся информация по текущим параметрам (взвешивание шлакообразующих, раскислителей, температура охлаждающей воды, электрические характеристики процесса и т. д.), фактическое положение всех систем, системы блокировок с фиксированием всей необходимой информации (первый уровень).

Агрегат ковш-печь имеет и второй (технологический) уровень управления, позволяющий рассчитывать по фактическим параметрам необходимость очередных операций и прогнозировать ожидаемые результаты процесса (продолжительность нагрева, ожидаемые температуры и т. д.). Обычно эта система работает в роли советчика мастера.

Таким образом, ковш-печь является современным, полностью автоматизированным агрегатом внепечной обработки стали.

3.2.2. Агрегаты ковш-печь на постоянном токе

Исторически сложилось, что основное количество агрегатов ковш-печь, работающих в СНГ и в дальнем зарубежье, работают на переменном токе, хотя постоянный ток имеет явные преимущества. По-видимому, это связано с отсутствием 20-30 лет назад надежных и компактных выпрямителей, сложностью установки электродов.

В настоящее время ситуация изменилась. По данным [58, 80] 70 % вводимых в эксплуатацию сталеплавильных печей (ковш-печь по энергообеспечению не отличается от плавильных печей) спроектированы на постоянном токе. На небольших агрегатах ковш-печь постоянный ток подводится по бифилярной схеме: один электрод размещен в крышке, второй – в подине ковша. На больших установках электроды размещают в крышке ковша-печи: два электрода – анод и катод или три электрода – два анода и один катод.

Главное преимущество печей постоянного тока состоит в исключении эффекта мерцания (фликер-эффект), т.е., дуга постоянного тока более устойчива. Вследствие этого практически не создаются помехи во внешней цепи, т.е., сторонним потребителям мощности,

Дуга постоянного тока за счет стабилизации дугового разряда создает меньший шум, чем дуга переменного тока. Отсутствие поверхностного эффекта при работе на постоянном токе позволяет пропускать через графитированный электрод ток большей мощности, при этом расход электродов снижается в 2–3 раза.

При работе на постоянном токе появляется возможность осуществлять глубокое рафинирование металла с меньшим расходом реагентов, ускорить процесс десульфурации, сократить длительность цикла обработки. Большая плотность тока (в 1,2–1,5 раза больше чем переменного тока) способствует увеличению скорости нагрева металла. Имеется возможность уменьшить диаметр распада электродов, что важно для ковша-печи. Печи постоянного тока можно подключать к менее мощным энергосистемам, чем печи переменного тока одинаковой мощности.

Таким образом, исходя из изложенного, агрегаты ковш-печь на постоянном токе предпочтительнее, чем на переменном токе.

3.2.3. Агрегаты ковш-печь с плазменным нагревом металла

Для создания условий глубокой десульфурации используют агрегат ковш-печь с плазменным нагревом металла. Первые установки с плазменным нагревом металла работали на постоянном токе. При этом был предусмотрен электрический контакт с металлом в ковше, содержимое которого подвергалось обработке.

Первая 30-тонная установка с трехфазной системой переменного тока была создана фирмой "Krupp". В течение нескольких лет фирма "Kobe Steel" эксплуатировала два 80-тонных ковша-печи с плазменным нагревом на заводе в Какогаме. В конце 1995г. фирма "Hitachi Metals" ввела в действие плазменный рафинировочный агрегат емкостью 60 т на заводе в Ясуги.

Агрегат ковш-печь с плазменным нагревом по данным [81] представлен на рис. 3.12. Плазмотроны установлены на опорных рамах, допускающих вертикальное и поперечное перемещение. Для обеспечения чистоты и создания контролируемой среды во время обработки ковш устанавливают в камере.

Плазменно-дуговой разряд возбуждается между плазмотронами без электрического контакта с донной частью ковша. В верхней части плазмотроны оборудованы быстроразъемным соединительным узлом, который присоединяет плазмотрон к муфте, служащей элементом опорной системы. Таким образом, вблизи плазмотрона на своде ковша-печи отсутствуют какие-либо шланги и кабели. Помимо компактности, такая конструкция обеспечивает безопасность работы и, при необходимости, быструю замену плазмотрона. Плазмотрон имеет узел центрального электрода и окружающий его узел кольцевого сопла. Рабочая часть электрода из вольфрама рас-

считана на длительную службу.

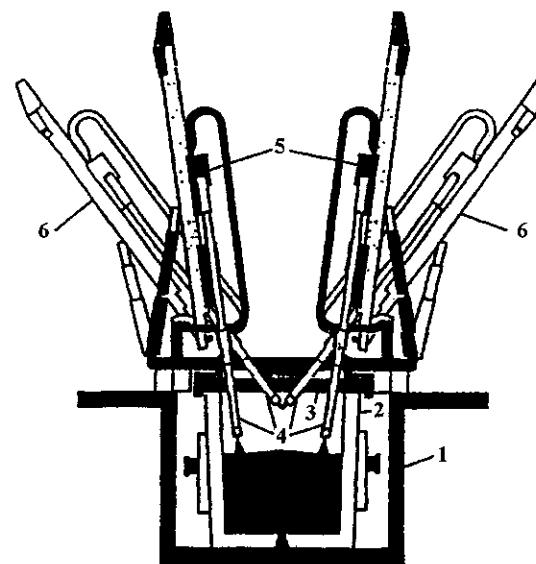


Рис. 3.12. Типовая компоновка ковша-печи с плазменным нагревом:
1 – камера; 2 – ковш; 3 – крышка; 4 – плазмотроны;
5 – соединительные узлы; 6 – опорные рамы

В комплекс установки входят газораспределительная станция для подачи аргона, стабилизирующего дугу, насосная станция для снабжения охлаждающей водой и система электроснабжения. Работа всех систем и узлов автоматизирована и находится под управлением блока технологического контроля, тепловая мощность агрегата 8 МВт, максимальная скорость нагрева – 4 °С/мин.

Поскольку в плазмотроне используется нерасходуемый вольфрамовый электрод, а в качестве плазмообразующего газа – аргон, среда в объеме рабочего пространства агрегата отличается высокой чистотой, что позволяет обрабатывать ультранизкоуглеродистые или другие марки стали, чувствительные к загрязнению, например, стабилизированные титаном. При такой обработке не происходит насыщение металла азотом и водородом из атмосферы рабочего пространства, заполненного аргоном.

Кроме простого подогрева сталей с повышенными требованиями к чистоте, ковш-печь с плазменным нагревом позволяет использовать новые, более эффективные производственные приемы. Например, при обычной технологии, титан, вольфрам, молибден и некоторые легирующие вводят в сталь на самой последней стадии технологического процесса, чтобы повысить их усвоение. При использовании ковша-печи с плазменным нагревом

эти элементы можно вводить на более ранней стадии, обеспечивая тем самым, более точное и надежное регулирование химического состава стали. Этот пример показывает, что агрегат с плазменным нагревом может не только дополнять существующее оборудование, но и служить средством оптимизации производственного процесса.

Плазменный нагрев за счет отсутствия графитовых электродов позволяет получать чистые стали с содержанием углерода, фосфора и азота на уровне тысячных долей процента. При теплоподводе сверху легко обеспечить перегрев шлака, повышение его реакционной способности и смещения равновесия химических реакций в сторону меньшего содержания серы в металле без опасения его науглероживания.

Для установок с плазменным нагревом разработаны плазменные нагреватели, которые обеспечивают стабильный разряд в диапазоне давлений 0,1–10,0 Па и относительно высокий КПД нагрева – до 50–70 %.

Как следует из изложенного, использование плазменного нагрева является перспективным направлением, обеспечивающим хорошее качество металла за счет снижения содержания вредных примесей и газов.

3.3. РАФИНИРОВОЧНЫЙ ШЛАК АГРЕГАТА КОВШ-ПЕЧЬ

3.3.1. Требования, предъявляемые к рафинировочному шлаку

Многие металлургические предприятия, использующие агрегаты ковш-печь, в качестве рафинировочного шлака используют твердые шлакообразующие смеси (ТШС), состоящие из извести и плавикового шпата (соотношение 70–75 и 30–25 % вес.), разработанные 30–35 лет назад и успешно применяемые для обработки стали на выпуске из сталеплавильного агрегата. Использование ТШС на выпуске обычно обеспечивает десульфурацию стали на уровне 30–40 %. Условия обработки стали на выпуске из плавильного агрегата и на агрегате ковш-печь кардинально отличаются, что отмечено в работе [69].

Продолжительность выпуска стали, в зависимости от типа и емкости плавильного агрегата обычно составляет 5–15 мин, причем ТШС присаживают на зеркало металла при наполнении 1/4–1/3 по высоте ковша, так что время взаимодействия металла со шлаком составляет 3–10 мин. За это время ТШС должна расплавиться и обработать металл.

При выпуске стали присаживаемая ТШС нагревается от металла, а за счет естественного охлаждения после выпуска шлак становится вязким и неактивным. Наличие в составе ТШС большого количества сильного разжижителя – плавикового шпата – обеспечивает удовлетворительные результаты.

При внепечной обработке стали на ковше-печи длительность обра-

ботки составляет 40–50 мин, причем шлак перегревается за счет дугового нагрева и передает тепло металлу (с учетом перемешивания).

В этих условиях, по нашему мнению, использование в качестве рафинировочного шлака ТШС является не рациональным из-за негативных свойств плавикового шпата. Фторид кальция, повышая активность СаО и способствуя быстрому его растворению, при температурах сталеплавильного производства испаряется, а в зоне действия дуг разлагается с дальнейшим образованием ядовитого фтористого водорода. Выделение ядовитых соединений при использовании фторида кальция повсеместно известно [82]. Фторид кальция также агрессивно воздействует на футеровку ковша, особенно шлакового пояса, снижая ее стойкость. Учитывая высокую стоимость основной футеровки, использование ТШС на ковше-печи снижает экономическую эффективность процесса. Кроме того, шлаковые смеси на основе фторида кальция обладают повышенной водородопроницаемостью [83]. Стоимость плавикового шпата, относительно других компонентов ТШС, довольно высокая, что увеличивает затраты на обработку стали.

Таким образом, механический перенос ТШС, обычно используемый при обработке металла на выпуске из плавильного агрегата, для условий ковша-печи не оправдан, как с точки зрения технологии и экономики, так и экологии.

Для успешной десульфурации стали на ковше-печи необходимо на выпуске отсекают различными способами окисленный печной шлак или скачивать его из ковша после выпуска и наводить рафинировочный шлак из твердых материалов, обеспечивающий десульфурацию металла и снижение содержания в нем неметаллических включений.

Рафинировочный шлак должен отвечать следующим требованиям:

- состав сыпучих материалов и очередность их подачи должны обеспечивать максимально быстрое формирование жидкоподвижного шлака, так как при серийной разливке стали продолжительность внепечной обработки ограничена временем подачи плавок на МНЛЗ. При разливке стали в слитки, когда нет жесткой регламентации времени обработки, увеличение ее продолжительности приводит к росту затрат электроэнергии;
- иметь хорошую десульфурующую способность, т.е. обладать высокой сульфидной емкостью;
- обладать хорошими адгезионными свойствами по отношению к имеющимся в стали неметаллическим включениям;
- иметь относительно низкую температуру плавления и теплоемкость;
- не быть агрессивным по отношению к футеровке ковша;
- иметь минимальную газопроницаемость.

Используемые в настоящее время основные шлаки имеют высокую газопроницаемость, поэтому степень насыщения металла газами обычно

регулируется толщиной слоя шлака и работой ковша-печи, в случае необходимости, без разрежения (с отключением вытяжных устройств).

Обрабатываемые на ковше-печи спокойные марки стали бывают двух типов по технологии раскисления: раскисленные алюминием, и стали, раскисленные только кремнием и марганцем для разлива на мелкосортных МНЛЗ. Очевидно, состав рафинировочного шлака для этих типов стали должен быть различным.

3.3.2. Особенности формирования рафинировочных шлаков

На ковше-печи в качестве рафинировочных шлаков обычно применяют основные шлаки. В отдельных случаях, для удаления марганца из сталей с пониженным его содержанием, используют кислые шлаки на основе SiO_2 .

По данным [84] кислые шлаки с основностью, близкой к 1 (типа волластонита), используются для удаления неметаллических включений из кордовой стали. Химический состав волластонита приведен ниже:

	SiO_2	MgO	Fe	Na_2O	CaO	Al_2O_3	MnO	K_2O
% (вес.)	45,6	0,5	0,32	5,5	43,9	2,2	0,15	0,38

Использование кислых шлаков при основной футеровке сталеразливочного ковша вызывает повышенный износ огнеупоров шлакового пояса. Поэтому кислые шлаки используются в исключительных случаях.

Влияние химического состава шлака на его десульфурирующую способность рассмотрим ниже.

Коэффициент распределения серы между металлом и шлаком в условиях равновесия описывается, по данным [85], уравнением:

$$\lg L_{\text{сн}} = -2,78 + 0,86 \frac{(\% \text{CaO}) + 0,05(\% \text{MgO})}{(\% \text{SiO}_2) + 0,6(\% \text{Al}_2\text{O}_3)} - \lg a_{\text{O}} + \lg f_{\text{S}}, \quad (3.16)$$

где $(\% \text{CaO})$ и др. – содержание соответствующих оксидов в шлаке, % вес.; a_{O} – активность кислорода в металле, %; f_{S} – коэффициент активности серы в металле.

Поскольку коэффициент активности серы в металле для конкретной марки стали величина практически постоянная, оценим влияние химического состава шлака и окисленности стали (факторы, которые можно изменять) на коэффициент распределения серы. Расчеты по уравнению (3.16) для одного и того же химического состава стали и для рафинировочного шлака, содержащего постоянное количество MgO – 10 % и Al_2O_3 – 20 % в зависимости от основности шлака приведены на рис. 3.13. Как следует из приведенных данных, коэффициент распределения серы в значительной мере определяется основностью рафинировочного шлака. Причем, при возрастании основности коэффициент распределения серы увеличивается примерно в 10 раз.

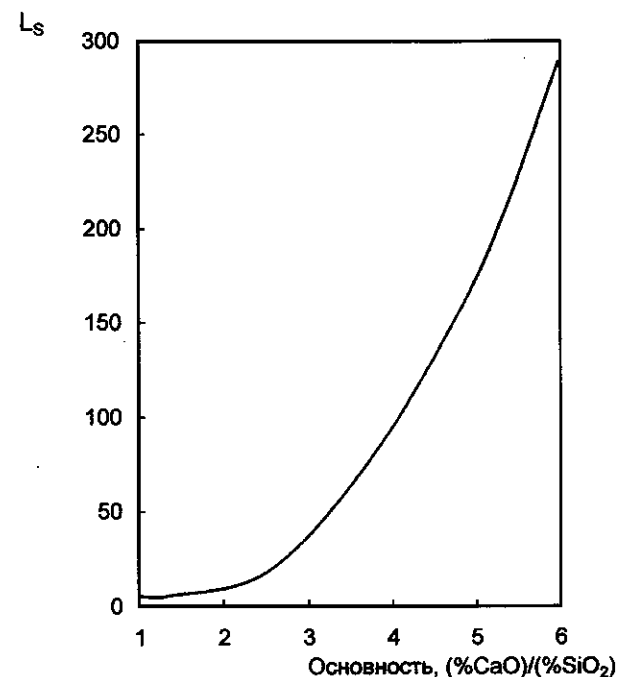


Рис. 3.13. Зависимость коэффициента распределения серы от основности шлака

На рис. 3.14 приведена зависимость коэффициента распределения серы от окисленности стали при основности шлака 6, откуда видно, что L_{S} резко возрастает при активности кислорода в стали менее 15 ppm (0,0015 %) [58].

Таким образом, подобрав оптимальный химический состав рафинировочного шлака и глубоко раскислив металл, можно в значительной мере повысить коэффициент распределения серы между металлом и шлаком, т.е., провести более глубокую десульфурацию.

В рафинировочных шлаках в обязательном порядке должен присутствовать оксид магния. При выплавке стали в мартеновских печах, особенно работающих скрап-процессом (большая продолжительность плавки), вследствие разъедания футеровки печи, содержание MgO в шлаке может составлять до 15 % и более, а так как удалить весь шлак из ковша невозможно, то определенная доля оксида магния переходит в рафинировочный шлак.

В шлаках сверхмощных электродуговых печей, работающих с продувкой ванны кислородом и с использованием горелок для подогрева лома, продолжительность жидкого периода составляет 15–20 мин, содержание

оксида магния невелико. При наличии эркерного выпуска в ковш попадает 300–600 кг печного шлака и содержание оксида магния в рафинировочном шлаке составляет 3–4%.

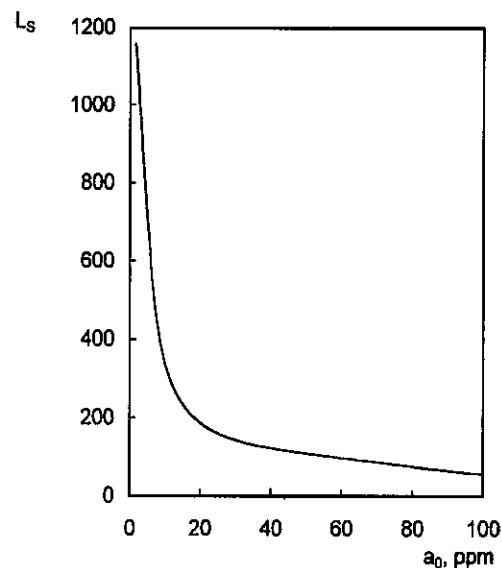
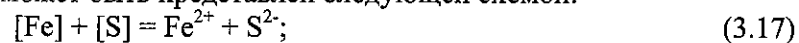


Рис. 3.14. Зависимость коэффициента распределения серы от окисленности стали

В то же время известно, что жидкоподвижные основные шлаки раздвигают футеровку шлакового пояса. Во избежание этого в ковши после выпуска стали или на ковше-печи присаживают магнетитовый порошок, чтобы уменьшить воздействие шлака на футеровку. Установлено [61], что в основных шлаках оксид магния при содержании до 5 % разжижает шлак, в пределах 6–8 % практически не изменяет вязкость шлака, а свыше 10 % — загущает шлак. Рекомендуются иметь в рафинировочном шлаке 6–8 % MgO, а при высоком его содержании в печном шлаке — до 10 %.

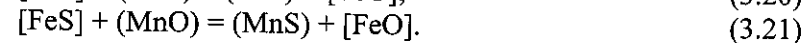
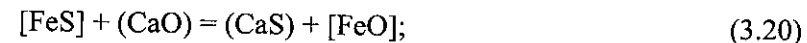
Десульфурация стали наиболее полно осуществляется известковыми шлаками, способствующими образованию сульфида кальция CaS. Поскольку сера обладает высокой поверхностной активностью в жидкой стали, процесс десульфурации осуществляется, главным образом, на поверхности раздела металл-шлак.

Согласно современным представлениям [86] механизм процесса десульфурации может быть представлен следующей схемой:



Часто в технической литературе встречается написание стехиомет-

рических уравнений:



Константы равновесия этих реакций выражаются соотношениями:

$$K_s = \frac{(\text{CaS})[\text{FeO}]}{[\text{FeS}](\text{CaO})}, \quad (3.22)$$

$$K_s = \frac{(\text{MnS})[\text{FeO}]}{[\text{FeS}](\text{MnO})}, \quad (3.23)$$

Очевидно, что удаление серы из металла происходит тем полнее, чем выше содержание в шлаке CaO и чем ниже окисленность металла. Как уже отмечалось, сера является поверхностно активным веществом. По данным [87] силы связи в системе Fe–S, характерные для сульфидного расплава, меньше, чем силы в системе Fe–Fe–S, определяющие взаимодействие поверхностного слоя в сплавах железа и серы с нижележащими подповерхностными слоями. Это и отличает природу поверхностного слоя сплава Fe–Fe–S от природы сульфидного расплава. С одной стороны, силы связи в системе Fe–Fe–Fe–Fe больше, нежели в комбинации Fe–Fe–S, и это приводит к "выплескиванию" серы и сопутствующих ей атомов железа из объема расплава в поверхностный слой. Исходя из этого, с точки зрения кинетики процесса тормозящим звеном удаления серы может быть одна из следующих стадий:

- диффузия компонентов Fe, S, O внутри расплава к межфазной границе металл-шлак;
- реакция на границе металл-шлак или вообще акт перехода серы через межфазную границу;
- диффузия продуктов процесса (Fe^{2+} , S^{2-}) от границы металл-шлак в толщу шлака или встречная диффузия ионов кислорода.

Исследованиями установлено, что с большой долей вероятности лимитирующим звеном процесса десульфурации является именно диффузия серы в шлаке. В работах [88, 89] опытным путем определено ускорение процесса десульфурации и достижение его равновесия при понижении вязкости шлака или при уменьшении слоя шлака. Аналогично в работах [90, 91] отмечено, что скорость десульфурации значительно возрастает при механическом перемешивании шлака. Следовательно, можно считать, что скорость десульфурации основными шлаками определяется скоростью отвода ионов серы от границы раздела фаз металл-шлак вглубь слоя шлака. Исходя из этого, при работе на ковше-печи большое значение уделяется перемешиванию металла и шлака за счет продувки.

На агрегатах ковш-печь постоянного тока процесс десульфурации протекает быстрее и в большей степени приближается к равновесию. По данным [92] при высоких температурах и достаточно подвижных шлаках удаление серы происходит по реакции.



При пропускании постоянного тока ионы Ca^{2+} в шлаке переносятся к поверхности жидкой стали, где они взаимодействуют с ионами серы, образуя стабильный сульфид кальция.

Есин О.А. и Шихов В.Н. [58] исследовали механизм процесса десульфурации, используя изотопы S^{35} и Fe^{59} . Они наблюдали переход серы из металла в основной, нейтральный и кислый шлаки. При этом десульфурация металла кислым шлаком сопровождалась одновременным переходом серы и железа в шлак. В основной и нейтральный шлаки сера переходила в значительно большем количестве, чем в кислый, и ее переход не сопровождался увеличением содержания железа в шлаке.

В результате было принято, что взаимодействие серы с основными и нейтральными шлаками происходит по реакции



а с кислыми – по реакции



Исходя из современных представлений о строении расплавленных металлов и шлаков С.Л. Левин и И.И. Борнацкий [93] получили формулу для расчета значений коэффициента распределения серы между металлом и шлаком:

$$\eta_S = \frac{32(n_{\text{FeO}} + n_{\text{осн}})(n_{\text{FeO}} + n_{\text{осн}} - n_{\text{кисл}})}{n_{\text{осн}} \cdot K_S \cdot \gamma_{\text{S}^{2-}} \cdot \gamma_{\text{S}^{2-}}}, \quad (3.27)$$

где n_{FeO} , $n_{\text{осн}}$, $n_{\text{кисл}}$ – число грамм-молекул FeO, основных и кислых оксидов в 100 г шлака; $\gamma_{\text{S}^{2-}}$ – коэффициент активности ионов серы; K_S – константа равновесия реакции.

Значения $\lg \gamma_{\text{S}^{2-}}$ и $\lg K_S$ определяются из уравнений:

$$\lg \gamma_{\text{S}^{2-}} = 1,53 \frac{n_{\text{SiO}_2} + 2n_{\text{Fe}_2\text{O}_3}}{n_{\text{FeO}} + n_{\text{осн}} - n_{\text{кисл}}}, \quad (3.28)$$

$$\lg K_S = \frac{3160}{T} - 0,46. \quad (3.29)$$

Таким образом, чем меньше содержание FeO в шлаке, тем выше коэффициент активности серы и, естественно, удаление ее из металла. Содержание Fe_2O_3 в шлаке характеризует основность шлака, что коррелируется с данными, приведенными в работе [94].

На многих металлургических предприятиях при анализе химического состава шлака определяют $\text{Fe}_{\text{общ}}$ и по этой величине судят об окисленности шлаков. Исходя из вышеизложенного, для оценки окисленности шлаков необходимо ориентироваться только на величину оксида железа (FeO) в шлаке.

Влияние оксида железа на коэффициент распределения серы между металлом и шлаком в электросталеплавильном процессе по данным [95] приведено на рис. 3.15.

Из рисунка следует, что при содержании FeO в шлаке менее 2 % резко возрастает коэффициент распределения серы. Зависимость на рис. 3.15 аналогична данным рис. 3.14, рассчитанным теоретически по формуле (3.16) для равновесных условий.

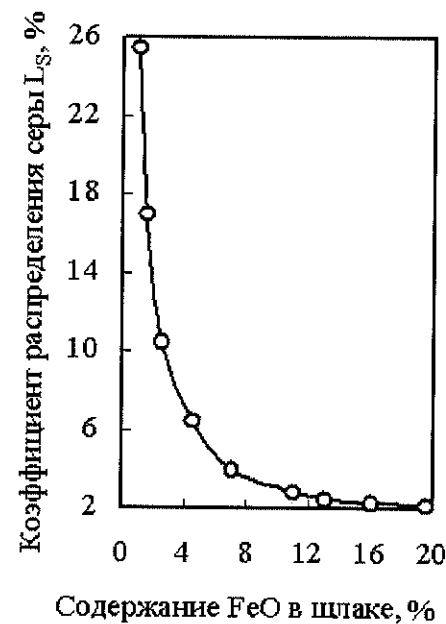


Рис. 3.15. Влияние содержания (FeO) в шлаке на коэффициент распределения серы L_S между шлаком и металлом

На практике такие высокие значения коэффициента распределения серы не достигаются (реакция не доходит до равновесия), однако значения L_S на уровне 200–400 вполне достижимы.

Таким образом, содержание FeO в шлаке должно быть минимальным (на уровне 0,3–0,5 %). В то же время, при очень низком содержании кислорода в металле (порядка 3–5 ppm), может происходить разложение оксидов футеровки ковша, сопровождающееся ее повышенным износом и увеличением окисленности металла [96].

Исходя из изложенного, в рафинировочных шлаках ковша-печи содержание оксида железа должно находиться на уровне 0,5 %, а примерное суммарное содержание оксидов железа, марганца и хрома (по практическим данным) – на уровне 1,0–1,5 %.

Итак, мы определили оптимальное содержание в рафинировочном шлаке двух компонентов – MgO и FeO.

Основные рафинировочные шлаки, применяемые в черной металлургии, достаточно полно описываются двумя четверными системами, кото-

рые условно можно назвать алюмосиликатной ($\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MgO}$) и фторсодержащей ($\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-CaF}_2\text{-SiO}_2$), последовательность указания компонентов которых, соответствует уменьшению их содержания в реальных шлаках.

Естественно, основным компонентом этих систем является оксид кальция, температура плавления которого довольно высока ($T_{пл} = 2570^\circ\text{C}$), поэтому при температурах сталеварения оксид кальция растворяется при наличии компонента, понижающего совместную температуру.

Механизм растворения оксида кальция в сталеплавильных процессах известен. При наличии в шлаке FeO или Fe_2O_3 образуются ферриты кальция с низкой эвтектической температурой плавления ($1100\text{--}1220^\circ\text{C}$). Однако в рафинировочных шлаках содержание FeO , как было установлено выше, должно быть минимальным. Поэтому в роли плавня для растворения оксида кальция могут использоваться фторид кальция (CaF_2) или оксид алюминия (Al_2O_3).

Фторид кальция с оксидом кальция образуют двойную систему с эвтектической температурой плавления 1360°C (рис. 3.16). Оксид алюминия образует с оксидом кальция двойную систему, представленную на рис. 3.17 эвтектической температурой плавления 1668°C . Таким образом, оба соединения (фторид кальция и оксид алюминия) являются плавнями для оксида кальция [61].

По нашему мнению, шлаковые системы на основе фторида кальция в качестве рафинировочных шлаков на агрегатах ковш-печь следует применять в ограниченном количестве по следующим соображениям:

- фторид кальция является относительно дорогим материалом;
- в условиях высоких температур под дугой фторид кальция испаряется, а его пары вредны с точки зрения экологии;
- фторид кальция не является десульфуратором, а эффективность его применения связана с разжижающим воздействием на шлак, что позволяет более полно использовать сульфидную емкость шлака;
- фторид кальция не является десульфуратором, а эффективность его применения связана с разжижающим воздействием на шлак, что позволяет более полно использовать сульфидную емкость шлака;
- фторид кальция вызывает снижение стойкости футеровки ковша.

Фирма "Danieli" рекомендует использовать фторид кальция в количестве 5–10 % (вес.) для обработки сталей, раскисляемых только кремнием.

В нераскисленных алюминием сталях необходимо иметь в шлаке относительно низкое содержание алюминия, так как алюмоотходы содержат обычно до 20 % алюминия, а при содержании в таких сталях алюминия свыше 0,005 % может происходить затягивание сталеразливочных стаканов. Обычно такие стали разливают на мелкосортных МНЛЗ с диаметром стаканов-дозаторов 15–18 мм.

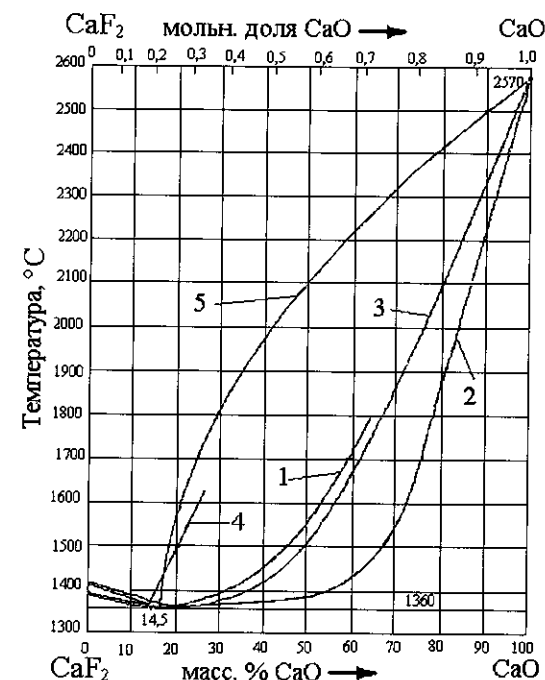


Рис. 3.16. Диаграмма состояния $\text{CaF}_2\text{-CaO}$, изображенная на основании данных:

1 – Eitel W.: Zement 27, (1938), p.469/72; 2 – Budnikov P.P., Tresvyatskii: Doklady Akademii Nauk SSSR 89 (1953), s. 479/82; 3 – Mukerji J.: J. Amer. ceram. Soc 48 (1956), p. 210/13; 4–Kor G. J. W., Richardson F. D.: Trans. metallurg. Soc. AIME 245 (1969), p. 319; 5–Zhmoidin G.I., Chatterji A.K.: Zavodskaja Laboratorija 38 (1972), p. 319

Для раскисленных алюминием сталей с содержанием алюминия 0,03–0,06 % необходимо иметь в шлаке пониженное содержание кремнезема, чтобы минимизировать восстановление кремния (под дугой) из кремнезема алюминием из металла.

Таким образом, химический состав рафинировочных шлаков для сталей, раскисленных алюминием, и сталей, раскисленных только кремнием, должен быть различным.

3.3.3. Химический состав рафинировочного шлака для сталей, раскисленных алюминием

Количество серы, которое может перейти из металла в шлак, определяется сульфидной емкостью шлака и коэффициентом распределения между металлом и шлаком.

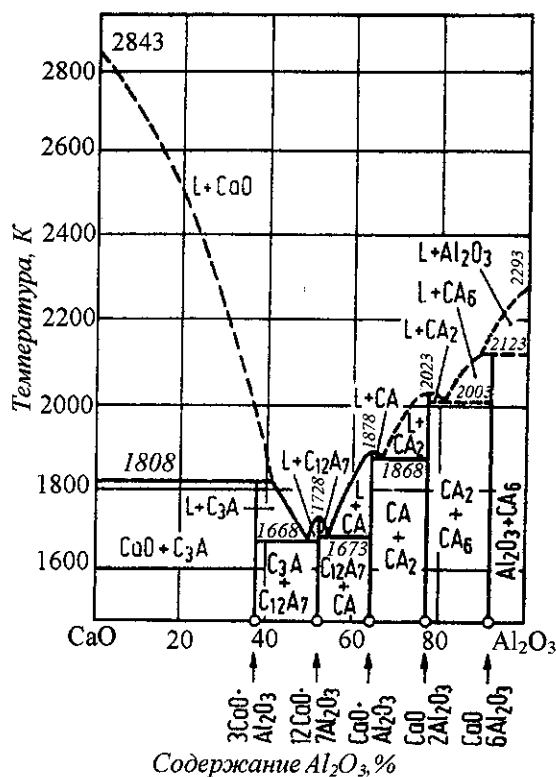


Рис. 3.17. Диаграмма состояния системы CaO–Al₂O₃

Иными словами, сульфидная емкость шлака – способность его удерживать серу, т.е., максимально возможная концентрация серы в шлаке.

Для условий равновесия сульфидная емкость шлака описывается уравнением:

$$C_s = \frac{K_s (\%S) [a_O]}{f_s [\%S]}, \quad (3.30)$$

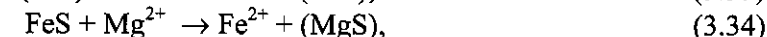
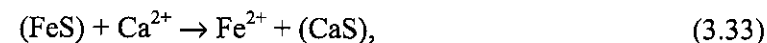
$$\lg K_s = \frac{935}{T} - 1,355. \quad (3.31)$$

где K_s – константа распределения серы; $[a_O]$ – активность кислорода в металле, ppm; $(\%S)$ – содержание серы в шлаке, %; $[\%S]$ содержание серы в металле, %, f_s – коэффициент активности серы.

Это выражение можно переписать в виде, представляющем коэффициент распределения серы:

$$\frac{(\%S)}{[\%S]} = \frac{C_s f_s}{K_s a_O}. \quad (3.32)$$

Как было показано ранее, переход серы из металла в шлак должен сопровождаться образованием прочных, при высоких температурах, сульфидов:



т.е., в шлаке должно быть определенное количество основных оксидов.

Соотношение кислых и основных оксидов в шлаке называется основностью шлака:

$$B = \frac{\Delta \Sigma_o}{\Delta \Sigma_k}, \quad (3.35)$$

где $\Delta \Sigma_o$ – сумма основных оксидов, %; $\Delta \Sigma_k$ – сумма кислых оксидов, %.

Прибегая к такой форме записи необходимо решить, какой оксид является кислым и какой – основным. Для большинства оксидов это очевидно, но при исследовании амфотерных оксидов, таких как Al₂O₃, Fe₂O₃, TiO₂ это деление достаточно спорно.

Беллом с сотрудниками [58] установил, что сульфидная емкость является хорошим критерием, характеризующим основность шлака. Альтернативным подходом является использование оптической основности, которая была предложена и разработана в трудах по химии стекла Даффи и Инграма [58, 97]. Основность ими рассматривается с помощью понятий электронной донорной мощности присутствующих ионов кислорода, которую можно определить путем введения очень небольшого количества (следов) ионов металла, непосредственно связанных с долей донорных электронов в оксидах стекла. Выражение "оптическая", являющееся в металлургическом смысле чуждым, появилось вследствие того, что основность шлака можно измерить спектральным методом в прозрачных шлаках.

На большом количестве подобных измерений с твердыми стеклами, в которых большей частью, как тестовый ион использовали Pb²⁺, Даффи и Инграм обнаружили, что оптическая основность оксида, обозначаемая A , связана с электроотрицательностью катиона по Полингу, обозначаемую через X выражением:

$$A = 0,75(X - 0,25) \quad (3.36)$$

Использование этого соотношения позволяет определить оптическую основность для оксидов любых непереходных металлов.

Для многокомпонентных систем соотношение (3.22) записывается:

$$A = f(X_{MO_x} A_{MO_x} + X_{MO_y} A_{MO_y} + \dots), \quad (3.37)$$

где X_{MO} – эквивалентная катионная доля данного компонента.

Это соотношение дает возможность рассчитать значения A для шлаков различного состава, включающих эти оксиды.

Значения A для оксидов переходных металлов FeO, MnO, Fe₂O₃ и TiO₂ были получены из сульфидных емкостей шлаков, содержащих эти оксиды, так как эти значения экспериментально не могут быть измерены, потому что эти шлаки непрозрачны.

Оптические основности шлаков были измерены Сумитой и др. [98], Накамурой и др. [99]. Сравнение порядка оксидов по шкале оптической

основности, рассчитанной по катионной электроотрицательности по Полингу по отношению к другим предлагаемым способам по данным [100] представлено в таблице 3.7.

Таблица 3.7. Относительные основности шлаков по шкале оптической основности

Наименование оксида	Λ	Наименование оксида	Λ	Наименование оксида	Λ
K ₂ O	1,40	Li ₂ O	1,00	TiO ₂	0,61
Na ₂ O	1,15	CaO	1,00	Al ₂ O ₃	0,605
BaO	1,15	MgO	0,78	BeO	0,57
SrO	1,07	ZrO	0,69	SiO ₂	0,42
MnO	0,59	FeO	0,51	P ₂ O ₅	0,40

На рис. 3.18 по данным [101] приведены сульфидные емкости шлаков при 1500 °С в зависимости от оптической основности. Высокое значение коэффициента корреляции, $r = 0,980$ (объем выборки 183 пробы шлака), говорит о том, что данные имеют высокое соответствие и что этим соотношением можно пользоваться с большой достоверностью, хотя по данным [100] приведены несколько иные значения.

На рис. 3.19 по данным [100] приведены подобные значения, полученные при различных температурах. Сульфидные емкости при любой температуре в интервале 1400–1700 °С могут определяться по выражению:

$$\lg C_s = \frac{22690 - 54640\Lambda}{T} + 43,6\Lambda - 25,2. \quad (3.38)$$

Использование уравнения (3.38) позволяет рассчитать линии изо-сульфидной емкости в любой интересующей нас системе оксидов. На рис. 3.20 приведены данные по сульфидной емкости шлака различных систем оксидов [101]. Пользуясь этими диаграммами можно рассчитать химический состав шлака, соответствующий максимальной сульфидной емкости.

На рис. 3.21 приведены данные по изменению сульфидной емкости шлака, содержащего 15 % Al₂O₃ и 7 % MgO в зависимости от содержания CaO. Из рисунка следует, что для получения шлака с максимальной сульфидной емкостью содержание CaO в рафинировочном шлаке должно быть в пределах 58–63 %. При больших значениях содержания оксида кальция шлак перенасыщен CaO и будет полутвердым и неактивным.

На рис. 3.22 по данным [101] показано влияние содержания CaO в шлаке на равновесие реакции десульфурации. По оси ординат отложено отношение сульфидной емкости (C'_s) к равновесной сульфидной емкости (C_{sed}).

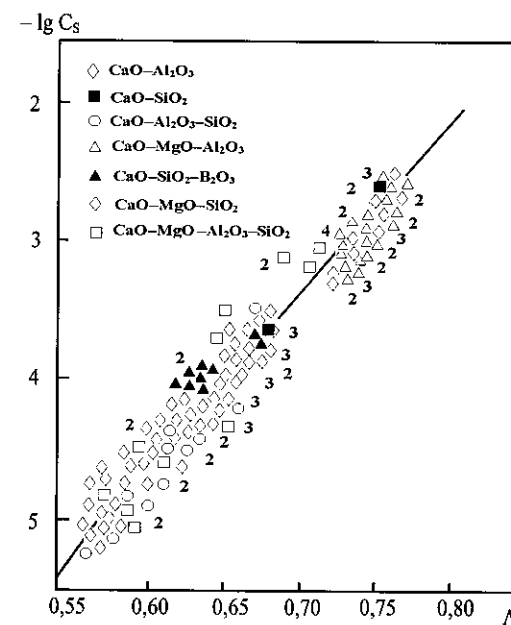


Рис. 3.18. Зависимость между $-\lg C_s$ и оптической основностью при 1500 °С (цифры у линии – количество измерений в данной точке)

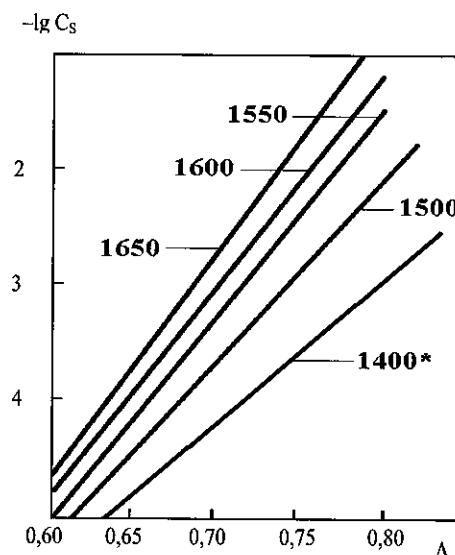


Рис. 3.19. Зависимость между $-\lg C_s$ и оптической основностью при фактических и предсказанных (*) температурах от 1400 до 1650 °С

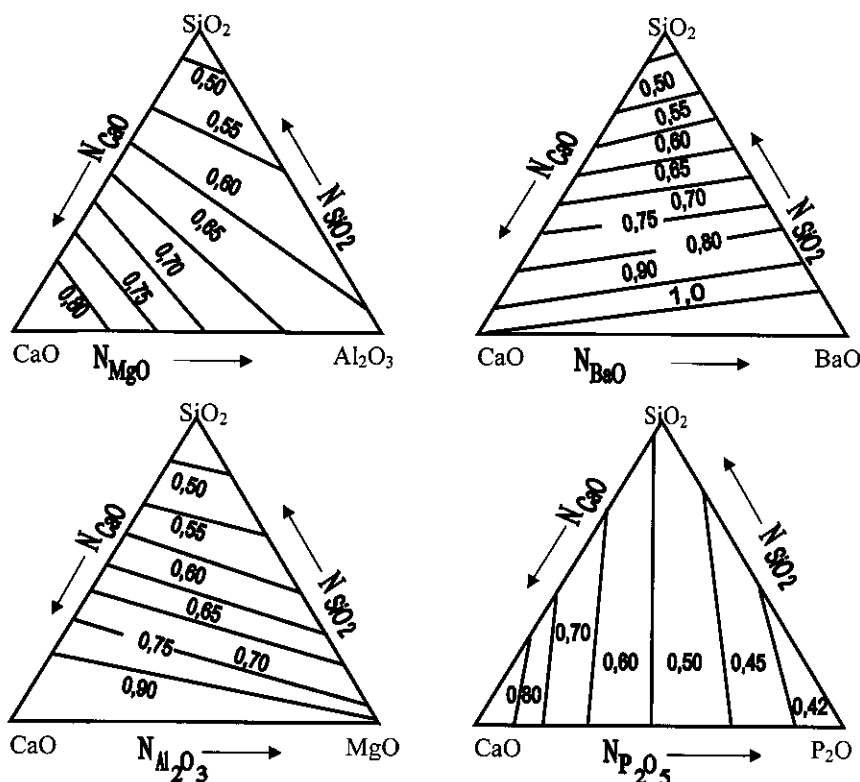


Рис. 3.20. Линии изооптической основности систем $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$, $\text{CaO-SiO}_2\text{-MgO}$, $\text{CaO-SiO}_2\text{-BaO}$, $\text{CaO-SiO}_2\text{-P}_2\text{O}_5$

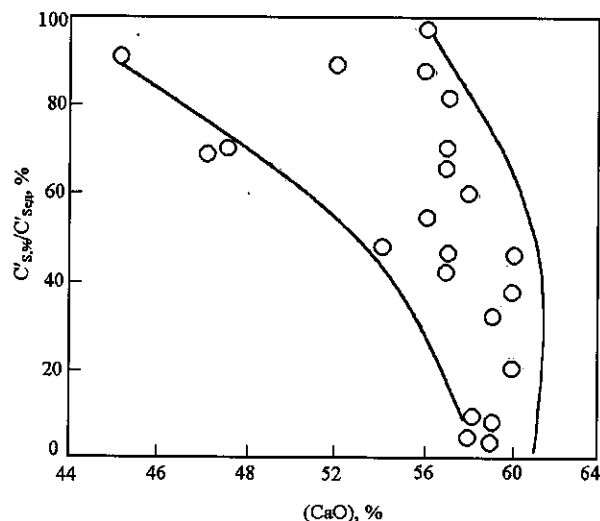


Рис. 3.21. Сульфидная емкость как функция содержания CaO

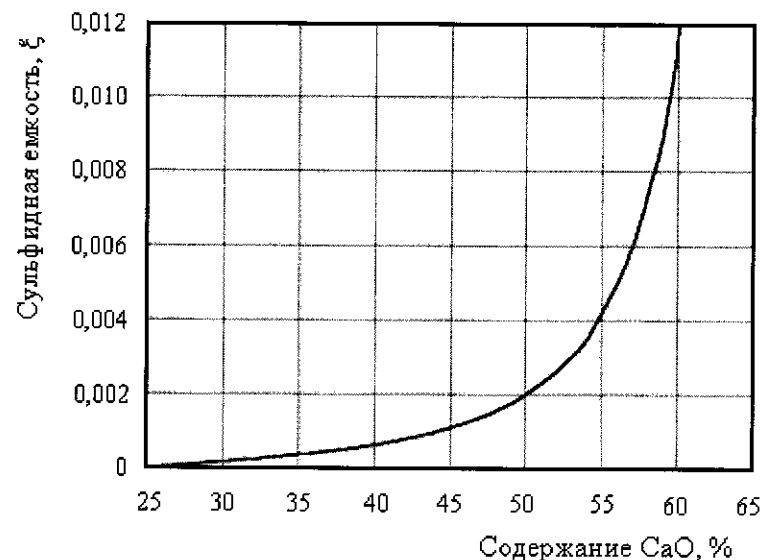


Рис. 3.22. Влияние содержания CaO в шлаке на равновесие реакции десульфурации

Это отношение является мерой достижения равновесия реакции десульфурации. Как следует из приведенных данных, при содержании CaO в шлаке на уровне 58–62 % действительная сульфидная емкость практически совпадает с равновесной, т.е., шлак обладает максимальной десульфурующей способностью.

Таким образом, исходя из максимально возможной сульфидной емкости, рафинировочный шлак должен содержать 58–62 % оксида кальция.

Содержание MnO в рафинировочном шлаке определяется, в основном, количеством оксида марганца, образовавшегося в результате раскисления стали марганцем. При условии полной отсечки печного шлака для стали рядового сортамента и определенной массы шлака количество оксида марганца в шлаке составляет 0,13–0,15 %. Для сталей, легированных марганцем, его содержание составляет 0,16–0,20 %.

Для исключения образования силиката марганца в твердом виде при температурах жидкой стали желательно получать сталь в пределах марочного химического состава так, чтобы обеспечить соотношение $\text{Mn/Si} \geq 3$. Такое соотношение гарантирует образование силиката марганца в жидком виде при температурах жидкой стали. В этом случае исключается влияние силиката марганца на затягивание каналов сталеразливочных стаканов при разливке на МНЛЗ и минимизируется образование поверхностных дефектов (плен) на отлитой заготовке.

Оптимальное содержание SiO_2 в рафинировочном шлаке при известном содержании MgO и CaO определяется из диаграмм изотопической ос-

новности и составляет 8–10 %.

Основность полученного рафинировочного шлака составит:

$$B = \frac{\%CaO}{\%SiO_2} \approx 6,2 - 6,8.$$

В работе [102] указывается, что для быстрого формирования жидкоподвижного шлака отношение его основности к содержанию в нем оксида алюминия должно составлять:

$$\frac{B}{\%Al_2O_3} = 0,25 - 0,35.$$

Следовательно, содержание оксида алюминия в рафинировочном шлаке должно быть на уровне 20–25 %. Таким образом, для сталей, раскисленных алюминием, оптимальный состав рафинировочного шлака должен быть следующим:

	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	FeO	MnO
% вес.	58–62	8–10	6–8	20–25	< 0,5	0,13–0,15

Аналогичный химический состав шлака рекомендован фирмой "Danieli" в качестве рафинировочного для сталей, раскисленных алюминием [103].

3.3.4. Химический состав рафинировочного шлака для сталей, раскисленных кремнием

Для сталей, не раскисленных алюминием, а только кремнием, по условиям разливки на мелкосортных МНЛЗ, требования по содержанию MgO, FeO, CaO и MnO в шлаке остаются такими же, как и для сталей, раскисленных алюминием: Содержание Al₂O₃ в шлаках, не раскисленных алюминием, должно быть ниже для обеспечения равновесия в системе (Al₂O₃)/[Al]. Расчеты и практический опыт показывают, что содержание Al₂O₃ в таких шлаках должно быть на уровне 5–8 % (до 10 %). При этом увеличивается содержание SiO₂ в шлаке, в частности, из-за повышенного угара кремнийсодержащих ферросплавов в отсутствие алюминия. На практике содержание SiO₂ в таких шлаках составляет 15–20 %, основность – 2,8–4,1, а отношение B/Al₂O₃ – на уровне 0,51–0,56, следовательно, такой шлак будет иметь повышенную вязкость, и для получения удовлетворительной жидкоподвижности в состав шлака в случае необходимости вводят фторид кальция в количестве 5–10 % (вес.). Химический состав рафинировочного шлака для нераскисленных алюминием сталей приведен ниже:

	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	CaF ₂
% вес.	58–62	8–10	6–8	5–8	< 0,5	0,13–0,15	5–10

Таким образом, для обработки стали на ковше-печи необходимо использовать рафинировочные шлаки с низким содержанием фторида кальция. Такие шлаки обеспечивают необходимый уровень десульфурации металла. Так, по данным Молдавского металлургического завода, выплавляющего нераскисленную алюминием сталь (содержание алюминия не более 0,004 %), после обработки стали на ковше-печи содержание серы в металле снижается с 0,067 % на выпуске (среднее значение за 2001 год) до 0,010–0,015 %. При этом соблюдаются санитарно-гигиенические нормы, сохраняется шлаковый пояс футеровки ковша.

В некоторых случаях рафинировочный шлак раскисляют вдуванием коксика. Такое раскисление шлака даже при низком содержании алюминия в стали на уровне менее 0,005 % позволяет снижать окисленность металла (совместно с распределением кислорода между шлаком и металлом) с 100–120 ppm (при поступлении металла на ковш-печь) до 10–15 ppm после окончания рафинирования. При раскислении шлака коксиком для обеспечения его жидкоподвижности также необходима добавка плавикового шпата. На практике, в условиях конкретного металлургического предприятия необходимо корректировать химический состав рафинировочного шлака, исходя из сортамента выплавляемых сталей, технико-энергетических возможностей агрегата и качества исходных материалов.

3.3.5. Требования к шлакообразующим материалам

С позиции технико-экономических показателей и требований произвести обработку стали на ковше-печи за ограниченное время, что необходимо при серийной разливке на МНЛЗ, к качеству шлакообразующих материалов предъявляются повышенные требования.

По гранулометрическому составу материалы, используемые на ковше-печи, должны быть фракцией не более 50 мм, причем количество пыли должно быть минимальным с учетом возможности пылевыноса. Известь должна быть хорошо обожжена, с содержанием CaO не менее 93 % с низким содержанием серы (до 0,007 %), негидратированной, иметь хорошую реакционную способность. Плавиковый шпат должен содержать не менее 83 % фторида кальция.

При применении материалов с низким содержанием основных компонентов, во-первых, вносятся нежелательные окислы, во-вторых, увеличивается расход электроэнергии на их нагрев и расплавление. При использовании известки с недопалом шлак вспенивается, что, естественно, затрудняет обработку стали и увеличивает затраты энергии на разложение известняка.

Расчеты показывают, что при использовании известки, содержащей 70 % CaO (недопал) затраты электроэнергии увеличиваются (по сравнению с

CaO = 93 %) на 1,68 кВт/т стали (с учетом коэффициента полезного действия ковша-печи).

3.3.6. Скорость формирования рафинировочного шлака и его десульфурирующая способность

Скорость формирования жидкоподвижного рафинировочного шлака из твердых шлакообразующих материалов является важной характеристикой работы ковша-печи. Чем за более короткий срок сформируется жидкоподвижный шлак оптимального состава, при равнозначном времени обработки, тем более длительное время металл будет обрабатываться этим шлаком и в более короткий период пройдет реакция десульфурации. В работе [104] приведены результаты исследований по определению скорости формирования рафинировочного шлака. В 120-тонном ковше обрабатывали сталь типа SAE 1008, раскисленную кремнием. Учитывая сравнительно небольшой промежуток времени нахождения ковша с металлом в обработке на ковше-печи, для исследований выбирали первые плавки в серии, так как в этом случае имеется возможность обрабатывать металл более длительное время.

На данном металлургическом заводе продолжительность разливки стали на МНЛЗ короче, чем продолжительность плавки. Поэтому перед началом серии из 10–12 плавки на МНЛЗ в обработке на ковше-печи должно находиться как минимум две плавки, а разливку на МНЛЗ необходимо начинать не ранее выпуска из электросталеплавильной печи третьей плавки. При обработке стали исследуемой плавки, с определенной периодичностью из ковша отбирали пробы металла и шлака, а также фиксировали во времени количество присаживаемых материалов и температурный режим нагрева. В качестве шлакообразующих использовали известь, плавленый шпат и шлак алюминиевого производства (SiAl), содержащий до 20 % алюминия, Al_2O_3 и карбид кремния. На рис. 3.23 представлено изменение химического состава шлака ковша-печи, количество и момент присадок шлакообразующих и раскислителей в ковш.

Данные по изменению основности шлака, определены по трем показателям:

– обычно используемая величина основности $B = \frac{\%CaO}{\%SiO_2}$;

– величина основности, характеризующая десульфурирующую способность шлака $B' = \frac{\%CaO + 0,05(\%MgO)}{\%SiO_2 + 0,6(Al_2O_3)}$;

– отношение основности B массовой доле Al_2O_3 , характеризующее жидкотекучесть шлака.

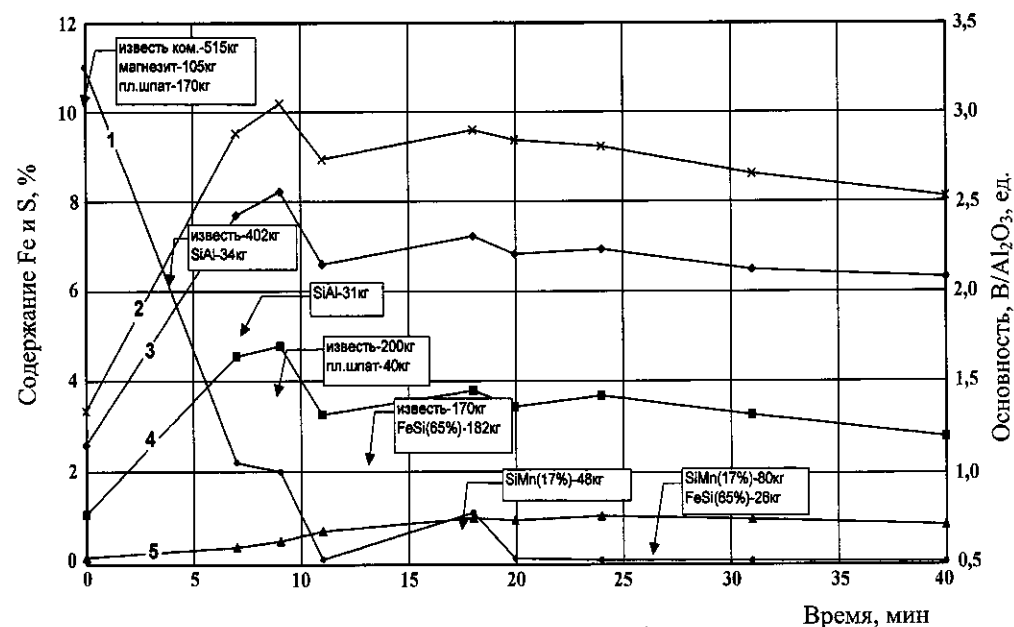


Рис. 3.23. Изменение химического состава шлака при обработке металла на ковше-печи:

1 – массовая доля железа (общего), %; 2 – основность $B = CaO/SiO_2$, ед.; 3 – основность $B' = \frac{\%CaO + 0,05\%MgO}{\%SiO_2 + 0,6\%(Al_2O_3)}$, ед.; 4 – отношение основности B к массовой доле Al_2O_3 , %; 5 – массовая доля серы, %

Как следует из приведенных данных, шлак необходимого качества (по показателям основности) сформировался уже на восьмой минуте после начала обработки. Об этом свидетельствует и визуальный осмотр шлака (шлак белого цвета, намораживается на шомполе тонкой корочкой, при охлаждении рассыпается). Некоторое снижение основности после пикового значения, по-видимому, вызвано присадкой кремнийсодержащих ферросплавов и растворением футеровки ковша.

Содержание компонентов в шлаке приведено ниже:

	Al_2O_3	SiO_2	CaO	FeO	MgO
% вес.	до 10,0	18–20	55,0	0,5	5–6

Шлак такого состава обеспечивает основность $B = 3,0$, а отношение $B/Al_2O_3 = 0,3$.

На основании проведенных плавки определили показатели десульфурации металла и коэффициент распределения серы между металлом и шлаком, а также теоретически возможную степень десульфурации металла.

Коэффициент распределения серы определяли по формуле (3.16), активность кислорода по данным фактических замеров, коэффициент активности серы рассчитывали по параметрам взаимодействия. Теоретически возможное конечное содержание серы в стали рассчитывали по формуле:

$$[S]_к = 100[S]_н + \lambda(S_н)/100 + \lambda L_S^{сн}, \quad (3.39)$$

где $[S]_к$ – конечное содержание серы в стали, %; $[S]_н$ – начальное содержание серы в стали, %; $(S_н)$ – начальное содержание серы в шлаке, %; $L_S^{сн}$ – коэффициент распределения серы между металлом и шлаком; λ – кратность шлака, %, равная

$$\lambda = \frac{m_{шл}}{m_{мет}} \cdot 100, \% \quad (3.40)$$

где $m_{шл}$ и $m_{мет}$ – масса шлака и металла, т.

Степень десульфурации в условиях равновесия (теоретически возможную) рассчитывали по формуле:

$$\eta = \frac{[S]_н - [S]_к}{[S]_н} \cdot 100 - \frac{\lambda(L_S - (S_{шл})/[S_{мет}])}{1 + 0,01\lambda L_S} \quad (3.41)$$

Количество шлака в ковше определяли по фактическому весу присадок в ковш, а количество печного шлака, попавшего в ковш, рассчитывали по изменению химического состава ковшевого шлака при постановке на ковш-печь и после присадок шлакообразующих и раскислителей. Полученные результаты представлены в таблице 3.8.

Таблица 3.8. Данные по десульфурации стали при обработке на ковше-печи

№ п/п	Марка стали, стандарт	Массовая доля серы в металле, %		Кратность шлака, %	Фактическая степень десульфурации стали, %		Теоретически возможная степень десульфурации на ковше-печи, %	Содержание серы в конечном шлаке ковша-печи, %	Содержание FeO в конечном шлаке ковша-печи, %
		на выпуске	в готовой стали		от выпуска	на ковше-печи			
1.	«60» по ASTM	0,065	0,012	3,3	78,5	67	83	2,11	0,8
2.	SAE1008 по ASTM	0,052	0,010	2,8	80	63	82	1,7	0,6
3.	SAE1008 по ASTM	0,122	0,016	3,43	87	78,2	90	2,5	0,5
4.	SAE1008 по ASTM	0,093	0,010	3,2	89	77	77	2,8	0,5

Как видно из представленных данных на десульфурацию спо-

собность шлака оказывает влияние не только его химический состав, но и количество шлака (кратность шлака), что обеспечивается количеством присадок шлакообразующих.

С другой стороны, для растворения шлакообразующих затрачивается определенное количество тепла, что снижает технико-экономические показатели работы ковша-печи при увеличении количества шлака (кратности) сверх оптимального.

Расчетным путем были определены затраты тепла на нагрев присаживаемых в ковш шлакообразующих. Полученные данные свидетельствуют о том, что при отсутствии нагрева на проведенных плавках температура металла снизилась бы на 27–31 °С за счет растворения шлакообразующих.

По данным фактического расхода шлакообразующих на ковше-печи за 1998 г. среднее снижение температуры металла составило бы 29 °С. Учитывая, что ковш-печь производит нагрев металла со скоростью 3,5 °С/мин, компенсация нагрева шлакообразующих требует 8–9 мин, на что затрачивается 22,5 кВт/т стали.

Таким образом, количество присаживаемых в ковш шлакообразующих должно обеспечить получение шлака необходимого химического состава, определенной кратности и требующего минимальных затрат тепла на его формирование.

На рис. 3.24 приведена номограмма для определения необходимой кратности шлака в зависимости от начального и конечного содержания серы в металле, а также потери тепла металлом за счет растворения шлакообразующих. На практике кратность шлака составляет 2,0–3,5. Увеличение кратности шлака более 4 нецелесообразно, так как в этом случае на нагрев шлакообразующих и формирование шлака затрачивается более 21 мин.

3.3.7. Оптимальное количество шлакообразующих, присаживаемых в ковш и оптимальная толщина шлакового слоя

По литературным данным [105] при рафинировании стали в ковше жидким синтетическим шлаком для глубокой десульфурации рекомендуется иметь в ковше шлак в количестве ~ 3 % от массы металла, т.е., кратность шлака должна быть не менее 3. Однако при работе ковша-печи, вследствие нагрева электрической дугой, условия рафинирования отличаются от указанных. Для обеспечения устойчивого горения дуги и уменьшения теплотерь на нагрев крышки и с отходящими газами толщина слоя шлака должна быть не меньше длины дуги.

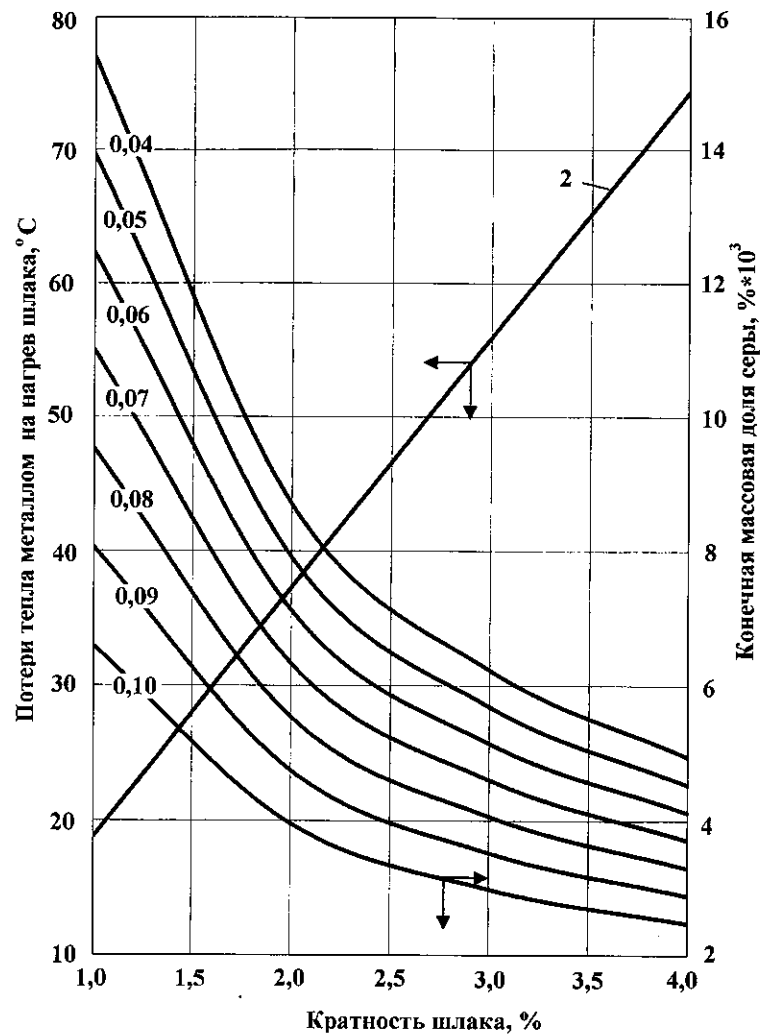


Рис. 3.24. Расчетное количество кратности шлака ($m_{\text{шл}}/m_{\text{мет}}$) в зависимости от начальной и конечной массовой доли серы в металле и расчетные потери тепла металлом за счет растворения шлакообразующих (при отсутствии нагрева). Цифры на кривых:

- 1 – начальная массовая доля серы (%);
- 2 – потери тепла металлом в зависимости от кратности шлака

По данным [46] при длине дуги 160 мм максимальная толщина слоя шлака должна быть не более 195 мм. На НТМК при длине дуги по технологической инструкции 110 мм толщина слоя шлака должна обеспечивать закрытие, как минимум, 2/3 длины дуги в тех случаях, когда десульфурация металла не производится, а металл доводят только по температуре. Толщина шлакового слоя оказывает влияние на поглощение металлом уг-

лерода из электродов. При тонком слое шлака металлом поглощается около 2,0–2,5 ppm/мин углерода, а при увеличении слоя шлака сверх необходимого (примерно более 1,6–1,8 длины дуги) могут возникнуть негативные тенденции при нагреве металла.

Известно, что основные шлаки обладают значительной электропроводимостью, причем CaO увеличивает электропроводимость, а SiO₂ и Al₂O₃ ее уменьшают. С увеличением толщины слоя шлака часть текущего через электроды тока замыкает электроды через шлак вместо того, чтобы проходить через электрические дуги и жидкий металл. При этом шлак резко перегревается и при определенной толщине слоя его температура может достигать 1800–1900 °C, в то время, как нагрев металла может практически прекратиться (осуществляется только за счет перемешивания со шлаком), несмотря на непрерывный подвод электроэнергии. Оксид кальция в шлаке при этом будет вступать в сильно экзотермическую реакцию с графитом электродов, образуя карбид кальция:



Карбид кальция, растворяясь в шлаке, может вступать в реакцию с содержащейся в атмосфере влагой с выделением ацетилена:



Толщина слоя шлака оказывает также влияние на газонасыщенность стали. На рис. 3.25 приведена зависимость поглощения азота металлом от толщины слоя шлака. Из рисунка видно, что при толщине слоя шлака менее 40 мм поглощение азота резко увеличивается.

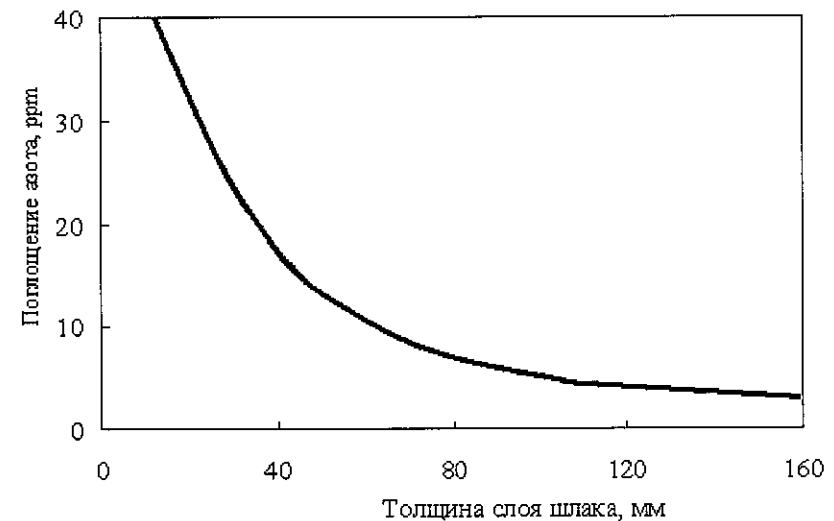


Рис. 3.25. Зависимость поглощения металлом азота от толщины слоя шлака

Исходя из изложенного, толщина слоя шлака должна увязываться не только с требованиями по обеспечению десульфурации стали, но и с длиной дуги и технико-экономическими показателями. Данные по величине длины дуги на установках ковш-печь различных металлургических предприятий приведены в таблице 3.9.

При тонком слое шлака (по технологическим соображениям) рекомендуется работать на пониженных ступенях нагрева, чтобы обеспечить экономичность процесса. На рис. 3.26 по данным [106] приведена зависимость толщины слоя шлака и длины дуги от подаваемой активной мощности ковша-печи. Из приведенных данных следует, что для экономичной работы ковша-печи толщина шлакового слоя должна быть на 20–25 % больше длины дуги.

Таблица 3.9. Величина длины дуги на установках ковш-печь

	Истил	ЕМЗ	НТМК	БМЗ	ММК	Северский МЗ	ТАГМЕТ
Емкость ковша, т	100	145	160	100	385	125	135
Мощность трансформатора, МВА	20	25	20	15	45	20	20
Длина дуги, мм	70	160	110	60	180	н.д.	65

3.4. ПРОДУВКА МЕТАЛЛА ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ

Продувка металла аргоном оказывает влияние на физико-химические процессы, протекающие в жидкой стали, изменение содержания неметаллических включений, газов и гомогенизацию расплава по химическому составу и температуре.

3.4.1. Влияние перемешивания металла со шлаком на процесс десульфурации

Перемешивание металла со шлаком в процессе обработки на агрегате ковш-печь обеспечивает достаточно эффективное удаление серы. На рис. 3.27 по данным [103] приведена зависимость содержания серы от длительности обработки (перемешивания, так как этот процесс равен длительности обработки). За время обработки система "металл-шлак" не приходит в равновесие, т.е. фактическое содержание серы в стали всегда выше равно-

весного.

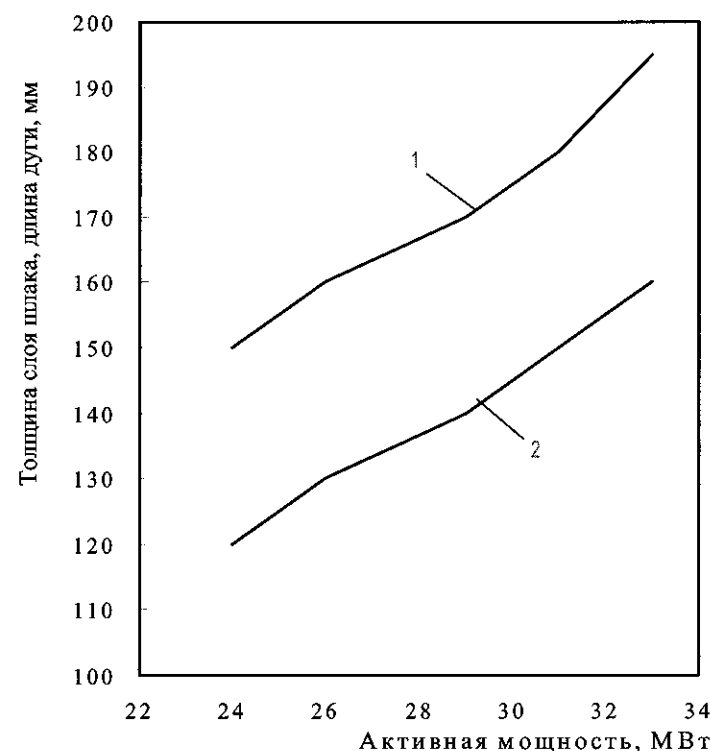


Рис. 3.26. Зависимость толщины слоя шлака и длины дуги от подаваемой активной мощности трансформатора ковша-печи:

1 – толщина слоя шлака; 2 – длина дуги

Об этом свидетельствуют и данные таблицы 3.8, из которых следует, что фактическая степень десульфурации ниже теоретической на 12–20 % (отн.). Влияние мощности перемешивания на коэффициент эффективной диффузии серы приведено на рис. 3.28 и характеризует ускорение и более полное протекание процесса десульфурации при увеличении мощности перемешивания. В то же время, при перемешивании имеется вероятность увеличения содержания в стали неметаллических включений, как за счет эмульгирования шлака и затягивания его конвективными потоками в металл, так и за счет окисления оголенного металла в районе "аргонного пятна". Кроме того, оголение зеркала металла способствует увеличению газонасыщенности стали.

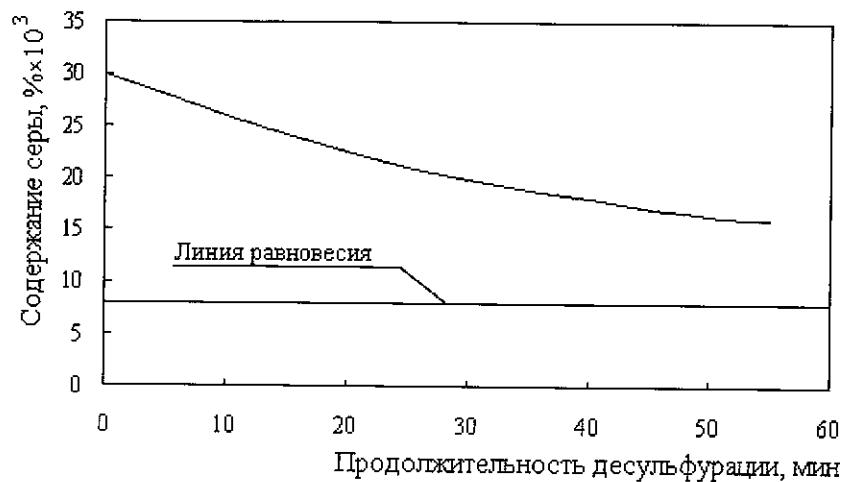


Рис. 3.27. Зависимость содержания серы в стали от продолжительности десульфурации

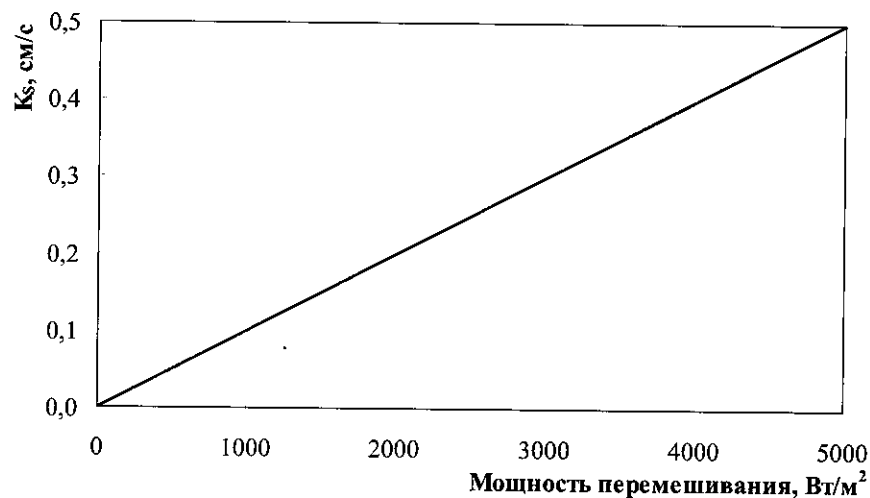


Рис. 3.28. Зависимость коэффициента эффективности диффузии серы от мощности перемешивания

3.4.2. Удаление неметаллических включений

Удаление неметаллических включений из стали и ассимиляция их шлаком при перемешивании расплава инертным газом происходит по следующей схеме: всплытие крупных включений — коагуляция их в потоке

расплава за счет образующегося градиента скоростей — флотация мелких включений всплывающими пузырьками газа. В процессе удаления неметаллических включений степень влияния этих факторов изменяется, и для получения особо чистой стали преобладающее значение имеют два последних.

При коагуляции мелких включений главным фактором в процессе их удаления является время коагуляции (τ), которое в спокойном металле достаточно велико [107]. С появлением гетерогенных скоростных потоков время градиентной коагуляции включений резко уменьшается и оценивается по формуле [108]:

$$\tau_{gp} = \frac{2,44 \cdot 10^{-4}}{n_0 \tau^3} \times \frac{R}{q[1 - (\sqrt[3]{1 + u/q})^{-1}]}, \quad (3.44)$$

где τ_{gp} — время градиентной коагуляции, с; τ — время коагуляции, с; R — диаметр пузырька газа, мм; q — расход газа, м³/с; n_0 — количество пузырьков, шт.; u — скорость потока, м/с.

Из уравнения видно, что существенное влияние на время коагуляции оказывает размер пузырька газа и его расход.

При флотации неметаллических включений скорость коагуляции определяется коэффициентом осаждения [108]:

$$E = \frac{n_i}{n_0}, \quad (3.45)$$

где E — коэффициент осаждения, n_i — количество частиц, соприкоснувшихся с пузырьком газа, шт.; n_0 — общее количество частиц, находящихся в столбе расплава с поперечным диаметром, равным диаметру пузырька, шт.

Число частиц, флотирующих в столбе расплава определяется по формуле [108]:

$$\sum_{i=1}^N = n_0 [1 - (1 - E)^N]. \quad (3.46)$$

Соответственно, количество пузырей газа, необходимых для уменьшения количества неметаллических включений в k раз (N_k), находится из равенства:

$$N_k = \frac{\lg k}{\lg(1 - E)}. \quad (3.47)$$

Из гидродинамики известно, что величина E зависит от радиуса частиц и газовых пузырей, а также режимов обтекания их расплавом. В работе [109] проведены модельные исследования влияния поведения газовых пузырей на их флотирующую способность. Полученные результаты свидетельствуют о том, что на поведение пузырьков газа в расплаве (растворе) влияет: их размер, расстояние между ними по вертикали, вязкость жидкости, а также поверхностное натяжение на границе "газ-жидкость". По результатам моделирования построены зависимости степени рафинирования (ξ), количества пузырьков и их поведения от интенсивности продувки (рис.

3.29). Установлено, что степень рафинирования (уменьшение количества неметаллических включений, доля от общего их количества) определяется интенсивностью продувки и турбулизацией процесса.

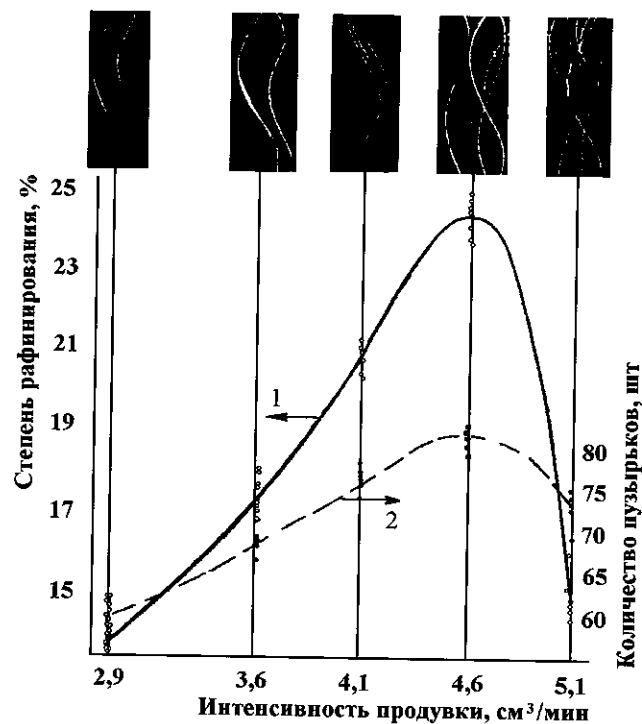


Рис. 3.29. Зависимость степени рафинирования стали от интенсивности продувки и количества пузырей

Сопоставляя величины степени рафинирования с соответствующими фотографиями траекторий движения пузырьков газа (белые линии) можно установить, что начало их вибрации (кривая 2) приводит к резкому снижению степени рафинирования (кривая 1). Кроме того, на степень рафинирования существенно влияют количество и размер пузырьков.

Таким образом, с целью более эффективного рафинирования стали от неметаллических включений продувка должна осуществляться на максимальной площади с максимальным количеством пузырьков и интенсивностью, не допускающей их вибрации. Наиболее полно эти условия реализуются при продувке расплава через пористые швы днища [100, 111]. Однако на практике изготовление и особенно обслуживание такого днища сталеразливочного ковша затруднительно. Поэтому этот способ продувки пока не получил широкого распространения. В существующих условиях рекомендуется использовать сталеразливочные ковши с двумя пористыми

пробками, а продувку осуществлять с низкой интенсивностью, особенно после образования жидкоподвижного шлака, присадки раскислителей и легирующих. При этом визуально должно наблюдаться слабое оголение "аргонного пятна" без видимого движения металла.

3.4.3. Изменение содержания газов в стали

Перемешивание металла нейтральным газом теоретически должно способствовать уменьшению содержания азота и водорода в стали [92]. Пузырьки нейтрального газа, играя роль вакуумных пустот (содержание азота и водорода в пузырьке аргона практически равно нулю) в процессе продувки экстрагируют из жидкой стали водород и азот. В условиях равновесия распределение водорода между металлом и пузырьками нейтрального газа определяется законом Сиверта:

$$[H] = K \sqrt{P_{H_2}} \quad (3.48)$$

Из предположения, что этот закон соблюдается, Геллером получено уравнение для определения необходимого количества инертного газа с целью определенной дегазации:

$$V = (2240/M) K^2 P (1/[C]_k - 1/[C]_o) + ([C]_k - [C]_o), \quad (3.49)$$

где M – молекулярная масса удаляемого газа; K – константа равновесия реакции растворения; P – давление над расплавом, МПа; $[C]_o$ и $[C]_k$ – начальное и конечное содержание удаляемого газа, %.

Учитывая весьма малые значения содержаний водорода в стали $[H]_o$ и $[H]_k$, и то, что $M_{H_2} = 2$, уравнение можно упростить:

$$V = 1120 K_H^2 P (1/[H]_k - 1/[H]_o). \quad (3.50)$$

Пользуясь уравнением (3.50) можно рассчитать количество инертного газа, которым необходимо продуть металл для определенного снижения содержания водорода. Например, для снижения его содержания с 5 до 2 ppm при давлении над металлом 0,1 МПа и температуре 1863 К ($K_H = 0,0025$):

$$V = 1120 \cdot 0,0025^2 \cdot 0,1 (1/0,0002 - 1/0,0005) = 2,1 \text{ м}^3/\text{т}.$$

На практике при расходе аргона на продувку максимум 0,3 м³/мин при продолжительности обработки 50 мин и массе металла в ковше 100 т, фактический расход аргона составляет 0,15 м³/т, что значительно меньше рассчитанного выше, поэтому снижения содержания водорода при обработке стали на ковше-печи не наблюдается.

При расчете удаления из металла азота при продувке инертным газом в формулу (3.50) подставляем его молекулярную массу $M_{N_2} = 28$ и соответствующее значение константы равновесия (K_N):

$$V = 80 K_N^2 P (1/[N]_k - 1/[N]_o). \quad (3.51)$$

При температуре 1863 К $K_N = 0,0435$ и уравнение (4.8) принимает вид:

$$V = 0,151P(1/[N]_k - 1/[N]_o). \quad (3.52)$$

Однако, вследствие значительно меньшей скорости десорбции азота из металла, по сравнению с водородом, степень приближения к равновесию азота между пузырьком и металлом существенно (в 5–7 раз) меньше. Поэтому результат расчета по формулам (3.51) и (3.52) требует корректировки. Полученный результат необходимо уменьшить в 8–9 раз, но и в этом случае он весьма приближенный.

Подсчитаем необходимое количество аргона, которым нужно продуть металл, чтобы снизить содержание азота с 8 до 5 ppm:

$$V = 0,151 \cdot 0,1(1/0,0005 - 1/0,0008) = 1,25 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Этот расход аргона также значительно выше фактического (0,15 м³/т).

Таким образом, при существующих режимах продувки стали аргоном на ковше-печи снижения содержания газов в стали не происходит. Фактически наблюдается некоторый прирост содержания азота и водорода за период обработки, так как образуемые в результате дугового нагрева атомарные азот и водород очень активны, а рафинировочные шлаки достаточно газопроницаемые.

На рис. 3.30, по данным Молдавского металлургического завода показано изменение содержания азота в углеродистой стали от выпуска из ДСП до готовой стали. Установлено, что прирост содержания азота составляет 30–40 % (без принятия специальных мер по его снижению).

В работах [112–114] имеются сведения о снижении содержания газов в стали при вводе под струю на выпуске или в слиток хлорида натрия. При этом указано, что при обработке углеродистых и хромоникелевых сталей хлоридом натрия содержание водорода снижается на 20–30 %, азота – в 1,5–2 раза, неметаллических включений – в 2–3 раза. При этом улучшаются физико-механические свойства стали.

Нами была изготовлена порошковая проволока, содержащая хлорид натрия в различных количествах. В качестве инертной добавки (для полного заполнения сечения проволоки) использовали плавиковый шпат. Предварительно было рассчитано количество паров натрия, выделяемого в металл:

Содержание NaCl в порошковой проволоке, % (вес.)	Удельное количество образующихся паров при скорости ввода проволоки 3 м/с, м ³ /т·мин
20	0,143
50	0,275
70	0,360
100	0,480

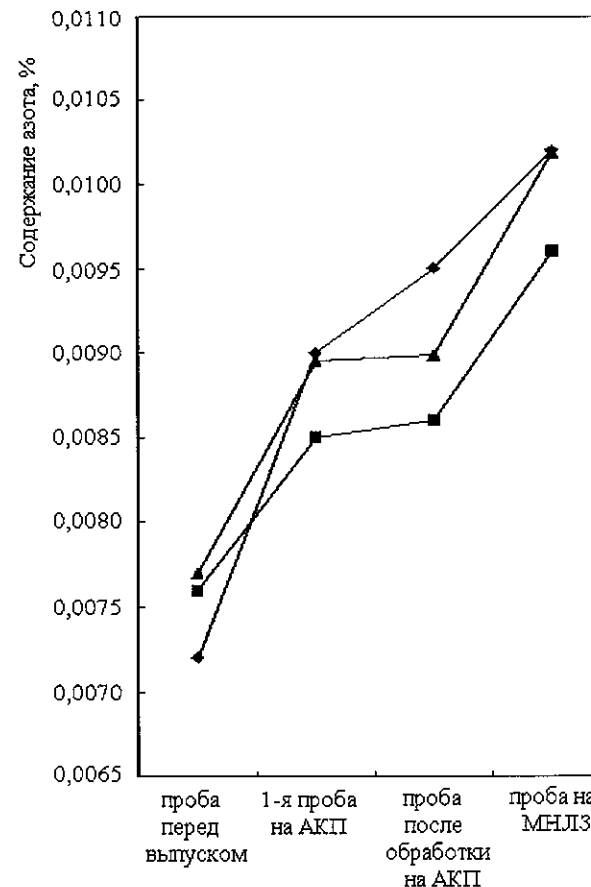


Рис. 3.30. Изменение содержания азота по ходу металлургического передела при производстве углеродистой стали

Оценка количества газовыделений в сопоставлении с вводом в жидкий чугун магния (известная величина) показала, что при вводе порошковой проволоки, содержащей 70 и 100 % хлорида натрия, можно ожидать выплески металла из ковша. Поэтому в промышленных условиях испытывали проволоку, содержащую 20 и 50 % хлорида натрия. По расчету тепловые потери за счет растворения оболочки проволоки и испарения хлорида натрия не превышают 10 °С.

Механизм удаления растворенных в металле газов, по нашему мнению, осуществляется за счет перехода их в пузырьки паров хлорида натрия вследствие разницы в парциальном давлении в расплаве и пузырьках. Термодинамическая оценка показала, что теоретически при использовании такого способа дегазации может удаляться до 20 % растворенного азота.

Проведенными исследованиями установлено, что оптимальное количество хлорида натрия в порошковой проволоке составляет 50 % (вес.).

При вводе расчетного количества порошковой проволоки с 50 % (вес.) хлорида натрия прирост содержания азота при разливке стали на МНЛЗ был на 12 % ниже, чем на сравнительных плавках. Разливка производилась с открытой струей, что способствовало дополнительному газонасыщению стали.

Снижение температуры металла при вводе порошковой проволоки на опытных плавках составило в среднем 13 °С, что близко к расчетному. Экологическими замерами наличие хлора в отходящих газах не обнаружено.

Так как приведенные данные получены на трех опытных плавках, они нуждаются в подтверждении на большем объеме исследований.

3.4.4. Усреднение химического состава и температуры стали

При продувке металла в ковше происходит выравнивание химического состава и температуры металла по высоте ковша, что подтверждено многочисленными исследованиями и производственной практикой. Известно, что при разливке металла, обработанного на ковше-печи, резко снижается разброс по химическому составу стали, отлитой в изложницы (начало, середина, конец разливки) и на МНЛЗ. По высоте ковша разница в содержании таких элементов как кремний и марганец, по данным [92] может достигать 0,05–0,15 % абс. После продувки стали инертным газом эта разница не превышает 0,01–0,03 %.

Одним из параметров состояния жидкой стали, определяющих ее качество, является температура разливки, оказывающая влияние на состояние поверхности слитка – образование трещин, усадочных дефектов, заворотов, подкорковых пузырей и т.д. Поэтому разливать сталь необходимо при определенной для данного химического состава температуре, которая должна быть одинаковой по всему объему металла в ковше. Однако в обычных условиях производства, вследствие градиента температуры по глубине ванны (мартеновские печи, ДСП без донной продувки) и неравномерного охлаждения жидкой стали при подъеме ее уровня в ковше во время выпуска и по его окончании температура стали в объеме ковша может существенно отличаться и разница температур по высоте ковша достигает 20–50 °С.

Усреднение температуры металла в ковше отчетливо проявляется по ходу разливки, т.е. по мере поступления последовательно расположенных и недостаточно перемешиваемых естественным путем слоев металла. Как видно из рис. 3.31, по данным [92], при разливке происходит повышение температуры металла по мере выхода из ковша относительно холодного

придонного слоя металла, и затем понижение температуры вследствие общего охлаждения металла. Перепад температур (линия 1) составляет примерно 20–25 °С, но может достигать 50 °С и более. После продувки металла в ковше аргонном вследствие выравнивания температуры по высоте ковша ее повышение по мере выхода придонного слоя не происходит, а имеет место лишь общее постепенное снижение температуры стали по ходу разливки на 20–30 °С.

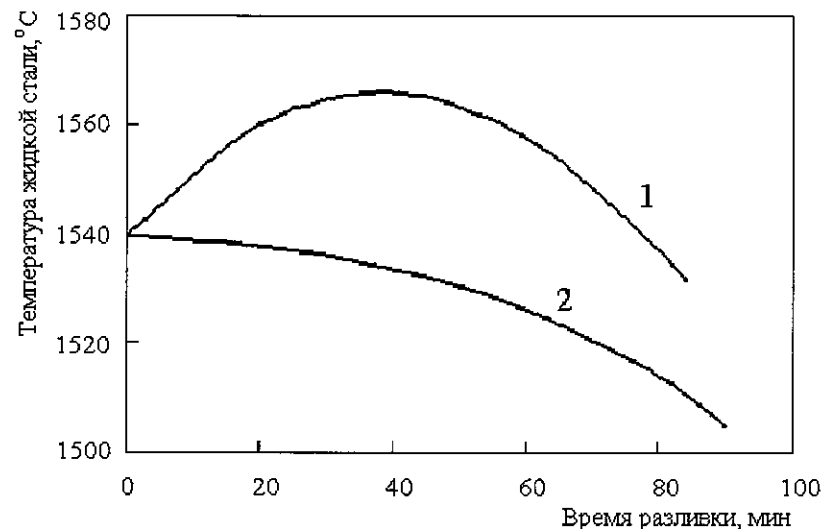


Рис. 3.31. Изменение температуры жидкой стали во время разливки из 100-тонного ковша:

1 – без продувки; 2 – с продувкой в ковше аргонном

Наиболее полно теоретические основы описания процессов массообмена и усреднения во время внепечной обработки стали в сталеразливочном ковше изложены в работах С.В. Казакова [115]. При описании процессов, протекающих в ковше во время внепечной обработки принято, что:

1. Состояние всей системы можно однозначно и полностью характеризовать при помощи энергии Гиббса:

$$G = \sum_{i=1}^n RT \ln a_i, \quad (3.53)$$

где a_i – активность i -того компонента системы, n – количество компонентов системы.

2. Процессы в системе будут происходить до тех пор, пока в ней будет существовать неоднородность по любому свойству, то есть, в общем случае, по G . Степень неоднородности системы, с учетом стохастической природы процессов, протекающих в ней, можно описать при помощи момента второго порядка. С учетом размерности удобнее применять среднеквадратичное отклонение σ :

$$\sigma = \sqrt{D}, \quad (3.54)$$

где D – дисперсия.

3. Скорость процесса релаксации неоднородности будет зависеть, при прочих равных условиях (величина внешних воздействий) от масштаба системы, то есть будет определяться величиной пространственной неоднородности системы (ПНС):

$$\lambda = \frac{\sigma}{L}, \quad (3.55)$$

где L – масштаб системы.

4. Скорость релаксации ПНС может быть описана уравнением:

$$\frac{dA}{d\tau} = -k_1 A, \quad (3.56)$$

где k_1 – коэффициент, характеризующий скорость релаксации неоднородности, зависящий от гидродинамической обстановки в системе.

Уравнение (3.56) можно записать в следующем виде:

$$A = A_0 \cdot e^{-k_1 \tau}, \quad (3.57)$$

где A и A_0 – ПНС в текущий и начальный моменты времени.

Для системы постоянного масштаба уравнение (3.57) можно записать:

$$\sigma = \sigma_0 \cdot e^{-k_1 \tau}, \quad (3.58)$$

При введении единовременной порции материала дисперсия свойства в пределах системы определяется соотношением:

$$D = \sigma_m^2 + \sigma_{прис}^2 + 2K, \quad (3.59)$$

где $\sigma_m^2, \sigma_{прис}^2$ – неоднородность расплава и присадок соответственно, K – взаимный корреляционный момент.

Пренебрегая неоднородностью металла и присадки, по сравнению с неоднородностью, генерируемой в системе присадкой, и переходя к выражению для дискретной величины X и учитывая, что масса присадки, как правило, намного меньше массы расплава, окончательно получаем:

$$D = (x_0 - x_1) \frac{W_1}{W}, \quad (3.60)$$

где W_1 и W – объем введенной присадки и всего расплава соответственно, x_1 и x_0 – величина свойства в присадке и исходном расплаве соответственно.

В результате протекания процессов межфазного взаимодействия система переходит из начального состояния, характеризуемого величиной G_0 , в новое, характеризуемое величиной G_1 . Причем переход из одного состояния в другое происходит в результате протекания всех частных реакций на различных межфазных границах. То есть:

$$G_0 - \Delta G_{\Sigma} = G_{\tau}, \quad (3.61)$$

где ΔG_{Σ} – суммарное изменение энергии Гиббса в результате всех частных реакций в системе.

Переходя к дифференциальной форме записи, получаем:

$$\frac{dG}{d\tau} = -\Delta G'_{\Sigma} \frac{W_p}{W}, \quad (3.62)$$

где W_p – объем расплава, достигающий локального равновесия на межфазной поверхности (исходя из принципа "локального равновесия" И. Пригожина) или объема расплава в "реакционной зоне", $\Delta G'_{\Sigma}$ – изменение энергии Гиббса расплава в результате протекания процессов в реакционной зоне.

Интегрируя уравнение (3.62) получаем:

$$RT \ln \frac{\prod_{i=1}^n a_i^0}{\prod_{i=1}^n a_i^{\tau}} = -\Delta G'_n \frac{W_p}{W} \tau, \quad (3.63)$$

где a_i^0 и a_i^{τ} – активности компонентов системы до начала обработки и в момент времени τ соответственно:

$$\Delta G'_{\Sigma} = \sum P_i \Delta G_i, \quad (3.64)$$

где ΔG_i – изменение изобарно-изотермического потенциала частных реакций, протекающих на всех межфазных границах, P_i – вероятность вклада частной реакции в суммарное изменение изобарно-изотермического потенциала системы:

$$W_p = k_2 J, \quad (3.65)$$

где k_2 – коэффициент, отражающий влияние интенсивности продувки на величину реакционной зоны, J – интенсивность продувки системы газом.

Из уравнения (3.65) следует, что

$$G_{\tau} = G_0 - \Delta G'_1 \frac{k_2 J}{W} \tau. \quad (3.66)$$

Обозначив через G_p энергию Гиббса части расплава, прошедшего через "реакционную зону" окончательно получаем

$$G_{\tau} = G_0 \left(1 - \frac{k_2 J \tau}{W}\right) + G_p \frac{k_2 J \tau}{W}. \quad (3.67)$$

Адекватность полученной математической модели (3.67) была проверена С.В. Казаковым при продувке стали через верхнюю фурму в сталеразливочных ковшах емкостью 10–350 тонн.

В качестве метода изучения неоднородности расплава во время обработки металла в ковше был выбран контроль химического состава стали в фиксированной точке ковша. Частота отбора проб металла составляла 1–2 мин, а общее количество проб за время обработки достигало 50. При проведении экспериментов контролировали температуру, количество и химический состав шлака, измеряли параметры двухфазного газожидкост-

ного буруна в месте выхода его на поверхность.

Было установлено, что во время продувки металл совершает циркуляционное движение, причем продолжительность циркуляции зависит не только от типа продувочного устройства, но и от вместимости ковша (рис. 3.32) и может быть описана уравнением:

$$\dot{Q}_{\text{уд}} = \frac{aW^{1/3}}{(1 - e^{-bW^{1/3}})e^{cW^{1/3}}}, \quad (3.68)$$

где $T_{\text{эф}}$ – продолжительность одного цикла циркуляции; W – вместимость ковша; a , b , c – коэффициенты, определенные на основании экспериментов.

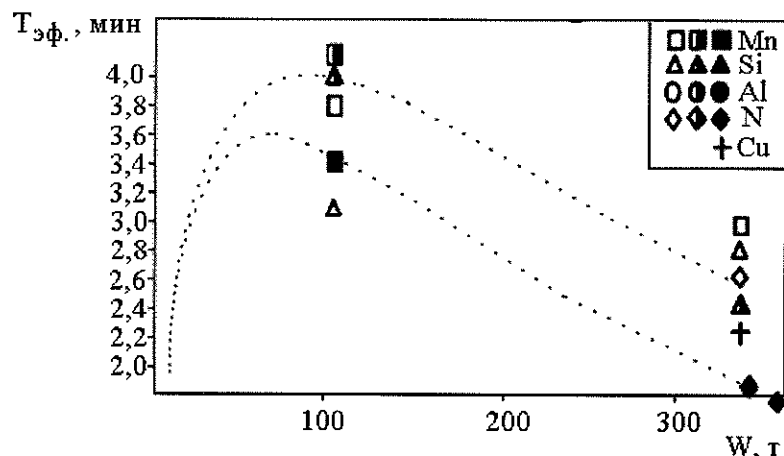


Рис. 3.32. Зависимость продолжительности рециркуляции от вместимости ковша

С учетом полученных результатов окончательное уравнение для определения временной зависимости неоднородности металла может быть представлено в виде:

$$\sigma = 0,094 \cdot e^{-0,083W} \sqrt{\frac{q}{W}} \cdot e^{-\beta \frac{E}{W} \tau}, \quad (3.69)$$

где β – параметр модели, E – мощность перемешивания, q – расход газа.

Данные по изменению температуры аппроксимировали выражением:

$$\frac{\Delta T}{\Delta Q} = \frac{A}{Q} + B, \quad (3.70)$$

где Q – объем газа, необходимого для усреднения металла по температуре, A и B – коэффициенты.

В таблице 3.10 представлены параметры уравнения (3.70) для ковшей различной вместимости с учетом погрешности определения функции скорости изменения температуры.

Таблица 3.10. Параметры A и B и количество газа, необходимого для усреднения по температуре

№№ п/п	Вес металла в ковше, т	Значение коэффициентов		Объем газа, м ³
		A	B	
1	10	10,62	9,46	25
2	100	6,88	2,37	17
3	300	4,33	4,65	5
4	330	2,97	4,56	6

Из таблицы 3.10 видно, что зависимость количества газа, необходимого для усреднения металла по температуре качественно воспроизводит картину зависимости продолжительности циркуляции от вместимости ковша и при этом значительно меньше практикуемых для усреднения расплава по химическому составу.

Расчет потерь тепла на нагрев инертного газа можно определить по уравнению

$$V_z c_z \Delta T_z = P_m c_m \Delta T_m, \quad (3.71)$$

где V_z , c_z , ΔT_z – соответственно расход (м³/кг), теплоемкость (кДж/кг) и температура нагрева (°С) инертного газа; P_m , c_m , ΔT_m – соответственно масса (кг), теплоемкость (кДж/кг) и изменение температуры (°С) металла.

Теплоемкость аргона $c_{Ar} = 0,932$ кДж/кг, стали $c_m = 0,836$ кДж/кг. Температуру инертного газа, удаляемого из металла, можно принять равной температуре стали. Расчеты показывают, что время всплывания пузырьков значительно больше времени, необходимого для их прогрева до температуры металла (0,10–0,25 с).

Для ковша емкостью 100 т при расходе аргона порядка 15 м³ (0,3 м³/мин) за одну обработку (50 мин) снижение температуры стали ($t_{\text{нач}} = 1600$ °С) за счет аргона составит 0,26 °С. Общее снижение температуры (потери ковшем, через зеркало металла и нагрев инертного газа) составляет примерно 1 °С/мин.

Известно [92], что после продувки стали инертным газом разливку можно производить при температуре на 10–15 °С ниже обычной, вследствие понижения кажущейся вязкости в результате уменьшения содержания в стали неметаллических включений.

При разливке стали на мелкосортных МНЛЗ с высокой скоростью использование ковша-печи, по нашему мнению, является обязательным для разливки металла длинными сериями (10–15 плавок и более). Развитие мощных конвективных потоков в кристаллизаторе создает условия для утончения корки с возможным последующим образованием дефектов. В этих условиях предъявляются жесткие требования к температурному режиму разливки. Кроме того, при серийной разливке стали необходима хи-

мическая однородность металла, как по высоте ковша, так и от плавки к плавке. Эти условия можно выполнить, как показала практика, при использовании ковша-печи.

3.4.5. Сопоставление продувки металла в ковше сверху и снизу

На многих агрегатах ковш-печь используют в качестве стандартного режима продувку через дно ковша, а продувку через верхнюю погружную фурму используют в аварийных случаях. Практически все установки доводки стали для перемешивания металла оборудованы только верхними фурмами.

Ранее указывалась необходимость перемешивания металла при электродуговом подогреве, и отмечалось, что при отказе донных пробок нагрев необходимо производить в течение не более 2–3 мин, а затем перемешивать металл со шлаком.

Учитывая наличие на многих предприятиях, имеющих УДМ, верхней продувки, нам представляется необходимым сопоставить эти два способа с точки зрения их эффективности и целесообразности.

При продувке через донные пробки расход аргона на 100–150-тонных ковшах обычно составляет 70–80 л/мин. При такой интенсивности продувки слегка оголяется "аргонное пятно". Если пробка в начале продувки не пропускает аргон или пропускает слабо – визуально "аргонное пятно" отсутствует, давление аргона повышают, используя "байпасную" схему подачи аргона. В большинстве случаев это способствует, при своевременных принятых мерах, срыву намерзшей на пробку корочки металла. Иногда, чтобы не перемешивать металл из плохо продуваемого ковша, на протяжении всей обработки аргон подают через "байпас" с расходом до 300 л/мин. Размер "аргонного пятна" визуально такой же, как и при продувке с расходом 70–80 л/мин. Поскольку аргон не растворяется в стали, то он должен куда-то уходить. По-видимому, при повышении давления, и, соответственно, расхода аргона, он уходит в соединения подводящих трубок. В отдельных случаях, при глубоком расположении пробки относительно уровня днища ковша, аргон может уходить через поры (неплотности) кладки. Этим, видимо, объясняется повышение интенсивности свечения газа через выпарные отверстия в броне ковша при повышении давления аргона, которое мы наблюдали на некоторых металлургических предприятиях.

При продувке металла (сверху или снизу) важно, чтобы скорость движения металла на границе шлак-металл в период рафинирования была минимальной. В этом случае всплывающие включения адсорбируются шлаком. При больших скоростях поднявшиеся вверх включения и частички шлака обратными потоками по центру ковша будут затягиваться вглубь

металла. В этом случае можно получить не уменьшение, а увеличение содержания неметаллических включений в стали.

По данным работы [116] рассчитали скорость движения металла в ковше при продувке:

$$W_n = 0,87(I_{Ar}gh / D_3^2)^{1/3}, \quad (3.72)$$

где I_{Ar} – интенсивность продувки аргоном, м³/с; g – гравитационное ускорение, м/с²; h – глубина всплывания аргона от места ввода до рассматриваемого сечения (в нашем случае до зеркала металла), м; D_3 – диаметр зоны барботажа в рассматриваемом сечении, м.

В нашем случае по визуальной оценке диаметр "аргонного пятна" обычно составляет 0,6–0,7 м на ковшах емкостью 100–150 тонн. При расходе аргона 70–80 л/мин скорость движения металла составит 0,28 м/с.

При продувке стали сверху через фурму давление аргона, для исключения затекания металла внутрь отверстия фурмы, должно быть:

$$P \geq P_{am} + P_\phi, \quad (3.73)$$

где P_{am} – атмосферное давление, P_ϕ – ферростатическое давление столба металла от зеркала до выхода газа из фурмы (глубина погружения фурмы), равное:

$$P_\phi = \rho h, \quad (3.74)$$

где ρ – плотность жидкой стали, h – высота столба металла.

Рассмотрим продувочную фурму 150-тонного сталеразливочного ковша с внутренним диаметром трубы 32 мм. При использовании много-сопловых фурм определяется суммарная площадь всех выходных отверстий.

Расчетное давление аргона составляет 3,1 ат. На практике, учитывая колебания давления аргона в системе, его подают с давлением 4 ат. Следует отметить, что заматалливания пористой пробки при колебаниях давления аргона в системе не происходит, так как размер выходных отверстий (пор) пробки препятствует затеканию металла. В большинстве случаев при заполнении ковша металлом пробки не продувают, а подачу аргона включают только на ковше-печи.

Расход газа при давлении 4 ат и глубине погружения фурмы 3 м рассчитали по формуле:

$$m = \mu F \omega \rho, \quad (3.75)$$

где m – масса аргона, F – диаметр сечения сопла, ω – скорость истечения газа, ρ – плотность аргона, равная $\rho = \frac{P}{RT}$,

где P – давление, R – газовая постоянная, T – температура газа.

В пересчете на объем газа для данных условий расход аргона равен 40 м³/час.

Затем по формуле (3.72) рассчитали скорость движения металла на границе металл-шлак, принимая диаметр зоны барботажа равным диамет-

ру "аргонного пятна". Фактически диаметр зоны барботажа при продувке сверху по визуальной оценке составляет 1,0 м и более. Величина скорости движения металла при принятых исходных данных составляет 0,58 м/с.

Таким образом, даже при максимальном погружении фурмы скорость движения металла при продувке сверху более чем в два раза превышает аналогичный показатель при продувке через донные пробки. Кроме того, для усреднения металла и лучшего перемешивания при верхней продувке на практике в течение продувки изменяют место ввода газа, совершая фурмой поступательное движение вверх-вниз. При этом избыточное давление газа (на более высоком горизонте ковша) вызывает интенсивное перемешивание металла со шлаком, со значительным оголением зеркала и разбрызгиванием металла и шлака, что способствует дополнительному охлаждению металла, его окислению и, как следствие, непредсказуемому угару раскислителей, в частности алюминия.

Учитывая изложенное, использование аварийной фурмы на ковше-печи приводит к окислению металла, угару раскислителей и загрязненности стали неметаллическими включениями. По сравнению с донной продувкой при продувке сверху расход огнеупоров увеличивается примерно на 1,5 кг/т стали, так как средняя стойкость футеровки фурмы не превышает, по данным МК "Азовсталь", 1,5 обработки.

Расход аргона при донной продувке, когда его подача осуществляется на протяжении всего цикла обработки (~ 50 мин), составляет 3,5 м³, а при продувке сверху, несмотря на кратковременность проведения операций усреднения металла при постановке ковша, перемешивании после присадки ферросплавов и окончательного усреднения (всего ~ 13 мин), при такой же общей продолжительности обработки, расход аргона составляет 8,7 м³.

Таким образом, по всем технологическим показателям продувка через днище более эффективна, чем верхняя продувка. Поэтому на установках доводки стали целесообразно продувку через фурму сверху заменить донной продувкой.

3.4.6. Оптимальное расположение и обслуживание продувочных пробок, интенсивность продувки

Условия перемешивания металла аргоном в ковше в значительной мере определяются количеством и расположением продувочных устройств (пробок) и интенсивностью продувки. Исследование продувки металла можно провести при знании гидродинамических и теплофизических процессов в ковше. Экспериментальное определение гидродинамических параметров расплава, а также параметров газораспределения невозможно вследствие непрозрачности и высокой температуры жидкого металла. Ла-

бораторные исследования на холодных моделях затруднены соблюдением критериев подобия. Аналитические исследования также невозможно провести в связи с тем, что гидродинамические и теплофизические процессы в расплаве описываются многомерными нелинейными уравнениями переноса. Поэтому для решения данной задачи использовались численные методы.

Нами, совместно с кафедрой гидродинамики ДонНУ (проф. Белоусов В.В.) была поставлена и решена задача движения расплава в ковше, позволяющая оценить влияние расположения продувочных устройств (пробок) в днище ковша на гидродинамическую картину в жидком металле, а также оценить скорости движения металла в горизонтальной и вертикальной плоскостях в любом сечении ковша в любой момент от начала продувки. Оценивали скорости движения металла и структуру линий тока в расплаве.

Особенностью данной задачи является то, что продувка производится, чаще всего, через две пробки, которые могут располагаться не по оси ковша. Следовательно, задача несимметрична и не может решаться в двухмерной постановке даже в цилиндрических координатах.

Поэтому предлагается следующая постановка задачи. Рассматривается ковш в виде цилиндра с небольшим углом наклона стенок. Ковш заполнен жидким металлом, в котором имеет место тепловая конвекция. Зеркало металла плоское. В момент времени $t > 0$ через пористую пробку (пробки) подают газ с определенной интенсивностью.

Все процессы описываются следующей системой уравнений:

$$\frac{\partial \vec{V}}{\partial t} - (\vec{V}\Delta)\vec{V} = \frac{1}{\rho} \nabla P + \nabla v \vec{V} + g\beta_T(T - T_0) + g\beta_G; \quad (3.76)$$

$$\nabla \vec{V} = 0; \quad (3.77)$$

$$c\rho \frac{\partial T}{\partial t} + (\vec{V}\nabla)T = \nabla \lambda \nabla T; \quad (3.78)$$

$$\frac{\partial \beta_G}{\partial t} + (\vec{V}\nabla)\beta_G = 0, \quad (3.79)$$

где $V = \sqrt{V_r^2 + V_\epsilon^2 + V_z^2}$ – скорость движения расплава; V_r, V_ϵ, V_z – компоненты скорости; $\nabla = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial \epsilon} + \frac{\partial}{\partial z}$ – дифференциальный оператор; ρ – плотность расплава; P – давление; v – вязкость расплава; g – ускорение свободного падения; β_T – коэффициент объемного расширения металла; T и T_0 – температура расплава и температура стенки ковша; β_G – газосодержание в расплаве; λ – коэффициент теплопроводности расплава; t – текущее время.

Система уравнений замыкается следующей системой краевых условий.

Начальные:

$$t = 0, V_r = 0, V_\epsilon = 0, V_z = 0, T = T_{нач}, \beta_G = 0; \quad (3.80)$$

граничные условия для гидродинамики:

$$r = 0 : V_r = 0, V_\varepsilon = 0, V_z = 0; \quad (3.81)$$

$$z = 0 : V_r = 0, V_\varepsilon = 0, V_z = 0; \quad (3.82)$$

$$r = L_r : V_r = 0, V_\varepsilon = 0, V_z = 0; \quad (3.83)$$

$$z = L_z : V_r = 0, V_\varepsilon = 0, V_z = 0; \quad (3.84)$$

граничные условия для температуры:

$$t = 0 : T = T_0; \quad (3.85)$$

$$z = 0 : \lambda \frac{\partial T}{\partial r} = -\alpha(T - T_{cp}); \quad (3.86)$$

$$r = L_r : T = T_0; \quad (3.87)$$

$$z = L_z : T = T_0. \quad (3.88)$$

граничные условия для газовой фазы:

$$r = 0 : \beta_G = 0; \quad (3.89)$$

$$z = 0 : \beta_G = 0; \quad (3.90)$$

$$r = L_r : \beta_G = 0; \quad (3.91)$$

$$z = L_z : \beta_G = 0; \beta_G = \beta_0 \sin \theta;]R_1, R_2[; \beta_G = \beta_0;] R_3, R_4[, \quad (3.92)$$

где α – коэффициент теплообмена; T_{cp} – температура окружающей среды; β_0 – содержание газовой фазы в пробке (интенсивность продувки); R_1, R_2, R_3, R_4 – координаты левой и правой пробок соответственно; θ – угол отклонения расположения пробок от оси симметрии.

Задача решается в приближении вихрь – функция тока ($\omega - \psi$). Несмотря на то, что в трехмерной постановке при этом методе увеличивается количество переменных, по сравнению с методом естественных переменных, имеется ряд преимуществ:

– задача реализуется по неявной схеме с привлечением метода возмущенного оператора, разности против потока, что повышает точность расчетов;

– после проведения операции "rot", в уравнении (3.76) исчезает член с давлением, расчет которого связан с существенными сложностями.

После перехода к переменным ($\omega - \psi$) уравнения запишутся в виде:

$$\frac{\partial \omega_r}{\partial Fo} + (\vec{V} \nabla) \omega_r = Pr \nabla^2 \omega_r + Gr \frac{\partial T}{\partial r} + Gr_G \beta_G + V_1 \nabla^2 \omega_r; \quad (3.93)$$

$$\frac{\partial \omega_\varepsilon}{\partial Fo} + (\vec{V} \nabla) \omega_\varepsilon = Pr \nabla^2 \omega_\varepsilon + Gr_G \beta_G + V_2 \nabla^2 \omega_\varepsilon; \quad (3.94)$$

$$\frac{\partial \omega_z}{\partial Fo} + (\vec{V} \nabla) \omega_z = Pr \nabla^2 \omega_z + Gr_G \beta_G + V_3 \nabla^2 \omega_z; \quad (3.95)$$

$$\nabla^2 \omega = 0; \quad (3.96)$$

$$\frac{\partial T}{\partial Fo} + (\vec{V} \nabla) T = \nabla a \nabla T; \quad (3.97)$$

$$\frac{\partial \beta_G}{\partial Fo} + (\vec{V} \nabla) \beta_G = 0, \quad (3.98)$$

где Fo, Pr, Gr, Gr_G – критерии Фурье, Прандтля, Грасгоффа теплового и Грасгоффа газового.

Для учета газосодержания выбрана простая односкоростная модель, предполагающая сплошность газожидкостной среды. Это позволяет устранить предположения о форме и размерах газового пузыря, что лежит в основе двухскоростной модели, а также наличие эмпирических параметров, также сопутствующих двухскоростной модели.

Уравнение движения такой среды, описывается следующей системой уравнений:

$$\frac{\partial \vec{V}}{\partial t} + (\vec{V} \nabla) \vec{V} = -\frac{1}{\rho} \nabla P + \nabla \nu \nabla \vec{V} + g \beta_G; \quad (3.99)$$

$$\nabla \vec{V} = 0; \quad (3.100)$$

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + (\vec{V} \nabla) \rho = 0. \quad (3.101)$$

В данной постановке V совпадает со скоростью жидкости и газовой фазы при $V_{жс} = V_g$ (скорости жидкой и газовой фаз соответственно).

Считаем, что движение газожидкостной среды при продувке ковша характеризует подъемная сила ($\beta_G g$), возникающая из-за неоднородности по плотности, обусловленной присутствием газовой фазы. Тогда уравнение движения с учетом приближения Буссинеска переписывается в виде:

$$\frac{\partial \vec{V}}{\partial t} + (\vec{V} \nabla) \vec{V} = -\frac{1}{\rho} \nabla \nu \nabla \vec{V} + g(1 - \beta_G); \quad (3.102)$$

Подставив соотношение $\rho_0 = \rho(1 - \beta_G)$ в уравнение получаем:

$$\frac{\partial \beta_G}{\partial t} + (\vec{V} \nabla) \beta_G = 0. \quad (3.103)$$

Такая модель не учитывает кавитационных явлений и сжимаемость пузырьков.

Данная модель позволяет рассчитать гидродинамику, теплоперенос, в условиях термогравитационной конвекции с учетом продувки металла газом. В отличие от имеющихся моделей продувки, эта задача трехмерная, учитывающая гидродинамику процессов и возмущение расплава всплывающим газом.

На математической модели изучали влияние расположения продувочных пробок в днище ковша и расхода аргона на характер газодинамической картины в 135-тонном сталеразливочном ковше.

Известно, что при интенсивном перемешивании металла со шлаком возможен "занос" шлаковых частичек вглубь расплава металла. На удаление из расплава неметаллических включений помимо физико-химических свойств шлака оказывает влияние скорость газожидкостного потока в вертикальном и горизонтальном направлениях на границе раздела шлак–металл.

Установлено, что при увеличении расхода аргона с 40 л/мин до 150 л/мин при одной пробке в сталеразливочном ковше вертикальная скорость газожидкостного потока увеличивается на границе шлак-металл с 0,18 до 0,45 м/с.

На рис. 3.33 приведены данные по моделированию влияния расположения продувочных пробок в днище 135-тонного ковша на газодинамическую картину в ковше в момент начала выхода газа на границу шлак-металл при расходе аргона 80 л/мин.

Установлено, что продолжительность нахождения газа в металле от начала открытия пробок до выхода на границу шлак-металл составляет 2–2,5 с.

На рис. 3.33 (а) показана газодинамическая картина при близком расположении продувочной пробки к стенке ковша. На схеме линий тока видно образование завихрений вблизи стенки ковша примерно на высоте 1 м.

В этом случае металл интенсивно омывает футеровку ковша. Нам случалось на одном из металлургических предприятий наблюдать при близком расположении пробки к стенке ковша (пробка расположена на месте одного из стопоров) и длительной обработке металла покраснение брони ковша примерно на этой высоте в районе пробки.

При продувке через одну пробку рис. 3.33 (а) в момент выхода газа на поверхность большая часть металла не вовлечена в движение, что, естественно, ухудшает условия перемешивания. В дальнейшем, при установившемся процессе и эта зона вовлекается в движение.

При расположении продувочных пробок под углом 90° относительно центра ковша металл перемешивается в двух направлениях рис. 3.33 (б-1). Однако вертикальная составляющая скорости газожидкостного потока на большей части поверхности шлак-металл (за исключением места выхода газа на поверхность – "аргонное пятно") составляет 0,08 м/с.

При расположении продувочных пробок на одной оси рис. 3.33 (в) большая часть металла вовлекается в движение с образованием вихрей примерно на высоте $1/2$ ковша и $1/2$ радиуса по ширине. В этом случае горизонтальные составляющие скорости газожидкостного потока на границе шлак-металл взаимно гасят друг друга, а вертикальная составляющая скорости равняется 0,05 м/с, т.е. примерно на 40 % (отн.) меньше, чем при расположении пробок на одной стороне (под углом 90°). Но при этом движение металла осуществляется в одной плоскости, что, естественно ухудшает условия его перемешивания.

На рис. 3.33 (г) показано расположение пробок под углом 150° . В этом случае вихревые образования в объеме металла практически отсутствуют. В движение вовлекается большая часть металла, а вертикальная составляющая скорости газожидкостного потока на границе шлак-металл составляет, как и в предыдущем случае 0,05 м/с.

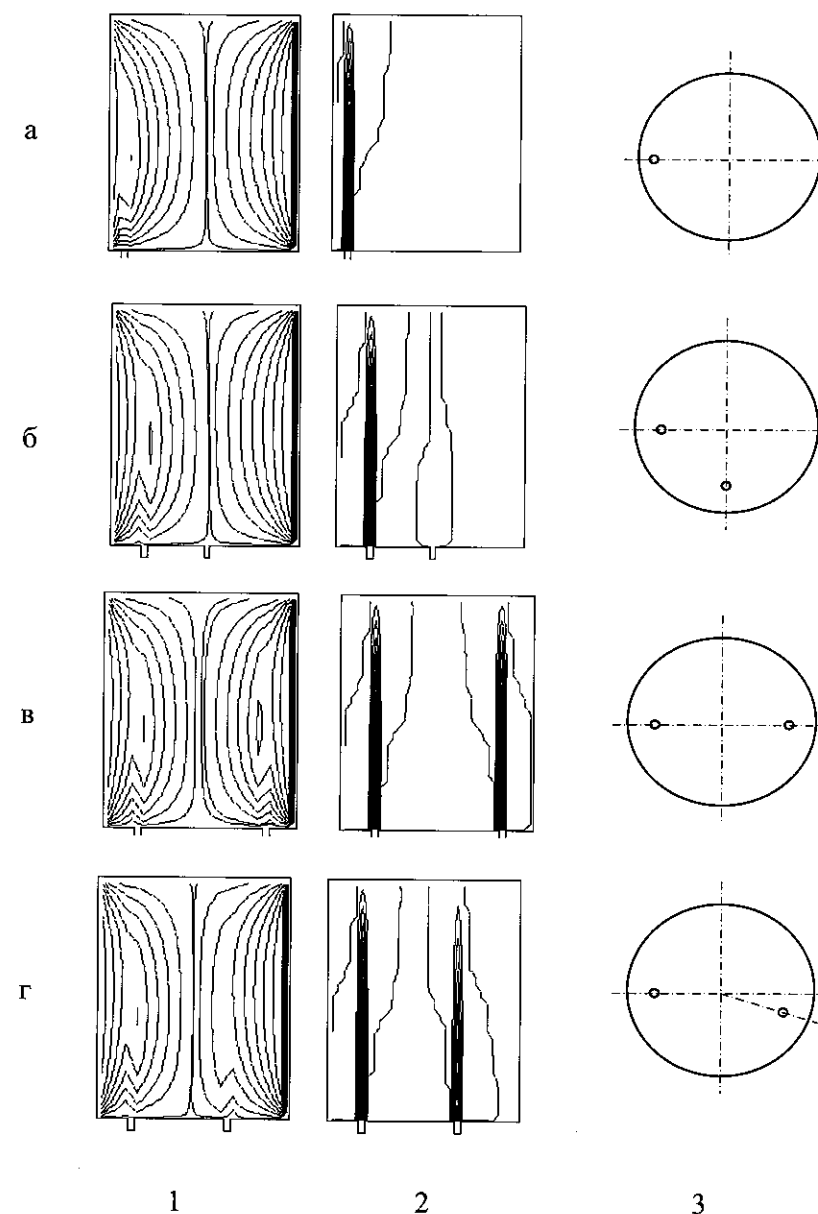


Рис. 3.33. Результаты моделирования газожидкостных потоков при различном расположении продувочных пробок в 135-тонном ковше:

- 1 – линии тока;
- 2 – область газожидкостного потока (сплошные линии – границы потока);
- 3 – расположение продувочных пробок в днище ковша

Аналогичная газожидкостная картина имеет место при расположении продувочных пробок под углом 120–150°. Необходимо отметить, что продувочные пробки не должны располагаться под электродом, так как при этом ухудшаются условия горения дуги.

Разработанная модель позволяет рассмотреть газодинамическую картину в ковше любой емкости и горизонте ковша, при различном расположении продувочных пробок и расходе аргона.

По данным работы [117] экспериментально установлена зависимость времени перемешивания от скорости диссипации энергии, описываемая формулой:

$$\tau \sim (\varepsilon)^{-0.4}, \quad (3.104)$$

где ε – энергия диссипации, Вт/т; τ – время перемешивания, с.

По данным [118] при перемешивании аргоном стали в 100-тонном ковше эта зависимость описывается уравнением:

$$\tau = 800\varepsilon^{-0.4}; \quad (3.105)$$

$$\varepsilon = 6,18V_G T_z \ln \left(1 + \frac{\rho_s g H_0}{1,03 \cdot 10^{-5} P} \right), \quad (3.106)$$

где V_G – расход газа, м³/мин.; P – атмосферное давление, Па; T_z – температура в зоне газовыделения (температура чугуна), °С; H – глубина газовыделения, м.

Расчеты показывают, что для 100-тонного ковша продолжительность перемешивания, достаточная для усреднения расплава при расходе газа ~ 100 л/мин, составляет 47 с. Эти данные коррелируют с результатами, полученными С.В. Казаковым на термодинамической модели перемешивания (см. раздел 3.4.4).

Интенсивность продувки оказывает значительное влияние на перемешивание металла со шлаком. При большой интенсивности перемешивания происходит значительное оголение поверхности металла в районе "аргонного пятна". Кроме того, ухудшаются условия ассимиляции неметаллических включений, и частички шлака могут затягиваться вглубь объема металла. Поэтому при продувке стали аргоном интенсивность продувки необходимо ограничивать по поведению металла в "аргонном пятне".

При запуске аргонных пробок интенсивность продувки должна быть порядка 80–100 л/мин, вследствие того, что при большой интенсивности возможно замораживание пробки, так как металл в месте выхода газа значительно охлаждается. В случае неоткрытия пробки, что свидетельствует о наличии корочки затвердевшего металла, образовавшейся во время выпуска стали и транспортировки ковша, необходимо сразу же переходить на работу по "байпасной" схеме.

Подача газа под повышенным давлением в большинстве случаев позволяет сорвать корочку затвердевшего металла с торца пробки и работать в дальнейшем через пробку. После запуска пробки на байпасе желательно

поработать в этом режиме в течение 2–3 мин, а затем переходить на обычный режим продувки.

Не рекомендуется производить нагрев металла при запуске пробок, так как повышенная интенсивность продувки в момент срыва корочки (до этого металл находился в спокойном состоянии) приводит к броскам тока по фазам и сильному оголению зеркала металла в зоне "аргонного пятна" и электрической дуги.

Для сохранения работоспособности пробок после разливки плавки рекомендуется, не позднее 10 мин после окончания разливки, производить кантовку шлака из ковша.

С целью очистки рабочей поверхности пробки от остатков шлака и металла целесообразно перед кантовкой шлака к продувочной пробке подключать сжатый воздух с давлением ~ 5–10 бар. Появление во время кантовки шлака искр из продувочной пробки свидетельствует о ее работоспособности. При этом во избежание переохлаждения пробки и в результате этого ее разрушения, сразу же после появления искр подача сжатого воздуха должна быть прекращена. Естественно, необходимо подавать на пробку только осушенный воздух, чтобы не допускать гидратации огнеупоров пробки.

Установка продувочной пробки в сталеразливочном ковше показана на рис. 3.34 [67].

3.5. ОГНЕУПОРЫ АГРЕГАТА КОВШ-ПЕЧЬ

Обработка стали на агрегате ковш-печь производится в сталеразливочных ковшах только с основной футеровкой. Это определяется низкой стойкостью кислой футеровки при длительной работе в области высоких температур и, в основном, с невозможностью проведения операции десульфурации. Известно, что для десульфурации стали необходим жидкоподвижный рафинировочный шлак с высокой основностью, который негативно влияет на стойкость кислой футеровки. Футеровка ковша агрегата ковш-печь работает в относительно жестких условиях.

Высокоосновный рафинировочный шлак разогрет до достаточно высоких температур (~ 1700 °С). Продолжительность контакта агрессивного жидкоподвижного шлака с футеровкой "шлакового" пояса и в прилегающей к нему снизу области составляет 50 мин и более (до 2-х часов). Металл продувается нейтральным газом, что создает его интенсивное движение с соответствующим размыванием футеровки. Одновременно ковш служит для приема металла из плавильного агрегата и на стойкость его элементов влияет действие падающей струи металла.

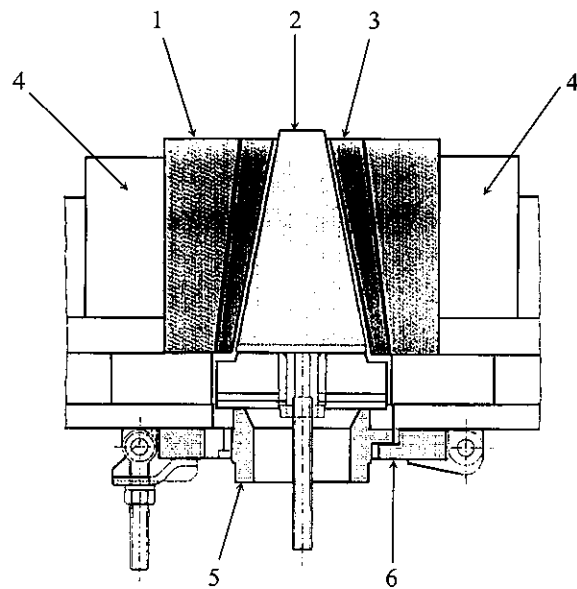


Рис. 3.34. Установка продувочной пробки в днище сталеразливочного ковша:

1 – блок сифона; 2 – пробка; 3 – гильза; 4 – футеровка ковша;
5 – байонет; 6 – затвор

По характеру износа футеровки и огнеупорных элементов сталеразливочных ковшей, по данным [2, 119], можно выделить наиболее быстро и неравномерно изнашиваемые элементы:

- шлаковый пояс;
- область контакта футеровки с падающим из плавильного агрегата металлом (днище и нижняя часть стенок);
- область контакта футеровки с движущимися восходящими потоками металла (при донной продувке инертным газом);
- область днища, непосредственно прилегающая к продувочному узлу;
- продувочный узел и гнездовой кирпич.

На практике скорости износа вышеуказанных зон достаточно сильно различаются и в несколько раз превышают скорость износа основной футеровки ковша.

К главным факторам, которые следует учитывать при проектировании футеровки ковша, относятся:

- удельная стоимость огнеупоров и их гарантированное качество;
- способ изготовления и методы ремонта элементов футеровки;

- методы контроля износа футеровки в процессе эксплуатации;
- влияние футеровки на загрязненность металла неметаллическими включениями;

– вероятность быстрого аварийного разрушения футеровки в экстремальных условиях.

В основу выбора элементов футеровки ковшей для агрегатов ковш-печь могут быть положены следующие принципы:

- использование для футеровки ковша формованных изделий различной прочности и толщины;
- использование в рабочем слое наливных тиксотропных масс, которые дают возможность осуществить общий ремонт футеровки за счет ее многократной подливки.

Оба способа футеровки ковша имеют преимущества и недостатки.

Процесс изготовления наливной футеровки полностью механизирован. Использование при наливке шаблона с вибратором позволяет получать плотную монолитную футеровку без швов. В процессе эксплуатации имеется возможность быстрого ремонта износившейся части футеровки за счет подливки. С использованием промежуточных подливок достигается стойкость футеровки сталеразливочного ковша до 200 и более наливов. Изготовление монолитной футеровки осуществляется в течение 2–3 часов.

Однако для производства наливной футеровки необходимо оснащение участка подготовки ковшей специальным оборудованием: смесителями для приготовления наливной массы с выдачей материала и точным дозированием компонентов; шаблоном для формирования внутренней поверхности. Режим сушки наливного ковша, включая разогрев, достаточно продолжителен – до 4-х суток. В этих условиях негативным фактором является невозможность оперативного ввода ковша в эксплуатацию, так как персонал цеха должен планировать выход его в работу за 3–4 суток, что при значительном износе футеровки эксплуатируемых ковшей сделать довольно сложно.

Наличие эксплуатационного резерва по футеровке ковша, запланированного к выводу из эксплуатации, приводит к альтернативе: или новый ковш продолжает стоять под разогревом (дополнительные потери топлива), или приходится выводить из эксплуатации старый ковш, который мог бы еще работать (повышение удельного расхода огнеупоров). Кроме того необходима центровка шаблона относительно стенок ковша, которая часто является затруднительной из-за коробления (эллиптичности) металлического кожуха ковша в ходе эксплуатации.

Характерной особенностью большой группы бетонов, используемых для наливки стенок и днища сталеразливочных ковшей, является значительное уменьшение (в 1,5–2 раза) прочностных свойств материала в диапазоне температур 950–1100 °С. Это означает, что наливная футеровка склонна к разрушению, например, растрескиванию из-за недостаточной

жесткости сталеразливочного ковша или его несимметричной нагрузки. Исследования показали, что пораженные трещинами зоны находятся на некотором удалении от поверхности контакта футеровки с жидким металлом (35–40 мм). В процессе эксплуатации часто происходит отслоение больших кусков футеровки, что можно считать подтверждением наличия внутренних трещин. В меньшей степени подвергаются растрескиванию бетоны с высоким содержанием оксида алюминия (более 90 %).

Основные технологические свойства тиксотропного корундошпильного бетона с экзотермическим эффектом приведены ниже:

- предельная температура применения, °С – 1750;
- длительность периода сушки и разогрева ковша (до $t = 1000$ °С), ч – 50;
- линейное изменение размеров (%) при температуре:

1600 °С	– 0,17;
1650 °С	– 0,10;
- теплопроводность (Вт/м·К) при температуре:

200 °С	– 2,85;
600 °С	– 2,55;
1000 °С	– 2,40.

Сравнение некоторых эксплуатационных показателей наливной футеровки стен ковша вместимостью 130 т при разной толщине рабочего слоя (среднее время пребывания металла в ковше от окончания выпуска до начала разливки 2,4–2,7 часа) по данным [119] приведено в таблице 3.11.

Таблица 3.11. Влияние толщины рабочего слоя футеровки на ее эксплуатационные свойства

Исходная толщина футеровки стен, мм	Минимально требуемая толщина подливаемого слоя, мм	Величина допустимого износа футеровки, мм	Допустимая величина неравномерного износа футеровки, мм	Причины вывода ковша из эксплуатации (виды дефектов)
160	60	90	30	длинные глубокие трещины и локальный износ
180	60	110	50	— " —
200	60	130	70	сеткообразные трещины и локальный износ
230	60	160	100	— " —

Как видно из приведенных данных, оптимальную толщину стен монолитной футеровки можно принять от 180 до 200 мм.

При изготовлении футеровки из формованных огнеупоров расширяется сортимент применяемых материалов, так как не из всех материалов можно изготовить тиксотропные смеси. Нет ограничений по толщине слоя футеровки.

Формованные огнеупоры имеют большую плотность и меньшую пористость. Режим сушки и разогрева ковшей из формованных огнеупоров производится за более короткое время, чем из тиксотропных масс (до 2 суток). Нет необходимости в дополнительном оборудовании.

Недостатком изготовления футеровки ковшей из формованных огнеупоров является необходимость использования тяжелого ручного труда высококвалифицированных рабочих.

Установлено [120–122], что наилучшими служебными свойствами обладают формованные огнеупоры периклазоуглеродистого состава. Периклазоуглеродистые огнеупоры менее остальных смачиваются основным шлаком, что увеличивает стойкость шлакового пояса.

В настоящее время огнеупорные предприятия СНГ освоили производство периклазоуглеродистых и других видов огнеупоров, не уступающих лучшим зарубежным аналогам.

По данным [123] в таблице 3.12 приведены данные по результатам испытаний огнеупоров различных производителей.

Таблица 3.12. Результаты испытаний периклазоуглеродистых ковшевых огнеупоров

Показатель	АО "Магнезит", ПУСК-52	АО "Динур", ПШУС-2	АО "СОЗ", ПУСК-7
Типоразмер, мм	75/68/200/160	240/216/200/80	75/68/200/160
Число кампаний	94	9	94
Стойкость (средняя), количество плавов			
стен	47,4	45,7	47,1
шлакового пояса	23,8	23,2	23,7
днища:			
марка П-1			
230/115/65	23,6		
марка ПУСК-10			
300/150/80	24,5	24,5	24,5

Испытания показали, что качество огнеупоров производства представленных производителей практически одинаково. Выход из строя ковшей происходит вследствие износа огнеупоров в шлаковом поясе, днище и сталевыпускных гнездах ковша.

При использовании наливной футеровки шлаковый пояс выполняется из формованных огнеупоров.

Повышенный износ огнеупоров в зоне шлакового пояса обычно связывают со следующими факторами:

- использованием активного высокоосновного рафинировочного шлака;

- применением электродугового подогрева металла в ковше, повышающего температуру шлака и его эрозионное воздействие на огнеупоры;

- длительным нахождением футеровки в условиях контакта со шлаком (несколько часов) при каждом наливе и термоциклическим характером работы;

- интенсивным перемешиванием металла из-за продувки аргоном.

При рациональной эксплуатации ковша стойкость шлакового пояса может составить 50–70 плавок (на ковшах емкостью 100–150 т), а согласование стойкости стен ковша и шлакового пояса обычно достигается путем регламентации марки кирпича и толщины футеровки шлакового пояса.

Наиболее предпочтительны варианты: принять равную стойкость шлакового пояса и стен ковша (преимущественно для ковшей с кирпичной кладкой), или использовать два шлаковых пояса для одного цикла эксплуатации футеровки стен (желательно бетонные футеровки).

Важным и аварийно опасным местом является футеровка днища ковша, которая интенсивно размывается в месте контакта с падающей при выпуске струей металла. Удельное давление падающей в ковш струи, оказываемое на днище достигает 15 кг/см^2 . Кроме того, футеровка днища ковша всегда ослаблена конструктивно в местах установки продувочных узлов и сталевыпускных стаканов. Количество отверстий может быть от двух до четырех, каждое из которых оформляется специальным набором керамических изделий, которые имеют свою скорость изнашивания и свои коэффициенты линейного расширения материалов.

Различие температурных деформаций отдельных элементов футеровки днища приводит к неравномерности распределения внутренних напряжений и повышает вероятность появления трещин и разрушений футеровки днища на всем протяжении эксплуатации.

Как следует из таблицы 3.12, стойкость днища примерно в два раза ниже, чем стойкость футеровки стен сталеразливочного ковша.

В месте установки пробок наблюдается повышенный износ футеровки днища, который объясняется турбулизацией потоков стали в области инжектирования газа в металл, а также динамическими процессами, сопровождающимися отрыв пузырьков газа от поверхности пробки. Кроме того, оказывает воздействие высокая температура при обмыве пробок кислородом после разливки металла.

Для повышения стойкости днища рекомендуется осуществлять его подливку поверх кирпичной кладки тиксотропными смесями. Этим устраи-

вается негативное влияние на стойкость стыков между отдельными элементами кладки.

Характерные свойства периклазоуглеродистого кирпича с высоким содержанием плавленного магнезита и с добавлением комбинированных антиоксидантов и органической (полимерной) связки по данным [119] приведены ниже:

химический состав, %		
MgO		> 97,5
CaO		< 2,0
SiO ₂		< 0,5
Fe ₂ O ₃		< 0,5
Al ₂ O ₃		< 0,2
остаточный углерод		> 12,0;
физические свойства при $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$		
кажущаяся плотность, г/см ³		2,99
пористость открытая, %		< 5,0
прочность, Н/мм ²		> 25
физические свойства при $t = 1000 \text{ }^\circ\text{C}$		
кажущаяся плотность, г/см ³		2,97
пористость открытая, %		< 8,0
термическое расширение, %		1,1
теплопроводность, Вт/м·К		7,0
теплоемкость (от 20 до 1000 °С), кДж/кг·К		1,38.

По данным ОАО "Боровичский огнеупорный комбинат" теплофизические свойства периклазоуглеродистых изделий их производства следующие:

Марка кирпича огнеупора	Теплопроводность, Вт/м·°С (при $t = 790 \text{ }^\circ\text{C}$)	Назначение
ПУ-1	8,1	шлаковый пояс
ПУ-2	6,99	— " —
ПУ-3	5,97	стенки ковша
ПУ-4	6,96	днище.

Для сопоставления, теплопроводность периклазошпинелидного кирпича (при 750 °С) составляет порядка 3,5 Вт/м·°С.

Таким образом, одним из недостатков периклазоуглеродистых огнеупоров является высокая теплопроводность, что приводит к увеличению потерь температуры металла в ковше. По данным [123] падение температуры металла в 385-тонном сталеразливочном ковше с такой футеровкой составляет 1,09 °С/мин. Для сравнения, на муллитокремнеземистой и периклазохромитовых футеровках – 0,94 и 1,05 °С/мин соответственно.

Чтобы повысить надежность и стойкость футеровки ковшей и уменьшить тепловые потери для 385-тонных ковшей изменили схему фу-

теровки рис. 3.35 [123].

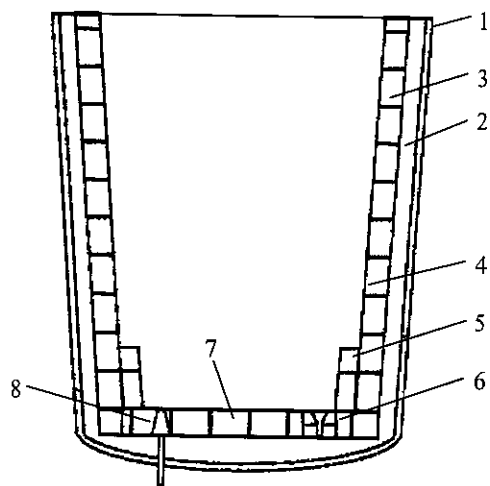


Рис. 3.35. Схема футеровки 385-тонного ковша

Теплоизоляционный слой 1 на кожухе ковша выполнили толщиной 10–15 мм из мулитокремнеземистого картона марки МКРКГ-450, арматурный слой 2 толщиной 120 мм — из огнеупоров марки ШК-10, рабочую футеровку стен — из периклазоуглеродистых спеченных огнеупоров по кольцевой или винтовой схеме кладки в зависимости от типоразмеров кирпича, шлаковый пояс 3 — из периклазоуглеродистых плавленых огнеупоров, рабочий ряд днища 7 толщиной 300 мм — из шпинельнопериклазоуглеродистого кирпича марки ШПУП или ПШУС-2, верхние гнездовые изделия 6 — из плавленого периклазохромита марок ПХП-217 и ПХП-218. Продувочные блоки 8 изготавливаются фирмой "Майертон" из огнеупора марки HAS-25В. Нижнюю часть стен дополнительно защитили кладкой трех колец футеровки.

Влияние теплоизоляционного слоя на изменение температуры стали в ковше по данным [123] оценивали по снижению температуры стали на участке сталеразливочный — промежуточный ковша приведенному в таблице 3.13.

Максимальная стойкость периклазоуглеродистой футеровки составляла 90 плавов, средняя стойкость — 66,7 плавов.

Как следует из представленного выше, основные футеровки изготавливаются двумя способами: формованные огнеупоры и из тиксотропных масс.

Каждый из этих способов имеет определенные достоинства и недостатки.

Таблица 3.13. Анализ снижения температуры стали в ковшах с теплоизоляцией и без нее*

№№ п/п	Количество наливов	Толщина теплоизоляционного слоя, мм	$\Delta T_{к-к}$, °С	ΔT , °С
1	44	0	40,0	н.д.
2	40	8	35,1	4,9
3	43	8	35,0	5,0
4	42	15	35,1	4,9
5	43	15	34,0	6,0

*) $\Delta T_{к-к}$ — разница температуры стали в сталеразливочном и промежуточном ковшах; ΔT — снижение температуры в сталеразливочном ковше. Материал футеровки — ПУСК-52.

Поэтому каждое предприятие выбирает способ футеровки сталеразливочных ковшей в зависимости от конкретных условий:

- наличие свободных площадей в цехе;
- вместимость сталеразливочного ковша;
- наличие устройств для сушки и подогрева ковшей;
- продолжительность обработки стали в ковше;
- темп подачи плавов на МНЛЗ;
- количество ковшей, находящихся в обороте;
- сортамент стали и температурный режим обработки;
- организация оборота ковшей (подача ковша под выпуск — выпуск — обработка на ковше-печи — подача на МНЛЗ — разливка и т.д.).

Исходя из приведенных выше условий выбирается конструкция футеровки, обеспечивающая:

- одинаковую стойкость основных элементов футеровки;
- различную стойкость элементов футеровки с промежуточной заменой отдельных элементов в процессе эксплуатации.

Естественно, что при этом основную роль играет минимизация затрат.

На стойкость основных огнеупоров значительное влияние оказывают резкие изменения температуры футеровки. При термоцикличности (снижении температуры менее 800 °С) футеровка быстро разрушается из-за фазовых превращений в кирпиче. Поэтому ковши с основной футеровкой сразу же после разливки и обработки ковша необходимо ставить на высокотемпературный нагрев.

Тепловую работу футеровки сталеразливочного ковша исследовали авторы работы [124] на математической модели изменения температуры футеровки. При построении модели были сделаны допущения:

- металл в ковше полностью однороден по температуре;

– потоки тепла направлены по радиусу от центра к стенке ковша (высота стенки \gg толщины стенки);

– потоки тепла распространяются только вдоль оси ковша к днищу и к шлаку;

– внутренняя температура футеровки ковша постоянна и составляет при заполненном ковше 1520 °С.

Температурная модель может быть использована для расчетов и прогнозирования:

– параметров горения природного газа и длины факела (нагрев ковша);

– параметров подогрева ковша с помощью горизонтальных и вертикальных горелок;

– распределения температуры в условиях нестационарного переноса тепла;

– потери температуры металла в зависимости от количества наливов при заданной футеровке.

В результате проведенных модельных исследований авторами работы [124] сделаны следующие выводы:

– во время подогрева ковша природным газом с постоянным расходом температура футеровки достигает стационарного состояния через 25–30 часов, т.е., при существующих условиях работы температура ковша не достигает стационарного режима;

– подогрев ковша с помощью горизонтальной горелки более эффективен по сравнению с вертикальной;

– в идеальном случае (без ремонтов) в процессе эксплуатации футеровка достигает стационарного состояния через 4–5 плавов;

– при использовании доломитовой футеровки температурное поле меняется в пределах слоя толщиной около 100 мм. Для высокоглиноземистой футеровки толщина этого слоя около 180–200 мм, что объясняется различными теплофизическими свойствами материала, особенно теплопроводностью;

– при прочих равных условиях потери тепла в ковше с высокоглиноземистой футеровкой будут выше, чем в ковше с доломитовой футеровкой.

Таким образом, при использовании высокоэффективных основных огнеупоров необходимо, как указывалось ранее, уделять большое внимание теплоизоляции футеровки, чтобы снизить потери тепла металлом, а также минимизировать расходы на футеровку.

Характерным примером сочетания требований технологии и экономики являются приведенные в работе [125] данные по изменению конструкции футеровки днища ковша и по ее влиянию на снижение затрат. По данным этой работы на заводе "Боус ГмбХ" до 1998 г. футеровка днищ 70-тонных сталеразливочных ковшей производилась обычным магнезитовым кирпичом, высокоглиноземистым кирпичом в бойной зоне, двумя пробка-

ми и гнездовым кирпичом. Слабыми местами футеровки оставались стыки между бойной зоной и кирпичами, а также между гнездовыми блоками и кирпичной кладкой. Удельный расход материалов составлял $\sim 1,44$ €/т стали.

Недостатки кирпичной и монолитной футеровки изнашиваемых участков днищ сталеразливочного ковша были устранены посредством создания так называемой квазимонолитной или блочной футеровки днищ.

Концепция квазимонолитной футеровки днища заключается в том, что предварительно высушенные блоки из корундошпинельного бетона выкладываются на подготовленное днище. Конструкция футеровки ковша включает в себя 6 сегментных блоков под футеровку стены, 4 блока днища, 2 продувочных блока и 1 гнездовой блок. Сборное днище имеет уклон 2,2°. Общий вид после сборки всех блоков приведен на рис. 3.36. Благодаря устранению проблемы стыков, имеющих место в кирпичной футеровке, достигается высокая прочность днища.

Стыки между отдельными блоками заливаются саморастекающимся огнеупорным корундошпинельным бетоном. Сопrotивляемость сборного днища термическим ударам значительно повышают округлые, до 20 мм в диаметре зерна шпинели в структуре блоков. Сушка такого днища не требует специальной системы подогрева.

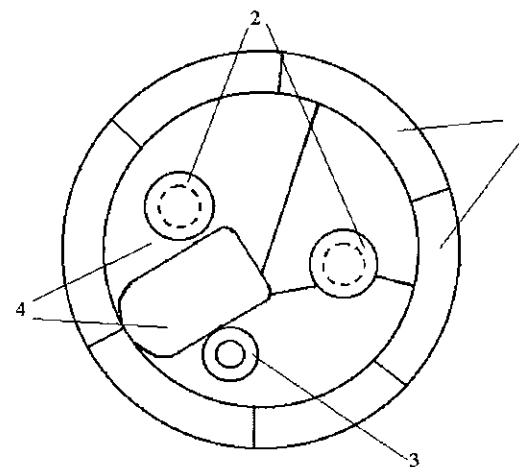


Рис. 3.36. Конструкция блочной футеровки днища ковша:

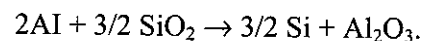
- 1 – сегментные блоки под футеровку стены;
- 2 – продувочные блоки; 3 – разливочное отверстие;
- 4 – блоки днища

Общие характеристики применяемых огнеупоров следующие:

– MONROX MA 92 SR – саморастекающийся корундошпинельный бетон с 20 % содержанием шпинели и максимальной величиной фракций – 7 мм;

– MONOFORM LMA – огнеупорные блоки, изготовленные из корундошпинельного бетона с максимальной величиной зерна – 20 мм.

Применяемый бетон на основе корунда и шпинели не содержит включений силикатов, что препятствует образованию корундовых включений в стали по реакции



Предлагаемая схема футеровки днища сталеразливочного ковша имеет следующие преимущества:

- высокая прочность благодаря устранению проблемы стыков;
- большая эксплуатационная готовность ковша из-за снижения вдвое времени, необходимого для восстановления днища;
- снижение затрат на 32 % благодаря многократному ремонту футеровки (рис. 3.37);
- сокращение доли ручного труда рабочих.

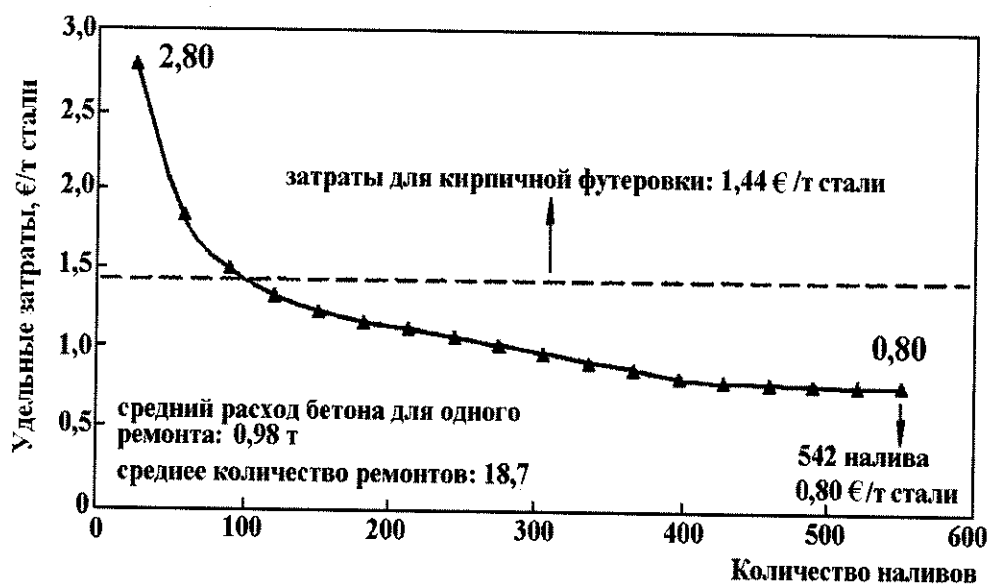


Рис. 3.37. Удельные затраты по эксплуатации сталеразливочного ковша с блочной футеровкой днища

3.6. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ АГРЕГАТА КОВШ-ПЕЧЬ

Ковш-печь является агрегатом, в котором подаваемая электрическая энергия преобразуется в тепловую посредством электрической дуги. При этом часть энергии поступает непосредственно за счет дуги, а часть, как указывалось ранее, выделяется вследствие омического сопротивления жидкой стали (шлака).

Для регулирования дуги необходимо всегда иметь включенное последовательно с ней сопротивление. При постоянном токе это может быть только омическое сопротивление, поглощающее часть активной мощности, что экономически невыгодно. При переменном токе может быть использовано активное сопротивление, поглощающее незначительную часть активной мощности.

При переменном токе в течение каждого полупериода напряжение в сети и сила тока достигают максимума и проходят через ноль, причем максимумы напряжения и тока смещены во времени. Когда напряжение источника после перехода через ноль начинает расти, дуга не зажигается до тех пор, пока напряжение дуги не достигнет U_1 – напряжения зажигания. С этого момента в цепи появляется ток, возрастающий по периодической кривой, отличающейся от синусоиды.

Дуга затухает при напряжении затухания U_2 , т.е., раньше перехода через ноль напряжения источника. В этот момент ток в цепи прекращается. После перехода через ноль все описанные явления вновь повторяются.

Проф. С.И. Тельный [77] обработкой большого количества осциллограмм установил, что в зависимости от существующих условий кривые напряжения и тока дуги могут быть трех типов (рис. 3.38). Эти кривые отличаются степенью развития прямолинейного участка. Этот прямолинейный участок определяет длительность горения дуги в каждом полупериоде переменного тока.

Рис. 3.38 (а) характеризует дугу при плавлении металлолома в электродуговой печи.

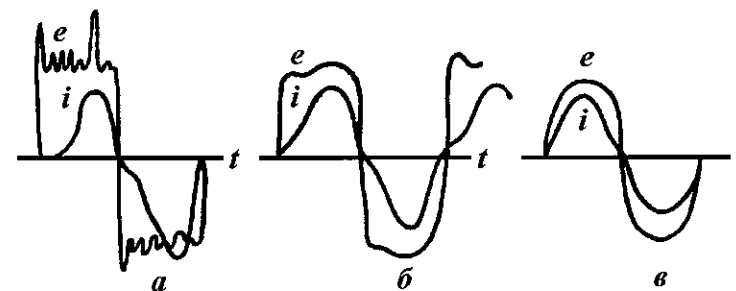


Рис. 3.38. Осциллограммы тока (i) и напряжения дуги (e) в электродуговых агрегатах

Напряжение в дуге сильно колеблется даже в течение полупериода. При этом возможны обрывы дуги. Аналогичная картина наблюдается на ковше-печи при присадке шлакообразующих в начале обработки.

Рис. 3.38 (б) соответствует периоду плавления в электродуговой печи, когда металл покрыт тонким слоем шлака. Этот же график характерен для работы ковша-печи в начальный период обработки после расплавления первой порции шлакообразующих.

Рис. 3.38 (в) свойственен работе ковша-печи при сформированном рафинировочном шлаке.

Если напряжение электрической цепи электродуговой печи (ковша-печи) изобразить в виде векторов, то получится диаграмма (рис. 3.39), в которой:

$$U = IZ - \text{общее напряжение}; \quad (3.107)$$

$$U_a = Ir = I(r_{n.n.} + r_{k.c.}) - \text{активная составляющая}; \quad (3.108)$$

$$U_p = I\omega L - \text{реактивная составляющая}, \quad (3.109)$$

где Z – полное электрическое сопротивление цепи; I – ток; r – активное сопротивление цепи; $r_{n.n.}$ – активное полезное сопротивление дуги и расплава; $r_{k.c.}$ – активное сопротивление трансформатора токопроводящей сети и электродов; ωL – реактивное сопротивление цепи.

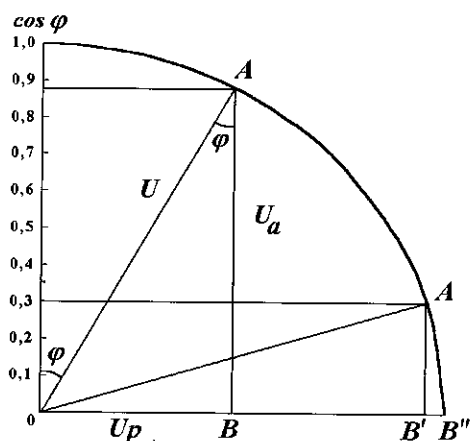


Рис. 3.39. Диаграмма напряжений в электродуговой печи

Из рис. 3.39 следует, что при постоянном напряжении трансформатора активная составляющая меняется в зависимости от одновременного изменения сопротивления дуги и расплава $r_{n.n.}$, а также тока I . Реактивная составляющая напряжения меняется только при изменении тока, так как реактивное сопротивление ωL практически постоянно. Меняется также

угол φ между векторами U и U_a , что, как будет показано дальше, очень важно. При этом точка A перемещается по окружности.

Ток определяется как соотношение

$$I = \frac{U}{Z} = \frac{U}{\sqrt{r^2 + (\omega L)^2}}. \quad (3.110)$$

При подъеме или опускании электродов величина $r = r_{n.n.} + r_{k.c.}$ меняется только за счет изменения $r_{n.n.}$.

Полная кажущаяся мощность печи, потребляемая из сети, составляет

$$N_c = UI. \quad (3.111)$$

Полная активная мощность равна

$$N_a = U_a I. \quad (3.112)$$

Реактивная мощность равна

$$N_p = U_p I. \quad (3.113)$$

Так как $U_a = U \cos \varphi$, а $U_p = U \sin \varphi$,

то

$$N_a = UI \cos \varphi, \quad (3.114)$$

$$N_p = UI \sin \varphi. \quad (3.115)$$

Когда U_a меняется за счет изменения активного сопротивления $r_{n.n.}$ от максимального до минимального значений, угол φ меняется от 0 до 90°, а, следовательно, $\cos \varphi$ – от 1 до 0.

Так как в формуле

$$N_a = UI \cos \varphi = I^2 r, \quad (3.117)$$

ток I растет с уменьшением r и $\cos \varphi$, то при определенном угле φ должно достигаться максимальное значение активной мощности печи:

$$N_a = NI \cos \varphi. \quad (3.118)$$

Площадь треугольника OAB (рис. 3.39) равна

$$S_{OAB} = \frac{U_a U_p}{2} = \frac{U \cos \varphi \cdot U \sin \varphi}{2} = \frac{U^2 \cos \varphi \cdot \sin \varphi}{2} = \frac{U \cos \varphi \cdot I \omega L}{2} = UI \cos \varphi \frac{\omega L}{2}. \quad (3.119)$$

Если $\frac{\omega L}{2}$ является величиной определенной, а $NI \cos \varphi = N_a$, то площадь треугольника OAB определяется активной мощностью N_a данной печи.

Когда площадь треугольника достигнет максимального значения, то и величина N_a должна также получить свое наивысшее значение. Максимальную величину площадь треугольника OAB будет иметь при его равнобедренной форме, т.е. когда $OB = AB$. При этом угол φ будет равен 45°, откуда $\cos \varphi = \sin \varphi = 0,707$. Отсюда можно сделать вывод, что максимальная величина полной активной мощности N_a^{\max} имеет место при $\cos \varphi = 0,707$.

При расчетах подаваемой на ковш-печь мощности необходимо пользоваться данными только по активной мощности, так как реактивная мощность при работе электродуговой печи не используется (например, при

мощности трансформатора ковша-печи 20 МВА активная мощность составляет 15,9 МВт).

Дело в том, что трансформаторы, применяемые на установках ковш-печь, предназначены для работы с потребителями не только активной (омической), но и индуктивной мощности. Поэтому при работе со смешанными потребителями, имеющими омические, индуктивные и конденсаторные элементы, используется полная мощность трансформатора.

Важным является то обстоятельство, что максимальная активная мощность наступает при $\cos\varphi = 0,707$, т.е., когда полное активное сопротивление цепи печи становится равным ее реактивному сопротивлению.

Необходимо иметь в виду, что полное активное сопротивление r включает в себя, кроме полезного сопротивления $r_{н.п.}$ и сопротивление токопроводящей цепи $r_{к.с.}$. Действительная полезная мощность $N_{н.п.}$ поэтому меньше N_a^{\max} на ту величину мощности, которая теряется в сопротивлении токопровода $r_{к.с.}$. Это полезное сопротивление при максимальной полной активной мощности печи равно:

$$r_{i.i.}^{\max} = \sqrt{r_{\dot{e}.н.}^2 + (\omega L)^2}. \quad (3.120)$$

Это означает, что полезное сопротивление дуги и расплава в данном случае равно полному сопротивлению токопроводящей сети.

Максимальная полезная мощность печи равна:

$$N_{i.i.}^{\max} = \frac{U^2}{2\sqrt{r^2 + (\omega L)^2} + r_{\dot{e}.н.}}. \quad (3.121)$$

Соответствующая полная активная мощность печи, потребляемая из сети, т.е., включающая и мощность потерь, составляет

$$N_a^{\max} = \frac{U^2}{2\sqrt{r^2 + (\omega L)^2}}. \quad (3.122)$$

Ток в печи при этом будет равен:

$$I_{i.i.}^{\max} = \frac{U}{\omega L} \sqrt{\frac{1}{2} \left(1 - \frac{r_{\dot{e}.н.}}{\sqrt{(\omega L)^2 + r_{\dot{e}.н.}^2}}\right)}, \quad (3.123)$$

а $\cos\varphi$ при максимальной полезной мощности печи

$$\cos\varphi_{i.i.}^{\max} = \frac{1}{2} \sqrt{1 + \frac{r_{\dot{e}.н.}}{r^2 + (\omega L)^2}}. \quad (3.124)$$

Этот $\cos\varphi$ при максимальной полезной мощности печи имеет всегда большее значение, чем $\cos\varphi$, соответствующий максимальной общей активной мощности печи и находится в пределах 0,75–0,80 (в зависимости от величины ωL). Следовательно, печь не должна работать при $\cos\varphi$ более низком, чем такой, который соответствует максимальной мощности дуги, т.е., при $\cos\varphi$ меньше 0,75. В противном случае полезная мощность печи снижается, печь будет работать при излишне большом токе и, соответст-

венно, с большими потерями. Поэтому нужно стремиться работать при возможно более высоком $\cos\varphi$, как для максимального использования установленной мощности печного трансформатора, так и для потребления возможно малой реактивной мощности.

При работе ковша-печи со шлаком оптимального состава $\cos\varphi$ может быть порядка 0,9. На больших агрегатах ковш-печь, емкостью 300 т и более, можно работать, как показывает практика, при $\cos\varphi = 0,57-0,60$. Источники тока с $\cos\varphi$ менее 0,57 обычно не выбирают, так как при этом резко увеличиваются затраты электроэнергии.

Расход электроэнергии в большой мере зависит от оптимизации электрического режима нагрева. Печной трансформатор имеет несколько ступеней напряжения, как правило, от 7 до 11. На некоторых агрегатах ковш-печь количество ступеней напряжения составляет 20 и более при максимальной мощности трансформатора 20–25 МВА. По нашему мнению, такое количество ступеней напряжения нецелесообразно, так как по подаваемой активной мощности ступени напряжения, в какой-то степени, перекрывают друг друга, и незначительное отличие в мощности на каждой ступени, по-видимому, нецелесообразно. Регулятор переключения ступеней имеет ограниченный ресурс работы и при частом переключении продолжительность срока до его ремонта сокращается. В пределах каждой ступени можно варьировать мощностью, производя регулировку по току.

Поскольку нагрев металла производится током, а напряжение на электродах характеризует длину дуги, рекомендуется переходить на пониженную по напряжению ступень, увеличивая в пределах возможного силу тока. В этом случае ускоряется нагрев металла, уменьшается длина дуги, что увеличивает вероятность работы с закрытой дугой. При этом снижаются потери тепла, отбираемого крышкой.

В принципе, на ковше-печи необходимо работать с дугой, закрытой шлаком, что обеспечивает снижение затрат электроэнергии на нагрев. В то же время, по данным работы [77], приведенным в таблице 3.14, при одной и той же силе тока более высокое напряжение низкой стороны трансформатора обеспечивает лучшие электрические показатели.

Таблица 3.14. Влияние напряжения на электрические показатели дуговой печи (без дросселя)

Напряжение, В	Сила тока, кА	Электрический КПД, %	$\cos\varphi$
138	15	80	0,83
160	15	83	0,87
240	15	90	0,92

Расчет допустимых токовых нагрузок определяется свойствами и

диаметром применяемых электродов. Максимальная плотность тока, умноженная на площадь поперечного сечения электродов, задает верхний предел для тока. Следует учесть, что сечение электродов в зоне горения дуги обычно уменьшается из-за окисления боковых сторон. Максимальная активная мощность ограничивается допустимой мощностью электрической дуги, которая зависит от допустимой скорости износа огнеупоров верхней части ковша. Обычно эта величина составляет 1,8–2,2 МВт/м² площади зеркала металла в ковше.

Скорость нагрева металла является функцией активной мощности. Институтом ИРСИД (Франция) на основе данных, собранных для агрегатов ковш-печь емкостью от 18 до 320 т, имеющих охлаждаемые водой или огнеупорные своды, составлена диаграмма, представленная на рис. 3.40. Несмотря на большие различия в емкости, у всех агрегатов наблюдается поразительное совпадение скорости нагрева, как функции активной мощности. Скорости нагрева измерялись, когда в агрегатах достигались условия установившегося теплового состояния, т.е., по истечении не менее 20–30 мин нагрева, когда переходные тепловые потери снижались почти до нуля.

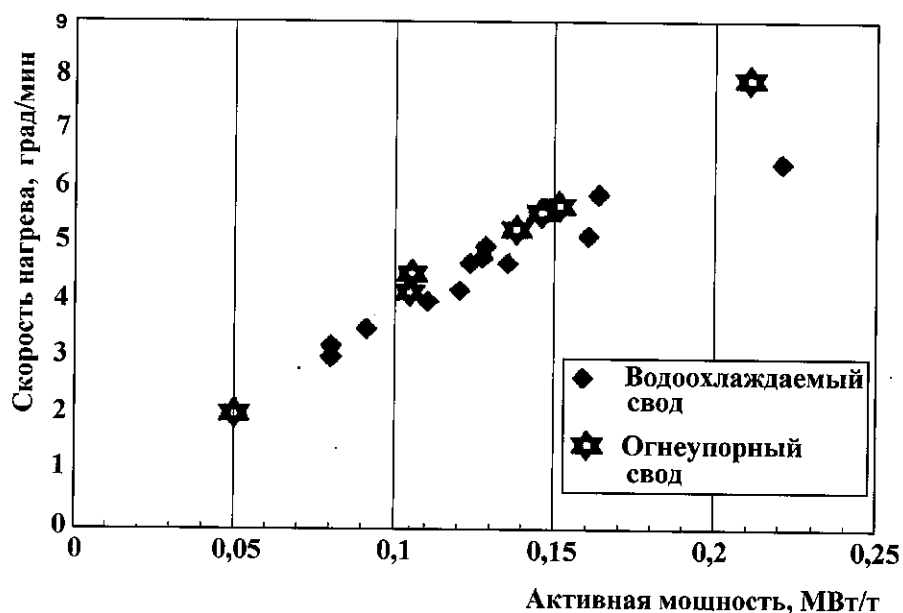


Рис. 3.40. Зависимость скорости нагрева металла от активной мощности, подводимой от трансформатора

По представленной диаграмме, зная активную мощность, можно определить скорость нагрева. При проектировании агрегатов ковш-печь возможно по необходимой скорости нагрева определить величину подводимой активной мощности. Мощность дуги не измеряется, но она может

быть рассчитана. На практике мощность дуги составляет примерно 83–88 % активной мощности, подводимой от трансформатора. Остальная часть активной энергии теряется из-за резисторного нагрева электрических проводников и электродов (трансформатор, короткая цепь, электроды).

В таблице 3.15 представлены данные по ряду агрегатов ковш-печь, работающих на различных металлургических предприятиях.

Таблица 3.15. Параметры агрегатов ковш-печь

Предприятие	Сталепл. агрегат	Вес металла в ковше, т	Мощность трансформатора, МВА	Активная мощность, МВт (cos φ = 0,78)	Активная мощность, МВт/т стали	Удельная максимальная мощность, МВт/м ²
ОАО "ТАГМЕТ"	мартен	135	20	15,6	0,116	2,18
Северский трубный завод	мартен	125	20	15,6	0,125	2,15
Нижнеднепровский трубный завод	мартен	110	14	10,92	0,100	2,14
"Истил"	ДСП	120	18	14,04	0,117	1,96
Донецкий метзавод	мартен	155	18	14,04	0,091	1,67
Молдавский метзавод	ДСП	125	18	14,04	0,112	2,25
Белорусский метзавод	ДСП	120	15	11,7	0,098	2,42
ОХМК	ДСП	115	18	14,04	0,122	н.д.
НТМК	конвертер	155	25	19,5	0,126	2,97
"Красный Октябрь"	ДСП	140	18	14,04	0,100	н.д.
ОЭМК	ДСП	150	18	14,04	0,094	1,89
Волжский трубный завод	ДСП	150	22	17,16	0,114	н.д.
Енакиевский метзавод	конвертер	135	25	19,5	0,144	2,58
ММК	конвертер	370	45	35,1*	0,095	2,18

*)- трансформаторы больших агрегатов могут работать с cos φ = 0,57–0,60.

Данные таблицы 3.15 свидетельствуют о том, что на большинстве агрегатов, работающих с максимальной скоростью нагрева 4,2–4,6 °/мин, значение удельной активной мощности составляет порядка 0,09–0,12 кВт·ч/т, что соответствует показателям, приведенным на рис. 3.40.

Значения удельной максимальной активной мощности дуги в основном соответствуют приведенным ранее данным – 1,8–2,2 МВт/м².

Агрегаты ковш-печь, на которых имеет место превышение значений указанных удельных параметров мощности, оборудованы трансформаторами завышенной мощности, что приводит к увеличению потерь в трансформаторе и повышенному износу футеровки шлакового пояса сталеразливочного ковша.

Исходя из изложенного, при выборе трансформатора агрегата ковш-печь не рекомендуется завышать его мощность, так как это увеличивает капитальные и эксплуатационные затраты и не позволяет использовать полную активную мощность без снижения стойкости элементов агрегата.

Для оптимизации режима нагрева обычно используют диаграммы электрических характеристик печи, которые строят для каждой ступени напряжения трансформатора на основании полученных в результате опыта показателей холостого хода и короткого замыкания трансформатора. Затем строят диаграммы электрической работы агрегата.

На рис. 3.41 приведена диаграмма электрических характеристик ковша-печи одного из металлургических заводов.

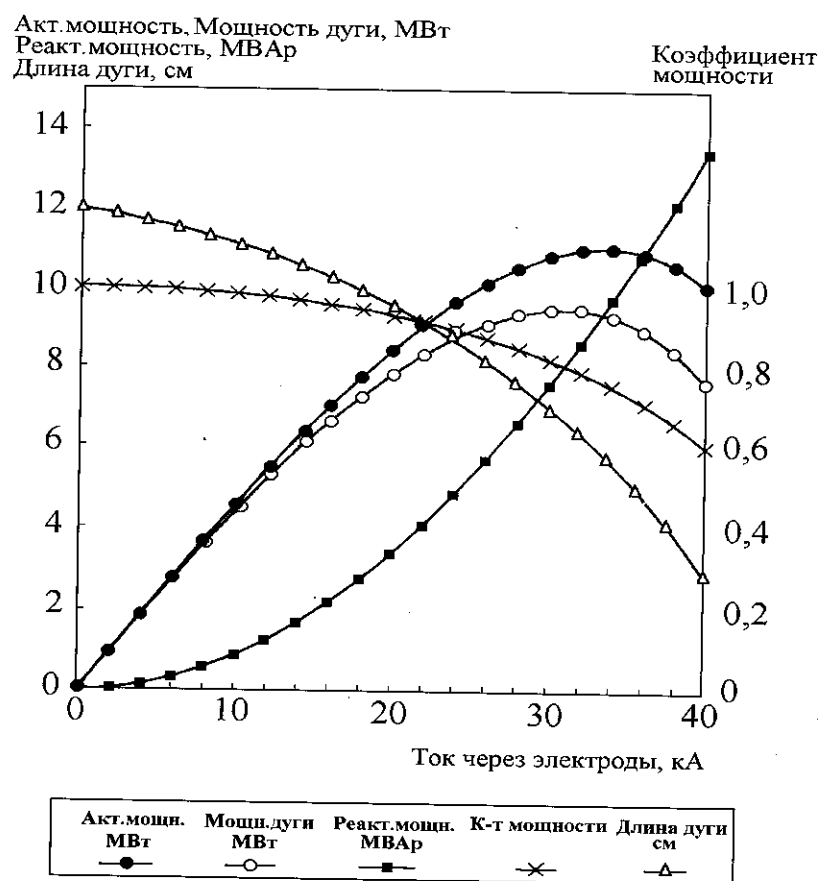


Рис. 3.41. Диаграмма электрических характеристик ковша-печи

Следует отметить, что рабочие точки работы оборудования желательно располагать на восходящих ветвях кривых мощности, так как на этой части кривых мощности более высокое значение $\cos \varphi$.

Выбор рабочих точек кривых электрических характеристик ограничивается рядом параметров:

- кажущаяся мощность;
- активная мощность;
- мощность дуги;
- длина дуги;
- коэффициент мощности ($\cos \varphi$);
- максимальный ток через электроды.

Чтобы избежать как поломки электродов, так и повреждения огнеупорной футеровки ковша при нагреве с твердыми шлакообразующими (начало обработки), необходимо начинать нагрев на низких ступенях напряжения, а затем переходить на более высокие ступени. На максимальных ступенях напряжения производить нагрев возможно в аварийных ситуациях, когда требуется быстрый нагрев, не взирая на износ футеровки.

3.7. ТЕПЛОВОЙ И МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС АГРАГАТА КОВШ-ПЕЧЬ

Электрическая энергия, подаваемая на ковш-печь, расходуется на:

- нагрев металла;
- нагрев и плавление шлакообразующих;
- потери в короткой цепи, нагрев трансформатора, токоподводов и электродов;
- нагрев воды, охлаждающей крышку;
- нагрев футеровки, брони ковша и компенсации потерь тепла излучением в окружающую среду;
- нагрев отходящих газов;
- нагрев и плавление присаживаемых легирующих, в т.ч. порошковой проволоки.

Полезно используемыми являются затраты электроэнергии, расходуемой на нагрев металла, нагрев и плавление шлакообразующих, легирующих материалов и порошковой проволоки. Расходы электроэнергии на другие статьи являются бесполезными. Отношение полезно затрачиваемой энергии к общим затратам определяет коэффициент полезного действия ковша-печи. Естественно, с точки зрения экономического аспекта необходимо определить коэффициент полезного действия ковша-печи и наметить пути его увеличения.

Учитывая конструктивные особенности действующих агрегатов ковш-печь и технологические особенности процесса в условиях различных

предприятий, коэффициент полезного действия должен отличаться. Расчет теплового баланса ковша-печи изложен в нашей работе [103].

3.7.1. Методика определения теплового баланса

На двухпозиционном агрегате ковш-печь конструкции фирмы "Danieli" с мощностью печного трансформатора 20 МВА обрабатывали низкоуглеродистую сталь в основном сталеразливочном ковше емкостью 135 т. Сталь выплавляли в 270-тонной мартеновской печи, работающей скрап-процессом с выпуском металла в два ковша. Во время выпуска стали при помощи качающегося желоба печной шлак одного из ковшей отсекался полностью. С этой целью при наполнении обоих ковшей сталью примерно на 3/4 объема желоб поворачивали так, чтобы металл заполнял один из ковшей. После заполнения ковша металлом до заданного уровня, желоб поворачивали в другую сторону и оставшийся металл выливали во второй ковш. Через этот же ковш перепускали в чашу весь печной шлак. Таким образом, в ковш, на обработке которого определяли тепловой баланс, печной шлак не попадал. Во время выпуска стали в оба ковша при наполнении их на 1/3 присаживали ТШС, количество которой провешивали перед загрузкой в бункер. Помимо этого, количество шлака в ковше определяли расчетным способом по изменению его химического состава после первой присадки извести и алюмоотходов по изменению содержания CaO, A₂O₃ и MgO.

Все шлакообразующие и ферросплавы, присаживаемые в ковш, взвешивались автоматически дозирующей тележкой с точностью до ± 20 кг. Вес металла в ковше определяли взвешиванием порожнего и заполненного металлом ковша на стенде ковша-печи, снабженном весоизмерительным устройством, с точностью измерения ± 200 кг. Для определения веса металла из веса заполненного ковша вычитали вес шлака в ковше по прибытию на агрегат.

Предварительно определили полный химический состав шлакообразующих. Химический состав раскислителей оценивали по сертификатным данным.

При обработке металла отбирали пробы металла и шлака по прибытию ковша на агрегат ковш-печь и по ходу обработки: после присадок с учетом времени их растворения (расплавления) и перед отдачей ковша с металлом на разливку.

Потери тепла ковшом.

Потери тепла естественным путем 135-тонным ковшом с металлом и рафинировочным шлаком, при высокотемпературном нагреве ковша (до 1200 °С) перед выпуском, составляют 0,5 °С/мин. При обычно существ-

вующем на данном предприятии нагреве ковша до 800 °С эти потери составляют примерно 1°С/мин. Зная длительность и скорость нагрева металла в °С/мин на конкретной ступени (известна подводимая мощность), можно рассчитать необходимые затраты электроэнергии. Одновременно с металлом и рафинировочным шлаком будет нагреваться футеровка и кожух ковша, теряться тепло с отходящими газами и водой, охлаждающей крышку. Поэтому для определения потерь тепла ковшом из полученной общей величины затрат электроэнергии необходимо вычесть затраты на все вышеперечисленные факторы.

Естественно, для определения потерь тепла ковшом методически правильно было бы на разных уровнях по высоте ковша установить термопары, фиксирующие изменения температуры наружного и внутреннего слоев огнеупора, а затем рассчитать фактические потери тепла. Однако провести этот эксперимент в существующих производственных условиях, к сожалению, практически невозможно.

Потери тепла на нагрев металла.

Потери тепла на нагрев металла определяются по формуле

$$Q = mc(T_1 - T_2), \text{ кДж}, \quad (3.125)$$

где m – масса стали в ковше, кг; c – теплоемкость жидкой стали, кДж/кг·°С; T_1 и T_2 – температура стали в начале и конце рафинирования, °С.

Потери в короткой цепи.

По данным изготовителя ковша-печи фирмы "Danieli" на резисторное сопротивление короткой цепи, в трансформаторе и электродах теряется 16 % подводимой мощности.

Потери тепла на нагрев и плавление шлакообразующих.

Нами были проведены термодинамические расчеты затрат тепла на нагрев (до 1600 °С) и плавление отдельных компонентов шлакообразующих смесей. Результаты расчетов приведены ниже:

компонент	затраты тепла, кДж/кг
CaO	1551
MgO	2015
SiO ₂	2062
FeO	1053
CaF ₂	2410
Al ₂ O ₃	1965
CO ₂	2054
Na ₂ O	1567
H ₂ O	6303.

Достоверность полученных данных многократно проверена при рас-

чете и по фактическому снижению температуры стали при присадке ТШС в сталеразливочный ковш на выпуске. Как известно, при обработке стали ТШС на выпуске шлаковая смесь нагревается и расплавляется только за счет тепла металла в ковше и эти затраты при относительном постоянстве остальных затрат тепла характеризуют снижение температуры стали после присадки ТШС. Количество и химический состав рафинировочного шлака оптимального состава были определены ранее.

Потери тепла на охлаждение крышки.

Крышка ковша-печи данного предприятия имеет десять контуров охлаждения и запитана водой от общей системы химически очищенной воды. Агрегат ковш-печь оборудован датчиками температуры, определяющими температуру отводимой воды от каждого контура и измеряющими температуру воды, входящей в крышку. Температура отводимой воды от ковша-печи является не представительной, так как вода расходуется не только для охлаждения крышки, но и для охлаждения другого оборудования агрегата (токоподводы, трансформатор и т.д.). Поэтому методом экспертных оценок расходов воды на отдельные элементы крышки была оценена доля общего расхода воды на крышку, измеряемого расходомером, на каждый контур. По этим данным рассчитали, исходя из фактической температуры отводимой от каждого контура воды, средневзвешенную температуру отводимой от крышки воды. По полученным данным рассчитали количество тепла, отводимого охлаждающей крышку водой:

$$Q = P \tau c \Delta t, \quad (3.126)$$

где P – расход воды на крышку, м³/ч; c – теплоемкость воды при фактической температуре, кДж/кг·°С; τ – продолжительность обработки, ч; Δt – перепад температур входящей в крышку воды и отводимой (средневзвешенной по контурам), °С.

Потери тепла с отходящими газами.

Отходящие дымовые газы обычно выделяются из ванны с температурой, равной температуре шлака (примерно 1600–1700 °С). Однако уже под крышкой они разбавляются подсосываемым воздухом через имеющиеся неплотности (рабочее окно, отверстия для прохода электродов, течка для присадки сыпучих материалов и ферросплавов и т.д.) и через специально выполненные в нижней части крышки газосборники.

Регулировка количества отходящих газов производится дросселированием шиберов, полнота открытия которого регистрируется. В районе шиберов установлены приборы, измеряющие разряжение, величина которого тоже регистрируется.

В дальнейшем дымовые газы поступают в рукавные фильтры, причем температура поступающих газов в фильтр ограничена и составляет не более 86 °С (для сохранности фильтров). В случае превышения этого зна-

чения перед фильтром автоматически включается подача воздуха для разбавления отходящих газов и снижения температуры.

Статический напор в трубопроводе определяется по формуле:

$$P_{cm} = 1,15 \frac{w^2 \gamma}{2g}, \quad (3.127)$$

где P_{cm} – статический напор, кг/м²; γ – плотность воздуха при соответствующей температуре, кг/м³; g – ускорение силы тяжести, м/с²; w – скорость газового потока, м/с.

Из формулы (7.3) скорость газового потока равна

$$w = \sqrt{\frac{P_{cm} 2g}{1,15\gamma}}, \quad (3.128)$$

при этом объем отходящих газов составит

$$V = w f \cdot \tau, \quad (3.129)$$

где F – эффективное сечение шиберов, м².

Эффективное сечение шиберов вычисляется по величине его прикрытия (%) и полному его сечению.

Количество потерь тепла с отходящими газами определяется по формуле

$$Q = V \cdot c \cdot t, \quad (3.130)$$

где V – объем отходящих газов, м³; c – теплоемкость газов при соответствующей температуре, кДж/м³·°С; t – температура отходящих газов, °С.

Следует отметить, что, как указывалось ранее, отходящие из ковша-печи газы по составу близки к воздуху. Поэтому можно пользоваться значением теплоемкости воздуха при соответствующей температуре.

Потери тепла на нагрев ферросплавов.

На ковше-печи производят корректировку химического состава металла, используя для этих целей ферросплавы и другие материалы, а также различные виды порошковой проволоки и алюминиевую катанку.

Затраты тепла на расплавление (растворение) ферросплавов можно определять термодинамическим расчетом. По некоторым видам ферросплавов данные приведены ниже:

ферросплав (сплав)	затраты тепла, кДж/кг
Mn _{мет}	1127
Cr _{мет}	1082
FeMn (65 % Mn)	1114
FeCr (75 % Cr)	1062
FeSi (75 % Si)	1189.

Для того чтобы не рассчитывать снижение температуры металла при вводе ферросплавов можно использовать данные таблицы 3.16, где приведены данные по изменению температуры при введении 1 кг материала в одну тонну металла.

На практике удобнее пользоваться расчетными данными для конкретного веса металла в ковше при введении 100 кг ферросплавов или шлакообразующих. Для 135-тонного ковша расчетные данные приведены в таблице 3.17.

Таблица 3.16. Данные по изменению температуры при введении материалов

Материал	Изменение температуры, °С (+ увеличение, – снижение)
1. Ферросплавы:	
ферромарганец	– 2,74
ферросиликомарганец	– 1,70
ферросилиций 45 %	– 1,03
ферросилиций 75 %	+ 0,49
науглероживатель	– 4,50–6,40*
феррохром среднеуглеродистый	– 2,49
феррованадий	– 1,81
ферротитан	– 1,23
алюминий	+ 1,8
силикокальций кусковый	– 3,20
2. Шлакообразующие:	
известь (93 % CaO)	– 3,1
плавиковый шпат (83 % CaF ₂)	– 3,1
глинозём	– 2,5–3,0

*) в зависимости от вида материала.

При вводе в ковш емкостью 135 т порошковой проволоки диаметром 13 мм с углеродом снижение температуры металла составляет не более 1 °С на 100 м вводимой проволоки за счет растворения оболочки и эндотермической реакции растворения углерода, а при вводе проволоки с кальцийсодержащими наполнителями снижение температуры металла составит (на 100 м проволоки):

- силикокальциевая ~ 1,2 °С;
- алюмокальциевая ~ 0,3 °С;
- железокальциевая ~ 1,2 °С.

3.7.2. Структура теплового баланса

По изложенной методике был рассчитан оптимальный расход электрической энергии, которую необходимо затратить в конкретных условиях

данного предприятия (агрегат ковш-печь, качество исходных материалов, продолжительность обработки и т.д.) для производства низкоуглеродистой трубной стали с содержанием серы до 0,008 %.

Таблица 3.17. Данные для определения потерь температуры при вводе материалов

Материал	Падение температуры при вводе 100 кг материала в 135-тонный ковш, °С
1. Ферросплавы:	
ферромарганец (75 %)	2,03
ферросилиций (45 %)	0,76
ферросиликомарганец	1,26
науглероживатель	3,3–4,7*
феррохром низкоуглеродистый	1,84
феррованадий	1,34
ферротитан	0,91
силикокальций (Ск-30) кусковый	2,37
2. Шлакообразующие:	
известь (93 % CaO)	2,3
плавиковый шпат (83 % CaF ₂)	2,3
глинозем (алюмоотходы)	1,85–2,22*

*) в зависимости от вида материала.

Структура теплового баланса ковша-печи приведена в таблице 3.18.

Следует отметить, что электроэнергия полезно затрачивается, как отмечено ранее, на:

- нагрев металла;
- нагрев шлакообразующих;
- нагрев ферросплавов;
- нагрев порошковой проволоки.

Исходя из этого, коэффициент полезного действия ковша-печи составляет 47 % для данного агрегата и конкретных условий работы. Таким образом, каждый полезно использованный киловатт электрической энергии требует в два раза больших затрат подаваемой энергии.

3.7.3. Пути снижения расхода электрической энергии

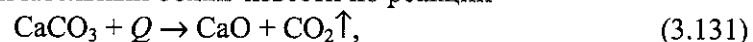
Для улучшения технико-экономических показателей ковша-печи рекомендуется:

Таблица 3.18. Структура теплового баланса агрегата ковш-печь

Статья затрат	Доля от общего расхода подаваемой мощности, %
Нагрев металла	33,93
Нагрев шлакообразующих.	10,77
Нагрев ферросплавов	1,56
Потери с охлаждающей водой (крышка)	28,55
Потери с отходящими газами	3,71
Потери на нагрев ковша	4,48
Потери на резисторное сопротивление трансформатора и короткой цепи	16,0
Нагрев порошковой проволоки	1,0
Итого	100,0

1. Снижение затрат тепла на нагрев ковша. С этой целью необходимо нагревать сталеразливочные ковши до температуры 1200 °С (как указывалось ранее). Рекомендуется использовать высокотемпературные горелки с нагревом ковшей в горизонтальном положении. При этом достигается равномерный нагрев кладки ковша и лучшее использование подаваемого топлива. Для обеспечения оптимального режима разогрева ковшей и минимизации расхода топлива рекомендуется оборудовать стенды разогрева ковшей соответствующей автоматикой, регулирующей скорость нагрева ковша в соответствии с подаваемым топливом.

2. Использование на ковше-печи высококачественных шлакообразующих материалов. Известь рекомендуется использовать с суммарным содержанием СаО и MgO (доломитизированная известь) не менее 93 %, а недоломитизированную известь – с содержанием СаО не менее 90 %. При использовании извести с недопалом (70 % СаО) в шлаке ковша-печи будет происходить окончательный обжиг извести по реакции



на что по расчету затрачивается 0,29 кВт·ч с учетом КПД агрегата. Помимо затрат электроэнергии при присадке извести с недопалом, приходится останавливать процесс нагрева, так как шлак бурно вспенивается и, как правило, из ковша выбрасывается 200–400 кг шлака. При этом снижается степень десульфурации, а из-за остановки нагрева для осаживания шлака затрачивается электроэнергия на дополнительный нагрев металла. Плавиковый шпат следует использовать с высоким (более 83 %) содержанием СаF₂. Для данного агрегата посчитано, что при использовании такого шпата взамен применяемого (62 % СаF₂) затраты электроэнергии на плавку, при расходе плавикового шпата в среднем 200 кг/плавку, могут быть снижены на 0,42 МВт·ч/плавку.

3. Снижение затрат электроэнергии на нагрев отходящих газов за счет снижения подсоса воздуха. С этой целью рекомендуется вести процесс так, чтобы визуально наблюдалось выбивание дыма в отверстия для опускания электродов. Это легко осуществляется регулировкой положения шибера.

4. Снижение затрат электроэнергии на нагрев металла путем повышения температуры подаваемого на ковш-печь металла (до 1600 °С). Кроме снижения затрат на нагрев металла в этом случае быстрее формируется рафинировочный шлак, что обеспечивает более глубокую десульфурацию металла и позволяет работать на ступенях нагрева с большей подаваемой мощностью, что сокращает продолжительность процесса.

3.7.4. Сопоставление затрат электроэнергии на агрегатах ковш-печь различных предприятий

Одной из важных характеристик работы ковша-печи является удельный расход электроэнергии. В таблице 3.1 приведены некоторые электрические характеристики установок ковш-печь ряда металлургических предприятий.

Из таблицы 3.1 следует, что удельный расход электроэнергии изменяется от 20 до 80 кВт·ч/т стали. При этом на некоторых предприятиях указывается расход электроэнергии только на подогрев стали, на других – общий расход, по-видимому, на подогрев и наводку рафинировочного шлака. Поскольку мощность агрегатов ковш-печь различная и технологические задачи разные, сопоставление удельных расходов с целью определения эффективности работы агрегатов является неправомерным. При работе только на подогрев или на одновременное осуществление десульфурации КПД будет различным.

По нашему мнению, более представительным показателем является удельный расход электроэнергии, отнесенный к нагреву на 100 °С:

$$q_s = \frac{q_s}{\Delta T}, \quad (3.132)$$

где $\Delta T = \frac{100}{\eta}$.

В этом случае исключается коэффициент полезного действия агрегата. Вообще, по нашему мнению, сопоставление эффективности работы агрегатов ковш-печь по удельному расходу электроэнергии является неправомерным. Помимо коэффициента полезного действия обработка стали на ковше-печи преследует различные задачи:

- подогрев металла;
- десульфурация стали до заданных пределов;

– сочетание работы сталеплавильного агрегата и МНЛЗ.

Подогрев металла в значительной мере определяется температурой стали на выпуске из плавильного агрегата, организационными задержками по передаче сталеразливочного ковша на агрегат ковш-печь, требуемой температурой для разливки данной марки стали на МНЛЗ (слитки) и т.д.

Затраты на десульфурацию зависят от начального и конечного (требуемого) содержания серы, что определяется скоростью протекания процесса десульфурации, связанного с оптимизацией состава рафинировочного шлака, качеством исходных шлакообразующих и количеством шлака.

На одном и том же предприятии продолжительность обработки стали на ковше-печи определяется темпом подачи плавов на МНЛЗ. Естественно, что при отливке стали на одной и той же МНЛЗ в заготовки различных сечений может меняться и время разливки. При этом, соответственно, изменяется продолжительность обработки стали на ковше-печи и затраты электроэнергии.

Исходя из изложенного, по нашему мнению, при расчете эффективности внепечной обработки стали на агрегате ковш-печь следует учитывать отношение затрат электроэнергии к прибыли, получаемой от производства конкретного вида металлопродукции.

3.8. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕЖИМ АГРЕГАТА КОВШ-ПЕЧЬ

Как уже отмечалось ранее, процесс внепечной обработки стали на ковше-печи в сочетании с работой МНЛЗ ограничен временным фактором, вследствие чего все операции по доводке стали: нагрев металла до необходимой температуры, доводка плавки по химическому составу с соответствующим уровнем десульфурации, микролегирование и модифицирование неметаллических включений ограничены жестким временным регламентом при серийной разливке. На современных высокоскоростных мелко-сортных МНЛЗ, разливающих металл со скоростью 3,5–5,0 м/мин, продолжительность разливки составляет порядка 50–60 мин.

В связи с изложенным, операции на ковше-печи должны быть проведены в оптимальном режиме, с учетом подготовки металла перед обработкой.

3.8.1. Технология обработки стали шлаком

При поступлении сталеразливочного ковша на ковш-печь необходимо сразу же начинать присадку шлакообразующих, а отбор проб металла на химический анализ производить после перемешивания металла аргоном в течение не менее 3–5 мин.

При присадках в сталеразливочный ковш на выпуске большого количества углеродсодержащих материалов (для повышения содержания углерода в стали) отбор проб металла рекомендуется производить после перемешивания в течение 5–8 мин с одновременным нагревом, чтобы исключить ошибки в определении содержания углерода.

Присадку шлакообразующих рекомендуется начинать с плавикового шпата или алюмоотходов, чтобы затем быстрее растворялась известь, причем вес единовременной присадки должен быть 300–400 кг.

На некоторых металлургических предприятиях агрегата ковш-печь снабжены пневматическими устройствами для вдувания на поверхность металла (шлака) порошкообразных шлакообразующих и науглероживателей (известь и коксик). Чаще всего используются установки фирмы "Штайн". Скорость шлакообразования при вводе порошкообразной извести значительно увеличивается. Однако из-за невысокой пропускной способности таких устройств имеется возможность вводить только часть необходимого количества извести – обычно 20–25 % от общего расхода. Такой способ ввода шлакообразующих имеет и негативные последствия. При вдувании шлакообразующих, осуществляемом обычно воздухом, охлаждается поверхность шлака. Кроме того, под крышку поступает значительное количество атмосферного азота, который, разлагаясь на ионы под дугой, хорошо усваивается металлом.

Вдувание коксика целесообразно для раскисления шлака при обработке на ковше-печи стали, раскисленной только кремнием (с низким содержанием алюминия). При вдувании коксик вспенивает шлак, а увеличение толщины слоя шлака обеспечивает работу с закрытой дугой, что улучшает нагрев металла при правильно выбранном электрической режиме.

Учитывая, что на ковш-печь металл поступает (или должен поступать) примерно одинакового состава по содержанию серы и основных элементов, рекомендуется работать со стандартными навесками шлакообразующих в начале наводки шлака.

Присаживаемые шлакообразующие должны обеспечить оптимальное количество рафинировочного шлака при его оптимальном составе, которое можно предварительно рассчитать.

3.8.2. Расчет количества шлакообразующих, присаживаемых на ковш-печи

В приводимом примере расчета сталь выплавляют в двухжелобной мартеновской печи с выпуском металла в два ковша емкостью по 135 т. Обрабатывается низкоуглеродистая трубная сталь 20 "селект" с содержанием алюминия 0,020–0,050 % и серы до 0,010 %. Металл на выпуске об-

рабатывается ТШС с одновременной продувкой аргоном, причем шлак в одном из ковшей полностью отсекается. Во втором ковше после скачивания остается 300–500 кг печного шлака.

Количество рафинировочного шлака в ковше рассчитывается по толщине слоя шлака, величина которого определяется длиной дуги. При длине дуги 65–70 мм толщина шлакового слоя должна составлять порядка 100 мм (т.е., в 1,3–1,4 раза больше длины дуги), чтобы дуга была полностью закрыта.

Количество шлака в ковше определяется по формуле

$$Q = S \cdot p \cdot h, \quad (3.133)$$

где S – площадь зеркала металла в ковше, m^2 ; p – плотность жидкого шлака, t/m^3 ; h – толщина слоя шлака, m .

Плотность рафинировочных основных шлаков обычно составляет 2,5–2,8 т/м при температуре 1500–1700 °С.

Для данного примера при зеркале металла в ковше 7,3 m^2 при толщине шлакового слоя в 100 мм вес шлака составляет 1,9–2,0 т.

Для ковша, поставляемого на ковш-печь после скачивания шлака, учитывая оставшийся в ковше печной окисленный шлак и более высокое содержание серы, степень десульфурации во время выпуска, как указывалось ранее, в этом ковше на 10 % ниже, чем в первом, количество шлака должно быть большим.

Исходя из изложенного, и учитывая, что при указанной величине длины дуги толщина слоя шлака не должна быть более 200 мм, учитывая данные, приведенные выше, принимаем толщину слоя рафинировочного шлака 150 мм. Для этого ковша количество рафинировочного шлака составит 2,8 т.

В качестве шлакообразующих используем известь, плавиковый шпат, шлак производства вторичного алюминия ПВА. Химический состав исходных шлакообразующих приведен ниже:

известь $CaO - 90 \%$, $MgO - 5 \%$, $SiO_2 \sim 5 \%$;

плавиковый шпат $CaF_2 - 85 \%$, ост. – SiO_2 ;

алюмоотходы $Al \sim 15 \%$, $Al_2O_3 - 50-60 \%$, ост. – SiO_2 .

В первый ковш присаживают на выпуске ТШС в количестве 5,19 кг/т стали. Из них извести ~ 500 кг – 3,71 кг/т, плавикового шпата ~ 200 кг – 1,48 кг/т.

На выпуске в ковш присаживают чушковый алюминий из расчета получения в стали 0,03 % алюминия. При усвоении алюминия на выпуске 30 % содержание Al_2O_3 в ковшевом шлаке составит 0,99 кг/т. Учитывая, что в ковшевом шлаке содержание MgO составляет ~ 10 %, из футеровки ковша в шлак перейдет ~ 0,5 кг/т MgO .

Исходя из изложенного, расчетный химический состав ковшевого шлака по прибытии на ковш-печь будет следующим:

CaO	MgO	SiO_2	CaF_2	Al_2O_3
-------	-------	---------	---------	-----------

% вес.	48,6	10,2	8,48	18,3	14,4.
--------	------	------	------	------	-------

На практике фактический анализ ковшевого шлака в первых (без печного шлака) ковшах примерно соответствует расчетному. А для рафинирования стали, раскисленной алюминием, химический состав шлака должен быть [126]:

	CaO	MgO	SiO_2	CaF_2	Al_2O_3
% вес.	56–62	8,0	6–10	0	20–25.

Учитывая, что от присадки ТШС и ферросплавов на ковш-печь приходит ~ 6,8 кг/т шлака, определяем вес шлакообразующих, которые необходимо присадить на ковш-печи для получения рафинировочного шлака с учетом введенных ферросплавов.

Произведенные расчеты показывают, что для получения необходимого состава шлака на ковш-печи нужно ввести:

извести	~ 900 кг;
алюмоотходов	~ 500 кг.

Присаживать в ковши без печного шлака плавиковый шпат, по видимому, нецелесообразно, так как CaF_2 введен с ТШС при выпуске стали из печи.

С учетом шлака, полученного от присадки ТШС и добавок шлакообразующих, окончательный состав рафинировочного шлака на ковш-печи будет следующим:

	CaO	MgO	SiO_2	Al_2O_3	CaF_2
% вес.	63,4	3,5	9,5	16,94	6,7

Состав окончательного шлака несколько отличается от рекомендуемого, что связано с наличием в его составе фторида кальция, введенного с ТШС. Основность шлака CaO/SiO_2 составляет 6,67, а отношение основности к Al_2O_3 равно 0,39, что несколько выше указанного в главе 5, но, учитывая имеющийся в его составе CaF_2 , шлак будет жидкотекучим.

Для вторых ковшей (после скачивания печного шлака) состав добавок шлакообразующих будет иным. Фактический состав шлака в ковше (после скачивания) следующий:

	FeO	Al_2O_3	MgO	CaO	SiO_2
% вес.	1,85	7,49	19,9	41,0	21,45.

Высокое содержание оксида магния обусловлено размытием футеровки мартеновской печи. Оставшийся в ковше шлак, как правило, затвердевший. Поэтому для разжижения шлака необходимо вначале присадить плавиковый шпат, а затем известь и алюмоотходы. Учитывая, что в этом случае количество рафинировочного шлака в ковше должно быть, как указывалось ранее, 2,5 тонны, рассчитываем количество шлакообразующих материалов, необходимых для формирования рафинировочного шлака.

Общее количество шлакообразующих составит:

известь	– 1400 кг;
алюмошлак	– 300 кг;

плавиковый шпат – 300 кг.

Химический состав рафинировочного шлака получается следующим:

CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	FeO	CaF ₂
% вес. 60,5	12,5	7,27	9,0	0,38	10,39.

Основность шлака CaO/SiO₂ равна 4,84, а отношение основности к Al₂O₃ – 0,53. Учитывая, что в составе этого шлака содержится 10,39 % CaF₂, даже при большом значении отношения основности к Al₂O₃ он будет жидкотекучим.

Теперь распределим шлакообразующие по присадкам.

Ковши без шлака:

I присадка – 200 кг алюмошлака + 300 кг извести;

II присадка – 200 кг алюмошлака + 300 кг извести;

III присадка – 100 кг алюмошлака + 300 кг извести.

Ковши с остатком печного шлака:

I присадка – 100 кг алюмошлака + 100 кг CaF₂ + 400 кг извести;

II присадка – 100 кг алюмошлака + 100 кг CaF₂ + 400 кг извести;

III присадка – 100 кг алюмошлака + 100 кг CaF₂ + 400 кг извести.

IV присадка – 200 кг извести (присаживать по виду шлака).

Очередность присадки материалов – сначала плавиковый шпат, алюмошлак, а затем известь.

Сталевар ковша-печи, исходя из визуального осмотра шлака, температуры, химического состава металла и собственного опыта корректирует предложенный состав шлака, изменяя навески.

Рекомендуется, и на многих металлургических предприятиях используется, визуальная оценка качества рафинировочного шлака. С этой целью тонкий слой шлака намораживается на кислородную трубку (пруток) и после остывания осматривается. Шлак может быть черного, коричневого, серого, зеленого, желтого или белого цвета с промежуточными оттенками, характеризующимися следующее:

черный – суммарная массовая доля FeO и MnO в шлаке более 2,0 %;

от серого до коричневого – суммарная массовая доля FeO и MnO 1,0–2,0 %;

зеленый – повышенная массовая доля хрома;

от белого до желтого – массовая доля FeO менее 1,0 %;

светло-синий с белизной – высокое содержание оксида алюминия.

Хорошо раскисленный высокоосновный рафинировочный шлак должен быть светло-серого, желтого или, желательно, белого цвета, иметь матовую шероховатую поверхность, намораживаться на металлический прут "шубой" толщиной около 5 мм, не иметь видимых включений разнородных материалов, в изломе иметь мелкодисперсную структуру, при охлаждении рассыпаться в порошок светло-серого или белого цвета.

Для успешного проведения десульфурации стали продолжительность формирования шлака должна составлять 7–10 мин.

Ускорению процесса формирования шлака способствует повышение температуры металла. Рекомендуется несколько перегреть металлы в начале рафинирования для ускорения шлакообразования. Так, например, если температура отдачи металла на разливку должна быть 1580 °С, целесообразно нагревать металл в начале рафинирования до 1590–1600 °С. Температура металла будет снижаться в процессе рафинирования. Обычно для сталеразливочных ковшей емкостью 100–140 т потери температуры при продувке металла аргоном через пористые пробки составляет примерно 1 °/мин.

На некоторых металлургических предприятиях для ускорения формирования рафинировочного шлака в период шлакообразования увеличивают интенсивность продувки с целью активного перемешивания шлака с металлом. По нашему мнению, использование такого приема нецелесообразно по следующим соображениям. При значительном оголении зеркала металла в районе "аргонного пятна" имеет место окисление металла и активное "выгорание" легкоокисляемых элементов – алюминия, титана, кремния и т.д. Известно, что при обычном режиме продувки в течение 50–60 мин в хорошо раскисленной стали (0,020–0,050 % Al) содержание алюминия снижается на 0,010–0,015 %, что требует дополнительного расхода алюминия в конце рафинирования. Кроме того, при сильном бурлении поверхности металла нестабильно горит дуга, что снижает скорость нагрева металла.

3.8.3. Режим продувки металла аргоном

При обработке стали на ковше-печи продувку металла обычно осуществляют через пористые (щелевые) пробки. Для более интенсивного перемешивания металла целесообразно, как указывалось ранее, осуществлять продувку через две пробки с индивидуальным подводом аргона.

Наличие двух пробок, помимо лучшего перемешивания повышает надежность безаварийной обработки металла. В случае отказа одной из пробок продувку продолжают через исправную без использования аварийной фурмы.

Расход аргона устанавливается таким, чтобы наблюдалось легкое оголение зеркала металла в месте выхода газа на поверхности металла (в "аргонном пятне"). Для сталеразливочных ковшей емкостью 100–130 т оптимальный расход аргона обычно составляет 80–150 л/мин. В период присадки ферросплавов целесообразно повышать интенсивность продувки, а при вводе порошковой проволоки – снижать. При наличии возможности, желательно, прекращать продувку через пробку, близко расположенную к месту ввода проволоки, что способствует затягиванию вводимого проволокой материала конвективными потоками вглубь расплава и увеличивает

усвоение активных элементов или легирующих.

В конце рафинирования лучшему удалению неметаллических включений способствует "мягкая" продувка металла аргоном в течение 3–5 мин (в зависимости от емкости ковша). При такой продувке "аргонное пятно" должно иметь минимальные размеры, практически без оголения металла.

3.8.4. Оптимальный расход ферросплавов

При внепечной обработке стали на ковше-печи считается, что количество вводимых легирующих должно обеспечивать только корректировку химического состава, т.е., количество вводимых ферросплавов должно быть минимальным.

В то же время, усвоение основных элементов на ковше-печи значительно превышает аналогичные показатели при вводе ферросплавов на выпуске металла из плавильного агрегата. Так, усвоение марганца на ковше-печи составляет 95 %, кремния – 90 %, а при вводе аналогичных ферросплавов на выпуске усвоение обычно не превышает 70 %.

Таким образом, с точки зрения усвоения легирующих и соответствующего снижения затрат, ввод ферросплавов на ковше-печи предпочтительнее. Однако при вводе ферросплавов снижается температура металла, что требует дополнительного его нагрева, а, следовательно, увеличения расхода электроэнергии и продолжительности обработки. Поэтому необходимо определить оптимальное количество ферросплавов, присаживаемых на ковше-печи, исходя из минимизации затрат.

Для возможности сопоставления затрат на легирование при выпуске плавки из плавильного агрегата и на ковше-печи нами были выполнены соответствующие расчеты и проведены опытные плавки сталей марок ст20 и 09Г2С. В качестве основных легирующих использовали ферросиликомарганец и ферросилиций с содержанием кремния 65 или 45 %. Ферросплавы вводили на выпуске и на ковше-печи в различных соотношениях.

Степень легирования оценивали долей количества ферросплавов, введенных на выпуске и на ковше-печи, исходя из заданного содержания Mn и Si в готовом металле. В обоих случаях ввода ферросплавов оценку затрат производили с учетом снижения температуры металла.

Результаты расчетов приведены на рис. 3.42. Приведенные данные свидетельствуют о том, что на ковше-печи экономически выгодно присаживать до 80 % ферросплавов для рядовых сталей, а для низколегированных – до 70 %. При этом продолжительность обработки удлиняется на 3–8 мин соответственно.

Естественно, что ферросплавы в таком количестве на ковше-печи не присаживают, так как наличие в металле до начала рафинирования кремния и марганца снижает его окисленность, что способствует протеканию

процесса десульфурации. Кроме того, при раннем вводе раскислителей увеличивается вероятность удаления образовавшихся неметаллических включений. Однако, исходя из конкретных условий, целесообразно легирование металла максимально возможно переносить на ковш-печь.

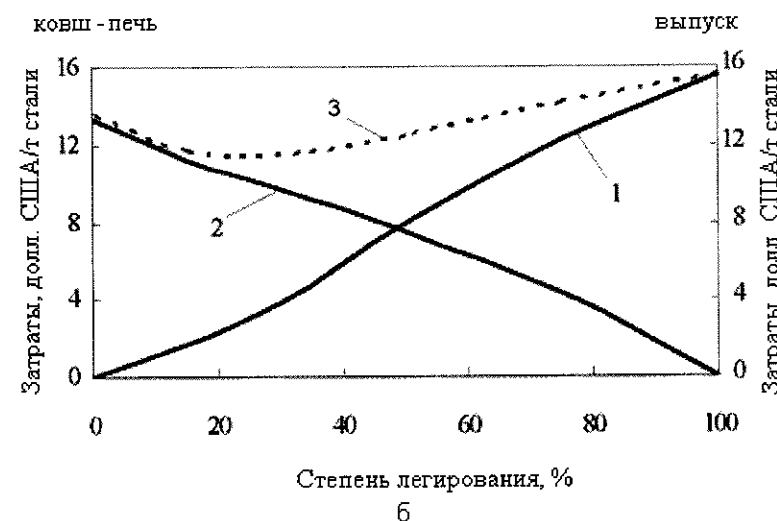
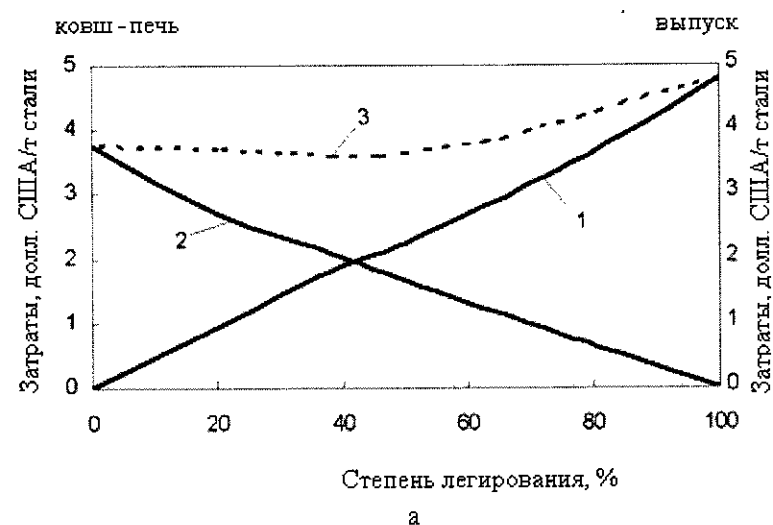


Рис.3.42. Оценка затрат при вводе ферросплавов (а – для ст20, б – для стали 09Г2С):

1 – на выпуске; 2 – на ковше-печи; 3 – суммарные затраты

3.8.5. Электрический режим обработки

Электрический режим обработки должен соответствовать толщине слоя шлака, чтобы производить нагрев металла с закрытой дугой. Вначале обработки нестабильное горение дуги наблюдается визуально. Помимо характерного треска, резкого перемещения электродов, наблюдается резкие колебания токоподводящих кабелей короткой цепи. Как уже отмечалось ранее, начало обработки необходимо производить с минимально возможной длиной дуги, но с максимальными при этом токовыми нагрузками. По мере формирования шлака следует переходить на более высокие ступени напряжения, обеспечивающие более интенсивный нагрев металла.

Показателем нормальной работы агрегата является температура воды, отводимой, от крышки. При повышении температуры и достижении верхних допустимых пределов электрическую нагрузку агрегата необходимо снижать.

Количество включений нагрева должно быть минимальным, так как при каждом включении существует определенной длительности период инерции в нагреве металла, что увеличивает длительность обработки.

3.8.6. Десульфурация стали

Десульфурация стали при внепечной обработке на ковше-печи является одной из важных технологических операций. Как указывалось ранее, успешное протекание процесса десульфурации обеспечивается наводкой рафинировочного шлака оптимального химического состава, длительностью перемешивания металла со шлаком инертным газом, ранним формированием рафинировочного шлака, оптимальной окисленностью металла, обеспечивающей содержание оксида железа FeO в шлаке менее 0,5 %.

Степень десульфурации стали в значительной мере, помимо перечисленных факторов, определяется начальным содержанием серы. Фактические данные по десульфурации низкоуглеродистой трубной стали, полученные при обработке на ковше-печи одного из металлургических предприятий, приведены на рис. 3.43–3.46. Сталь разливали в слитки, поэтому продолжительность обработки на ковше-печи не являлась ограничивающим фактором.

Из приведенных данных следует, что при изменении начального содержания серы от 0,010 до 0,040 % степень десульфурации стали за период обработки изменяется от 10 до 35 %, достигая 70–75 % при начальном содержании серы на уровне 0,050 %. При изменении расхода шлакообразующих от 2 до 12 кг/т стали степень десульфурации изменяется в пределах от 8 до 27 %. При увеличении длительности обработки от 20 до 80 мин степень десульфурации изменяется в пределах от 10 до 27 %. Зависимость

степени десульфурации от расхода электроэнергии определяется тем, что расход электроэнергии в значительной степени определяется количеством присаживаемых шлакообразующих и длительностью обработки.

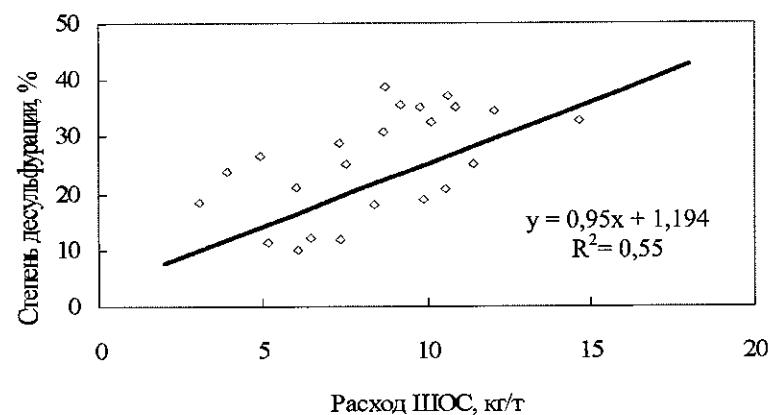


Рис. 3.43. Зависимость степени десульфурации от расхода шлакообразующей смеси

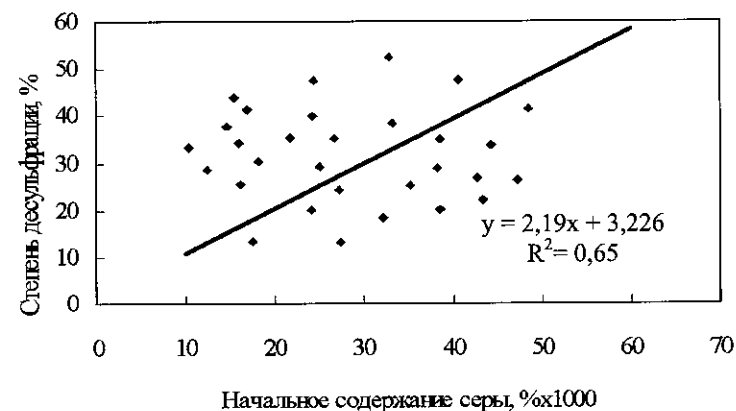


Рис. 3.44. Зависимость степени десульфурации от начального содержания серы

Все коэффициенты корреляции приведенных зависимостей значимы для данного объема выборки, коэффициенты надежности значительно превышают теоретические значения, т.е., связи достоверны.

Разброс значений обусловлен, в значительной мере, влиянием температуры стали по приходу на ковш-печь и степенью прогретости футеровки сталеразливочных ковшей.

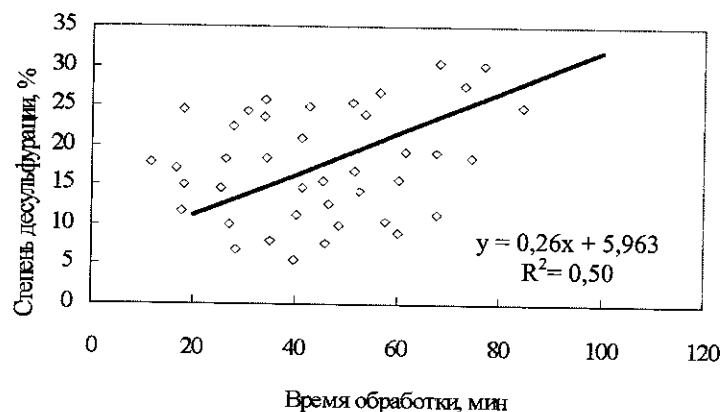


Рис. 3.45. Зависимость степени десульфурации от времени обработки на ковше-печи

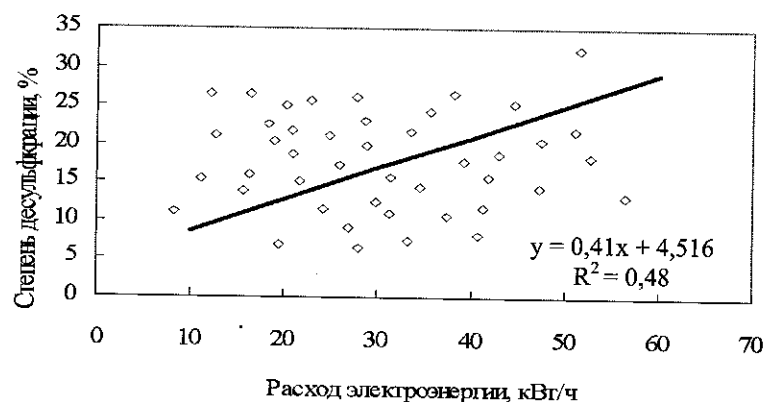


Рис. 3.46. Зависимость степени десульфурации от расхода электроэнергии

Используя приведенные выше зависимости можно определить ожидаемые технологические параметры и удельный расход электроэнергии на ковше-печи. Например, при начальном содержании серы в стали 0,020 % степень десульфурации составит 20 % при расходе шлакообразующих 8 кг/т стали, расход электроэнергии – 38 кВт·ч/т стали, продолжительность обработки – 60 мин. Следует отметить, что приведенные зависимости можно использовать для данного конкретного агрегата при определенном химическом составе рафинировочного шлака.

Как указывалось ранее, футеровка сталеразливочных ковшей приходит в квазистационарное тепловое состояние после разливки двух-трех плавов. Мы неоднократно наблюдали на ряде заводов, что даже в случае прихода металла на ковш-печь практически с температурой разливки, но с использованием нового ковша, для поддержания температуры стали на начальном уровне был необходим многократный и длительный нагрев. Это объясняется поглощением тепла футеровкой ковша.

Использование приведенных закономерностей для конкретных условий позволяет прогнозировать конечное содержание серы в стали, расход электроэнергии. Зная начальное и необходимое конечное содержание серы, возможно определять расход шлакообразующих, длительность обработки и ориентировочный расход электроэнергии.

На распределение серы между металлом и шлаком значительное влияние оказывает окисленность стали. Поэтому после отдачи шлакообразующих или при начальном усреднении металла перед отбором пробы следует раскислять сталь вводом алюминиевой проволоки. В этом случае процесс десульфурации будет протекать интенсивнее и более полно.

Эффективным приемом повышения интенсивности десульфурации является 2-х стадийный ввод кальцийсодержащей проволоки. После первого ввода резко снижается содержание кислорода в стали и, естественно, в шлаке и увеличивается сульфидная емкость рафинировочного шлака.

3.8.7. Окисленность металла

Окисленность металла в процессе рафинирования является одной из важнейших характеристик при обработке стали на ковше-печи. Большинство современных агрегатов ковш-печь оборудованы устройствами для автоматического отбора проб и замера температуры металла, причем на многих устанавливаются датчики одновременного замера температуры и окисленности стали. За рубежом широко распространено использование датчиков "Celox" производства фирмы "Electro-Nite". Имеются и отечественные разработки. Так, Московским государственным институтом стали и сплавов совместно с ЦНИИЧЕРМЕТ разработаны и опробованы в промышленных условиях на ряде металлургических предприятий датчики замера окисленности УКОС-Т, на Челябинском заводе "Теплоприбор" освоено их серийное производство.

Ряд металлургических предприятий, закупив партии датчиков фирмы "Electro-Nite" использовали их для определения окисленности металла на установках ковш-печь, однако систематически замеры окисленности стали не производятся, несмотря на нестабильное состояние металла перед обработкой. Это, отчасти связано с относительно высокой стоимостью импортных датчиков.

Как указывалось ранее, содержание активного кислорода в стали характеризует содержание FeO в шлаке, а также позволяет прогнозировать угар раскислителей, обеспечивая надежность получения необходимого химического состава стали. Содержание активного кислорода в стали и общее содержание кислорода, определяемое на многих металлургических предприятиях экспресс-методами, позволяет судить о содержании в стали оксидных включений, что обеспечивает возможность управлять процессом их удаления.

На некоторых предприятиях содержание активного кислорода в стали определяют косвенными методами. Известно, что в сталях, раскисленных алюминием, содержание кислоторастворимого алюминия четко связано с содержанием активного кислорода. При отсутствии данных по содержанию кислоторастворимого алюминия можно пользоваться данными по общему содержанию алюминия при наличии стандартной технологии раскисления стали, учитывая, что общее содержание кислорода характеризует и активный кислород, и кислород, связанный во включениях. На рис. 3.47 приведены данные зависимости активного кислорода и необходимого количества присадки алюминия в ковше при использовании датчиков "Celox" [127].

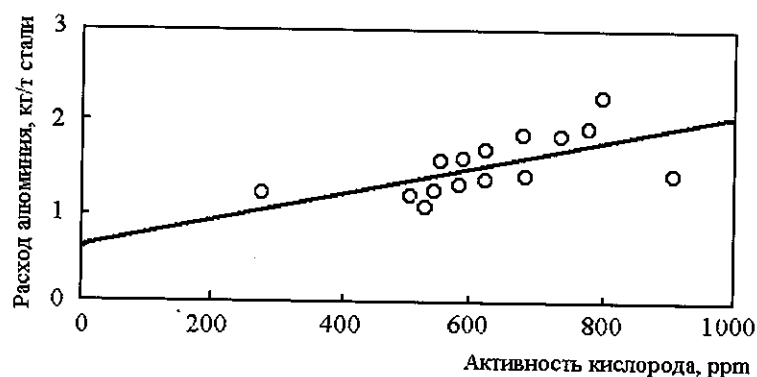


Рис. 3.47. Зависимость расхода алюминия от активности кислорода в металле перед выпуском

На интенсивно работающих электродуговых печах (ММЗ, БМЗ и др.) замер окисленности стали на выпуске производят датчиками "Celox" и для оценки содержания в стали углерода.

Использование приведенных выше закономерностей позволяет получать стандартное содержание алюминия в стали на уровне 0,020 %. При таком содержании алюминия в стали содержание в ней активного кислорода в равновесных условиях составляет 0,5–3 ppm. Поддержание содержания алюминия в стали на уровне 0,020 % и выше обеспечивает достаточно низкое содержание FeO в шлаке (менее 1 %).

По данным Молдавского металлургического завода, выплавляющего сталь, раскисленную кремнием (содержание алюминия в стали не более 0,004 %), активность кислорода в металле после раскисления кремнием и марганцем на выпуске составляет 100–150 ppm (по данным замеров окисленности на ковше-печи).

После обработки стали на ковше-печи рафинировочным шлаком при отдаче плавки на МНЛЗ на низкоуглеродистых сталях активность кислорода составляет 15–20 ppm, на высокоуглеродистом металле – 5–10 ppm.

Снижение активности кислорода в металле осуществляется двумя способами.

По первому способу в качестве шлакообразующих используется шлак силикотермического производства, содержащий до 20 % алюминия, в результате чего, естественно, раскисляется шлак и металл. Кроме того, происходит перераспределение кислорода между окисленным металлом и не содержащем кислорода шлаком (печной шлак отсекается при эркерном выпуске металла из ДСП).

По второму способу шлак раскисляют вдуванием порошкообразного коксика. Однако при этом ухудшается жидкотекучесть шлака, поэтому при этом способе в состав шлакообразующих вводится плавиковый шпат.

Исходя из изложенного, активность кислорода в металле является важной характеристикой процесса рафинирования, которая позволяет эффективнее проводить процесс десульфурации и регулировать содержание в стали оксидных включений.

Глава 4. ОБРАБОТКА СТАЛИ ПОРОШКОВЫМИ ПРОВОЛОКАМИ

В мировой металлургической практике уже более 20 лет при внепечной обработке металла активно применяются порошковые проволоки с различными наполнителями с целью воздействия на физико-химическое состояние расплава, корректировки химического состава в узких заданных пределах, микролегирования, легирования со стабильно высоким усвоением вводимых элементов и в целом для повышения свойств металлопродукции, качества поверхности и внутренней структуры, снижения производственных затрат.

В настоящее время в СНГ применяются порошковые проволоки с наполнителями из SiCa, AlCa, FeCa, FeB, C, S, FeMn, FeTi, FeV и др., в различных вариантах Mg для десульфурации чугуна. За последние 10 лет обработано более 100 млн. т чугуна и стали для конструкций общего назначения, судостроения, сварных конструкций, трубных широкого сортамента, с повышенной обрабатываемостью, кордовой, сталей железнодорожного сортамента, малокремнистых, малоуглеродистых и др. Использование новой технологии внепечной обработки металла постоянно расширяется. Эффективность применения порошковой проволоки в значительной степени зависит от разработанных параметров технологии, регламентирующих режим ее ввода в расплав. Это подтверждается существенным различием результатов, полученных на разных предприятиях при использовании одинаковых видов проволоки, что отражается во влиянии обработки на качество металла и на экономику производства.

В свою очередь это приводит к выводу, что наличия качественной проволоки и оборудования для ее подачи в расплав, используя общие технологические положения, еще недостаточно. Для достижения оптимальных результатов необходимо уточнение технологии с учетом специфических особенностей конкретного предприятия, марочного сортамента, требований потребителя.

Более подробно теория и практика применения порошковых проволок по итогам последних лет ее использования в СНГ изложены в наших монографиях "Внепечная обработка расплава порошковыми проволоками" [128] и "Прецизионная обработка металлургических расплавов" [129]. В настоящей книге мы ограничимся изложением основных положений, достигнутых результатов и полученных новых данных с учетом внепечного рафинирования на агрегатах ковш-печь. Как уже было отмечено, в этом случае значительно расширяются возможности для более активного управления физико-химическим состоянием расплава и создаются предпосылки для более эффективного использования порошковой проволоки. Как правило, усвоение материалов из проволоки на ковше-печи выше, чем на установках доводки металла.

Сортамент порошковых проволок со временем расширяется, что обусловлено технологическими и экономическими преимуществами этого способа. В принципе порошковая проволока практически не имеет ограничений по составу и состоянию наполнителей, и в этом заложен большой потенциал новой технологии. Ведущая зарубежная фирма по производству и применению порошковой проволоки "Affival" в своих публикациях акцентирует внимание на целесообразности использования в качестве наполнителей сплавов Ca с Si, Al, Fe. Тем не менее, специалистами ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» разработано свое направление – использование в качестве наполнителей не сплавов, а механических смесей Ca с Si, Al, Fe [128]. При вводе такой проволоки наполнитель сначала плавится внутри оболочки, а затем уже лигатура определенного состава взаимодействует с жидкой сталью. При этом достигаются такие же результаты по усвоению кальция, как при использовании сплавов, но с меньшими затратами на обработку. Кроме того, такое решение позволяет гибко варьировать составом наполнителя. В большинстве случаев в качестве кальцийсодержащего наполнителя используется СК30. Вместе с тем, исследования показали целесообразность, в определенных условиях, применения СК40 с повышением усвоения кальция. Производство такого сплава вызывает большие трудности в связи с его пониженной, относительно шлака, плотностью. Эта задача решается путем создания механической смеси SiCa и металлического кальция [130–134]. ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» имеет также приоритет по оптимизации состава магнийсодержащих наполнителей порошковой проволоки для внедоменной десульфурации и модифицирования чугуна [135–140].

Длительное время в СНГ для производства стали с нормированным содержанием серы в качестве наполнителя порошковой проволоки применяли серный колчедан. Такая технология показала недостаточную эффективность. Специалисты ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» и ОЭМК впервые в СНГ внедрили порошковую проволоку с чистой (комовой) серой и получили высокие результаты, которые приведены в соответствующем разделе. Отмеченные разработки новых наполнителей используются другими производителями порошковых проволок в Украине и России без права на их использование.

В таблице 4.1 представлены основные технические характеристики порошковой проволоки для обработки металлургических расплавов производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"», а в таблице 4.2 параметры бунтов порошковой проволоки того же производителя.

На просторах СНГ порошковую проволоку кроме ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» производят еще около 20 предприятий. В Украине это: фирма "Дарьял", ОАО "Металлургический комбинат им. Ильича", ООО "Модификатор", фирма "Симург", ЧП "КОМР". Производственные мощности по выпуску порошковой проволоки в Российской Фе-

дерации составляют около 40 тыс. т в год (таблица 4.3, [141]). Кроме указанных в таблице 4.3 имеются также сведения о производстве порошковой проволоки в России на следующих предприятиях: ОАО "Ванадий-Тулачермет", ЗАО "Ферросплав" (г. Челябинск) и др.

В настоящее время на отдельных предприятиях, например, ОЭМК, Молдавский металлургический завод и др., используется 4–8 видов проволоки и это, по-видимому, не предел. Поэтому вопросу размещения технологического комплекса по обработке расплава порошковой проволокой на агрегате ковш-печь должно быть уделено предметное внимание.

Таблица 4.1. Технические характеристики порошковой проволоки для обработки металлургических расплавов производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"»

Наполнитель		Диаметр проволоки, мм	Коэффициент заполнения, %	Номинальное наполнение, г/м
1		2	3	4
Силикокальций	СК30	13	56,5	225
		14	58,4	260
		15	59,4	275
	СК40	13	55,3	214
		14	57,0	240
		15	58,0	260
Железокальций	60/40	13	55,5	216
		15	60,0	269
	70/30	13	61,3	262
		15	65,4	340
Алюмокальций	60/40	13	42,1	126
		15	45,0	154
	70/30	13	49,2	160
		15	53,2	205
Графит молотый		13	46,4	150
		14	48,2	170
		15	49,6	185
Сера техническая		13	50,3	195
		15	51,8	215
		14	53,3	215
Ферробор (В = 16–20%)		13	74,7	510
		15	76,6	615
Феррониобий ФН660		10	67,8	330
		13	80,2	700
		15	80,4	770

Продолжение таблицы 4.1.

1	2	3	4
Феррованадий FeV80	13	75,0	520
	15	76,9	625
Ферротитан ФТи70	13	73,1	450
	15	76,0	570
Титан	13	54,8	200
	15	59,1	260
Лигатура с РЗМ	13	68,6	360
	15	71,8	460
Ферросиликобарий СиБа22	13	66,3	325
	15	70,0	420
Ферромolibден FeMo60	13	82,0	750
	15	84,0	940
Ферромарганец ФМн78	13	72,5	435
	15	76,0	565
Ферросилиций ФС65	13	64,5	300
	15	69,0	390
Ферросиликомагний ФСМг-9	10	45,3	130
	13	60,5	265
Ферросиликомагний ФС+Мг-45	10	37,5 (Mg – 18,75)	90
	13	56,0	210
Магний + инертная добавка	10	38,9	100

Примечание.

По заказам металлургических предприятий возможно изготовление порошковых проволок и с другими наполнителями, в том числе комплексными наполнителями в виде механических смесей различных материалов.

Таблица 4.2. Параметры бунтов порошковой проволоки

Размеры бунтов, мм			Длина проволоки в бунте, м		
внутренний диаметр	наружный диаметр	толщина	Ø 10 мм	Ø 13 мм	Ø 15 мм
600	1000	570	3100	2000	1550
600	1300	630	4500	3700	3000

4.1. КОНСТРУКТИВНЫЕ РЕШЕНИЯ И РАСПОЛОЖЕНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ВВОДА ПРОВОЛОК

Устройства для ввода порошковой проволоки являются неотъемлемой частью агрегатов ковш-печь. Комплекс по вводу порошковой проволоки обычно состоит из трайбаппарата, направляющей трубы или системы

направляющих труб и стенов статической размотки проволоки.

Таблица 4.3. Производители порошковой проволоки в России

Наименование и расположение	Количество станков	Производственная мощность, т/год	
		стана	всего
ООО "Северная палитра", (г. Глазов)	4	2000	8000
"Северсталь-метиз" (ЧСПЗ) (аффилирован с МК "Северсталь")	2	2000	4000
Новолипецкий МК	2	2000	4000
ЗАО "Тенакс" (г. Ногинск)	1	2000	2000
Западно-Сибирский МК	2	4000	2000
ЗАО "Юпитер" (г. Кострома)	1	1000	1000
Магнитогорский метизно-металлургический завод (аффилирован с ММК)	1	3000	3000
Ключевской завод ферросплавов	2	2000	4000
Челябинский электрометаллургический комбинат	1	4000	4000

Трайбаппарат представляет собой тянущее устройство, обеспечивающее ввод в расплав порошковой проволоки или алюминиевой катанки заданной длины с заданной скоростью. Общий вид трайбаппарата приведен на рис. 4.1.

Конструктивно трайбаппарат состоит из двух-трех (четырёх) пар роликов, между которыми протягивается порошковая проволока.

Нижние или верхние ролики (в зависимости от конструктивного оформления) приводятся в движение от двигателя через редуктор. Другой ролик каждой пары прижимается к ведущему при помощи пружин или сжатого воздуха, что обеспечивает движение проволоки.

Привод трайбаппарата обеспечивает плавное регулирование скорости в заданных пределах путем изменения подаваемой мощности с помощью тиристорного преобразователя (регулировка по току) или частотным преобразователем (регулировка по частоте). При регулировании по току используют двигатели постоянного тока, при регулировании по частоте используется асинхронный двигатель. Следует отметить, что асинхронные двигатели имеют меньшие габаритные размеры, конструктивно просты и надежны в эксплуатации по сравнению с двигателями постоянного тока. В то же время, тиристорные преобразователи проще конструктивно, более ремонтнопригодны по сравнению с частотными преобразователями. По количеству задаваемых проволок в промышленности используют трайбаппараты одно-, двух- и многорульевые.

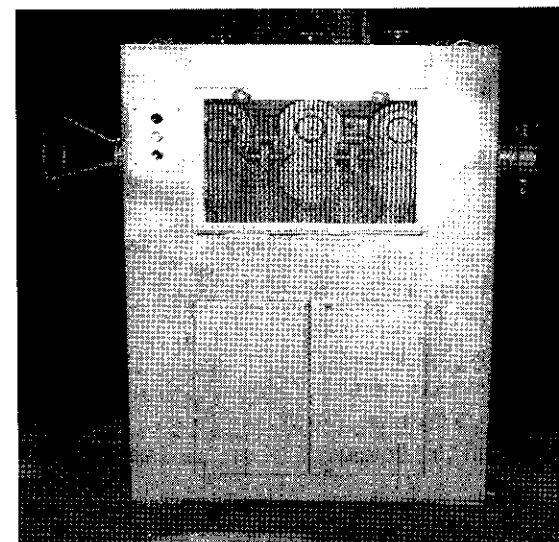


Рис. 4.1. Трайбаппарат конструкции ОАО «Завод "Универсальное оборудование"»

В России основными производителями трайбаппаратов являются ОАО "Чепецкий механический завод", ОАО "Стальпроект" и др., в Украине производят трайбаппараты ОАО «Завод "Универсальное оборудование"», ОАО "НовоКраматорский машиностроительный завод", ОАО "Днепро-песталь" (для своих нужд) и др. (таблица 4.4).

Основные технические характеристики трайбаппаратов, выпускаемых ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» представлены в таблице 4.5. Более подробно конструкции трайбаппаратов представлены в работах [128, 129].

Стенды для статической размотки предназначены для установки в них бунтов проволоки и обеспечения ее порядной размотки, исключаяющей запутывание проволоки.

Система направляющих труб обеспечивает подачу проволоки от трайбаппарата в заданную точку расплава в ковше.

На основании практического опыта нами были определены основные критерии проектирования направляющих проводок, исходя из сортамента порошковой проволоки и алюминиевой катанки. Обычно на металлургических предприятиях используют порошковую проволоку диаметром 10–16 мм и алюминиевую катанку диаметром 9–15 мм. Учитывая, что толкающая сила существующих трайбаппаратов в зависимости от мощности двигателя и максимальной скорости движения проволоки составляет 100–300 кг, длина направляющей проводки не должна превышать 11 м. Внутренний диаметр направляющих труб обычно составляет 40–52 мм.

Таблица 4.4. Основные производители трайбаппаратов в странах СНГ




№ п/п	Наименование производителя	Характеристика трайбаппаратов		
		Количество ручьев	Система управления	Возможность подключения к АСУТП
1	ОАО «Завод "Универсальное оборудование"», г. Донецк, Украина	1, 2, 4	частотный преобразователь	+
2	ОАО "НКМЗ" г. Краматорск, Украина	1, 4	ЭПУ	+
3	ОАО "Днепрспецсталь" г. Запорожье, Украина	2, 4	частотный преобразователь	н.д.
4	Фирма "Рапид", г. Донецк, Украина	1	частотный преобразователь	н.д.
5	ОАО "Чепецкий механический завод", г. Глазов, РФ	1, 2, 4	контроллер SIEMENS SIMATIC S7-300	+
6	ЗАО "Юпитер ЛТД" г. Кострома, РФ	1, 2	ЭПУ	н.д.
7	ОАО "Стальпроект", г. Липецк, РФ	2	частотный преобразователь	н.д.

При меньшем внутреннем диаметре увеличивается сопротивление движению проволоки, при большем – проволока может скручиваться в трубах. Радиусы изгиба направляющих труб должны быть не менее 1200 мм. Расстояние от конца направляющей трубы до зеркала металла для устойчивого ввода проволоки и, соответственно, лучшего усвоения вводимого компонента должно быть в пределах 400–600 мм. Ввод проволоки целесообразно осуществлять вертикально к зеркалу металла. При наличии "разрывов" в трубах (при поворотных системах подачи проволоки) длина разрыва не должна превышать 200–250 мм. Для обеспечения необходимого расстояния от конца направляющей трубы до зеркала металла обычно используют несколько вариантов. Наиболее простой – водоохлаждаемая труба ("кессон"), расположенная под крышкой ковша-печи и запитанная охлаждающей водой из системы охлаждения крышки. На некоторых предприятиях на конец направляющей трубы надевают скользящий патрубок – "телескоп" с зазором 2–3 мм на сторону, который перед вводом проволоки опускается в рабочее пространство ковша-печи под крышку на заданный уровень от зеркала металла. Имеются системы направляющих труб с автоматической установкой зазора между концом трубы и зеркалом металла. В этих системах устанавливаются три-четыре уровня, на которые перемещается "телескоп".

Таблица 4.5. Основные технические характеристики трайбаппаратов, выпускаемых ОАО «Завод "Универсальное оборудование"»

ОБОЗНАЧЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ	МОДЕЛИ ТРАЙБАППАРАТОВ		
	ТА04 Чугун, сталь Ковши 30-350т 1	ТА05 Чугун, сталь Ковши 20-350т 1	ТА08 Чугун, сталь Ковши 30-350т 2 Ручей №1 Ручей №2
Количество ручьев	1	1	2
Диаметр подаваемой проволоки: - порошковой, - алюминиевой катанки	9-15	9-13	9-15 Не более 13
Рабочая скорость подачи проволоки при частоте 50 Гц, м/с	5	4	6
Наибольшее программируемое задание длины проволоки, м	9999	9999	9999
Точность измерителя длины подаваемой проволоки, %	3	3	3
Напряжение сети, В	380	380	380
Частота сети, Гц	50	50	50
Электропривод	Частотный преобразователь фирмы «SIEMENS»	Частотный преобразователь фирмы «SIEMENS»	Частотный Преобразователь Фирмы «SIEMENS»
Двигатель асинхронный с короткозамкнутым ротором; мощность, кВт	11	7,5	11 22
- для подачи порошковой проволоки - для подачи алюминиевой катанки			11 22
Количество приводных роликов, шт	3	3	3 на каждом ручье

Продолжение таблицы 4.5.

Количество прижимных роликов, шт Усилie на нажимном ролике, Н Габаритные размеры:	3		3 на каждом ручье На каждом нажимном ролике1150
	1150	1150	
-длина, ширина, высота, мм Трайбаппарата Шкафа управления Пульта управления Масса, кг	1200 x 650 x 1600 600 x 450 x 1320 360 x 340 x 1100	1050 x 600 x 1450 - -	1200 x 1220 x 1650 1100 x 450 x 1500 360 x 340 x 1100
Трайбаппарата Шкафа управления Пульта управления	820 82 36	650 - -	1660 185 15
Комплект поставки ТА: - трайбаппарат, ТА - шкаф управления, ШУ - пульт управления, ПУ	ТА04 	ТА05 	ТА08 
Стенды статической размотки проволоки, рекомендуемые для работы с трайбаппаратами в составе технологического комплекса	РС13, РС16	РС13, РС16	РС13, РС16, РС14

Примечание.

В настоящее время ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» может производить также и четырехручьевые трайбаппараты.

В зависимости от уровня металла в ковше сталевар ковша-печи выбирает необходимый уровень, и таким образом корректирует расстояние между "телескопом" и зеркалом металла. В других системах "телескоп" автоматически опускается под крышку ковша-печи, а трайбаппарат с направляющей трубой перемещается вперед до совмещения направляющей трубы и "телескопа".

Размотка проволоки чаще всего осуществляется со стендов статической размотки ("корзин"). На некоторых предприятиях размотка проволоки осуществляется с одноразовых каркасов, поставляемых заводом-изготовителем проволоки. В этом случае бунты проволоки поставляются упакованными в одноразовый каркас.

На металлургические предприятия дальнего зарубежья порошковая проволока, как правило, поставляется в одноразовых каркасах, которые после размотки проволоки являются невозвратной тарой. С завода-изготовителя проволока поставляется автомобильным транспортом, на котором каркасы с бунтами проволоки установлены в один ряд. На предприятия СНГ, учитывая большие расстояния, проволока обычно поставляется железнодорожным транспортом. Для полной загрузки вагонов экономически выгодно поставлять проволоку в бунтах, уложенных в три-четыре ряда высотой. В этом случае целесообразно применять стационарные стенды статической размотки. Кроме того, изготовление каркасов удорожает проволоку.

Размотка проволоки осуществляется из "корзин", расположенных на одном уровне с трайбаппаратами. Рекомендуется в этом случае устанавливать "корзину" и трайбаппарат соосно. Возможна размотка проволоки из "корзин", установленных горизонтально под углом 90° к оси трайбаппарата, на различных по высоте уровнях. В этом случае для изменения направления движения проволоки используют или направляющий ролик (шкив), или изогнутую роликовую проводку. По нашему мнению, размотка проволоки таким способом организационно затруднена. Необходимо дополнительное оборудование (погрузчик) для подвоза проволоки, усложняется заправка проволоки в трайбаппарат: вначале нужно опустить вниз трос, зацепить проволоку и поднять ее вверх, а затем заправить в подающие ролики.

Учитывая, что сортамент используемых видов порошковой проволоки постоянно расширяется, целесообразно предусматривать установку многоручьевых трайбаппаратов, а стенды для бухт проволоки располагать этажеркой – одна над другой.

4.2. ОБРАБОТКА СТАЛИ КАЛЬЦИЙСОДЕРЖАЩИМИ РЕАГЕНТАМИ

В настоящее время уже можно говорить о достаточно широком сор-

таменте порошковых проволок по наполнителям. Однако наиболее эффективной и необходимой в сталеплавильной технологии остается обработка расплава кальцийсодержащими реагентами по следующим причинам [129, 142–144].

В современной металлургии большинство сталей раскисляют алюминием и, как правило, его содержание нормируется. Однако и в сталях, предметно не раскисляемых алюминием, он также присутствует, хотя и в меньшем количестве. Алюминий не только удобен (технологичен), но и служит действенным модификатором структуры, обеспечивающим получение более плотной стали с заданным мелким зерном и хорошими показателями пластичности и вязкости. Вместе с тем глинозем при общей относительно высокой чистоте стали вызывает резкое ухудшение жидкотекучести, затягивание каналов разливочных стаканов. Кристаллические остроугольные включения, как концентраторы напряжений и очаги разрушения металла, особенно опасны в условиях охрупчивания стали при низких температурах и больших мгновенных нагрузках. Глинозем отрицательно сказывается на свойствах жидкого и твердого металла, из-за чего был введен запрет на применение алюминия для раскисления сталей ответственного назначения, например, железнодорожного сортамента, что, в свою очередь, создает известные проблемы обеспечения качества металлопродукции. Обработка стали, раскисленной алюминием, кальцийсодержащей порошковой проволокой позволяет устранить эти нежелательные эффекты. Это достигается изменением природы глиноземных включений контролируемым вводом кальция. При этом тугоплавкие соединения глинозема трансформируются в жидкие алюминаты кальция, которые обеспечивают разливаемость металла и устраняют негативное влияние продуктов раскисления стали алюминием на свойства металлопродукции.

Проведенные исследования, многочисленные промышленные данные, с учетом ранее известных сведений, позволили выработать теоретические основы и создать концепцию оптимальной технологии внепечной обработки расплава порошковыми проволоками с высокоактивными элементами, предусматривающую комплексное воздействие кальция на этапах металлургического передела.

Регламентируя подачу в расплав этого активного элемента можно влиять на содержание кислорода и серы, состав, форму и размеры неметаллических включений – или недеформируемые глобулярные для листового проката, или, наоборот, высокопластичные для глубокой вытяжки, на структуру непрерывнолитого металла и качество поверхности и, наконец, на границы зерен. В конечном итоге это обеспечивает возможность существенного повышения уровня качества металла массового производства и специальных свойств стали ответственного назначения.

В металлургии развитых стран использование кальцийсодержащей порошковой проволоки является стандартной, общепринятой технологией

сталеплавильного производства. В настоящее время во многих контрактах на поставку металлопродукции все чаще не только оговаривается обязательная обработка кальцием, но и нормируется остаточное его содержание или отношение Ca/S , что гарантирует более высокий уровень качества металла. В СНГ многие металлургические предприятия используют новую технологию с применением порошковой проволоки. В определенной степени это характеризует уровень технологии сталеплавильного производства на этих предприятиях и отношение к качеству металла и снижению затрат.

4.2.1. Технологические аспекты внепечного рафинирования стали кальцием

Первостепенной задачей для непрерывной разливки раскисленных алюминием сталей является обеспечение их разливаемости, что достигается регламентированным вводом кальцийсодержащей порошковой проволоки в ковш при внепечной обработке в зависимости от содержания Al , S , O в расплаве [129, 145]. Верхний и нижний предел количества вводимого кальция ограничивается появлением отложений различного состава в дозирующем и погружном стаканах. При недостаточном количестве кальция – это отложения глинозема и алюминатов кальция с высокой температурой плавления, при избыточном – это тугоплавкие сульфиды кальция. И в том, и в другом случае происходит постепенное зарастание стаканов, скорость разливки снижается, уровень наполнения кристаллизаторов становится нестабильным и его невозможно регулировать даже при полностью открытом стопоре. В конечном итоге это приводит к большим производственным потерям и нарушениям в работе цеха. Интервал между предельным вводом (содержанием) кальция может быть достаточно широким, но это зависит от содержания в стали алюминия, кислорода, серы, температуры разливки и других параметров. При отработанной технологии в расплаве исключается присутствие твердых включений глинозема, тугоплавких алюмокальциевых соединений, сульфида кальция, а также MnS , что при общем снижении количества неметаллических включений способствует повышению качества металла.

Оптимальное количество вводимого кальция определяется на основе термодинамических расчетов, накопленного опыта в производстве стали и анализа данных опытно-промышленных исследований в конкретных условиях. Такая методика позволяет выработать практические параметры соотношений $[Ca]/[Al]$, $[Ca]/[S]$, $[Ca]/[O]$ и др., с учетом усвоения кальция, для достижения поставленной цели.

На слябовых и блюмовых традиционных МНЛЗ для снижения остроты проблемы разливаемости, используют дозирочные стаканы завышен-

ного диаметра – до 50–60 мм. При этом в расплаве, после обработки кальцием, могут оставаться тугоплавкие включения, но они не приводят к существенным отклонениям при разливке.

В последнее время в развитии непрерывной разливки стали проявляется явная тенденция предпочтительного использования мелкосортных МНЛЗ в связи со стремлением снижения затрат на производство металлопродукции. При этом усложняется задача обеспечения разливаемости в связи с существенным уменьшением диаметра разливочных стаканов. Известно [145–147], что интервал благоприятного содержания кальция расширяется с уменьшением содержания серы в стали. Однако в некоторых марках стали нормируется повышенное содержание серы. Это еще более усложняет задачу эффективного ввода кальция.

Решение таких проблем в металлургии СНГ в настоящее время находится в стадии развития. На отдельных предприятиях разливаемость раскисленных алюминием сталей с относительно низким содержанием серы при отливке заготовок небольших сечений, например, круг 150 мм, обеспечивается при увеличении диаметра стакана до 32–34 мм. Поэтому целесообразно предметно рассмотреть проблему разливаемости стали в жестких условиях – при малом диаметре разливочного стакана и повышенном содержании серы.

На фирме "Hüttenwerke Krupp Mannesmann GmbH" в Дуйсбурге освоено производство стали для бесшовных прецизионных труб с высокой чистотой по оксидам [148]. Содержание серы в таких сталях составляет 0,02–0,03 % для улучшения обрабатываемости резанием. Сталь раскисляется алюминием ($[Al] = 0,02–0,03 \%$). Диаметр непрерывнолитых заготовок от 177 до 406 мм. Внутренний диаметр разливочных стаканов 22 мм, что позволяет избежать вредной коагуляции включений в погружном стакане [149] и обеспечить нужную чистоту стали по оксидам [150]. Объем производства такой стали с содержанием серы 0,01–0,03 % составляет порядка 15 % всего объема производства. Сталь выпускают из кислородного конвертера емкостью 250 т, при этом предварительно вводят 400 кг Al и легирующие элементы. На выпуске осуществляется донная продувка стали аргоном с расходом до 3 м³/мин.

После подачи ковша со сталью на агрегат внепечного рафинирования регулируется степень раскисления стали, корректируется химический состав и температура стали, обеспечивающая при разливке температуру 1550 °С. Преобразование оставшихся в стали включений глинозема осуществляется в конце процесса обработки вводом порошковой проволоки с силикокальцием. При этом расход дувяемого через продувочные пробки газа снижают до 0,1 м³/мин, чтобы способствовать удалению образующихся капель включений Al₂O₃/CaO и избежать эмульгирования покровного шлака.

Промежуточные ковши оснащены устройствами для защиты струи

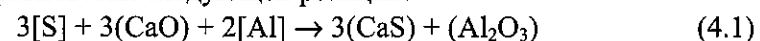
металла инертным газом и оборудованы системой перегородок для направления потока стали и удаления включений.

Содержание кислорода в жидкой стали после конвертерной плавки составляет 0,05–0,15 %. В ходе выпуска стали из конвертера и при ее последующей обработке в ковше происходит связывание кислорода алюминием с образованием глинозема. Мелкодисперсные выделения коагулируют в результате их столкновения вследствие броуновского движения частиц и их дрейфа в сдвиговом турбулентном потоке. Укрупненные частицы быстро всплывают и в расплаве остаются только включения размером менее 20 мкм, которые и скапливаются на внутренних стенках разливочных и погружных стаканов при отсутствии обработки стали кальцием. Под воздействием кальция частицы глинозема превращаются в жидкие частицы алюминатов кальция. В соответствии с бинарной фазовой диаграммой CaO–Al₂O₃ жидкие алюминаты образуются при мольной доле извести в интервале 60–70 %. Однако повышенное содержание серы ограничивает рабочий интервал технологии вследствие появления условий для выделения сульфида кальция CaS. Температура плавления CaS составляет 2527 °С, он находится в виде твердых частиц и, как было отмечено, может ухудшать разливаемость.

Этот вопрос рассматривался в нашей работе [129], где даны расчетные формулы и диаграмма, удобная для практического использования, в которых определяются пределы содержания серы при заданном содержании алюминия. Однако интересен подход к этой проблеме, изложенный в работе [151], по определению "окна разливаемости" сталей с повышенным содержанием серы.

На рис. 4.2 показан фрагмент фазовой диаграммы Al₂O₃–CaO–CaS [58]. Когда содержание CaS составляет 1,5–4,0 % по массе, сульфид кальция может растворяться в этой фазе до насыщения при температуре 1500 °С в зависимости от отношения CaO/Al₂O₃. В связи с этим, алюминаты с высоким содержанием кальция имеют более высокую способность поглощать CaS, чем алюминаты с высоким содержанием глинозема. При этом отметим, что растворимость сильно зависит от температуры.

Для использования термодинамических методов при расчете насыщения сульфидом кальция жидких алюминатов кальция необходимо учитывать условия равновесия следующей реакции:



с константой равновесия

$$K = \frac{a_{(CaS)}^3 \cdot a_{(Al_2O_3)}}{a_{[S]}^3 \cdot a_{(CaO)}^3 \cdot a_{[Al]}^2} \quad (4.2)$$

Принимается, что исходным состоянием глинозема, извести и сульфида кальция является их твердое состояние и эти вещества чистые, а стандартный раствор алюминия и серы в стали – это разбавленный 1-

процентный раствор.

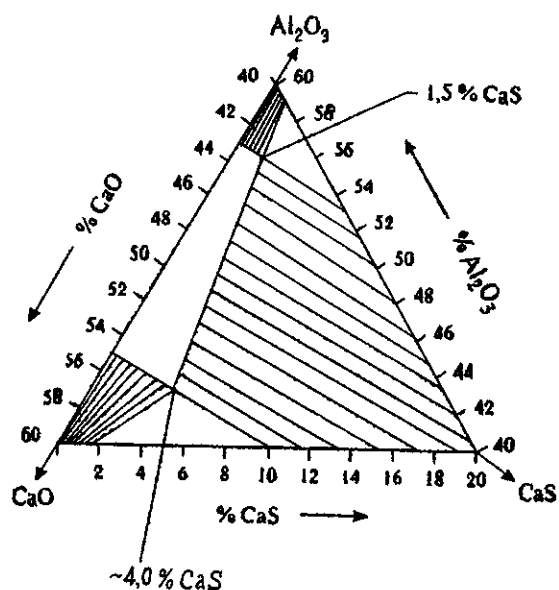


Рис. 4.2. Фрагмент фазовой диаграммы $\text{Al}_2\text{O}_3\text{--CaO--CaS}$ при температуре 1500°C

Для определения константы равновесия в работе [58] приводится выражение:

$$\lg K = 50043/T - 17,9. \quad (4.3)$$

Следует учитывать наличие шлага из алюмината кальция, насыщенного сульфидом кальция, при расчете равновесия, если активность сульфида кальция равна 1.

Далее решается уравнение (4.2) относительно активности серы и активности алюминия при активности сульфида кальция, равной 1:

$$3 \lg a_{[S]} + 2 \lg a_{[Al]} = \lg a_{(\text{Al}_2\text{O}_3)} - 3 \lg a_{(\text{CaO})} - \lg K_{(3)}. \quad (4.4)$$

Гипербола, описывающая растворение сульфида кальция, рассчитывается как функция активностей извести и глинозема в шлаке при известной константе равновесия K . Наиболее представительные данные об активностях приведены в работе Рейна и Чипмана [152].

Кривые насыщения, построенные в интервале температур в условиях равновесия между твердым сульфидом кальция и алюминатом, в котором мольная доля извести равна 60 %, приведены на рис. 4.3.

Как показывают расчеты, при температуре разливки 1550°C и при содержании алюминия в стали, равном 0,02 % и менее по массе, предельное содержание серы составит приблизительно 200 ppm.

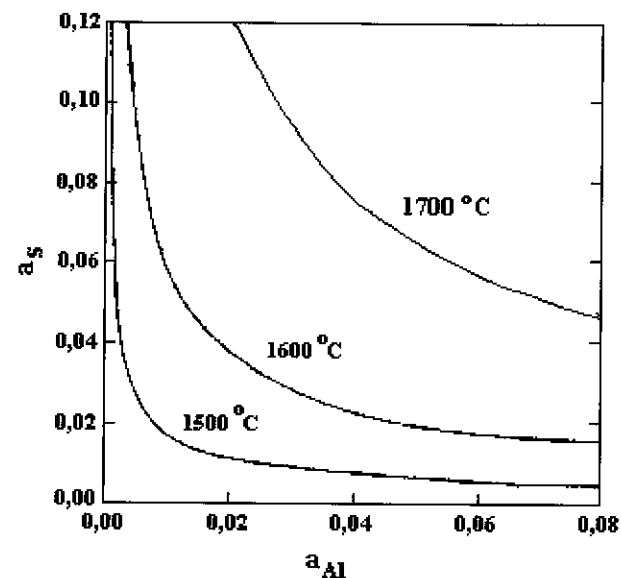


Рис. 4.3. Равновесие между твердым сульфидом кальция и жидким алюминатом кальция при мольной доле извести, равной 60 %

В области над кривыми частицы твердого сульфида кальция выделяются из жидкого алюмината кальция. В области ниже кривых сульфид кальция остается растворенным в алюминате. При работе со сталями с повышенным содержанием серы "окно разливаемости" расширяется при повышении температуры разливки и при понижении содержания алюминия.

Полученные результаты являются ценной информацией для определения возможностей обработки кальцием стали с повышенным содержанием серы, раскисленной алюминием с учетом ограничений, накладываемых на эту обработку. Однако из них не следует прямых рекомендаций правильного метода ввода кальция, при котором получают алюминаты кальция с низкой температурой плавления.

Как было отмечено выше, в нашей работе [147] приведена диаграмма, связывающая предельное содержание серы в зависимости от содержания алюминия и дана расчетная формула определения количества вводимого кальция. В то же время, приведенный анализ литературных источников по рекомендуемым соотношениям $[\text{Ca}]/[\text{Al}]$, $[\text{Ca}]/[\text{O}]$ для предотвращения зарастания разливочных каналов показывает заметные колебания как расчетных, так и промышленных данных. На фирме Nippon Steel [153], например, нижний предел соотношения $[\text{Ca}]/[\text{Al}]_{\text{общ}}$ изменяется в пределах 0,05–0,085 при верхнем 0,125 для различных марок стали. В работе [145] отношение $[\text{Ca}]/[\text{Al}]_{\text{общ}} = 0,11\text{--}0,14$, а $[\text{Ca}]/[\text{Al}]_{\text{окс}} = 0,8\text{--}1,6$. Это подтверждает вывод о необходимости уточнения рабочего метода обработки стали кальцием в условиях конкретного цеха. Такая методика использована и

"Huttenwerke Krupp Mannesmann" [148].

Допустив, что включения глинозема при предварительном раскислении алюминием на выпуске полностью удаляются в ковшевой шлак и количество глинозема в стали в конце процесса обработки пропорционально количеству алюминия, введенного в сталь при регулировании ее химического состава, провели ряд опытно-промышленных плавов с различным количеством вводимого кальция. В некоторых случаях это привело к потерям металла при разливке (не полностью разлитые плавки) из-за жесткого затягивания разливочных стаканов.

Ввод кальция осуществляли исходя из данных о расходе алюминия при внепечном рафинировании, начиная с минимального количества, определенного путем теоретических проработок. В условиях эксперимента расход силикокальция изменяли от 80 кг на плавку (~ 0,32 кг/т) до 115 кг (~ 0,46 кг/т) при вводе 350 кг алюминия.

На основании оценки данных по разливаемости стали, полученных при обработке многих плавов, был выработан рабочий метод, который был проверен при серийной разливке двух плавов.

При обработке первой плавки на установке внепечного рафинирования в сталь ввели 330 кг алюминия и 110 кг силикокальция, а при обработке второй плавки, соответственно, 220 кг алюминия и 100 кг силикокальция. Плавки разлились без замечаний. Отмечена высокая чистота стали по оксидам. Более чем в четыре раза понизилась отбраковка, связанная с проблемами разливки.

Вместе с тем, анализ приведенных в работе [148] данных показывает, что расход силикокальция на этих плавках не пропорционален количеству введенного при корректировке алюминия. Кроме того, оценка рабочего метода по количеству введенного алюминия и силикокальция без данных о содержании их в металле непредставительна и исключает возможность воспроизводства этой технологии и результатов. Поэтому мы выполнили проработку имеющихся фактических (паспортных) данных и получили следующие усредненные результаты (таблица 4.6).

Таблица 4.6. Типичный химический состав трубной стали

C	Si	Mn	S	Al	Cr	V	Nb	Ca
в сталеплавильном ковше после выпуска металла								
0,157	0,19 – 0,25	1,32 – 1,52	0,025 – 0,039	0,011 – 0,043	0,04 – 0,05	0,12 – 0,13	0,030 – 0,035	0,0004
в сталеплавильном ковше после внепечной обработки								
0,190- 0,200	0,27 – 0,33	1,49 – 1,53	0,0267 – 0,0305	0,020	0,031	0,5	0,14 – 0,16	0,031 – 0,036
в промежуточном ковше								
0,198- 0,205	0,29 – 0,31	1,52	0,0268 – 0,0300	0,018 – 0,030	0,5	0,15	0,030 – 0,036	0,0013- 0,0015

Температура металла в конвертере	1715–1722 °С;
Температура металла: по первой пробе в сталковше	1647–1678 °С;
по последней пробе в сталковше	1580–1583 °С;
по первой пробе в промковше	1558–1546 °С;
по последней пробе в промковше	1548–1551 °С.

На одной плавке температура в промковше снизилась до 1530–1528 °С.
Снижение температуры металла от выпуска до окончания процесса внепечного рафинирования 70–80 °С.

Снижение температуры металла в ковше от последней пробы в сталковше до первой пробы в промковше 27–36 °С.

Как следует из приведенных данных, ввод Si, Mn, Cr, V, Nb осуществлялся практически полностью при выпуске металла из конвертера с очень незначительной корректировкой при внепечной обработке.

Снижение содержания общего кальция от последней пробы в сталковше до первой пробы в промковше 41–50 %.

Усвоение кальция по вводу 23–27 %.

Отношение $[Ca]/[Al]_{\text{общ}}$:
в сталковше 0,11–0,15;
в промковше 0,05–0,075.

Для получения заданного соотношения $[Ca]/[Al]_{\text{общ}}$, расчет количества вводимого кальция должен производиться с учетом фактического содержания $[Al]_{\text{общ}}$ в расплаве и с учетом уровня усвоения кальция из опыта в конкретных условиях, а не "пропорционально количеству алюминия, введенного в сталь при регулировании химического состава" [148].

Еще один важный фактор. При снижении температуры металла в промежуточном ковше ниже заданной для рассматриваемой трубной стали 1550 °С–1540°, 1530°, 1528 °С – разливочные стаканы все более зарастают, что приводит к прекращению разливки. При этом анализ структуры излома корки отложений с использованием растрового электронного микроскопа показал, что частицы с округленными краями состоят из сульфида кальция, а основная масса отложений состоит из алюмината кальция. Из этого был сделан вывод, что прекращение разливки было связано с отложением сульфида кальция, а не из-за "холодного металла", как часто считают. При снижении температуры разливки ниже заданной начинает выделяться сульфид кальция, который и является причиной зарастания стаканов. В данном случае именно содержание серы ограничивает нижний предел температуры разливки.

Проведенное обсуждение решения проблемы разливаемости раскисленной алюминием стали в жестких условиях по содержанию серы и при малом диаметре разливочного стакана создает основу для определения значений основных параметров рабочей технологии для достижения поставленной цели.

Нормированное повышение содержания серы характерно для отдельных групп марок стали. Для большинства марок стали снижение содержания серы до 0,010 % и менее существенно расширяет интервал благоприятного влияния кальция не только для обеспечения разливаемости, но и для более существенного влияния на свойства металлопродукции. При этом важным фактором становится низкая окисленность шлага ($FeO \leq 0,5-1,0\%$) и металла.

Общим правилом при внепечной обработке стали кальцием является:

- ввод кальция в глубоко раскисленный металл на последнем этапе процесса обработки;
- количество вводимого кальция определяется в зависимости от содержания алюминия и серы в стали;
- содержание алюминия и серы в стали предпочтительно ограничить нижним пределом нормативных требований.

Модифицирование неметаллических включений кальцием схематически представлено на рис.4.4.

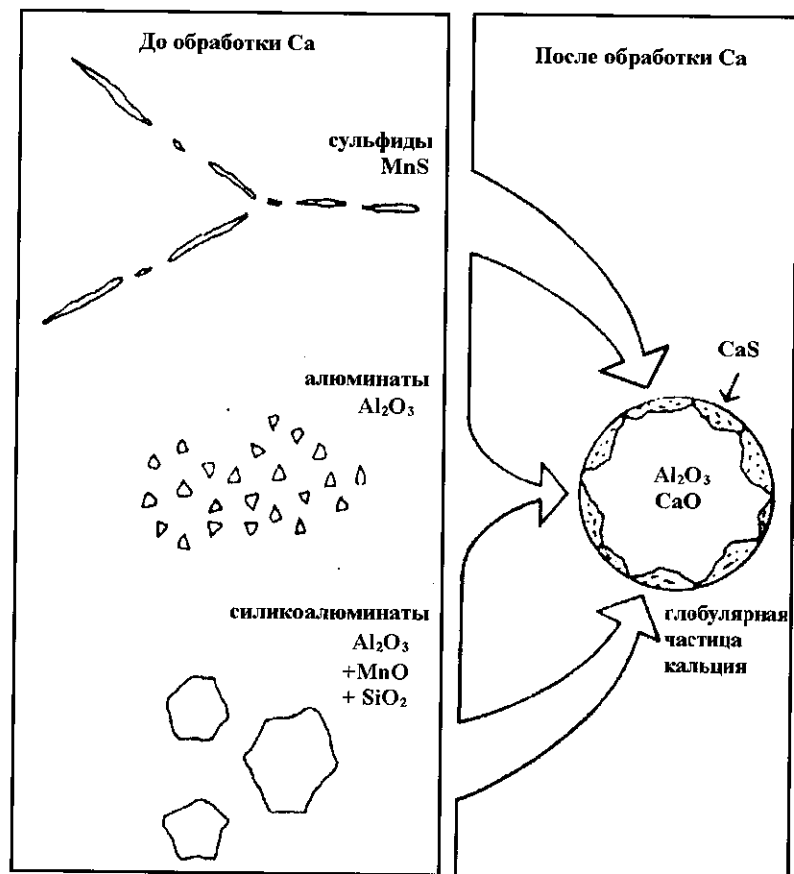


Рис.4.4. Схема модифицирования неметаллических включений кальцием

При рассмотрении вопроса модифицирования включений кальцием необходимо отметить следующее. Общий алюминий, который является параметром свойств металла, состоит, как известно, из растворимого и нерастворимого в кислоте алюминия. Нерастворимый алюминий состоит почти полностью из алюминия во включениях глинозема и, в отдельных случаях, нитридов. На рис. 4.5 приведены данные по изменению содержания алюминия общего, кислоторастворимого и оксидного при продувке инертным газом, полученные нами на установке внепечной обработки стали Мариупольского металлургического комбината им. Ильича [129].

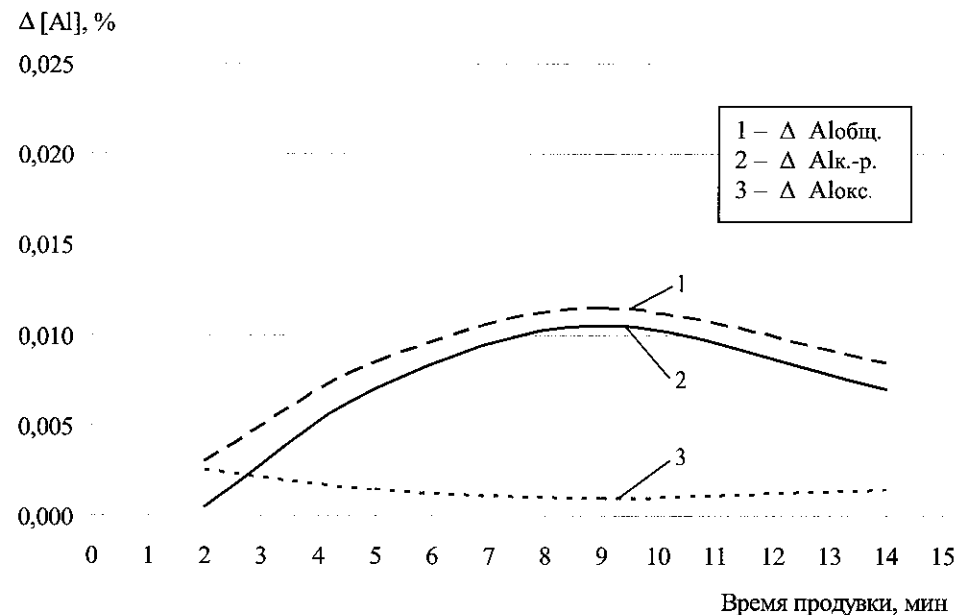


Рис. 4.5. Изменение содержания в стали алюминия общего (1), кислоторастворимого (2) и оксидного (3) в зависимости от времени продувки

Очевидно, что количество вводимого кальция должно зависеть от содержания оксидного алюминия в стали перед обработкой, которое по ходу внепечной обработки изменяется.

При температурах непрерывной разливки стали (1550–1580 °С) алюминатные включения будут находиться в жидком виде при соотношении $Ca/Al_{окс} = 0,8-1,6$ [154]. Тем не менее, на практике, как и приведено выше, при определении количества кальция для ввода в расплав зачастую учитывают содержания общего алюминия. При этом допускается, что содержание оксидного алюминия пропорционально содержанию общего. В этом случае отношение $[Ca]/[Al]_{общ}$ оценивается значением 0,08–0,14 и уточ-

няется в конкретных условиях производства.

При обработке расплава кальцием после раскисления алюминием увеличение концентрации общего алюминия создает предпосылки для выделения сульфидов кальция CaS, которые, имея высокую температуру плавления, ухудшают жидкотекучесть и не в меньшей степени, чем глинозем, закупоривают разливочные стаканы.

Если при одном и том же содержании исходного кислорода провести раскисление алюмокальцием, то при большем расходе алюминия оксидные включения превратятся в Al_2O_3 , с образованием CaS [155]. По мере уменьшения содержания алюминия увеличивается количество оксидов кальция CaO и исчезает сульфид кальция CaS. Из этого следует, что содержание алюминия в стали целесообразно ограничивать нижним пределом нормативных требований. Допускаемый разброс в концентрации алюминия свидетельствует об отсутствии контроля состояния расплава и нестабильном усвоении алюминия и приводит к усложнению процесса обработки и повышенным затратам.

Учитывая возможность многофакторного воздействия кальция на свойства жидкой и твердой стали, использование различных вариантов кальцийсодержащих наполнителей порошковой проволоки – CaSi, CaAl, CaFe – технологические приемы для решения различных целевых задач должны определяться с учетом конкретных требований и особенностей марочного состава.

Использование порошковой проволоки дает возможность регламентировать остаточное содержание кальция в жидком и готовом металле для влияния на физико-химическое состояние расплава при охлаждении и затвердевании, а также на свойства металлопродукции. Если для обеспечения разливаемости достаточно иметь в промежуточном ковше МНЛЗ 0,0010–0,0020 % Ca, то для более существенного влияния на свойства полученного металла – 0,0020–0,0030 % Ca, а для влияния на состояние границ зерен – 0,0035–0,0060 % Ca. При этом следует учитывать ограничивающее действие содержания в стали серы. Весьма эффективным параметром качества металла является достижение соотношения $[Ca]/[S]$ на уровне 1,0–2,0, что часто оговаривается в контрактах, особенно на поставку трубной стали. Выполнение таких требований возможно при снижении содержания серы до ультранизких значений и при этом достижения достаточно высоких значений остаточного содержания кальция. Такая задача требует решения дополнительных проблем, в частности, взаимодействия кальция с огнеупорными материалами шибера затвора сталеразливочного ковша. При содержании кальция выше 0,0030–0,0040 % в расплавах могут протекать реакции, характер которых зависит от материала и отношения общего содержания кальция к содержанию оксида алюминия [156]. Если отношение $[Ca]/[Al]_{окс}$ находится в пределах 0,8–1,6, образуются легкоплавкие соединения, которые могут, реагируя с SiO_2 Al_2O_3 огнеупорного материала,

вымывать и уносить этот материал. Эта задача решается правильным выбором огнеупорного материала, обладающего высокой стойкостью к износу.

Важным технологическим и экономическим аспектом является усвоение кальция из порошковой проволоки. Металлический кальций имеет температуру плавления 851 °С, испарения – 1492 °С. При температурах жидкой стали упругость паров кальция составляет 0,15–0,20 МПа. Его ввод в чистом виде сопровождается бурной реакцией и, как следствие, низким усвоением. Для снижения давления паров кальция его вводят в виде сплавов, содержащих Si или Al. Силикокальций марки СК30 – наиболее широко используемый сплав для ввода кальция в сталь. Это обусловлено тем, что такое соотношение компонентов в сплаве (30 % Ca и 60 % Si) обеспечивает оптимальное сочетание основных теплофизических параметров, влияющих на усвоение кальция. Температура плавления такого сплава, в соответствии с диаграммой состояния системы Ca–Si, повышается до 1100 °С, а упругость паров кальция снижается до уровня, близкого к давлению окружающей среды около поверхности расплава [157]. Таким образом, расширяется область наиболее эффективного взаимодействия жидкого материала наполнителя с компонентами расплава. При регламентированной скорости ввода порошковой проволоки кальций растворяется в металле, не переходя в газообразное состояние. Это подтверждается отсутствием каких-либо выделений на поверхности расплава при вводе проволоки и обеспечением усвоения ввода кальция до 20 % и выше.

При снижении содержания кальция в наполнителе (СК15, СК20) рассмотренные теплофизические параметры, судя по фактическому соотношению кальция и кремния в сплаве, изменяются незначительно. Однако увеличивается содержание нежелательных примесей в наполнителе и стоимость собственно кальция в проволоке. Для ввода заданного количества кальция в сталь метраж вводимой проволоки с СК15, по сравнению с СК30, должен увеличиться почти вдвое, соответственно увеличивается время обработки и потери температуры. Очевидно, что в этом случае существенно увеличиваются затраты на обработку стали. Поэтому в мировой металлургической практике, как правило, используется силикокальций марки СК30. Последнее время появилась тенденция использования в определенных условиях СК40.

4.2.2. Комплексное воздействие кальция на свойства жидкой и твердой стали

На металлургических предприятиях обработкой расплава кальцием, прежде всего, решается важная задача разливаемости на МНЛЗ сталей, раскисленных алюминием. При этом устраняется отрицательное влияние

глинозема в расплаве и готовой продукции, снижается содержание вредных примесей, оксидов и сульфидов, изменяется состав и форма неметаллических включений, что приводит к повышению качества металла.

Принимая во внимание, что на ряде предприятий кальций при его вводе в жидкую сталь используется не в полной мере, целесообразно напомнить, что кроме обеспечения разливаемости раскисленной алюминием стали, особенно в условиях непрерывной разливки, этот высокоактивный элемент предназначен для решения следующих задач [145]:

- снижение содержания кислорода, серы, неметаллических включений;
- модифицирование неметаллических включений с целью получения глобулярных, недеформируемых при прокатке включений или, наоборот, высокопластичных для глубокой вытяжки;
- улучшения качества поверхности и макроструктуры заготовок;
- повышения ударной вязкости, пластических свойств, хладостойкости, улучшения анизотропии свойств;
- снижения водородного растрескивания высокопрочной стали, улучшение коррозионной стойкости и обрабатываемости стали и др.

Количество усвоенного кальция, морфология и состав включений зависят, прежде всего, от изменения концентрации алюминия, кислорода и серы в расплаве.

Порошковые проволоки в СНГ активно начали использоваться на ряде предприятий в 1994–95 г.г. и за прошедшее время получены промышленные данные, подтверждающие теоретические предпосылки многофакторного воздействия кальция на физико-химическое состояние расплава и свойства металлопродукции.

При обработке кальцием раскисленной алюминием стали снижается содержание кислорода до значений, близких к равновесному с алюминием, что не достигается в обычных условиях. Уменьшение содержания кислорода на этапе внепечной обработки обеспечивает снижение количества неметаллических включений в период охлаждения и затвердевания стали вследствие смещения равновесий и растворимости элементов. На металлургическом комбинате им. Ильича при обработке сталей трубного сортамента кальцийсодержащей проволокой с расходом по кальцию 0,10–0,15 кг/т активность кислорода удается снизить до 0,0002% [158] (рис.4.6).

При производстве практически безалюминиевой стали ($[Al] \leq 0,005\%$) с получением мелкосортных заготовок $\varnothing 120$ мм, например, стали марок 1008, 1010 под катанку $\varnothing 6-12$ мм на Белорусском металлургическом заводе, без агрегата ковш-печь, решена задача снижения содержания серы – не более 0,015–0,020 %, и активности кислорода – не более 25 ppm, что позволило устранить дефекты сталеплавильного происхождения (раскатанные пузыри, трещины).

Основным фактором, наряду с другими технологическими приемами, явилось использование раскисляющей и десульфурующей способности кальция. При обработке сталей, раскисленных Mn-Si, кальций способствует существенному снижению содержания кислорода до 10–15 ppm.

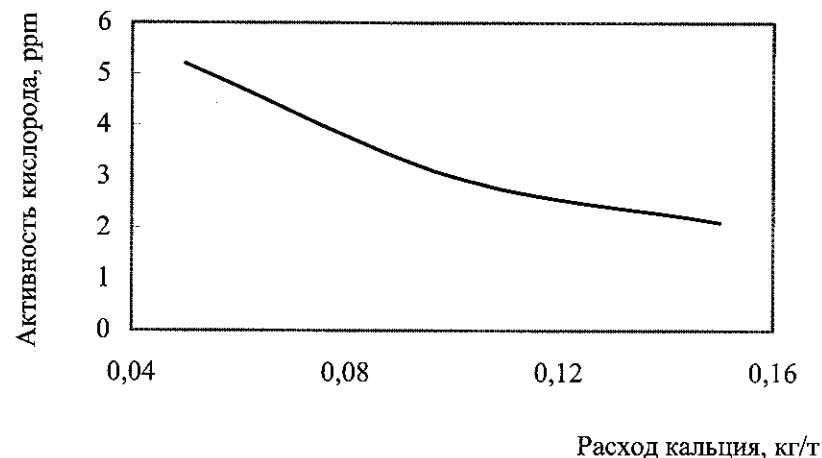
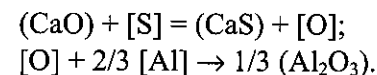


Рис. 4.6. Изменение активности кислорода в жидкой стали при обработке кальцийсодержащей порошковой проволокой

Более глубокое раскисление металла активизирует процесс удаления серы. При повышенном содержании серы в расплаве степень попутной десульфурации при вводе кальция может составлять, исходя из промышленных данных, 15–24 %. В отдельных случаях ввод кальцийсодержащих материалов порошковой проволокой используется целенаправленно для удаления серы. При этом расход кальция определяется исходя из конкретных условий, после его ввода необходимо активное перемешивание расплава. Такой прием позволяет увеличить степень десульфурации до 40–50 %. Ввод кальцийсодержащей проволоки для трансформации включений глинозема осуществляется на последней стадии с учетом содержания Al, S, O. На одном из предприятий Украины при производстве особо низкосернистой стали X42, X60 такая технология позволяет получать сталь с содержанием серы менее 0,0015–0,0010 %.

Вместе с тем при внепечном рафинировании следует учитывать, что процесс десульфурации при вводе в расплав кальцийсодержащей проволоки может сопровождаться непрерывным и, возможно, значительным обогащением расплава глиноземом [159] в соответствии со следующими реакциями:



При этом расчетного количества кальция, который предназначен для преобразования включений, оказывается недостаточно, что отражается на ухудшении разливаемости стали. Для устранения этого нежелательного эффекта следует либо корректировать ввод силикокальция с учетом процесса десульфурации, либо, в особых случаях, принять меры по стабилизации содержания серы [148]. Для этого в ковшевой шлак на определенном этапе процесса вводят, например, гранулированную огнеупорную глину, содержащую 60 % по массе кремнезема и 32 % глинозема. В результате содержание кремнезема в шлаке существенно возрастает (на 35 %), основность падает и десульфурация стали прекращается.

По данным работы [160] содержание неметаллических включений в стали за 6–8 мин продувки инертным газом с интенсивностью 0,3–0,4 мЗ/т·ч после ввода проволоки уменьшается примерно в два раза (рис. 4.7).



Рис. 4.7. Изменение содержания неметаллических включений в стали по ходу продувки после обработки кальцийсодержащей проволокой

Следует учитывать, что интенсивная длительная продувка способствует эффективному удалению неметаллических включений, а для влияния на заданные свойства готовой продукции важно обеспечить определенный уровень остаточных жидких алюмокальциевых включений и, соответственно, остаточного кальция.

Здесь необходимо отметить, что иногда относительно низкое остаточное содержание кальция говорит о более высокой чистоте металла по неметаллическим включениям. Например, при одинаковом расходе кальция на обработку и одинаковом его содержании по вводу (проба через 3 мин) в разливочной пробе содержание кальция и, следовательно, неметал-

лических включений, может различаться в 2–3 раза, что зависит от интенсивности, длительности и вида продувки. Таким технологическим приемом следует пользоваться в зависимости от целей внепечной обработки.

Такое же снижение кальцийсодержащих неметаллических включений (40–50 %) происходит во временном интервале от момента ввода проволоки и 2–3 мин легкого перемешивания до начала подачи плавки на МНЛЗ. Это следует учитывать при нормированном содержании кальция в затвердевшей стали. Получение жидких включений, их коалесценция, приводит к значительной адгезии мелких, твердых и огнеупорных продуктов раскисления, к крупным каплям и к быстрому их удалению. Особенно это важно при раскислении стали кремнием, так как в этом случае удаление включений происходит в 4–5 раз медленнее, чем при раскислении алюминием [21].

В сталях, раскисленных алюминием, модифицирующее действие кальция проявляется, прежде всего, в преобразовании включений глинозема, которые вызывают ухудшение разливаемости и являются причиной анизотропности свойств и снижения вязких и пластических показателей металлопродукции. При обработке стали кальцием превращение глинозема в жидкие алюминаты кальция типа $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$; $3\text{CaO}\cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ играет ключевую роль в воздействии на литейные свойства. При этом целью обработки, в конечном итоге, является трансформация кластеров глинозема в глобулярные, недеформируемые при прокатке включения.

В сталях, подвергаемых холодному волочению с большим обжатием, необходимо получать включения, которые остаются пластичными при температурах прокатки. Это достигается корректировкой содержания кальция, кремния, марганца с учетом малого содержания алюминия ($\leq 0,004\%$) для получения жидких продуктов раскисления.

В сталях, содержащих менее 0,006–0,009 % S, возможна практически полная трансформация глинозема в жидкие алюминаты кальция, которые, взаимодействуя с серой во время охлаждения и затвердевания, препятствуют образованию в междендритном пространстве вредных включений MnS . Марганец в этом случае участвует в образовании комплексного сульфида $\text{Ca}(\text{Mn})\text{S}$, который обволакивает включения с глиноземом, создавая глобулярные соединения, недеформирующиеся при прокатке [129].

Микролегирующее действие кальция проявляется в снижении загрязненности границ зерен охрупчивающими примесными и пленочными гетерофазными элементами. Кальций, как более активный, адсорбируется на границах зерен, блокируя хрупкие нитриды и карбонитриды ванадия, ниобия и др. элементов в объеме зерна. Это способствует существенному повышению пластических и, одновременно, прочностных свойств стали. Для этого необходимо обеспечивать заданное остаточное содержание кальция, что определяется химическим составом обрабатываемой стали. Этот вопрос предметно рассматривается в нашей работе [129].

Накопленный опыт, например, по производству штрипса для труб большого диаметра на МК им. Ильича и "Азовсталь", позволяет констатировать, что применение кальцийсодержащей порошковой проволоки позволяет повысить ударную вязкость на 20–60 % (рис. 4.8), относительное сужение на 7–21 % (отн.), снизить анизотропию свойств на 30–35 %. При полной глобуляризации включений сталь практически изотропна.

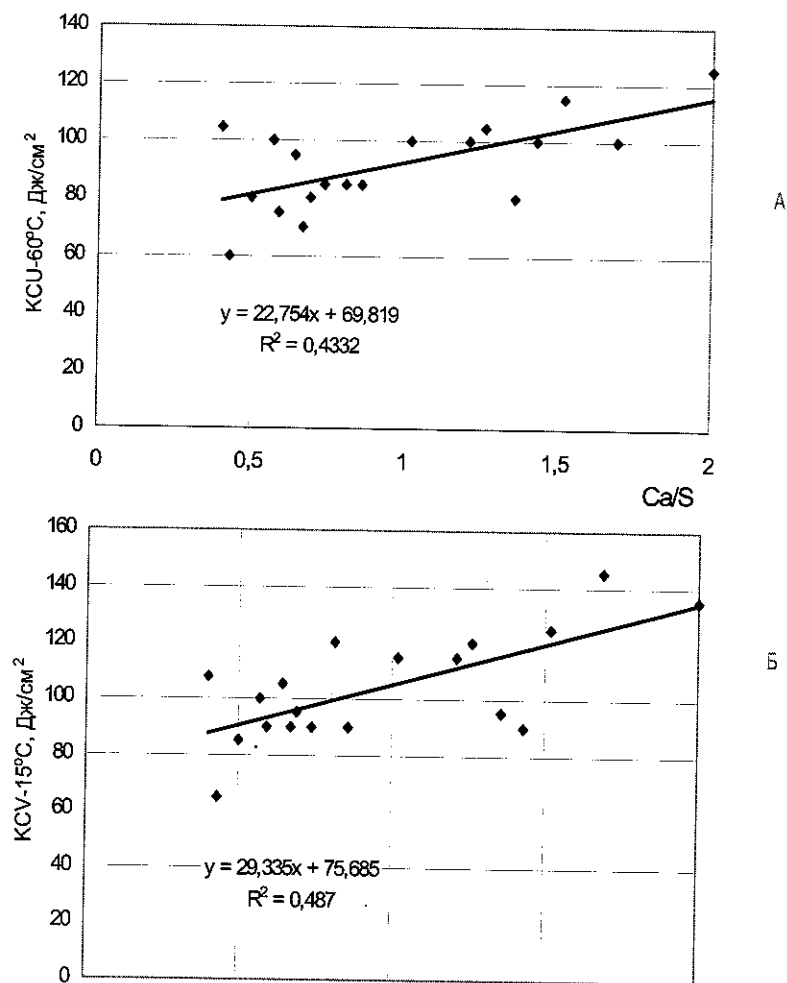


Рис. 4.8. Изменение ударной вязкости толстолистового проката стали марки 13Г1СУ в зависимости от отношения кальция к сере после обработки порошковой проволокой с силикокальцием:

- а – для образцов с острым надрезом при – 15 °С;
- б – для образцов с круглым надрезом при – 60 °С

В поперечных темплетах заготовок отмечается измельчение дендритов и размеров сульфидных включений, уменьшение травимости. В макроструктуре отсутствуют ликвационные полосы и внутренние трещины. Степень развития дефектов в обработанном металле оценивается максимумом 1 баллом, в сравнительном – 2,0–3,0 баллами. Содержание сульфидов снижается в 2,3 раза, а их средняя протяженность – в 1,5 раза.

Для безалюминиевых сталей с жесткими требованиями по неметаллическим включениям целесообразно применять порошковую проволоку с наполнителем FeCa. Как показала практика, использование такого сочетания компонентов, так же как силикокальций, обеспечивает спокойное протекание реакций даже при увеличении содержания кальция в проволоке на 25 % по сравнению с СК30 (диаметр проволоки 13 мм). Применение проволоки с FeCa на Молдавском металлургическом заводе на стали марки 70 показало значительное уменьшение силикатов недеформируемых, хрупких и особенно пластинчатых более чем в 2 раза (таблица 4.7 [128, 129]).

Для сталей с низким содержанием кремния целесообразно использовать порошковую проволоку с FeCa или AlCa. Применение алюмокальциевой проволоки позволяет совместить процессы модифицирования, микролегирования и корректировки содержания алюминия. Особенностью такого состава наполнителя является низкая температура плавления каждого из компонентов. Поэтому материал наполнителя начнет оплаиваться с внутренней стороны оболочки, создавая жидкую лигатуру. При этом очень важно соотношение компонентов. В соответствии с диаграммой состояния системы Ca–Al при соотношении по массовой доле 40:60 образуется прочное химическое соединение $CaAl_2$, вследствие чего снижается активность и упругость паров кальция и повышается температура его испарения из расплава. Локальное увеличение содержания алюминия в жидкой стали ускоряет растворение кальция. В конечном итоге усвоение ввода кальция повышается, по меньшей мере, на 30–40 % [129]. Это подтверждено испытаниями алюмокальциевой проволоки в сталеплавильных цехах ряда предприятий и результатами ее промышленного использования при снижении затрат на обработку по сравнению с применением силикокальциевой проволоки.

На ОАО "ТАГМЕТ" провели предварительные исследования влияния кальция на трубные бурильные и обсадные коррозионностойкие стали 32Г2, 20СА и др. [161]. При этом металл одной плавки не обрабатывали кальцием, другой обрабатывали силикокальциевой проволокой, третьей обрабатывали алюмокальциевой проволокой. Технологические данные по исследованным плавкам приведены в таблице 4.8. Состав неметаллических включений исследовали металлографическим способом. Установлено, что на всех трех плавках в пробах металла до обработки на установке ковше-печь включения были представлены скоплениями алюминиевой шпинели и сульфидных эвтектик, расположенных в виде пленок по границам зерен.

Таблица 4.7. Характеристика макроструктуры и содержание неметаллических включений в катанке Ø 5,5 мм из стали 70 (Молдавский металлургический завод)

Вид проволоки	Макроструктура, балл		Неметаллические включения по ГОСТ 1778-80, балл										Количество шлаков, шт.
	нарушения сплошности	подсадочная ликвация	оксиды			недеформируемые			силикаты		пластинчатые	сульфиды	
			оксиды точечные	оксиды строчечные	оксиды	недеформируемые	хрупкие	хрупкие					
SiCa (СК30)	нет	0-1,0 0,58	0,3-1,0 0,5	0 0	0 0	0-1,1 0,54	0-0,25 0,75	0,13-2,8 1,34	0-1,6 0,16	0,13-2,8 1,34	0-1,6 0,16	24	
Ca:Fe (40:60)	нет	0,5-2,0 0,875	0,2-0,5 0,39	0 0	0 0	0-0,4 0,24	0,3-2,1 0,67	0,2-1,0 0,54	0-0,1 0,025	0,2-1,0 0,54	0-0,1 0,025	8	

Таблица 4.8. Химический состав стали в зависимости от условий ее обработки на агрегате ковш-печь

№ плавки	Способ микролегирования	Удельный расход кальция, кг/т	Содержание кальция в готовой стали, %	Содержание в готовой стали, %			Массовая доля серы в стали перед обработкой на ковше-печи, %
				C	S	P	
1	-	-	< 0,0005	0,21	0,012	0,010	0,016
2	силикокальциевая проволока	0,185	0,0025	0,23	0,012	0,010	0,017
3	алюмокальциевая проволока	0,175	0,0024	0,22	0,013	0,011	0,018

В металле плавки № 1 после обработки на установке крупные скопления оксидов практически не обнаружены (вероятно, они ассимилировались шлаком), а выделившиеся оксиды типа алюминатов были представлены более мелкими скоплениями. Сульфиды выделились в виде эвтектических колоний.

После обработки силикокальциевой проволокой в металле плавки № 2 вместо скоплений шпинели выделились единичные глобулярные оксиды со светящейся точкой, свидетельствующие о принадлежности их, по видимому, к типу алюмосиликатов кальция ($n\text{SiO}_2 \cdot m\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot l\text{CaO}$). Сульфиды третьего типа выделились в виде единичных включений.

После обработки алюмокальциевой проволокой металла плавки № 3 существенно изменилась природа оксидов. Отсутствовали выделения шпинели, а оксиды были представлены единичными глобулярными включениями типа алюминатов кальция ($n\text{CaO} \cdot m\text{Al}_2\text{O}_3$). Отсутствовали строчечные выделения сульфидов – они выделились в виде компактных эвтектик или единичных включений третьего типа.

Таким образом, установлено, что при микролегировании стали на ковше-печи порошковыми проволоками (алюмокальциевой и силикокальциевой) изменяется природа неметаллических включений. В металле исчезают скопления шпинели и выделяются единичные глобулярные оксиды состава $n\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot m\text{CaO}$ или $n\text{SiO}_2 \cdot m\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot l\text{CaO}$ в зависимости от применяемых раскислителей. Претерпевает изменения и сульфидная фаза: отсутствуют протяженные сульфидные эвтектики, в структуре металла выделяются единичные сульфиды третьего типа, хорошо деформируемые (силикокальциевая проволока) или мелкие эвтектики второго типа (алюмокальциевая проволока). Количество оксидов при вводе алюмокальциевой про-

волоки меньше, чем при вводе силикокальциевой проволоки.

Изучение проб катанного металла (по методике ГОСТа) позволило установить, что при обработке жидкой стали кальцийсодержащей проволокой снизилось количество, уменьшился размер и изменился состав неметаллических включений. Так, размер сульфидов уменьшился на 0,5 балла, оксисульфидов – на 0,3 балла, силикатов недеформируемых – на 0,25 балла.

При обработке стали силикокальциевой проволокой изучили влияние расхода силикокальция на балл неметаллических включений.

При этом с увеличением расхода силикокальция установлена тенденция снижения балла включений: недеформируемых силикатов, твердых оксидов, оксисульфидов и особенно сульфидов, и увеличение балла силикатов пластичных и незначительно хрупких силикатов. Это объясняется тем, что при обработке стали указанным видом проволоки в расплав вводится и кремний. Образующиеся силикаты к моменту разливки не успевают удалиться в шлаковую фазу.

В связи с изложенным опробована и внедрена в производство обработка стали порошковыми проволокам, не содержащими кремний – алюмо- и железокальциевой. При их использовании увеличение балла силикатов не наблюдается.

В случае необходимости большого удельного расхода силикокальциевой проволоки предусмотрен ее двухстадийный ввод. Это способствует снижению количества и размера силикатных включений. Такой ввод порошковой силикокальциевой проволоки успешно используется для снижения загрязненности стали неметаллическими включениями на ряде металлургических предприятий СНГ.

Обработка стали кальцийсодержащей проволокой способствовала улучшению качества труб. Так, на 0,24 % снизились отходы по внутренним пленам. Брак при производстве труб снизился на 0,56 %, перевод во 2-й сорт – на 0,83 %, а общие потери – на 1,53 %.

При вводе порошковой проволоки с удельным расходом до 1 кг/т (по силикокальцию) улучшились свойства стали: предел текучести на 12,8 % (отн.), относительное удлинение на 18,5 %, значения ударной вязкости на образцах с круглым и острым надрезом увеличились на 13,0 и 20,0 % соответственно.

Полученные данные свидетельствуют о возможности существенного повышения качества металла при обработке расплава кальцийсодержащей порошковой проволокой при регламентированном ее вводе в соответствии с поставленной задачей и с учетом конкретных параметров состояния металла.

В зарубежной информации приводятся более высокие показатели влияния кальция и особенно отношения Ca/S на свойства трубных сталей. Отмечается повышение сопротивляемости водородному растрескиванию,

коррозионной стойкости, долговечности подшипников и др. [151].

Что касается улучшения качества поверхности, то на РУП "Белорусский металлургический завод" получены впечатляющие данные по улучшению качества поверхности непрерывнолитых заготовок при обработке стали кальцием с учетом увеличения отношения Mn/S за счет десульфурации. При производстве сталей марки 10–20 с повышенными требованиями к качеству поверхности, средний объем зачистки снизился на 15–30 % (абс.). При разливке стали RSt 37,2 на шестиручьевой МНЛЗ в квадрат 120 мм отбраковка по поверхностным дефектам снизилась в 3–4 раза [128].

Резюмируя, можно отметить, что к настоящему времени на предприятиях СНГ при производстве сталей широкого марочного сортамента получены промышленные данные, подтверждающие возможность обеспечения достаточно высокого и стабильного, в условиях конкретного цеха, усвоения ввода кальция и его эффективного воздействия на состав и физико-химическое состояние расплава и свойства металлопродукции. Внепечная обработка расплава кальцийсодержащей порошковой проволокой относительно новая технология и ее потенциальные возможности используются еще далеко не полностью.

4.2.3. Внепечная обработка стали порошковой проволокой с наполнением силикокальцием СК40

В современной технологии внепечной обработки стали силикокальций марки СК30 является наиболее широко используемым сплавом для ввода кальция в сталь. С одной стороны это обусловлено тем, что такое соотношение компонентов в сплаве (30 % Ca и 60 % Si) обеспечивает оптимальное сочетание основных теплофизических параметров, влияющих на усвоение кальция – весьма важный технологический и экономический аспект применения порошковой проволоки. Температура плавления такого сплава, в соответствии с диаграммой состояния системы Ca–Si, повышается до 1100 °С, а упругость паров кальция снижается до уровня, близкого к давлению окружающей среды около поверхности расплава. Таким образом, расширяется область наиболее эффективного взаимодействия жидкого материала наполнителя с компонентами расплава. При регламентированной скорости ввода порошковой проволоки кальций растворяется в металле, не переходя в газообразное состояние. При снижении содержания кальция в наполнителе (СК15, СК20) рассмотренные теплофизические параметры, судя по фактическому соотношению кальция и кремния в сплаве, изменяются незначительно. Однако увеличивается содержание нежелательных примесей в наполнителе и стоимость собственно кальция в проволоке. Для ввода заданного количества кальция в сталь метраж вводимой проволоки с СК15, по сравнению с СК30, должен увеличиться почти вдвое,

соответственно увеличивается время обработки и потери температуры. Очевидно, что в этом случае существенно увеличиваются затраты на обработку стали.

Также следует отметить, что при производстве силикокальция с содержанием кальция более 30 % резко возрастают расходы, при этом возникают трудности с отделением ферросплава от шлака, поэтому все мировые производители, как правило, ограничиваются изготовлением силикокальция марки СК30.

В тоже время в последние годы появилась тенденция использования в определенных условиях силикокальция марки СК40 [142–144, 162]. На ОЭМК усвоение кальция при использовании проволоки с наполнением СК30 на 14% ниже относительно проволоки с наполнением СК40 [162]. При этом в порошковой проволоке используется смесь порошков силикокальция и металлического кальция и необходимое содержание кальция в ферросплаве достигается непосредственно при обработке жидкого железоуглеродистого расплава.

На рис. 4.9 представлена диаграмма состояния Ca–Si [163], на которой показаны рассчитанные авторами работ [164–166] точки, соответствующие массовому соотношению между кальцием и кремнием в силикокальциях СК30 и СК40.

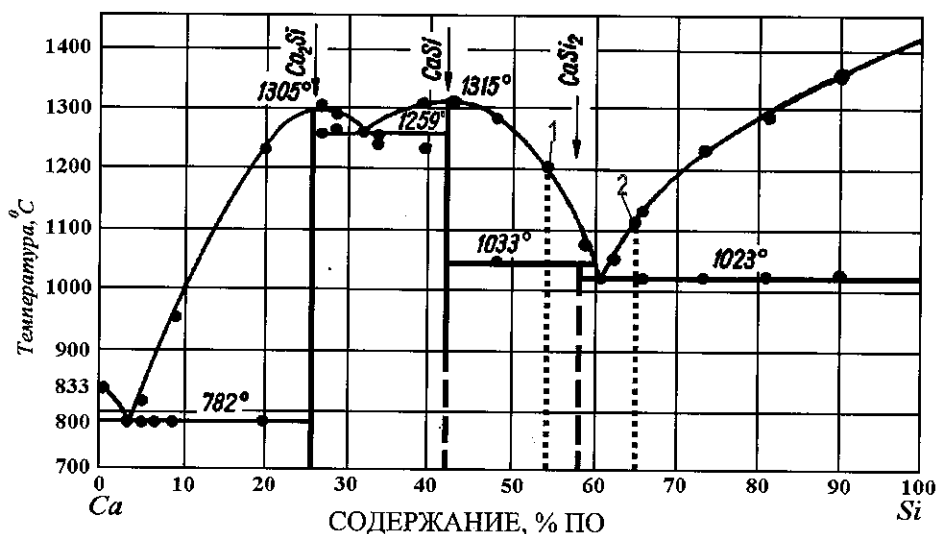


Рис. 4.9. Диаграмма состояния Ca–Si:

- 1 – соответствует массовому соотношению между кальцием и кремнием в силикокальции СК40;
- 2 – соответствует массовому соотношению между кальцием и кремнием в силикокальции СК30

Высокая эффективность использования СК40 обусловлена тем, что сплав с содержанием 40% кальция образуется по мере вхождения порошковой проволоки в жидкий металл, при этом реакция образования химически активного соединения CaSi_2 , как и последующая его диссоциация, происходят с поглощением тепла, что снижает температуру в зоне реакции.

Образующийся сплав СК40 имеет температуру плавления на 85°C выше, чем СК30. Все это приводит к снижению угара кальция и повышению его усвоения при внепечной обработке стали.

Учитывая вышесказанное, а также более высокое содержание кальция в проволоке, общий расход порошковой проволоки с наполнением СК40 для достижения одинакового остаточного содержания кальция в металле может быть в 1,4–1,6 раза ниже, чем расход SiCa проволоки с наполнением СК30, что дополнительно приводит к существенному снижению эксплуатационных затрат на обработку проволокой и снижению времени обработки.

В условиях РУП "Белорусский металлургический завод" силикокальциевой проволокой обрабатывают разнообразный марочный сортмент стали: низко, средне- и высокоуглеродистая, как раскисленная алюминием, так и без раскисления алюминием, с регламентированным содержанием серы и алюминия, легированные, с низким содержанием кремния и т.д. Технология производства каждой из этих марок различна, предусматривает разнообразные технологические приемы в выплавке, раскислении, внепечной обработке и разливке металла. Порошковая кальцийсодержащая проволока, в основном с наполнением СК30, используется для модифицирования неметаллических включений и обеспечения разливаемости металла.

В 2005–2006 г.г. в электросталеплавильных цехах РУП "Белорусский металлургический завод" проведены сравнительные обработки стали порошковой проволокой с наполнением силикокальцием СК30 и СК40 производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» [167–169]. Характеристики порошковых проволок представлены в таблице 4.9.

Силикокальций СК40 представлял собой механическую смесь порошков силикокальция СК30 и металлического кальция.

Порошковая проволока с наполнением СК40 присаживалась в одинаковых условиях при обработке сталей текущего сортамента – Ст5сп, А500С, 25Г2С, S235JRG2, Ст40, Ст45, Ст3сп. Расход проволоки с наполнителем СК40 определялся по нормативной документации с поправочным коэффициентом 0,74 (по массе) или 0,78 (по длине). В качестве сравнительных использовали плавки аналогичного сортамента, обработанные непосредственно перед опытными плавками. Всего за указанный период в ЭСПЦ-1 и ЭСПЦ-2 было использовано 600 тонн порошковой проволоки с

СК40, обработано более 3000 плавков. Технологические показатели опытных и сравнительных плавков представлены в таблице 4.10.

Таблица 4.9. Сравнительные характеристики силикокальциевых порошковых проволок (\varnothing 13 мм)

Наполнитель проволоки	Наполнение, г/м	Содержание кальция, г/м	Коэффициент заполнения, доли	
			проволоки	по кальцию
Силикокальций СК30	225	67,5	0,569	0,1695
Силикокальций СК40	214	85,6	0,552	0,2208

Таблица 4.10. Технологические показатели опытных и сравнительных плавков

Цех	Наполнитель проволоки	Масса металла, т	Расход кальция, кг/т	Содержание кальция на МНЛЗ, ppm	Усвоение кальция, %
ЭСПЦ-1	СК40	111,5	0,061	10,07	16,52
	СК30	109,2	0,062	8,41	13,56
ЭСПЦ-2	СК40	108,5	0,0935	8,36	8,94
	СК30	107,7	0,089	5,86	6,60

Из данных таблицы 4.9 следует, что содержание остаточного кальция на опытных плавках превышает аналогичный показатель сравнительных плавков в ЭСПЦ-1 в среднем на 1,66 ppm или 20 %, в ЭСПЦ-2 в среднем на 2,50 ppm или 43%. Усвоение кальция на опытных плавках также выше, чем на сравнительных в ЭСПЦ-1 на 2,96 % абс. или 22 % отн., в ЭСПЦ-2 на 2,34 % абс. или 35 % отн.

Эквивалентный коэффициент модифицирования стали проволокой с наполнителем СК40 по отношению к проволоке с наполнителем СК30 в ЭСПЦ-1 составил 0,60, в ЭСПЦ-2 – 0,55.

Присадка в жидкий металл проволоки с наполнителем СК40 на разливаемость металла и показатели качества не повлияла, на опытных плавках отмечено некоторое увеличение выхода годного – 97,5 % против 96,9 %. Обращает на себя внимание разница в усвоении кальция в ЭСПЦ-1 и ЭСПЦ-2. С одной стороны это можно объяснить различным сортаментом

обрабатываемых сталей, разным состоянием и составом жидкого металла (окисленность, $A_{\text{общ}}$, $A_{\text{окс}}$, S, Mn, Si, неметаллические включения), что требует различных подходов к внепечной обработке стали кальцием и расходов проволоки. В ЭСПЦ-1 выплавляется и разливается на двух шестиручьевых сортовых МНЛЗ металл с низким содержанием алюминия ($A_{\text{общ}} \leq 0,005$ %, $A_{\text{окс}} \leq 0,0015$ %). В ЭСПЦ-2 выплавляется в основном сортамент сталей, раскисленных алюминием ($A_{\text{общ}} = 0,015$ – $0,040$ %, $A_{\text{окс}} = 0,0025$ – $0,0045$ %), но иногда в ЭСПЦ-2 также выплавляют сортамент сталей с низким содержанием алюминия для разлива в ЭСПЦ-1. И здесь представляет интерес рассмотреть вопрос усвоения кальция на одинаковом сортаменте сталей, обрабатываемых порошковой проволокой в ЭСПЦ-1 и ЭСПЦ-2 в разных условиях.

В ЭСПЦ-1 жидкий металл обрабатывался силикокальциевой проволокой на агрегате ковш-печь № 1 (двухручьевой трайбаппарат), где технологический комплекс по вводу проволоки оборудован телескопическими направляющими, обеспечивающими при обработке расстояние между нижним срезом направляющей трубы и зеркалом металла не более 300–400 мм, в ЭСПЦ-2 – на агрегате ковш-печь № 2, где два одноручьевых трайбаппарата оборудованы стационарными направляющими проводками, и указанное расстояние при обработке иногда составляет более одного метра, что приводило к расплавлению проволоки и высвобождению кальция в верхних слоях металла, снижая эффективность его использования.

Показатели использования силикокальциевой проволоки в ЭСПЦ-1 и ЭСПЦ-2 на аналогичном сортаменте (стали с низким содержанием алюминия – типа СтЗсп, Ст5сп) приведены в таблице 4.11. Состояние и состав металла, параметры обработки были идентичны, кроме системы ввода проволоки. Как видно из представленных данных усвоение кальция в ЭСПЦ-1 при стабильном вводе проволоки на необходимую глубину на аналогичном сортаменте выше на 62 % при использовании СК40 и на 88,6 % при использовании СК30 по сравнению с ЭСПЦ-2, где условия ввода не всегда позволяют доставлять проволоку на требуемый уровень глубины расплава.

В таблице 4.12 приведены показатели использования силикокальциевой проволоки в ЭСПЦ-2, где различный сортамент металла обрабатывался в одинаковых условиях (стали с нормированным содержанием алюминия и стали с $A_{\text{общ}} \leq 0,005$ %).

Необходимо отметить, что относительно низкое остаточное содержание кальция иногда говорит о более высокой чистоте металла по неметаллическим включениям. Например, при одинаковом расходе кальция на обработку и одинаковом его содержании по вводу, в разливочной пробе содержание кальция и, следовательно, неметаллических включений, может различаться в 1,5–2,0 раза, что зависит от интенсивности, длительности и вида продувки после ввода, а также состояния ванны перед обработкой.

Таблица 4.11. Технологические показатели использования силикокальциевой проволоки в ЭСПЦ-1 и ЭСПЦ-2 на аналогичном сорimente стали

Наполнитель проволоки	Масса металла, т		Расход кальция, кг/т		Содержание кальция на МНЛЗ, ррп		Усвоение кальция, %	
	ЭСПЦ-1	ЭСПЦ-2	ЭСПЦ-1	ЭСПЦ-2	ЭСПЦ-1	ЭСПЦ-2	ЭСПЦ-1	ЭСПЦ-2
СК-40	111,5	108,5	0,061	0,085	10,07	8,67	16,52	10,20
СК-30	109,2	107,5	0,062	0,062	8,41	4,46	13,56	7,19

Таблица 4.12. Технологические показатели использования силикокальциевой проволоки в ЭСПЦ-2 на различном сорimente стали

Наполнитель проволоки	Масса металла, т		Расход кальция, кг/т		Содержание кальция на МНЛЗ, ррп		Усвоение кальция, %	
	Стали с норм. Al	с Al _{общ} ≤ 0,005%	Стали с норм. Al	с Al _{общ} ≤ 0,005%	Стали с норм. Al	с Al _{общ} ≤ 0,005%	Стали с норм. Al	с Al _{общ} ≤ 0,005%
СК40	109,5	108,4	0,110	0,085	8,10	8,67	7,36	10,20
СК30	108,2	107,5	0,112	0,062	6,72	4,46	6,0	7,19

Как уже отмечалось выше, в условиях ЭСПЦ-2 на агрегате ковш-печь № 2 обрабатывается кальцием как соримент сталей раскисленных алюминием с содержанием Al_{окс} в пределах 0,0025–0,0045 %, так и без раскисления алюминием, где содержание Al_{окс} находится в пределах 0,0005–0,0015 %. В раскисленных алюминием сталях основная масса оксидных неметаллических включений состоит из включений глиноземного типа, в сталях же не раскисленных алюминием, оксидные включения представляют собой различные алюмомарганецсиликатные комплексы. Соответственно базовая технология модифицирования для указанных групп сталей будет различной. В первом случае кальция требуется значительно больше для полного модифицирования включений (путем перевода их в легкоплавкие алюминаты и алюмосиликаты типа 3CaO·Al₂O₃, 5CaO·3Al₂O₃, 12CaO·7Al₂O₃, 2CaO·Al₂O₃·SiO₂) и остаточное его содержание может быть выше.

Но в то же время при последующей продувке инертным газом большая часть образующихся включений всплывает в шлак, снижая содержание кальция в металле. Поэтому при использовании кальция для модифицирования в одинаковых условиях его ввода и различном сорименте обрабатываемых сталей, основным параметром, определяющим качество проведенной обработки, является не общее содержание кальция в стали, а разливаемость металла.

Представленные в таблице 4.12 данные подтверждают высказанные выше предположения об особенностях усвоения кальция при обработке в одинаковых условиях различного соримента сталей. Так, на сорименте с низким содержанием алюминия усвоение кальция при использовании СК40 на 38,6 % отн. и при использовании СК30 на 19,8 % отн. выше, чем на сорименте сталей с нормированным содержанием алюминия. Но в то же время на рассматриваемых плавках случаев падения скорости разливки из-за зарастания защитной трубы и погружных стаканов корундовыми включениями не зафиксировано, качество металла соответствует нормативной документации, дефектов макро- и микроструктуры не выявлено, выход годного находится на одном уровне. Вышеперечисленные факторы подтверждают качественное проведение модифицирования стали на сорименте сталей с нормированным содержанием алюминия, несмотря на снижение усвоения кальция.

4.3. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ С РЕГЛАМЕНТИРОВАННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ЭЛЕМЕНТОВ В УЗКИХ ПРЕДЕЛАХ

Введение некоторых элементов в жидкую сталь в кусковом виде затруднительно и неэффективно в связи с их специфическими свойствами (таблица 4.13). При введении этих элементов в жидкий расплав порошко-

вой проволокой можно существенно повысить их усвоение и стабильность результатов.

На некоторых заводах используют также, кроме указанных, порошковые проволоки для корректировки содержания Mn, Si, Nb и др. [170, 171].

Таблица 4.13. Элементы, трудно усваиваемые сталью

Низкая плотность	Низкая растворимость	Низкая температура кипения	Высокая упругость пара	Высокое сродство к кислороду	Токсичны
Ca	Pb	S	Mg	Ca	Pb
Mg	Ca	Se	Ca	Mg	Se
C	Mg	Mg	Se	Ce	Te
B		Ca	Te	Zr	
Si				Al	
S				Ti	
Al				Si	
Se					

В таблице 4.14 представлены данные по усвоению легирующих элементов и колебания химического состава стали при вводе порошковых проволок производства Affival [172].

Таблица 4.14. Степень усвоения и колебания химического состава металла при вводе порошковой проволоки Affival

Вводимый элемент	Содержание, масс. %	Среднеквадратичное отклонение	Степень усвоения, %	Раскислитель
C	0,10–0,30	0,0060	100	Si+Al
C	0,70	0,0085	100	Si+Al
Mn	0,50–1,50	0,0220	100	Si+Al
Si	0,10–0,40	0,0050	100	Si+Al
Cr	0,90–2,25	0,0200	100	Si+Al
Al	0,020–0,070	0,0017	100	Si
Al	0,020–0,070	0,0025	90	Si+Al
S	0,015–0,050	0,0045	80	Si+Al
Ti	0,010–0,040	0,0025	90	Si+Al
B	0,0010–0,0015	0,0001	80	Si+Al+Ti
Nb	0,020–0,050	0,0015	100	Si+Al

В таблице 4.15 представлено среднеквадратичное отклонение содер-

жания элементов в стали при микролегировании ее порошковыми проволоками на заводе фирмы "Раутарукки" [172]. Применение порошковой проволоки на этом заводе позволило на 70 % сократить число внемарочных плавок, снизить потери при горячей прокатке слябов за счет повышения качества стали, что позволило сохранить объем выпуска проката при уменьшении производства стали.

Таблица 4.15. Среднеквадратичное отклонение содержания элементов

Элемент	Содержание элементов в стали, масс. %	Среднеквадратичное отклонение	
		без ввода порошковой проволоки	с вводом порошковой проволоки
C	0,12–0,14	0,010	0,007
Mn	1,35–1,50	0,057	0,038
Si	0,35–0,45	0,024	0,018
Nb	0,030–0,040	0,004	0,003

Для всех видов легирующих элементов можно выделить следующие основные преимущества доводки стали по химическому составу порошковой проволокой:

- более высокая степень усвоения элементов и хорошая воспроизводимость результатов по сравнению с традиционными способами легирования;
- возможность удовлетворения самых жестких требований по содержанию легирующих;
- уменьшение разброса данных по химическому составу и сокращение числа плавок, не соответствующих заданному химическому составу и переведенных в более дешевый сортамент;
- возможность получения одной марки из другой путем ввода легирующих;
- возможность серийной непрерывной разливки различных марок стали;
- возможность точного установления и контроля параметров термообработки;
- получение постоянных свойств стали и снижение отходов при ее обработке.

В работах [128, 172] показано, что экономическая эффективность микролегирования стали порошковыми проволоками по сравнению с кусковыми материалами составляет 1,50 ф. ст. на 1 т стали.

Зарубежная техническая литература, наряду с полезной информацией, в ряде случаев содержит материал потенциального характера. Мы рассмотрим поставленный вопрос, исходя из его фактического состояния в странах СНГ.

4.3.1. Науглероживание стали

В последние годы расширяются объемы производства сталей типа "селект" – с регламентированным содержанием элементов (С, Si, Ti, и др.) в узких пределах. В некоторых марках стали интервал пределов содержания углерода ограничивается 0,02 %. Жесткие требования к химическому составу металла, в особенности по содержанию углерода, предъявляются и в связи с разливкой стали в "серию" на установках непрерывного литья, для достижения заданного углеродного эквивалента. Поэтому при внепечной обработке стали важно откорректировать содержание углерода в заданных пределах. Обычно применяемые способы науглероживания коксиком или термоантрацитовыми блоками, присаживаемыми в ковш сверху, не дают стабильных результатов [173]. Более эффективно используется технология вдувания порошка коксика в струе несущего газа. Степень усвоения углерода, как показал сравнительный анализ разных вариантов науглероживания стали в ковше, составляет 60–100 %, в случае присадки коксика на шлак в зону фурмы при продувке аргоном она не превышает 60 %, а при подаче на струю металла при выпуске в ковш степень усвоения углерода колеблется от 31 до 67 % (в среднем 44 %). Применение двух последних из названных способов науглероживания неприемлемо для получения содержания углерода в узких пределах, что подтверждают исследования [173, 174].

В последнее время при производстве сталей, содержащих углерод в узких заданных пределах, все более широко используют порошковую проволоку с углеродсодержащим наполнителем. Уже на начальном этапе использования новой технологии при науглероживании сталей Ст3 и 35Г проволокой с графитом была получена достаточно высокая стабильность и предсказуемость результатов в пределах изменения массовой доли углерода на 0,02–0,04 % [174]. Степень усвоения углерода колебалась от 70 до 99 % (в среднем 80 %). В электросталеплавильном цехе АО "Носта" для корректировки массовой доли углерода [175] использовали трайбаппараты и порошковую проволоку производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"». Степень усвоения углерода для мало- и среднеуглеродистых сталей составляла в среднем 68–71 %, а для легированных сталей вследствие большей степени раскисленности металла – 83 %. Эти результаты были получены при применении порошковой проволоки диаметром 10 мм с соединением кромок внахлест. Даже при таких показателях использование при доводке химического состава стали проволоки с углеродным наполнителем позволило, по сравнению с действовавшей ранее технологией науглероживания путем ввода коксовой пыли на шлак с последующей продувкой азотом через погружную фурму, уменьшить количество плавов с содержанием углерода вне требуемого уровня с 0,1 до 0,02 %, а также количество металла, переведенного в сортопрокатном цехе в другие марки ста-

ли, с 0,41 до 0,09 %.

После совершенствования конструкции проволоки и технологии ее использования результаты по усвоению углерода стабилизировались на более высоком уровне. Завод "Универсальное оборудование" выпускает порошковую проволоку с углеродсодержащим наполнителем диаметром 13 и 15 мм в замковом исполнении. Содержание углерода в наполнителе гарантируется в пределах 95–98 % (содержание серы не более 0,7 %).

Технологию корректировки химического состава стали по углероду с использованием оборудования и порошковой проволоки производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» применяют на установках доводки металла Мариупольских металлургических комбинатов "Азовсталь" и им. Ильича, а также на установках ковш-печь Белорусского, Молдавского и Таганрогского металлургических заводов и других предприятий.

Анализ более 1000 плавов (таблица 4.16, [176, 177]) показал, что основная масса плавов (96,2 % на МК "Азовсталь" и 98,5 % на МК им. Ильича) требует корректировки по углероду до 0,04 %. В некоторых случаях углеродсодержащую проволоку использовали для корректировки углерода на 0,10–0,12 % (сталь 45). При корректировке содержания углерода проволокой в ковше по сравнению с ранее принятой технологией науглероживания (присадка термоантрацитовых блоков, вдувание углеродистой пыли) стабильно достигается содержание углерода в узких заданных пределах, практически исключаются плавки, не попадающие в заказ и переведенные в другие марки стали.

Из табл. 4.16 видно, что при науглероживании стали на 0,02 % и более степень усвоения углерода составляет 92,1–100 %. Науглероживание на величину менее 0,02 % приводит к некоторому увеличению разброса данных по усвоению углерода и при 0,01 % (минимальная необходимая степень корректировки) составляет 80,1–100 %. Полученный результат, по видимому, следует объяснить не столько уменьшением фактического усвоения углерода, а в большей степени влиянием погрешности применяемых приборов при столь малых изменениях его содержания, а также неточностью при вводе проволоки (нерасчетное количество введенного материала).

В целом можно отметить, что такая технология корректировки химического состава стали обеспечивает высокую стабильность усвоения углерода и надежность результатов. На основе большого массива обработок разработана номограмма для оперативного определения необходимого расхода порошковой проволоки (рис. 4.10).

Таблица 4.16. Технологические показатели использования порошковой углеродсодержащей проволоки

№ №	Наименование показателей	Значение показателей, %	
		МК "Азовсталь"	МК им. Ильича
1.	Относительное количество случаев корректировки содержания углерода на:		
	0,01 % абс.	28,1	29,5
	0,02 % абс.	35,5	36,4
	0,03 % абс.	21,4	27,9
	0,04 % абс.	10,2	5,7
	> 0,04 % абс.	4,8	1,5
2.	Степень усвоения углерода при корректировке его содержания на:		
	0,01 % абс.	94,3	92,0
		80,5–100	86,1–100
	0,02 % абс.	97,8	97,9
		92,1–100	92,4–100
	0,03 % абс.	98,8	99,0
		93,2–100	93,5–100
0,04 % абс.	99,1	99,5	
	94,1–100	94,5–100	

Примечание: числитель – среднее значение, знаменатель – min и max.

При использовании технологии вдувания необходим комплекс оборудования (камерный питатель, пневмотранспорт, фурмы, автоматика). Стабильность и надежность процесса возможны при условии строгого поддержания технологических параметров: давления аргона в пневмокамерном питателе, расхода аргона на аэрацию и пневмотранспорт, что требует качественного автоматического обеспечения, а также затрат на его профилактику и обслуживание.

Кроме того, нужна высокая точность дозирования, особенно при корректировках в узких пределах, и появляется необходимость в высокоточных надежных тензодатчиках. В этом плане способ ввода порошковых проволок имеет преимущества по точности дозирования и стабильности. С учетом приведенных сложностей технология вдувания углеродсодержащих материалов по усвоению и стабильности результатов уступает порошковой проволоке, что подтверждается активным ее использованием на предприятиях даже при наличии средств для вдувания.

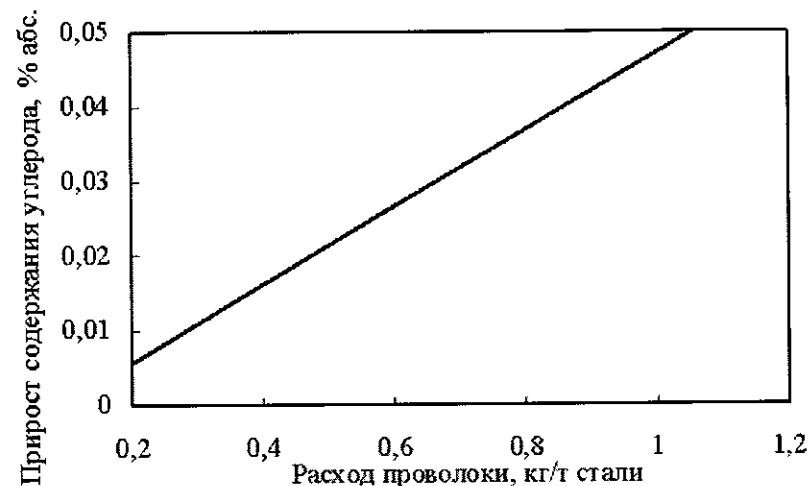


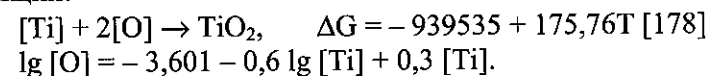
Рис. 4.10. Номограмма расхода порошковой углеродсодержащей проволоки

С учетом приведенных сложностей технология вдувания углеродсодержащих материалов по усвоению и стабильности результатов уступает порошковой проволоке, что подтверждается активным ее использованием на предприятиях даже при наличии средств для вдувания.

Так, по данным Магнитогорского меткомбината усвоение углерода из проволоки на ковше-печи составляет 98,6 %. При производстве стали 17Г1С (А) корректировка с использованием углеродсодержащей проволоки в 95 % случаев обеспечивает в готовом металле содержание углерода в пределах 0,15–0,17 %. Корректировка содержания углерода присадкой коксика достигается только в 75 % случаев.

4.3.2. Микролегирование стали титаном

Титан вводят в сталь для упрочнения, повышения коррозионностойкости, придания жаропрочных свойств. Раскисляющее действие титана протекает по реакции:



Наряду с TiO_2 титан образует соединения Ti_2O_3 , Ti_3O_5 , TiO . При раскислении металла титаном двуокись титана в чистом виде обычно не находят. Сравнительно узкий интервал существования этого окисла, а также наличие в интервале TiO_2 – Ti_3O_5 ряда неучтенных промежуточных фаз, объясняет отсутствие TiO_2 в продуктах раскисления.

Содержание кислорода в зависимости от содержания титана (в чистом железе) при 0,5 % составляет примерно $9,4 \cdot 10^{-3}$ %. В связи с этим, титан, обычно применяемый в виде кускового ферротитана, сильно угорает при присадке его в ковш. Угар титана, в зависимости от содержания углерода в стали и технологии его ввода, составляет 50–60 %. Соответственно усвоение титана при микролегировании составляет 40–50 % и крайне нестабильно. На рис. 4.11 приведены показатели усвоения титана при микролегировании трубной стали [58].

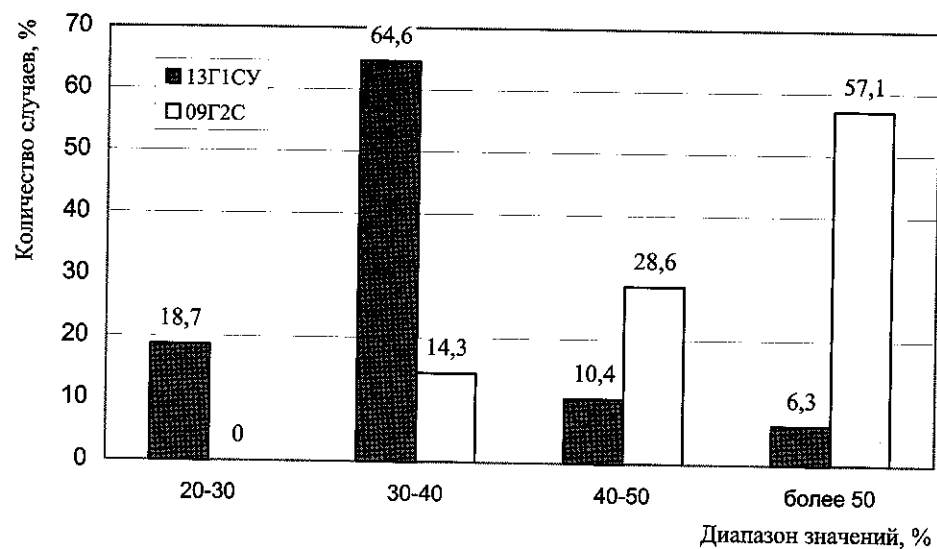


Рис. 4.11. Усвоение титана из FeTi 70 при легировании трубной стали в ККЦ МК им. Ильича

Усвоение титана при производстве нержавеющей стали, например, 12X18H10T, также редко превышает уровень 50–55 %. Анализ расхода ферротитана и его содержания в стали на одном из российских предприятий в 2000 году по полугодовым данным показал результат усвоения титана менее 51 %.

В другом случае при заданном содержании титана 0,5 % предметный анализ по 60-ти плавкам показал среднее усвоение 57,5 % при разбросе содержания титана 40–85 % (рис. 4.12).

Нестабильность результатов легирования затрудняет получение заданного содержания титана и приводит к завышенным затратам. В частности, при выплавке нержавеющей и жаропрочных сталей, для предотвращения образования титановых корочек и коррозионного растрескивания, необходимо оптимальное (в узких пределах) содержание титана, что затруднительно обеспечить при присадке кускового ферротитана на выпуске и, тем более, при частичной присадке его в плавильный агрегат.

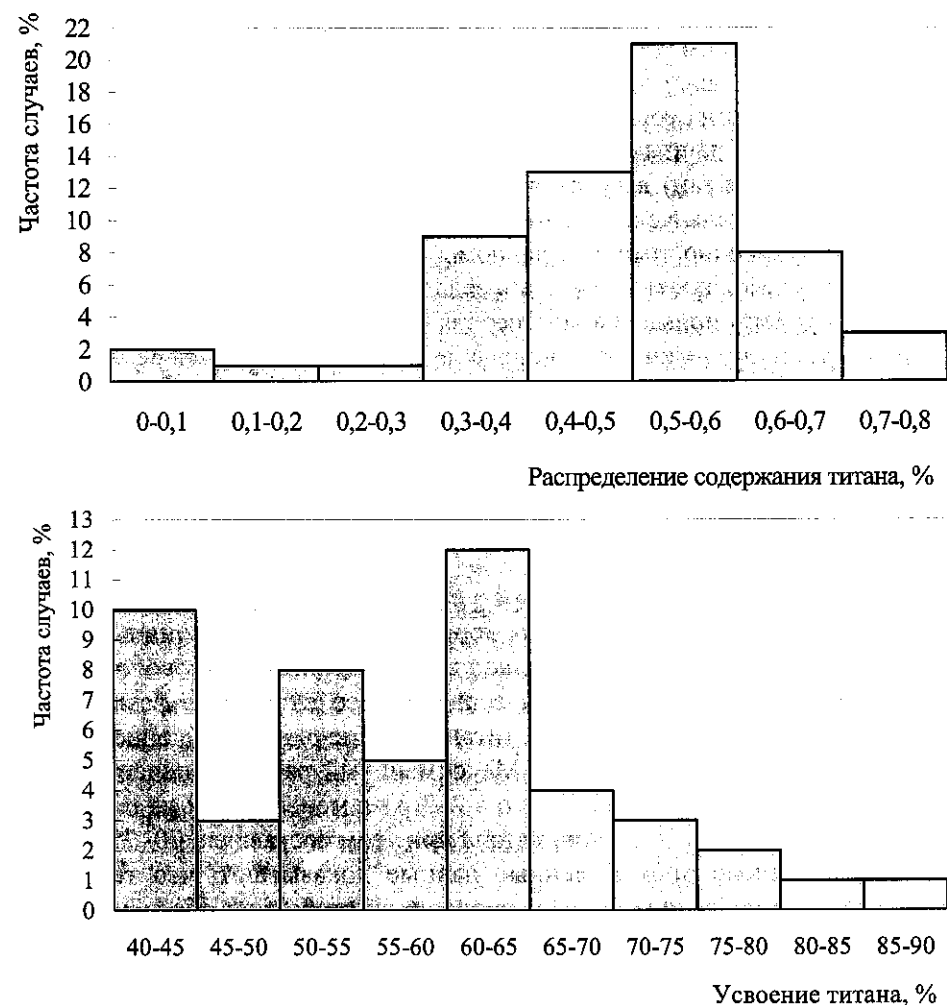


Рис. 4.12. Усвоение титана при легировании стали 12X18H10T

Использование титансодержащей порошковой проволоки позволяет производить практически точную дозировку ввода титана в расплав с повышением усвоения до 90–98 % [179]. В работе [180] приведены результаты микролегирования стали титаном из порошковой проволоки на агрегате ковш-печь. Титансодержащую (ФТи70) проволоку вводили в раскисленный металл, содержащий не менее 0,025 % алюминия через основной шлак (основность не менее 2,5) со скоростью 60–80 м/мин. Усвоение титана из проволоки составило 66,0–91,0 %, а на сравнительных плавках, где использовался кусковой ферротитан, соответственно 34,0–38,0 %. Эффективность оценена в снижении затрат на 2,05 долл. США/т стали. По нашему мнению, на приведенные результаты повлияла низкая скорость ввода проволоки.

Порошковую проволоку с наполнителем из ферротитана (72 % Ti; 4,5 % Al) диаметром 13 мм применяют в производстве нержавеющей и борсодержащих сталей на заводе в г. Равне (Словения) [181]. Средняя степень усвоения титана составляет 90 %.

По нашим данным, при использовании сплава КМКТ (кремний-магний-кальций-титан) в качестве наполнителя проволоки при производстве рельсовой стали усвоение титана повышается до 95–97 % [182, 183]. Стабильное усвоение титана и равномерное его распределение по высоте ковша дает возможность получения заданного содержания титана ближе к нижнему пределу нормативных требований. При этом исключается попадание стали в химический анализ и, соответственно, переназначение плавов, предотвращаются дополнительные технологические и эксплуатационные затраты на корректировку содержания элемента. На ОАО "ТАГ-МЕТ" после ввода в эксплуатацию ковша-печи использование порошковой проволоки с FeTi (70 % Ti) показало усвоение титана 90–95 %, на РУП "БМЗ" усвоение титана из проволоки (наполнитель FeTi70) при регламентированной ее подаче составляет 90 % [184].

В работе [185] приведены результаты использования титаносодержащей порошковой проволоки для корректировки содержания в стали титана при непрерывной разливке. Ввод титаносодержащей проволоки с дифференцированной скоростью, согласованной со скоростью разливки и с динамикой вторичного окисления титана, обеспечивал получение заданного содержания титана в металле. Максимальный разброс значений содержания титана составил 0,006 %, что в 2–3 раза меньше, чем на плавках текущего производства. Усвоение титана при этом составляло 70–75 %.

Приведенные промышленные данные доказывают, что технология ввода титана в ковш порошковой проволокой стабильно обеспечивает повышение его усвоения в 1,7–2,0 раза и получение заданного содержания титана в узких пределах.

При использовании порошковой проволоки с наполнением 70 % ферротитаном было отмечено колебание в усвоении титана от 60 до 97 %. В дальнейшем выяснилось, что, несмотря на содержание общего титана в ферросплаве более 70 %, в материале некоторых производителей (Китай) более 10 % Ti находится в виде оксидов и нитридов, что, кроме снижения усвоения титана, получения его нерасчетного содержания в металле, приводило к загрязнению стали включениями и ухудшению качества металлопродукции.

Обращает на себя внимание и разница в насыпных массах этого материала различных производителей. Так, наполнение проволоки диаметром 13 мм с 70 % ферротитаном может колебаться от 250 до 450 г/м. Поэтому в требованиях к материалу FeTi70 необходимо оговаривать, кроме содержания основного элемента, еще и содержание азота, кислорода, железа и тщательно это контролировать.

4.3.3. Микролегирование стали ванадием

При микролегировании стали ванадием и ниобием вводом в расплав кусковых ферросплавов достигается относительно высокое усвоение этих элементов. Однако, как показали исследования, разброс получаемых значений содержания этих элементов достаточно широк, что свидетельствует об имеющейся нестабильности их усвоения. Это затрудняет возможность обеспечения получения содержания ванадия и ниобия ближе к нижнему пределу нормативных требований с целью экономии дорогостоящих материалов, а зачастую требует дополнительных затрат на корректировку их содержания. Учитывая, что ввод материалов порошковой проволокой обеспечивает, как правило, более высокое и стабильное их усвоение, а также высокий коэффициент заполнения проволоки (более 75 % по массе), нами было проведено опытно-промышленное опробование новой технологии на Мариупольском меткомбинате им. Ильича. В конвертерном цехе комбината производится целый ряд ванадийсодержащих марок стали – 09Г2ФБ, 10Г2ФБ, St 52.3, EN 36 и др. Заданное содержание ванадия в основном получают присадкой его при сливе металла из конвертера и, по необходимости, дополнительной корректировкой, также кусковым феррованадием, на агрегате доводки стали [186].

На первом этапе был выполнен анализ диапазона значений содержания ванадия при микролегировании и его усвоения.

В таблице 4.17 приведено содержание ванадия в готовой стали, а на рис. 4.13 – распределение содержания ванадия в стали 09Г2ФБ при расходе феррованадия 160 кг на плавку (47 плавов).

Таблица 4.17. Технологические показатели легирования стали феррованадием

Марка стали	Кол-во плавов, шт.	Расход FeV 50, кг/пл.	Пределы содержания V в готовой стали, %	Разброс значений содержания V в готовой стали, %	Разбег значений содержания V в готовой стали, %абс/ % отн.	Степень усвоения V, % мин/ср.
St 52.3	42	90	0,03–0,06	<u>0,032–0,042</u> 0,037	<u>0,010</u> 31,2	<u>66,2</u> 85,0
09Г2ФБ	47	160	0,05–0,09	<u>0,048–0,066</u> 0,058	<u>0,018</u> 37,5	<u>70,0</u> 85,4

Ввиду того, что расходы присаживаемых ферросплавов колебались в больших пределах, для анализа отбирались представительные группы плавов с одинаковым расходом ферросплавов для каждой анализируемой марки стали. Всего было проанализировано 250 плавов.

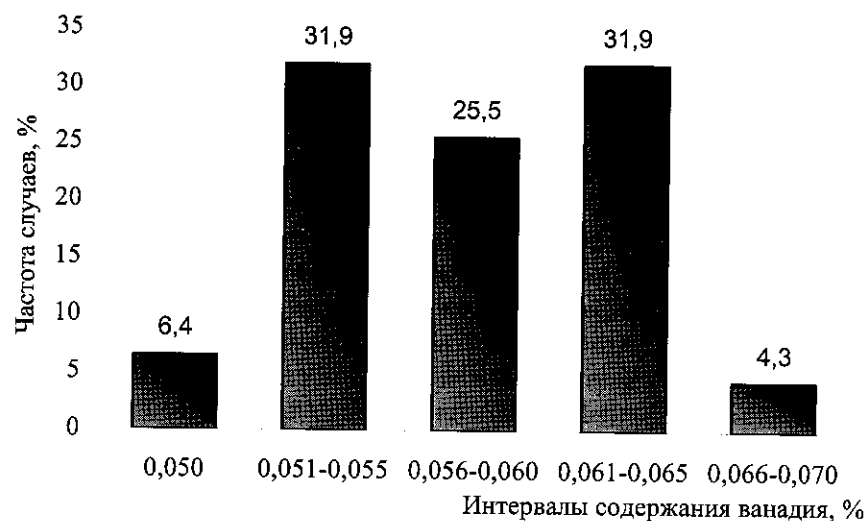


Рис. 4.13. Распределение содержания ванадия в стали 09Г2ФБ (расход FeV – 160 кг на плавку, 47 плавков)

Как видно из представленных данных, разбег содержания ванадия для стали 09Г2ФБ составил 0,018 % абс. или 37,5 % отн., а для стали St 52.3 – 0,010 % абс. или 31,2 % отн.

В таблице 4.18 представлено изменение содержания ванадия в пробах при легировании стали кусковым феррованадием (60 плавков).

Таблица 4.18. Изменение содержания ванадия в готовом металле по сравнению с пробой по прибытию металла на УКДС

Изменение содержания ванадия, % абс.	Количество случаев, %
< – 0,010	1,8
(– 0,010) – (– 0,005)	1,8
– 0,001	9,0
0	9,0
+ 0,001	53,5
+ 0,002	17,8
+ 0,003	5,3
> + 0,003	1,8

Представленные данные говорят о нестабильном характере усвоения ванадия при отдаче кускового FeV 50 на УКДС. На отдельных плавках требовались дополнительные присадки кускового FeV 50 на УКДС. На характер усвоения V из FeV 50 сказывается нестабильное содержание основного элемента в ферросплаве, а также технологические особенности его

использования.

Содержание ванадия в готовом металле (проба № 2 на МНЛЗ) в 9,0 % случаев не изменялось по сравнению с пробой № 1 на УКДС, в 12,6 % случаев уменьшалось, а в 78,4 % случаев увеличивалось, что свидетельствует о том, что в основном после первой пробы на УКДС кусковый FeV продолжает растворяться и переходить из шлака в металл. В некоторых случаях из-за недостаточного перемешивания к моменту взятия пробы № 1 наблюдается снижение содержания ванадия в готовом металле.

Степень усвоения ванадия рассчитывалась по средней разливочной пробе, при этом учитывалось фоновое содержание ванадия в стали 0,006–0,008 %. Средний вес плавки по жидкому принят 145 т. Для всей группы плавков с использованием только кускового FeV степень усвоения составила 66,2–100,0 %.

С учетом выполненного анализа было проведено опытно-промышленное опробование технологии легирования стали ванадием из порошковой проволоки с наполнением ванадий-алюминиевой лигатурой (содержание V – 72,9 %, Al ~ 26,5 %), наполнение проволоки – 320 г/м [187, 188].

Порошковая проволока использовалась как для корректировки, так и для получения заданного содержания ванадия только проволокой. Скорость ввода проволоки составляла 3,5–4,5 м/с. В таблице 4.19 представлены технологические показатели использования порошковой проволоки с наполнителем ВНАЛ при расходе на корректировку 40 и 60 м (по 10 плавков).

Таблица 4.19. Технологические показатели обработки стали марок St 52.3 и St 50.2 порошковой проволокой с лигатурой ВНАЛ

Кол-во плавков, шт.	Расход		Разброс значений увеличения содержания V в готовой стали, %	Разбег значений увеличения содержания V в готовой стали, % абс/ % отн.	Степень усвоения V, % мин./средн.
	проволоки, м	лигатуры ВНАЛ, кг			
10	40	12,8	<u>0,0062–0,0070</u> 0,0064	<u>0,0008</u> 12,9	<u>93,3</u> 98,9
10	60	19,2	<u>0,0093–0,0102</u> 0,00953	<u>0,0009</u> 9,7	<u>93,2</u> 98,7

В остальных случаях корректировка с одинаковым расходом в диапазоне 20–200 м проводилась на 1–3 плавках. Всего с обработкой ванадий-алюминиевой проволокой была проведена 61 плавка. На двух плавках за-

данное содержание ванадия получали только вводом порошковой проволоки с расходом 350 и 360 м на ковш.

Необходимо учитывать, что при малом количестве вводимой проволоки, высокого наполнения на 1 пог. м проволоки необходимо очень точное ее дозирование. Так, ошибка от необходимого количества вводимой проволоки на 2 м может привести к изменению количества вводимого материала на 3–5 % абс. в ту или иную сторону.

Ввиду того, что более чем в 90 % случаев содержание ванадия после пробы № 1 изменяется, то ориентироваться на него при расчете усвоения ванадия при его долегировании проволокой с лигатурой ВНАЛ можно лишь относительно.

Так, наблюдающиеся выпадения в усвоении выше 100 % могут быть объяснены дальнейшим (после пробы № 1), растворением присаживаемого на сливе кускового феррованадия и переходом его кусков из шлака в металл, а также колебаниями веса плавки по жидкому. Как видно из представленных в таблице 4.19 данных, при вводе порошковой проволоки достигается стабильно высокая минимальная степень усвоения V – 93,2 % (по результатам всех проведенных плавов – 90,1 %). Средняя степень усвоения V составила 98,8 %. На 2 плавках, где легирование производилось только проволокой, усвоение ванадия составило около 100 %. Порошковую проволоку с лигатурой ВНАЛ можно использовать как для корректировки содержания V на УКДС, так и полностью для получения заданного содержания V, исключая присадки кускового FeV50 на сливе металла из конвертера. Для увеличения содержания V в стали на 0,01 % необходимо вводить 65 м проволоки.

На плавках без доводки стали по алюминию на УКДС его содержание при вводе проволоки с лигатурой ВНАЛ не изменялось, и дополнительный ввод алюминиевой катанки не требовался. Экономическая эффективность использования проволоки с лигатурой ВНАЛ составила 0,8–0,9 долл. США/т стали.

При использовании для микролегирования порошковой проволоки обеспечивается стабильность дозировки ферросплавов, появляется возможность получения заданного содержания элементов ближе к нижнему пределу, предотвращается перерасход ферросплавов из-за их нестабильного усвоения (окисленность и толщина шлака не влияют на усвоение), исключаются выпадения по содержанию элементов в стали и переназначения плавов, не требуется корректировка состава стали. Технологию внепечного легирования стали ванадием из порошковой проволоки (наполнитель FeV80) используют ОЭМК, Молдавский металлургический завод и некоторые другие предприятия.

Проведенным анализом на базе меткомбинатов им. Ильича и "Азовсталь" получены веские технологические и экономические основания целесообразности использования при микролегировании стали ниобием по-

рошковой проволоки с наполнением FeNb. В настоящее время технологию внепечного легирования стали ниобием из порошковой проволоки (наполнитель FeNb60) широко использует МК "Азовсталь" и некоторые другие предприятия.

Резюмируя изложенное по новой технологии внепечной обработки жидкой стали порошковыми проволоками отметим следующее.

Применение кальцийсодержащей проволоки не имеет аналогов по многофакторному воздействию и управлению основными параметрами физико-химического состояния расплава, что обеспечивает возможность разливаемости раскисленных алюминием сталей и повышения свойств металлопродукции.

При использовании порошковой проволоки для микролегирования, легирования, корректировки химического состава стали в узких заданных пределах достигается повышение усвоения вводимых элементов в 1,7–2,0 раза, стабильность результатов, высокая технологическая и экономическая эффективность процесса.

Приведенные промышленные данные, полученные на предприятиях, при применении порошковой проволоки для решения различных задач приводят к выводу, что комплексное использование новых технологий – это мощный потенциальный резерв повышения уровня качества металла и снижения производственных затрат.

Глава 5. ПРОИЗВОДСТВО СПЕЦИАЛЬНЫХ МАРОК СТАЛИ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

5.1. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ С НОРМИРОВАННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ СЕРЫ

5.1.1. Разработка технологии внепечной обработки стали серосодержащей порошковой проволокой

Машиностроительная промышленность предъявляет особые требования по обрабатываемости стали на металлорежущих станках с сохранением требуемых эксплуатационных свойств готовой металлопродукции. Поэтому широкое распространение получило производство автоматных сталей, содержащих регламентируемое содержание свинца, теллура, селена, серы [179]. Для этого в сталь необходимо вводить такие элементы как сера, свинец, висмут, селен и другие, ввод которых в жидкий металл затруднен по ряду причин. Применение порошковой проволоки с наполнителями из этих элементов позволяет получить качественную автоматную сталь [189]. Однако хорошая обрабатываемость невозможна, если сталь содержит значительное количество твердых оксидных включений (глинозема, оксида марганца и т.д.). Поэтому раскисленную алюминием автоматную сталь сначала обрабатывают порошковой проволокой, содержащей силикокальций для модифицирования неметаллических включений. Затем вводят проволоку с наполнителем из серы или другого элемента, повышающего обрабатываемость стали [190–192].

В последнее время на мировом рынке наметилась тенденция отказа от свинецсодержащих сталей и, с учетом дороговизны и дефицитности теллура и селена, важное значение приобретает производство автоматных сталей с регламентируемым содержанием серы. Особую сложность представляет получение заданного высокого содержания серы на предприятиях, плавящих сталь из чистой по сере металлошихты, где даже без специальных технологических приемов в готовой стали содержание серы не превышает 0,010 %.

В электросталеплавильном цехе ОЭМК стали с нормированным содержанием серы составляют около 15 % сортамента. В основном это стали с содержанием углерода 0,21–0,38 % и серы 0,015–0,035 % или 0,020–0,040 %. Особенностью при производстве этих сталей является регламентация и по содержанию алюминия.

Опробование технологии производства автоматных сталей с присадкой кусковых серосодержащих материалов не обеспечивает стабильного содержания серы в стали в требуемых пределах. Поэтому на ОЭМК применялась специальная технология легирования стали кусковым серным колчеданом в вакууматоре. Включение операции вакуумирования в техно-

логический процесс усложняло технологию и повышало затраты на производство.

В дальнейшем на комбинате была разработана технология легирования металла серой путем ввода в сталеразливочный ковш порошковой проволоки с серосодержащим наполнителем. Согласно исследованиям, проведенным в работе [193], было принято решение об использовании в качестве наполнителя только серного колчедана, поскольку при лабораторном опробовании порошковой проволоки с наполнителем из элементарной серы процесс обработки сопровождался бурлением металла и выделением сернистого газа. Обработку стали осуществляли после доводки плавки на установках продувки аргоном и на агрегате комплексной обработки стали (АКОС). Оптимальным вариантом являлась операция легирования стали серой после присадки силикокальция. Усвоение серы металлом по маркировочной пробе составляло 28,6–52,7 % и было довольно нестабильным, что затрудняло попадание в заданные пределы по содержанию серы. Кроме того, наблюдался крайне нестабильный угар алюминия – от 0 до 50 %, поэтому при решении вопроса получения высокого содержания серы возникала проблема получения заданного содержания алюминия.

Проанализировав имеющиеся данные и сделав расчетные и лабораторные исследования, ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» и ОАО "Оскольский электрометаллургический комбинат" совместно приняли решение опробовать технологию внепечного легирования стали порошковой проволокой, содержащей чистую (комовую) серу ($S > 99,0\%$). Элементарная сера имеет температуру плавления 113 °С, а температуру кипения 444,6 °С [194]. Проведенные расчеты показали, что давление паров серы при температурах жидкой стали выше, чем упругость диссоциации паров кальция и составляет 2,0–3,5 атм. Но в тоже время элементарная сера обладает практически неограниченной растворимостью в жидком железе и, несмотря на низкую температуру кипения и относительно высокую упругость диссоциации паров, сера по мере поступления в объем металла должна практически сразу в нем растворяться без барботажа и выделений. К тому же использование серы в чистом виде гораздо эффективней, чем в виде сульфида FeS_2 и по следующей причине. насыщение поверхностного слоя сплава Fe–S достигается при содержании серы равном 0,020 % [194]. Поверхностное натяжение этого сплава при 1600 °С достигает примерно 1000 эрг/см², т.е. на 600–650 эрг/см² больше, чем у чистого сульфида FeS. Это различие свойств поверхностных слоев, состоящих из комплексов FeS, в обоих случаях объясняется составом подповерхностных слоев и силами взаимодействия поверхностных и расположенных ниже слоев. В чистом FeS химический состав поверхностного и объемного слоев одинаков, в то время как в сплавах Fe–S подповерхностные слои очень далеки от насыщения серой даже при средних объемных концентрациях серы, намного превосходящих обычные для черной металлургии пределы ее содержаний.

На ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» была изготовлена опытная партия порошковой проволоки с наполнением комовой серой. Для отработки технологии внепечного легирования стали серой из порошковой проволоки в ЭСПЦ ОЭМК была проведена серия опытно-промышленных плавов (таблица 5.1) [195].

Таблица 5.1. Результаты легирования металла серой из порошковой проволоки

№№ п/п	Расход проволоки, м	Расход наполнителя, кг	Исходная концентрация серы, $\times 10^{-3}$ % масс.	Содержание серы в металле после ввода проволоки, $\times 10^{-3}$ % масс.		
				Через 1 мин	Через 3 мин	Через 5 мин
1	200	30	8	27	24	23
2.	220	33	9	30	27	26
3	250	37,5	7	31	28	27
4	200	30	10	29	26	25
5	250	37,5	8	32	29	28
6	300	45	6	35	32	31

Из представленных данных видно, что средняя степень усвоения серы металлом через 5 мин после ввода проволоки составила 74,6 %. Следует отметить, что после ввода проволоки проводилась продувка металла инертным газом через пористую пробку с интенсивностью 8–10 м³/ч. При этом за 3 мин продувки содержание серы в металле уменьшалось в среднем на 0,004 %.

На всех плавках достигались стабильные результаты по усвоению серы. Ввод проволоки с серой происходит спокойно без бурления и выделений. При этом общее снижение содержания алюминия не превышало 0,004 %. Скорость ввода проволоки составляла 3,5–5,0 м/с.

Исходя из результатов опытных плавов было отработана оптимальная технология внепечного легирования стали серой. Введение серосодержащей проволоки в жидкий металл (150-тонный ковш) осуществляется после доводки плавки на установках продувки аргоном и на агрегате ковш-печь после присадки в металл силикокальция, так как для получения сталей с хорошими характеристиками обрабатываемости легированию серой нужно подвергать металл, в котором уже проведено полное модифицирование и глобуляризация всех неметаллических включений кальцием. Содержание алюминия в металле перед вводом проволоки не оказывает влияние на усвоение серы из серосодержащей проволоки. После ввода проволоки металл в ковше в течение 3–5 мин продувается инертным газом. В таблице 5.2 представлены сравнительные показатели легирования стали порошковой

проволокой с наполнением чистой серой и серным колчеданом.

Таблица 5.2. Сравнительные показатели легирования стали серой из порошковой проволоки с различными наполнителями

№№ п/п	Показатели	Наполнение проволоки	
		Чистая сера (S > 99,0 %)	Серный колчедан (S = 38–42 %)
1	Количество плавов, шт.	90	32
2	Расход наполнителя, кг	$\frac{34,6}{30-45}$	$\frac{106,5}{80-120}$
3	Исходное содержание серы в стали, $\times 10^{-3}$ % масс.	$\frac{9,5}{7-12}$	$\frac{9,4}{7-13}$
4	Содержание серы в маркировочной пробе, $\times 10^{-3}$ % масс.	$\frac{27,2}{24-30}$	$\frac{27,5}{18-31}$
5	Усвоение серы металлом по маркировочной пробе:	$\frac{76,7}{70,1-83,8}$	$\frac{64,5}{30,6-74,1}$
	% отн.		
	% абс. (на 100 кг наполнителя)	$\frac{0,051}{0,048-0,055}$	$\frac{0,017}{0,010-0,021}$

Примечание: числитель – среднее значение, знаменатель – min и max.

Как видно из приведенных в таблице 5.2 данных, при использовании для легирования стали порошковой проволоки с наполнением чистой серой в массовом производстве достигаются достаточно стабильные результаты по усвоению серы – 70,1–83,8 %. При этом наблюдающиеся колебания в усвоении в основном зависят от состояния и состава (основности, сульфидной емкости) шлака, интенсивности и длительности продувки инертным газом после ввода проволоки.

5.1.2. Технология внепечной обработки стали порошковыми проволоками с двойным вводом кальция

На РУП "Белорусский металлургический завод" в ЭСПЦ-2 ежегодно, в зависимости от наличия заказов, производится 15–25% (от производства по цеху) сталей с нормированным содержанием серы. Сотрудниками РУП

"Белорусский металлургический завод" и ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» была разработана технология производства стали с нормированным содержанием серы, предусматривающая первоначально проведение десульфурации жидкой стали до содержания серы 0,015–0,020%, затем обработку кальцийсодержащей проволокой и после этого легирование металла серой из проволоки до заданного содержания с регламентированной подачей серы в единицу времени [192, 196]. Такая технология обеспечивает полное модифицирование и глобуляризацию неметаллических включений перед легированием металла серой, что приводит к значительному снижению загрязненности металла неметаллическими включениями, снижению поверхностных дефектов, улучшению разливаемости металла и сокращению брака (таблица 5.3).

Таблица 5.3. Брак при производстве сталей с нормированным содержанием серы

Наименование показателей	Значение показателей					
	до внедрения технологии (1999 г.)	после внедрения технологии				
		2000 г.	2001 г.	2002 г.	2003 г.	2004 г.
Производство стали по цеху, т	460541	515000	435603	425629	447106	554432
Производство сталей с нормированным содержанием серы, т	70314	100060	82103	42482	102048	154556
Брак на сталях с нормированным содержанием серы, в т.ч.:						
Брак I передела, т	3731,1	2039,4	1664,4	996,88	1173,5	1250,6
т/т	0,053	0,020	0,020	0,023	0,0115	0,0081
Брак аварийный + брак в заготовке, т	1818,8	164,7	158,1	65,6	102,1	105,7
т/т	0,0259	0,0016	0,0019	0,0015	0,0010	0,0007
Брак в сумме, т/т	0,0789	0,0216	0,0219	0,0245	0,0125	0,0095
Брак в целом по цеху, т/т	0,03585	0,01780	0,01640	0,01478	0,0072	0,0052

Для легирования металла серой используется порошковая проволока производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» диаметром 13 мм с наполнением технической серой ($S > 99,9\%$) 175 г/м. Степень усвоения серы при выплавке среднеуглеродистых марок стали составляет 80%, при выплавке низкоуглеродистых – 70%. Высокое и стабильное усвоение серы обеспечивается специальным режимом ввода серосодержащей проволоки. Проведенными исследованиями было установлено, что массовая интенсивность подачи серы в жидкий металл в единицу времени 150–320 г S/т мин обес-

печивает равномерное ее рассредоточение по всему объему металла, без образования локальных участков с повышенным или пониженным содержанием серы.

В начале 2003 г. возросло количество плавов сталей с нормируемым содержанием серы, на которых в процессе разливки происходило затягивание шибера стальной ванны. Предположительно причиной этого оказались твердые включения с содержанием серы (типа $CaS \cdot Al_2O_3$), выпадающие в металле после обработки силикокальцием, в особенности при нерегламентированной его подаче, а также сульфид кальция, обволакивающий частично модифицированные включения глинозема, тормозя дальнейшее их взаимодействие с кальцием.

Для оптимизации технологии производства сталей с нормированным содержанием серы было предложено выполнить несколько мероприятий:

- установить расход вторичного алюминия на выпуске металла 1,7–2,1 кг/т (175–210 кг на плавку) в зависимости от содержания активного кислорода в расплаве;

- перед корректировкой химического состава после растворения шлакообразующих на агрегате ковш-печь обеспечивать содержание алюминия в вводе катанки на уровне 0,035–0,040%;

- присадку силикокальциевой проволоки осуществлять в два этапа: первый – ввод 50 м проволоки до вакуумирования, второй – ввод остаточного количества проволоки (расход по нормативной документации минус расход до вакуумирования);

- присадку кварцевого песка осуществлять после вакуумирования.

При использовании разработанной технологии происходит более глубокое раскисление металла на выпуске, всплывание крупных алюминатных включений по ходу внепечной обработки, частичное модифицирование оставшихся включений кальцием перед вакуумированием, последующее легирование стали алюминием с поддержанием на низком уровне алюминия оксидного в стали, окончательное модифицирование алюминатных неметаллических включений кальцием, легирование стали серой в заданных пределах с предотвращением выпадения твердого сульфида кальция во время разливки [197–200]. В процессе выпуска металла в сталеразливочный ковш сталь раскисляли алюминием в соответствии с измеренным содержанием активности кислорода датчиками "Celox" в количестве 156–208 кг (в среднем 174 кг на плавку).

Содержание алюминия в металле после выпуска плавов изменялось в пределах 0,012–0,046 % и в среднем составляло 0,020 %. На плавках с расходом алюминия 120 кг содержание алюминия в металле составляло 0,003–0,006 %, что в последствии усложняло технологию внепечной обработки.

Содержание серы в металле после выпуска находилось на уровне 0,025–0,038 %. На агрегате ковш-печь наводился белый рафинирующий

шлак присадками извести в количестве 5–9 кг/т, плавикового шпата 1,5–3,1 кг/т и раскисляющей смеси 1–2 кг/т.

После растворения шлакообразующих трайбапаратом присаживалась алюминиевая катанка на расчетное содержание алюминия 0,035–0,040 %, корректировался химический состав стали и перед вакуумированием присаживалось 50 м проволоки с SiCa для частичного модифицирования образованных в процессе выпуска включений Al_2O_3 и далее металл передавался на установку RH.

После вакуумирования присаживался кварцевый песок, корректировалось содержание алюминия (при необходимости) из расчета получения алюминия в готовой стали в пределах 0,015–0,030 %, присаживалась проволока с SiCa в количестве 120–130 м (наполнение 225 г/м), через 3 минуты продувки металла аргоном присаживалась серосодержащая проволока с продувкой аргоном после ввода не менее 3 минут. На плавках №№ 31691–31695 на различных этапах отбирались пробы для определения в металле $[Al]_{кисл.}$, $[Al]_{окс.}$ и $[Ca]$ по ходу плавки.

Изменение содержания алюминия и серы в процессе производства сталей приведено в таблице 5.4, изменение содержания алюминия общего, кислоторастворимого и оксидного по ходу плавки представлено в таблице 5.5 и на рис 5.1.

Из представленных данных видно, что содержание $[Al]_{окс.}$ по ходу внепечной обработки и разлива металла составляет 0,002–0,007% (7–23,5% от $[Al]_{общ.}$). По ходу внепечной обработки содержание $[Al]_{окс.}$ снижается с 0,005% до 0,003%, а на разливе вырастает до 0,004%, что, во-видимому, частично связано с изменением равновесия протекания реакций при понижении температуры, а, частично со вторичным окислением алюминия.

В ходе проведения исследований было отмечено, что на разливаемость металла оказывает влияние режим ввода кальцийсодержащих материалов в ковш с жидким металлом. Известно, что при обработке кальцием в жидком металле образуется дисперсная система "пузырьки паров Ca – жидкая сталь", т.к. температура кипения жидкого кальция примерно на 100К меньше температуры расплава в ковше. Всплывающие пузыри паров кальция приводят в движение жидкий металл, циркуляционные потоки которого могут заметно влиять на процессы массообмена, вследствие чего в локальных зонах при чрезмерной массовой интенсивности подачи кальция в единицу времени могут образовываться участки с повышенным содержанием кальция, что приводит к интенсивному барботажу, выплескам металла и, как следствие, ухудшению эффективности использования кальция. Кроме того, при высоком локальном пересыщении кальцием помимо реакций раскисления и модифицирования будут протекать реакции взаимодействия кальция с серой, особенно при содержании серы более 0,010–0,015%.

Таблица 5.4. Изменение содержания алюминия и серы по ходу плавки, %

№№ плавки	Химический анализ, масс. %										
	[O] ppm	[S]					[Al]				
		вид пробы					вид пробы				
	51	до RH	71	72	82	51	61	71	72	82	
ОПЫТНЫЕ ПЛАВКИ											
31691	2,7	0,037	0,007	0,009	0,037	0,030	0,003	0,035	0,017	0,032	0,025
31692	1,4	0,038	0,022	0,019	–	0,031	0,045	0,032	0,048	–	0,032
31693	1,38	0,039	0,029	0,024	0,029	0,026	0,006	0,060	0,043	0,022	0,018
31694	1,49	0,030	0,015	0,009	–	0,026	0,012	0,037	0,035	–	0,020
31695	1,69	0,032	0,018	0,009	0,042	0,034	0,004	0,037	0,032	0,021	0,019
31726	1,88	0,030	0,020	0,018	0,035	0,031	0,016	0,037	0,032	0,038	0,027
31727	2,36	0,025	0,022	0,016	0,035	0,034	0,031	0,046	0,035	0,038	0,034
31728	2,2	0,026	0,017	0,015	0,039	0,034	0,014	0,031	0,027	0,030	0,025
ср.	1,86	0,032	0,019	0,015	0,037	0,031	0,017	0,04	0,034	0,031	0,025
ОБЫЧНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ											
31721	2,49	0,034	0,009	0,008	–	0,033	0,021	0,033	0,023	–	0,042
31722	3,44	0,034	0,012	0,009	0,036	0,021	0,007	0,038	0,019	0,039	0,013
31723	1,76	0,035	0,011	0,011	0,031	0,030	0,006	0,039	0,030	0,060	0,048
31724	3,49	0,033	0,017	0,015	0,035	0,030	0,035	0,038	0,021	0,045	0,038
31725	2,62	0,036	0,021	0,019	0,035	0,028	0,007	0,035	0,020	0,044	0,028
31729	–	0,031	0,018	0,014	0,038	0,028	0,004	0,045	0,034	0,033	0,024
31730	–	0,037	0,015	0,013	0,030	0,025	0,021	0,031	0,017	0,047	0,028
ср.	2,76	0,034	0,015	0,013	0,034	0,028	0,014	0,037	0,023	0,045	0,032

Примечание.

Вид пробы: 51 – на выпуске из электросталеплавильной печи,
61 – перед вакуумированием,
71 – 1-я на агрегате ковш-печь после вакуумирования,
72 – перед отдачей на МНЛЗ,
82 – на МНЛЗ.

При этом образующийся тугоплавкий сульфид кальция может осажаться на неметаллических включениях и блокировать процесс модифицирования глиноземистых включений, что приводит к ухудшению разливаемости металла. Поэтому массовая интенсивность подачи кальция в жидкий металл в единицу времени должна обеспечивать равномерное его распределение по всему объему металла, без образования локальных участков с повышенным или пониженным содержанием кальция.

Таблица 5.5. Изменение содержания алюминия общего, кислото-растворимого и оксидного по ходу плавки

№ плавки	Элемент	Вид пробы			
		61	71	72	82
31691	Al _{общ}	0,035	0,017	0,032	0,025
	Al _{кисл}	0,029	0,013	0,028	0,020
	Al _{окс}	0,006	0,004	0,004	0,005
	Ca	0,0001	0,0001	0,0004	0,0003
31692	Al _{общ}	0,032	0,048	—	0,032
	Al _{кисл}	0,029	0,044	—	0,025
	Al _{окс}	0,003	0,004	—	0,007
	Ca	0,0001	0,0001	—	0,0005
31693	Al _{общ}	0,060	0,043	0,022	0,018
	Al _{кисл}	0,055	0,040	0,019	0,016
	Al _{окс}	0,005	0,003	0,003	0,002
	Ca	0,0001	0,0001	0,0006	0,0003
31694	Al _{общ}	0,037	0,035	—	0,020
	Al _{кисл}	0,033	0,030	—	0,016
	Al _{окс}	0,004	0,005	—	0,004
	Ca	0,0001	0,0001	—	0,0003
31695	Al _{общ}	0,037	0,032	0,021	0,019
	Al _{кисл}	0,029	0,027	0,019	0,015
	Al _{окс}	0,008	0,005	0,002	0,004
	Ca	0,0001	0,0001	0,0005	0,0003

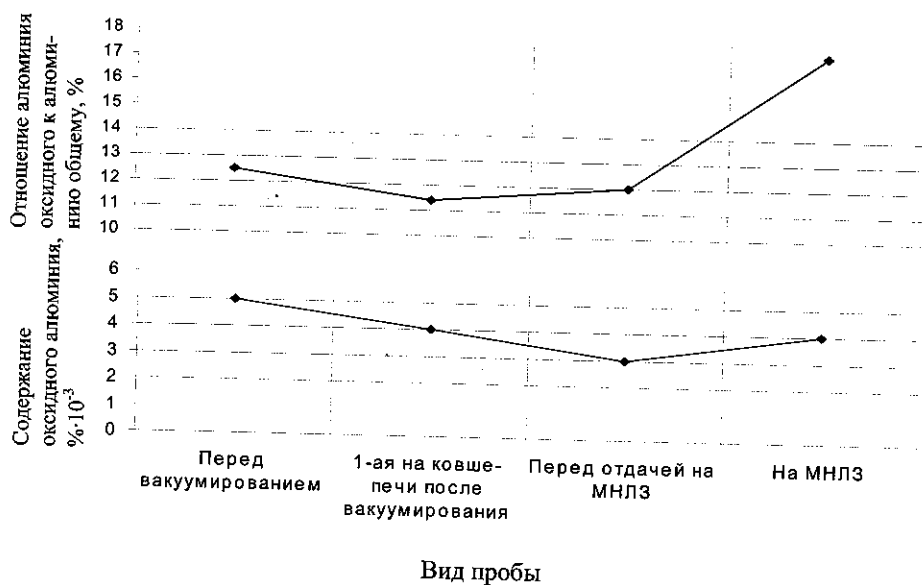


Рис. 5.1. Изменение содержания алюминия оксидного по ходу внепечной обработки и разливки стали 2С45

Исходя из проведенных исследований было установлено, что наиболее оптимальной массовой интенсивностью подачи кальция для условий РУП "БМЗ", предположительно, является 200–250 г/с.

Предложенная технология позволила осуществлять трансформацию алюминатных включений, предотвращать выпадение твердого сульфида кальция и, как следствие, исключить затягивание шибера стальной ванны при непрерывной разливке сталей с нормированным содержанием серы и алюминия, что в итоге дополнительно привело к значительному снижению загрязненности металла неметаллическими включениями, снижению поверхностных дефектов, улучшению разливаемости металла и сокращению брака.

5.1.3. Практические правила обработки сталей с нормированным содержанием серы порошковыми проволоками

На основании проведенных исследований можно сформулировать некоторые практические правила обработки сталей порошковыми проволоками с серой.

Кальций предпочтительно вводить в обессеренную сталь перед доводкой окончательного содержания серы. Содержание кальция не должно превышать равновесного значения, соответствующего требуемому содержанию серы, следовательно, минимально необходимое содержание кальция является целью, достижение которой обеспечивает образование только жидких алюминатов.

1. Опасность зарастания стаканов увеличивается с ростом содержания серы, следовательно, необходимо стремиться получить минимально достижимый уровень содержания серы. Использование серосодержащей порошковой проволоки, обеспечивающей стабильно высокое усвоение серы, позволяет осуществить такую доводку.

2. Массовая интенсивность подачи серы в жидкий металл в единицу времени должна составлять 150–320 г S/т мин.

3. Содержание алюминия в металле следует выдерживать по нижнему пределу требований технической документации.

4. Содержание CaO в алюминатах должно составлять от 40 до 50 %, а если возможно, то и в более узком диапазоне (от 40 до 45 %). Перед обработкой кальцием рекомендуется достаточно продолжительная выдержка металла в ковше, чтобы обеспечить низкое содержание глинозема в металле и меньшие размеры оставшихся включений.

5. Повышение температуры разливки снижает опасность выделения CaS.

5.2. ПРОИЗВОДСТВО БОРСОДЕРЖАЩИХ МАРОК СТАЛИ

5.2.1. Влияние бора на качество и свойства различных марок стали

В практике современного металлургического производства одним из перспективных направлений повышения качества металлопроката, не требующих значительных сырьевых и энергетических затрат, является микролегирование сталей химически активными элементами, оказывающими эффективное влияние на формирование в сталях структурного состояния, улучшающего комплекс потребительских свойств. Наряду с такими дорогостоящими и дефицитными элементами, как ниобий, ванадий, цирконий, титан и другие, в практике микролегирования стали широко применяется бор.

Влияние бора на качество конструкционной стали, главным образом, связывают с повышением прокаливаемости стали [201–203]. По опубликованным данным при содержании бора в количестве 10^{-3} – 10^{-4} % вязкость низко- и среднелегированных сталей соответствует результату, который можно получить при легировании хромом, марганцем, молибденом или никелем, только в 100–300 раз превышающими добавки бора.

Кроме этого влияние бора в сталях может проявляться в следующем [128, 201, 203–208]:

- повышении пластичности стали;
- уменьшении отрицательного оstarивающего влияния свободного азота за счет связывания его в боронитридные и карбоборонитридные соединения, что увеличивает пластичность и деформируемость проката при холодном формоизменении;
- улучшении деформируемости неметаллических включений;
- нейтрализации негативного воздействия Cr, Ni, Cu на скорость распада аустенита при процессах патентирования;
- улучшении управляемости технологическим процессом термической обработки в потоке производства проволоки и формировании оптимальной структуры за счет увеличения прокаливаемости стали;
- измельчении столбчатых кристаллов в сечении непрерывнолитых заготовок, что обуславливает уменьшение осевой ликвации (особенно углерода для высокоуглеродистых сталей) и, соответственно, увеличении предельной деформируемости катанки – проволоки, без начальной или промежуточной термообработки.

В настоящее время накоплен опыт производства сталей с микродобавками бора, содержащих углерод в пределах 0,05–0,70 %, которые используются для изготовления подката для высокопрочного крепежа, тонколистового проката для холодной штамповки, толстолистового проката для судостроения и ответственных стальных конструкций, других видов метал-

лопроката.

Микролегирование жидкой стали бором может осуществляться различными способами, в частности:

- с помощью рафинирующих шлакообразующих смесей, содержащих легкоплавкие соединения бора (бура, датолит, борная кислота, углекислот и др.), вводимых в изложницу до начала разливки. Интенсивное газовыделение при кристаллизации кипящей стали обеспечивает хорошее перемешивание жидких металлической фазы и шлаковой смеси, что создает благоприятные кинетические условия для восстановления бора из содержащихся в шлаке окислов и перехода в жидкий металл;

- путем введения на ковше-печи при финишной доводке стали или в изложницу перед разливкой кускового ферробора марок ФБ-6, 10, 17, 20 с содержанием бора соответственно 6, 10, 17, 20 % (не менее, ГОСТ 14848) или специальных борсодержащих алюминиотермических лигатур с алюминием, хромом, никелем фракции 10–50 мм в количествах, обеспечивающих требуемое (обычно 0,002–0,006 % по массе) содержание бора в стали;

- путем ввода борсодержащей порошковой проволоки в жидкую сталь на агрегате ковш-печь или установке доводки металла.

Проведенный анализ показал, что эффективность первого из перечисленных способов невысокая, поскольку восстановление бора из его соединений в шлаке является относительно длительным процессом, что увеличивает время доводки стали. Кроме того, изменение состава шлаковой рафинирующей смеси, используемой при обработке металла на агрегате ковш-печь, может привести к нарушению принятой технологии финишной доводки стали и к ухудшению ее качества [209, 210].

Введение кускового ферробора также требует увеличения длительности обработки стали на установке ковш-печь для обеспечения равномерного распределения бора по объему расплава.

На Молдавском металлургическом заводе используется технология введения микролегирующей добавки бора в жидкую сталь с помощью борсодержащей порошковой проволоки. Выплавку сталей следующих марок: 08сп, Св-08А, Св-08Г2С, 70 производят в основной дуговой электростале-плавильной печи ЭСПЦ. Ферробор (18 % В) вводят в сталь трайбаппаратом в виде проволоки производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"». При оптимальной раскисленности сталей ($a_0 = 3$ – 10 ppm) степень усвоения бора стабильна и составляет 75,7–94,3 %. Определено, что содержание бора в стали практически не изменяется по ходу разливки.

В результате проведенных исследований на стали разных марок с различным содержанием С, Мn, Si отработаны режимы микролегирования металла бором с остаточным его содержанием от 0,001–0,008 %. При этом выявлено положительное влияние бора на физико-механические и эксплуатационные характеристики проката, катанки, проволоки для линий электропередачи и т.д. В низкоуглеродистых марках стали наблюдается повышение

пластичности стали, выраженное в увеличении относительного удлинения и сужения, а также в снижении предела прочности. Так, для базовой стали 1008 наблюдается увеличение относительного сужения на 8–10 абс. %, снижение предела прочности на 25–30 Н/мм², что позволило снизить нормативное значение предела прочности (с 470 до 420 Н/мм²) и повысить относительное сужение с 65 до 70 % при гарантии волочения по обычной технологии с диаметра 5,5 мм до 1 мм вместо 2,5 мм без промежуточного отжига катанки.

В среднеуглеродистых сталях для производства высокопрочного арматурного термомеханически упрочненного проката (класса Ат 1000) при микролегировании бором с одной стороны увеличивается прокаливаемость металла, что обуславливает меньшую степень его перерождения при достижении требуемых механических характеристик, а с другой стороны, увеличивается пластичность мартенсита, что улучшает соотношение прочностных и пластических характеристик. У высокоуглеродистых марок стали бор, повышая пластичность перлита, обуславливает более высокую деформируемость катанки при волочении без промежуточной термообработки.

Особенностью технологии производства металлопроката на Молдавском металлургическом заводе является использование непрерывно литых заготовок (НЛЗ) малого (125×125 мм) сечения при прокатке на сортовой и проволочной линиях стана 320/150. Присущая НЛЗ дендритная и ликвационная неоднородность, дефекты кристаллизационного происхождения, различие механизмов фазово-структурных превращений в зонах с разной концентрацией легирующих элементов и примесей, другие факторы такого рода наследуются готовым металлопрокатом и отрицательно сказываются на его качестве. Микролегирование стали бором наряду с оптимизированными режимами двухстадийного охлаждения заготовок на линии Стелмор проволочного стана позволяет получать катанку, соответствующую уровню аналогичной продукции ведущих предприятий промышленно развитых стран, производимую по традиционной технологии из слитков и заготовок большого сечения.

На сталеплавильном заводе в г. Равне (Словения) при производстве борсодержащих сталей (массовая доля бора – 0,0015–0,003 %) используется порошковая проволока диаметром 9 мм с ферробором (12 % В) [181]. Средняя степень усвоения бора из проволоки составляет 85 %.

В условиях меткомбинатов НЛМК и "Запорожсталь" освоена технология производства горячекатаной и холоднокатаной полосы из новых низкоуглеродистых марок сталей, микролегированных бором (до 0,006 %) [211]. В сталях типа 08ЮР бор расширяет температурные границы образования феррита после прокатки, упрочняет ферритное зерно, способствует образованию разобщенных массивных включений "свободного" карбида, уменьшает количество перлитных участков пластинчатого строения. Через конечную структуру он влияет на пластичность и прочность. Это позволя-

ет получить горячекатаный тонкий лист пригодный для использования как готовый конструкционный материал различного назначения для холодной штамповки с вытяжкой. По особенностям структуры и свойств полосовая горячекатаная сталь, микролегированная бором, пригодна также как подкат для холодного тонкого листа.

5.2.2. Разработка технологии внепечной обработки различных групп марок стали борсодержащей порошковой проволокой

На Белорусском металлургическом заводе в 2003 г. в ЭСПЦ-1 и ЭСПЦ-2 на агрегатах ковш-печь проведено опытно-промышленное опробование внепечной обработки стали борсодержащей порошковой проволокой. В ЭСПЦ-1 обрабатывалась низкоуглеродистая сталь марок Ст 2сп и SAE 1008 (8 плавок), в ЭСПЦ-2 – кордовая сталь марок 70РМЛ и 70К(8 плавок), а также стали 15В36Сг и 20ХНР(8 плавок) [212, 213]. Наполнение проволоки составляло 450 г/м ферробора (18% бора), бора – 81 г/м. Расход проволоки на низкоуглеродистых марках стали составлял 40 м на плавку, на кордовых – 30–35 метров на плавку, на стали 15В36Сг и 20ХНР – 25–45 метров на плавку, скорость ввода проволоки – 3–3,5 м/с, массовая скорость поступления бора в расплав находилась в пределах 1,5–4,0 г/т·с. Борсодержащая проволока вводилась за 5–8 минут до отдачи ковша на разливку.

В таблице 5.6 приведены технологические показатели по усвоению бора на проведенных обработках (содержание бора представлено как среднее значение по трем разливочным пробам).

Распределение бора по объему металла равномерное, максимальный разброс значений от среднего $\pm 0,0002\%$. В ЭСПЦ-1 степень усвоения бора по готовому металлу в среднем составила 74% (разбег 56–89%), в ЭСПЦ-2 на кордовых марках – 68% (59–76%), на стали 15В36Сг и 20ХНР – 81% (разбег 68–100%). На некоторых плавках измерялась окисленность металла перед вводом борсодержащей проволоки. В основном она составляла 20–23 ppm в ЭСПЦ-1 и 15–20 ppm в ЭСПЦ-2 на кордовых марках стали. На плавке № 21396 окисленность перед вводом проволоки составляла 42 ppm, на плавках №№ 21398 и 21400 – 30 ppm. Следовательно, при вводе борсодержащей проволоки при окисленности металла 20–23 ppm степень усвоения бора в ЭСПЦ-1 в среднем составляет 80% (76–89%). На некоторых плавках было определено содержание бора в металле перед отдачей ковша на МНЛЗ после ввода проволоки, при этом усвоение бора по вводу в ЭСПЦ-1 составило 90%, в ЭСПЦ-2 – 95%. По сравнению с пробой по вводу, усвоение бора в готовом металле в ЭСПЦ-1 падает на 10–15% отн., в ЭСПЦ-2 на кордовых марках на 25–30% отн., на стали 15В36Сг и 20ХНР на 15–20% отн.

Таблица 5.6. Технологические показатели опытно-промышленных плавков с микролегированием бором

№№ плавков	Марка стали	Масса металла в ковше, т	Расход		Содержание бора в готовом металле, %	Степень усвоения бора, %
			проволоки, м	FeB, кг		
11426	Ст 2 сп	110,2	40	18	0,0026	88,1
11427	Ст 2 сп	110,5	40	18	0,0022	75,1
21382	Ст 2 сп	115,6	40	18	0,0023	82,1
21396	SAE 1008	120,7	40	18	0,0015	56,0
21397	SAE 1008	104,9	40	18	0,0023	74,5
21398	SAE 1008	116,8	40	18	0,0019	68,6
21399	SAE 1008	115,6	40	18	0,0022	78,6
212400	SAE 1008	117,5	40	18	0,0019	69,1
31451	70PML	109,0	30	13,5	0,0017	76,2
31452	70K	115,0	30	13,5	0,0013	62,3
31453	70K	115,0	29	13,05	0,0012	58,9
31454	70K	119,0	35	13,5	0,0016	68,1
31471	70K	117,0	30	13,5	0,0014	67,4
31472	70K	116,0	30	13,5	0,0014	66,8
31473	70K	111,0	30	13,5	0,00163	74,5
31480	70PML	114,0	30	13,5	0,0013	61,0
31295	15B36Cr	114,0	25	11,25	0,0019	100,0
31296	15B36Cr	107,3	30	13,5	0,0018	79,6
31297	15B36Cr	109,1	30	13,5	0,0018	81,1
31298	15B36Cr	114,4	40	18	0,0017	60,1
31299	15B36Cr	105,4	30	13,5	0,0017	73,9
31300	15B36Cr	109,1	30	13,5	0,00163	73,5
31318	20XHP	112,0	45	20,25	0,0031	95,4
31319	20XHP	113,2	45	20,25	0,0027	83,9

Прокатка опытно-промышленных плавков осуществлялась в обычном режиме.

5.2.3. Анализ качества и служебных свойств стали, микролегированной бором

В таблице 5.7 представлены механические характеристики сравнительных и опытных плавков SAE 1008, а в таблице 5.8 данные по макроструктуре всех плавков, выплавленных в ЭСПЦ-1.

Из представленных данных видно, что механические характеристики опытных и сравнительных плавков находятся на том же уровне, при этом разбег значений предела прочности на опытных плавках составляет 2,1 %

против 5,0%, а разбег значений относительного сужения – 3,8% против 9,0% на сравнительных, что говорит о высокой стабильности результатов на опытных плавках.

Таблица 5.7. Механические характеристики катанки из стали SAE 1008

Вид плавков	Количество плавков	Показатели			
		Предел прочности σ_b , Н/мм ²	Разбег значений σ_b , %	Относительное сужение Ψ , %	Разбег значений Ψ , % отн.
опытные	5	$\frac{421,2}{417,2 - 426,3}$	2,1	$\frac{72,6}{71,4 - 74,2}$	3,8
сравнительные	16	$\frac{431,9}{421,7 - 443,2}$	5,0	$\frac{72,6}{69,5 - 76,0}$	9,0
	7	$\frac{435,5}{421,7 - 443,2}$	5,0	$\frac{72,3}{70,8 - 73,4}$	3,8

Примечание: числитель – среднее значение, знаменатель – min и max значения; разбег значений определяется как отношение разницы между max и min к среднему значению.

Таблица 5.8. Макроструктура опытных и сравнительных плавков

Вид плавков	Частота распределения максимальной глубины поверхностных дефектов, %				Максимальная глубина поверхностных дефектов, мм
	0	≤ 0,02 мм	≤ 0,03 мм	> 0,03 мм	
опытные	21,4	55,9	72,5	27,5	$\frac{0,028}{0 - 0,1}$
сравнительные	15,7	47,0	61,7	38,3	$\frac{0,048}{0 - 0,19}$

На плавках, обработанных бором, в 21,4% отсутствуют поверхностные дефекты (на сравнительных 15,7%), максимальная глубина поверхностных дефектов в 72,5% случаев составляла менее 0,03 мм (против 61,7%). При этом максимальная глубина поверхностных дефектов в среднем на опытных плавках составила 0,028 мм, на сравнительных – 0,048 мм (на опытных меньше на 41,7%).

Как известно, на Молдавском металлургическом заводе с микролегированием бором производятся и низкоуглеродистые и высокоуглеродистые марки стали, при этом экспериментально доказано положительное

влияние бора на физико-механические и эксплуатационные характеристики проката, катанки, проволоки и проволочных изделий.

В условиях ММЗ корд получают из заготовок малого сечения (125×125 мм) и бор обеспечивает необходимую структурную и химическую однородность. На БМЗ корд получают из заготовок сечением 350×300 мм и более, при этом необходимая структурная и химическая неоднородность достигается за счет большей степени обжатия и измельчения структуры. В условиях ММЗ используют также специальные оптимизированные режимы охлаждения и термообработки при изготовлении катанки и её переработке волочением в кордовую проволоку из сталей с содержанием бора.

В таблице 5.9 представлена макроструктура катанки для корда, а в таблице 5.10 физико-химические характеристики катанки из кордовой стали. Для анализа сравнительных характеристик корда в качестве сравнительных также взяты показатели всех плавов 70К, 70Б, 70РМЛ за январь – июль 2003 г.

Таблица 5.9. Макроструктура катанки из кордовой стали

Вид плавок	Количество плавов, шт.	Показатели			
		Уровень ликвации, балл	Глубина обезуглероживания, мм	Макс. плотность недеформируемых включений, вкл/см ²	Макс. глубина дефектов поверхности, мм
Опытные	10	<u>1,8</u> 1–2,5	<u>0,049</u> 0,02–0,08	<u>178</u> 51–473	<u>0,0095</u> 0–0,04
Сравнительные	15	<u>1,85</u> 1–3,0	<u>0,057</u> 0,02–0,10	<u>172</u> 82–296	<u>0,0076</u> 0–0,04

Из представленных данных видно, что по макроструктуре и физико-механическим характеристикам показатели опытных и промышленных плавов практически идентичны, но разбег значений по временному сопротивлению разрыву кордовой стали на опытных плавках в 2,1 раза ниже, чем на сравнительных (весь массив плавов). Аналогично по относительному сужению на опытных плавках разбег значений ниже в 1,4–2,1 раза, по относительному удлинению в 2,3–2,7 раза, по овальности в 1,2–1,8 раза.

Из выше приведенных данных можно сделать вывод о том, что опытный металл имеет более однородную структуру. Это подтверждает предположение о том, что в условиях ЭСПЦ-1 возможно получение заготовок малого сечения для корда с достаточной степенью структурной и химичес-

Таблица 5.10. Физико-механические характеристики катанки из кордовой стали

Вид плавов	Количество плавов, шт.	Показатели			
		Временное сопротивление разрыву $\sigma_{\text{в}}$, Н/мм ² (разбег значений, %)	Относительное сужение при разрыве Ψ , % (разбег значений, % отн.)	Относительное удлинение при разрыве δ , % (разбег значений, % отн.)	Овальность, мм (разбег значений, %)
опытные	10	<u>1077</u> 1014–1130 (10,7)	<u>43,0</u> 39–48 (20,9)	<u>16,3</u> 16–18 (18,4)	<u>0,140</u> 0,06–0,20 (121,4)
		<u>1052</u> 989–1086 (9,2)	<u>42,6</u> 35–48 (30,5)	<u>16,3</u> 13–20 (42,9)	<u>0,142</u> 0,07–0,27 (140,8)
сравнительные	332	<u>1085</u> 971–1211 (22,1)	<u>40,5</u> 31–49 (44,4)	<u>16,1</u> 12–20 (49,7)	<u>0,146</u> 0,03–0,33 (217,1)

кой однородности. На рис. 5.2 и 5.3 представлен электронно-зондовый анализ неметаллических включений опытных плавок стали для металлокорда, выполненный по методике фирмы "Pirelli". Микролегирование бором осуществлялось как вначале кордовой кампании на первых стальных ковшах после сортамента сталей, раскисненных алюминием (№№ плавок 31451–31454, 31480), так и на оборотных стальных ковшах по ходу кампании. Из представленных данных видно, что металл обработанный бором в стальных ковшах по ходу кампании не содержит включений в зоне "С" треугольника химического состава, при этом размер включений в основном не превышает 3 мкм. Кордовый металл, обработанный бором в начале кордовой кампании содержит неметаллические включения в зоне "С" треугольника химического состава в количестве 5,0–55,0%. Такое же количество включений в зоне "С" наблюдается вначале кордовой кампании на первых стальных ковшах после сортамента сталей, раскисненных алюминием и на обычном металле без микролегирования бором.

5.2.4. Рекомендации по оптимальной технологии внепечной обработки стали борсодержащей проволокой

Как показали проведенные исследования для обеспечения стабильного усвоения бора должны выполняться следующие условия:

– скорость ввода борсодержащей проволоки должна составлять 3,0–3,5 м/с;

– массовая скорость поступления бора в расплав должна находиться в пределах 1,5–4,0 г/т.с.

– окисленность металла перед вводом проволоки при обработке низкоуглеродистых и кордовых сталей должна быть не более 25 ppm;

– борсодержащая проволока должна вводиться в жидкий металл в последнюю очередь (если металл обрабатывается кальцийсодержащей или другими проволоками), за 5–8 минут до отдачи ковша на разливочную машину

Для существенного влияния на механические свойства и качество поверхности в низкоуглеродистых сталях содержание бора должно составлять 0,0015–0,0040%, в кордовых – 0,0010–0,0020%. При этом наиболее существенно влияние бора сказывается при переработке в корд заготовок малого сечения (до 150×150 мм).

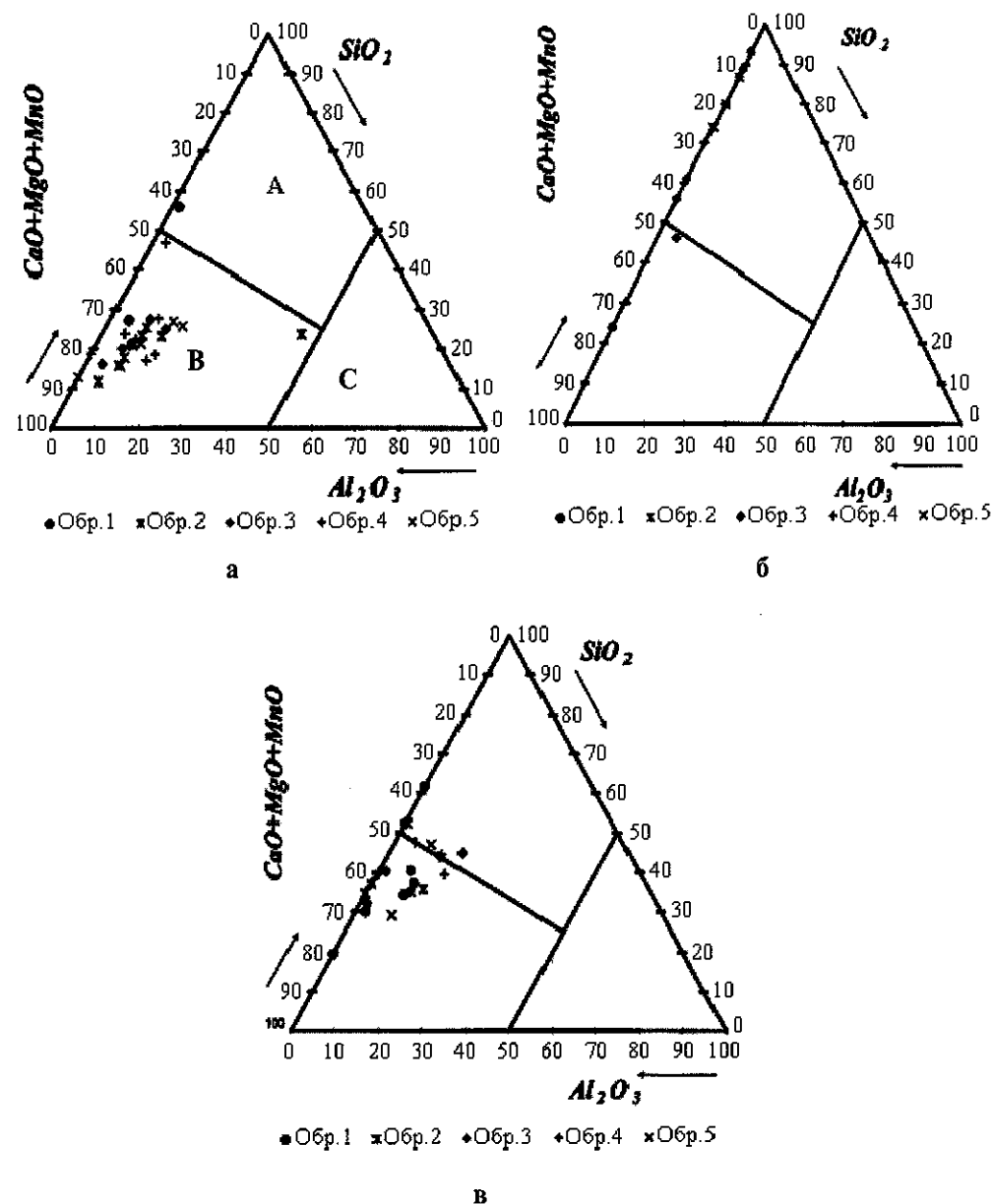


Рис. 5.2. Электронно-зондовый микроанализ кордовых сталей, обработанных бором по ходу кампании (а – плавка № 31471, б – плавка № 31472, в – плавка № 31473)

5.3. ПРОИЗВОДСТВО КОЛЕСНОЙ СТАЛИ С МОДИФИЦИРОВАНИЕМ СИЛИКОКАЛЬЦИЕМ

5.3.1. Анализ современного состояния производства колесной стали

В мировой практике производства цельнокатаных колес используют углеродистые стали, содержащие углерод в широком интервале концентраций от 0,4 до 0,8 %, что связано с работой колес в различных условиях эксплуатации и использованием их при тяжелых грузовых и скоростных пассажирских перевозках [214]. Техническими условиями Международного союза железных дорог (UIC) и Международной организации по стандартизации (ISO) оговорен химический состав колесной стали, выплавляемой в различных странах (таблица 5.11).

География железных дорог и соответственно требования к условиям эксплуатации колес очень широки.

Железные дороги Китая, Индии, Канады, Африки предназначены, в основном для грузовых перевозок, поэтому из-за высоких нагрузок используют колеса из высокоуглеродистых сталей, обладающих высокой прочностью и износостойкостью. Оценка качества таких колес проводят на готовом изделии, измеряя твердость на поверхности и обязательно подвергая колеса неразрушающему контролю путем магнитной дефектоскопии поверхности диска и ультразвуковому контролю обода. В странах Европы и СНГ характерны перевозки с интенсивным и высокоскоростным пассажирским движением, в составах которых используют колеса из низкоуглеродистых сталей, обладающих высокой стойкостью к термическим повреждениям, но имеющих более низкую прочность и износостойкость [215]. Европейская система контроля колес включает испытания образцов на растяжение и удар, оценку твердости по сечению обода и характеристику загрязненности эндогенными включениями (UIC 812.3; ISO 1005.6; ГОСТ 10791-89). В новых проектах международных стандартов (EN 13262, ГОСТ 10791-2001) на колеса существенно ужесточаются требования к их качеству.

Для колес из низкоуглеродистых сталей повышены требования к чистоте стали по эндогенным включениям. Загрязненность сульфидами для колес 1-ой категории уменьшена в 7 раз с 3,5 балла до 0,5 балла, а суммарная загрязненность оксидами – более чем в 6 раз до уровня 1,5 балла. Для колес второй категории загрязненность сульфидами уменьшена соответственно в 2 раза, а оксидами – в 4 раза.

Ужесточаются также требования к оценке и уровню значений ударной вязкости в колесах или к характеристике, оценивающей не только конструкционную прочность, но и склонность стали к хрупкому разрушению [216].

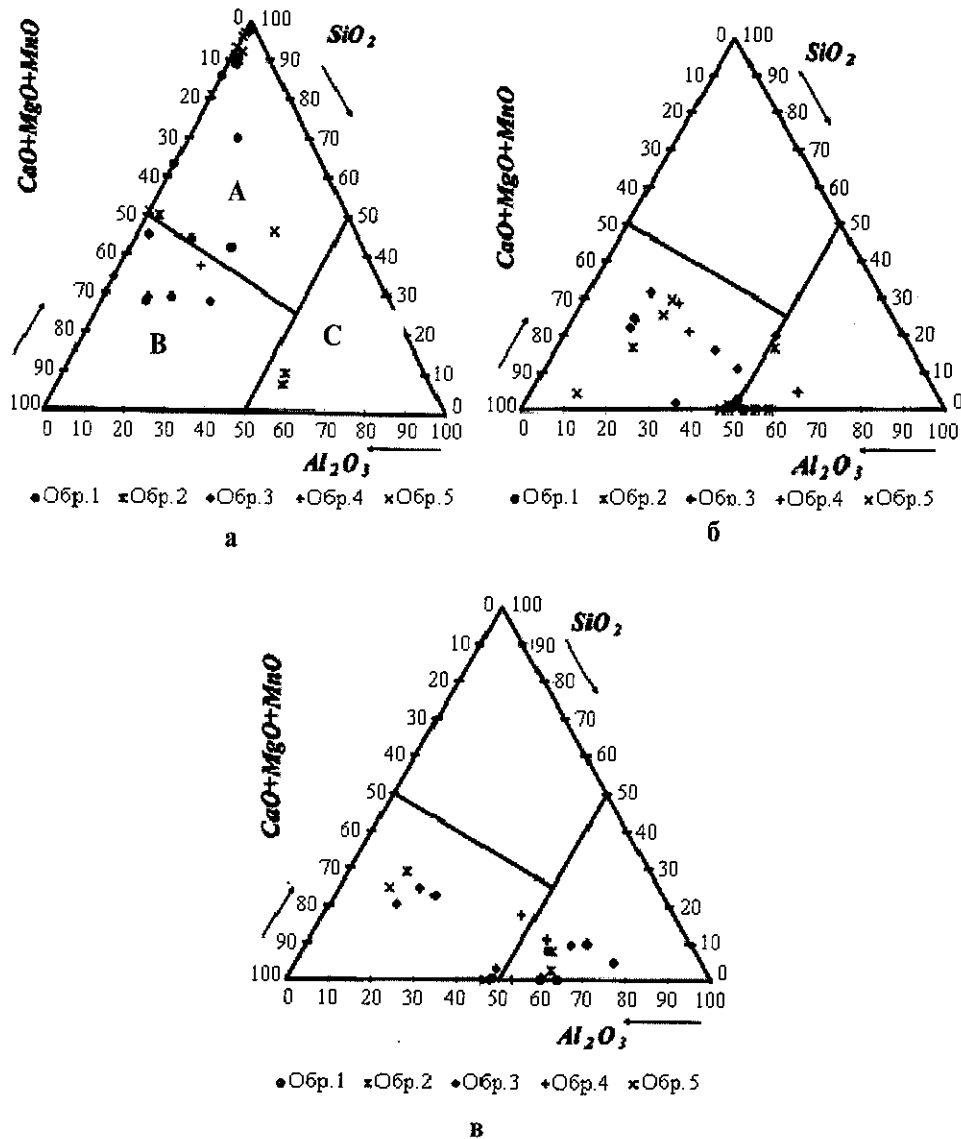


Рис. 5.3. Электронно-зондовый микроанализ кордовых сталей, обработанных бором в начале кампании (а – плавка № 31451, б – плавка № 31453, в – плавка № 31454)

Таблица 5.11. Химический состав колесной стали в соответствии с требованиями стандартов ISO, UIC, СССР, США, Англии, Японии

Страна, стандарт, марка стали	Содержание, % в стали			Требования по термической обработке
	углерода	марганца	кремния	
ISO 1005/6-82 UIC 812-3-74	Не более			
R1	Не оговорено	1,2 1,2	0,5 0,5	Без термообработки или нормализация
R2	То же	0,9	0,5	То же
R3	0,7	0,75	0,4	»
R6	0,48	0,8	0,4	Термически упрочненные
R7	0,52	0,8	0,4	То же
R8	0,56	0,8	0,4	»
R9	0,6			»
СССР (СНГ) ГОСТ 10791-81				
1*	0,42-0,54	0,8-1,2	0,4-0,6	Термически упрочненные
2	0,53-0,67	0,5-0,9	0,2-0,42	То же
США AARM107-74				
U	0,65-0,8	0,6-0,85	Не менее 0,15	Без термообработки
L	Не более 0,47	0,6-0,85	То же	Термически упрочненные
A	0,47-0,57	0,6-0,85	»	То же
B	0,57-0,67	0,6-0,85	»	»
C	0,67-0,77	0,6-0,85	»	»
Англия BS 5892 BS 5892	Требования соответствуют ISO и UIC			
Япония E 5402-76	0,6-0,75	0,5-0,9	0,15-0,35	Без термообработки или термически упрочненные -

*) - в стали марки 1 по ГОСТ 10791-81 содержится 0,08-0,15 % ванадия.

В связи с этим в проектах зарубежных и отечественных стандартов вводят обязательную оценку ударной вязкости металла обода и диска при

положительных и отрицательных температурах на образцах с тупым (U) и острым (V) надрезами (таблица 5.12).

Таблица 5.12. Значения ударной вязкости KCU и KCV (работа удара KU и KV) в колесах по различным стандартам

Стандарт	Марка стали	C, %	KCU ₊₂₀ , Дж/мм ² (R-2 мм, h-2 мм)	KV, Дж	KCV ₊₂₀ , Дж/мм ² (R-0,25мм, h-2 мм)	KV, Дж	Примечание
ГОСТ 10791-89	1 2	0,44-0,52 0,56	не менее 30 20	-	-	-	Диск
Новый проект ГОСТ 10791	1 2 3	0,44-0,52 0,56-0,65 0,58-0,67	не менее 30 20 16	-	-	-	Обод, Диск
ISO 1005-6	R6 R7 R8 R9	0,48 0,52 0,56 0,6	не менее (12)* (12) (12) (8,0)	не менее 15 15 51 10			Обод
Проект EN 13262	R6 R7 R8 R9	0,48 0,52 0,56 0,6	ср.-мин (13,6-9,6)* (13,6-9,6) (13,6-9,6)* (10,4-7,2)	ср.- 17-12 17-12 17-12 13-9	ср.-мин (10,6-6,4)* (8,0-5,4) (8,0-5,4) (6,4-4,0)	ср.-мин 12-8 10-7 10-5 8-5	Обод, Диск

*) - значения KCU и KCV рассчитаны по работе удара KU и KV.

Для колес из высокоуглеродистой стали ужесточены требования к размерам внутренних макродефектов, выявляемых УЗК. Предложено браковочными считать колеса с дефектами, соответствующими эталонам дефектов размером 1 мм и 2 мм, вместо существующих 3 мм, т.е. требования к загрязненности внутренними дефектами ужесточились в 3 и 1,5 раза.

Одним из важных параметров повышения эксплуатационной стойкости колес, является увеличение уровня твердости обода колеса, который существенно отстает от твердости головки рельса [217].

В последние годы требования к качеству транспортного металла ужесточились не только в связи с выходом продукции на мировой рынок и необходимостью приведения требований отечественных стандартов к уровню свойств, предусмотренных евро нормами и международными стан-

дартами [218]. Стремление к повышению рентабельности железнодорожного транспорта, его грузовых и пассажирских перевозок обусловило увеличение грузоподъемности вагонов и скорости движения поездов.

Работами ВНИИЖТ показано, что повышение осевой нагрузки на 10 кН приводит к сокращению срока службы колес на 5 %. Применение железобетонных шпал и рельсов высокой прочности и тяжелых типов значительно увеличило жесткость железнодорожного пути.

Так, железобетонные шпалы, уложенные вместо деревянных повышают летом вдвое, а зимой – вчетверо жесткость пути. Также нашли широкое применение тормозные колодки из композиционных материалов взамен чугунных, что почти вдвое увеличило тепловые нагрузки на колесо и соответственно возросло количество дефектов. Развитие железнодорожного транспорта в районах с низкими температурами (до -55°C) привело к дополнительному ужесточению условий эксплуатации колес.

5.3.2. Технология выплавки, внепечной обработки и разливки колесной стали

Спокойная углеродистая сталь колесного сортамента в отечественной металлургии производится по схеме, представленной в таблице 5.13 [219].

Таблица 5.13. Технология производства колесной стали на предприятиях СНГ

Предприятие	Плавильный агрегат	Внепечная обработка стали		Раскисление стали		Разливка стали	Продувка стали
		"Ковш-печь"	Вакууматор	Al	SiCa		
Нижне-Тагильский металлургический комбинат	Конвертер	+	RH	на ковше-печи (провода)	на ковше-печи (провода)	МНЛЗ Ø 430 мм	на ковше-печи
Нижнеднепровский трубопрокатный завод	Мартен	+	VD	на вакууматоре (провода)	на вакууматоре (провода)	Слитки 2,7 т (сифон)	на ковше-печи и вакууматоре
Выксунский металлургический завод	Мартен	+	-	на ковше-печи (провода)	на ковше-печи (провода)	Слитки 3,5 т (сифон)	на ковше-печи

На Нижне-Тагильском металлургическом комбинате в связи с ужесточением требований к качеству транспортного металла проведена реконструкция, предусматривающая переход на качественно новый уровень технологии [220]: выплавку стали конвертерным способом, внепечную обработку на ковше-печи, вакуумирование и разливку на МНЛЗ. Производство колесной заготовки потребовало внести коррективы в технологии выплавки стали в конвертерном отделении. Для уменьшения содержания в металле кислорода при выплавке регламентирован нижний предел содержания углерода после продувки – не менее 0,1 %. Предварительная продувка стали аргоном в ковше на выпуске и введение в ковш ТШС уже на первом этапе обеспечивает рафинирование металла от неметаллических включений.

Внепечная обработка стали на ковше-печи предусматривает доводку металла по химическому составу и температуре, микролегирование и модифицирование порошковыми проволоками, продувку инертными газами.

Разработанная технология обеспечивает получение стали со стабильным химическим составом от плавки к плавке (колебания по содержанию углерода – до 0,04 %, марганца – до 0,05 %). Содержание кислорода в жидкой стали не превышает 0,004 % (активного кислорода – не более 0,0012 %). Для уменьшения газонасыщенности стали обязательно производится ее обработка на циркуляционном вакууматоре. Содержание водорода в стали после вакуумирования не превышает 0,00015–0,00020 %.

Разливка стали на МНЛЗ, использование в металлопроводке корундографитовых огнеупоров обеспечивает полную герметизацию металла на участке сталеразливочный ковш – кристаллизатор. В результате практически полностью исключается размыв огнеупоров и, соответственно, попадания в металл экзогенных включений.

Разработанный комплекс мер повысил чистоту стали по всем видам неметаллических включений (рис. 5.4).

В то же время контроль качества колес показал, что одной из причин отбраковки является наличие в металле крупных кислородных включений в виде алюминатов и алюмосиликатов кальция. В связи с этим предусматривается внедрение безалюминиевого раскисления колесной стали ферросплавами с пониженным содержанием алюминия с обеспечением содержания алюминия в готовой стали не более 0,005 %.

Нижнеднепровский трубопрокатный завод в структуре производства колесно-бандажной стали имеет сталеплавильный передел, аналогичный ОАО "ВМЗ" и, кроме того, внепечной комплекс по обработке стали, включающий: ковш-печь (LHF), вакууматор камерного типа (VD), машину скачивания шлака и трайбапараты для ввода порошковых проволок [221, 222].

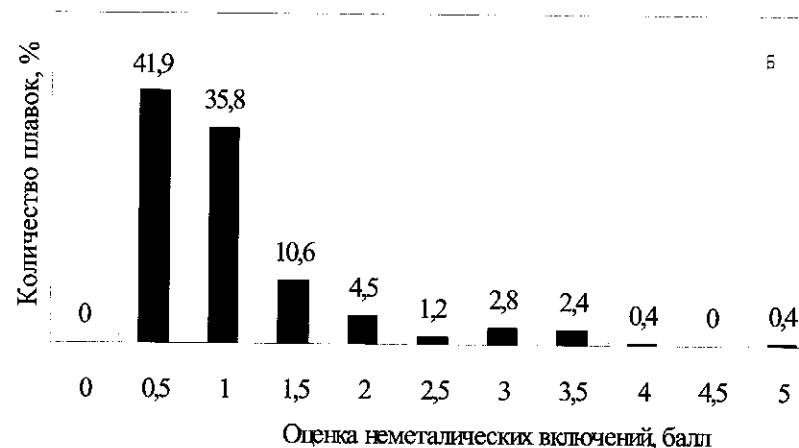
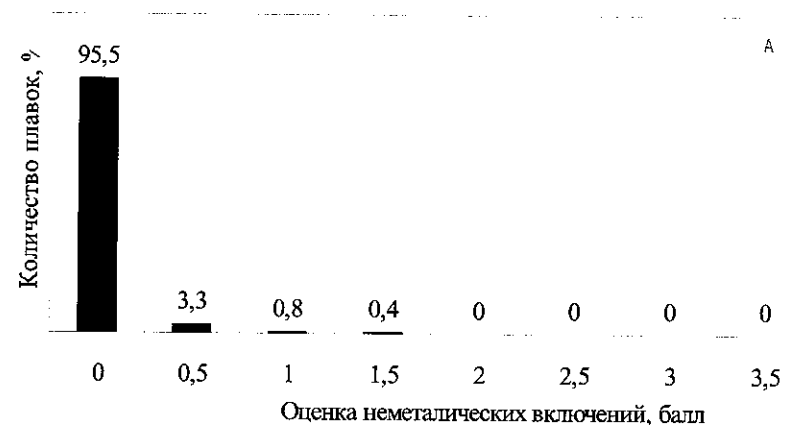


Рис. 5.4. Частотное распределение хрупких (а) и недеформирующихся (б) силикатов в колесах из конвертерной стали

На НТЗ разработана новая технология внепечной обработки колесной вакуумированной стали, включающая комплексное раскисление, десульфурацию и модифицирование металла вводом алюминиевой катанки и порошковой силикокальциевой проволоки. Применена двухстадийная схема раскисления стали алюминием, кальцием и титаном. Внедрение данной технологии позволило обеспечить содержание в готовой стали: кислорода – в пределах 10–40 ppm, азота – 40–60 ppm, водорода – 1–2 ppm. Стабилизировалось содержание алюминия в стали на уровне 0,018–0,023 %, кальция – 0,0018–0,0026 %. Хорошая дегазация и рафинирование колесной стали дали возможность получать в колесах низкую загрязненность эндогенными включениями и выполнять требования Евростандарта для колес II-ой кате-

гории, а при необходимости – и для колес I-ой категории, т.е. обеспечивать чистоту стали по сульфидам на уровне 0,5–1,5 балла. При низкой степени загрязненности стали оксидные включения имеют благоприятную глобулярную форму мелких (3–10 мкм) единичных включений типа алюминатов кальций-титана переменного состава, практически исключено образование строчек глинозема, недопустимых в металле колеса.

Основной проблемой является наличие экзогенных макровключений, связанных с применением утепляющих смесей и сифонной разливкой металла. Отмечено, что при разливке стали с пониженной температурой преобладают включения от зольнографитовой смеси, а при повышенной температуре – включения от огнеупоров.

В связи с этим для уменьшения загрязненности колесной стали неметаллическими включениями проводится совершенствование существующей технологии в направлении использования новых эффективных разливочных смесей, применение износостойкой керамики ковшей и армирующих материалов футеровки сталеразливочных составов, улучшение защиты струи металла аргоном при разливке изложницы.

В свое время Днепропетровским металлургическим институтом и ИЧМ НАН Украины проведены широкомасштабные промышленные исследования по производству качественной колесной стали с использованием электросталеплавильного передела [223].

Сталь выплавлялась в дуговых печах с последующим вакуумированием и продувкой инертным газом в условиях Череповецкого металлургического завода, а также в электросталеплавильном цехе Донецкого металлургического завода с вакуумированием и доводкой стали по химическому составу на установке порционного вакуумирования. Разливка металла производилась сифоном в колесные изложницы. Цельнокатаные металлургические колеса изготавливались в колесопрокатном цехе НТЗ по действующей технологии.

Результаты механических испытаний показали высокий запас прочности и пластических свойств в ободе и диске исследуемых колес. Особенно улучшились пластические характеристики вакуумированного металла по сравнению со сталью текущего мартеновского производства.

На основании проведенных исследований еще в 70-х годах была разработана концепция оптимальной сквозной технологии производства колесной стали: электроплавка – внепечная обработка – непрерывная разливка. Данная схема обеспечивает высокое качество колес как по механическим свойствам, так и по чистоте металла, а также стабильность и эффективность работы новой технологической цепи.

5.3.3. Модифицирование колесной стали

Продолжительное время при производстве сталей железнодорожного сортамента раскисление алюмином было запрещено, так как образующиеся при раскислении остроугольные включения глинозема являются концентраторами напряжений и очагами разрушения металла. Особенно опасны включения глинозема в условиях охрупчивания стали при низких температурах и больших мгновенных нагрузках. Глинозем отрицательно влияет на служебные свойства железнодорожного металла, в том числе и колес. Но, с другой стороны, без использования алюминия возникают трудности с получением более плотной стали с заданным мелким зерном и хорошими показателями по пластичности и вязкости.

Разработка современных способов внепечной обработки стали порошковыми проволоками, привела к изменению взглядов на применение алюминия при выплавке колесной стали.

Ранее для раскисления и модифицирования колесной стали применялся кусковой силикокальций или сплав силикокальция и титана, присаживаемые в ковш во время выпуска, после отдачи кремний и марганецосодержащих ферросплавов. Усвоение кальция при таком способе обработки не превышало 1–3 %. Содержание остаточного кальция находилось на уровне фона даже при расходах 2–2,5 кг/т стали, поэтому о модифицирующем воздействии кальция не могло быть и речи.

Успешное освоение технологии модифицирования колесной стали порошковой проволокой с силикокальцием СК30 на трех металлургических предприятиях (НТМК, Нижнеднепровский трубопрокатный завод и Выксунский металлургический завод) позволило использовать при раскислении алюминий.

Данные по технологии производства стали приведены в таблице 5.13 [219].

Следует отметить, что первоначально на Выксунском металлургическом заводе в связи с отсутствием средств внепечной обработки стали порошковую проволоку подавали в ковш, установленный под желобом мартеновской печи, при помощи трайбаппарата сразу же после выпуска плавки без перемешивания металла аргоном. Агрегат ковш-печь появился в цехе позже – в 2004 г.

Порошковую проволоку на всех трех предприятиях, учитывая примерно одинаковую емкость сталеразливочных ковшей (100–160 т), вводили со скоростью 3–3,5 м/с, а расход силикокальция составлял 0,3–0,4 кг/т. Содержание кальция непосредственно после присадки порошковой проволоки составляло (0,002–0,003) %, при этом содержание кальция в металле после вакуумирования (в пробе отобранной на разливке) находилось на уровне фона. Содержание алюминия в стали после вакуумирования снижалось на 20–30 %.

Учитывая вышеизложенное, на НТМК ввод порошковой проволоки и алюминиевой катанки перенесли на вакууматор. Проволоку подавали под "нисходящий" патрубок (циркуляционный вакууматор) в последние две минуты цикла вакуумирования для сведения до минимума угара материалов. По конструкции вакууматора металл ковша проходит вакууматор за две минуты. Кроме того, циркуляция металла продолжается еще минуту после начала сбрасывания вакуума.

По данным серии промышленных плавов было установлено, что содержание кальция в металле на разливке увеличилось от "следов" до 0,002–0,003 %. Уменьшился угар алюминия, что позволило сократить его расход с 0,26 до 0,20 кг/т.

На Нижнеднепровском трубопрокатном заводе опробована присадка порошковой проволоки после вакуумирования (вакууматор камерный), а алюминиевой перед вакуумированием. По условиям работы этого предприятия при вакуумировании металл перемешивается аргоном во время вакуумирования и в течение 1–2 мин после снятия крышки вакууматора (до окончания подъема ковша из камеры).

Содержание кальция в металле увеличилось по сравнению с подачей проволоки перед вакуумированием с 0,0002 % до 0,002 %, т.е. результаты аналогичны данным НТМК.

В условиях Выксунского металлургического завода было изучено влияние присадки порошковой проволоки с силикокальцием на загрязнение стали неметаллическими включениями [219].

Загрязненность металла опытных и сравнительных плавов по среднему баллу включений удовлетворяла требованиям ГОСТ 10791-89 по всем видам включений.

Следует отметить, что в опытном металле отмечалась большая степень глобуляризации сульфидных включений.

По пластинчатым силикатам в металле, обработанном порошковой проволокой, максимальный размер включений имеет место в интервале 0,5–1,5 балла, а в сравнительном 2,0–3,0 балла, т.е. по максимальному баллу опытный металл в 1,7–1,8 раза чище, чем сравнительный.

По среднему баллу загрязненность по пластинчатым включениям опытный металл находился на уровне 0,48 балла, а сравнительный – 1,2 балла.

Загрязненность по хрупким силикатам в опытном металле ниже в 1,4–1,6 раза, чем в сравнительном. В основном максимум по хрупким силикатам в опытном металле приходится на интервал 1,5–2,5 балла, в сравнительных плавках максимум по хрупким силикатам лежит в интервале 2,0–3,0 балла.

Недеформируемые силикаты представлены единичными включениями до 5,0 балла (максимум) на опытном массиве плавов в среднем по максимальному баллу загрязненность опытного металла не превышает

3,8 балла. Это объясняется тем, что при вводе порошковой проволоки более эффективно используется кальций не только для раскисления, но и для модифицирования неметаллических включений.

На Выксунском металлургическом заводе совместное раскисление колесного металла в ковше алюминием и силикокальцием с оптимальным утеплением поверхности металла и обеспечением остаточного содержания алюминия 0,010–0,012 % способствует улучшению качества по дефектам подкорковый пузырь и его последствиям, снижает в 1,8 раза брак колес (2,56% против 4,83%), в 1,4 раза переточку и переназначения колес.

Содержание кислорода в металле на опытных плавках снижается в 1,96 раза (0,0057% и 0,0112% соответственно), при этом содержание кальция в готовом металле на опытных плавках составляет 10–12,5 ppm.

При производстве колесной стали по заказам стран дальнего зарубежья одним из сдаточных испытаний колес является пробы на вязкостное разрушение. Улучшение этого показателя способствует получению более мелкого размера зерна литой стали, чему способствует раскисление алюминием или титаном. В то же время особенно для условий разливки на МНЛЗ алюминий способствует затягиванию каналов сталеразливочных стаканов. Присадка оптимального количества кальция обеспечивает перевод образующихся алюмокальциевых включений в жидкое состояние при температурах разливки и позволяет обеспечить условия разливаемости стали.

Освоенная технологии раскисления и модифицирования колесной стали порошковой проволокой с силикокальцием позволила снизить загрязненность стали по неметаллическим включениям. При этом обеспечивается перевод хрупких и пластинчатых включений в более благоприятную недеформируемую форму. Потенциальной возможностью дальнейшего совершенствования технологии может быть применение бескремнистой кальцийсодержащей проволоки.

5.3.4. Внепечная обработка колесной стали силикокальцием и титаном в составе порошковой проволоки

В мартеновском цехе ОАО "ВМЗ" раскисление углеродистой стали колесного сортамента проводили в печи и ковше. Предварительное раскисление в печи осуществляли ферросилицием и ферромарганцем, а окончательное раскисление в ковше – ферросилицием (ФС45) в количестве 550 кг/ковш (4,4 кг/т) и комплексным сплавом СКТи10А в количестве 220–230 кг/ковш (1,7–1,8 кг/т). Этот способ характеризуется малой эффективностью раскисления из-за низкой степени усвоения кальция (1–3 %), а также резким ухудшением экологической обстановки в цехе, что связано, прежде всего, с низкой плотностью сплава СКТи10А, высокой упругостью паров

кальция при температурах раскисления, малой растворимостью кальция в стали.

Обработка стали кальцийсодержащими материалами в виде порошковых проволок обеспечивает глубокое раскисление металла и, соответственно, повышает эффективность использования кальция. Преимущество порошковой проволоки при использовании комплексных наполнителей заключается также в возможности варьирования соотношения компонентов наполнителя в широком диапазоне.

В связи с изложенным, ОАО "Завод "Универсальное оборудование" было предложено провести опытно-промышленное опробование технологии внепечной обработки колесной стали с помощью трайбаппарата порошковыми проволоками с комплексными кальцийсодержащими наполнителями с добавкой ферротитана [224]. Для этого был проведен расчет состава порошковой проволоки с комплексным наполнителем из силикокальция СК30 и ферротитана ФТи70. Расчет производился из условия обеспечения получения содержания титана в стали на уровне 0,009–0,015 % и удельного расхода кальция не менее 0,1 кг/т стали. Усвоение титана из проволоки принимали 85 %. По проведенному расчету было определено, что для условий мартеновского цеха ОАО "ВМЗ" (120-тонный ковш, температура разливки 1560–1570 °С) комплексный наполнитель порошковой проволоки должен содержать порядка 70 г/м ферротитана и 180–185 г/м силикокальция. Расход порошковой проволоки – 250–300 м на плавку или $\frac{0,85-1,1}{0,98}$ кг/т стали, что обеспечивает раскисление и модифицирование

стали кальцием, а также попадание в заданное содержание титана в стали (0,010–0,012 %). Скорость подачи проволоки – 3,0–3,5 м/с. Исходя из результатов расчета ОАО "Завод "Универсальное оборудование" была изготовлена опытная партия порошковой проволоки с комплексным наполнителем из силикокальция СК30 и ферротитана ФТи70 (таблица 5.14).

Таблица 5.14. Параметры бухт порошковой проволоки с комплексным наполнителем

Вес бухты, кг	Содержание в бухте, кг		Длина проволоки, м	Наполнение, г/м		
	SiCa	FeTi		общее	SiCa	FeTi
830	355	131	1945	249,9	182,5	67,4
895	380	141	2075	251	183,1	68,0

Опытная партия порошковой проволоки с комплексным наполнителем из силикокальция СК30 и ферротитана ФТи70 расчетного состава была поставлена на ОАО "ВМЗ". В мае-августе 2003 г. в мартеновском цехе было проведено 14 опытных плавов колесной стали с внепечной обработкой стали указанной проволокой. При проведении опытных плавов металл одного из ковшей ("южный") раскисляли по обычной технологии – ТШС, ферросилиций ФС45 в количестве 4,4 кг/т и СКТи10А 1,83 кг/т, в другой ("северный") после присадки ТШС и ферросилиция ФС45 в количестве 5,2 кг/т (для получения аналогичного содержания кремния в стали), при наполнении ковша металлом при помощи трайбаппарата вводили расчетное количество порошковой проволоки с комплексным наполнителем.

По окончанию выпуска замеряли температуру металла в ковшах. Разливку металла осуществляли как в круглые изложницы, так и в изложницы типа "ромашка". Технологические показатели опытных и сравнительных ковшей представлены в таблицах 5.15 и 5.16. На плавках №№ 06297–06487 (кроме плавки № 06483, на которой шлак из "северного" ковша отсекали) шлак перепускали в опытный ковш. На плавках 06488–06496 шлак выходил вместе с металлом, примерно с 1/2 наполнения ковша, причем продолжительность выпуска на этих плавках составляла 3–5 мин (печь перед ремонтом, выпускное отверстие старое, короткое и широкое).

Продувка металла на большинстве плавов практически отсутствовала. При давлении аргона на входе ~ 4 атм "аргонное пятно" было заметно только при наполнении ковша металлом на уровне 1,5–2 м. При дальнейшем наполнении ковша, особенно при раннем появлении шлака, "аргонное пятно" на поверхности металла не наблюдалось.

В связи с вышеизложенным, порошковую проволоку начинали отдавать примерно с высоты 1,5 м (от среза трубы до зеркала металла). Скорость подачи проволоки поддерживалась на уровне 3 м/с.

Расход порошковой проволоки на опытных ковшах составлял $\frac{200-260}{243}$ м/ковш или $\frac{0,81-1,02}{0,85}$ кг/т стали. При этом обеспечивался расход

по кальцию $\frac{0,105-0,132}{0,111}$ кг/т стали и по титану $\frac{0,093-0,120}{0,098}$ кг/т стали.

Расход сплава СКТи10А на сравнительных ковшах составлял $\frac{1,69-2,02}{1,83}$ кг/т стали (соответственно, по кальцию – $\frac{0,215-0,257}{0,232}$ кг/т

стали и титану – $\frac{0,163-0,195}{0,176}$ кг/т стали).

Содержание титана в металле опытных ковшей составило 0,010–0,015 (в среднем 0,011) %, в сравнительном металле – 0,010–0,013 (в среднем 0,011) %.

Таблица 5.15. Технологические показатели обработки колесной стали порошковой проволокой

№ плавки	Вес стали, т	Проволока (SiCa + FeTi)						Химический состав стали (ковшовой), %						Усвоение титана, %		Тип изложницы	Примечание
		м/ковш	SiCa, кг/т	Ca, кг/т	FeTi, кг/т	Ti, кг/т	C	Si	Mn	Ti	S	Ti _г = 0	Ti _г = 0,003				
06297	105,3	201	0,35	0,105	0,129	0,093	0,6	0,33	0,78	0,011	0,018	100	86	О	ПП давали через шлак		
06298	107,4	260	0,44	0,132	0,165	0,120	0,62	0,41	0,77	0,015	0,022	100	100	Р	-/-		
06299	113,7	253	0,41	0,123	0,151	0,110	0,61	0,35	0,77	0,011	0,022	100	73	О	-/-		
06483	131,6	254	0,35	0,105	0,131	0,094	0,60	н.д.	0,76	0,010	0,024	100	74	О	без шлака, продувку закончили со сходом шлака		
06484	129,2	255	0,36	0,108	0,134	0,096	0,62	н.д.	0,66	0,011	0,022	100	83	Р	со шлаком		
06485	132,7	250	0,35	0,105	0,128	0,092	0,61	0,27	0,67	0,010	0,024	100	76	Р	ПП отдали в два приема через шлак		
06486	130,6	255	0,36	0,108	0,133	0,095	0,60	0,30	0,68	0,011	0,023	100	84	О	с 1/3 ковша шел шлак продувку не видно		
06487	131,8	254	0,35	0,105	0,131	0,094	0,60	0,33	0,76	0,010	0,023	100	74	О	-/-		
06488	126,2	255	0,37	0,111	0,137	0,098	0,57	0,36	0,73	0,012	0,021	100	92	О	ПП давали через шлак		
06489	122,8	255	0,38	0,114	0,141	0,100	0,57	0,34	0,70	0,012	0,019	100	90	О	-/-		
06490	133,3	255	0,35	0,105	0,130	0,093	0,59	0,31	0,79	0,012	0,023	100	97	О	-/-		
06491	123,4	254	0,38	0,114	0,139	0,099	0,62	0,28	0,80	0,010	0,023	100	71	О	-/-		
06495	133,3	254	0,35	0,105	0,129	0,093	0,61	0,29	0,68	0,010	0,023	100	75	О	-/-		
06496	122,9	141*	-	-	-	-	0,59	0,31	0,79	0,014	0,025	-	-	Р	-/-		

Таблица 5.16. Технологические показатели сравнительных плавов

№ плавки (ковша)	Вес стали, т	Кусковой СКТи10А				Химический состав стали (ковшовой), %						Усвоение титана, %		Тип изложницы
		кг/ковш	кг/т	Ca, кг/т	Ti, кг/т	C	Si	Mn	Ti	S	Ti _{н=0}	Ti _{н=0,003}		
6297	112,49	220	1,96	0,25	0,188	0,6	0,33	0,78	0,013	0,018	69,1	53,2	"ромашка"	
6298	125,88	220	1,75	0,22	0,168	0,62	0,41	0,77	0,012	0,022	71,4	53,6	P	
6299	120,84	220	1,82	0,23	0,175	0,61	0,35	0,77	0,011	0,022	62,9	45,7	P	
6483	126,45	220	1,74	0,22	0,168	0,6	н.д.	0,76	0,012	0,024	71,4	53,6	P	
6484	130,42	230	1,76	0,22	0,17	0,62	н.д.	0,66	0,012	0,022	70,6	52,9	P	
6485	130,12	220	1,69	0,21	0,163	0,61	0,27	0,67	0,010	0,024	61,3	42,9	P	
6486	113,49	230	2,02	0,26	0,195	0,60	0,30	0,68	0,011	0,023	56,4	41,0	P	
6487	119,31	220	1,84	0,23	0,177	0,60	0,33	0,76	0,009	0,023	50,8	33,9	P	
6488	115,64	220	1,9	0,24	0,183	0,57	0,34	0,73	0,012	0,021	65,6	49,2	P	
6489	124,34	230	1,85	0,23	0,178	0,56	0,35	0,70	0,012	0,019	67,4	50,6	P	
6490	122,88	220	1,79	0,227	0,172	0,59	0,31	0,79	0,012	0,023	69,8	52,3	P	
6491	119,31	220	1,84	0,23	0,178	0,62	0,28	0,80	0,011	0,023	61,8	44,9	P	
6495	123,82	230	1,86	0,24	0,179	0,61	0,29	0,68	0,011	0,025	61,5	44,7	P	

Примечание.

Состав сплава СКТи10А: Ti ~ 9,6 %; Ca ~ 12,7 %; Si ~ 45,2 %.

Усвоение титана из проволоки составило 100 % (превышение по усвоению над расчетным связано с приходом титана из раскислителей). При аналогичных условиях усвоение титана из кускового СКТи10А составляет 64,3 %. При учете фонового содержания титана в стали на уровне 0,003 %, среднее его усвоение из проволоки составило 84 % (разбег – 71–100 %), из СКТи10А – 46,88 % (разбег – 34–54 %).

Из приведенных данных следует, что использование порошковой проволоки с комплексным наполнителем позволяет увеличить усвоение титана почти в 2 раза. Некоторые колебания усвоения титана из порошковой проволоки объясняются нестабильными условиями ее ввода.

Обработка колесной стали порошковой проволокой с комплексным наполнителем расчетного состава и на выбранных режимах обеспечивала требуемое по НТД содержание элементов в стали.

Результаты опытных плавов показали необходимость корректировки состава наполнителя в сторону снижения содержания ферротитана до 55–60 г/м. При этом увеличится содержание силикокальция в проволоке, что даст возможность увеличить удельный расход кальция до 0,11–0,14 кг/т стали.

Разливку большинства опытных ковшей осуществляли, в основном, в круглые изложницы, а сравнительных – в изложницы типа "ромашка". Поэтому для сопоставительного анализа качества колесного металла, помимо сравнительных, был отобран массив плавов с разливкой стали в круглые изложницы по существующей технологии в период май – июнь 2003 г. (54 ковша). Брак заготовок колес находился на уровне сравнительных слитков, при этом переточка колес из опытных ковшей примерно в два раза ниже, чем на массиве плавов круглых слитков. Это свидетельствует о смещении зоны подкорковых пузырей при лучшем раскислении металла вглубь слитка.

Содержание неметаллических включений в колесах из опытного металла в сопоставлении с обычной технологией представлены в таблице 5.17 и свидетельствуют о том, что загрязненность металла опытных и сравнительных колес примерно одинакова. Имеет место некоторое увеличение содержания силикатов хрупких и недеформируемых, вызванное, по-видимому, плохим перемешиванием металла после ввода проволоки, содержащей силикокальций.

Таким образом, качество колес, произведенных из металла, обработанного порошковой проволокой, содержащей ферротитан и силикокальций, при исключении влияния перемешивания и фактора формы изложницы, находится на одном уровне со сравнительными колесами.

Экономическая эффективность использования технологии внепечной обработки колесной стали порошковой проволокой с комплексным кальцийсодержащим наполнителем составляет 0,6 долл. США/т.

Таблица 5.17. Данные по содержанию неметаллических включений в колесах из опытного и сравнительного металла

№ плавки (ковша)	Опытные						Сравнительные						
	Баллы включений						№ плавки (ковша)	Баллы включений					
	СХ	СП	СН	С	СХ+СП	СХ		СП	СН	С	СХ+СП		
06484	0-1,0 0,5	0,5-3,0 1,1	2,0-3,0 2,3	2,0-2,5 2,4	0,5-3,0 1,3	6484	0,5-1,0 0,4	1,0-3,0 1,8	2,0-3,0 2,3	2,5-3,0 2,8	1,0-3,0 1,8		
06489	0-1,0 0,2	1,0-2,5 1,9	1,0-3,0 1,8	2,0-3,0 2,5	1,0-2,5 1,9	6489	0-1,0 0,2	0-2,5 1,2	2,0-3,0 2,4	2,0-2,5 2,5	0,5-2,5 1,2		
06491	0-1,0 0,3	0,5-2,5 1,9	2,0-3,0 2,3	2,3-3,0 2,5	1,0-5,0 2,0	6491	0-1,0 0,3	1,0-2,5 1,8	1,0-3,0 2,0	2,5-3,0 2,6	1,0-2,5 1,8		
06495	0-2,0 0,6	0-2,0 1,3	1,0-2,5 1,8	2,0-2,5 2,3	1,0-2,0 1,3	6495	0-0 0	0,5-3,0 1,8	0-0 0	2,0-3,0 2,7	0,5-3,0 1,8		
06488	0-2,0 0,7	1,0-1,0 1,0	2,0-3,0 2,3	2,0-2,5 2,3	1,0-2,0 1,3	6488	0-1,0 0,4	0,5-2,0 0,8	0-4,0 0,7	2,5-3,0 2,7	0,5-2,0 1,1		
06487	0-2,5 0,5	0-0,5 0,2	2,0-3,0 2,5	2,0-2,5 2,2	0,5-2,5 0,7	6487	0-0 0	1,0-3,0 1,3	1,0-2,0 1,3	2,0-2,5 2,2	1,0-3,0 1,3		
06485	0-1,0 0,2	0-2,0 0,8	1-5,0 2,1	2,0-3,0 2,3	0-2,0 0,8	6485	0-0 0	0-1,0 0,2	0-2,5 1,0	2,0-3,0 2,3	0-1,0 0,2		
06486	0-0 0	1,0-2,0 1,7	0-2,0 0,3	2,0-3,0 2,5	1,0-2,0 1,7	6486	0-1,5 0,7	0-2,0 0,9	0-0 0	2,0-2,5 2,3	0,5-2,0 1,3		
06490	0-3,5 0,8	0-3,0 0,6	2,0-4,0 2,9	2,5-3,0 2,6	0-3,5 1,4	6490	0-2,0 0,7	1,0-3,0 1,8	1,5-4,5 2,6	2,5-3,0 2,8	1,0-3,0 1,8		
среднее значение	0-3,5 0,4	0-3,0 1,2	0-4,0 2,0	2,0-3,0 2,4	0-3,5 1,4	среднее значение	0-2,0 0,3	0-3,0 1,3	0-4,5 1,4	2,0-3,0 2,5	0-3,0 1,4		

Примечание.

СХ – силикаты хрупкие

СП – силикаты пластичные

СН – силикаты недеформируемые;

С – сульфиды;

СХ + СП – максимальный балл строчек включений СХ и СП

5.4. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ С МИКРОЛЕГИРОВАНИЕМ КОМПЛЕКСНЫМ СПЛАВОМ КМКТ

В металлургической практике встречаются случаи, когда необходимо проводить внепечную обработку стали при отсутствии возможности продувки инертным газом, например, в старых мартеновских цехах. Традиционные технологии микролегирования и модифицирования в этом случае не могут обеспечить заданное содержание элементов (титана, кремния и др.) в узких пределах и, поэтому, производство высококачественных сталей в таких условиях ограничено.

Вместе с тем, при использовании порошковых проволок с помощью специально организованных режимов их ввода в ковш можно добиться равномерного распределения элементов по высоте ковша.

В мартеновском цехе ОАО ММК "Азовсталь" раскисление, микролегирование и модифицирование рельсовой стали М76Т производится присадкой в ковш на выпуске кускового комплексного модификатора КМКТ (кремний-магний-кальций-титановый сплав) или КМТ (кремний-магний-титановый сплав).

Практика работы показала, что из-за изменяющихся и нерегулируемых процессов при вводе модификатора в ковш (окисленность металла, температура, момент присадки и т.п.) усвоение входящих в состав модификатора элементов нестабильное, а расход составляет около 4 кг/т стали.

С целью увеличения степени и стабильности усвоения элементов, снижения расхода сплава модификатора нами была проведена серия опытно-промышленных плавов рельсовой стали М76Т с раскислением, микролегированием и модифицированием в ковше порошковой проволокой, содержащей в качестве наполнителя сплав КМКТ [182, 183]. Проволока вводилась в ковш одним или двумя трайбшаратами. Характеристика проволоки представлена в таблице 5.18.

Таблица 5.18. Параметры порошковой проволоки с наполнением сплавом КМКТ

№ п/п	Наименование	Значение
1	Диаметр, мм	13
2	Наполнение:	
	г/м	280
	%	60
3	Вес бухты, кг	920

Химический состав модификатора, подаваемого в виде порошка на опытных плавках и в кусковом виде на сравнительных представлен в таблице 5.19.

Выплавку опытных плавков проводили по обычной технологии. Температура металла перед выпуском составляла 1580–1610 °С. Раскисление металла производили в ковше присадкой ферромарганца (Mn – 69,4–78,0 %, Si – 2,5 %), силикомарганца (Mn – 72 %; Si – 18 %) и ферросилиция (Si – 65 %), модификатор вводили порошковой проволокой — на опытных плавках или в кусковом виде — на сравнительных, корректировку состава стали по титану производили присадкой ферротитана в количестве 30–90 кг.

Таблица 5.19. Химический состав модификатора

Сплав КМКТ (ФСМг2К10Тi5)	Содержание элементов, %				
	Ca	Si	Mg	Ti	Al
В порошковой проволоке (опытные плавки)	9,43	37,74	1,29	4,17	0,92
Кусковый (сравнительные плавки)	8,08	45,70	1,31	5,32	0,93

Во время выпуска металл в ковше обрабатывали шлакообразующей смесью (ТШС – 1000 кг), на зеркало металла после выпуска присаживали перлитно-графитовую смесь (ПГС) в количестве 80–120 кг.

Расход модификатора на плавку определяли исходя из расчета ввода в сталь (Mg + 0,6Ca) в количестве 120–200 г/т.

Первоначально было предусмотрено во время ввода порошковой проволоки продувать металл в ковше аргоном для обеспечения усреднения металла. Но, учитывая организационные трудности по обеспечению непрерывной продувки аргоном снизу, начиная с момента выпуска, при передаче ковша на установку и во время ввода проволоки, таким способом были обработаны только 5 ковшей. Остальные плавки проведены без продувки во время и после ввода проволоки. Эти обстоятельства вынудили разработать специально организованные режимы подачи проволоки, обеспечивающие равномерное распределение элементов по высоте ковша.

Опытные плавки обрабатывались проволокой при температуре металла 1505–1550 °С. Как показало математическое моделирование [129] при температуре 1550 °С и скорости ввода проволоки 2,5–3,5 м/с для данного ковша оболочка проволоки должна оплавляться ниже его середины, порошковый наполнитель высвобождаться около днища и, без дополнительного перемешивания инертным газом, легирующие элементы будут сосредоточены в нижней части ковша. При увеличении же скорости до

3,6–5,5 м/с оболочка должна оплавляться позже, проволока изменит направление своего движения к днищу и начнет двигаться вверх к поверхности ванны по мере удлинения разматываемой проволоки и под действием подъемной силы порошковый наполнитель распределится в средней и верхней части ковша. При температуре 1505 °С стальная оболочка проволоки оплавляется позднее, даже при низкой скорости ввода проволока меняет направление движения и двигаясь вверх должна расплавляться в верхней части ковша. На одной из опытных плавков эти предположения были подтверждены.

Основываясь на данных численного моделирования, был разработан оптимальный режим внепечной обработки порошковой проволокой в сталеразливочном ковше мартеновского цеха (рис. 5.5).

Ковш условно разделяется на 3 равные части. Изменяя режим ввода проволоки, обеспечивали равномерную подачу материала в каждую зону. Сначала наполнитель проволоки попадает в среднюю зону ковша, затем в нижнюю и, в последнюю очередь, в верхнюю зону, причем длительность ввода в каждую из зон составляет 1/3 общей длительности ввода. Скорость ввода в нижнюю зону V_n определяли по формуле [225, 226]:

$$V_n = \frac{K \cdot H \cdot (0,99 + 170 \cdot \delta)}{1730 - T} \text{ (м/с)}, \quad (5.1)$$

в среднюю зону по формуле:

$$V_c = \frac{K \cdot H \cdot (1,57 + 170 \cdot \delta)}{1730 - T}, \quad (5.2)$$

и в верхнюю зону по формуле:

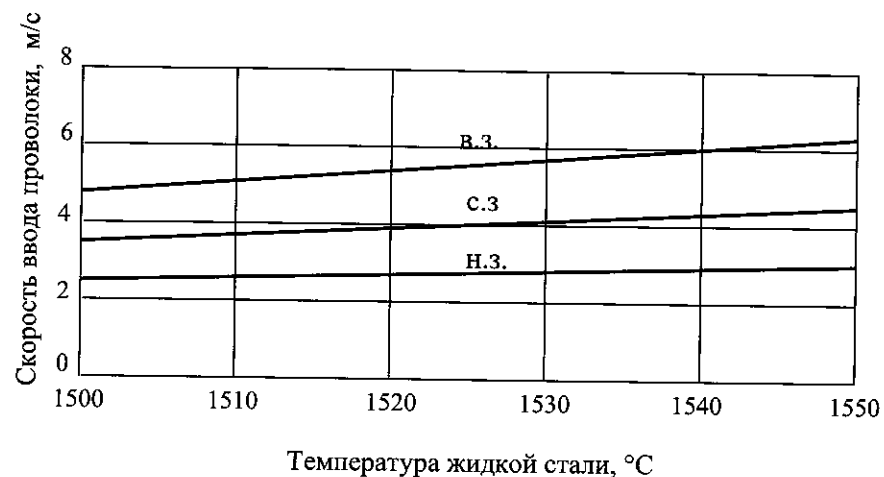
$$V_b = \frac{K \cdot H \cdot (2,19 + 170 \cdot \delta)}{1730 - T}. \quad (5.3)$$

где H – высота слоя жидкой стали, м; δ – толщина оболочки, мм; T – температура жидкой стали, °С; K – коэффициент, учитывающий изменение температуры стальной оболочки во времени при введении проволоки в жидкий металл, $K = 95\text{--}105$ град/м·с.

Соблюдение этого режима ввода проволоки способствует попаданию примерно одинакового количества материалов в каждую зону ковша и равномерному распределению элементов по высоте ковша.

Дополнительному усреднению порошкового наполнителя по высоте ковша способствовало наличие в КМКТ магния, реакция испарения которого сопровождалась незначительным барботажем. На последних 5 плавках использовали только КМКТ в проволоке (без FeTi). В таблице 5.20 представлены технологические показатели этих плавков, а в таблице 5.21 – показатели всех опытных и сравнительных плавков. В качестве сравнительных были отобраны 63 плавки с вводом кускового КМКТ и 103 с вводом

кусового КМТ, проведенные в тот же период, что и опытные. Массовая доля алюминия в стали М76Т – до 0,008 %.



а)



б)

Рис. 5.5. Оптимальный режим обработки порошковой проволокой в стальной оболочке в сталеразливочном ковше (250 т) мартеновского цеха МК "Азовсталь": в.з. — верхняя зона; с.з. — средняя зона; н.з. — нижняя зона; а — длительность обработки $\tau = 5$ мин, для каждой прямой длительность — $\tau/3$; б — температура жидкой стали 1525 °C

Таблица 5.20. Технологические показатели плавок рельсовой стали с вводом комплексного модификатора в порошковой проволоке

№ п/п	Расход КМКТ в проволоке, кг	Т-ра перед об-работкой, °C	Масса ме-талла, т	Химический состав готовой стали, %														При усвоении титана, %	Степень усвоения титана, %	При ме-ча, ние	
				Si						Ti						средне-ковшевой расчет	Mg				Ca
				дополнительные пробы						дополнительные пробы											
				марк.	1	2	3	4	5	6	1	2	3	4	5						
1	570	1545	222,56	0,23	0,23	0,22	0,24	0,24	0,23	0,011	0,011	0,011	0,011	0,011	0,010	0,01086	0,002	0,002	100	100	част. прод.
2	500	1570	229,56	0,21	0,21	0,22	0,21	0,21	—	0,009	0,008	0,009	0,008	0,009	—	0,0088	0,001	0,002	97	97	част. прод.
3	490	1540	224,2	0,22	0,22	0,21	0,22	—	—	0,008	0,008	0,008	0,009	0,008	—	0,0082	0,002	0,002	90	90	без прод.
4	528	1535	217,0	0,24	0,24	0,25	0,25	0,25	—	0,010	0,011	0,011	0,011	0,011	—	0,01083	0,002	0,002	100	100	прод.
5	500	1535	231,2	0,21	0,22	0,21	0,22	0,21	—	0,008	0,009	0,010	0,009	0,008	0,008	0,0088	0,001	0,001	98	98	без прод.

Таблица 5.21. Сравнительные показатели плавки рельсовой стали М76Т с различными способами ввода модификатора

№ п/п	Показатели	Способ ввода модификатора					
		кусковый вместе с Fe сплавами			порошковой проволокой		
		КМКТ	КМТ	Σ	КМКТ + FeTi	КМКТ	Σ
1.	Количество плавки (ковшей):	63	103	166	12	5	17
2.	Расход присаживаемых материалов, кг/ковш:						
	FeMn	1185	1215	1204	1145	1010	105
	SiMn	1300	1300	1300	1300	1300	1300
	FeSi	18	128	86	562	200	455
	FeTi	27	37	33	69	—	49
	КМКТ	920	690	—	534	518	529
3.	Масса металла в ковше, т	222,2	218,9	220,2	224,1	224,9	224,3
4.	Удельный расход материалов, кг/т:						
	КМКТ	4,14	3,16	—	2,38	2,29	2,36
	FeTi	0,12	0,17	0,14	0,32	—	0,23
	Ti	0,24	0,21	0,23	0,201	0,096	0,102
5.	Содержание в готовой стали, %:						
	Si	0,24	0,26	0,25	0,30	0,22	0,28
	Ti	0,011	0,011	0,011	0,015	0,009	0,013
	Степень усвоения, %:						
	Si	81	87	85	92/100*	100	100
	Ti	47	49	48	70/94*	97	95

*) числитель – общая степень усвоения, знаменатель – степень усвоения элемента из порошковой проволоки

Средняя степень усвоения титана на сравнительных плавках колебалась от 20 до 80 % и составляла в среднем 48 %. Это свидетельствует о нестабильном усвоении титана при вводе ферросплавов в виде кусков. Средняя степень усвоения кремния на сравнительных плавках составляла

85 %. На опытных плавках, как с продувкой аргоном, так и без продувки, распределение кремния и титана по слиткам (от 5 до 10 проб по ходу разливки) было равномерным. Максимальная разница между верхним и нижним значением составляла 0,02 % для кремния и 0,002 % для титана. Степень усвоения кремния из проволоки составила 100 %, титана – 95 %, причем на последних 5 плавках, когда использовали только КМКТ, степень усвоения титана составила 97 %. Минимальная степень усвоения титана на опытных плавках составила 90 %. Следует также отметить, что степень усвоения Са при использовании проволоки составила 9 %, а магния – 66,6 %. Степень десульфурации на опытных и сравнительных плавках была практически одинакова – около 40 %.

При использовании КМКТ в виде проволоки предоставляется возможность точного получения заданного содержания титана, причем ближе к нижнему пределу, исключается непопадание стали в химический анализ и, соответственно, переназначение плавки, предотвращаются дополнительные технологические и эксплуатационные затраты на корректировку содержания элементов.

Для получения заданного содержания титана в стали (0,010 %) удельный расход КМКТ составляет 3,92 кг/т стали, а в составе порошковой проволоки 1,98 кг/т (содержание титана в КМКТ принято 5,32 %). Расход проволоки при этом составит 3,30 кг/т, а ее стоимость не превышает стоимости кускового модификатора. При таких показателях использование проволоки экономически оправдано.

Рельсы, полученные из стали, модифицированной порошковой лигатурой по данным отсортировки на блюминге, результатам контроля макро- и микроструктуры, рассортировки в рельсобалочном цехе и уровню механических свойств равноценны рельсам из металла сравнительных плавки, причем на плавках с продувкой аргоном и вводом проволоки показатели качества улучшены, а выход рельсов I сорта на 1,78 % выше, чем на сравнительных плавках.

5.5. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ КОРДОВОГО СОРТАМЕНТА, МОДИФИЦИРОВАННОЙ КАЛЬЦИЕМ

В настоящее время на РУП "Белорусский металлургический завод" основными параметрами при производстве высокоуглеродистой стали для металлокорда, обеспечивающими необходимое качество кордовой стали являются:

- углеродное раскисление металла при вакуумировании и легирование углеродом и кремнием на конечной стадии обработки;
- обработка стали шлаками с определенными физико-химическими свойствами;

– исключение огнеупоров и добавочных материалов с высоким содержанием глинозема и алюминия на всех стадиях производства стали, начиная от выплавки и заканчивая непрерывной разливкой.

Как известно, из всех типов недеформируемых включений наиболее опасными являются включения корунда, а также сложные включения, содержащиеся в своем химическом составе Al_2O_3 свыше 50%.

Использование этих мероприятий позволяет получать необходимые размер, форму, состав и плотность неметаллических включений в готовом металле в соответствии с требованиями потребителей металлокорда. Но иногда в начале кордовой кампании, когда используются стальнойки после сортамента сталей, раскисленных алюминием, в металле образуются неметаллические включения с повышенным содержанием в химическом составе Al_2O_3 .

Исходя из того, что кальций является модификатором алюминийсодержащих включений, была опробована технология внепечной обработки стали для металлокорда порошковой проволокой с силикокальцием в начале кордовой кампании на первых стальнойках после сортамента сталей, раскисленных алюминием [227–229].

Обработка стали для металлокорда силикокальцием являлась одной из завершающих стадий внепечной обработки. Порошковая проволока вводилась после вакуумирования стали не менее, чем за 5 мин. до передачи ковша на разливку. Расход проволоки составлял 50–100 м на плавку.

Технологические показатели и загрязненность неметаллическими включениями проведенных плавок представлены в таблице 5.22.

На рис. 5.6 и 5.7 представлен электронно-зондовый анализ неметаллических включений опытных и сравнительных плавок стали для металлокорда, проведенных в начале кампании на стальнойках после сортамента сталей, раскисленных алюминием, выполненный по методике фирмы "Pirelli".

Методика фирмы "Pirelli" применяется для оценки "чистоты" кордовых марок стали и высокоуглеродистых марок стали кордового качества по загрязненности оксидными неметаллическими включениями с построением тройных диаграмм по результатам электронно-зондового микроанализа отобранных образцов катанки. По результатам анализа составляются тройные диаграммы состояния SiO_2 - CaO - Al_2O_3 , где они разделены на области А, В и С.

Плотность включений поля А-В-С для высокоуглеродистых сталей кордового качества с размерами > 1 мкм должна быть не более 1000 $вкл/см^2$, включения с содержанием оксида алюминия менее 50% в полях А и В не должны превышать 30 мкм, а плотность включений с содержанием оксида алюминия более 50% в поле С не должны превышать 20 $вкл/см^2$.

Таблица 5.22. Загрязненность опытно-промышленных плавок стали для металлокорда с микролегированием кальцием неметаллическими включениями

№№ плавки	Марка стали	Расход		Характеристика неметаллических включений																
		пров. с $SiCa$, м	Ca , кг/т	К-во включений, шт	Плотность, $вкл/см^2$	Размер включений, мкм					Распределение включений по химсоставу									
						1	2	3	4	5	6	>6	Зона А (SiO_2)	Зона В (CaO)	Зона С (Al_2O_3)					
34148	70РМЛ	100	0,0625	18	109	10	6	0	0	0	1	1	8	44	9	50	1	6	6	
34149	70РМЛ	60	0,0401	20	119	9	9	1	1	0	0	0	6	30	14	70	0	0	0	
34150	70РМЛ	70	0,0463	25	149	13	11	1	0	0	0	0	7	28	18	72	0	0	0	
34151	70РМЛ	50	0,0355	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
среднее				21	125,6	10,7	8,7	0,7			0,3	0,3	7	34	13,7	64	0,3	2	2	
опытные плавки																				
32994		-	-	32	194	15	14	2	1	0	0	0	9	28	22	69	1	3	6	
33445		-	-	55	456	32	33	0	0	0	0	0	11	20	40	73	4	7	33,2	
33474		-	-	40	339	17	16	4	2	0	1	0	6	15	32	80	2	5	16,8	
33549		-	-	22	173	13	9	0	0	0	0	0	5	23	10	45	7	32	55	
среднее		-	-	37,2	290,5	19,2	18	1,5	1	0	0,3	0	7,7	21,5	26	66,7	3,5	15,7	27,75	
сравнительные плавки																				

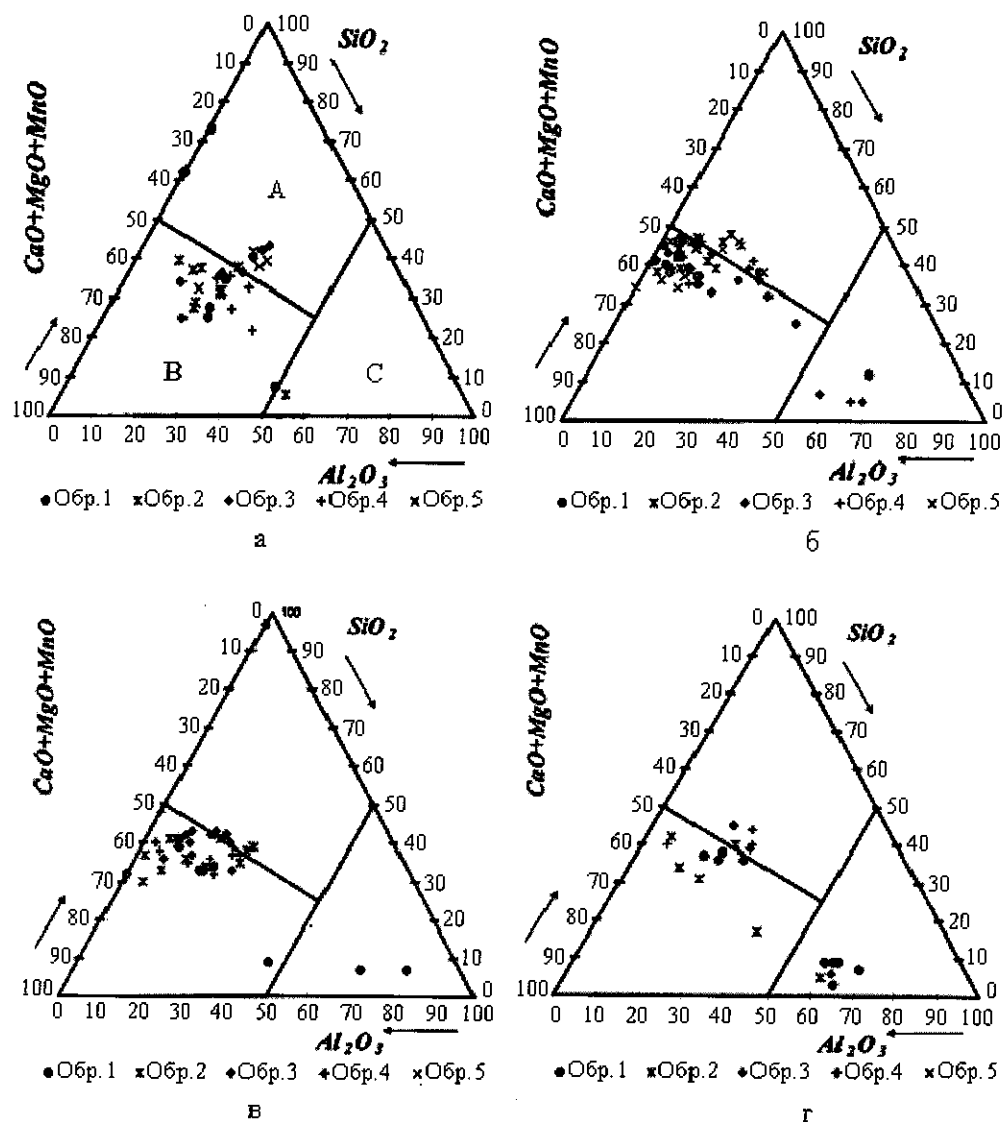


Рис. 5.6. Электронно-зондовый микроанализ сравнительных плавков кордовой стали, проведенных в начале кампании на сталковшах после сортамента сталей, раскисленных алюминием

- а – плавка № 32294
- б – плавка № 33445
- в – плавка № 33474
- г – плавка № 33549

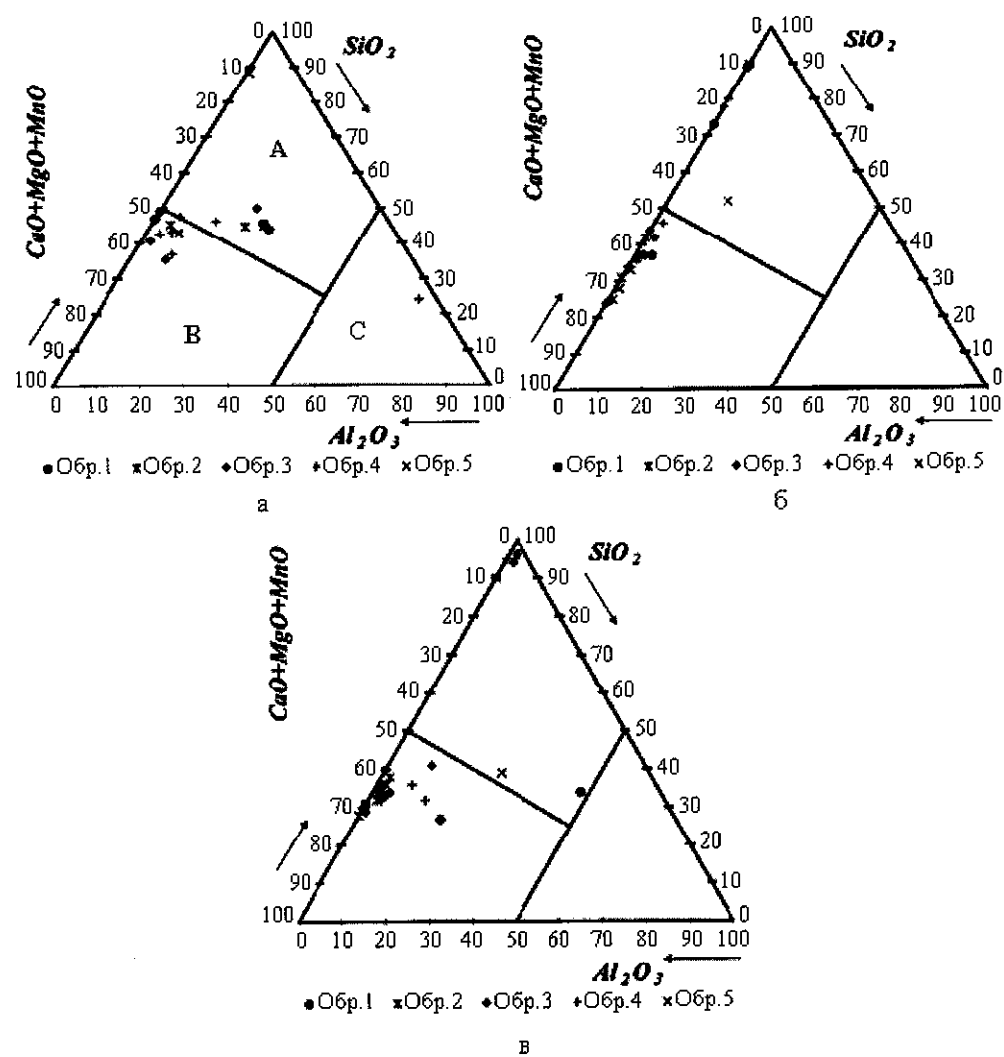


Рис. 5.7. Электронно-зондовый микроанализ кордовой стали, проведенных в начале кампании на сталковшах после сортамента сталей, раскисленных алюминием с микролегированием кальцием

- а – плавка № 34148
- б – плавка № 34149
- в – плавка № 34150

При этом нежелательной является область С с включениями содержащими более 50% Al_2O_3 .

Как видно из представленных данных на плавках с микролегированием кальцием практически отсутствуют неметаллические включения в зоне С (имеется 1 включение на плавке, где вводилось 100 м проволоки). Общее количество включений на опытных плавках значительно ниже, также как и плотность включений – 125,6 вкл/см² против 290,5 вкл/см² на сравнительных.

По результатам проведенных обработок можно сделать вывод о том, что внепечная обработка силикокальциевой проволокой с расходом 60–70 м на плавку обеспечивает модифицирование и перевод тугоплавких алюминатных неметаллических включений из области С в область более легкоплавких А и В, при этом существенно снижается плотность неметаллических включений.

5.6. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА КОРРОЗИОННО-СТОЙКИХ ТРУБНЫХ МАРОК СТАЛИ

5.6.1. Коррозионно-активные неметаллические включения

Как известно, основными проблемами нефтепромысловых трубопроводов в плане коррозии является их коррозионное разрушение от общей или локальной коррозии, например от водородного и сероводородного растрескивания. Эти проблемы возникают из-за наличия в транспортируемых средах сероводорода, хлора и тому подобных компонентов.

При отсутствии внешней защиты от коррозии (применение ингибиторов коррозии, электрохимической защиты) возникает необходимость поиска новых марок стали, либо исследования уже существующих, с целью выяснения основных факторов, вызывающих коррозионные разрушения, и изменения технологии выплавки, внепечной обработки или разливки с целью исключения влияния этих факторов.

В последнее время все более широкое распространение получают представления о том, что на коррозионную стойкость стали большое влияние оказывают количество, состав и плотность неметаллических включений [230, 231]. Было установлено, что основным фактором, определяющим высокую скорость коррозии в трубных сталях, независимо от марки стали, является присутствие в стали особого типа неметаллических включений, названных коррозионно-активными неметаллическими включениями (КАНВ). Как было обнаружено, эти включения имеют сложный состав, но, как правило, содержат кальций.

При прокатке КАНВ сохраняют свою форму, то есть не деформируются.

По влиянию на коррозионную стойкость нефтепроводов было обнаружено 2 типа включений – на основе алюминатов кальция (тип I) и сложных включений, имеющих ядро из алюминатов кальция или сульфида марганца, окруженное оболочкой из сульфида кальция. В таких включениях могут присутствовать и другие элементы (например, Mg и S). В некоторых исследованиях на базе вышеприведенных выделяют 5 типов коррозионно-активных неметаллических включений. В НИФХИ им. Л.Я. Карпова совместно с ОАО "Северсталь" была разработана методика активации стальной поверхности под воздействием коррозионной среды. Методика заключается в травлении образцов реактивами и исследовании их под микроскопом. Было обнаружено, что КАНВ оказывают влияние на скорость локальной коррозии только при плотности более 2 вкл/мм² размером более 1 мкм. Вероятно, коррозионная активности КАНВ типа I обусловлена их физическими свойствами.

Согласно данным [232], область вокруг включения алюмината кальция характеризуется повышенным уровнем внутренних напряжений, возникающих вследствие различия коэффициентов линейного расширения включения и окружающей его ферритной матрицы. Напряжения, возникающие на границе "КАНВ типа I – матрица", довольно значительны, и могут превышать предел текучести стали. Таким образом, в очень узкой (несколько микрометров) области вокруг КАНВ типа I могут возникать или значительные упругие растягивающие напряжения, или происходить пластическая деформация матрицы, что может способствовать преимущественному локальному растворению металла в этой зоне.

Вокруг КАНВ типа II внутренних напряжений не возникает. Решающую роль здесь играет растворение сульфида, обладающего малой устойчивостью в хлорсодержащих средах, при этом накопление агрессивного раствора, содержащего ион S^{2-} , способствует увеличению скорости растворения металла в образовавшейся полости питтинга. Присутствие в стали даже незначительного количества КАНВ различного типа (выше указанной необходимой плотности и размера) может приводить к ускоренной локальной коррозии внутренней поверхности трубопроводов и их разрушению в короткие сроки.

Количество КАНВ не коррелирует с содержанием в стали других неметаллических включений, оцениваемых стандартным методом при производстве стального проката. Сталь может быть очень чистой по обычным неметаллическим включениям, но подвергаться локальной коррозии с высокой скоростью вследствие присутствия в ней КАНВ. При отсутствии КАНВ трубы практически не подвергаются локальной коррозии, хотя количество неметаллических включений в стали, оцениваемых по ГОСТ 1778, может соответствовать 4 баллу.

В процессе комплексных исследований КАНВ в трубных сталях текущего производства различных металлургических заводов подтверждено,

что кальцийсодержащие включения вносятся в сталь в процессе внепечной обработки с участием кальцийсодержащего компонента. Эти технологические операции начали активно внедряться в производство 15–20 лет назад с целью снижения серы в стали, повышения ударной вязкости и других служебных свойств, улучшения качества металла. Однако сведения о влиянии технологических параметров таких обработок на коррозионную стойкость и чистоту стали по неметаллическим включениям практически отсутствуют за исключением данных о положительном влиянии указанных обработок на стойкость металла против водородного охрупчивания и сульфидного растрескивания под напряжением вследствие снижения содержания серы и модифицирования неметаллических включений.

Практический опыт работы по обеспечению чистоты сталей по КАНВ на некоторых предприятиях свидетельствует о том, что применяемые в настоящее время технологии выплавки и внепечной обработки могут приводить к загрязненности сталей КАНВ только при определенных неприемлемых значениях технологических параметров. При производстве сталей, к которым предъявляют повышенные требования по коррозионной стойкости, необходима оптимизация и строгая регламентация технологических параметров выплавки и внепечной обработки, которая обеспечит получение металла, свободного от КАНВ.

5.6.2. Некоторые пути снижения общей загрязненности трубной стали неметаллическими включениями

В связи с постоянным повышением требований к служебным свойствам металлопродукции, особенно к её надежности, влияние неметаллических включений (НВ) на эти факторы продолжает вызывать значительный интерес у металлургов. Известно, что в процессе разрушения стали значимую роль играет не только количество включений, но и их морфология (размер, форма, состав) и распределение. На протяжении многих лет были проведены многочисленные исследования по изучению природы и влияния НВ на механические и служебные свойства стали. Тем не менее, в связи с внедрением новых технологий выплавки, обработки и разлива стали образуются включения с новыми характеристиками, присутствие которых по-иному сказывается на её свойствах. Так, описано влияние кальцийсодержащих включений (оксидов и сульфидов) определенного размера на коррозионную стойкость углеродистых и низколегированных трубных сталей. Неблагоприятное распределение включений, возможные надкритические размеры вызывают нарушение сплошности металла, концентрацию вокруг них напряжений, зарождение микротрещин и т.д.

В современной металлургии трубные стали раскисляют алюминием. Обычно его подачу рассчитывают так, чтобы в жидкой стали присутство-

вало определенное остаточное его количество. При рассмотрении вопроса модифицирования этих включений кальцием необходимо отметить следующее. Общий алюминий, который является параметром свойств металла, состоит, как известно, из растворимого и нерастворимого в кислоте алюминия. Нерастворимый алюминий состоит почти полностью из алюминия во включениях глинозема и, в отдельных случаях, нитридов. В работах [128, 129] приведены данные по изменению содержания алюминия общего, кислоторастворимого и оксидного по ходу внепечной обработки при продувке инертным газом и разливе металла, из которых следует, что содержание оксидного алюминия по ходу процесса внепечной обработки и разлива может увеличиваться, соответственно, увеличивается и количество глиноземных включений. Как показывает практика, в общем содержании алюминия кислоторастворимый может изменяться от 25 до 95 %, соответственно изменяется и оксидный алюминий. Очевидно, что количество вводимого кальция должно зависеть от содержания алюминия в стали перед обработкой. При температурах непрерывной разлива стали (1550–1580 °С) алюминатные включения будут находиться в жидком виде при соотношении $Ca/Al_{окс} = 0,8-1,6$ [154].

При этом иногда расчетного количества кальция, который предназначен для преобразования включений, может оказаться недостаточно, что отражается на ухудшении разливаемости стали. Для устранения этого нежелательного эффекта следует либо корректировать ввод кальция с учетом процесса десульфурации, либо, в особых случаях, принять меры по стабилизации содержания серы [148]. Для этого в ковшевой шлак на определенном этапе процесса вводят, например, гранулированную огнеупорную глину, содержащую 60 % по массе кремнезема и 32 % глинозема. В результате содержание кремнезема в шлаке существенно возрастает (на 35 %), основность падает, и десульфурация стали прекращается.

В работе [233] при исследовании неметаллических включений в трубной стали класса прочности К52–К60 (на примере стали 10Г2ФБ) показано, что подавляющее большинство крупных включений представляют собой включения с алюмокальциевой структурой $12CaO \cdot 7Al_2O_3$. В структурах более сложных включений соединения такого состава также присутствуют. Отмечается, что их относительно крупные размеры (> 150 мкм) являются, по-видимому, следствием сравнительно низкой температуры плавления (1455 °С) по сравнению с температурой плавления стали. Кроме того, при горячей прокатке алюминат такого состава сильно деформируется, а при охлаждении растрескивается в строчки, при этом каждая строчка создает определенное структурное напряжение вследствие разницы величины термического расширения стали и алюмината кальция такого типа (таблица 5.23, [233]).

В структуре мелких включений этой стали найдены преимущественно алюмокальциевые соединения $CaO \cdot Al_2O_3$, которые имеют достаточно

высокую температуру плавления (1605 °С) и остаются недеформированными после прокатки. Тем не менее, они также являются концентратором напряжений в стали, поскольку коэффициент их термического расширения почти в два раза меньше, чем у стали. Однако из-за незначительных размеров они представляют значительно меньшую угрозу при эксплуатации изделия по сравнению с включениями предыдущего типа.

Таблица 5.23. Коэффициенты термического расширения (α) при 0–800 °С и температуры плавления ($T_{пл}$) различных НВ

Материал	Состав включе-	$\alpha \cdot 10^{-6}, \text{ } ^\circ\text{C}^{-1}$	$T_{пл}, \text{ } ^\circ\text{C}$
Матрица	Fe (сталь)	12,5	~ 1500
Сульфиды	MnS	18,1	1610
	CaS	14,7	> 2000
Алюминаты	CaO·6Al ₂ O ₃	8,8	1820
	CaO·2Al ₂ O ₃	5,0	1745
	CaO·Al ₂ O ₃	6,5	1605
	12CaO·7Al ₂ O ₃	7,6	1455
	3CaO·Al ₂ O ₃	10,0	1535
Глинозем	Al ₂ O ₃	8,0	2045

Таким образом, наиболее предпочтительным оксидным включением для данного класса стали может быть алюминат кальция на основе 3CaO·Al₂O₃, размеры которого относительно невелики (менее 10 мкм), а температура плавления его достаточно высока (по сравнению с 12CaO·7Al₂O₃) и выше температуры горячей деформации стали. В то же время величина теплового расширения алюмината кальция 3CaO·Al₂O₃ близка к величине теплового расширения стали (не будет создавать дополнительных напряжений в стали). Кроме того, из термодинамических расчетов следует, что это соединение имеет высокую сульфидную емкость, следовательно, вокруг него не должны образовываться сульфиды марганца. Для получения включений подобного типа необходимо согласовывать соотношение между расходами алюминия и кальция, обеспечивая смещение равновесия в сторону от достижения благоприятных условий для образования включений на основе 12CaO·7Al₂O₃.

В сталях, содержащих менее 0,006–0,009 % S, возможна практически полная трансформация глинозема в жидкие алюминаты кальция, которые, взаимодействуя с серой во время охлаждения и затвердевания, препятствуют образованию в междендритном пространстве вредных включений MnS. Марганец в этом случае участвует в образовании комплексного сульфида Ca(Mn)S, который обволакивает включения с глиноземом, создавая глобулярные соединения, недеформирующиеся при прокатке [128].

В ранее проведенных исследованиях [234] установлено, что крупные первичные включения продуктов раскисления, содержащие до 97 % глинозема, удаляются из жидкой стали, в основном, на протяжении первых 2–3 мин, вынося с собой до 80 % кислорода. После интенсивного удаления крупных включений, количество которых, по-видимому, связано с уровнем окисленности металла, в расплаве остаются диспергированные, средние и мелкие включения глинозема, количество которых мало зависит от исходного количества кислорода и остаточного алюминия. Быстрое удаление из жидкой стали продуктов раскисления алюминием объясняется высоким поверхностным натяжением на границе жидкая сталь – глинозем. По сравнению с включениями других типов, например, силикатами, у глинозема наибольшая горофазная поверхностная энергия, вследствие чего эти включения не смачиваются жидкой сталью и легко всплывают.

В работе [235] отмечается, что загрязненность стали значительно снижается при предварительном раскислении металла углеродсодержащим материалом (перед присадкой алюминия), при этом отмечается эффект, сходный с продувкой инертным газом через днище. Используя ввод науглероживающих материалов в ковш, можно снизить содержание кислорода, растворенного в стали до 227–660 млн⁻¹. Зависимость эффекта раскисления от содержания углерода выражается уравнением:

$$[C_t + C_a - X \times [O_t + O_m - 1,33X]] = [C] \times [O] \quad (5.4)$$

где C_t – содержание углерода перед выпуском из сталеплавильной печи, %; C_a – добавка углерода в ковш сразу после начала выпуска, %; X – углерод, удаленный из стали в результате взаимодействия с кислородом в стали; O_t – количество кислорода, растворенного в стали перед выпуском, млн⁻¹; O_m – количество кислорода, адсорбированного сталью из воздуха при выпуске (близко к нулю при $O_t > 830$ млн⁻¹ и составляет ~ 150 млн⁻¹, когда $O_t \sim 300$ млн⁻¹); $[C] \times [O]$ – равновесное произведение концентраций углерода и кислорода в ковше после введения добавки углерода.

Таким образом, потребность в алюминии на раскисление можно снизить приблизительно с 2,0 до 1,2 кг/г за счет предварительного раскисления углеродом, при этом затраты на раскисление значительно сокращаются при выплавке низкоуглеродистых сталей.

Одним из основных факторов, обеспечивающих снижение загрязненности стали включениями, является наводка жидкоподвижного высокоосновного шлака с высокими и стабильными рафинирующими характеристиками, способного ассимилировать всплывающие включения и удерживать их. На выпуске из сталеплавильного агрегата шлак с такими характеристиками чаще всего наводится присадкой твердой шлакообразующей смеси, содержащей известь, плавиковый шпат, глиноземсодержащий и некоторые другие материалы. При этом важное значение приобретает формирование шлака с таким составом и свойствами, который бы в полной мере соответствовал характеристикам удаляемых неметаллических включений и в то же

время обеспечивал эффективное протекание рафинировочных процессов.

Важным фактором снижения неметаллических включений в стали является интенсивность и длительность продувки металла инертным газом после окончания всех технологических операций.

В работе [236] показано, что общая загрязненность стали неметаллическими включениями возрастает по мере изношенности футеровки ковша, причем основным источником включений является ковшевой гарнисаж.

5.6.3. Практические рекомендации по технологии производства коррозионноустойчивых марок стали

Таким образом, для формирования неметаллических включений необходимой формы, состава и размеров необходимо проведение следующих мероприятий при выплавке и внепечной обработке стали:

- оптимальная технология раскисления, обеспечивающая необходимый уровень окисленности и предотвращающая образование большого количества крупных и средних глиноземных включений;

- формирование жидкоподвижного шлака с необходимыми рафинирующими характеристиками (основность, сульфидная емкость, активность СаО, поверхностное натяжение, вязкость, адсорбционная способность и др.), обеспечивающего ассимиляцию неметаллических включений;

- модифицирование металла активными элементами, обеспечивающими трансформацию неметаллических включений, получение их с более благоприятной морфологией, уменьшение их размера (менее 1 мкм), всплывание и удаление их в шлак, разливаемость металла;

- мягкая продувка металла (без оголения зеркала металла), обеспечивающая удаление включений в шлак и предотвращающая вторичное окисление металла.

Для каждого из этих мероприятий на конкретном металлургическом предприятии, с учетом особенностей производства металла на нем, должны быть разработаны технологические решения, обеспечивающие их выполнение и достижение поставленной цели.

Решение проблемы КАНВ может быть ускорено при использовании комплексных модификаторов, включающих редкоземельные металлы (РЗМ), о чем будет рассказано в отдельной главе далее по тексту.

5.7. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА ЛИТЕЙНОЙ СТАЛИ С КОВШЕВЫМ РАСКИСЛЕНИЕМ АЛЮМОКАЛЬЦИЕВОЙ ПРОВОЛОКОЙ

В настоящее время сталеплавильное производство не мыслится без

внепечной обработки, при этом все более многочисленные металлургические задачи, которые прежде решали на стадии основной плавки, переносятся на внепечную обработку. Даже доводка стали по углероду осуществляется в агрегатах внепечной обработки стали, причем технико-экономическая целесообразность такого производства стали не вызывает сомнения.

В "малой" металлургии (литейные предприятия) в силу разного рода причин не технологического характера, процессы внепечной обработки стали еще не получили достаточного развития. Поэтому необходимо разрабатывать новые перспективные технологии для повышения качества металла и снижения затрат на производство стали. Одним из таких направлений является предварительное раскисление жидкого металла в печи алюмосодержащим материалом и использование для окончательного раскисления и легирования стали по алюминию, а также для модифицирования неметаллических включений кальцием, алюмокальциевой порошковой проволокой.

5.7.1. Анализ существующей технологии производства литейной стали

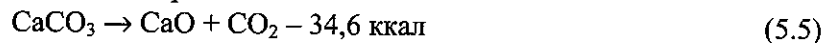
В сталеплавильном цехе Кременчугского сталелитейного завода сталь выплавляют в 25-тонных электродуговых печах с мощностью трансформатора 15 МВА. В настоящее время печи работают с перегрузом. Фактическая садка печей составляет 28–31 т. Сталь 20ГЛ или 30ГСЛ производят двухшлаковым процессом.

После завалки и расплавления шихты, заваливаемой с 3–4-х корзин (низкая насыпная плотность лома) отбирают пробу металла на химический анализ. Содержание углерода по расплавлению колеблется в пределах 0,5–1,0 %. Для шихтовки плавки по углероду используют в завалку твердый чугун или кокс. Указанный выше значительный разброс содержания углерода в стали по расплавлению свидетельствует о недостатках в шихтовке плавки. Получение высокого содержания углерода по расплаву приводит к удлинению продолжительности плавки, а низкое содержание углерода требует науглероживания стали в период доводки. При низком содержании углерода в процессе доводки приходится опускаться по углероду ниже марочного значения (до 0,10–0,13 %), что приводит к перекислению жидкой стали и вследствие этого к повышенному угару раскислителей, присаживаемых в печь. Содержание серы в стали после расплавления составляет 0,080–0,100 % из-за низкого качества используемой шихты. Учитывая необходимое низкое содержание серы в готовой стали (до 0,020 %) и ответственное назначение готовой продукции (рамы, балки тележек, автосцепки железнодорожного транспорта), процессу десульфурации стали придается

большое значение.

После расплавления шихты наводится шлак присадками известняка. По организационным причинам в сталеплавильном цехе не используется известь.

Известно, что на разложение известняка затрачивается тепло, так как реакция является эндотермической:



В результате этого на разложение 100 кг известняка затрачивается 40,2 кВт·ч электроэнергии. В доводку для наведения основного шлака обычно в печь присаживают 4–5 мульд известняка, общим весом 1,6–2,0 т.

Таким образом, на разложение известняка затрачивается порядка 21,5–27 кВт·ч/т стали. Учитывая КПД дуговой печи (КПД примерно 0,3–0,5) затраты подаваемой в ковш электроэнергии составят 54–68 кВт·ч/т жидкой стали.

Таким образом, замена известняка на известь позволит сократить расход электроэнергии как минимум на 54–68 кВт·ч/т стали. При этом не учитывается снижение затрат электроэнергии на нагрев материала, так как масса известняка, присаживаемого в печь больше массы извести в 1,4 раза.

При высоком содержании углерода по расплавлению, для окисления избыточного углерода в электродуговую печь присаживают окисленные железорудные окатыши (Полтавского ГОК), на что также затрачивается электроэнергия. При оптимальной шихтовке плавов (плавку проводят на "своем" углероде) расход электроэнергии может быть снижен.

Расчеты показали, что при присадке 100 кг окатышей в ванну печи, расход электроэнергии увеличивается порядка на 3,3 кВт·ч/т жидкой стали.

Таким образом, регламентация завалки плавов и переход на работу на известь взамен известняка позволит сократить расход электроэнергии на 57–71 кВт·ч/т жидкой стали.

После доведения стали по температуре и углероду, окислительный шлак скачивают из печи наклоном печи или с помощью гребка.

Затем наводят рафинировочный шлак, присаживая, как правило, 2 мульды известняка (порядка 800 кг), плавиковый шпат и т.д. Замена известняка в рафинировочный период на известь позволит снизить расход электроэнергии примерно на 10 кВт·ч/т жидкой стали. После расплавления шлакообразующих в печь присаживают раскислители: обычно ферросиликомарганец и 45 % ферросилиций. Иногда вместо части ферросиликомарганца используют ферромарганец. После расплавления ферросплавов полученный шлак обрабатывают раскисляющей смесью, состоящей из комплексного модификатора МК-21 или коксовой мелочи и алюминиевого порошка. Раскислительную смесь готовят вручную из имеющихся на печи мелких материалов и забрасывают в печь вручную в пакетах. Таким образом, осуществляется "отбеливание" шлака, т.е. производится диффузион-

ное раскисление стали.

Авторами было проведено статистическое исследование окисленности и основности шлака [237]. Полученные данные показали, что основность рафинировочного шлака изменяется в пределах 1,09–2,82 (среднее 1,57).

Основной массив шлаков имел содержание FeO на уровне 1,0–2,0 % (59 % случаев).

Приведенные данные свидетельствуют о том, что диффузионное раскисление стали при получаемом рафинировочном шлаке с такими характеристиками, по-видимому, производится не в полной мере. Для обеспечения диффузионного раскисления (по опыту работы печей в "большой" металлургии) основность рафинировочного шлака должна составлять 3,5–4,0, а содержание оксида железа не более 0,5–0,8 %.

Низкая основность рафинировочного шлака объясняется, по-видимому, присадкой в ванну кремнийсодержащих ферросплавов, угар которых составляет 50 %.

Как известно, основные шлаки отличаются повышенной газопроницаемостью [129], не вспениваются. Вследствие этого в рафинировочный период дуга печей открывается. Расчеты показали, что для конкретных условий работы электропечей наличие открытой дуги высотой 10 мм увеличивает расход электроэнергии примерно на 5,4 кВт·ч/т жидкой стали.

Следует отметить, что раскислители присаживают в недостаточно раскисленную алюминием ванну, что вызывает их повышенный и нестабильный угар. Содержание алюминия после присадки на шлак раскисляющей смеси составляет порядка 0,007–0,008 %, что свидетельствует о недостаточной раскисленности ванны перед выпуском.

Легирование стали алюминием производят в ковше во время выпуска. С этой целью на стопор ковша надевают алюминиевые кольца.

Представленные данные говорят о том, что для обеспечения стабильного и высокого усвоения легирующих элементов, а также существенного снижения затрат при производстве стали, необходимо снизить и стабилизировать на низком уровне окисленность сталеплавильной ванны перед присадкой основной массы ферросплавов, а также обеспечить наводку рафинировочного шлака с низким содержанием оксидов железа и марганца и высокой основностью. Полное модифицирование неметаллических включений, стабильное обеспечение качества металла и необходимого уровня физико-механических показателей стали при одновременном получении заданного содержания алюминия может быть достигнуто при использовании на конечном этапе выпечной обработки порошковой алюмокальциевой проволоки.

5.7.2. Оптимизация технологии раскисления стали 20 ГЛ

По существующей в СПЦ технологии в рафинировочный период сталь 20 ГЛ раскисляют в печи ферросиликомарганцем. На выпуске из печи химический состав стали корректируют кремний-марганцевыми ферросплавами, присаживают кусковой силикокальций, а раскисление и легирование алюминием производят, используя алюминиевые кольца, закрепленные на стопоре.

Известно, что при раскислении стали в печи имеет место повышенный и нестабильный угар раскислителей, что, естественно, увеличивает их расход, а также затраты электроэнергии на их растворение.

При вводе кускового силикокальция усвоение кальция составляет 3–5 %, поэтому его использование способствует только снижению окисленности печного шлака в ковше, вследствие чего повышается его сульфидная емкость и степень десульфурации стали.

Использование алюминиевых колец, закрепленных на стопоре, увеличивает усвоение алюминия до 50–60 %, но при такой технологии исключается возможность предварительного подогрева ковша, что требует повышения температуры металла перед выпуском и, вследствие этого, увеличения расхода электроэнергии и продолжительности плавки. При этом имеют место выпадения по механическим свойствам отливок, в основном, по ударной вязкости при низких температурах.

В связи с изложенным разработана модель раскисления стали 20 ГЛ с переносом присадки большей части раскислителей в ковш и изменением очередности их ввода.

По литературным данным [238–241] известно, что при раскислении стали сначала кремнистыми ферросплавами, а затем алюминием, имеет место образование в стали включений SiO, которые располагаются по границам зерен и способствуют охрупчиванию стали. Раскисление стали сначала алюминием, а затем кремнием позволяет снять переокисленность стали с образованием алюминатов, которые быстро всплывают в шлак. Затем, при вводе кремнистых ферросплавов, образуются силикатные включения, благотворно влияющие на микроструктуру стали. По данным работы [242] раскисление листовой стали 09Г2С, выплавляемой в 300-тонной мартеновской печи Череповецкого металлургического завода, сначала алюминием, а затем кремнием, позволило увеличить значение ударной вязкости при отрицательных температурах в 1,5–2 раза.

Учитывая низкую плотность алюминия, присадка его в печь не рекомендуется из-за повышенного угара. Имеется опыт некоторых металлургических предприятий по предварительному раскислению стали в печи 30 %-ным ферроалюминием [163], который из-за большей плотности погружается через шлак в металл. Усвоение алюминия при таком способе составляет до 50 %.

Использование алюмокальциевой проволоки, за счет совместного ввода алюминия и кальция [242, 243], способствует увеличению усвоения кальция примерно на 30 % отн., а усвоение алюминия составляет 50–60 %. Таким образом, исключается необходимость использования алюминиевых колец, что позволяет осуществлять нагрев ковшей, подаваемых под выпуск плавки.

С целью снижения расхода кремнистых раскислителей, присаживаемых в ковш, рекомендовано использовать для раскисления 65 %-ный ферросилиций взамен 45 %-го, что снижает затраты на нагрев стали.

Таким образом разработанная технология раскисления стали 20 ГЛ состоит в следующем.

До момента расплавления шихты режим проведения плавки производится по существующей технологии, причем шихтовка плавки производится таким образом, чтобы содержание углерода по расплавлению составляло 0,7–0,9. Наводка окислительного шлака и его скачивание производится по существующей технологии. Наводку рафинировочного шлака при выплавке стали 20ГЛ рекомендуется производить при содержании углерода в стали на уровне 0,24–0,26 %. В этом случае за время наводки шлака, нагрева металла содержание углерода будет соответствовать марочному. После наводки рафинировочного шлака и нагрева металла до температуры 1580–1590 °С в печь присаживают ферроалюминий в количестве, обеспечивающем получение содержания Al в стали на уровне 0,012–0,015 %. Через 2–3 мин после отдачи ферроалюминия (для усреднения металла) в печь присаживают ферросиликомарганец. Затем металл доводят по химсоставу, учитывая вносимые элементы при легировании в ковше, и температуре и раскисляют шлак раскислительной смесью.

При выпуске плавки сначала в ковш выпускают часть рафинировочного шлака, а затем на него сливают сталь. Алюминиевых колец на стопор не надевают. В ковш перед выпуском или во время выпуска вводят часть марганцовистых и кремнистых ферросплавов. Причем для уменьшения их количества кремний вводят 65 % ферросилицием, а марганец или силикомарганцем, или ферромарганцем (в зависимости от содержания углерода в стали перед выпуском). После наполнения ковша с металлом подают под трайбаппарат и вводят определенное количество алюмокальциевой проволоки для обеспечения марочного содержания алюминия и кальция, обеспечивающего удовлетворительную разливаемость стали. Количество вводимой алюмокальциевой проволоки определяется содержанием в стали алюминия, кальция и серы, а скорость ввода проволоки устанавливается в зависимости от массовой интенсивности подачи кальция в жидкий металл в единицу времени. Использование алюмокальциевой проволоки обеспечивает модификацию оксида алюминия в пластичные алюминаты кальция, которые улучшают структуру стали и условия ее разливаемости.

Преимуществом такой технологии является:

– при первоочередной присадке алюминия в виде ферроалюминия снимается переокисленность металла и шлака. Вследствие этого стабилизируется усвоение марганца и кремния из ферросплавов;

– при присадке алюминия перед кремнийсодержащими ферросплавами по теории, выдвинутой проф. Барановым, и подтвержденной фактическими данными, не образуются включения типа SiO, обычно располагающиеся при затвердевании по границам зерен. Вследствие этого повышается ударная вязкость при отрицательных температурах. Следует отметить, что при производстве литья из стали 20ГЛ ранее наблюдались выпадения по ударной вязкости при температуре – 60 °С;

– присадка части алюминия в ковш в виде алюмокальциевой проволоки дает возможность убрать кольца со стопора и нагревать ковша перед выпуском. Использование нагрева ковша способствует снижению температуры стали перед выпуском, что повлияет на продолжительность плавки и на расход электроэнергии;

– ввод алюмокальциевой проволоки способствует перемешиванию металла в ковше с усреднением его по температуре и химсоставу.

– сокращение количества ферросплавов, присаживаемых в ковш, дает возможность снизить расход электроэнергии на их растворение, и, в какой-то мере, зарастание стаканов и стен печи вязким шлаком при выпуске.

5.7.3. Исследование технологии производства литейной стали с новым режимом раскисления

Вышеописанную технологию при проведении опытных плавков разбили на два этапа.

На первом этапе кремний и марганецсодержащие ферросплавы после ферроалюминия вводили в печь. В ковш вводили алюмокальциевую проволоку диаметром 13 мм, содержащую алюминий и кальций (48 г кальция металлического и 108 г алюминия в 1-м погонном метре), ОАО «Завод "Универсальное оборудование"».

На втором этапе предполагалось провести серию плавков с использованием в качестве кремнистых ферросплавов 65 % ферросилиция и вводом его только в ковш.

Предварительно на рабочей площадке печного пролета, между пятой и шестой печью, был смонтирован технологический комплекс для ввода порошковой проволоки.

На первом этапе исследований оценивали усвоение алюминия из ферроалюминия, усвоение кремния и марганца из ферросплавов в условиях предварительного снятия переокисленности алюминием. Определяли оптимальное количество вводимой алюмокальциевой проволоки и скорость ее ввода, распределение алюминия, вводимого проволокой, по объему ковша,

однородность металла по химическому составу, снижение температуры металла за счет растворения проволоки, влияние микролегирования стали кальцием на разливаемость стали, влияние способа раскисления на механические свойства литья. Оценивали макроструктуру металла и балл, и состав неметаллических включений. Предварительно до проведения опытных плавков статическими методами исследовали потери температуры металлом после выпуска плавки в сталеразливочный ковш. Полученные результаты приведены на рис. 5.8 и свидетельствуют о том, что потери температуры при охлаждении металла в ковше составляют 1 °С/мин.



Рис. 5.8. Потери металлом температуры после выпуска плавки в сталеразливочный ковш

По фактическим данным замера температуры металла в печи перед выпуском и замера температуры металла в ковше для двух печей № 4 и № 6 оценили снижение температуры за время выпуска плавки. Полученные данные приведены в табл. 5.24.

Таблица 5.24. Потери температуры металла в период выпуска плавки

ДСП	Температура металла в печи перед выпуском, °С	Температура металла в ковше, °С	Перепад температур
№ 4	$\frac{1619 - 1645^{*)}}{1629}$	$\frac{1585 - 1623}{1605}$	24
№ 6	$\frac{1620 - 1656}{1632}$	$\frac{1571 - 1618}{1600}$	32

*) – в числителе min и max, в знаменателе – среднее

Таким образом, снижение температуры металла за время выпуска на ДСП № 4 составляет 24 °С, а на ДСП № 6 – 32 °С.

Следует отметить, что температура металла в печи ДСП № 6 несколько выше, чем на ДСП № 4 (особенно по максимальным значениям – 1656 °С и 1645 °С соответственно), при этом температура в ковше ниже в среднем на 5 °С.

По нашему мнению, это объясняется более длинной дугой на ДСП № 6, что способствует интенсивному нагреву шлака и верхних слоев металла. Так как измеряют температуру в верхней части ванны, то, естественно, получаем завышенные значения температуры. После выпуска плавки из ДСП № 6, вследствие перемешивания металла, значения температуры будет ниже относительно ДСП № 4.

Марочный состав стали 20ГЛ и 20ГЛ "режимная" (с ужесточенными требованиями по химическому составу) представлен в таблице 5.25.

Всего было проведены 34 опытно-промышленные плавки стали 20ГЛ с различными вариантами раскисления. Во всех вариантах производилось предварительное раскисление жидкой стали в печи ферроалюминием, а затем раскисление в печи ферросиликомарганцем.

Таблица 5.25. Марочный состав стали 20ГЛ

Марка стали	Содержание элементов, масс. %					
	C	Mn	Si	P	S	Al
20ГЛ	0,17–0,25	1,10–1,40	0,30–0,50	≤ 0,025	≤ 0,020	0,030–0,045
20ГЛ "режимная"	0,19–0,24	1,20–1,40	0,30–0,50	≤ 0,025	≤ 0,020	0,030–0,045

На 22 плавках для получения заданного содержания марганца дополнительно использовался ферромарганец, 10 плавков проведены без использования ферромарганца. На этих плавках в качестве кремнистых ферросплавов использовался ферросилиций 45 %, раскисление которым осуществлялось в печи. Так как переносная горелка для подогрева ковшей не была введена в действие, с раскислением кремнистыми ферросплавами в ковше были проведены 2 плавки, на одной плавке кремний полностью вносился ферросилицием 65 %, присаживаемым в ковш, на другую часть кремнистых ферросплавов присаживалась в печь в виде ферросилиция 45 %, а часть – в виде ферросилиция 65 % в ковш. Во всех вариантах окончательная обработка стали в ковше осуществлялась алюмокальциевой порошковой проволокой. В таблице 5.26 представлены технологические показатели опытно-промышленных плавков.

Из представленных данных видно, что при оптимальной технологии раскисления и внепечной обработки на опытно-промышленных плавках обеспечивается заданное содержание элементов в стали, увеличивается

Таблица 5.26. Технологические показатели опытно-промышленных плавков

№№ плавков	Вариант раскисления	Вес плавки, т	Химический состав стали, %												Усвоение элементов*, %		Десульфурация металла, %		
			в печи после раскисления						готовой										
			C	Mn	Si	S	Al	AI	C	Mn	Si	P	S	Al	AI	AI	AI из AICa	общая	в ковше
64062	SiMn+FeSi 45%	29,5	0,21	1,70	0,41	0,034	0,010	0,21	1,20	0,26	0,017	0,017	0,017	0,036	100,0	5,6	77,7	76,7	50,0
64066		28,7	0,20	1,46	0,31	0,036	0,010	0,21	1,30	0,31	0,019	0,017	0,034	80,7	10,3	58,5	75,7	52,8	
64070		27,2	0,17	1,21	0,25	0,038	0,016	0,20	1,35	0,29	0,020	0,018	0,034	44,4	7,1	71,2	77,2	52,6	
64075		27,1	0,19	1,30	0,32	0,039	0,011	0,23	1,38	0,30	0,018	0,017	0,033	85,6	7,5	72,6	75,7	56,4	
64077		28,3	0,15	1,57	0,76	0,040	0,012	0,21	1,28	0,57	0,023	0,020	0,045	100,0	12,4	100,0	75,0	50,0	
64082		28,7	0,16	1,49	0,35	0,038	0,013	0,19	1,19	0,27	0,018	0,020	0,025	82,7	9,6	58,1	73,3	47,4	
44096		29	0,19	1,30	0,42	0,038	0,010	0,22	1,19	0,33	0,021	0,024	0,030	100,0	12,5	66,1	68,8	36,8	
64087		28,4	0,18	1,80	0,67	0,034	0,013	0,20	1,26	0,33	0,021	0,019	0,029	100,0	17,5	31,5	74,7	44,1	
44101		28,8	0,16	1,25	0,34	0,033	0,019	0,19	1,22	0,38	0,022	0,020	0,033	90,7	9,6	71,5	70,6	39,4	
64091		28,1	0,16	1,70	0,42	0,040	0,010	0,20	1,26	0,27	0,022	0,018	0,024	100,0	10,6	41,4	79,5	55,0	
54087	SiMn + FeSi 45% + FeSi 65%	30	0,22	0,90	0,10	0,039	0,008	0,24	1,16	0,32	0,017	0,021	0,034	24,3	7,3	71,8	76,7	46,2	
44111	SiMn+FeSi 65%	26	0,19	1,30	0,20	0,039	0,030	0,22	1,34	0,41	0,025	0,023	0,032	46,5	25,0	0,0	70,5	41,0	
54093	SiMn+FeMn +FeSi 45%	26,2	0,25	1,30	0,29	0,040	-	0,20	1,33	0,16	0,024	0,021	0,041	70,4	-	-	75,3	47,5	
64106		25,9	0,18	1,65	0,40	0,037	-	0,18	1,21	0,22	0,020	0,022	0,035	92,1	-	-	71,8	40,5	
54101		28,3	0,20	1,20	0,28	0,035	0,047	0,22	1,32	0,30	0,021	0,019	0,046	50,3	51,5	0,0	73,6	45,7	
44129		29,1	0,21	1,18	0,36	0,035	0,037	0,18	1,16	0,29	0,022	0,022	0,033	80,3	36,8	0,0	67,6	37,1	
64116		27,3	0,25	1,64	-	0,043	0,032	0,23	1,16	0,37	0,021	0,020	0,031	-	29,6	0,0	77,8	53,5	
44134		27,7	0,18	1,36	0,36	0,038	-	0,21	1,30	0,37	0,022	0,017	0,046	76,4	-	-	75,7	55,3	
64120		26	0,23	1,50	-	0,041	0,036	0,19	1,40	0,29	0,022	0,020	0,049	-	31,7	22,3	75,0	51,2	
94044		27,4	-	-	-	-	-	0,19	1,35	0,27	0,024	0,025	0,042	-	-	-	-	-	
44135		28,4	0,17	1,30	0,23	0,040	0,012	0,20	1,24	0,27	0,020	0,019	0,022	51,8	11,4	10,3	74,7	52,5	
94048		25,3	0,11	1,20	0,21	0,037	0,012	0,19	1,30	0,27	0,023	0,022	0,024	35,8	11,0	59,4	63,3	40,5	

Продолжение таблицы 5.26.

№№ плавок	Вариант раскисления	Вес плавки, т	Химический состав стали, %												Усвоение элементов*, %		Десульфурация металла, %		
			в печи после раскисления						готовой						Si	Al	Al из AICa	общая	в ковше
			C	Mn	Si	S	Al	C	Mn	Si	P	S	Al						
44140		27	0,19	1,30	0,45	0,040	0,014	0,014	0,020	1,28	0,40	0,022	0,020	0,033	93,1	13,2	52,8	74,4	50,0
64125		26,6	0,15	0,80	0,23	0,038	0,009	0,019	1,50	0,32	0,025	0,020	0,034	48,6	8,5	100,0	75,6	47,4	
44145		28,2	0,17	1,20	0,27	0,040	0,010	0,022	1,27	0,36	0,024	0,022	0,034	52,9	9,8	46,1	73,8	45,0	
54114		27,7	0,23	1,30	0,24	0,038	0,010	0,019	1,39	0,26	0,024	0,025	0,040	44,8	9,9	45,0	65,8	34,2	
94049		27,1	0,19	1,26	0,27	0,038	-	0,21	1,30	0,26	0,023	0,017	0,024	49,3	-	73,8	78,2	55,3	
44146	SiMn+FeMn+FeSi 45%	27,1	0,21	1,30	0,45	0,038	0,017	0,20	1,35	0,36	0,018	0,020	0,032	93,4	25,6	51,9	70,6	47,4	
44151		28,1	0,23	1,16	0,27	0,039	-	0,22	1,26	0,32	0,021	0,024	0,026	58,1	-	56,3	63,1	38,5	
64130		27,9	0,20	1,52	0,42	0,035	0,020	0,20	1,36	0,34	0,023	0,026	0,040	86,8	19,4	46,0	64,9	25,7	
64134		24,7	0,22	1,05	0,20	0,035	0,015	0,22	1,36	0,21	0,024	0,023	0,037	36,6	11,5	70,5	67,1	34,3	
54120		28,3	0,21	1,57	0,47	0,038	0,017	0,20	1,44	0,41	0,025	0,020	0,031	100,0	14,1	29,2	70,6	47,4	
44152		26,8	0,22	1,65	0,45	0,039	-	0,22	1,27	0,29	0,023	0,019	0,028	99,3	-	-	78,2	51,3	
94058		29,1	0,21	1,45	0,20	0,039	-	0,22	1,38	0,21	0,023	0,025	0,034	40,4	-	-	69,5	35,9	
Средн.	по 34 плавкам с раскислением SiMn + FeSi 45%	27,6	0,19	1,36	0,34	0,038	0,017	0,21	1,30	0,31	0,022	0,021	0,034	71,5	16,1	49,4	72,8	45,7	
Средн.	по 10 плавкам с раскислением SiMn + FeSi 45%	28,4	0,18	1,48	0,43	0,037	0,013	0,21	1,26	0,33	0,020	0,019	0,032	88,4	10,3	64,9	74,7	48,5	
Средн.	по 22 плавкам с раскислением SiMn+FeMn+FeSi 45%	27,3	0,20	1,33	0,32	0,038	0,021	0,20	1,32	0,30	0,022	0,021	0,036	66,3	20,3	41,5	71,7	44,6	

*) Si - в печи после раскисления; Al - в готовой стали.

степень усвоения кремния по сравнению с действующей технологией на 21,52 % абс.(43,06 % отн.), снижается расход ферросилиция на 2,1–4,2 кг/т (16,1–32,2 %), марганецсодержащих ферросплавов на 1,1–2,6 кг/т (6–14 %). Кроме того, на сравнительных плавках иногда отмечаются выпадения по химическому составу готовой стали.

По приведенным данным усвоение алюминия из ферроалюминия в среднем составило 16,1 %, а содержание в металле составляло 0,008–0,060 % (в среднем 0,019 %). На всем протяжении доводки металла содержание алюминия устойчиво составляло 0,010–0,020 % и перед выпуском в среднем составляло 0,019 %. Низкое усвоение алюминия из ферроалюминия отчасти можно объяснить следующим.. Как указывалось выше, рафинировочные шлаки имеют значительное содержание оксида железа (после раскисления до 2 %), кроме того, перед вводом раскислителей сталеплавильная ванна имеет высокую окисленность. Следовательно, ферроалюминий, угоряя, снижает и стабилизирует на низком уровне окисленность металла.

С целью определения распределения элементов по объему ковша на плавке 64062 по ходу разлива были отобраны пять проб стали на химический анализ (на шести горизонтах по высоте ковша). Полученные результаты приведены в таблице 5.27 (1 – начало разлива, 6 – конец разлива).

Таблица 5.27. Распределение элементов по объему ковша

№ пробы	Химический состав стали, %						
	C	Mn	Si	P	S	Al	Ti
1	0,22	1,20	0,26	0,020	0,019	0,035	0,004
2	0,21	1,15	0,26	0,018	0,017	0,034	0,004
3	0,21*	1,15	0,26	0,017	0,017	0,036	0,004
4	0,20	1,11	0,26	0,018	0,019	0,034	0,004
5	0,21	1,15	0,26	0,017	0,017	0,035	0,004
6	0,21	1,16	0,26	0,018	0,018	0,034	0,004

*) – ковшевая проба.

Приведенные данные свидетельствуют о равномерном распределении всех элементов по объему ковша.

На плавке 64066 по аналогичной методике были отобраны три пробы. Химический анализ показал идентичность результатов (содержание алюминия во всех пробах составило 0,034–0,035 %). В дальнейшем на плавках, проводимых по первому этапу исследований, пробы по ходу раз-

ливки не отбирали.

Затраты на раскисление и легирование при использовании разработанных технологий на 10,20–25,06 грн/т (2,02–4,96 долл. США/т) ниже по сравнению с действующей технологией.

Наиболее выгодной с экономической точки зрения является следующая технология раскисления: предварительное раскисление жидкой стали в печи ферроалюминием, затем раскисление в печи ферросиликомарганцем, без использования ферромарганца для получения заданного содержания марганца, раскисление кремнистыми ферросплавами в печи и ковше и окончательная обработка стали в ковше алюмокальциевой порошковой проволокой.

В таблице 5.28 представлены показатели по разливке опытных плавок, из которых следует, что опытный металл, в основном, разливался удовлетворительно.

Таблица 5.28. Показатели разливки опытных плавок

№ плавки	Продолжительность заливки форм, с	Открытие стопора на 1-й форме	Промывка стакана	Примечание
64062	34–45	без веера	нет	металл холодный, 9 т слито
64066	34–52	без веера	нет	
64070	33–50	без веер	–	
64075	37–47	без веера	нет	
64077	29–55	без веера	есть	
64082	30–45	без веера	нет	
64087	30–55	без веер	нет	
44096	36–45	без веера	нет	
44101	29–50	без веера	нет	
64091	31–50	без веера	нет	

5.7.4. Технологические особенности раскисления стали порошковой проволокой

Как отмечалось, расход кальцийсодержащих материалов для обеспечения модифицирования неметаллических включений с учетом степени усвоения кальция (примерно 15 %) должен составлять 0,14–0,17 кг/т по кальцию.

Учитывая вышеприведенные данные, расход порошковой алюмокальциевой проволоки (кальция 48 г/м, алюминия 108 г/м) для достижения оптимальных результатов по раскислению, легированию и модифицированию стали в условиях сталеплавильного цеха ОАО "КСЗ" ориентировочно должен составлять 90–110 м.

Как указывалось ранее, алюмокальциевую проволоку вводили в ковш

после выпуска плавок. По визуальной оценке (бурление металла) и с учетом проведенных предварительных расчетов определили оптимальную скорость ввода проволоки – 1,7–2,2 м/с. Следует отметить, что вследствие увеличения садки печей, величина свободного борта наполненного ковша составляет 50–100 мм. Однако, даже в этих условиях, выплесков металла при указанной скорости ввода проволоки не наблюдалось. Снижать скорость ввода ниже 1,7 м/с не рекомендуется, так как это приведет к растворению проволоки в верхних слоях металла и повышенному угару кальция. В таблице 5.29 приведены данные по содержанию и усвоению кальция при раскислении алюмокальциевой проволокой и кусковым силикокальцием.

Из приведенных данных следует, что степень усвоения кальция при использовании алюмокальциевой порошковой проволоки составляет 14,2 (12,6–16,1) % и в 2,15 раза выше, чем при использовании кускового силикокальция.

Усвоение алюминия из проволоки в среднем составило 49,4 %. Приведенные результаты свидетельствуют о стабильном содержании алюминия в готовой стали.

Таблица 5.29. Содержание кальция в готовой стали (ковшовая проба)

№ плавки	Количество введенного кальция, кг/т стали	Содержание кальция в готовой стали, %*	Усвоение кальция, %
опытные плавки			
64062	0,149	0,0024	16,1
64066	0,189	0,0026	13,8
64070	0,190	0,0024	12,6
сравнительные плавки (кусковый силикокальций)			
53811	0,191	0,0012	6,3
83730	0,198	0,0014	7,0

Содержание серы в готовой стали в среднем составило 0,021 % (min – 0,017 %, max – 0,026 %). Степень десульфурации металла в ковше на опытно-промышленных плавках составила 45,7 % (сквозная степень десульфурации – 72,8 %). На сравнительных плавках содержание серы в готовой стали составило 0,022 % (min – 0,017 %, max – 0,030 %). Степень десульфурации металла в ковше на сравнительных плавках составила 43,6 % (сквозная степень десульфурации – 72,0 %). На опытно-промышленных плавках разбег значений по содержанию серы в готовой стали составил 42,8 %, на сравнительных – 59,1 %, что говорит о более стабильном протекании процесса десульфурации при использовании алюмокальциевой проволоки.

5.7.5. Влияние внепечной обработки алюмокальциевой порошковой проволокой на охлаждение металла в ковше

С целью исследования влияния ввода порошковой проволоки на охлаждение металла в ковше на опытных плавках измеряли температуру металла перед вводом проволоки и сразу же после окончания ее ввода (продолжительность ввода проволоки около одной минуты).

Результаты замеров температуры приведены в таблице 5.30.

Таблица 5.30. Снижение температуры жидкого металла при вводе порошковой проволоки

№ плавки	Температура металла, °С		Количество проволоки, м	Снижение температуры, °С
	до ввода	после ввода		
64062	1596	1583	94	13
64066	1588	1574	113	14
64070	1587	1569	120	18
64075	1616	1601	100	15
64077	1601	1589	100	12
64082	1598	1588	90	10
44096	1628	1622	100	6
64087	1615	1606	100	9
44101	1614	1604	100	10
64091	1620	1605	100	15

Приведенные данные свидетельствуют, что снижение температуры стали за счет ввода проволоки составляет 6–18 °С.

В то же время на других металлургических предприятиях при вводе большего количества алюмокальциевой проволоки снижение температуры металла не превышает 1–2 °С.

Реакции взаимодействия кальция и алюминия с металлом протекают с сильным экзотермическим эффектом. Даже, если не учитывать тепловыделения экзотермических реакций, а учитывать только затраты тепла на растворение оболочки (около 17,3 кг при вводе 100 м проволоки), то расчеты показывают, что снижение температуры 30 т жидкого металла не превышает 1 °С. Из опыта работы сталелитейного цеха при превышении температуры металла в ковше, необходимого для разлива стали, для охлаждения в ковш с металлом забрасывают "корни" или стопорные стерж-

ни.

Производственным опытом работы сталелитейного цеха установлено, что при вводе в жидкий металл 100–120 кг "корней" или стержней, температура металла снижается на 10 °С (10–12 кг на 1 °С). Это соответствует величине, полученной нами расчетным путем при охлаждении металла оболочкой проволоки.

Для оценки возможного снижения температуры металла при присадке раскислителей в ковш приводим практические данные по снижению температуры при вводе 1 кг материала на 1 т металла, и при вводе 100 кг в 30-тонный ковш (таблица 5.31).

Таблица 5.31. Снижение температуры металла при вводе в 30-тонный ковш различных ферросплавов

Ферросплав	Снижение температуры, °С	
	при вводе 1 кг материала на 1 т металла	при вводе 100 кг в 30-тонный ковш
ферромарганец	2,74	9,1
ферросиликомарганец	1,70	5,7
ферросилиций 45%	1,03	3,43
ферросилиций 65%	0,53	1,47
Прирост температуры, °С		
алюминий	1,80	6,0
ферросилиций 75%	0,49	1,63

5.7.6. Качество и механические характеристики стали 20ГЛ

В таблицах 5.32–5.34 представлены физико-механические показатели опытно-промышленных и сравнительных плавков.

На рисунке 5.9 представлено частотное распределение ударной вязкости образцов стали 20ГЛ на опытно-промышленных и сравнительных плавках, из которого следует, что на опытных плавках в 63,24 % случаев ударная вязкость выше 6,0 кгс·м/см², в то время как на сравнительных плавках эта величина составляет 43,33 %.

Из приведенных данных видно, что физико-механические характеристики опытно-промышленных плавков стали 20ГЛ соответствуют нормативным требованиям, при этом разбег значений по пределу прочности на опытных плавках составляет 12,4 % против 19,4 % на сравнительных (на опытных ниже на 7,0 %), по относительному удлинению разбег значений составляет 28,7 % отн. на опытных плавках против 33,3 % отн. на сравнительных (на опытных на 4,6 % отн. ниже), по ударной вязкости разбег значений составляет 86,2 % на опытных плавках против 122,4 % на сравни-

тельных (на опытных на 36,2 % ниже). Кроме того, на сравнительных плавках наблюдаются выпадения значений ударной вязкости ниже 2,5 кгс·м/см².

Таблица 5.32. Механические свойства отливок опытных плавков (термообработка – закалка)

№ плавки	Механические свойства				
	предел текучести, σ_T , кгс/мм ²	предел прочности, σ_B , кгс/мм ²	относительное удлинение, δ , %	относительное сужение, ψ , %	ударная вязкость при -60 °С, КСУ, кгс·м/см ²
64062	42	61	28	57	5,0–5,9
64066	45	62	30	59	8,1–9,1
64075	45	64	26	59	6,8–7,4
Среднее значение*	$\frac{44,0}{42,0-45,0}$	$\frac{62,3}{61,0-64,0}$	$\frac{28,0}{26,0-30,0}$	$\frac{58,5}{57,0-59,0}$	$\frac{7,05}{5,0-9,1}$

*) – в числителе – среднее, в знаменателе – min и max.

Таблица 5.33. Механические свойства отливок сравнительных плавков (термообработка – закалка)

№ плавки	Механические свойства				
	предел текучести, σ_T , кгс/мм ²	предел прочности, σ_B , кгс/мм ²	относительное удлинение, δ , %	относительное сужение, ψ , %	ударная вязкость при -60 °С, КСУ, кгс·м/см ²
64063	48	68	21	61	6,1 7,1
64080	49	63	20	52	4,4 4,4
44125	49	67	22	62	5,4 6,0
94042	48	73	27	52	5,1 5,4
94034	48	65	21	53	3,8 5,4
94052	42	69	22	61	5,0 5,1
94056	45,5	64	24	55	5,2 4,5
Среднее значение*	$\frac{47,07}{42-49}$	$\frac{67}{63-73}$	$\frac{22,43}{20-27}$	$\frac{56,57}{52-62}$	$\frac{5,21}{3,8-7,1}$

*) – в числителе – среднее, в знаменателе – min и max.

Таблица 5.34. Механические свойства отливок опытных плавков (термообработка – нормализация)

№ плавки	Механические свойства				
	предел текучести, σ_T , кгс/мм ²	предел прочности, σ_B , кгс/мм ²	относительное удлинение, δ , %	относительное сужение, ψ , %	ударная вязкость при -60 °С, КСУ, кгс·м/см ²
64062	35,5	56	28	56	7,8 7,5
64066	36,5	56	26	54	8,2 8,6
64070	35	54	32	57	8,1 8,8
64075	37	59	30	53	5,1 6,3
64077	37,5	58	26	47	6,1 6,1
64082	37	59	30	53	5,1 6,3
64087	35	56	26	51	8,4 8,7
44096	37	58	29	52	5,7 5,6
44101	34	56	28	59	8,3 8,7
64091	36	54	26	55	6,1 6,4
54087	35	56	26	51	8,4 8,7
44111	38	60	27	56	6,3 7,1
54093	35	53	28	48	3,8 5,1
64106	35	52	32	57	5,1 7,1
54101	35	58	29	50	5,6 6,6
44129	33	54	26	55	7,9 6,6
64116	35	58	28	45	5,4 6,8
44134	40	57	30	54	5,9 5,4
64120	37	57	32	63	7,6 7,6
94044	38	56	27	50	6,0 6,0
44135	36,5	56	28	52	3,8 3,5
94048	34	54	30	53	4,1 3,8
44140	35	56	28	52	4,9 5,9
64125	36,5	56	26	40	6,6 7,0
44145	40	59	27	50	7,6 8,0
54114	35,5	56	26	56	5,2 6,1
94049	37,5	56	28	55	7,3 7,6
44146	35,5	58	26	55	7,7 8,2
44151	35	54	26	59	3,8 4,1
64130	35	58	29	61	8,7 8,3
64134	36	55	28	56	3,8 4,8
54120	39	58	28	61	8,8 9,1
44152	35	55	30	62	6,1 6,3
94058	35	55	24	63	6,6 5,9
Допустимые требования	≥ 35	≥ 50	≥ 20	≥ 20	≥ 2,5
Среднее значение*	$\frac{36,1}{33,0-40,0}$	$\frac{56,3}{52,0-59,0}$	$\frac{27,9}{24,0-32,0}$	$\frac{54,1}{40,0-63,0}$	$\frac{6,5}{3,5-9,1}$

*) – в числителе – среднее, в знаменателе – min и max.

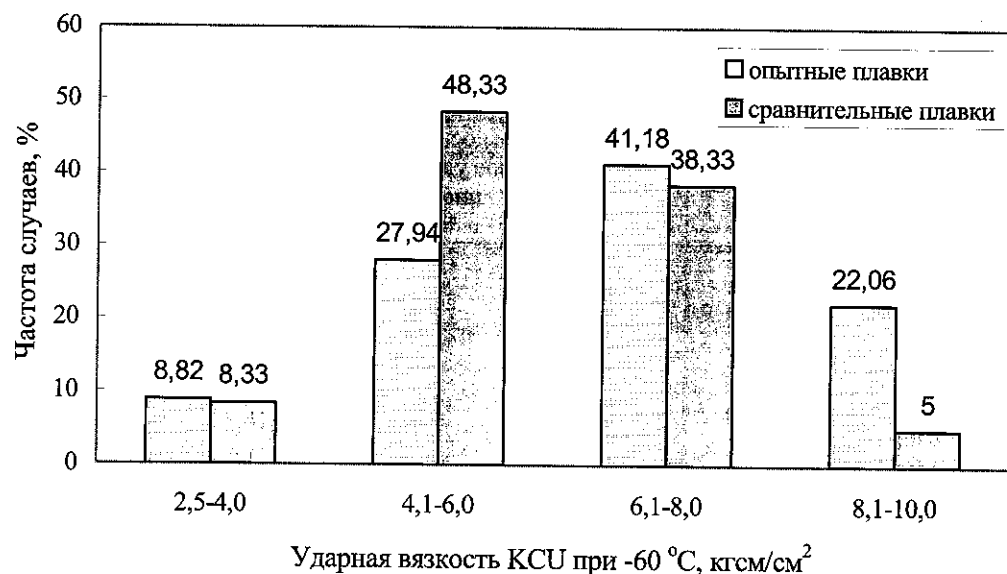


Рис. 5.9. Частотное распределение ударной вязкости

Микроструктура на опытно-промышленных плавках в основном феррито-перлитная, мелкозернистая с перлитной сеткой, зерно равноосное, величина зерна 7, 8, 9 наблюдается на 84 % плавков. В целом микроструктура удовлетворительная.

Неметаллические включения (сульфиды, оксиды, оксисульфиды) на исследованных 12 плавках наблюдаются мелкие, округлые, глобулярной формы, дезориентированные и в виде скоплений.

В настоящее время в сталеплавильном цехе ОАО "Кременчугский сталелитейный завод" стационарно установлены два технологических комплекса для ввода порошковой проволоки с частотным преобразователем производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"». С использованием разработанной технологии производится около 20 тыс. т стали ежемесячно.

Глава 6. РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫЕ МЕТАЛЛЫ В СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

6.1. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ДЛЯ МИКРОЛЕГИРОВАНИЯ И МОДИФИЦИРОВАНИЯ ЖИДКОЙ СТАЛИ

Характерной особенностью РЗМ является их высокое химическое сродство к вредным примесям таким, как кислород, сера, азот, цветные металлы. Влияние РЗМ проявляется как в снижении содержания этих примесей в стали, так и в переводе их из активных форм в пассивные, что способствует очищению границ зерен.

Редкоземельные элементы имеют высокие температуры кипения по сравнению с кальцием (церий – 3600 °C, лантан – 4315 °C), а кальций – 1485 °C. Кроме того, растворимость РЗМ в жидком железе (по сравнению с кальцием) неограниченна. Давление паров при сталеплавильных процессах у РЗМ на порядки ниже, чем у кальция. За счет этого РЗМ могут сохраняться в расплаве в эффективных концентрациях длительное время, взаимодействуя с вредными примесями не только в момент ввода, но и в интервале охлаждения, кристаллизации и фазовых превращений. В то же время низкая растворимость РЗМ в твердой стали требует поддержание их усвоения в расплаве под строгим контролем, так как если количество РЗМ превышает необходимое для полной реакции с кислородом и серой, то остаточный РЗМ может выделяться по границам зерен в виде эвтектики с температурой плавления ниже температуры прокатки [244].

Все РЗМ образуют трехвалентные окислы типа R_2O_3 . Когда РЗМ вводится в не полностью раскисленную сталь могут образовываться оксисульфиды типа R_2O_3S , которые более стабильны, чем чистые сульфиды. При этом продукты реакции имеют высокую плотность и находятся в твердом состоянии при температурах внепечной обработки стали, что затрудняет их удаление в шлаковую фазу. Поэтому предпочтительней использовать сплавы РЗМ и кальция, обеспечивающие при взаимодействии с жидкой сталью образование жидких комплексных оксидных или оксисульфидных включений с пониженной плотностью, способных к коагуляции и всплыванию в шлаковую фазу. Комплексное использование кальция и РЗМ обусловлено также тем, что при температурах внепечной обработки стали у чистого кальция высокая упругость паров и низкая растворимость, снижающая эффективность его использования, а РЗМ имеют низкую упругость паров и практически полную растворимость в жидком железе.

Проведенные Ю.А. Шульте [245] исследования в лабораторных и промышленных условиях по раскислению и модифицированию различных марок сталей и чугунов для отливок показали высокую эффективность использования РЗМ в виде различных ферросплавов, в том числе содержащих

(кроме кремния) барий, кальций и др. Обычно содержание РЗМ в этих ферросплавах составляло 20–40 %, остальное – кремний, барий, кальций, железо и др. Такие ферросплавы с РЗМ имеют температуру плавления 1180–1240 °С. Сравнительно низкая температура плавления обеспечивает высокую технологичность процесса раскисления. Эти ферросплавы быстро растворяются и хорошо усваиваются жидким металлом. Повышение эффективности использования РЗМ достигается предварительным раскислением расплава алюминием. Отмечается также, что усвоение РЗМ в случае использования ферросплавов РЗМ в 1,5–3,0 раза выше в сравнении с применением чистых РЗМ.

Авторами работы [246] получена зависимость степени усвоения РЗМ сталью от его содержания в комплексном сплаве (рис 6.1). Из представленной зависимости видно, что с увеличением содержания РЗМ в сплаве величина усвоения его резко снижается – при увеличении содержания РЗМ в сплаве с 10 до 80% усвоение уменьшается с 70 до 30%.

Исходя из вышесказанного, наиболее эффективным с экономической и технологической точек зрения представляется использование комплексного сплава с содержанием 10–15% РЗМ, 10–15% кальция и 40–50% кремния. При этом для обеспечения стабильно высокого уровня усвоения, как РЗМ, так и кальция, что напрямую связано со снижением расхода материалов и стабильным обеспечением заданных физико-механических характеристик, предпочтительней использовать комплексный модификатор с РЗМ в виде порошковой проволоки.

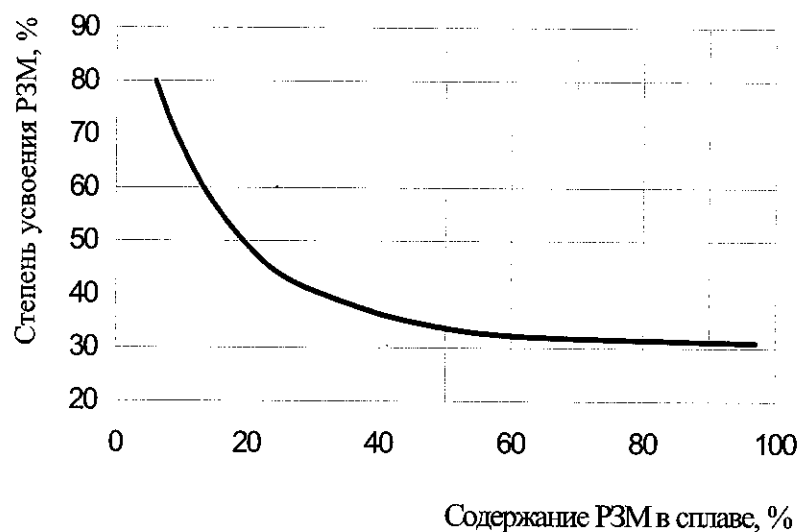


Рис. 6.1. Влияние содержания РЗМ в комплексном сплаве на степень усвоения РЗМ сталью

По химическому сродству к кислороду РЗМ превосходят алюминий,

и поэтому являются активным деоксидатором стали. При этом форма оксидов вместо остроугольной становится округлой. РЗМ оказывают заметное влияние на поверхностное натяжение жидкой стали. При повышении поверхностного натяжения и соответственно межфазного натяжения происходит минимальная адсорбция вредных примесей при кристаллизации стали, что дает возможность получить литой металл с чистыми границами зерен и высокой пластичностью.

В черной металлургии РЗМ используются для раскисления и легирования стали самого различного сортамента и назначения. В работе [247] показано, что присадки РЗМ в стали марок X17H13M3T и X243H28M3D3T повышают их пластичность в горячем состоянии, а также улучшают показатели аргоно-дуговой сварки коррозионных сталей.

Очищая сталь от вредных примесей, РЗМ снижают анизотропию механических характеристик стали, а также улучшают ее литейные свойства. Основными литейными свойствами, определяющими формирование качественных отливок, являются жидкотекучесть, условия питания и трещиностойчивость отливок. Обеспечивая снижение содержания общего количества неметаллических включений в стали, РЗМ способствуют улучшению ее жидкотекучести.

Присадка РЗМ в жидкую сталь изменяет характер кристаллизации слитка, очищая межзеренные границы и обеспечивая формирование мелкодисперсной дендритной структуры.

Авторами работы [248] проведены исследования по влиянию присадок РЗМ в количестве 0,6–0,8 кг/т стали в кристаллизатор при разливке углеродистой и низколегированной сталей (СтЗсп, 09Г2С, 17Г1СУ и др.) в слябы сечением 300×1850 мм, 250×1650 мм. Электроннолитическое исследование образцов и количественный анализ неметаллических включений показали, что объемный процент сульфидов уменьшается в 1,5–6,0 раз, оксисульфидов в 2,0–4,0 раза, общее содержание неметаллических включений в осевой зоне снижается в 2,0–3,0 раза, при этом количество Al_2O_3 уменьшается более чем в 5,0 раз. Формирование неметаллических включений в осевой зоне благоприятной формы позволят значительно сократить дефекты в центральной зоне опытных слябов, где металл значительно плотнее по сравнению с обычным. Точечная неоднородность в опытных слябах также слабо развита и располагается на расстоянии 30 мм от поверхности слябов в виде рассредоточенных точек. Ударная вязкость при отрицательных температурах увеличивается на 10–20%, порог хладноломкости снижается на 10–30 %, повышаются пластические свойства образцов, вырезанных вдоль и поперек прокатки на 20–25 %. Обеспечивается стабильное повышение всего комплекса технологических, физико-химических и эксплуатационных свойств металла, разливаемого в слябы на МНЛЗ. Опытный металл отличается мелкозернистостью и увеличенной плотностью дендритов, зона столбчатых дендритов сократилась на 20–80

мм, длина осей дендритов уменьшилась в 5–20 раз, макроструктура листов опытного металла отличалась большей плотностью. Эти показатели особенно выделяются при производстве листов толщиной более 40 мм.

Механизм повышения трещиностойкости отливок при обработке стали РЗМ объясняется снижением величины температурного интервала хрупкости и повышением пластичности металла в этом интервале. При этом величина пластической деформации зависит от размеров первичного зерна и чистоты границ по вредным примесям.

Установлено, что в перлитных сталях горячие трещины зарождаются по границам первичных зерен. Можно предположить, что в интервале кристаллизации в стали с мелкими первичными зёрнами взаимное перемещение последних развивается сильнее, чем в стали с крупными кристаллами. При замене столбчатой структуры на равноосную требуется значительно меньше жидкой фазы для устранения блокировки и заклинивания кристаллов. В этом случае верхняя граница температурного интервала хрупкости понижается [249].

Так как равноосное зерно предпочтительней для развития межзеренной деформации, измельчение зерна и замена столбчатой структуры на равноосную должны расширить температурный интервал хрупкости в сторону более низких температур. Известно, что у всех сплавов влияние формы и размера зерна на пластичность сильнее проявляется возле верхней границы температурного интервала хрупкости, где больше возможность развития межзеренной деформации.

Существенное влияние на образование горячих трещин оказывают неметаллические включения и вредные примеси. Располагаясь на границах, включения препятствуют взаимному перемещению зерен при затвердевании, в результате чего около них возникают концентрационные напряжения и зарождаются микротрещины. Особенно вредное влияние оказывают крупные неметаллические включения неправильной формы. В рассматриваемом плане РЗМ кроме модифицирующего действия обладают способностью очищать границы зерен от вредных примесей, снижая интервал хрупкости.

С.Л. Чистяков и С.К. Филатов [250] обобщили имеющиеся данные о применении РЗМ при выплавке коррозионных сталей и отмечают, что оптимальной является присадка РЗМ в печь перед выпуском плавки в количестве 1,5–2,0 кг на 1 т стали. Обязательным условием является раскисление стали алюминием (или силикокальцием) перед вводом РЗМ. Для лучшего всплывания продуктов раскисления стали РЗМ рекомендуется в ковш присаживать силикокальций.

Рентгеноспектральный микроанализ неметаллических включений в стали с присадкой РЗМ, выполненный Х.А. Сеппель [251], подтвердил, что в случае ввода в сталь РЗМ образуются новые виды неметаллических включений, представляющие оксисульфиды РЗМ переменного состава:

$n(\text{PZM})_x\text{S}_y \cdot m(\text{PZM})_n\text{O}_y$. При добавке РЗМ в количестве до 0,15% в стали преобладают окисные, а свыше этого количества – оксисульфидные включения.

На Челябинском трубопрокатном заводе производили выплавку трубных сталей 20ФА и 13ХФА с использованием технологии "позднего" (по ходу разливки) модифицирования комплексным модификатором системы Fe-Si-Mg-Ca-PZM-Al марки INSTEEL-5 с расходом 1 кг модификатора на 1 т стали [252]. Содержание кальция в готовом металле составило 20–25 ppm, содержание РЗМ – (Ce + La) – 50–80 ppm. В готовом металле (пробы от проката) отмечено снижение содержания серы и фосфора на 0,004 и 0,002 % абс. соответственно, что связано, скорее всего, с образованием при обработке металла РЗМ-модификатором комплексных соединений с серой и фосфором, которые достаточно эффективно удалялись из металла в изложнице.

В модифицированном металле обнаружены комплексные оксисульфидные неметаллические включения вытянутой чечевицеобразной формы, равномерно располагающиеся по всему объему металла. После обработки стали модификатором загрязненность металла строчечными оксидными включениями снизилась с 2,0 до 1,1 балла. Получено также повышение ударной вязкости (на образцах KCV при – 50 °С) модифицированного металла по сравнению с обычным в среднем с 1,45 до 1,80 МДж/м².

Отсутствие в опытном металле блистирингов (микротрещин) и снижение общей скорости коррозии с 0,62 до 0,50 мм/год свидетельствует о значительном (~ 20 %) повышении коррозионных свойств металла. Отмечено также повышение стойкости опытного металла к сульфидному и водородному растрескиванию.

Исследовалось [253] влияние обработки РЗМ-модификаторами флокеночувствительной мартеновской стали 40ХН. Определено, что при оптимальном микролегировании РЗМ (0,004–0,006 % Се в готовом металле) сталь становится флокеностойкой, исключается концентрационное локальное пересыщение церием (отсутствует цериевая неоднородность), а водород находится в химически связанном состоянии как в твердом растворе, так и в составе неметаллических включений типа оксигидридных фаз.

На основании вышеизложенного можно сделать вывод, что высокая эффективность влияния РЗМ на свойства стали обусловлена их благоприятным воздействием на состав, тип, форму, количество и равномерность распределения образующихся неметаллических включений, существенным улучшением макро- и микроструктуры заготовки, снижением физической и химической неоднородности, обеспечением повышенной плотности и дисперсности кристаллической структуры во всех зонах литой заготовки, в том числе малого сечения, а также снижением содержания серы в стали. Получение непрерывнолитой заготовки повышенного качества может быть

достигнуто без увеличения затрат, с тенденцией к снижению себестоимости. Обработка жидкой стали РЗМ-содержащими лигатурами или комплексными сплавами (модификаторами) является эффективным способом повышения уровня практически всех ее свойств, снижением макро- и микронеоднородности структуры, улучшения качества и надежности отливок.

6.2. ПОВЕДЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ РАСПЛАВАХ

В этом разделе рассмотрены вопросы взаимодействия редкоземельных металлов с основными элементами, содержащимися в стали, термодинамические условия образования редкоземельных включений в жидком металле и возможность взаимодействия РЗМ с оксидами металлов, содержащимися в огнеупорах и шлаке.

РЗМ принадлежат к числу элементов подгруппы IIIA периодической системы Д. И. Менделеева и имеют атомные номера 57–71. Среди РЗМ около 70 % приходится на церий, лантан, празеодим и неодим, представляющих по свойствам особый интерес для металлургии. Эти металлы при относительно низкой температуре плавления имеют высокую температуру кипения и повышенную плотность (таблица 6.1).

Таблица 6.1. Основные характеристики РЗМ

Металл	Атомный номер	Атомный вес	r , нм	ρ , г/см ³	$P_{пл}$, Па при 1600 °С	$T_{пл}$, °С	$t_{кип}$, °С	Q , кДж/г-ат	ΔH° при 298 К, кДж/моль
La	57	138,691	18,77	6,166	0,237	920	3454	6,210	431,0
Ce	58	140,2	18,24	6,771	6,093	798	3257	5,187	466,0
Pd	59	140,907	18,28	6,712	11,146	931	3212	6,910	324,1
Nd	60	144,24	18,22	7,003	15,732	1016	3127	7,140	372,3

Примечание: r – радиус; ρ – плотность; $P_{пл}$ – давление паров; $t_{кип}$ – температура кипения; Q – теплота плавления; ΔH° – теплота сублимации.

6.2.1. Взаимодействие редкоземельных металлов с основными элементами, содержащимися в стали

РЗМ–железо. Двойные диаграммы состояния подробно описаны в ряде работ [254–259]. Почти все диаграммы содержат от двух до пяти соединений. Согласно этим работам, не вызывает сомнений существование двух интерметаллических соединений, имеющих формулы типа $CeFe_2$ и $CeFe_5$, которые плавятся инконгруэнтно при температурах 773 и 1060° С.

Церий и железо при содержании церия около 90 % образуют эвтектику с температурой плавления 595° С.

По системе лантан–железо имеются противоречивые результаты. В ранней работе Е.М. Савицкого [259] показано существование в системе двух соединений $LaFe_2$ и $LaFe_5$. Позднее он [256] отмечает, что из всех РЗМ только лантан не образует соединений с железом и при содержании лантана 96,4 % образуется эвтектика с температурой плавления 785° С. В то же время Фишер и Бертрам [260] считают, что самыми богатыми железом интерметаллическими фазами являются $CeFe_3$ и $LaFe_5$.

РЗМ полностью растворимы в жидком железе. О растворимости РЗМ в твердом железе имеются различные данные. Согласно данным работы [263], растворимость церия в α -железе при 600° С составляет 0,35–0,40%; по более ранним данным [262], растворимость церия в железе менее 0,1%. Е. М. Савицкий [256] указывает, что растворимость редкоземельных элементов друг в друге незначительна, а в железе не более 0,5%. При этом, согласно данным работы [254], от лантана к неодиму растворимость увеличивается. Так, растворимость лантана в α -железе < 0,1%, а церия около 0,4% [260]. Низкая растворимость РЗМ в твердой стали приводит к необходимости поддерживать их усвоение в расплаве под строгим контролем. Если РЗМ добавляют в количестве, превышающем необходимое для полной реакции с кислородом и серой, остаточные РЗМ выделяются по границам зерен, где имеют тенденцию образовывать эвтектику с температурой плавления ниже температуры прокатки.

РЗМ–углерод. В системах РЗМ с углеродом образуется несколько соединений: Re_3C , Re_2C_3 , ReC_2 . Карбиды РЗМ имеют высокие температуры плавления, составляющие более 2000° С. Наиболее часто в этой системе наблюдают соединение – дикарбид РЗМ.

РЗМ–кислород. Все РЗМ образуют трехвалентные окислы типа Re_2O_3 . Некоторые из них могут образовывать окислы типа ReO и ReO_2 . Окислы ReO_2 образуют только церий и празеодим. Ряд промежуточных и нестехиометрических окислов наблюдается в системах кислорода с церием, празеодимом и др. Некоторые свойства окислов РЗМ приведены в таблице 6.2.

РЗМ–сера. В этой системе образуются сложные диаграммы состояния с наличием трех–четырёх химических соединений (рис. 6.2). Соедине-

ние Re_2S_3 имеет четыре модификации. Кроме указанных соединений, РЗМ образуют с серой и другие соединения и окисульфиды состава Re_2O_2S . Сульфиды Ce_3S_4 и Ce_2S_3 изоморфны и образуют непрерывный ряд твердых растворов.

Таблица 6.2. Характеристики соединений РЗМ с кислородом и серой

Соединение	Плотность, г/см ³	Тпл, °С	-ΔH° при 298 К, кДж/моль	Соединение	Плотность, г/см ³	Тпл, °С	-ΔH° при 298 К, кДж/моль
Оксиды				Сульфиды			
Ce ₂ O ₃	6,87	1690	1860	La ₂ S ₃	4,91	2100	1500
CeO ₂	7,20	1950	1100	Pr ₂ S ₃	5,27/6,6	1795	-
La ₂ O ₃	6,56	2250±4	1840	Nd ₂ S ₃	5,40	2200	1225
Nd ₂ O ₃	7,28	0	1850	Ce ₃ S ₄	-	2080±30	1810
Pr ₂ O ₃	6,90	2291±2	1870	La ₃ S ₄	-	2100	-
PrO ₂	-	0	996	Pr ₃ S ₄	-	2100	-
		2200		Nd ₂ S ₄	-	2040	-
Сульфиды				Окисульфиды			
CeS	5,98	2450	505	Ce ₂ O ₂ S	6,0	1950	1840
LaS	5,86	1970	-	La ₂ O ₂ S	5,8	1940/198	-
PrS	6,03	2230	-	Pr ₂ O ₂ S	6,21	2	-
NdS	6,36	2140	-	Nd ₂ O ₂ S	6,50	-	-
Ce ₂ S ₃	5,20	2149	1258			1990	-

РЗМ-азот. Построены диаграммы для церия в интервале концентраций до 10% N, т. е. до соединения CeN. Температура плавления нитридов церия 2600° С. Для других РЗМ установлено существование нитридов, соответствующих составу ReN. Нитрид LaN₂ обнаружен Фишером и др. [254, 260] с произведением растворимости [% La] · [% N]² = 1,0 · 10⁻⁵.

Согласно данным, приведенным на рис.6.2, при низких температурах изменение ΔG° составляет относительно высокую величину, но наличие в стали алюминия должно предотвращать развитие процесса нитридообразования РЗМ.

РЗМ-свинец. Диаграмма состояния показывает, что соединения церий-свинец имеют температуру плавления намного выше, чем свинец и церий в отдельности, а некоторые соединения – выше температуры прокатки обычных сталей. Диаграммы состояния РЗМ с мышьяком, сурьмой и оловом показывают также относительно высокие температуры плавления. Поэтому вредное влияние этих легкоплавких металлов на свойства сталей должно снижаться при вводе РЗМ.

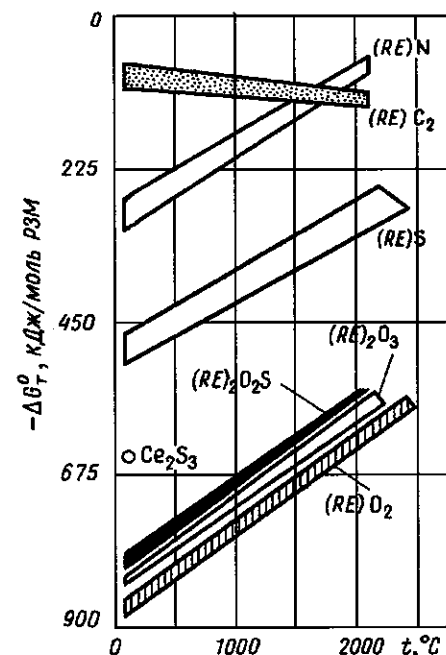


Рис. 6.2. Свободная энергия образования соединений РЗМ (значения отрицательные) [256]

РЗМ-алюминий. Диаграммы состояния РЗМ-алюминий относятся к эвтектическому типу с наличием от двух до шести химических соединений. Соединения $ReAl_2$, найденные во всех системах РЗМ, имеют наиболее высокие температуры плавления (1420-1465° С) [258].

РЗМ-кремний. В системах РЗМ с кремнием обнаружено от двух до пяти соединений. Все элементы цериевой подгруппы образуют в основном аналогичные соединения [254]. Почти во всех системах установлены соединения Re_5Si_3 , а также $ReSi_2$ (в $CeSi_2$ содержится 28,6% Si). Температура плавления дисилицидов РЗМ примерно 1500° С.

РЗМ-кальций. С церием, лантаном и неодимом кальций образует диаграммы состояния с широкими областями несмешиваемости в жидком и твердом состояниях и небольшой растворимостью друг в друге, равной 0,2-0,5% при комнатной температуре. С повышением температуры до эвтектической растворимость повышается (1-2%).

РЗМ-магний. Установлено три химических соединения, которые соответствуют структурным формулам $ReMg$, $ReMg_2$ и $ReMg_3$. Кроме известных ранее трех соединений, для всех РЗМ цериевой подгруппы установлены дополнительно сложные соединения, отвечающие составам $ReMg_{12}$ или $ReMg_{17}$.

6.2.2. Термодинамические условия образования редкоземельных включений в жидком металле

РЗМ имеют высокое сродство с кислородом и серой (рис. 6.2). Однако необходимы четкие представления об этих взаимодействиях. Недостаточное использование данных о сродстве кислорода с серой может привести к затруднениям вследствие больших колебаний в усвоении РЗМ при различных способах ввода в жидкую сталь, степени ее окисленности и большой склонности РЗМ к повторному окислению при контакте с атмосферой, огнеупорами, шлаком.

Исследования свободной энергии для различных редкоземельных соединений дают возможность сделать некоторые предположения о взаимодействии РЗМ с кислородом и серой. Большинство результатов согласуются с теоретическими предпосылками, тогда как другие не совпадают, и, наконец, иногда обнаруживаемым включениям трудно дать объяснения на основе термодинамических соотношений. Для эффективного применения РЗМ необходимо ясно представлять условия для образования тех или иных соединений, виды включений РЗМ и последовательность их формирования. По приведенным данным можно предположить следующую последовательность образования: оксиды, оксисульфиды, соединения Re_xS_y и ReS ; затем редкоземельные соединения мышьяка, свинца, сурьмы, нитриды и, наконец, редкоземельные карбиды.

6.2.3. Формирование редкоземельных оксидов

Учитывая, что основные редкоземельные элементы (Ce, La, Nd, Pr) ведут себя при реакции с кислородом одинаково, можно ограничиться рассмотрением окислительной способности церия и лантана. Для церия и лантана И. С. Куликов приводит следующие зависимости [263]:

$$\lg K'_{Ce_2O_3} = -75040/T + 23,137, \quad (6.1)$$

$$\lg K'_{La_2O_3} = -70270/T + 21,140. \quad (6.2)$$

Параметры взаимодействия при 1600°: $\epsilon_O^{Ce} = -670$; $\epsilon_O^{La} = -552$; $e_O^{Ce} = -1,16$; $e_O^{La} = -0,97$.

Оптимальные концентрации церия и лантана при 1600°С с использованием приведенных данных составляют 0,25 и 0,30%; минимальные концентрации кислорода при этом равны соответственно $1,4 \cdot 10^{-5}$ и $1,5 \cdot 10^{-5}$ (по массе).

По экспериментальным данным В. И. Явойского др., для константы раскисления железа лантаном предложено уравнение [264]:

$$\lg K_{La_2O_3} = -56300/T + 11,09. \quad (6.3)$$

Константа по уравнению (6.3) на три порядка меньше расчетной по уравнению (6.2), что, по соображениям авторов работы [263], является чрезмерно низким значением. Однако для бесконечно разбавленного раствора получена константа равновесия $a_{Ce}^2 a_O^3 = 3,0 \cdot 10^{-21}$, а по этим данным константа раскисления $K'_{Ce_2O_3} = [\% Ce]^2 [\% O]^3 = 1,0 \cdot 10^{-20}$ и соответствующая концентрация растворимого кислорода $< 0,0001\%$ [254].

Отметим, что свободная энергии образования CeO_2 по абсолютной величине на 10–15% выше, чем свободная энергии образования Ce_2O_3 и при температурах жидкой стали с точки зрения термодинамики образование первых соединений предпочтительнее.

6.2.4. Формирование редкоземельных сульфидов

Получены следующие значения свободной энергии образования сульфидов при 1900 К [254]:

для LaS – 320000 Дж/г-атом; для CeS – 364650 Дж/г-атом; для Ce_3S_4 – 420240 Дж/г-атом; для Ce_2S_3 – 442680 Дж/г-атом.

По мере уменьшения содержания серы в стали состав сульфидной фазы может изменяться от Re_2S_3 до Re_3S_4 и далее до ReS . В промышленных сталях преобладают сульфиды Re_3S_4 – ReS .

По константе равновесия $K = 3,0 \cdot 10^{-6}$, вычислена константа $\hat{E}'_{CeS} = 1,0 \cdot 10^{-5}$. В последнее время изучена реакция Ce–S в ряде лабораторных и производственных исследований. При 1600° С в глиноземистом тигле, покрытом слоем CeS, получили $\hat{E}'_{CeS} = [\% Ce] [\% S] = 2,4 \cdot 10^{-5}$ [254].

Равновесие между церием и серой в жидкой стали исследовали Эдзима и др. также в глиноземистом тигле, покрытом порошком CeS [254]. Определены следующие параметры взаимодействия:

$$\hat{a}_S^{Ce} = -13,6 (1550^\circ C); -9,1 (1600^\circ C); -7,5 (1650^\circ C).$$

Пренебрегая величинами \hat{a}_{Nd}^{Ce} и \hat{a}_S^S , получим

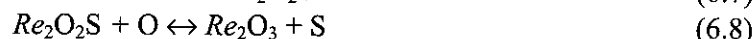
$$\lg K = K' + \hat{a}_S^{Ce} ([\% Ce] + 4,37[\% S]). \quad (6.4)$$

Экспериментально определено значение $K'_{1600} = -4,624 + 9,1([\% Ce] + 4,37[\% S])$ при $[\% Ce] + 4,37 [\% S] \leq 0,14$, где 4,37 равно отношению атомных весов церия и серы.

Установлено, что сульфидная фаза в диапазоне Ce_2S_3 $[\% Ce] + 4,37 [\% S] = 0,02$ – $0,16$ при 1550–1650°С состоит из CeS_{TB} ; фаза Ce_2S_3 при $[\% Ce] \geq 0,005$ % отсутствует. Получено уравнение для свободной энергии растворения церия: $\Delta G^\circ = -4900 - 16,0T$; из этого уравнения следует, что $\gamma_{Nd}^0 = 0,021$.

6.2.5. Условия формирования комплексных редкоземельных оксисульфидов

В настоящее время достаточно хорошо установлено наличие оксисульфидных включений Re_2O_2S . Свободная энергия образования оксисульфидов всего на 42,7 кДж больше, чем для окислов при 1650° С, и поэтому, если при реакции кислорода с РЗМ не образуется Re_2O_3 , то вполне вероятно, что образуется оксисульфид. При вводе РЗМ в расплав, содержащий растворенные кислород и серу, могут протекать реакции последовательно и параллельно с образованием оксидов, сульфидов и оксисульфидов:



Один из способов определения последовательности формирования редкоземельных включений с использованием термодинамических зависимостей предложили Лю и Маклин [254].

Для равновесия оксид-оксисульфид константа K_{O^S} составляет $10^6/10^5 = 10^1$; тогда содержание серы в металле должно превышать содержание кислорода в десять раз [254]. Аналогично для равновесия сульфид-оксисульфид содержание серы должно превышать содержание кислорода в 100 раз.

На рис. 6.3 изображено несколько возможных путей реакции раскисления и десульфурации в зависимости от начальных концентраций кислорода и серы в металле [254].

Если исходное содержание $[S]_{исх} < 10[O]_{исх}$, то реакция начинает протекать в зоне оксидов (точка А). По мере выделения Re_2O_3 содержание кислорода уменьшается без изменения содержания серы до точки В. В этой точке начинает выделяться из расплава оксисульфид. Состав расплава будет пересекать зону оксисульфида в направлении линии ВС, наклон которой определяется стехиометрическим отношением кислород-сера для выделения оксисульфида.

В точке С концентрации серы и кислорода составляют 227 и 2,27 миллионных долей (ppm или млн⁻¹) соответственно. Затем одновременно выделяются оксисульфид и сульфид-фигуративная точка состава расплава перемещается вдоль линии СЕ. Если исходное содержание серы превышает исходное содержание кислорода более чем в 10 раз, но менее чем в 100 раз, то будет выделяться оксисульфиды РЗМ (точка F). Если уменьшить содержание кислорода до соответствующей точке G, то одновременно будут выделяться сульфиды и оксисульфиды до тех пор, пока не будет дос-

тигнут конечный уровень серы $[S]_{кон}$, в данном случае – в точке H.

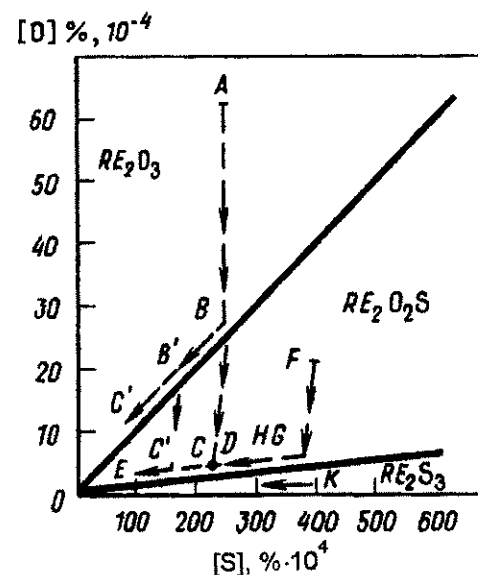


Рис. 6.3. Последовательность образования включений оксидов, оксисульфидов и сульфидов РЗМ в зависимости от исходных содержаний кислорода и серы в стали

При глубоком раскислении перед присадкой РЗМ (когда $[S]_{исх}$ и $[S]_{кон}$ больше $[O]_{исх}$ будет выделяться сульфидная фаза по линии К. Если $[S]_{исх}$ больше $100[O]_{исх}$, но $[S]_{кон}$ меньше $100[O]_{исх}$, то за выделением сульфида последует выделение сульфида и оксисульфида, и конечный состав расплава будет соответствовать равновесию оксисульфид-сульфид.

Конечное содержание серы определяется начальными условиями в расплаве и количеством присадки РЗМ. При соответствующих концентрациях $[S]_{кон}$ и кислорода следует ожидать образования включений, состоящих из оксисульфидного ядра, окруженного сульфидом РЗМ.

6.2.6. Взаимодействие РЗМ с оксидами металлов

В данном разделе проанализирована вероятность взаимодействия редкоземельных металлов (лантана и церия) с оксидами металлов, содержащимися в огнеупорах и шлаке, при температурах металлургических расплавов. Для расчетов использовались данные из справочника "Физико-химические свойства окислов" [265]. Результаты расчетов представлены на рис. 6.4.

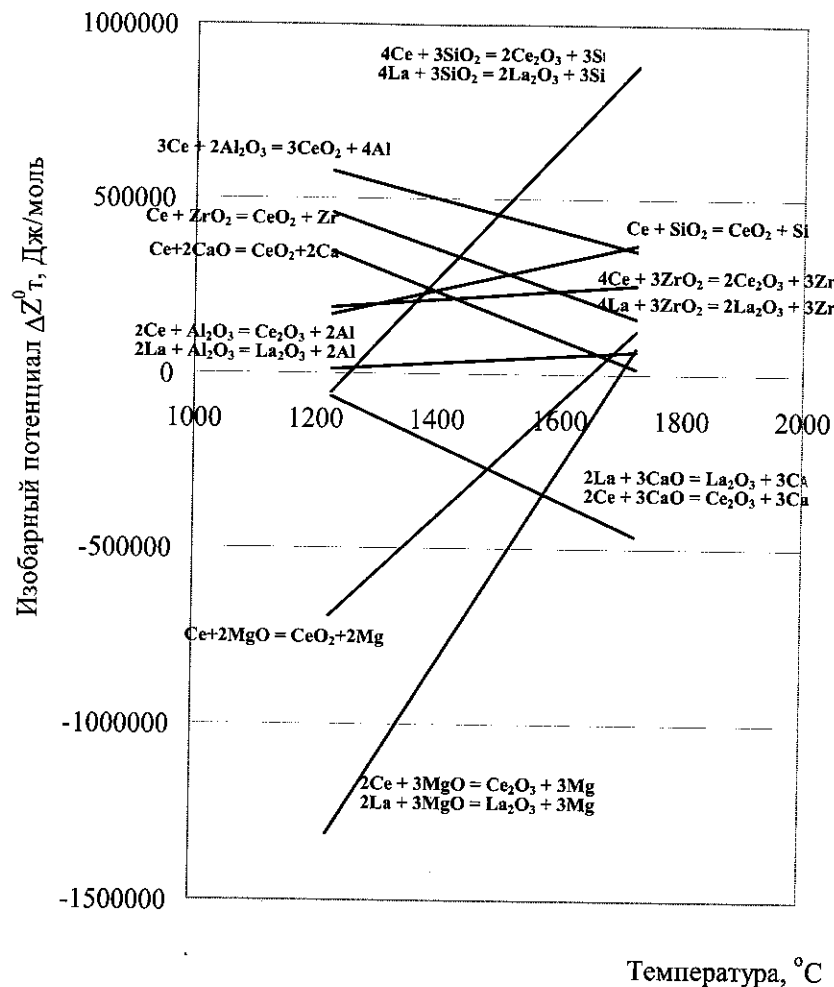
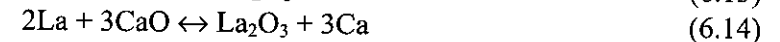
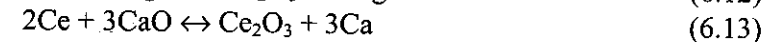
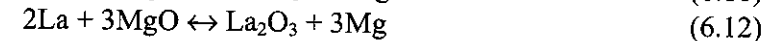
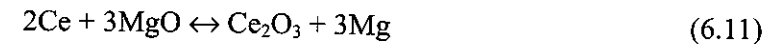


Рис. 6.4. Вероятность протекания реакций взаимодействия церия и лантана с оксидами металлов при температурах металлургических расплавов

Как видно из представленных данных, при контакте с циркониевыми огнеупорами взаимодействие между редкоземельными металлами и диоксидом циркония при температурах металлургических реакций с точки зрения термодинамики нереально, взаимодействие между редкоземельными металлами и оксидами алюминия и кремния маловероятно, а вероятность протекания реакций взаимодействия между редкоземельными металлами и оксидами кальция и магния весьма высока:



Для предотвращения или сведения к минимуму к повторного окисления РЗМ при контакте с огнеупорами, шлаком необходимо в разрабатываемых технологиях учитывать представленные данные и минимизировать потери.

6.3. РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ СОСТАВОВ КОМПЛЕКСНЫХ МОДИФИКАТОРОВ, СОДЕРЖАЩИХ КАЛЬЦИЙ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫЕ МЕТАЛЛЫ

Многими проведенными исследованиями установлено благоприятное влияние РЗМ на технологические и служебные свойства стали. Но отметим, что, как правило, положительные результаты достигнуты при больших расходах РЗМ и низком их усвоении [247–253, 266].

В некоторых работах отмечается, что наиболее высокая эффективность достигается при совместном использовании РЗМ и кальцийсодержащих ферросплавов [246, 250, 252].

Как уже отмечалось, продукты реакции взаимодействия РЗМ с кислородом и серой имеют высокую плотность и находятся в твердом состоянии при температурах внепечной обработки стали, что затрудняет их удаление в шлаковую фазу. Поэтому предпочтительней использовать сплавы РЗМ и кальция, обеспечивающие при взаимодействии с жидкой сталью образование жидких комплексных оксидных или оксисульфидных включений с пониженной плотностью, способных к коагуляции и всплыванию в шлаковую фазу. Комплексное использование кальция и РЗМ обусловлено также тем, что при температурах внепечной обработки стали у чистого кальция высокая упругость паров и низкая растворимость, снижающая эффективность его использования, а РЗМ имеют низкую упругость паров и практически полную растворимость в жидком железе.

Исходя из вышесказанного, наиболее эффективным с экономической и технологической точек зрения представляется использование комплексного сплава с содержанием 10–15% РЗМ, 10–15% кальция и 40–50% кремния. При этом для обеспечения стабильно высокого уровня усвоения, как РЗМ, так и кальция, что напрямую связано со снижением расхода материалов и стабильным обеспечением заданных физико-механических характеристик, предпочтительней использовать комплексный модификатор с РЗМ в виде порошковой проволоки.

Использование кальцийсодержащих материалов в ковшевой металлургии имеет ряд особенностей. Так, одним из факторов, имеющих ре-

шающее влияние на степень усвоения кальция является глубина, на которую погружается порошковая проволока в расплавленный металл. Упругость паров кальция в зависимости от температуры определяется по формуле:

$$\lg P_{Ca}^o = \frac{-8040}{T} + 4,55 \quad (6.15)$$

и представлена на рис.6.5 [129].

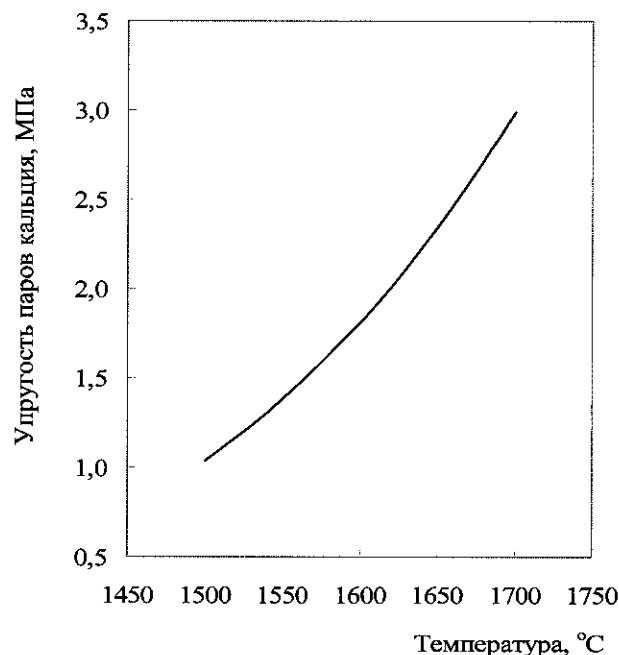


Рис. 6.5. Зависимость упругости паров кальция от температуры

На основании данных по упругости паров кальция рассчитана граничная глубина жидкой стали, на которой начинается испарение паров кальция по формуле [225]:

$$h = \frac{P_{Ca} - P_0}{\rho_{Fe} \cdot g} \quad (6.16)$$

где h — глубина жидкой стали, м; P_{Ca} — упругость паров кальция. Па;

P_0 — атмосферное давление, 10130 Па; ρ_{Fe} — плотность жидкой стали, кг/т;

g — ускорение силы тяжести, 9,81 м/с².

Результаты вычислений представлены на рис.6.6.

В условиях сталеплавильного производства ОАО "ТАГМЕТ" при температурах внепечной обработки низкоуглеродистых трубных марок стали (1600–1620 °C) время расплавления порошковой проволоки ориенти-

ровочно составляет 1,0–1,3 с. Если проволоку вводить со скоростью 3,0–3,5 м/с, то при стабильном вводе она проникает в жидкий металл на глубину около 2,0–3,5 м.

Высота слоя
металла, м

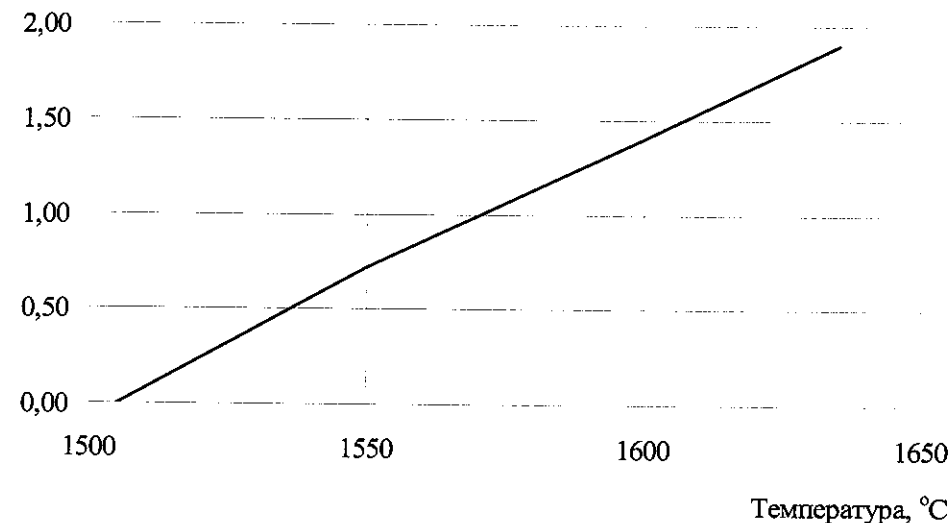


Рис. 6.6. Температурная зависимость граничной глубины испарения кальция в жидкой стали

После расплавления проволоки происходит реакция стали с жидким кальцием до достижения граничной глубины испарения кальция. На граничной глубине образуются пузырьки паров кальция, которые быстро всплывают. На поверхности расплава не прореагировавшие пары кальция окисляются с выделением дыма, содержащего мелкие частицы оксида кальция.

Исходя из температурных условий внепечной обработки стали рассчитана граница фазового перехода $Ca_{ж}-Ca_{г}$ для сталей марок 13ХФА, 20СА. Результаты представлены на рис. 6.7.

Из рис.6.7 видно, что более предпочтительные условия для растворения кальция создаются при температуре обработки стали 1560–1580°C, чем при температуре 1600–1620°C, так как при оптимальной скорости ввода порошковой проволоки время взаимодействия жидкого кальция с компонентами расплава будет в 1,2–1,5 раза больше.

Переход кальция в газовую фазу приводит к резкому увеличению скорости всплывания его и, как следствие, снижению эффективности взаимодействия с расплавом.

Для повышения эффективности использования кальцийсодержащих материалов необходимо снизить температуру в зоне взаимодействия кальция с жидким расплавом.

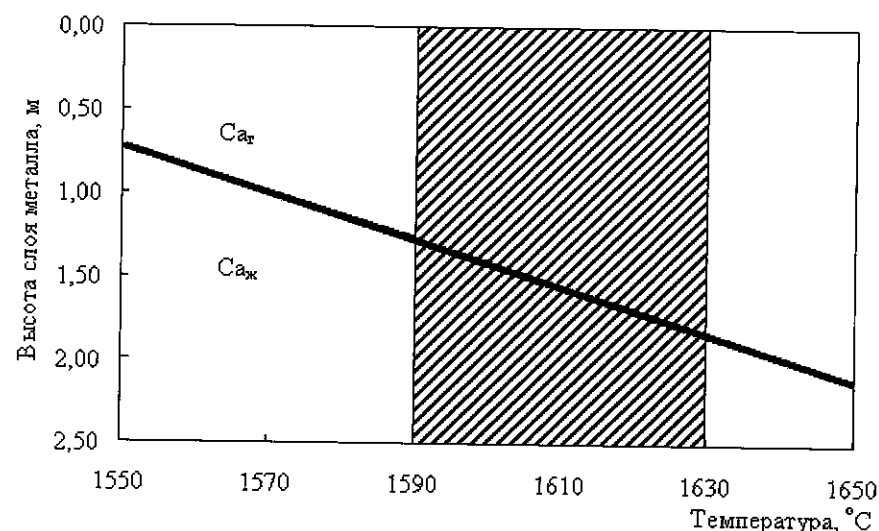


Рис. 6.7. Область равновесия $Ca_{ж}$ - $Ca_{т}$ для низкоуглеродистых трубных марок стали

Одним из таких решений может быть ввод в состав наполнителя проволоки металлического кальция в смеси с комплексным модификатором. При вводе порошковой проволоки с наполнением механической смеси ферросплава, содержащего кальций и кремний, и металлического кальция в жидкий расплав, необходимое содержание кальция в ферросплаве будет достигаться непосредственно при обработке жидкого железоуглеродистого расплава.

Высокая эффективность такого процесса обусловлена тем, что по мере вхождения порошковой проволоки в жидкий металл происходит взаимодействие между кальцием и свободным кремнием ферросплава, при этом реакция образования химически активного соединения $CaSi_2$, как и последующая его диссоциация, происходят с поглощением тепла, что снижает температуру в зоне реакции. Все это приводит к снижению утара кальция и повышению его усвоения при внепечной обработке стали [164–169].

Ниже приведен конкретный расчет добавок необходимого количества кальция к комплексному модификатору, содержащему сплав кальция, кремния и редкоземельных металлов, для повышения эффективности внепечной обработки стали указанными материалами.

Расчет производится для комплексного модификатора со следующим химическим составом:

	Si	Ca	ΣРЗМ	Al	Mg	Fe
%	42,1	11,9	12,0	3,85	1,1	ост.
г/м	151,6	42,8	43,2	13,9	4,0	104,5

Наполнение проволоки составляет 360 г/м, соотношение Ca:Si в модификаторе — 22:78 %.

По литературным данным [163] кальций с кремнием образуют три соединения (рис. 4.16): силицид Ca_2Si существует при температурах < 910 °С в твердых равновесных расплавах, содержащих более 60 % Ca; $CaSi$ кристаллизуется в области 78–42 % Ca непосредственно из жидкого расплава при 1245 °С; дисилицид $CaSi_2$ существует при температурах < 980 °С в твердых сплавах, содержащих < 42 % Ca, и в твердых сплавах, содержащих 60–42 % Ca при температурах < 1020 °С. При застывании промышленных сплавов, содержащих более 30 % Ca, первыми выделяются столбчатые кристаллы $CaSi_2$, а в эвтектике выделяются $FeSi + Al + Si$. При содержании менее 23 % Ca в первой фазе выделяется кремний (в виде игл и частично широких пластин), а $CaSi_2$ находится в эвтектике.

Основной составляющей промышленных кальций-кремниевых сплавов является дисилицид кальция $CaSi_2$ (до 85 %), частично кальций связан в соединениях $CaSi$ (до 10 %) и $Ca_2Si_3Al_4$ (до 5 %), силицид Ca_2Si практически отсутствует. Кремний также присутствует в свободном состоянии (5–10 %) и в виде $FeSi_2$ (до 5 %) [267].

Принимаем, что в модификаторе кальций находится в виде $CaSi_2$ (доля соединения 90%) и $CaSi$ (доля соединения 10 %), а кремний, кроме указанных соединений, в виде $FeSi_2$ — 5 %, в виде силицида РЗМ ($CeSi_2$), а остальной — в свободном состоянии.

Соотношение Ca : Si в указанных соединениях следующее:

в $CaSi_2$ — 40:56 = 1:1,4;

в $CaSi$ — 40:28 = 1,43:1;

соотношение Ce:Si в $CeSi_2$ — 140:56 = 2,5:1;

соотношение Fe:Si в $FeSi_2$ — 56:56 = 1:1.

Тогда в порошковой проволоке с модификатором Ca+РЗМ при наполнении 360 г/м в виде соединений будет связано кремния:

в виде $CaSi_2$ $(42,8 \times 0,9) \times 1,4 = 53,9$ г/м (35,6 %);

в виде $CaSi$ $(42,8 \times 0,1) : 1,43 = 3,0$ г/м (2,0 %);

в виде $CeSi_2$ $43,2 : 2,5 = 17,3$ г/м (11,4 %);

в виде $FeSi_2$ $360 \times 0,05 \times 0,5 = 9,0$ г/м (5,9 %).

Всего связано кремния в соединениях:

$Si_{связ} = 53,9 + 3,0 + 17,3 + 9,0 = 83,3$ г/м (54,9 %).

Кремний в свободном состоянии:

$Si_{своб} = 151,6 - 83,3 = 68,3$ г/м (45,1 %).

Температуры и энтальпии плавления и испарения элементов представлены

в таблице 6.3.

Таблица 6.3. Температуры и энтальпии плавления и испарения элементов [178]

Элемент	$T_{пл}, K$	$\Delta H_{пл}, Дж/моль$	$T_{исп}, K$	$\Delta H_{исп}, Дж/моль$
Ca	1123	8660	1765	149950
Ce	1077	9200	—	—
Si	1686	50670	—	—

Произведем расчет добавки в наполнитель проволоки металлического кальция из расчета увеличения его содержания в наполнителе на 5 и 10 % абс. к содержанию кальция в модификаторе.

Насыпная масса модификатора составляет примерно $\sim 3,0 \text{ г/см}^3$, насыпная масса металлического кальция $\sim 1,4 \text{ г/см}^3$.

Полезный объем 1 м порошковой проволоки $\varnothing 13 \text{ мм}$ (исполнение Б, [129]) приблизительно равен:

$$V_{пол} = \frac{\pi(1,3 - 0,04 \cdot 2)^2}{4} \cdot 100 = 117 \text{ см}^3. \quad (6.17)$$

Добавка 5 % металлического кальция.

Добавка 5 % масс. металлического кальция к модификатору составит:

$$360 \times 0,05 = 18 \text{ г/м},$$

или $18 : 1,4 = 12,9 \text{ см}^3$.

В этом случае масса модификатора в 1 м проволоки составит:

$$(117 - 12,9) \times 3,0 = 312,3 \text{ г/м},$$

а общая масса наполнителя:

$$312,3 + 18 = 330,3 \text{ г/м}.$$

Содержание элементов в наполнителе при этом будет следующим:

$$Ca_{связ} - 312,3 \times 0,119 = 37,2 \text{ г/м (11,3 \%)};$$

$$Ca_{своб} - 18 \text{ г/м (5,4 \%)};$$

$$Ca_{общ} - 37,2 + 18,0 = 55,2 \text{ г/м (16,7 \%)};$$

$$Si_{связ} - 312,3 \times 0,421 \times 0,549 = 72,2 \text{ г/м (21,9 \%)};$$

$$Si_{своб} - 312,3 \times 0,421 \times 0,451 = 59,3 \text{ г/м (18,0 \%)};$$

$$Si_{общ} - 72,2 + 59,3 = 131,5 \text{ г/м (39,9 \%)};$$

Соотношение $Ca_{своб}:Si_{своб}$ составит $18 \text{ г/м} : 59,3 \text{ г/м} = 23:77 \%$;

Соотношение $Ca_{общ}:Si_{общ}$ составит $55,2 \text{ г/м} : 131,5 \text{ г/м} = 30:70 \%$;

СРЗМ $- 312,3 \times 0,12 = 37,5 \text{ г/м (11,4 \%)}.$

Принимаем, что весь $Ca_{своб}$ взаимодействует с $Si_{своб}$ с образованием силицидов $CaSi_2$ и $CaSi$.

Изменение свободной энергии для реакций образования силицидов $CaSi_2$ и $CaSi$ при $1600 \text{ }^\circ\text{C}$ [178, 268]:

$$\Delta G_{CaSi}^0 = -150728,8 - 2,302T + (\Delta G_{пл})_{Ca} + (\Delta G_{исп})_{Ca} =$$

$$= -150728,8 - 2,302T + ((\Delta H_{пл})_{Ca} - T \frac{(\Delta H_{пл})_{Ca}}{(T_{пл})_{Ca}}) + ((\Delta H_{исп})_{Ca} - T \frac{(\Delta H_{исп})_{Ca}}{(T_{исп})_{Ca}}) =$$

$$= -169999,45 \text{ Дж/моль}.$$

$$\Delta G_{CaSi_2}^0 = -150728,8 - 16,54T + (\Delta G_{пл})_{Ca} + (\Delta G_{исп})_{Ca} =$$

$$= -150728,8 - 16,54T + ((\Delta H_{пл})_{Ca} - T \frac{(\Delta H_{пл})_{Ca}}{(T_{пл})_{Ca}}) + ((\Delta H_{исп})_{Ca} - T \frac{(\Delta H_{исп})_{Ca}}{(T_{исп})_{Ca}}) =$$

$$= -196667,2 \text{ Дж/моль}.$$

Для 18 г $Ca_{своб}$ затраты тепла на образование силицидов Ca составят:

$$\Delta G^0 = \frac{18 \times 0,1}{40} \times \Delta G_{CaSi}^0 + \frac{18 \times 0,9}{40} \times \Delta G_{CaSi_2}^0 = -87300,2 \text{ Дж},$$

что при расходе на 135-тонный ковш 900 м проволоки с модификатором составит:

$$-87300,2 \times 900 = -78570,18 \text{ кДж},$$

при этом снижение температуры металла в ковше составит:

$$\frac{-78571,18}{0,8 \cdot 135000} = 0,73 \text{ }^\circ\text{C},$$

где 0,8 – удельная теплоемкость стали, $\text{кДж/(кг} \cdot \text{ }^\circ\text{C)}$ [269].

Если учесть, что проволока вначале растворяется в локальном объеме металла (предположим $\sim 10 \text{ т}$), то кратковременное снижение температуры металла в локальной зоне взаимодействия комплексного модификатора с жидким металлом составит:

$$\frac{-78570,18}{0,8 \cdot 10000} = 9,8 \text{ }^\circ\text{C}.$$

При добавке 10 % металлического кальция снижение температуры металла в ковше составит $1,46 \text{ }^\circ\text{C}$, а кратковременное снижение температуры металла в локальном объеме зоны реакции ($\sim 10 \text{ т}$) составит $19,7 \text{ }^\circ\text{C}$.

Как видно из представленного расчета при таких соотношения между кальцием металлическим и комплексным модификатором в наполнителе проволоки, при обработке металлургических расплавов температура в локальной зоне реакции может быть снижена на $10\text{--}20 \text{ }^\circ\text{C}$, что приведет к снижению упругости паров кальция на $0,1\text{--}0,15 \text{ Мпа}$, смещению равновесной линии $Ca_{ж}\text{--}Ca_{г}$ для низкоуглеродистых трубных марок стали в верхнюю часть ковша, что стабилизирует процесс попадания высвобождающегося из проволоки вместе с модификатором кальция в зону жидкого его состояния и переходу в газообразное лишь в верхней части ковша. Это приведет к повышению эффективности использования комплексного модификатора.

6.4. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАСКИСЛЕНИЯ И ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ ТРУБНОЙ СТАЛИ

В 2005–2006 г.г. в мартеновском цехе ОАО "ТАГМЕТ" была проведена 18 опытно-промышленных плавов трубной стали с внепечной обработкой порошковой проволокой с наполнением комплексным модификатором, содержащим кальций и редкоземельные металлы (церий, лантан), из них 3 плавки стали марки 13ХФА, 12 плавов стали марки 20СА и 3 плавки стали марки 20КТ. На первом этапе основной задачей исследований было снижение содержания как общего содержания неметаллических включений в трубной стали, так и снижение содержания КАНВ. Испытания на коррозионную стойкость труб не производились. На втором этапе главной целью исследований была разработка технологии производства коррозионностойких трубных марок стали, обеспечивающей высокие характеристики коррозионной стойкости труб: скорость общей коррозии $\leq 0,5$ мм/год, устойчивость к бактериальной коррозии стали и др. коррозионные параметры.

6.4.1. Технология раскисления и внепечной обработки комплексным модификатором с РЗМ трубной стали марки 20СА

В июле–октябре 2005 г. были проведены 10 опытно-промышленных плавов с внепечной обработкой трубной стали 20СА порошковой проволокой с наполнением комплексным модификатором (Са + РЗМ) с целью отработки технологии производства трубной стали, обеспечивающей снижение содержания как общего содержания неметаллических включений в трубной стали, так и снижение содержания КАНВ [270–276].

При проведении опытных плавов металл одного из ковшей обрабатывали по обычной технологии, а на втором на установке «ковш-печь» (УКП) при помощи трайбаппарата вводили расчетное количество порошковой проволоки с железо-кальциевым порошком или комплексным модификатором. Разливку металла осуществляли в круглые изложницы.

Характеристика проволоки представлена в таблице 6.4.

В качестве сравнительных использовались плавки, которые проводились по обычной технологии с модифицированием металла на УКП алюмокальциевой проволокой и без обработки металла кальцием вообще. В ходе проведения плавов на сравнительных ковшах на выпуске металла из печи иногда присаживался углеродсодержащий материал как совместно с алюминием, так и без, на опытных ковшах также иногда не присаживался алюминий на выпуске.

Таблица 6.4. Характеристика порошковой проволоки с наполнением комплексным модификатором (Са + РЗМ)

№ варианта	Ø, мм	Химический состав наполнителя, % мас.					Наполнение, г/м	Кэф-т заполнения, ед.
		Ca	Si	Al	Mg	РЗМ (Ce – 70%, La – 22,5%, Pr+Nd+Sm – 7,5%)		
1	13	12,0	42,0	3,9	1,1	12,0	355	0,675
2	13	17,0	40,0	3,7	1,05	11,4	336	0,665

Примечание.

Наполнитель проволоки, изготовленной по варианту №2, представлял собой механическую смесь кальция металлического–5% и комплексного модификатора–95%

Параметры выплавки на опытных и сравнительных плавках были практически одинаковы. Содержание углерода на выпуске из печи на сравнительных плавках составляло 0,14% (ковши с последующей обработкой на УКП алюмокальциевой проволокой) и 0,15% (ковши без обработки металла кальцием), а на опытных – 0,13%.

При этом на опытных ковшах на выпуске углеродсодержащий материал присаживался в первую очередь, а затем алюминий, а на сравнительных ковшах такая последовательность не соблюдалась. На большинстве сравнительных плавов алюминий на выпуске не присаживался, также как и на 4 опытных ковшах (ковши с последующей обработкой на УКП проволокой с комплексным модификатором, использовалась проволока, изготовленная по варианту № 1).

При раскислении в первую очередь углеродсодержащими материалом (МУГ), затем алюминием чушковым и присадке ТШС опытного состава, степень десульфурации на 8,8–17,4% абс. (27,5–74,3% отн.) выше, чем на сравнительных вариантах (состав ТШС – известь, плавиковый шпат и алюмошлак). Расход извести в опытном варианте в среднем составлял 5,18 кг/т, на сравнительных 4,80–5,19 кг/т, суммарный расход ТШС в опытном варианте был выше на 1,03–1,17 кг/т в основном за счет дополнительного введения в состав магнетита. Опытная смесь обеспечивала повышение степени десульфурации за счет обеспечения формирования шлака оптимального состава и улучшения его рафинирующих характеристик. При одинаковом уровне содержания СаО, FeO и MnO по сравнению со сравнительными, в шлаке опытных плавов отмечается снижение содержания SiO₂ и повышение содержания Al₂O₃ и MgO (на 3,3–4,1% абс.).

Расход порошковой проволоки с наполнением комплексным модификатором на 4 плавках составлял 200 м (0,76–0,83 кг/т по проволоке, 0,51–0,53 кг/т по наполнителю, 0,051–0,056 кг/т по РЗМ), на 2 плавках – 170 м (0,64–0,70 кг/т по проволоке, 0,43–0,47 кг/т по наполнителю, 0,048–

0,052 кг/т по РЗМ) и на 4 последних плавках – 140 м (0,53–0,56 кг/т по проволоке, 0,355–0,376 кг/т по наполнителю, 0,039–0,041 кг/т по РЗМ). После ввода проволоки осуществлялась "мягкая продувка" инертным газом.

В таблице 6.5 представлена общая загрязненность неметаллическими включениями труб опытных и сравнительных плавов, а в таблице 6.6 загрязненность коррозионно-активными неметаллическими включениями.

Из представленных данных видно, что при оптимальной разработанной технологии раскисления (раскисление жидкого металла на выпуске в первую очередь углеродсодержащим материалом, а затем обязательно алюминием, присадка ТШС с магнезитом и ферросплавов) и внепечной обработки трубной стали порошковой проволокой с комплексным модификатором с РЗМ общая загрязненность неметаллическими включениями снижается в 2,1–2,3 раза (на 48–58%), загрязненность по сульфидам снижается в 4,5–4,8 раза (на 78–80%). Обращает на себя внимание разница в загрязненности при модифицировании металла РЗМ и различной технологией раскисления – при раскислении металла по разработанной технологии и модифицировании стали порошковой проволокой с комплексным модификатором с РЗМ уровень общей загрязненности в 2,2 раза (54%), а уровень загрязненности сульфидами в 4,8 раза (79%) ниже, чем при технологии раскисления с использованием только углеродсодержащего материала (без алюминия чушкового). Среднее содержание алюминия общего в обеих группах плавов оказалось одинаковым – 0,026%, но содержание $Al_{окс}$ в металле в первой группе плавов составляло 0,004%–0,006%, а во второй группе плавов – 0,006%–0,008%, что говорит о более высокой окисленности и загрязненности металла неметаллическими включениями.

Среднее содержание серы в готовой стали по первой группе плавов составило 0,014%, по второй – 0,016%. Из приведенных данных следует, что снижение общей загрязненности неметаллическими включениями на 39% происходит за счет использования новой технологии раскисления и на 61% за счет модифицирования стали РЗМ, а загрязненности по сульфидам на 44% за счет использования новой технологии раскисления и на 56% за счет модифицирования стали РЗМ.

На рис. 6.8–6.10 представлено влияние различных технологических факторов – содержания углерода на выпуске, содержания $Al_{окс}$ в готовой стали, соотношения введенного в металл РЗМ к содержанию серы в готовом металле – на загрязненность трубной стали КАНВ. Из приведенных в таблице 6.6 и на рис. 6.8–6.10 данных следует, что при оптимальной разработанной технологии раскисления и внепечной обработки трубной стали плотность коррозионно-активных неметаллических включений (КАНВ тип II, алюминаты кальция в оболочке сульфида кальция) снижается в 1,7–2,4 раза (40–59%), при этом КАНВ типа I (алюминаты кальция различного состава) практически отсутствуют в обработанном металле.

Таблица 6.5. Общая загрязненность неметаллическими включениями труб опытных и сравнительных плавов (2005 г.)

№ плавки (ковша)	Марка стали	Раскисление металла в ковше на выпуске	Обработка на УКП с активными элементами	Загрязненность неметаллическими включениями, балл						
				ОГ	ОС	СХ	СП	СН	С	Σ
Сравнит. плавки апрель 2005г.	20Ф	ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,65	0	0,42	0	0,5	1,55	3,12
5222-2	20 CA	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	–	0,5	0,25	0,92	0	0,17	1,5	3,34
8421-1	Ст20	ТШС, FeSi, FeMn	–	0,5	0,25	0,91	0	1,0	0,58	3,24
5360-1	Ст20	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	–	0,5	0,17	0,5	0	0,67	0,92	2,76
8436-2	Ст20	МУГ, ТШС, FeSi	–	0,5	0,08	0,5	0	1,08	1,08	3,24
8469-1	20 CA	ТШС, FeSi, FeMn	–	0,5	0	0,75	0	0,58	2,0	3,83
Среднее										
8096-1	20 CA	Al, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0,17	0,72	0	0,70	1,22	3,26
8099-1	20 CA	Al, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0,17	1,5	0	0,25	0,75	3,17
5215-2	20 CA	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0	0,08	0	1,17	0,92	2,67
5221-1	20 CA	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0,08	0,5	0	0	1,67	2,75
5384-2	Ст20	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0	0,92	0	0,08	1,08	2,58
6501-1	Ст20	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0,5	0,9	0	0,5	0,75	3,15
8470-2	20 CA	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0,41	0,41	0	0	1,17	2,49
8471-2	Ст20	МУГ, ТШС, FeSi, FeMn	AlCa	0,5	0,33	0,25	0	1,0	2,08	4,16
Среднее										
			AlCa	0,5	0,17	0,42	0	0,58	1,0	2,67
			AlCa	0,5	0,21	0,62	0	0,45	1,18	2,96

№ плавки (ковша)	Марка стали	Раскисление металла ковше на выпуске	Обработка на УКП активными элементами	Загрязненность неметаллическими включениями, балл						
				ОТ	ОС	СХ	СП	СН	С	Σ
8418-2	Ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,5	0	0,42	0	0,75	0,21	1,88
8421-2	Ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,5	0	0	0	0,17	0,33	1,00
5360-2	Ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,5	0	0,5	0	0,25	0,25	1,50
8436-1	Ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi	РЗМ+Са	0,5	0	0	0	0,08	0,25	0,83
5384-1	Ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,5	0	0,83	0	0,17	0,25	1,75
Среднее				0,5	0	0,35	0	0,28	0,26	1,39
6501-2	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,5	0	0,41	0	0,41	1,17	2,49
8469-2	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn,	РЗМ+Са	0,58	0,42	0,66	0	0,83	1,83	4,32
8470-1	20 СА	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,5	0,33	0,58	0	0	1,33	2,74
8471-1	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,5	0,08	0,58	0	0,75	0,67	2,58
Среднее				0,52	0,21	0,56	0	0,50	1,25	3,04

Таблица 6.6. Загрязненность коррозионно-активными неметаллическими включениями (КАНВ) труб опытных (обработка стали РЗМ+Са) и сравнительных плавков (2004-2005 г.)

№ плавки (ковша)	Марка стали	Раскисление металла в ковше на выпуске	Обработка на УКП ак- тивными элементами	Загрязненность стали КАНВ, шт/мм ²	
				КАНВ I	КАНВ II
Сравн. плавки 2004 г.		ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0 – 3,59 0,71	0,14 – 3,05 0,80
6134-2	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	–	0,31	0,50
8421-1	ст20	ТПЦ, FeSi, FeMn	–	0	0,71
5360-1	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	–	0,12	0,74
8436-2	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi	–	0,24	0,50
8469-1	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	–	0,34	1,30
Среднее				0 – 0,34 0,20	0,50 – 1,30 0,75
5215-2	20 СА	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0	1,12
5221-1	20 СА	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0	0,36
5384-2	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0	0,89
8059-1	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0,01	0,14
8090-1	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0	2,0
8153-1	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0,02	0,27
8153-2	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0,06	н.д.
8166-2	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0	0,35
6501-2	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0,025	1,93
8470-2	20 СА	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0,51	1,45
8471-2	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	AlCa	0,28	2,29
Среднее				0 – 0,51 0,08	0,14 – 2,29 1,08
8421-2	ст20	Al, ТПЦ (с MgO), FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0	0,36
5360-2	ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0	0,51
8436-1	ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi	РЗМ+Са	0	0,48
5384-1	ст20	МУГ, Al, ТПЦ (с MgO), FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0	0,42
Среднее				0	0,36 – 0,51 0,44
6501-1	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,53	2,06
8469-2	20 СА	ТПЦ, FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,60	1,70
8470-1	20 СА	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0	1,93
8471-1	ст20	МУГ, ТПЦ, FeSi, FeMn	РЗМ+Са	0,04	0,90
Среднее				0 – 0,60 0,29	0,90 – 2,06 1,65
Среднее по всем плавкам с РЗМ				0 – 0,60 0,15	0,36 – 2,06 1,05

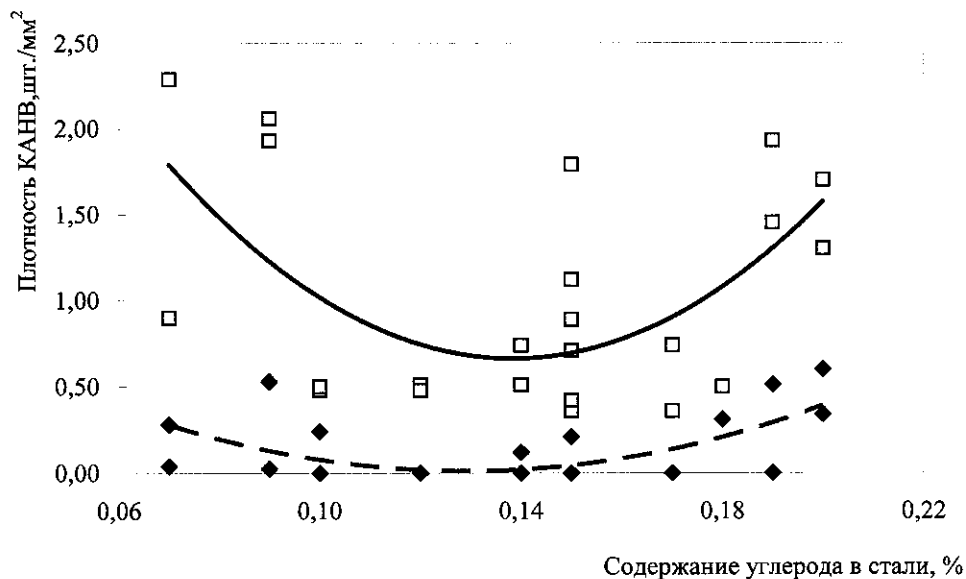


Рис. 6.8. Влияние содержания углерода в стали на выпуске из мартеновской печи на загрязненность трубной стали КАНВ (◆ – КАНВ I, □ – КАНВ II)

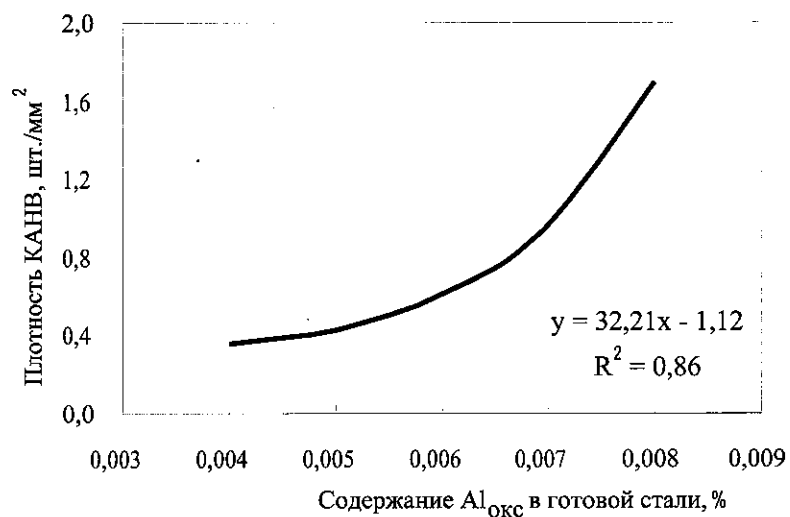


Рис. 6.9. Зависимость плотности КАНВ (тип II) от содержания $Al_{окс}$ в готовой стали

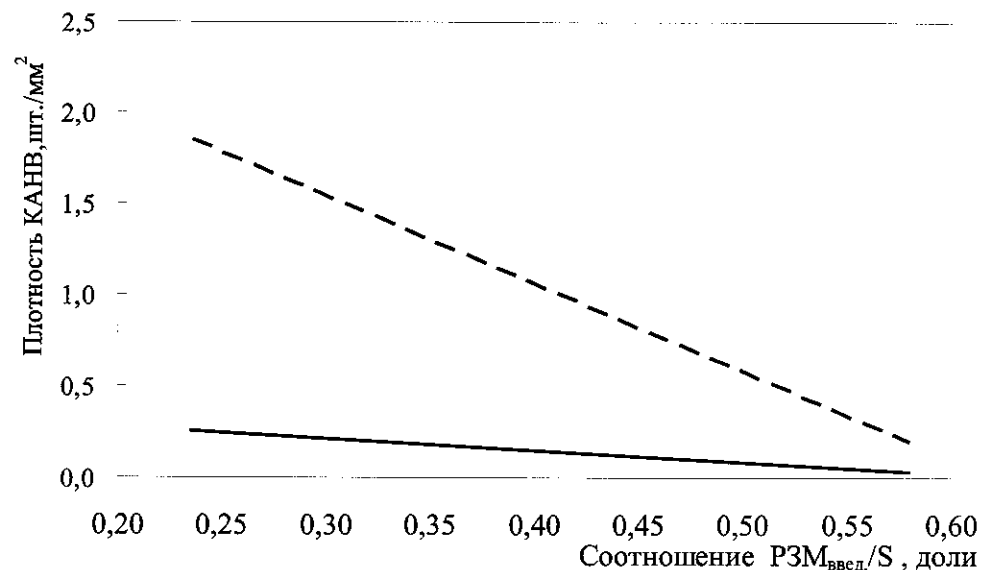
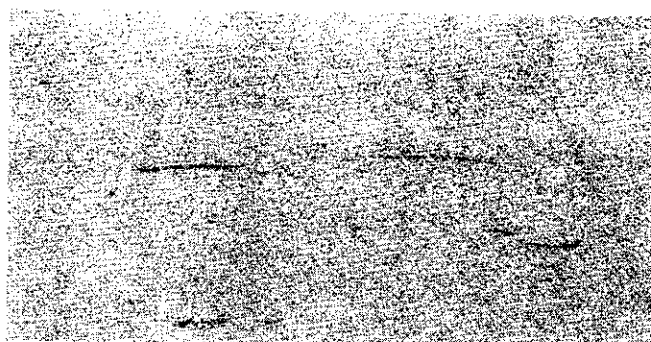


Рис. 6.10. Влияние соотношения $P3M_{введ} / S$ в готовой стали на разливке на загрязненность трубной стали КАНВ: — — — — КАНВ I; — — — — КАНВ II

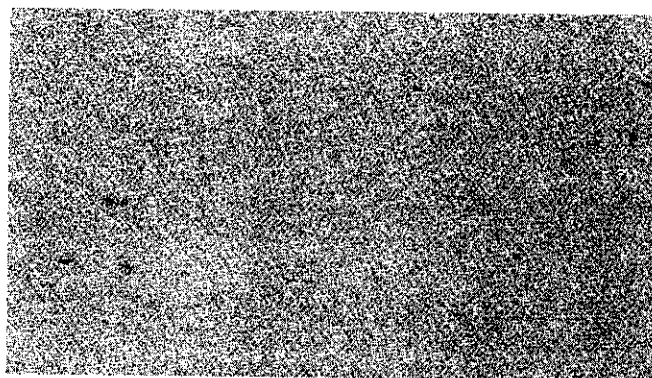
Опять же обращает на себя внимание разница в загрязненности КАНВ при модифицировании металла P3M и различной технологией раскисления – при раскислении металла по разработанной технологии и модифицировании стали порошковой проволокой с комплексным модификатором с P3M плотность КАНВ (тип II) в 3,75 раза (73%) ниже, чем при технологии раскисления с использованием только углеродсодержащего материала (без алюминия чушкового). КАНВ типа I в первой группе плавок отсутствуют. Это объясняется более высокой окисленностью и общей загрязненностью металла неметаллическими включениями. Из приведенных данных следует, что снижение загрязненности КАНВ (тип II) на 57% происходит за счет использования новой технологии раскисления и на 43% за счет модифицирования стали P3M.

Из рис. 6.8 следует, что наименьшая загрязненность металла КАНВ наблюдается при содержании углерода на выпуске в пределах 0,12–0,15%, а при снижении содержания углерода на выпуске до 0,07% и при его увеличении до 0,19% плотность КАНВ увеличивается в 2–3 раза. Плотность КАНВ (тип II) менее 1,0 шт./мм² достигается при отношении введенного в металл P3M (кг/т) к содержанию серы в готовом металле (мас.%) более 0,4. Отмечается также, что сульфиды, сохраняя свою бальность в поле зрения, становятся меньше (т.е. вместо одного большого стало несколько мелких), рис. 6.11.

Наилучшие результаты по загрязненности трубной стали неметаллическими включениями с обеспечением полной разливаемости металла достигаются при расходе РЗМ 0,045–0,055 кг/т стали.



1



2

Рис. 6.11. Загрязненность металла неметаллическими включениями (сульфиды), плавка № 6501:

- 1 – ковш Б – обработка на УКП алюмокальциевой проволокой;
2 – ковш А – обработка на УКП порошковой проволокой с модификатором с РЗМ

6.4.2. Условия проведения опытно-промышленных плавов коррозионностойких трубных марок стали (13ХФА, 20СА, 20КТ)

Как уже отмечалось, на втором этапе основной задачей исследований была разработка технологии производства коррозионностойких трубных марок стали, обеспечивающей высокие характеристики коррозионной стойкости труб. С этой целью в 2006 г. в мартеновском цехе ОАО "ТАГ-

МЕТ" были проведены 8 опытно-промышленных плавов трубной стали с внепечной обработкой порошковой проволокой с наполнением комплексным модификатором, содержащим кальций и редкоземельные металлы, из них 3 плавки стали марки 13ХФА, 2 плавки стали марки 20СА и 3 плавки стали марки 20КТ [277–279]. При проведении опытных плавов металл одного из ковшей обрабатывали по обычной технологии, а на втором на агрегате ковш-печь (УКП) при помощи трайбаппарата вводили расчетное количество порошковой проволоки с комплексным модификатором. Разливку металла осуществляли в круглые изложницы.

В качестве сравнительных использовались плавки, которые проводились по обычной технологии с модифицированием металла на УКП алюмокальциевой или силикокальциевой (СК40) проволоками и без обработки металла кальцием вообще.

Параметры выплавки на опытных и сравнительных плавках были практически одинаковы. Содержание углерода на выпуске из печи на опытных плавках стали марки 13ХФА составляло 0,14%, 0,12% и 0,14%. На опытных ковшах на выпуске углеродсодержащий материал присаживался только на одной плавке (20СА), алюминий присаживался на двух плавках стали 13ХФА и трех плавках стали 20КТ, а на сравнительных ковшах только на стали 20КТ. ТШС с использованием в составе извести, плавикового шпата, шлак ПВА и MgO присаживалась только на двух опытных плавках стали 13ХФА, на остальных плавках в составе ТШС присутствовали только известь и плавиковый шпат.

Расход ТШС на выпуске на опытных и сравнительных плавках был практически одинаков (на стали 13ХФА 7,51 кг/т против 7,17 кг/т, на стали 20СА 7,48 кг/т против 7,33 кг/т, на стали 20КТ 7,16 кг/т против 7,23 кг/т). На опытных плавках стали 13ХФА расход извести в среднем составлял 4,25 кг/т против 4,76 на сравнительных и дополнительно в составе ТШС присутствовала MgO в количестве 0,49 кг/т. Степень десульфурации на опытных плавках стали 13ХФА и 20СА была заметно выше, чем на сравнительных – 34,6% против 22,2% и 41,15% против 31,8% соответственно, на стали 20КТ степень десульфурации была практически одинаковой на опытных и сравнительных плавках (39,8 и 40,7%), что объясняется использованием алюминия на выпуске металла.

6.4.3. Внепечная обработка трубной стали на агрегате ковш-печь проволокой с наполнением комплексным модификатором Ca+РЗМ

В таблицах 6.7 и 6.8 представлены технологические показатели внепечной обработки трубной стали опытных и сравнительных плавов на агрегате ковш-печь.

Таблица 6.7. Технологические показатели вневальной обработки на агрегате ковш-печь опытных плавок с использованием порошковой проволоки с наполнителем комплексный модификатор Са+РЗМ

№ плавки (ковша), марка стали	Вес стали в ковше, т	Температура стали, °С		Продолжительность, мин.		Удельный расход присаживаемых материалов, кг/т											
		нач.	кон.	всей обработки	"мягкой" про-дувки	известь	ш. шпат	ПВА	Всего ТПС	МУТ	SiMn	FeSi	Al катанка	порошковая проволока с комплексным модификатором Са+РЗМ			
														по ПП	по на-полни-телю		
8175-2																	
13ХФА	137,0	1574	1600	118	17	5,63	2,19	-	7,82	-	1,29	0,14	0,657	2,60	1,788	0,215	
5250-2																	
13ХФА	134,0	1551	1607	95	24	7,46	3,51	-	10,97	0,29	1,12	-	0,545	3,41	2,351	0,282	
8467-2																	
13ХФА	144,0	1552	1601	80	5	6,94	2,08	1,74	10,76	0,15	0,70	-	0,750	3,39	2,276	0,260	
6468-1																	
20СА	142,0	1553	1593	67	11	7,73	3,20	-	10,93	0,14	1,78	1,06	0,923	1,56	1,046	0,119	
8508-1																	
20СА	130,0	1540	1591	76	7	8,46	5,38	-	13,84	0,62	2,31	1,54	1,020	1,987	1,333	0,151	
8541-1																	
20КТ	141,0	1534	1595	68	19	9,57	2,27	2,12	13,96	-	1,16	0,35	0,709	1,452	1,010	0,121	
6523-2																	
20КТ	134,0	1523	1593	87	18	8,96	4,10	-	13,06	0,15	0,35	1,49	0,963	1,173	0,815	0,098	
6561-1																	
20КТ	135,0	1577	1593	74	21	7,41	2,98	-	10,39	-	-	-	0,644	1,330	0,923	0,111	
Среднее																	
по 13ХФА	138,0	1559	1603	98	15	6,68	2,59	0,58	9,85	0,15	1,04	0,05	0,65	3,13	2,14	0,250	
Среднее по 20СА и 20КТ	136,0	1545	1593	74	15	8,43	3,59	0,42	12,44	0,18	1,12	0,89	0,852	1,50	1,025	0,120	

Таблица 6.8. Технологические показатели вневальной обработки на агрегате ковш-печь сравнительных плавок

№ плавки (ковша), марка стали	Вес стали в ковше, т	Температура стали, °С		Продолжительность, мин.		Удельный расход присаживаемых материалов, кг/т											
		по при-бытию на УКП	при от-даче на разли-вку	всей обра-ботки	"мягкой" про-дувки	известь	ш. шпат	ПВА	Всего ТПС	МУТ	SiMn	FeSi	Al катанка	кальцийсодержащая порошковая проволока*			
														по ПП	по на-полни-телю		
8175-1																	
13ХФА	129,0	1540	1605	111	21	7,51	3,63	-	11,14	0,31	1,86	3,49	0,791	1,372	0,631	0,252	
5250-1																	
13ХФА	144,0	1538	1606	113	22	8,33	2,08	-	10,31	0,42	2,08	4,16	0,583	1,215	0,560	0,224	
8467-1																	
13ХФА	139,0	1571	1605	88	10	8,06	3,60	-	11,66	0,29	1,05	2,53	0,878	1,09	0,605	0,242	
6468-2																	
20СА	139,0	1534	1595	45	14	7,13	3,17	-	10,30	-	1,02	1,44	0,640	0,55	0,305	0,122	
8508-2																	
20СА	138,0	1562	1593	71	15	9,12	3,89	-	13,01	0,29	1,96	1,38	0,951	0,55	0,305	0,122	
8541-2																	
20КТ	130,0	1566	1595	59	19	10,0	2,31	1,54	13,85	-	-	0,52	0,692	-	-	-	
6523-1																	
20КТ	137,0	1583	1593	74	15	7,66	-	3,96	11,62	-	-	-	0,409	-	-	-	
6561-2																	
20КТ	139,0	1540	1595	73	20	8,06	4,32	-	12,38	0,29	-	1,16	0,908	-	-	-	
Среднее по 13ХФА	137,0	1550	1605	104	18	7,97	3,10	-	11,04	0,34	1,66	3,39	0,751	1,226	0,599	0,239	
Среднее по 20СА и 20КТ	137,0	1557	1594	64	17	8,39	2,74	1,10	12,23	0,12	0,60	0,90	0,720	-	-	-	

* - на плавках 13ХФА - алюмокальциевая проволока Al/Ca - 60/40 % мас., на плавках 20СА - порошковая проволока с силикокальцием СК40.

Скорость ввода проволоки с наполнением комплексным модификатором, содержащим РЗМ, в основном составляла 3,5–3,8 м/с, при увеличении скорости ввода до 4,0–4,5 м/с характер ввода проволоки и степень усвоения элементов не изменились.

Расход порошковой проволоки с наполнением комплексным модификатором на 3 плавках стали 13ХФА составлял: 700 м (вариант №1, 2,60 кг/т по проволоке, 1,788 кг/т по наполнителю, 0,215 кг/т по РЗМ), 900 м (вариант №1, 3,41 кг/т по проволоке, 2,351 кг/т по наполнителю, 0,282 кг/т по РЗМ) и 988 м (вариант №2, 3,39 кг/т по проволоке, 2,276 кг/т по наполнителю, 0,260 кг/т по РЗМ). На 2 плавках стали марки 20СА использовалась проволока, изготовленная по варианту №2 в количестве 450 м (0,119 кг/т по РЗМ) и 525 м (0,151 кг/т по РЗМ). На плавках стали 20КТ расход проволоки (вариант №1) составлял 300, 350 и 400 м (0,98, 0,111 и 0,121 кг/т по РЗМ соответственно). На всех плавках металл был полностью разлит. Так как на первой плавке было подтягивание струи на последних поддонах, в дальнейшем производили профилактическую промывку стакана-коллектора на 4–5 поддонах, после чего замечаний до конца разливки не наблюдалось. После ввода проволоки осуществлялась "мягкая продувка" инертным газом. Усвоение кальция из комплексного наполнителя на стали 13ХФА составило 9,1% по вводу и 3,8% по готовому металлу, на стали 20СА 13,1% по вводу и 6,8% по разливочной пробе, на стали 20КТ 24,1% по вводу и 8,0 по разливочной пробе.

Следует отметить, что на опытных плавках стали 13ХФА содержание кальция в разливочной пробе в 2 раза ниже, чем в готовом прокате. Это говорит о том, что во время отбора пробы от струи по ходу разливки металла в изложницы происходит взаимодействие активных компонентов стали с кислородом воздуха и содержание кальция получается ниже, чем в объеме металла в ковше. Усвоение церия и лантана из комплексного модификатора и влияние на него различных факторов представлены в следующем разделе.

6.4.4. Анализ усвоения церия и лантана из комплексного модификатора

В таблице 6.9 представлены показатели усвоения церия и лантана из порошковой проволоки с наполнением комплексным РЗМсодержащим модификатором.

Содержание церия после ввода проволоки на агрегате ковш-печь при внепечной обработке трубной стали марки 13ХФА составляет 0,0087–0,0156 %, в готовом металле – 0,0046–0,0056 %, содержание лантана по вводу составляет 0,0024–0,0044 %, в готовом металле – 0,0017–0,0036 %.

Таблица 6.9. Усвоение церия, лантана и кальция из порошковой проволоки с комплексным модификатором

№ плавки	Марка стали	Масса стали, т	Расход проволоки		Расход наполнителя		Расход элементов, кг/т			Массовая доля в стали, %						
			м/ковш	кг/т	кг/ковш	кг/т	Σ РЗМ	Ce	La	Ca	UКП	разливка гот. труба	UКП	разливка гот. труба		
8175-2	13ХФА	137	700	2,60	245	1,788	0,215	0,151	0,048	0,215	0,0122	0,0036	0,0054	0,0024	0,0009	0,0017
5250-2	13ХФА	134	900	3,41	315	2,351	0,282	0,197	0,063	0,282	0,0087	0,0067	0,0056	0,0037	0,0010	0,0036
8467-2	13ХФА	144	988	3,39	327,8 (мод. - 311,6)	2,276 (мод. - 2,164)	0,26	0,182	0,059	0,373 (Смет - 0,113)	0,0156	0,01	0,0046	0,0044	0,0024	0,0024
6468-1	20СА	142	450	1,562	148,5 (мод. - 140,4)	1,046 (мод. - 0,989)	0,119	0,083	0,027	0,176 (Смет - 0,057)	-	0,0038	-	-	0,0018	-
8508-1	20СА	130	525	1,987	173,25 (мод. - 163,8)	1,333 (мод. - 1,26)	0,151	0,106	0,034	0,224 (Смет - 0,073)	-	0,004	-	-	0,0012	-
8451-1	20КТ	141	400	1,452	142,4	1,01	0,121	0,085	0,027	0,121	0,0069	0,0041	-	0,0022	0,0012	-
6523-2	20КТ	131	300	1,173	106,8	0,815	0,098	0,069	0,022	0,098	0,0058	0,0035	-	0,0016	0,0006	-
6561-1	20КТ	135	350	1,33	124,6	0,923	0,111	0,078	0,024	0,078	0,0051	0,0034	-	0,0016	0,0006	-

№ плавки	Усвоение элементов, %																							
	Ca						Ce						La						Са					
	УКП	разливка	гот. труба	УКП	разливка	гот. труба	УКП	разливка	гот. труба	УКП	разливка	гот. труба	УКП	разливка	гот. труба	УКП	разливка	гот. труба	УКП	разливка	гот. труба			
8175-2	н.д.	0,0006	0,0010	81,1	23,9	35,9	50,0	18,75	35,4	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.		
5250-2	0,0020	0,0002	0,0008	44,2	34,0	28,4	58,7	15,8	57,1	7,1	0,71	2,84	7,1	0,71	2,84	7,1	0,71	2,84	7,1	0,71	2,84	2,84		
8467-2	0,0041	0,0007	н.д.	85,7	54,9	25,3	74,6	40,7	40,7	11	1,9	-	11	1,9	-	11	1,9	-	11	1,9	-	-		
6468-1	0,0028	0,0013	-	-	45,8	-	-	66,7	-	15,9	7,4	-	15,9	7,4	-	15,9	7,4	-	15,9	7,4	-	-		
8508-1	0,0023	0,0014	-	-	37,7	-	-	35,3	-	10,3	6,25	-	10,3	6,25	-	10,3	6,25	-	10,3	6,25	-	-		
8451-1	0,0026	0,0008	-	81,2	48,2	-	81,5	44,4	-	21,5	6,6	-	21,5	6,6	-	21,5	6,6	-	21,5	6,6	-	-		
6523-2	0,0021	0,0007	-	84,1	50,7	-	72,7	27,3	-	21,4	7,1	-	21,4	7,1	-	21,4	7,1	-	21,4	7,1	-	-		
6561-1	0,0023	0,0008	-	65,4	43,6	-	66,7	25,0	-	29,5	10,25	-	29,5	10,25	-	29,5	10,25	-	29,5	10,25	-	-		

Усвоение церия по вводу составляет 70,3%, по готовому металлу – 30,0%, усвоение лантана по вводу составляет 61,1%, по готовому металлу – 44,4%. Усвоение церия по готовому металлу в сравнении с пробой по вводу снижается в 2,34 раза, усвоение лантана по готовому металлу в сравнении с пробой по вводу снижается в 1,37 раза. Такое резкое снижение церия в готовом металле по сравнению с пробой по вводу в отличие от поведения лантана связано с тем, что изобарный потенциал реакции взаимодействия церия с кислородом с образованием CeO_2 при температурах жидкой стали на 10–15% выше (по абсолютной величине), чем у реакции взаимодействия лантана с кислородом с образованием La_2O_3 и, соответственно, церий в первую очередь будет взаимодействовать с растворенным в металле кислородом и образовавшиеся крупные первичные церийсодержащие включения будут всплывать в шлак.

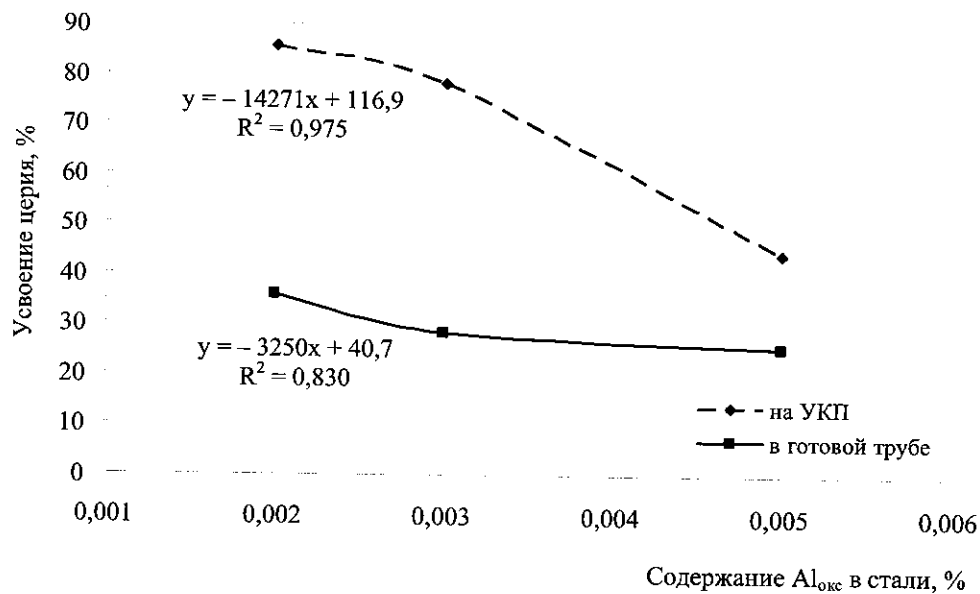
На плавке № 05520 наблюдается пониженное усвоение церия по вводу (44,2%), что связано с повышенной окисленностью металла во время внепечной обработки, подтверждаемой высоким содержанием алюминия оксидного перед вводом проволоки – 0,005%. Стабильная степень усвоения церия при обработке трубной стали 13ХФА опытной проволокой – по вводу 80–85%, по готовому металлу 30–35% достигается при содержании алюминия оксидного перед вводом проволоки 0,002–0,003%.

Зависимость усвоения редкоземельных металлов (церия, лантана) от содержания алюминия оксидного перед вводом проволоки на опытных шлавках стали марки 13ХФА представлена на рис. 6.12.

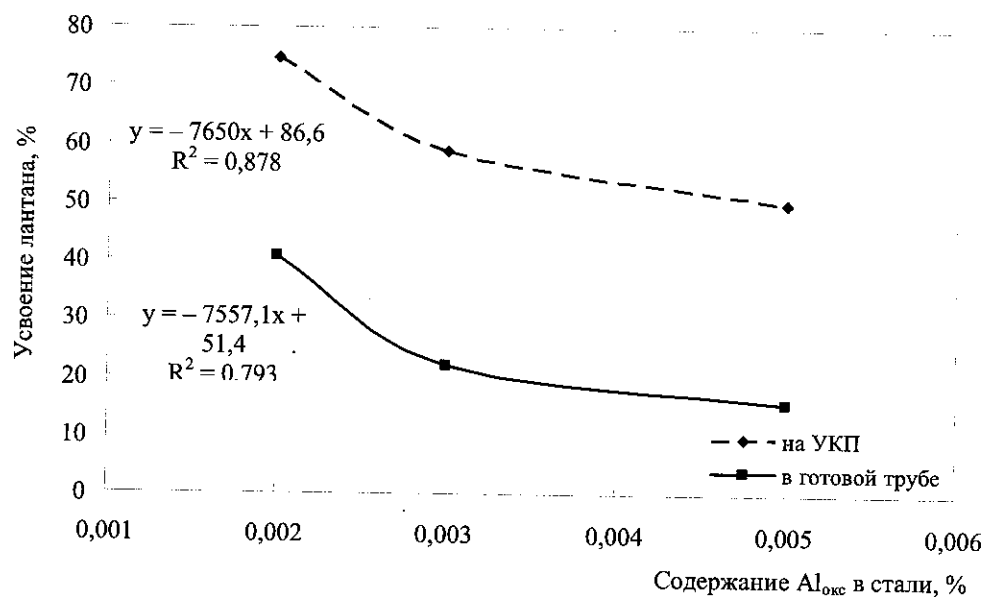
Представленные данные косвенно подтверждают взаимосвязь уровня усвоения церия с уровнем окисленности металла и количеством удаленной серы. Следует отметить, что содержание церия на плавке № 08175 в разливочной пробе в 1,5 раза ниже, чем в готовом прокате, а содержание лантана на плавках № 08175 и № 05250 в разливочной пробе в 2–3 раза ниже, чем в готовом прокате, что связано с особенностью взаимодействия лантана и церия с кислородом воздуха во время отбора пробы от струи по ходу разливки металла в изложницы. На плавке № 08467, когда принимались меры по защите струи, содержание церия в разливочной пробе выше, чем в готовом прокате, а содержание лантана находится на одном уровне.

Для оценки степени равномерности распределения РЗМ по объему ковша и по слитку проводился анализ проб металла стали 13ХФА, отобранных по ходу разливки (начало, середина и конец разливки) и анализ труб после проката (металл, приближенный к головной, центральной и донной части слитка). Анализ отобранных проб представлен в таблице 6.10.

Результаты химического состава стали свидетельствуют о том, что концентрация церия и лантана по данным химического металла по ходу разливки и по длине слитка практически не изменилась, то есть РЗМ равномерно распределены по объему металла и по длине слитка.



а)



б)

Рис. 6.12. Зависимость усвоения редкоземельных элементов от содержания в стали оксидного алюминия на агрегате ковш-печь (сталь 13ХФА): а) церия; б) лантана

Таблица 6.10. Распределение редкоземельных элементов по объему металла и по длине слитка в стали 13ХФА

№ плавки	Удельный расход по РЗМ, кг/т стали	Массовая доля элементов, %			
		Ce	La	РЗМ (Ce + La)	
8175-2	0,215	Место отбора пробы			
		агрегат ковш-печь			
		перед отлачей на разливку			
		разливка в изложницу:			
		начало			
		середина			
5250-2	0,282	Место отбора пробы			
		металл труб после проката:			
		головная часть слитка			
		центральная часть слитка			
		донная часть слитка			
		агрегат ковш-печь			
перед отлачей на разливку					
середина разливки					
металл труб после проката:					
головная часть слитка					
центральная часть слитка					
донная часть слитка					

На опытных плавках стали марки 20СА содержание церия и лантана в разливочной пробе составляло 0,0038 и 0,0040% церия и 0,0018 и 0,0012% лантана соответственно. Усвоение церия на опытных плавках стали марки 20СА по разливочной пробе составляло 41,8%, усвоение лантана – 51,0%. Содержание церия после ввода проволоки на установке ковш-печь при внепечной обработке трубной стали марки 20КТ составляло 0,0051–0,0069%, по разливочной пробе – 0,0034–0,0041, содержание лантана по вводу составляло 0,0016–0,0022%, по разливочной пробе – 0,0006–0,0012. Усвоение церия по вводу составляло 76,7%, по разливочной пробе – 47,5%, усвоение лантана по вводу составляло 73,6%, по разливочной пробе – 32,3%.

Следует отметить, что пониженное содержание и усвоение церия на плавке №6561 связано с повышенной окисленностью, что подтверждается высоким содержанием Al оксидного – 0,004%. На других плавках стали марки 20КТ содержание Al оксидного составляет 0,002% и усвоение церия по вводу выше на 15,8 и 18,7% абс. соответственно. Представленные зависимости аналогичны полученным при проведении опытных плавки стали марки 13ХФА и также подтверждают взаимосвязь уровня усвоения церия с уровнем окисленности металла.

На опытных плавках стали марки 13ХФА после ввода проволоки с комплексным модификатором получено существенное снижение содержания серы в разливочной пробе – в среднем с 0,010% до 0,0043%, на сравнительных плавках снижение содержания серы не так заметно. Степень десульфурации по содержанию серы до ввода проволоки и в разливочной пробе на опытных плавках составила 57,4%, на сравнительных – 36,5%, то есть на опытных плавках степень десульфурации выше на 20,5% абс. или 36% отн.

Отметим, что при использовании проволоки, изготовленной по варианту №2 (механическая смесь кальция металлического и комплексного модификатора) усвоение церия (по разливочной пробе) выше на 6,0% абс. или 15,0% отн., чем при использовании проволоки, изготовленной по варианту №1 – 46,1% против 40,1%, а усвоение лантана при использовании проволоки, изготовленной по варианту № 2 выше на 21,3% абс. или 81,0% отн. – 47,6% против 26,3%.

6.4.5. Анализ неметаллических включений в металле

Анализ неметаллических включений в пробах металла, отобранных на разных этапах обработки и разливки стали марки 13ХФА, проводился ЗАО "Самарский ИТЦ".

Неметаллические включения в пробах металла с агрегата ковш-печь (плавки № 08175 и № 05250) имеют округлую форму. Размер включений не превышает 3–5 мкм. Неметаллические включения в основном состоят из

двух фаз. По данным электронной микроскопии фаза, представленная светлыми участками, состоит из оксисульфида кальция и РЗМ (церий, лантан и неодим). По данным полуколичественного поэлементного энергодисперсионного анализа концентрация кислорода в неметаллических включениях незначительна, во всех неметаллических включениях отсутствует алюминий. Кроме вышеописанных включений в металле наблюдается небольшое количество многокомпонентных силикатов и оксидов алюминия, кальция и РЗМ (церий, лантан и неодим). Следует отметить, что на плавке № 08175 во всех неметаллических включениях по данным спектрального и полуколичественного поэлементного анализа концентрация церия выше, чем концентрация лантана, а на плавке № 05250 во включениях наблюдается более высокая концентрация лантана по сравнению с церием.

Характерный вид неметаллических включений в пробах металла, отобранных в процессе разливки стали в изложницы, представлен на рис 6.13.

По данным электронной микроскопии неметаллические включения в пробах по ходу разливки металла в изложницы гомогенные и однородные.

На плавке № 08175 неметаллические включения представлены:

– оксисульфидами алюминия, кальция и РЗМ (церий, лантан и неодим),

– оксидами алюминия,

– сульфидами кальция и РЗМ (церий, лантан и неодим).

На плавке № 05250 неметаллические включения представлены:

– сульфидами кальция и РЗМ (церий, лантан и неодим),

– силикатами,

– оксидами алюминия.

Соотношение между церием и лантаном в разливочных пробах аналогично ковшевым пробам. Отметим, что на плавке № 08175 в разливочной пробе присутствует алюминий и увеличенное содержание кислорода по сравнению с ковшевой пробой. Предположительно, как уже отмечалось, повышенное содержание кислорода связано с тем, что по ходу разливки в изложницы отбираемые пробы металла контактируют с атмосферным воздухом и активные элементы, содержащиеся в стали (в том числе и алюминий) могут взаимодействовать с кислородом воздуха. В зависимости от характера и длительности этого контакта, может образоваться определенное количество Al_2O_3 , которое и будет присутствовать в неметаллических включениях, при этом общее содержание алюминия в составе стали не изменится, произойдет только перераспределение между количеством кислоторастворимого алюминия и алюминия оксидного.

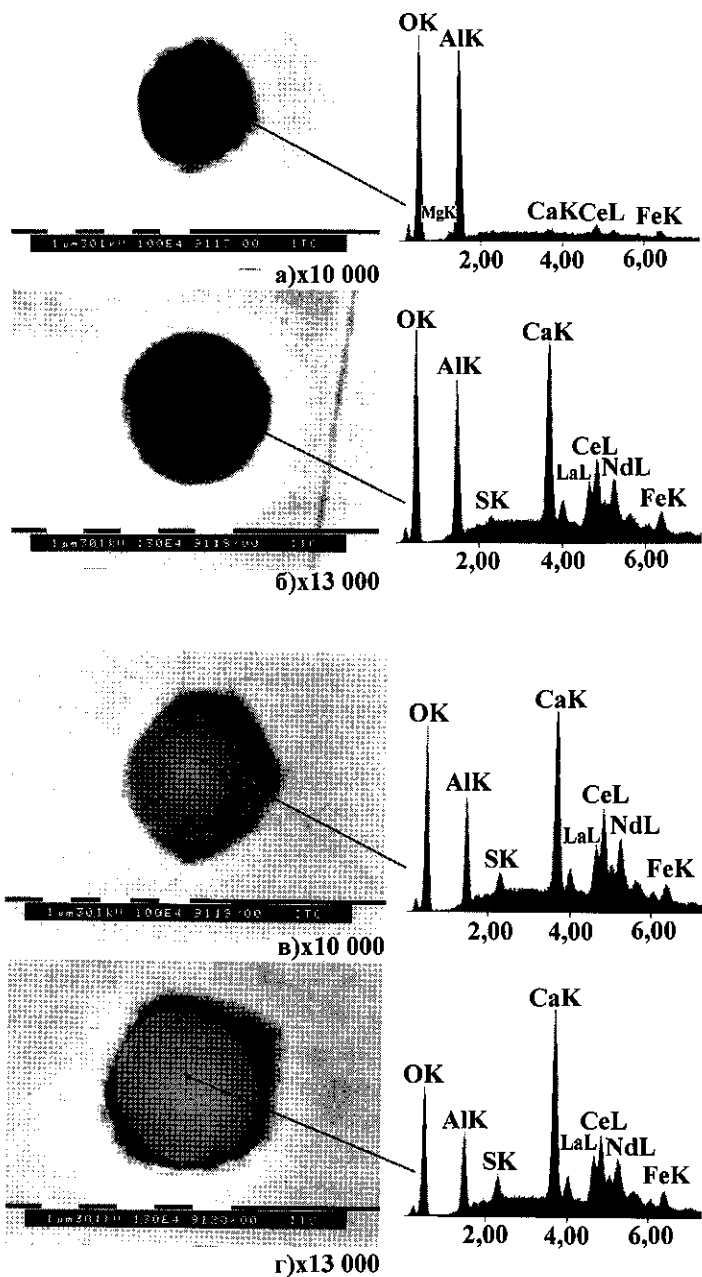
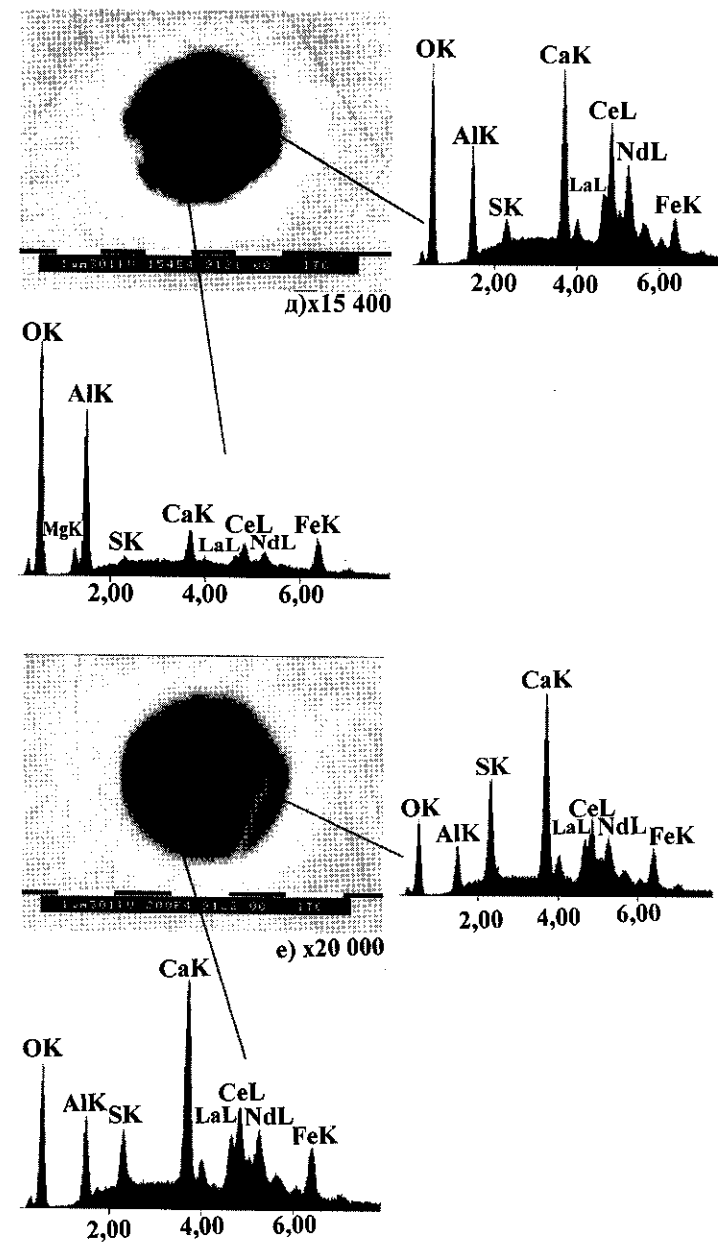


Рис. 6.13. Характерный вид неметаллических включений в разливочных пробах стали 13ХФА, модифицированной комплексным модификатором с РЗМ



Продолжение рис. 6.13.

Неметаллические включения в металле труб после проката также приближены к округлой форме и представлены двухфазными сульфидами кальция РЗМ (церий, лантан и неодим) и оксидами алюминия. Таким образом, неметаллические включения в металле ковшевых проб и в трубах после проката идентичны. Из представленных данных также видно, что на опытных плавках трубной стали 13ХФА подавляющее большинство сульфидных включений содержат РЗМ (Ce, La, Nd) и имеют округлую форму как в ковшевой пробе, так и в готовом прокате.

6.4.6. Загрязненность трубной стали неметаллическими включениями

В таблице 6.11 представлена общая загрязненность неметаллическими включениями труб опытных и сравнительных плавков, а в таблице 6.12 загрязненность коррозионно-активными неметаллическими включениями.

Из представленных данных видно, что при оптимальной разработанной технологии раскисления и внепечной обработки трубной стали уровень общей загрязненности неметаллическими включениями (по среднему баллу) снижается в 1,20 раза (на 13,4%), уровень загрязненности по сульфидам снижается в 1,83 раза (на 45,4%). Отметим, что при увеличении расхода редкоземельных металлов на обработку с 0,10 до 0,15 кг/т загрязненность стали 20СА, 20КТ сульфидами в исследуемом диапазоне увеличивается, но все равно остается достаточно низкой.

На опытных плавках плотность коррозионно-активных неметаллических включений аналогична плотности КАНВ на сравнительных ковшах, значительно ниже, чем на сравнительных плавках периода проведения исследований, янв. - дек. 2005 г. (КАНВ тип II – алюминаты кальция в оболочке сульфида кальция – ниже на 84,8%) и соответствуют нормативным требованиям.

Наилучшие результаты по загрязненности трубной стали неметаллическими включениями и качеству стали с обеспечением полной разливаемости металла достигаются на плавках стали 13ХФА при расходе РЗМ 0,21–0,28 кг/т стали, на плавках стали 20СА при расходе РЗМ 0,11–0,15 кг/т стали с учетом действия других факторов.

Таблица 6.11. Загрязненность неметаллическими включениями металла труб опытных (обработка стали модификатором РЗМ+Са) и сравнительных плавков

№ плавки (ковша), марка стали	Загрязненность неметаллическими включениями, балл*						
	ОТ	ОС	СХ	СП	СН	С	Σ
опытные							
6468 20СА	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0,33}{0-1,0}$	0	$\frac{1,58}{1,0-2,0}$	$\frac{0,92}{0,5-2,0}$	3,33
8508 20СА	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{2,17}{1,0-4,5}$	0	$\frac{0,75}{0,5-1,0}$	$\frac{1,33}{1,0-2,5}$	4,75
среднее	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{1,25}{0-4,5}$	0	$\frac{1,165}{0,5-2,0}$	$\frac{1,125}{0,5-2,5}$	4,04
8541 20КТ	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0,42}{0-2,0}$	0	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0,58}{0,5-1,0}$	2,0
06523 20КТ	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0,17}{0-0,5}$	0	$\frac{0,58}{0,5-1,0}$	$\frac{0,67}{0,5-1,0}$	1,92
6561 20КТ	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0,42}{0-1,5}$	0	$\frac{0,67}{0,5-1,0}$	$\frac{0,5}{0,5}$	2,09
среднее	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0,34}{0-2,0}$	0	$\frac{0,58}{0,5-1,0}$	$\frac{0,58}{0,5-1,0}$	2,00
08175 13ХФА	0,5	0,21	0,875	0	0,875	0,5	2,96
08467 13ХФА	0,5	0	1,25	0	0,75	0,5	3,00
среднее	0,5	0,105	1,06	0	0,81	0,5	2,975
среднее по 7 ковшам	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0,03}{0-0,5}$	$\frac{0,80}{0-4,5}$	0	$\frac{0,82}{0,5-2,0}$	$\frac{0,71}{0,5-2,5}$	2,86
сравнительные							
06561 20КТ	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0,67}{0-1,0}$	0	$\frac{0,67}{0,5-1,0}$	$\frac{1,58}{0,5-2,0}$	3,41
8175 13ХФА	0,5	0	0,96	0	1,585	0,585	3,63
8467 13ХФА	0,5	0,25	0,67	0	1,41	0,875	3,705
среднее	0,5	0,125	0,815	0	1,50	0,73	3,67
сравнительные плавки сталь 20СА (52 ковша) сент.-окт. 2006 г.	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0,18}{0-1,5}$	$\frac{0,64}{0-3,5}$	0	$\frac{0,72}{0-3,0}$	$\frac{1,38}{0,5-2,5}$	3,42
сравнительные плавки сталь 20КТ (6 ковшей) сент.-окт. 2006 г.	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0,06}{0-1,0}$	$\frac{0,60}{0-3,5}$	0	$\frac{1,47}{0,5-4,0}$	$\frac{0,83}{0,5-2,0}$	3,46
среднее	$\frac{0,5}{0,5}$	$\frac{0,17}{0-1,5}$	$\frac{0,65}{0-3,5}$	0	$\frac{0,82}{0-4,0}$	$\frac{1,30}{0,5-2,5}$	3,44

*) числитель – среднее значение; знаменатель – разбег значений

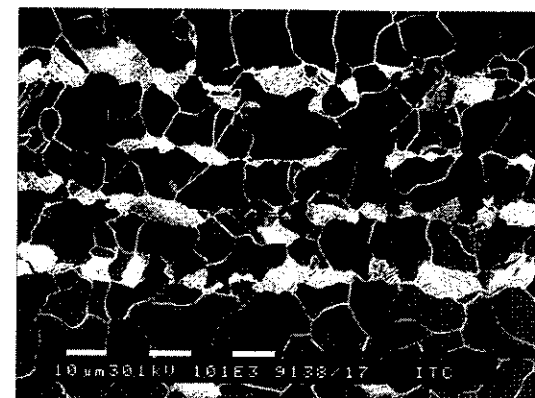
Таблица 6.12. Загрязненность коррозионно-активными неметаллическими включениями (КАНВ) труб опытных (обработка стали модификатором РЗМ+Са) и сравнительных плавков

№ плавки (ковша)	Марка стали	Загрязненность стали КАНВ, шт/мм ²	
		КАНВ I	КАНВ II
опытные ковши			
8508	20СА	0,18	0,15
6468	20СА	0,32	0,05
среднее		0,25	0,10
8541	20КТ	0	0,10
06561	20КТ	0,21	0,27
среднее		0,11	0,18
среднее по 5-м ковшам		0,18	0,14
сравнительные плавки сент.-окт. 2006 г.		0,10	0,19
опытные плавки в первый период прове- дения исследований (оптимальная техно- логия)		0	0,44
сравнительные плавки в первый период про- ведения исследований		0,20	1,08

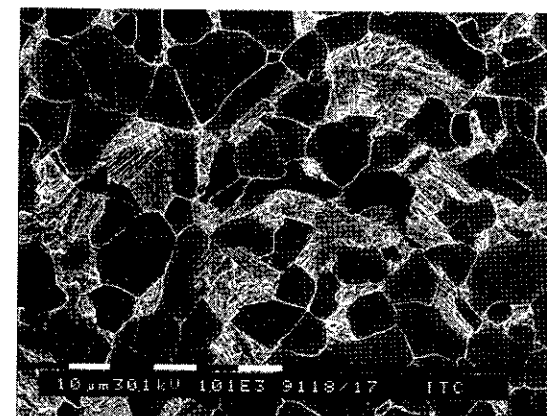
6.4.7. Микроструктура металла труб из стали марки 13ХФА после термической обработки

Анализ микроструктуры металла труб из стали марки 13ХФА проводился ЗАО "Самарский ИТЦ" на металлографических шлифах, изготовленных вдоль оси проката. Микроструктура опытных и сравнительных плавков представлена на рис. 6.14 и рис. 6.15.

Микроструктура металла труб после термической обработки мелкозернистая, феррито-перлитная с зернистой формой карбидов в перлитных



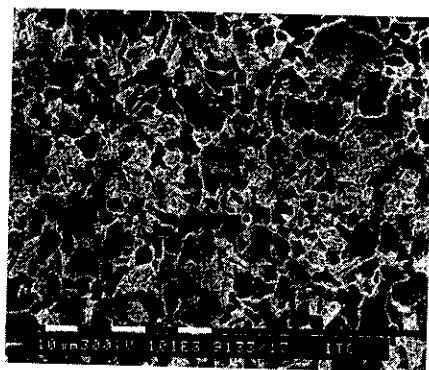
а)



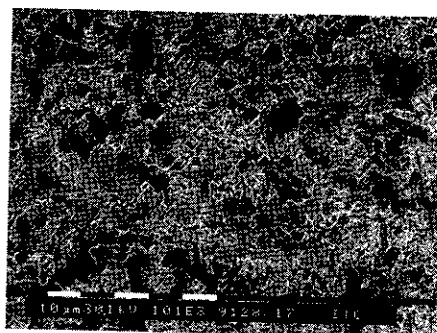
б)

Рис. 6.14. Микроструктура образцов сравнительного металла после термической обработки, $\times 1000$:

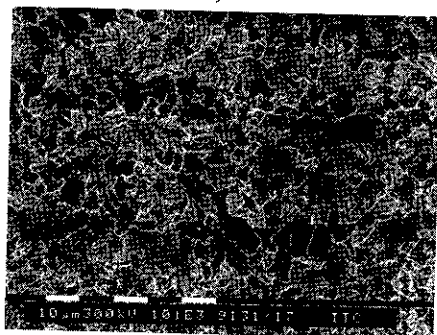
- а) сталь 09Г2С (без обработки активными элементами) после нормализации;
- б) сталь 08ХМЧА (модифицированная кальцием) после заковки и длительного отпуска



а)



б)



в)

Рис. 6.15. Микроструктура стали 13ХФА (модифицирование РЗМсодержащим модификатором), труба диаметром 114×8 мм после термообработки, ×1000:

а – внутренняя поверхность; б – центр; в – наружная поверхность

зернах. Феррито-перлитная полосчатость не значительная – менее 1 балла. Размер ферритных зерен достигает 10мкм, что соответствует 9 баллу.

6.4.8. Коррозионные характеристики металла труб из стали марки 13ХФА после термической обработки

Испытания для определения коррозионных свойств металла нефтегазопроводных труб из стали марки 13ХФА (плавки №8175 и №5250) проводились в ЗАО "Самарский ИТЦ". По результатам испытаний сделаны выводы, что характеристики коррозионной стойкости металла термически обработанных труб, изготовленных из опытных плавок стали 13ХФА, по параметрам стойкость к сульфидному коррозионному растрескиванию под напряжением (СКРН), стойкость к водородному растрескиванию (ВР), стойкость к общей коррозии, стойкость к образованию блистерингов находятся на высоком уровне: пороговое напряжение 80% от предела текучести, пороговый коэффициент интенсивности напряжений $K_{ISSC} 42 \text{ МПа м}^{\frac{1}{2}}$, водородные трещины и блистеринги отсутствуют, скорость общей коррозии – 0,5 мм/год.

Металл труб, изготовленных из опытных плавок стали 13ХФА, характеризуется высокой стойкостью к бактериальной коррозии: плотность биопленки на образцах металла опытных плавок в 3–4 раза меньше, чем на образцах стали 09Г2С, не обработанной кальцием, и в 2–3 раза меньше, чем на образцах металла от сравнительных ковшей стали 13ХФА, модифицированных только кальцием. Содержание и расположение бактериальных клеток СРБ на поверхности образцов стали опытных и сравнительных плавок представлено на рис. 6.16.

Устойчивость к бактериальной коррозии стали 13ХФА (система легирования Fe-Cr) объясняется уменьшением адгезионных свойства сульфатредуцирующих бактерий (СРБ) в результате модификации формы и размеров включений. Сера приводит к уменьшению толщины и увеличению вытянутости включения, что способствует увеличению способности бактерий адгезироваться на поверхности таких включений. В тоже время стали, содержащие церий в таком количестве, имеют сульфидные включения с высокой степенью округлости и обычно малого размера. Добавление церия увеличивает прочность включений при высоких температурах и повышает их точки плавления. Се-содержащие включения лишь с малой вероятностью деформируются при температурах прокатки и остаются приблизительно сферической формы.

Церий также вызывает изменения, связанные с увеличением химической и механической стабильности включений.

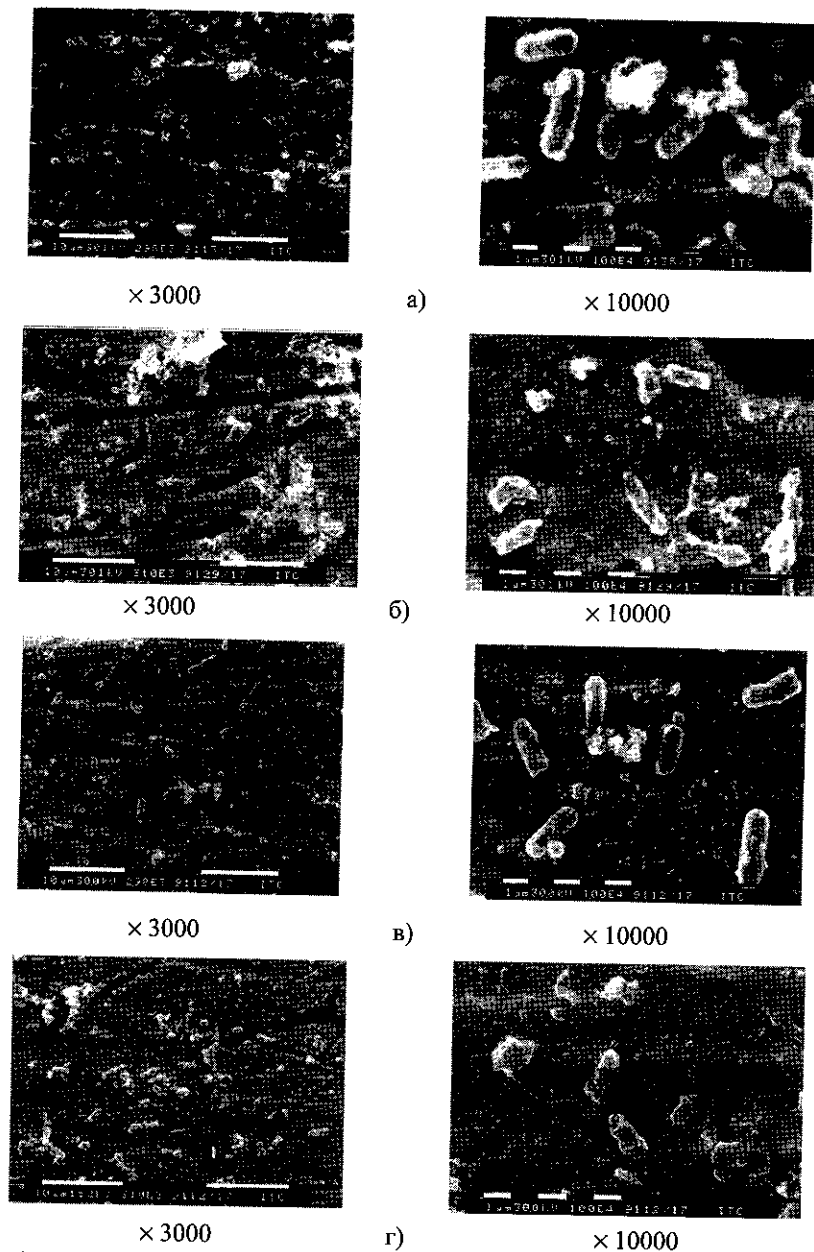


Рис. 6.16. Содержание и расположение бактериальных клеток СРБ на поверхности образцов трубной стали:
 а) 09Г2С, без обработки активными элементами; б) 08ХМЧА, модифицирование кальцием; в) 13ХФА, модифицирование кальцием; г) 13ХФА, модифицирование комплексным модификатором с РЗМ

Такая модификация включений способствует повышению стойкости стали к биокоррозии вследствие того, что введение церия во включения наряду с микроструктурой стали изменяет адгезионные свойства бактерий по отношению к поверхности металла. С одной стороны, включения становятся достаточно мелкими для прикрепления бактериальных клеток к ним и бактериальные клетки теряют способность адгезироваться к столь малым и компактным включениям, а с другой стороны, церий, действуя на бактериальные клетки, изменяет их способность прикрепляться к поверхности металла. Кальций также изменял форму включений, однако не действовал на адгезионные свойства бактерий и не снижал степень биокоррозии.

6.4.9. Выход годного металла на опытных и сравнительных плавках

По результатам опытно-промышленных плавок было установлено, что при оптимальной разработанной технологии раскисления и внепечной обработки трубной стали снижается уровень общей загрязненности неметаллическими включениями, уровень загрязненности по сульфидам, снижается плотность коррозионно-активных неметаллических включений и брак слитков. Это привело к увеличению выхода годных слитков и готового проката. В таблице 6.13 представлены данные по выходу годных слитков опытных и сравнительных плавок, в таблице 6.14 приведены данные по выходу годного проката опытных и сравнительных плавок.

Приведенные в таблицах 6.13 и 6.14 данные показывают, что при использовании комплексного РЗМсодержащего модификатора выход годных слитков трубной стали 13ХФА на 2,0% выше, чем в среднем по ТПЦ-1 и ТПЦ-2 и на 1,03% выше, чем на сравнительных ковшах, на стали 20СА выход годного на 1,44 % выше, чем на сравнительных ковшах и на 1,11% выше, чем в среднем по ТПЦ-1 и ТПЦ-2.

Брак слитков на опытных плавках на 0,81 % абс. или на 88% отн. ниже, чем на сравнительных ковшах, и на 0,91% абс. или 89,2% отн. ниже, чем в среднем по цеху.

Из представленных данных видно, что выход годного проката на опытных плавках трубной стали 13ХФА на 2,26% выше, чем на сравнительных ковшах, а на всех опытных плавках выход годного проката на 1,35% выше, чем на сравнительных.

Таблица 6.13. Выход годных слитков опытных и сравнительных плавок трубной стали

Марка стали	Показатель	Опытные ковши	Сравнительные ковши
13ХФА	Выход годного, %	99,70	98,67
	Огневой ремонт, %	0,30	0,307
	Брак, %	–	1,023
20СА	Выход годного, %	98,81	97,37
	Огневой ремонт, %	0,795	1,81
	Брак, %	0,395	0,92
20КТ	Выход годного, %	97,48	97,27
	Огневой ремонт, %	2,52	1,81
	Брак, %	–	0,92
По 7-ми плавкам	Выход годного, %	98,81	97,91
	Огневой ремонт, %	1,08	1,17
	Брак, %	0,11	0,92
За 7 мес. 2006 г. (апрель-октябрь)	Выход годного, %	97,70	
	Огневой ремонт, %	1,28	
	Брак, %	1,02	

6.5. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОПТИМАЛЬНОЙ КОМПЛЕКСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАСКИСЛЕНИЯ И ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ КОРРОЗИОННОСТОЙКОЙ ТРУБНОЙ СТАЛИ

Как показали проведенные исследования для обеспечения высокого уровня характеристик коррозионной стойкости металла термически обработанных труб, изготовленных из опытных плавок стали 13ХФА, по параметрам: стойкость к сульфидному коррозионному растрескиванию под напряжением (СКРН), стойкость к водородному растрескиванию (ВР), стойкость к общей коррозии, стойкость к образованию блистерингов, содержание церия в готовом металле должно составлять 0,0040–0,0060%, содержание лантана в готовом металле – 0,0015–0,0035%.

Одновременно необходимо стабильно обеспечивать требуемый уровень общей загрязненности металла неметаллическими включениями, в т.ч. по сульфидам и по коррозионно-активным неметаллическим включениям.

Таблица 6.14. Выход годного проката опытных и сравнительных плавок

Марка стали	Показатель	Опытные ковши	Сравнительные ковши
13ХФА	Общие потери, %	1,14	3,40
	в т. ч.		
	внут. плена	0,2	1,15
	наруж. плена	0,77	2,25
	прочие	0,17	–
	Выход годного, %	98,86	96,60
20СА	Общие потери, %	1,35	0,59
	в т. ч.		
	внут. плена	–	0,15
	наруж. плена	1,2	0,43
	прочие	0,15	0,01
	Выход годного, %	98,65	99,41
20КТ	Общие потери, %	0,98	4,50
	в т. ч.		
	внут. плена	0,15	0,90
	наруж. плена	0,83	1,60
	прочие	–	2,00
	Выход годного, %	99,02	95,50
По всем плавкам	Общие потери, %	1,15	2,50
	в т. ч.		
	внут. плена	0,13	0,70
	наруж. плена	0,91	1,39
	прочие	–	0,40
	Выход годного, %	98,85	97,50

Для достижения приведенного комплекса показателей необходима технологическая регламентация на всех этапах получения стали с целью ограничения окисленности ванны, предотвращения возможности образования новых неметаллических включений и максимального модифицирования и удаления образовавшихся включений, получения содержания алюминия оксидного во время внепечной обработки и разлива на уровне 0,002–0,003%. Следует особо подчеркнуть важность указанного выше параметра следующим примером. В марте 2007 г. во время непрерывной разлива последней в серии плавки стали 20СА, обработанной РЗМ, наблюдалось зарастание погружного стакана и стаканов-дозаторов (уровень датчика положения стопора повысился примерно в 2 раза), что связывалось с отложениями РЗМсодержащих включений. Однако анализ отобранных из погружного стакана отложений показал, что они состоят в основном из глинозема и тугоплавких алюмокальциевых включений, а соединения РЗМ

отсутствовали полностью. Содержание алюминия оксидного в металле при этом составляло 0,005%, а кальция – 0,0015%, что и привело к нарушению технологии непрерывной разливки, отложению включений и затягиванию стаканов.

Для косвенного контроля окисленности металла содержание углерода в стали 13ХФА при подаче на агрегат ковш-печь должно составлять не менее 0,12%. Такое его содержание по приходу на установку ковш-печь обеспечивается или содержанием углерода на выпуске не менее 0,14%, или присадками на выпуске науглероживателя в необходимом количестве. В этом случае углеродсодержащие материалы следует вводить в первую очередь, тогда расход алюминия на раскисление может быть существенно снижен. Присадка алюминия на выпуске является необходимым элементом технологии, так как основная масса глиноземсодержащих неметаллических включений удаляется в период наполнения ковша и интенсивного перемешивания металла в этот период.

Для наводки жидкоподвижного высокоосновного шлака с высокими и стабильными рафинирующими характеристиками, способного ассимилировать всплывающие включения и удерживать их, предпочтительно использовать ТШС, состоящей из извести в количестве 5,0–5,2 кг/т, магнезита – 0,5–0,7 кг/т, плавикового шпата – 1,0–1,2 кг/т, алумошлака – 1,8–2,2 кг/т, фракция материалов не более 50 мм. Расход магнезитсодержащих материалов должен обеспечивать MgO содержание в шлаке в пределах 5–8%, что стабилизирует свойства шлаков, повышает активность CaO по отношению к растворенной в металле сере, увеличивает подвижность шлака и устойчивость его физико-химических свойств при изменении температуры и состава, стабилизирует показатели конкретного шлака, обеспечивая необходимую вязкость и поверхностное натяжение, способствуя ассимиляции включений.

Модифицирование металла производится вводом порошковой проволоки с комплексным модификатором, содержащим РЗМ, в количестве 0,21–0,28 кг/т стали по РЗМ (Ce – 70%, La – 22,5%, Pr+Nd+Sm – 7,5%). Проволока с наполнением комплексным модификатором (кальций + РЗМ) вводится при достижении заданного химического состава стали и содержании серы не более 0,010 % и алюминия оксидного не более 0,003%. При этом обработка стали кальцийсодержащей (алюмокальциевой или силикокальциевой) порошковой проволокой не производится. После присадки порошковой проволоки с комплексным модификатором с РЗМ производится "мягкая" продувка металла аргоном (горячее пятно от аргона должно иметь диаметр не более 100–150 мм без оголения зеркала металла) в течение не менее 15 мин.

Глава 7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И КОНСТРУКТИВНЫЕ АСПЕКТЫ СОВРЕМЕННЫХ МНЛЗ

7.1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОЦЕССОВ НЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ СТАЛИ

Знаменательной вехой в истории становления непрерывной разливки стали является ввод в эксплуатацию в 1960 г. впервые в мировой металлургии промышленных УНРС на Донецком (стальковш 140 т) и Новолитпечком (160 т) металлургических заводах в СССР. В 1966 г. на НЛМЗ появляется первый кислородно-конвертерный цех с разливкой всей выплавляемой стали на УНРС. Это были вертикальные установки для отливки прямоугольных заготовок, на которых отрабатывались основы промышленной технологии и конструктивные решения нового способа разливки стали. Успешное освоение первых промышленных установок явилось началом ускоренного внедрения этого процесса в мировой металлургии.

Непрерывная разливка стали – это новая концепция технологического процесса получения (первоначально) полуфабриката. Существующий на протяжении более чем сотни лет способ отливки слитков характеризуется схемой: изложница (кристаллизатор) – единичный слиток по размеру изложницы. Непрерывная разливка характеризуется принципом: кристаллизатор → непрерывнолитая заготовка любой заданной длины и формы. Эта концепция создает основу, на базе которой стремительно разрабатываются новые технологические и конструктивные решения, существенно изменяющие энергетические и качественные показатели процесса.

Первоначально создаваемые УНРС (впоследствии МНЛЗ), будем считать, классического типа, характеризовались вертикальным расположением технологической оси и отливкой заготовок толщиной 250–300 мм для слябов (в исключительных случаях – 200 мм) и 300–450 мм для блюмов. Из-за боязни прорывов жидкого металла под кристаллизатором и увеличения протяженности жидкой фазы скорость разливки ограничивалась уровнем 0,35–0,75 м/мин. Разливка способом "плавка на плавку" (серийная разливка) впервые осуществленная на Донецком металлургическом заводе (ДМЗ) в 1961 году [280] по ряду причин не имела широкого распространения. В этих условиях считалось, что уменьшение толщины сечения отливаемых заготовок приведет к снижению производительности МНЛЗ и ухудшению качества металла.

Дальнейшее освоение и исследование процесса показали, что в условиях непрерывной разливки прочностные свойства затвердевающей оболочки на выходе из кристаллизатора позволяют существенно, по меньшей мере в 4–6 раз, увеличить скорость разливки. В этой связи на ДМЗ была выполнена расчетная проработка данного вопроса, в результате которой МНЛЗ была перестроена на минимально возможную по конструкции тол-

щину слябов – 150 мм при сохранении ширины 1000–1200 мм и освоена самая высокая для того времени скорость разливки – 1,5 м/мин (максимально возможная для существующей металлургической длины). Производительность МНЛЗ возросла на 30%. Это подтверждается простыми расчетами [281, 282].

Продвижение фронта затвердевания металла при непрерывной разливке вполне удовлетворительно подчиняется закону квадратного корня:

$$\delta = K \sqrt{\tau}, \quad (7.1)$$

где: δ – толщина затвердевающей оболочки; τ – время от начала затвердевания; K – константа затвердевания.

Рассмотрим основные соотношения между характеристиками процесса непрерывной разливки стального слитка толщиной $a = 2\delta$ и шириной b при условии одновременной кристаллизации двух его противоположных сторон:

$$\delta = K \sqrt{\tau_c}; \quad \tau_3 = \delta^2 / K^2, \quad (7.2)$$

где τ_3 – время полного затвердевания слитка.

Металлургическая длина L определяет максимально возможную скорость разливки:

$$L = v_{max} \tau_3; \quad v_{max} = L / \tau_3 = L \dot{E}_1^2 / \delta^2. \quad (7.3)$$

Максимальная производительность одного ручья установки

$$P_{max} = v_{max} 2\delta b \gamma = 2\gamma L b K^2 / \delta. \quad (7.4)$$

Проведем сравнение основных параметров процесса непрерывной отливки двух плоских заготовок, имеющих одинаковую ширину b , но разную толщину – в одном случае равную 2δ , в другом $2\delta_2 = 2\delta_1/n$.

Максимальная производительность ручья установки при полном использовании металлургической длины для этих заготовок

$$P_1 = 2v_{max1} \delta_1 b \gamma = 2\gamma L_1 b \dot{E}_1^2 / \delta_1; \quad (7.5)$$

$$P_2 = 2v_{max2} \delta_2 b \gamma / n = 2\gamma L_2 b \dot{E}_2^2 n / \delta_1; \quad (7.6)$$

В условиях одной установки $L_1 = L_2$. Тогда

$$\frac{P_2}{P_1} = \frac{K_2^2}{K_1^2} n \quad \text{и} \quad P_2 = n P_1 \frac{K_2^2}{K_1^2}. \quad (7.7)$$

Проведенные в то же время исследования показали (см. таблицу 7.1), что при уменьшении толщины отливаемой заготовки константа затвердевания (K_2) имеет тенденцию к увеличению. Поэтому в данном случае можно принять, что $K_2 = K_1$ и, следовательно,

$$P_2 = n P_1. \quad (7.8)$$

Таким образом, в условиях разливки на конкретной МНЛЗ (при определенной металлургической длине) при сохранении ширины отливаемой заготовки уменьшение толщины слябов в " n " раз обеспечивает возможность увеличения производительности также в " n " раз. При этом вследствие уменьшения времени затвердевания линейная скорость разливки мо-

жет быть увеличена в " n^2 " раз в пределах той же металлургической длины.

Таблица 7.1. Изменение константы затвердевания

Условный номер опыта	Толщина сляба, 2δ , м	Скорость разливки, V_p , м/мин	Глубина жидкой фазы, H , м	Время затвердевания τ_3 , мин	Константа затвердевания, K_2 м/мин ^{0,5}
1	0,208	0,6	8,34	13,9	0,0275
2	0,208	0,7	9,60	13,72	0,0277
3	0,182	0,78	8,54	10,94	0,0275
4	0,163	0,97	8,56	8,82	0,0275
5	0,164	0,93	7,95	8,52	0,0281
6	0,148	1,07	7,45	6,96	0,0281
7	0,149	1,10	7,75	7,05	0,0282

Из приведенного анализа следует, что для вновь строящейся МНЛЗ заданной производительности уменьшение толщины исходной плоской заготовки в " n " раз при сохранении ее ширины уменьшает металлургическую длину в " n^2 " раз и, соответственно, затраты на ее сооружение. При уменьшении глубины жидкой фазы повышается качество литой заготовки, а в прокате снижаются затраты энергии. Исследования показали, что для трансформации литой структуры и обеспечения свойств листового проката достаточно четырех – шестикратного обжатия.

Повышение качества внутренней структуры литой заготовки при уменьшении глубины жидкой фазы обусловлено возможностью применения опорных роликов меньшего диаметра в ЗВО (зона вторичного охлаждения), а значит, и уменьшением шага их установки. При этом уменьшается ликвация в осевой зоне.

При отливке слябов толщиной 250–280 мм со скоростью 1,0–1,2 м/мин металлургическая длина составляет порядка 30 м и является лимитирующим фактором. При отливке слябов толщиной 100–120 мм равнозначной производительности более чем в четыре раза сокращается время полного затвердевания, более чем в два раза металлургическая длина, снижаются капитальные и производственные затраты и улучшается, как было показано, качество металла.

Или более конкретный пример. Для получения равной производительности при отливке заготовок сечением 0,15×2,0 м и 0,3×2,0 м в первом случае понадобится скорость 1,5 м/мин при глубине жидкой фазы до 11 м, во втором, соответственно, 0,75 м/мин при глубине жидкой фазы порядка 30 м. Не вызывает сомнений преимущество первого варианта.

Приведенное новое решение было осуществлено в начале 70-х годов прошлого столетия. Полученные результаты дают основание полагать, что

основными параметрами концепции непрерывного литья стали являются: толщина отливаемой заготовки, скорость разливки и протяженность жидкой фазы (металлургическая длина). Именно эти параметры определяют эффективность концепции и качество металла. Однако, прошло время прежде чем эти положения воплотились в новые разработки, существенно изменяющие капитальные и энергетические затраты при получении готовой продукции.

В течение 1994–1998 годов были внедрены МНЛЗ на слябы средней толщины для толстого листа на фирмах: "Tuscaloosa Steel" (получают слябы толщиной 125 мм); "Ipsco" (получают слябы толщиной 152 мм); "Nova Huta" в Острове. Это была первая установка в Европе, построенная с концепцией TSP, на ней получают слябы толщиной 100–125 мм [11]. Эти машины отличаются существенно меньшей металлургической длиной. Уровень производительности обеспечивается повышенной скоростью разливки. Такая тенденция в целом наблюдается и в настоящее время. Однако это не исключает и другие специальные варианты. В 1998 г. в Даллингене впервые в мире была введена в эксплуатацию МНЛЗ для производства слябов толщиной 400 мм с целью прокатки из них толстых листов [283].

Несколько ранее, в 80-х годах XX столетия получили начало разработки в области разливки заготовок с размерами, более близкими к конечным для сокращения технологической цепочки (рис. 7.1) [56, 284], снижения капитальных и энергетических затрат, а также сокращения рабочего цикла.

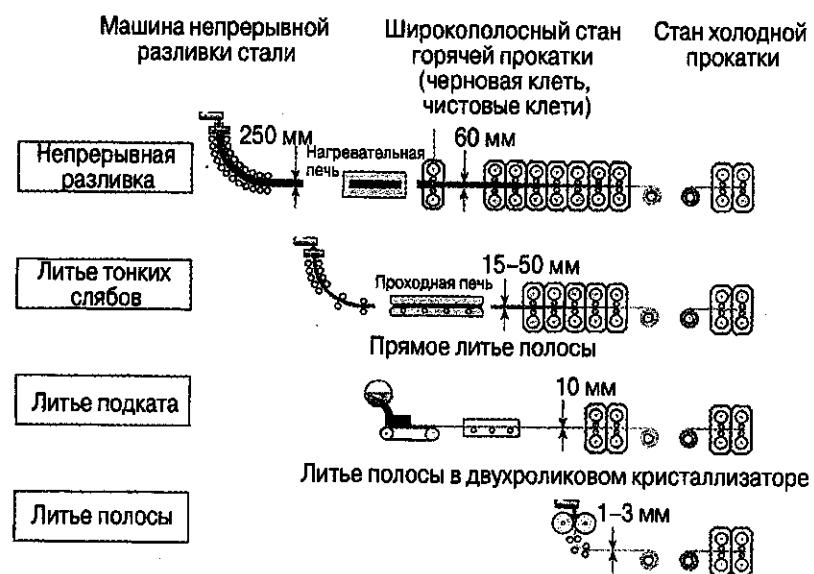


Рис. 7.1. Сравнение производственной линии процессов непрерывного литья стали

В конце 80-х годов производители стали и машиностроители Германии реализовали в промышленности инновационную разработку в области непрерывной разливки стали тонких слябов [285]. По этой технологии за один цикл можно производить непрерывнолитой сляб толщиной 50–70 мм. В металлургии устанавливается новое понятие – литейно-прокатный модуль (ЛПМ). Это, по сути, конвейер, на котором жидкая сталь преобразуется в горячекатаный и холоднокатаный лист по этапам: агрегат для выплавки стали (электропечь, конвертер) – доводка стали на агрегате ковш-печь – литье тонких слябов на МНЛЗ – проходная печь и прокатка на лист.

Первый промышленный литейно-прокатный модуль был осуществлен в 1989 г. в Кроуфордсвилле (США) фирмой "Nucor" по концепции компактного производства полосы Compact Strip Production (CSP), разработанной фирмой Schlöëman-Simag (SMS, Германия). При этом получали непрерывнолитой сляб толщиной 50 мм, который передавался непосредственно на стан горячей прокатки.

Время затвердевания такого сляба в пределах 0,7 мин, поэтому при скорости 5–6 м/мин глубина жидкой фазы не достигает и 5 м, что обеспечивает повышенное качество внутренней структуры. Главной задачей, которую необходимо было решить – это подача металла в кристаллизатор. Эта задача в данном случае решилась приданием верхней части кристаллизатора чечевицеобразной формы. При этом толщина сляба в плоскости оси на мениске составляет 150–170 мм, а на выходе из кристаллизатора 40–60 мм. Такая форма кристаллизатора позволяет решать проблему подачи металла погружным стаканом специальной плоской формы – "бобровый хвост" и улучшить питание жидкой сердцевины заготовки за счет обжатия чечевицеобразного профиля в нижней части кристаллизатора.

В Германии эту технологию начали применять в 1999 г. для создания дополнительных мощностей после вывода из эксплуатации устаревшего оборудования на предприятии в Дуйсбурге ("Thyssen Krupp Steel"). Производительность данной двухручьевой CSP-установки составляет 2 млн. т полосы в год. Агрегат включает (рис. 7.2) стан горячей прокатки полосы с семью клетями, которые связаны с туннельной печью через стрелочный перевод [286]. При производстве готовой полосы толщиной, например, менее 1,8 мм можно параллельно функционирующий стан горячей прокатки освободить от производства тонких полос и тем самым повысить общий уровень производительности. Горячекатаная тонкая полоса (менее 1 мм) в определенных областях применения может заменить холоднокатаную.

Фирма "Mannesman Demag Huttentechnik" разработала процесс ISP, отличающийся тем, что тонкий сляб толщиной 60–70 мм после выхода из кристаллизатора подвергается мягкому обжатию на участке опорных роликов до толщины 45 мм. Затем, после полного затвердевания, сляб прокатывается в трехклетевой группе на полосу толщиной 15–20 мм. После индукционного промежуточного подогрева полоса подвергается смотке. На

установке ISP фирмы Arvedi (Италия) можно получать полосу толщиной менее 2 мм. Годовой объем производства составляет 800 тысяч тонн.

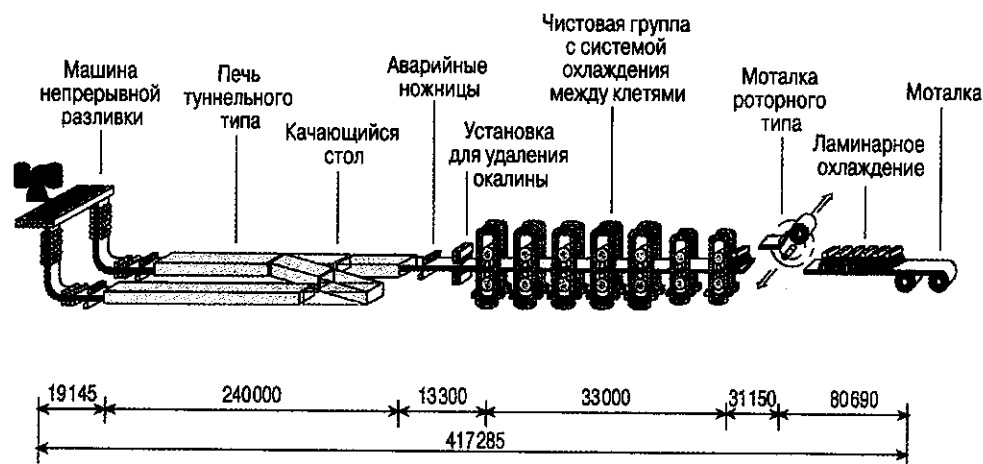


Рис. 7.2. Литейно-прокатный агрегат компании "Thyssen Krupp Steel" в Дуйсбурге

Фирма "Danieli" на заводе фирмы "Algom Steel Inc." (Канада) запустила комплекс по отливке тонких слябов и прокатке. Емкость сталеразливочных ковшей 230 т, проковш 50 т. Двухручьева МНЛЗ криволинейного типа отливает слябы размером шириной 800–1600 мм и толщиной 90 мм с мягким обжатием до 70 мм. Используется вертикальный кристаллизатор модели Danieli H2 с расширительной воронкой для подачи металла. Расширительная воронкообразная часть сляба выпрямляется деформацией только в роликковой части под кристаллизатором, чем отличается от кристаллизатора типа CSP, в которой воронкообразная часть простирается на 2/3 кристаллизатора. Разработан специальный погружной стакан для подачи металла под уровень металла в кристаллизатор. Срок его службы в среднем 10–12 часов [56].

ЛПМ весьма эффективны и при работе в технологической цепи с конвертерами. Примером такого технологического решения является конвертерный цех завода Bruckhausen в Дуйсбурге фирмы "Thyssen Krupp Steel". В состав цеха входят два конвертера по 400 тонн, установка внепечной доводки стали LTS-OB, вакууматор типа RH, агрегат "ковш-печь", современная слябовая МНЛЗ (толщина сляба 215 мм, ширина 1800–2600 мм, производительность 275 тысяч тонн в месяц). Введенный в 1999 году ЛПМ позволяет получать сляб толщиной 43–63 мм путем обжатия заготовки с жидкой сердцевиной. Скорость литья в зависимости от марки стали до 5,5 м/мин. Промежуточный ковш МНЛЗ рассчитан на массу металла 70 т.

В январе 1996 г. в США вышел на проектную мощность (1,5 млн. т стали в год) металлургический завод фирмы "Steel Dynamics", на котором реализована технология CSP второго поколения, включающая литье, обжатие и прокатку. Этот процесс CSP (Casting-Pressing-Rolling) позволил увеличить исходную толщину сляба с 50 до 80 мм за счет последующего обжатия. Это позволило увеличить толщину кристаллизатора на величину обжатия. При этом уменьшается эрозия стенок, захват шлакообразующей смеси в металл сляба, склонность к образованию поверхностных трещин. Кристаллизатор снабжен системой электромагнитного торможения (Electromagnetic Breaking – EMBR) конвективных потоков. На МНЛЗ завода в Батлере скорость разливки достигала 7,7 м/мин.

В целом можно отметить, что для получения 1 т холоднокатаного листа на ЛПМ достаточно 1,10–1,12 т жидкой стали. При этом достигается значительный энерго- и ресурсосберегающий эффект за счет сокращения технологического цикла и исключения охлаждения и, в связи с этим, дополнительного нагрева заготовки. Производственный процесс позволяет получать готовые изделия из расплава менее чем за 4 часа. По сравнению с традиционной технологией, совмещение разливки и прокатки в зависимости от марки стали обеспечивает экономию в размере 40–60 долл. США/т.

В настоящее время количество металлургических заводов в мире с получением тонких слябов и слябов средней толщины оценивается в 50–55 единиц. При этом 80% из них оснащено тонкослябовыми МНЛЗ. Основная доля таких мини-заводов приходится на США (около 40%), Западную Европу (18%) и развивающиеся страны (18%), то есть на страны, где наблюдается наибольший темп прироста объемов производства плоского проката [2]. В литературе отмечается, что наиболее интенсивно развивается технология CSP [287]. В настоящее время данная технология относится к наиболее важным процессам производства высококачественной стальной продукции. Уже эксплуатируются 26 установок CSP с объемом производства более 43 млн. т полосы в год.

Целью проводимых исследований в области технологии CSP является расширение сортамента производимых высококачественных марок сталей. Особое внимание при этом уделяется API-маркам. Американский институт нефти (American Petroleum Institute – API) разрабатывает стандарты для труб, которые используются для добычи газа, воды и нефти. Производство марок сталей (вплоть до API X70) на основе технологии CSP – это реальность [287]. Марки API X80 и марки, стойкие к воздействию сернистых газов, находятся на стадии испытаний, но скоро будут включены в стандартный сортмент продукции.

Особое внимание уделяется также ультрамелкозернистым сталям специального назначения, высокопрочным многофазным сталям для создания легких и безопасных конструкций и деталей автомобиля, а также IF-стали для некоторых областей применения, где предъявляются высокие

требования к качеству поверхности.

С другой стороны, усилия также концентрируются на дальнейшем совершенствовании технологического процесса для удовлетворения постоянно растущих требований со стороны рынка. Основными аспектами в этой области являются повышение скорости разливки более 7 м/мин, минимизация расхода энергоносителей для сокращения эксплуатационных затрат, повышения качества поверхности для специфических областей применения.

Считается перспективным процесс "Direct Strip Casting" (DSC) – прямая разливка полосы. Главные особенности процесса состоят в компактной конструкции установки и высокой производительности [288]. При DSC-процессе жидкая сталь из распределителя со сливным отверстием специальной конструкции разливается на водоохлаждаемую литую стальную полосу. После затвердевания полоса толщиной 8–15 мм поступает на участок охлаждения, а затем во встроенный в технологическую линию стан горячей прокатки для трехстадийной обработки. При скорости разливки 40 м/мин (длина движущейся ленты 10 м) и толщине разливаемого подката 12 мм расчетная пропускная способность агрегата составляет 216 т/ч на метр разливаемой ширины по сравнению со 130 т/ч при традиционной схеме литья слябов [56].

Дополнительное преимущество данного способа в том, что он не требует особой чистоты расплава по содержанию таких элементов как медь и олово. Это позволяет использовать шихту с относительно высоким содержанием скрапа без ухудшения качества конечного продукта. Технологическая линия этого процесса при одинаковой производительности с классическим вариантом (непрерывная разливка – стан горячей прокатки полосы) уменьшается с 600 м до 100 м. В настоящее время пилотная DSC-установка, созданная в кооперации производителей стали, машиностроителей, исследовательских институтов проходит испытания в техническом университете в Клаустале с целью сертификации DSC-процесса для промышленного производства.

В конце XX и начале XXI века появляются опытно-промышленные и промышленные агрегаты для непрерывной разливки стали непосредственно на тонкую полосу с исключением из технологической схемы горячей прокатки. Кристаллизатор такого агрегата состоит из двух валков, расположенных под промежуточным разливочным устройством, вращающихся навстречу друг другу. Жидкая сталь поступает в пространство между валками и при контакте с поверхностью водоохлаждаемых валков образует слой затвердевшего металла на каждом валке. Двигаясь вместе с поверхностью эти слои соединяются и из валков выходит лист (рис. 7.3). Толщина листа определяется расстоянием между валками и скоростью их вращения. Ширина листа ограничивается боковыми стенками. Толщина полосы обычно менее 10 мм. Поэтому структура по всему сечению мелкокристал-

лическая, подобная корковой зоне любой непрерывнолитой заготовки. Ее называют зоной неразвитых дендритов, которая является следствием объемной кристаллизации, превышающей обычную скорость затвердевания более чем в 100 раз. В результате получают материал с более высоким уровнем свойств, который используется, например, для создания легковесных конструкций.

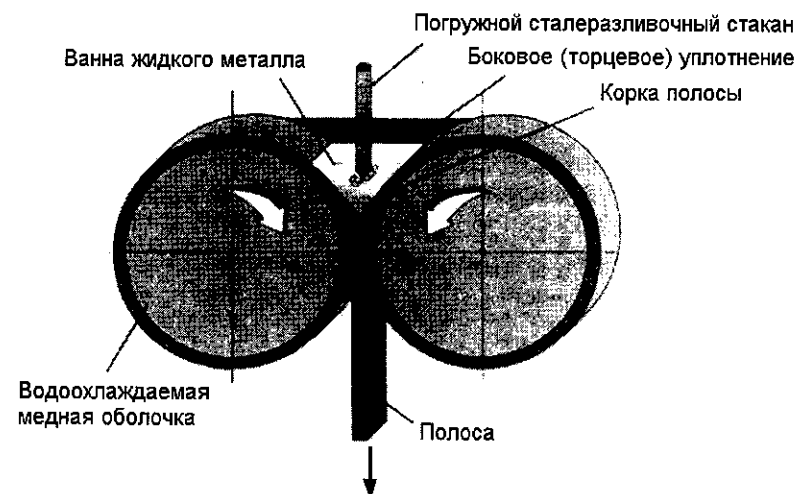


Рис. 7.3. Схема формирования заготовки на двухвалковой МНЛЗ

Данный Twin-Roll-процесс прямого получения тонкого листа имеет большой потенциал по экономии энергетических ресурсов – в 8–10 раз (рис. 7.4), снижению потерь с окалиной – в 40–50 раз, повышению производительности работы персонала – в 5–10 раз, при существенном снижении затрат на капитальное строительство, что создает экономическую основу для его развития и совершенствования.

Создание двухвалковых МНЛЗ представляется сложной комплексной задачей, решение которой требует создания новых конструктивных материалов, развития теоретических положений по особенностям затвердевания стали в условиях разливки со скоростями 50–100 м/мин и обеспечения должного качества поверхности.

Идея разливки стали в двухвалковый кристаллизатор не нова. Со времен Бессемера исследователи неоднократно пытались решить эту задачу. Важнейшей проблемой в этом процессе являлось создание условий формирования торцевых частей отливки. Боковые стенки кристаллизатора должны удерживать жидкую сталь, обеспечивая плотность контакта с вращающимися валками. При этом возникают и температурные проблемы по периметру затвердевающего листа. В настоящее время эта проблема

решается применением нитрида бора и нитрида кремния.

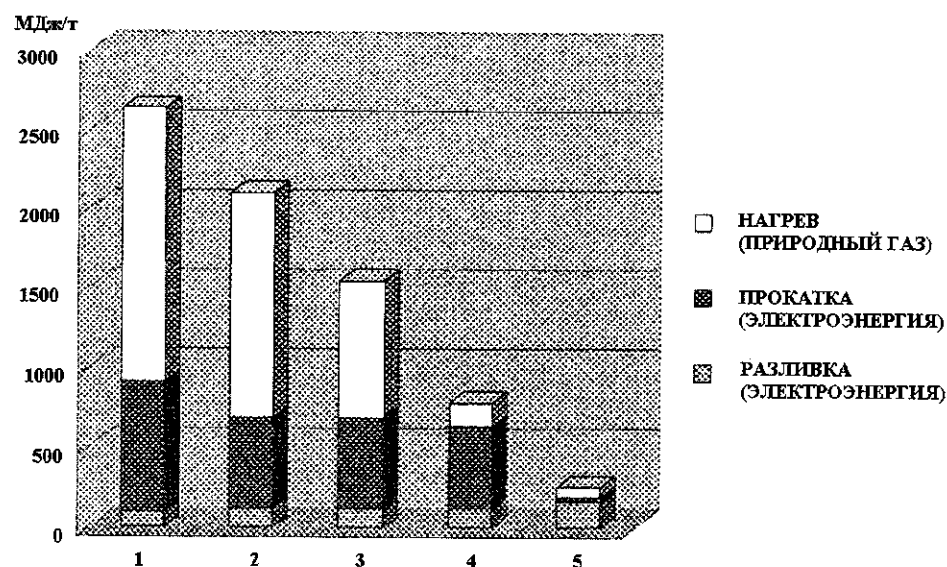


Рис. 7.4. Потребление энергии при производстве тонкого листа по различным технологическим схемам: 1 – при разливке стали в слитки с последующей прокаткой; 2 – при разливке стали на слябовой МНЛЗ с охлаждением слитков до нормальной температуры и с последующей прокаткой; 3 – при разливке стали на слябовой МНЛЗ и передаче слябов горячими для последующей прокатки; 4 – при разливке стали на тонкослябовой МНЛЗ (ЛПМ); 5 – при разливке стали непосредственно на тонкий лист на двухвалковой МНЛЗ и холодной прокатке

Итальянская фирма "AST" предложила использовать композиционный материал, в котором участок стенки, соприкасающийся с жидкой сталью изготавливается из низкотемпературного материала, а участок стенки, прилегающий к торцам валков, из материала, обладающего высокой ударной стойкостью и малосмачиваемого жидкой сталью.

В последние годы наметились явные успехи в осуществлении непрерывной разливки стали с использованием двухвалкового кристаллизатора [11]. На металлургическом заводе фирмы "ВНР" (Австралия) работает валковая МНЛЗ для отливки ленты из углеродистой стали. Размер ленты 0,9–2×1000–2000 мм. Сталь выплавляется в 60-т ДСП. МНЛЗ имеет поворотный стенд для смены сталеразливочных ковшей, промковш, вместимостью 10 т с плазменной горелкой для подогрева металла. Лента после тянущих валков попадает в обжимную клеть, далее следуют еще тянущие валки, ножницы и моталки. Максимальная скорость разливки 150 м/мин, обычно 80 м/мин, масса рулона 25 т. В 2000 г. было отлито 30 000 т стали.

На 1999 год были задействованы промышленные или полупромышленные установки для литья стальной полосы с двухвалковым кристаллизатором на заводах в Хикари ("Nippon Steel", Япония), Терни ("AST/CSM", Италия), Исберге ("Unisot/TKS", Франция), Крефельде ("КТN", Германия) [284]. Проектная производительность 40000–480000 т/год, масса плавки 60–92 т, толщина полосы 1,5–5,0 мм, ширина 800–1345 мм, диаметр валков 500–1500 мм. Разливаются коррозионностойкие, кремнистые и углеродистые стали. Продолжительность литья серии плавков ограничивается стойкостью боковых уплотнений и пока не превышает 3–5 часов.

В январе 2000 г. было объявлено о подписании соглашения между американской фирмой "Nucor", австралийской "ВНР" и японской "ИИ" о создании совместного проекта "Castrip". Согласно проекту, базовая установка для литья тонкого листа установлена на заводе фирмы "Nucor" в Кроуфордвилле.

Следует отметить, что после того, как был решен вопрос в той или иной мере разливаемости тонкого листа, возникли проблемы с обеспечением качества выпускаемой продукции. Прежде всего – это качество поверхности и преимущественно по наличию поперечных трещин в листе. Данный процесс имеет свои многочисленные специфические особенности, которые требуют решения. Однако, как говорится, процесс, в принципе, пошел. Альтернативные исследования по созданию эффективных технологий литья тонкого листа ведутся в ряде стран мира – Франция, Ю. Корея, Япония, Италия, Англия, Германия, Канада. Поэтому, в ближайшей перспективе следует ожидать всплеска новых решений в этой области.

В настоящее время предназначенная для горячей прокатки жидкая сталь, как правило, разливается в непрерывнолитые слябы для производства плоского проката или в заготовки прямоугольной или квадратной формы для получения сортового проката. Расширяется отливка круглых заготовок. Непрерывная разливка стали – интенсивно развивающееся направление в металлургии. За последние 30–35 лет этот процесс претерпел существенные изменения вследствие совершенствования технологии и конструктивных решений, что позволило существенно повысить скорость разливки, серийность непрерывной разливки, качественные показатели и, в целом, производительность МНЛЗ.

На слябовых МНЛЗ разливается примерно 2/3 всего объема производимой стали. Общее количество слябовых МНЛЗ оценивается в 650–660 единиц с общим количеством ручьев более 850 [119]. Основными производителями непрерывнолитых слябов являются Япония, КНР, США, Германия, Южная Корея и Россия. На их долю приходится 75 % общего объема производства слябов в мире. Толщина слябов, как правило, 150–300 мм, ширина 800–2500 мм. Скорость разливки повысилась до 2–2,5 м/мин. Производительность одного ручья современной слябовой МНЛЗ достигает 1–

1,5 млн. т стали в год.

Темпы совершенствования процесса, появление новых решений диктуют сроки существенной реконструкции МНЛЗ в среднем через 5–8 лет.

Самая широкая слябовая МНЛЗ сооружена на металлургическом заводе "Anyang Iron & Steel" в Китае. При толщине 150 мм ширина сляба может быть 1600–3250 мм при скорости разливки до 2 м/мин.

За последний год в Украине введены в эксплуатацию две двухручьевые слябовые МНЛЗ на Алчевском металлургическом комбинате и новая одноручьевая на Мариупольском меткомбинате им. Ильича. На меткомбинате "Азовсталь" выполнена полная реконструкция двух слябовых МНЛЗ.

Широкое производство крупных и средних заготовок прямоугольного, квадратного, круглого и фасонного (балки) сечений может быть оценено на уровне 180–190 млн. т в год [119]. Блюмовые заготовки по размерам сечений близки к обычному слитку, отлитому в изложницу. Известно, что чем больше толщина отливаемой заготовки, тем более утрачиваются преимущества процесса непрерывной разливки по качеству внутренней структуры. Большая толщина обуславливает и низкую скорость разливки и относительно низкую производительность.

Средняя производительность одного ручья для блюмовой МНЛЗ достигает примерно 135–140 тысяч тонн стали в год. На отдельных, наиболее совершенных, МНЛЗ производительность одного ручья может достигать 300–400 тысяч тонн в год. Это японские заводы "Sumitomo Metal" (размер блюма 300×400 мм) и "Daido Steel" (370×480 мм), австралийский завод "Blue Scope Steel" (400×630 мм). Представляется, что это результат более эффективного использования серийной разливки металла.

В последние десятилетия наблюдается тенденция к созданию блюмовых МНЛЗ с уменьшением толщины до 180–240 мм. При этом более активно используется электромагнитное перемешивание жидкой сердцевины, "мягкое обжатие", что в совокупности приводит к уменьшению осевой ликвации и пористости.

Блюмовые МНЛЗ обычно используют для разливки качественной стали. Поэтому в последнее время отмечается явная тенденция к переходу на МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным кристаллизатором и многоточечным загибом и разгибом заготовки или созданию чисто вертикальной машины. Такая МНЛЗ вертикального типа действует, например, в электросталеплавильном цехе фирмы "Edelstahl Witten-Krefeld GmbH" (Германия). Сечение заготовки – 340×475 мм, количество ручьев – 2. Разливаются высококачественные стали: конструкционные и шарикоподшипниковые, коррозионно-, кислото- и жаростойкие, высоколегированные и инструментальные. На каждом ручье электромагнитное перемешивание в кристаллизаторе и в ЗВО, система "мягкого" обжатия.

Непрерывная разливка круглых заготовок предназначена, в основном, для обеспечения нужд трубной промышленности, а также для произ-

водства колес, бандажей, колец различных назначений. Исследованиями, проведенными в Германии, США, Японии, России, установлено, что использование круглой заготовки по сравнению с применением непрерывнолитых блюмов при производстве труб имеет определенные преимущества. Поверхность круглой заготовки имеет более высокое качество по сравнению с квадратной. Повышенная плотность равноосной структуры в осевой зоне круглых заготовок обеспечивает снижение количества микродефектов. Последние обычно образуются на внутренней поверхности трубы из-за наличия осевой пористости у квадратных заготовок.

В 2006 г. введена в эксплуатацию пятиручьевая МНЛЗ для получения круглой заготовки диаметром 150, 340, 360, 400 мм на Таганрогском металлургическом заводе (Россия). Каждый ручей оборудован ЭМП в кристаллизаторе. Машина предназначена для разливки всей выплавляемой трубной стали до 950 тыс. т в год.

В последнее десятилетие сформировалась тенденция к созданию комбинированных МНЛЗ, которые позволяют разливать различные сечения блюмов, а также круглых заготовок. Примером такого подхода может служить четырехручьевая радиальная МНЛЗ –1 Нижнетагильского металлургического комбината (Россия), введенная в эксплуатацию в 1995 г. На этой машине разливается круглая заготовка диаметром 430 мм или блюм сечением 300×360 мм.

Существенные изменения произошли в сортовых МНЛЗ (квадрат 100–160 мм). После демонстрации на тонкослябовых МНЛЗ разливки со скоростью 4,5–6,5 м/мин в конце 80-х годов резко повысилась скорость и на сортовых машинах. Этому предшествовала разработка ряда новых технических и технологических решений и, прежде всего, модернизация конструкции кристаллизатора и обеспечение возможности разливки металла длинными сериями. В результате удельная производительность одного ручья возросла примерно в 3–3,5 раза и составила порядка 200-тыс. т в год при скорости разливки 4,5–6,6 м/мин. Наиболее часто для сортовой заготовки применяются 4–6 ручьевые МНЛЗ, что позволяет им работать по совмещенной модульной схеме: сталеплавильный агрегат – агрегат ковш-печь – МНЛЗ.

Инновационные решения по интенсификации электросталеплавильной плавки (менее 60 мин.) и применение агрегатов ковш-печь обусловили в начале 90-х годов прошлого века целесообразность создания мини-заводов с использованием многоручьевых высокопроизводительных МНЛЗ [2]. Годовое производство такого модуля составляет порядка 1,0–1,2 млн. т стали в год. При этом существенную роль для обеспечения непрерывной разливки длинными сериями играет время разливки заготовок различных сечений.

На Енакиевском металлургическом заводе (Украина), например, на сортовых шестиручевых МНЛЗ отливаются квадратные сечения 100, 120,

150 мм. Равнозначного времени продолжительности разливки этих сечений можно достигнуть, регулируя скорость разливки в условиях заданной глубины жидкой фазы. Если принять за основу глубину жидкой фазы для сечения квадрат 150 мм (16,7 м) при заданной скорости 2,5 м/мин, то расчетная скорость для других сечений будет следующей:

Сечение НЛЗ, квадрат, мм	Время затвердевания, мин	Скорость разливки, м/мин	Время разливки первой плавки, мин
100×100	2,97	5,63	56,2
120×120	4,28	3,9	56,2
150×150	6,69	2,5	56,2

При принятых параметрах производительность МНЛЗ равнозначна для всех размеров заготовки. Увеличение константы затвердевания с уменьшением сечения заготовки и правильный выбор скорости создают предпосылки для повышения производительности и в этом случае.

При этом качество металла в соответствии с требованиями может обеспечиваться различными способами воздействия на формирующуюся заготовку. Этот вопрос будет рассмотрен отдельно.

В последние двадцать лет наметилась явная тенденция к изменению профиля технологической оси МНЛЗ для всех сечений.

Развитие непрерывной разливки началось с вертикальных установок. Затем, под напором ряда ведущих фирм в конце 60-х и начале 70-х вся мировая металлургия перешла на криволинейные машины существенно меньшей высоты. Однако, вопреки ожиданиям, металлоемкость оборудования не уменьшилась по сравнению с вертикальными, а, наоборот, увеличилась в несколько раз, усложнилось управление и обслуживание машины. Скорость разливки, как было показано выше, существенно не повысилась (более эффективным фактором является уменьшение толщины отливаемой заготовки). И, самое главное, возникли проблемы с обеспечением качества металла. В основном это – количество, распределение неметаллических включений и внутренние трещины.

Этот вопрос длительное время находился в стадии обсуждения, поиска решений по устранению этих дефектов. Однако, в последние десять лет из-за ограничений относительно качества продукции и производительности отмечается решительная тенденция на реконструкцию криволинейных (радиальных) машин с переводом их в вертикальные с изгибом заготовки в горизонтальное положение. Объявлено о реконструкции и существенной модернизации слябовых, сортовых и блюмовых МНЛЗ в Западной Европе, Северной Америке, Азии и др. В Японии все основные производители стали уже осуществили реконструкцию своих слябовых установок [288]. Опыт показывает, что прямолинейный кристаллизатор – наилучшее решение для удовлетворения самых жестких запросов по внутренней чис-

тоте слябов. Фирмы "Usinor" и "VAI" запатентовали конструкцию нового переходного изгиба с вертикального на имеющийся постоянный радиус ручья МНЛЗ. Переход на прямолинейный кристаллизатор (вертикальная часть технологической оси 2670 мм) требует минимальных изменений существующего оборудования, краткосрочной остановки и небольших капиталовложений. Такой проект реализован фирмой "Sollac Fos Sur Mer" в 1998 г. [289, 290] и НЛМК (Россия) в 1997 и 2002 гг.

Представляется, что такой профиль технологической оси – вертикальные машины с изгибом заготовки и, в отдельных случаях, чисто вертикальные – будет иметь предпочтение и в перспективе для всех видов МНЛЗ.

В последние годы технология и оборудование непрерывного литья стали развивается как в количественном, так и в качественном отношении более быстрыми темпами по сравнению с другими важнейшими составляющими сталеплавильного производства.

Исключая отдельные МНЛЗ по обеспечению специальных требований к продукции: производство особо толстого листа (слябы толщиной 400 мм), ультравысококачественной стали (блюмы толщиной 400 мм), железнодорожных колес, цельнотянутых труб (круг Ø 430 мм), которые составляют незначительную часть общего производства стали, основное направление концепции развития непрерывной разливки, как было обосновано выше, – уменьшение толщины заготовки, повышение скорости разливки, сокращение протяженности жидкой фазы.

Можно с уверенностью утверждать, что непрерывная разливка стали на тонкие слябы и слябы средней толщины является альтернативой традиционной непрерывной разливке. При новой технологии существенно снижаются капитальные затраты на строительство короткой производственной линии и обеспечивается более высокое качество продукции в значительной степени за счет сокращения протяженности жидкой фазы. Созданы и уже внедряются новые типы машин с двухвалковым кристаллизатором. Созданы машины различных конструкций для прямой отливки полосы и уже достигается требуемое качество на нержавеющей стали [11].

Уменьшение толщины отливаемой заготовки при повышении скорости разливки усложняет проблему достижения требуемого качества металла. Создаются предпосылки для усиления воздействия гидродинамических потоков металла на фронт затвердевания. Возрастают термические напряжения и интенсивность выпучивания при уменьшении толщины оболочки затвердевающего слитка, что способствует повышению ликвации и трещинообразованию. Большую значимость приобретают вопросы стабилизации условий формирования слитка в кристаллизаторе, оптимизация управления процессом и устойчивость работы оборудования. Поэтому, естественно, увеличению интенсивности процесса непрерывного литья стали, с учетом повышающихся требований к металлопродукции, предшествовали техно-

логические и конструктивные разработки, обеспечивающие в новых условиях качество металла и стабильность работы [291]. Рассмотрим наиболее важные направления совершенствования процесса.

7.2. ПРОМЕЖУТОЧНОЕ РАЗЛИВОЧНОЕ УСТРОЙСТВО

Существенные изменения за последние годы произошли в конструкции и функциональных возможностях основного технологического оборудования МНЛЗ, начиная с промежуточного ковша. Длительное время функция промежуточного ковша практически ограничивалась приемом жидкого металла из сталеплавильного ковша и распределением его по ручьям машины. При этом решались задачи минимальной потери тепла, предотвращения вторичного окисления и затягивания неметаллических включений в канал разливочного стакана, в какой-то степени усреднения химического состава и температуры и др. В настоящее время промежуточный ковш – это дополнительная самостоятельная реакционная емкость, в которой осуществляется рафинирование стали. Наиболее представительные исследования по рафинированию стали проведены на МК "Азовсталь" [292]. За счет рационального расположения вертикальных перегородок, наклонных щелевидных каналов, использования фильтров, управления динамикой перемещения включений затопленными струями, применения газовой защиты достигнуты существенные результаты по удалению крупных (более 20 мкм) и средних (менее 10–20 мкм) неметаллических включений, повышению механических свойств по относительному удлинению и ударной вязкости на 10–15 %.

Расширение функций промежуточного ковша ставит задачу увеличения его емкости и высоты. В настоящее время многие МНЛЗ оснащены промежуточными ковшами емкостью 50 тонн и более. В 1992 г. фирмой "Кобэ стил" введена в эксплуатацию МНЛЗ с промковшом емкостью 80 тонн с целью его применения в режиме горячего оборота с использованием горячего остатка [293]. На заводе фирмы "Thyssen Krupp Steel" в Дуйсбурге емкость промковша составляет 70 т. На ряде металлургических заводов Украины и России ("Азовсталь", "Северсталь", Новоліпечкй, Магнітогорський, Дніпровський меткомбінати) осуществлена реконструкция с увеличением емкости промковшей до 45–50 [294].

Форма промежуточного ковша и геометрические размеры выбираются исходя из конкретных условий, количества обслуживаемых ручьев, с учетом гидродинамических потоков и обеспечения равнозначных температурных условий.

Высота промковша определяется с учетом необходимого времени для замены стальной ковша при серийной разливке, при этом уровень металла не должен опускаться ниже 700–800 мм для предотвращения затягивания

неметаллических включений в кристаллизатор, возможности ввода в расплав порошковой проволоки и, для разных условий, может составлять 1100–1300 мм. Здесь не учитывается бесстопорная разливка, где высота металла определяется диаметром дозирующих стаканов, сечением заготовки и принятой скоростью разливки.

Серийная непрерывная разливка в начале 90-х годов наиболее активно практиковалась в Америке (более ста плавов в одной серии) [11]. Применение серийной разливки в остальном мире в это время не было обычным явлением (кроме России). С середины 90-х годов производители стали в Европе также начали использовать серийную разливку, особенно в случае разливки на слябы. Первой в Европе применила серийную разливку фирма "British Steel". При отливке слябов фирма достигла в серии более 700 плавов, при разливке блюмов фирма "Vest-Alpine" в Джавиле приблизилась в серии к 400 плавкам. На этой фирме стараются полнее опорожнить промежуточный ковш, количество стали в нем при перековшовке снизили до 14 т. В этом случае больше слябов первого сорта (на 5–10 т на один ручей). В течение быстрого повторного наполнения промежуточного ковша применяется противоударное приспособление на футеровке ковша (рис. 7.5), которое защищает днище от ударного воздействия струи и гасит турбулентность.

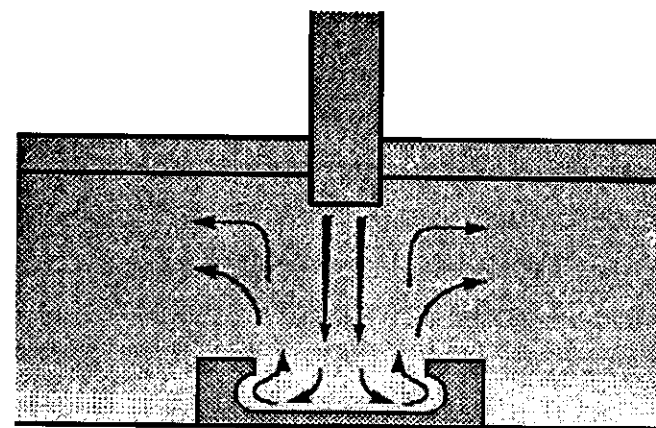


Рис. 7.5. Схема противоударного приспособления

Это приспособление стало популярным в Америке. Такой способ уменьшает количество смешанного металла и обеспечивает более чистую сталь.

Серийная разливка является эффективным способом повышения производительности и снижения затрат. В этой связи произвели оценку снижения себестоимости непрерывноливой заготовки в случае повышения выхода годного и снижения удельных расходов на огнеупоры за счет уве-

личения серийности разливки из одного промковша.

При анализе экономической целесообразности увеличения продолжительности использования промковша учитывали затраты на футеровку, защитную трубу, стопора, стаканы-дозаторы и погружные стаканы, используемые при разливке стали, а также потери металла с обрезью по головной и концевой части заготовки, потери металла, застывшего при остановке машины и пр. На рис. 7.6 представлены итоговые данные проведенного анализа, которые показывают, что минимизация затрат при принятых условиях происходит в пределах до 12–14 плавов, разливаемых на одном промковше.

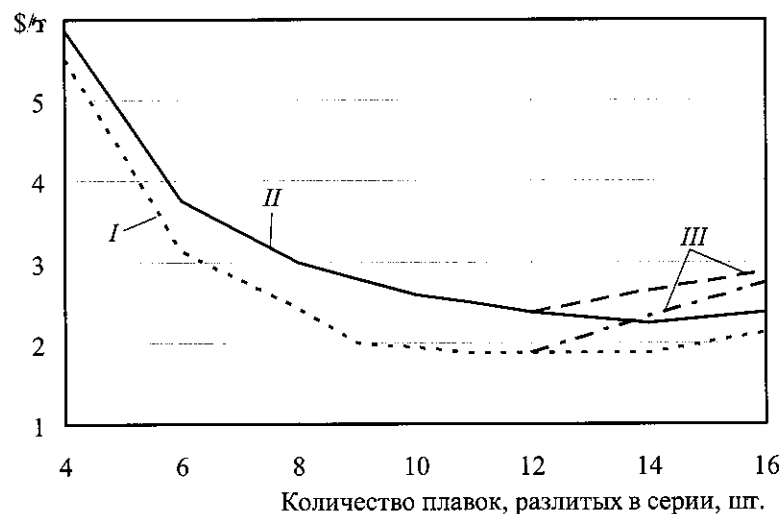


Рис. 7.6. Зависимость между удельными затратами на разливку 1 тонны стали и числом разлитых плавов из одного промковша: I — слябовая МНЛЗ; II — блоковая МНЛЗ; III — дополнительные расходы, которые возникают при длительной разливке и аварийной остановке машины из-за состояния огнеупоров

Для достижения такой высокой цикличности разливки целесообразно вкладывать средства для достижения гармонизации работы всех огнеупорных элементов промежуточного ковша, а также технологического ритма работы сталеплавильного агрегата, агрегата ковш-печь и МНЛЗ.

Важной проблемой повышения продолжительности работы промежуточного разливочного устройства является зарастание стаканов-дозаторов и погружных стаканов. Это происходит, прежде всего, как уже рассматривалось выше, вследствие отложений в канале стакана глинозема, твердых алюминатов кальция, а для коррозионностойких сталей, стабили-

зированных титаном — оксида и нитрида титана (TiN).

В работе [295] обсуждаются эффективность вдувания аргона и подбор огнеупорного материала, обеспечивающие разливку 1200 или более тонн металла на один погружной стакан.

Вероятность зарастания уменьшается при вдувании потока аргона через стопор с одним или несколькими отверстиями в торцевой части. Расход газа обычно в пределах 5–7 л/мин [296] (значение расхода аргона 7–10 л/мин соответствует скорости разливки 3–4 т/мин). При этом, если зарастание происходит только на одном из ручьев, что контролируется по положению стопора на диаграмме разливки, то часто это связано со специфическими проблемами в тракте подачи аргона. Величина давления газа может быть хорошим индикатором состояния системы. Причем подсос воздуха приводит к возникновению зарастания (рис. 7.7).

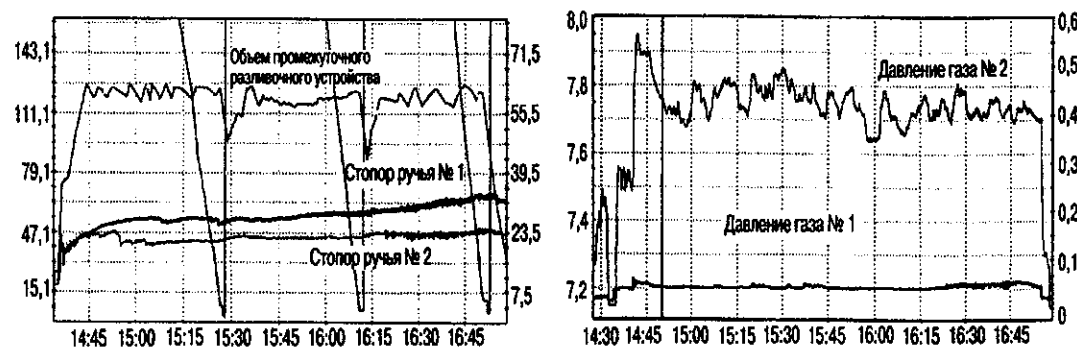


Рис. 7.7. Зарастание на одном ручье в результате утечки в тракте подачи аргона

Количество и состав огнеупорных материалов влияют на номинальный расход аргона при вдувании. Выполнению огнеупорной футеровки стоит уделять особое внимание, чтобы не допустить подсос воздуха в тракт подачи аргона. Одним из эффективных технических решений является использование так называемого глиноземного стакана с футеровкой, не содержащей углерода [297]. Меньшее выделение окисляющего газа из огнеупорного материала, лучшая теплоизоляция и меньшая шероховатость поверхности — достоинство этого материала. Однако следует обеспечивать контроль предварительного нагрева такого огнеупора.

В общем случае использование ковшей с доломитовой футеровкой способствует зарастанию стаканов. При использовании ковшей с футеровкой из окиси магния включения продуктов раскисления меняются, и текучесть металла улучшается, что увеличивает срок службы промежуточного разливочного устройства.

Однако ключевым моментом является малое содержание включений

в результате раскисления и минимизация вторичного окисления. При этом следует учитывать, что ферросплавы часто являются источником появления кальция, содержание которого может находиться в пределах от 20 до 5000 ppm. Контролируемая продувка во время или после их ввода может исключить влияние этого неопределенного количества кальция.

Фирма "British Steel" проводит исследования технологии с использованием вакуумного промежуточного ковша [11] с целью регулирования расхода стали. Схема такого решения показана на рис. 7.8.

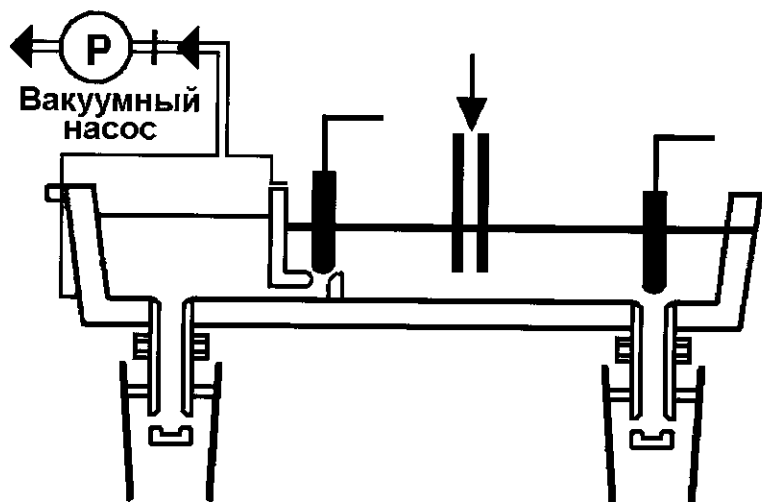


Рис. 7.8. Технология с вакуумным промежуточным ковшем

В этом процессе уровень металла в кристаллизаторе регулируют путем изменения давления в вакуумной камере. Заданный уровень в камере регулируется скоростью подачи металла из сталковца. При такой системе отпадает необходимость в стопорных устройствах, вдувании аргона, считается, что предотвращается зарастание погружного стакана, снижается турбулентность в кристаллизаторе. При экспериментах на промышленной слябовой МНЛЗ практически решены проблемы, связанные с предварительным нагревом, началом разливки и с обеспечением безопасности. Первые производственные результаты говорят о том, что этот процесс имеет перспективы.

Существует мнение, что промежуточный ковш – это самостоятельная реакционная емкость, в которой можно осуществлять не только рафинирование, но и модифицирование, микролегирование, корректировку химического состава стали, что связано с вводом каких-то реагентов порошковой проволокой. В публикациях на эту тему приводятся существенно отличающиеся данные по усвоению одноименных элементов, прежде всего, кальция, что, по нашему мнению, вполне закономерно.

Рассмотрим эту проблему.

Промежуточное разливочное устройство представляет собой прочный сосуд с развитыми размерами, в который подача жидкости осуществляется одной струей, а истечение происходит чаще двумя или несколькими струями. В сосуде могут быть перегородки, направляющие потоки жидкости. Система начинает работать после заполнения емкости и открытия отверстий для истечения жидкости. Далее обычно устанавливается квазистационарное состояние – приход жидкости равен ее расходу. Изменить состав жидкости и получить заданный состав в истекающих струях можно двумя путями. Наиболее простой и оперативный способ – обеспечить заданный состав жидкости вводом реагента при первичном наполнении емкости до открытия отверстий для истечения жидкости, и после открытия добавлять реагент пропорционально массе подающей струи. Другой путь – начать вводить реагент в работающую систему. Тогда неизбежно получению заданного состава жидкости в истекающих струях будет предшествовать переходной период смешанного состава жидкости. Этот период будет более или менее длительным в зависимости от скорости потока "вход – выход" системы и расхода добавляемого реагента.

В нашем случае – модифицирование, микролегирование – это тоже изменение химического состава жидкого металла. Однако появляются дополнительные ограничения – малая высота металла в проковше ограничивает скорость ввода проволоки с наполнителем уровнем 0,5 м/с (при скорости 0,6 м/с проволока выходит на поверхность и наполнитель сгорает) и специфические циркуляционные потоки, связанные с наличием перегородок, разделяющих объем ковша на три секции. Металл подается в приемную секцию. Речь идет о двухручьевой МНЛЗ МК "Азовсталь", где проводились опытно-промышленные исследования. Высота металла в проковше 0,9–1,0 м. Отливаются слябы сечением 250×1850 мм со скоростью 0,7–0,9 м/мин или 5,08–6,54 т/мин. Емкость ковша 43 т.

Для определения структуры циркуляционных потоков в конкретных условиях применили методы математического моделирования [298, 299].

В основу разработанной математической модели положены уравнения Навье-Стокса и неразрывности, описывающие гидродинамические и теплофизические процессы, которые в критериальной форме имеют вид [300]:

$$\frac{\partial \vec{V}}{\partial F_0} + \vec{V} \frac{\partial \vec{V}}{\partial x} = \text{Pr} \left(\frac{\partial^2 \vec{V}}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \vec{V}}{\partial y^2} \right); \quad (7.9)$$

$$0 = -\nabla \vec{V}, \quad (7.10)$$

где \vec{V} – скорость истечения расплава, м/с; $F_0 = at/x_0^2$ – критерий Фурье, характеризующий нестационарность процесса; $\text{Pr} = \nu/a$ – критерий Прандтля, характеризующий отношение динамических сил к тепловым в расплаве; a – коэффициент температуропроводности, м²/с; t – текущее время, с; x_0 – характерный размер (длина приемной секции), м; ν – коэффициент кине-

математический вязкости, m^2/c ; x, y – текущие координаты, м; $\Delta = \frac{\partial^2}{\partial \delta^2} + \frac{\partial^2}{\partial \delta'^2}$ –

оператор Лапласа; $\nabla = \frac{\partial}{\partial \delta} + \frac{\partial}{\partial \delta'}$ – оператор Гамильтона.

Определены следующие граничные условия:

– скорость движения расплава у продольных стенок приемной секции равна 0;

– скорость движения расплава на входе в проточный канал определяется исходя из скорости поступления расплава в приемную секцию и высоты жидкого металла над каналами из формул:

$$V_m = (2gh)^{1/2}, \quad (7.11)$$

$$\frac{V_m}{3} = V_m^1 + V_m^2 + V_m^3, \quad (7.12)$$

где V_m – скорость поступления металла в приемную секцию, м/с; g – ускорение свободного падения, m/c^2 ; h – расстояние от зеркала металла до верхнего края канала, м; V_m^1, V_m^2, V_m^3 – скорости движения металла соответственно в верхнем, среднем и нижнем каналах одного вертикального сечения, м/с.

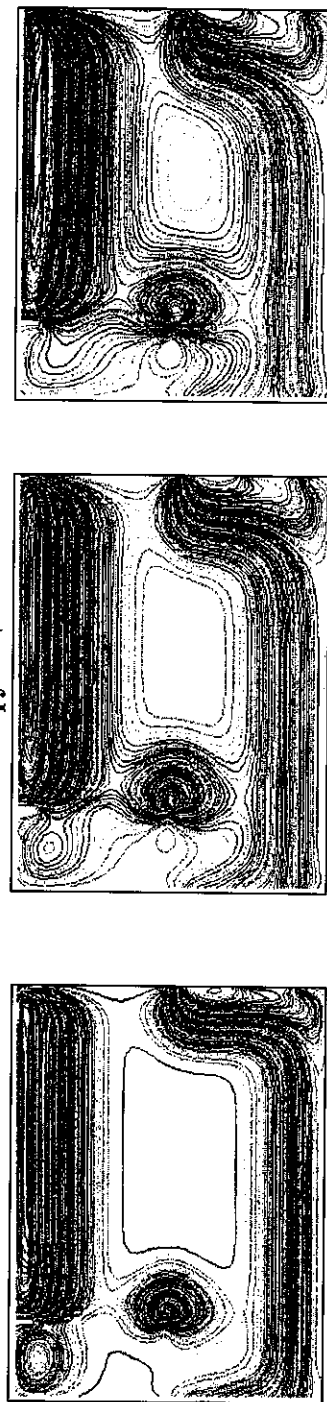
Разработанная математическая модель, в сравнении с известными [301], позволяет определить гидродинамику потоков расплава, направлений и скоростей их движения в любой области приемной секции и в любой момент времени разливаемой серии плавков.

В результате математического моделирования установлено (рис. 7.9), что гидродинамика потоков расплава в приемной секции существенно меняется в процессе разливки серии плавков и имеет нестабильные периоды, которые наблюдаются в начале разливки первой плавки в серии и в периоды перековшовки при серийной разливке.

Данные периоды характеризуются неустойчивыми циркуляционными потоками, образованием застойных зон и зон прямого течения металла в разливные секции. Характер циркуляционных потоков стали стабилизируется через 10–12 мин после начала подачи металла в кристаллизаторы. Подобная нестабильность потоков отмечается и при открытии шибера последующей плавки в течение 8–10 мин (рис. 7.9).

Исходя из полученной в результате моделирования гидродинамической структуры и параметров циркуляционных потоков при установившемся режиме разливки, определили оптимальную область, будем говорить, высвобождения наполнителя порошковой проволоки и способ подачи проволоки в эту область (рис. 7.10). С учетом длины пути и времени растворения порошковую проволоку следует вводить в приемную секцию под углом 40–50° к струе металла на скорости 0,4–0,5 м/с.

Линии функции тока



Компоненты скорости движения расплава

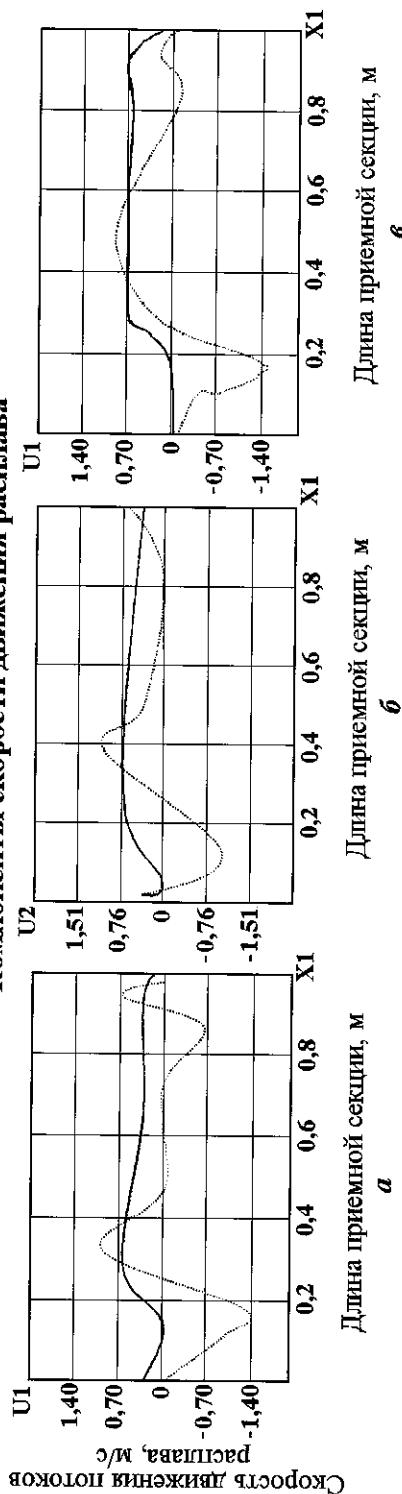


Рис. 7.9. Гидродинамика потоков расплава в приемной секции трехсекционного проковша при скорости разливки металла 0,7 м/мин и работающем левом шибере сталеразливочного ковша: а, б, в – время от начала разливки первой плавки в серии, соответственно, 3, 8 и 12 мин; пунктирная линия – вертикальная составляющая (V_1); сплошная линия – горизонтальная составляющая (V_2)

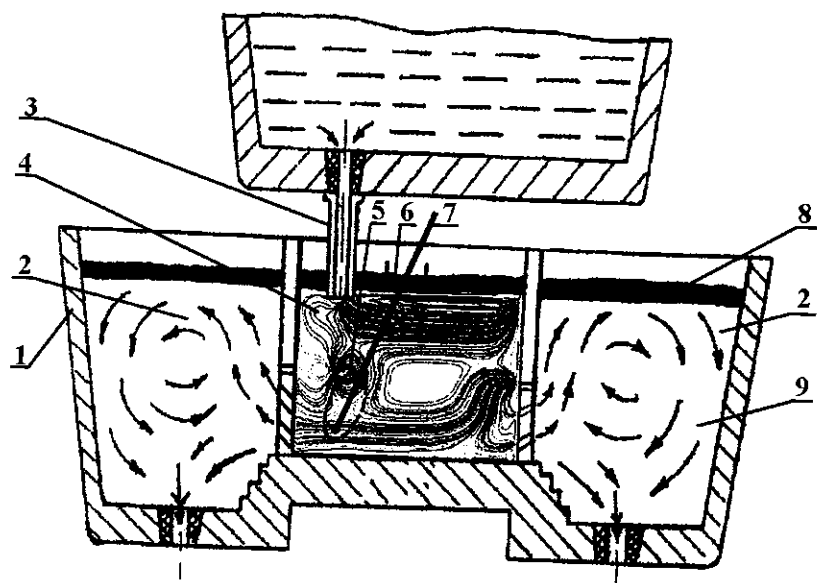


Рис. 7.10. Схема способа ввода порошковой проволоки в приемную секцию промежуточного ковша:

1 – трехсекционный промежуточный ковш; 2 – разливочные секции; 3 – защитная труба; 4 – приемная секция; 5 – область высвобождения наполнителя; 6 – область ввода проволоки; 7 – порошковая проволока; 8 – покровный шлак; 9 – жидкий металл

На этой основе провели опытно-промышленные исследования с использованием порошковой проволоки (ПП) Ø 13 мм с графитом и силикокальцием СК15 при серийной разливке стали 17Г1СУ [302]. Результаты исследований приведены в таблицах 7.2 и 7.3.

Таблица 7.2. Усредненные значения технологических показателей опытно-промышленных плавов с вводом ПП с графитом

Кол-во плавов	Скорость ввода ПП, м/с	Удельный расход наполнителя ПП, кг/т	Содержание углерода в стали, %		Прирост углерода, %		Среднее значение	Степень усвоения углерода, %	
			до ввода ПП	после ввода ПП № ручья	№ ручья				
					1	2			1
7	0,2	0,30	0,14	0,16	0,15	0,02	0,01	0,015	50,0
7	0,3	0,45	0,13	0,16	0,16	0,03	0,03	0,03	66,7
6	0,4	0,60	0,14	0,20	0,19	0,06	0,05	0,055	93,7
8	0,5	0,75	0,14	0,21	0,22	0,07	0,07	0,07	96,3

Таблица 7.3. Усредненные значения технологических показателей опытно-промышленных плавов с вводом ПП с силикокальцием

Кол-во плавов	Скорость ввода ПП, м/с	Удельный расход наполнителя ПП, кг/т	Содержание кальция в стали, %		Прирост кальция, %		Среднее значение	Степень усвоения кальция, %	
			до ввода ПП	после ввода ПП № ручья	№ ручья				
					1	2			1
4	0,2	0,0086	0,0002	0,0006	0,0006	0,0004	0,0004	0,0004	7,1
3	0,3	0,0128	0,0005	0,0015	0,0015	0,0010	0,0010	0,0010	7,8
4	0,4	0,0172	0,0002	0,0016	0,0017	0,0014	0,0015	0,0015	13,5
4	0,5	0,0213	0,0002	0,0020	0,0020	0,0018	0,0018	0,0018	12,8

Приведенные данные в целом соответствуют результатам математического моделирования и выбора способа ввода и области расплавления проволоки – при скорости 0,4–0,5 м/с имеет место максимальный уровень усвоения, хотя и относительно невысокий. Однако эти показатели содержания элементов получены в условиях установившихся потоков металла в промковше и стабильного процесса разливки. В то же время, результаты обработки по обеспечению заданного содержания элементов по длине непрерывнолитой заготовки кардинально зависят от выбора времени начала ввода проволоки.

На первую плавку в серии порошковую проволоку необходимо вводить после наполнения промежуточного ковша до рабочего уровня и обеспечения заданного содержания элемента в металле до начала разливки в кристаллизаторы. При этом для силикокальция время ввода проволоки можно определить по формуле:

$$\tau_{в} = \frac{\Delta[Ca] \cdot M_{м}^{пк}}{V_{пп} \cdot M_{пп}^{Ca} \cdot K_{Ca}}, \quad (7.13)$$

где $\Delta[Ca]$ – прирост кальция в металле, %; $M_{м}^{пк}$ – масса металла в промковше, кг; $M_{пп}^{Ca}$ – масса кальция в погонном метре проволоки, кг/п.м; $V_{пп}$ – скорость ввода порошковой проволоки, м/с; K_{Ca} – усвоение кальция, %.

Для содержания кальция $[Ca] = 0,0015$ %, при скорости ввода 0,4–0,5 м/с (малая высота металла) и усвоении кальция 15 % это время составляет около 4 мин. Если использовать в качестве наполнителя СК30, то это составит 2,12 мин. После обеспечения равномерного содержания кальция по объему металла промковша начинается разливка в кристаллизаторы, а проволока продолжает вводиться на заданной скорости. На производстве это создает неудобства и отклонения от регламента начала разливки. Однако если ввод проволоки начинать в момент подачи металла в кристаллизаторы, не обеспечив заданное содержание кальция в металле промковша, то обеспечение заданного содержания кальция в непрерывнолитых слябах

можно достигнуть, в лучшем случае, к концу разливки первой плавки. Сначала надо будет "догнать" заданное содержание кальция в промковше в сложившейся системе. На это потребуется 6–7 мин и более, в зависимости от скорости литья. При достижении заданного содержания кальция в промковше только спустя полное время затвердевания (для слябов толщиной 250 мм это 20 мин) соответствующее содержание кальция установится по всему сечению заготовки.

Такая же ситуация имеет место при перековшовке в серийной разливке плавок, при каких-то сбоях в работе ручьев машины. Во всех случаях, когда требуется изменение расхода порошковой проволоки, в процессе разливки образуется значительное количество переходного, смешанного металла, который не отвечает заданному химическому составу. На одноручьевых слябовых МНЛЗ также практически невозможно обеспечить стабильное содержание элементов, вводимых порошковой проволокой, по всей длине непрерывнолитых заготовок. При этом сложности с вводом порошковой проволоки по причине неустойчивости циркуляционных потоков, низкой скорости ввода из-за небольшой глубины расплава ограничивают усвоение элементов уровнем, не создающем экономических преимуществ по сравнению с отработанной технологией ввода порошковой проволоки на агрегате ковш-печь.

7.3. КРИСТАЛЛИЗАТОРЫ МНЛЗ

Наиболее важным этапом непрерывной разливки является формирование слитка в кристаллизаторе. Как было отмечено, уменьшение толщины отливаемой заготовки (размеров сечения) и существенное повышение скорости разливки усложняет проблему обеспечения требуемого качества металла. Существенным фактором, определяющим развитие процессов затвердевания и неоднородности заготовки в кристаллизаторе, являются интенсивные струйно-циркуляционные потоки, вызванные гидродинамическим воздействием струи металла из промежуточного ковша. Поток жидкого металла омывает фронт затвердевания, препятствуя образованию оболочки и смывая обогащенный примесями расплав из междендритного пространства. По последним данным [303] скорость потоков может достигать 0,4 м/с при скорости разливки 5 м/мин. В этой же работе показано, что скорость потока стали снижается при увеличении магнитной индукции поля при электромагнитном торможении потока. При этом отмечается снижение дефектности на поверхности и в подповерхностной зоне заготовки.

Основной характеристикой условий формирования заготовки при изменении параметров процесса является теплопередача в кристаллизаторе. При этом важны показатели среднего теплового потока, теплопередачи

в поперечном сечении, пиковая теплопередача, средняя теплопередача охлаждающей воды и удельная энергия кристаллизатора. Средняя теплопередача кристаллизатора и охлаждающей воды представляют собой количество тепла, отобранного, соответственно, кристаллизатором и водой. Профиль теплопередачи и пиковая теплопередача – это абсолютное значение местной теплопередачи в кристаллизаторе. Удельная энергия кристаллизатора – это скорость удаления тепла на килограмм протекающей через кристаллизатор стали.

Характеристики теплопередачи в кристаллизаторе, в соответствии с условиями разливки, важны для оценки стабильности процесса и определения его оптимальной конструкции и технологии.

Наиболее представительные исследования теплопередачи в зависимости от изменения таких параметров, как скорость разливки, содержание углерода, температура перегрева, расход воды, электромагнитное перемешивание (ЭМП) и тип слитка, проведены в университете Британской Колумбии – University of British Columbia – UBC [304]. Рассмотрим основные выводы этой работы с учетом данных других исследователей.

Рост скорости разливки вызывает рост средней теплопередачи (рис. 7.11 [305]).

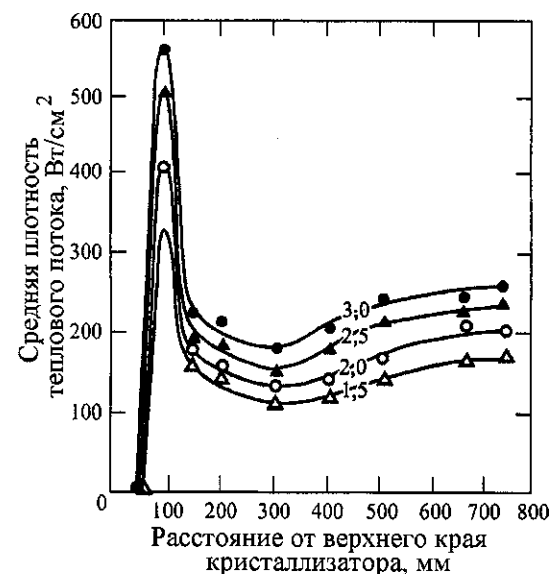


Рис. 7.11. Зависимость средней плотности теплового потока от расстояния от верхнего края кристаллизатора при различных скоростях разливки (цифры у кривых – скорость разливки, м/мин)

Это объясняется следующим. Во-первых, более короткая продолжительность пребывания стали в кристаллизаторе приводит к более тонкой

оболочке, которая под действием ферростатического давления лучше деформируется, уменьшая зазор "кристаллизатор-заготовка". Во-вторых, более высокая температура поверхности увеличивает тепловой градиент для теплового потока. В-третьих, меньшая тепловая усадка, что улучшает контакт "кристаллизатор-заготовка".

Влияние скорости разливки на теплопередачу в кристаллизаторе сильно зависит от содержания углерода. Было установлено, что при большем содержании углерода изменение скорости разливки ведет к большему изменению средней теплопередачи в кристаллизаторе (рис. 7.12).

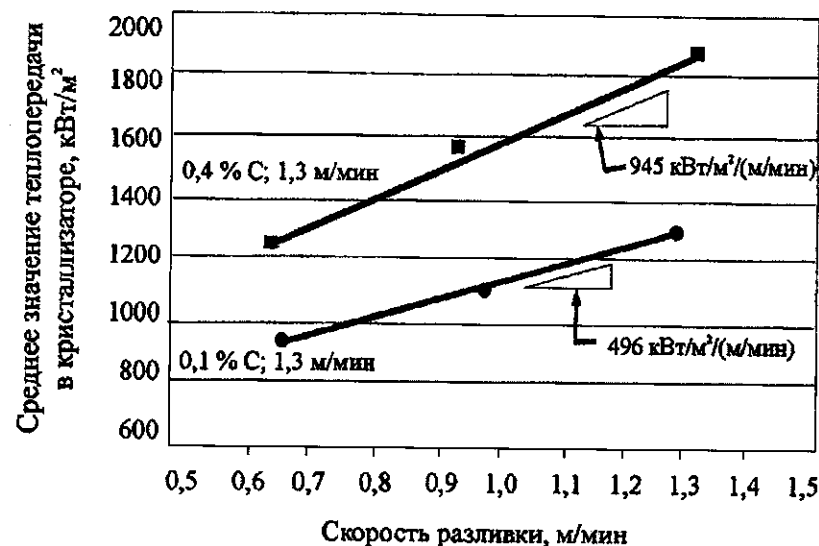


Рис. 7.12. Влияние скорости разливки на среднюю теплопередачу в кристаллизаторе в зависимости от содержания углерода в стали

В случае обычных скоростей разливки средняя теплопередача через стенку кристаллизатора лежит в интервале 500–1500 кВт/м² для углеродистых сталей и 1300–1900 кВт/м² для высокоуглеродистых. При высокоскоростной разливке, соответственно, 1600–1900 кВт/м² для низкоуглеродистых и 2100–2600 кВт/м² высокоуглеродистых сталей.

Как видно, средняя теплопередача с повышением скорости разливки возрастает, но удельная теплопередача в кристаллизаторе снижается (рис. 7.13). Содержание углерода влияет на характер теплопередачи так же, как и скорость разливки, но с сильным влиянием на пики теплопередачи в области мениска. При содержании углерода более 0,8% положение пика теплового потока имеет тенденцию к смещению от 25–40 мм до 50 мм ниже мениска.

При более высоком содержании углерода образуется более тонкая оболочка, что ведет к вероятности возникновения поверхностных де-

фектов, в частности, на уровне мениска.

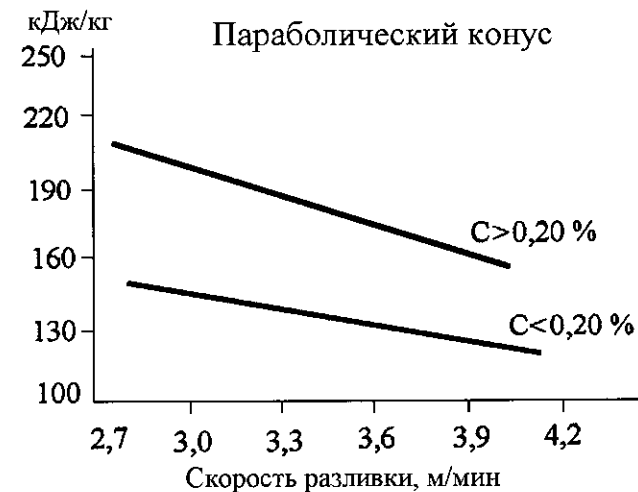


Рис. 7.13. Влияние скорости разливки на удельную энергию кристаллизатора (кДж/кг) для высоко- и низкоуглеродистых сталей при масляной смазке

На толщину оболочки на выходе из кристаллизатора может оказывать влияние величина перегрева, движение жидкой фазы, способ подачи металла, смазка и конструкция кристаллизатора. Эксперименты показали, что разливка открытой струей или через погружной стакан на теплопередачу в кристаллизаторе не влияет.

Влияние перегрева на теплопередачу при высокоскоростной разливке в достаточной степени не исследовано. Несмотря на то, что температура перегрева в 55 К не оказывает влияния на теплопередачу в кристаллизаторе при обычных скоростях разливки [306], очевидно, что перегрев стали влияет на задержку начала кристаллизации и структуру заготовки.

В 80-х годах скорость протекания воды в каналах охлаждения составляла 6–7 м/с с коэффициентом теплоотдачи 20000–25000 Вт/м²·К. В настоящее время она составляет 11–15 м/с и считается, что меньшая скорость приводит к кипению воды, неоднородной теплопередаче, повышению температуры кристаллизатора и постоянной его деформации. На рис. 7.14 изображена эмпирическая зависимость коэффициента теплоотдачи на наружной стороне гильзы кристаллизатора от скорости охлаждающей воды [307].

Влияние электромагнитного перемешивания в кристаллизаторе (M-EMS) или торможения (M-EMBR) на тепловую реакцию или теплопередачу исследовали на промышленных испытаниях углеродистых сталей. При этом оказалось, что ЭМП ведет к снижению теплопередачи в кристалли-

торе со смазкой маслом или шлакообразующей смесью (ШОС).

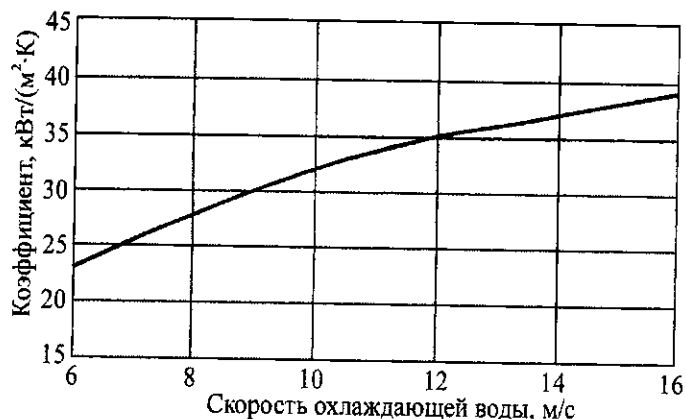


Рис. 7.14. Эмпирическая зависимость коэффициента теплоотдачи α на "холодной" стороне гильзы кристаллизатора от скорости охлаждающей воды в щели

Исследования показали, что смазка шлакообразующей смесью может уменьшать тепловой поток в кристаллизаторе на 5–18 % для сталей с содержанием углерода более 0,1 %. Для неперитектической низкоуглеродистой стали обнаружено, что пики в теплопередаче кристаллизаторе с масляной смазкой более чем вдвое превышают аналогичные показатели для кристаллизаторов со смазкой в виде ШОС.

Влияние типа смазки на теплопередачу зависит и от других факторов. В случае смазки маслом на теплопередачу сильное влияние могут оказывать ее расход, интервал кипения, температура воспламенения и вязкость. В случае смазки ШОС большое влияние на характер теплопередачи оказывает количество и распределение смеси, ее вязкость, температура рекристаллизации, температура стеклования и скорость расплавления.

Угловая зона кристаллизатора более холодная, чем середина стенки из-за своей жесткости и трехмерного теплового потока, который ведет к большей усадке и большому зазору "кристаллизатор–заготовка". Следовательно, по углам теплопередача менее интенсивная. Эксперименты показали, что средняя теплопередача в углах при скорости разливки 1,3 м/мин меньше средней теплопередачи на стенке на 20–30 %.

В начале 70-х годов на МНЛЗ Донецкого металлургического завода при отливке слябов сечением 150×1000 мм вследствие образования углового зазора появились угловые продольные трещины. Для предотвращения этого дефекта на основе математического моделирования теплового и напряженно-деформированного состояния слитка [308] был разработан и изготовлен кристаллизатор, в котором узкие стенки были выполнены с пере-

менной по высоте конусностью. В верхней части конусность была увеличена почти вдвое, с учетом скорости разливки 1,3 м/мин. Промышленные испытания показали его высокую эффективность, угловые продольные трещины прекратились. По-видимому, это была первая проба применения двухконусного кристаллизатора в мировой металлургии [282].

На основе представленных общих тенденций активно исследовали конструкцию кристаллизатора в свете определения оптимальных характеристик закругления углов, материала покрытия, толщины стенки, марки используемой меди и типа крепления (таблица 7.4). Были найдены оптимальные эксплуатационные интервалы технологических переменных. Продолжаются исследования и разработки по вопросу профиля рабочей полости кристаллизаторов для повышения скорости разливки. Было определено, что конструктивным совершенствованием кристаллизатора теплопередачу можно увеличить на 20 %. При этом признано целесообразным при повышении скорости разливки более 2 м/мин увеличить длину кристаллизатора до 1000 мм.

Таблица 7.4. Рекомендованные характеристики кристаллизатора для заготовочной УНРС

Наименование показателя	Значение показателя
Марка меди	ДНР, серебросодержащая медь, Cr-Zr
Конус	Двойной или множественный
Минимальная толщина стенки	13 мм для наименьшей заготовки (т. е. для квадрата со стороной 100–150 мм)
	20 мм для больших заготовок (т. е. для квадрата со стороной 200 мм)
Радиус внутреннего конуса	3–4 мм
Уровень мениска	100–150 мм
Скорость воды	> 10–11 м/с
Опора гильзы кристаллизатора	Для четырех сторон вблизи вершины или нижняя/верхняя часть
Время опережения	0,12–0,15 с
Величина опережения	3–4 мм
Качество воды (общая жесткость)	< 5 ppm, отсутствие отложений в трубках кристаллизатора
Ширина водоохлаждаемых каналов	3–5 мм
Измерение внутренних размеров кристаллизатора	Да

Вместе с тем, задачей дальнейшего рассмотрения вопроса стал анализ характера теплопередачи в зоне первичного охлаждения на высоких скоростях разливки на основе данных, собранных в течение недельных заводских испытаний при оснащении кристаллизаторов специальными приборами и термодарами.

Теплопередача в кристаллизаторе была смоделирована по среднему тепловому профилю по середине стенки кристаллизатора (рис. 7.15), который был получен во время заводских испытаний. Пик температуры стенки кристаллизатора составил 140–180 °С для высокоуглеродистых сталей и 100–150 °С для низкоуглеродистых.

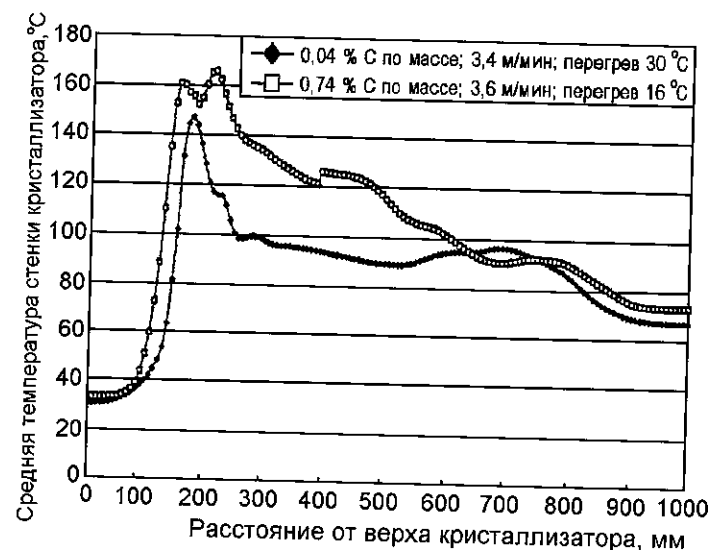


Рис. 7.15. Профиль средней температуры по середине стенки кристаллизатора для низко- и высокоуглеродистой стали при высокоскоростной разливке

Типичная средняя теплопередача четырех стенок для высоко- и низкоуглеродистых сталей приведена на рис. 7.16. Пики теплопередачи составили 3000–7100 кВт/м² для низкоуглеродистой стали и 4000–9100 кВт/м² для высокоуглеродистой. Такие показатели теплопередачи примерно в 1,5–2 раза выше, чем ранее наблюдаемые при обычной разливке. На рис. 7.15 четко виден двойной пик в области мениска, наблюдаемый фактически на всех стенках кристаллизатора. Это указывает на неоднородность теплоотвода в верхней части кристаллизатора, несоответствующий профиль конусности и действие ферростатического давления на оболочку.

Средняя теплопередача по середине стенки кристаллизатора составила для низко- и высокоуглеродистой стали, соответственно, 1625–1860 и 1980–2470 кВт/м². Такие расчетные значения хорошо совпадают с опубликованными данными для высокоскоростной разливки и превышают почти на 45 % опубликованные данные для обычной непрерывной разливки. При этом, аналогично тенденциям при обычной разливке, изменение температуры перегрева, скорости охлаждающей воды, состояние промковша в исследуемом интервале не оказывают влияния на теплопередачу в кри-

сталлизаторе. К переменным, оказывающим сильное влияние, относятся: состав стали и скорость разливки.

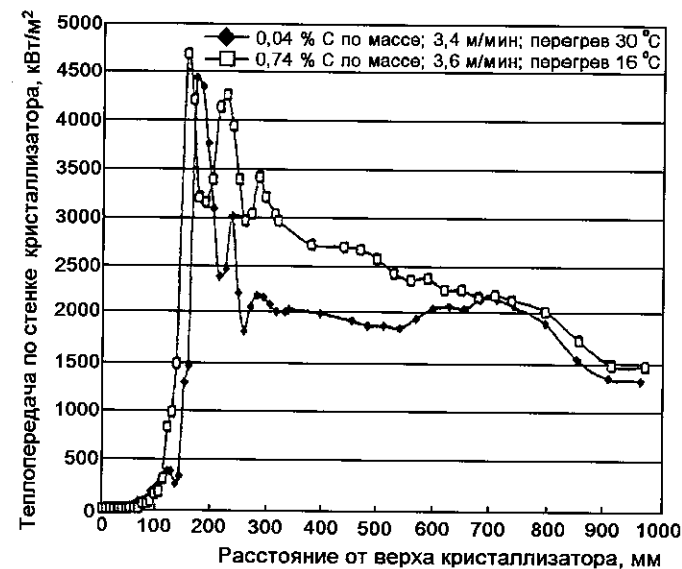


Рис. 7.16. Профиль средней теплопередачи по середине стенки кристаллизатора для низко- и высокоуглеродистой стали при высокоскоростной разливке

Как и при обычной разливке, рост содержания углерода оказывает сильное влияние на увеличение теплопередачи в кристаллизаторе. Такой эффект максимален в области мениска, где пик теплопередачи возростал до 1500 кВт/м² по сравнению с разливкой в обычных условиях. Чтобы воздействовать на профиль теплопередачи при высокоскоростной разливке необходимо изменение скорости более чем на 0,5 м/мин

В работе [309] путем численных экспериментов обосновывается, что усадка заготовки в большей мере определяется химическим составом стали и в меньшей мере скоростью разливки. При этом приводятся данные, что в диапазоне скоростей 3,2–5,6 м/мин рост скорости разливки на каждые 0,6 м/мин приводит к увеличению средней температуры затвердевшей оболочки на величину порядка четырех градусов, что при прочих равных условиях соответствует изменению усадки всего в 1,013 раза. Высокоуглеродистые стали требуют более крутых конусов в верхней части кристаллизатора. Низкоуглеродистые стали требуют более крутых конусов в нижней части кристаллизатора [304]. На этой основе считают, что использовать один кристаллизатор для разливки различных марок стали нереально.

Математическая тепловая модель заготовки и ее кристаллизации использовалась в УВС для температурного профиля заготовки, кристаллиза-

ционной усадки, толщины оболочки и в, конечном итоге, для характеристики профиля конусности кристаллизатора.

Результаты промышленных испытаний и математического моделирования, полученные УВС, привели к разработке рекомендаций для восьми новых профилей конусных кристаллизаторов, предназначенных для разливки конкретных марок стали и конкретных скоростей разлики.

Представляется, что такое расширение парка кристаллизаторов и частая их замена, по-видимому, не всегда приемлема для условий производства. В работе [310] предлагается разбить весь сортамент разливаемых марок стали на группы по критерию сложности спроектированных профилей, повторяющих их кривые усадки, и для каждой группы путем усреднения получать кристаллизатор с оптимальным внутренним профилем для группы марок стали. При этом обосновывается целесообразность управления уровнем металла в кристаллизаторе в допустимых пределах как инструмента повышения степени соответствия особенностей усадки различных марок стали и внутреннего профиля гильзы кристаллизаторов. Например, для кристаллизаторов производства "Europe Metalli" для разлики заготовок сечением 125×125 мм снижение уровня металла со 100 до 150 мм позволяет уменьшить активную конусность кристаллизатора на 0,15 мм, что для ряда марок стали позволяет полностью устранить указанное несоответствие, а для других существенно его уменьшить. Учитывая приведенные сложности с параболическими кристаллизаторами, возникли и другие альтернативные решения.

Фирма "Concast" предложила свою технологию "CONVEX", позволяющую повысить степень однородности охлаждения заготовки в кристаллизаторе [311]. Эта технология реализована в новой конструкции кристаллизатора, который в верхней части имеет ярко выраженную выпуклую форму, а в нижней – квадратную (рис. 7.17). Постепенное выпрямление выпуклости при движении заготовки позволяет свести до минимума газовый зазор между затвердевающей оболочкой и стенкой гильзы. Приведены данные о разлике в такой кристаллизатор на скорости 6,4 м/мин.

АХК "ВНИИМЕТМАШ" (Россия) разработана конструкция гильзы с переменной по периметру конусностью, когда на исходную форму накладывается некоторое возмущение (рис. 7.18) [307].

Для круглого слитка геометрию внутренней полости гильзы кристаллизатора на входе можно описать функцией:

$$R = R_0(1 + r(\phi))F(l), \quad (7.14)$$

где R – текущий радиус; R_0 – начальный радиус; r – функция радиус-вектора; ϕ – текущий угол; $F(l)$ – функция конусности.

Преимуществом формы гильзы по высоте с уменьшающимися, к середине гильзы по высоте, выпуклостями перед гильзами с конусностью является то, что наличие выпуклостей на стенках круглой гильзы позволяет центрировать затвердевающую оболочку слитка в гильзе и тем самым

устранять образование "овальности" профиля в начале формирования корочки.

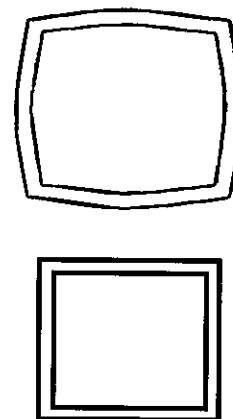


Рис. 7.17. Два поперечных сечения кристаллизатора "CONVEX":
верхнее – выпуклое;
нижнее – квадратное



Рис. 7.18. Профиль внутренней поверхности гильзы круглого кристаллизатора

Постепенное выпрямление синусоидальных участков оболочки позволяет уменьшить до минимума газовый зазор между оболочкой и стенкой гильзы. Это создает условия для интенсивного равномерного теплоотвода и образования жесткой равномерной оболочки затвердевающей круглой заготовки [312].

Для литья трубных заготовок $\varnothing 156$ мм на ОАО "Волжский трубный завод" разработана и установлена гильза с переменным сечением рабочей полости, на параболическую поверхность которой наложены четыре синусоидальные воронки. В данной конструкции гильзы средняя конусность составляет 2,5 %. Длина участка распрямления синусоидальной поверхности – 300 мм от уровня мениска в кристаллизаторе. По мнению авторов, центрирование непрерывнолитой заготовки (НЛЗ) в верхней половине гильзы кристаллизатора приводит к снижению термических напряжений в затвердевающей оболочке заготовки. В результате существенно снижается овальность и уменьшается количество трещин в заготовках, чувствительных к трещинообразованию.

Использование кристаллизатора новой конструкции позволило увеличить скорость на 20–25 %, сократить количество прорывов жидкого металла в два раза, уменьшить отсортировку на обточку НЛЗ по дефектам поверхности в два раза, увеличить стойкость гильз кристаллизаторов по сравнению с одноконусными гильзами на 40 %.

Из других особенностей конструкции кристаллизаторов последнего

времени можно отметить разработки фирмы "VAI" – SMART Mold и Dyna-Widht [313]. К стандартным особенностям этого пакета относятся кристаллизаторы кассетного типа, имеющие ряд преимуществ в отношении эксплуатации и технологического обслуживания. Dyna-Widht – это технологический пакет с гидравлической системой, обеспечивающий быстрое дистанционное регулирование ширины без необходимости уменьшения скорости разливки (и для тонкослябовых МНЛЗ) и, таким образом, минимально возможные длины переходных участков заготовки.

Предложена также конструкция кристаллизатора "Дайэмоулд" с открытыми угловыми областями в нижней части [314]. Известно, что в кристаллизаторе традиционной геометрической формы при формировании слитка в углах происходит сильное сжатие образующих сторон с образованием зазора. Это приводит к снижению теплоотвода в этой части и последующему локальному разогреву в углах заготовки. Возникает высокий уровень внутренних термических напряжений, что может привести к образованию ромбичности и поверхностных угловых трещин. Открытие углов способствует выравниванию охлаждения и устранению напряжений. Следует отметить, что кристаллизаторы с открытыми в нижней части углами впервые появились на "Тулачермете" в 1965 году [315].

Глава 8. КАЧЕСТВО НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ СТАЛЬНОЙ ЗАГОТОВКИ

Повышение эффективности непрерывного литья стали развивается, как уже обсуждалось, в направлении уменьшения толщины (сечения) отливаемой заготовки и увеличения скорости разливки, что создает более жесткие условия, прежде всего, начального этапа формирования слитка в кристаллизаторе. Усиливается степень воздействия на процесс затвердевания и перераспределение примесей струйно-циркуляционных потоков металла. С учетом этого фактора и существенно более высокой скорости литья значительно усложняются проблемы получения бездефектной поверхности заготовки.

Качество внутренней структуры непрерывнолитого слитка определяется множеством факторов, которые в значительной степени замыкаются на протяженности жидкой фазы, функционально связанной с толщиной слитка и скоростью литья. В этой связи, с учетом современного состояния развития концепции, можно отметить следующее. На оставшихся традиционных слябовых МНЛЗ при неизменной толщине слитка скорость разливки возросла до 1,5–2,0 м/мин и это привело к увеличению протяженности жидкой фазы до 30–35 м (в пределе – 42 м). Альтернативой, как было сказано, этим машинам являются средне- и тонкослябовые МНЛЗ, которые отличаются более высокой скоростью разливки и производительностью. При этом протяженность жидкой фазы резко сокращается, в зависимости от параметров процесса, от 17–20 м до 5–6 м. С учетом уменьшения сечения, на блюмовых и сортовых МНЛЗ скорость и производительность повышаются, а протяженность жидкой фазы может несколько увеличиться.

Рассмотрим состояние проблемы обеспечения должного качества при высокоскоростной непрерывной разливке с учетом изложенных положений.

8.1. ОСОБЕННОСТИ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ И НЕОДНОРОДНОСТЬ НЕПРЕРЫВНОЛИТОГО СЛИТКА

Скорость кристаллизации и неравномерность фронта затвердевания по поперечному сечению и высоте исследовались на плавках промышленного производства путем ввода радиоактивного изотопа и серы в жидкую фазу и последующего снятия радиограмм и серных отпечатков с продольных и поперечных темплетов [282]. Исследовали непрерывнолитые слябовые заготовки сечением 150×1200 мм, отливаемые на вертикальной МНЛЗ со скоростью 0,7–1,1 м/мин при разливке с погружным стаканом и открытой струей и сечением 250×1600 мм, отливаемые на криволинейной МНЛЗ со скоростью 0,7 м/мин. Проведено исследование целого ряда опытно-

промышленных плавков с различными технологическими параметрами, которые в тексте условно обозначаются в первом случае (сечение заготовки 150×1200 мм) – плавки 1, а во втором случае (сечение заготовки 250×1600 мм) – плавки 2.

Твердая оболочка заготовки сечением 250×1600 мм при разливке с погружным стаканом с боковыми отверстиями на выходе из кристаллизатора имеет сравнительно одинаковую среднюю толщину по всем граням заготовки – соответственно по широким граням малого и большого радиусов 24,9 и 24,7 мм и по узким граням 22,7 мм. В пределах каждой из широких граней отмечается существенная неравномерность толщины корочки, которая достигает максимума (42,2 %) в первой половине кристаллизатора на участке, прилегающем к узкой грани заготовки, по сравнению с центральным и промежуточным участком. Неравномерность фронта затвердевания уменьшается по мере удаления от верха слитка, более заметно – ниже третьей секции вторичного охлаждения. Средняя скорость кристаллизации изменялась от $4,1 \cdot 10^{-4}$ м/с вверху до $1,3 \cdot 10^{-4}$ м/с в нижней части (толщина твердой фазы – 0,010 м), причем в течение первых двух минут скорость заметно падала (с $4,1 \cdot 10^{-4}$ до $1,5 \cdot 10^{-4}$ м/с), а затем возрастала и относительно плавно снижалась. Скорость кристаллизации возрастала с уменьшением расстояния от оси стакана. На радиограммах четко проявлялись трещины на фронте кристаллизации на расстоянии 4,5 м от верха слитка со стороны малого радиуса. Длина трещин изменялась от 2 до 14 мм.

Неравномерность фронта затвердевания в слитках сечением 150×1200 мм исследовалась, как и в предыдущем случае: по широким сторонам в месте ввода струи, у узких граней и на промежуточном участке. При этом металл в кристаллизатор подавался открытой струей и погружным стаканом щелевого типа (плоская струя). Зависимость толщины корочки δ от времени затвердевания τ определялась в виде

$$\delta = k\tau^n, \quad (8.1)$$

где k – коэффициент затвердевания, мм/с^{0,5}.

Результаты обработки экспериментальных данных представлены в таблице 8.1.

При вводе металла открытой вертикальной струей скорость затвердевания слитка снижается с уменьшением расстояния до места ввода струи. Средняя толщина корочки по широким сторонам в районе ввода струи на 60 с составила 11,7 мм, а в районе узких граней – 23,8 мм. Подача металла плоской струей резко изменила характер затвердевания. Толщина корочки в области ввода струи и у узких граней составила на 60 с, соответственно, 21,6 и 22,3 мм, то есть, практически была одинаковой (рис. 8.1). Максимальное различие в толщине корочки характеризуется величиной 2,8 мм на 20 с. Очевидно, это соответствует расположению более интенсивных циркуляционных потоков при рассмотренном способе подачи металла.

Таблица 8.1. Зависимость толщины корочки от времени затвердевания

Место измерений	Зависимость толщины корочки от времени затвердевания	
	открытая струя	погружной щелевой стакан
По широким граням: область ввода струи промежуточная зона у узких граней	$\delta_1 = 0,52 \tau^{0,76}$	$\delta'_1 = 2,65 \tau^{0,54}$
	$\delta_2 = 1,42 \tau^{0,62}$	$\delta'_2 = 1,54 \tau^{0,68}$
	$\delta_3 = 1,16 \tau^{0,74}$	$\delta'_3 = 1,25 \tau^{0,71}$
По узким граням	$\delta_4 = 1,02 \tau^{0,78}$	$\delta'_4 = 1,54 \tau^{0,67}$

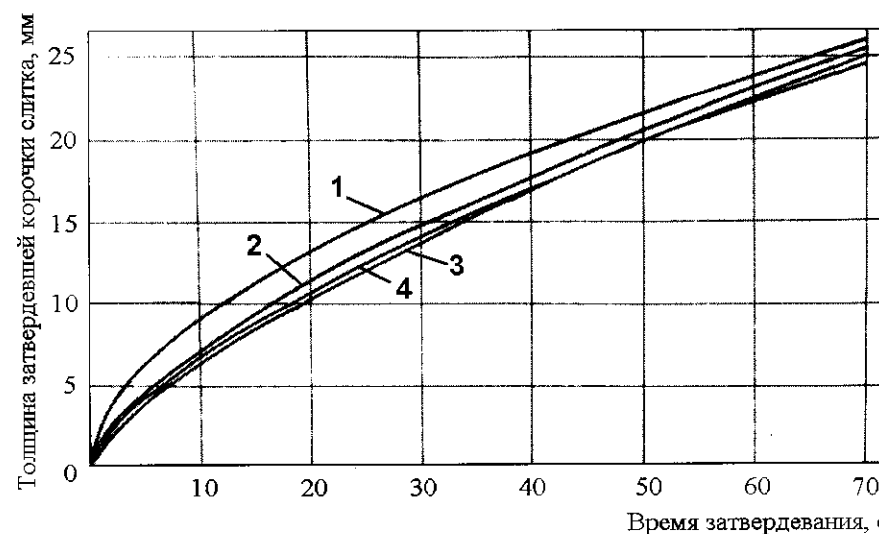


Рис. 8.1. Рост толщины затвердевшего слоя по ходу формирования слитка (1 – в районе ввода струи; 2 – в промежуточной зоне; 3 – у узких граней; 4 – по узким граням)

Из представленных данных следует, что неравномерность фронта затвердевания и скорость роста твердой фазы в значительной степени определяются распределением и интенсивностью струйно-циркуляционных потоков металла. При применении погружного стакана с боковыми выходными отверстиями максимальное воздействие потоков выявляется на участке широких граней, прилегающем к узкой стороне, меньшее – в районе ввода стакана. При вертикальной открытой струе максимальное действие потоков отмечено в месте ввода струи, меньшее – в районе широкой грани, прилегающей к узкой стороне. Неравномерность фронта затвердевания более ярко выражена при вертикальной подаче металла открытой струей. В

случае применения плоской струи фронт затвердевания выравнивается. Максимальная скорость роста твердой фазы практически сохраняется на достигнутом уровне. Это объясняется существенным уменьшением воздействия гидродинамических потоков на фронт кристаллизации.

Исходя из оценки неравномерности фронта затвердевания вследствие воздействия гидродинамических потоков были определены наиболее характерные участки для исследования химической неоднородности – по малой оси заготовки (место ввода струи) и на расстоянии 200 мм от узкой грани.

Макроструктура по поперечному сечению непрерывнолитых заготовок неоднородна. Характерным является наличие трех зон: поверхностной мелкодисперсной, столбчатой и глобулярной (неориентированные, равноосные кристаллы). Структурные зоны отличаются по протяженности и дисперсности дендритного строения. Главные оси зоны транскристаллизации направлены под углом вверх, что объясняется направленными вниз потоками металла. Макроструктура металла, отлитого на криволинейной МНЛЗ, несимметрична. Протяженность зоны столбчатых кристаллов по широкой грани со стороны малого радиуса у края заготовки равна 85 мм, со стороны большого – 50 мм. Неориентированные кристаллы со стороны малого радиуса занимают по сечению 25 мм (до оси), со стороны большого радиуса – 60 мм. В центральной части слитка по малому радиусу столбчатые кристаллы достигают оси, по большому радиусу эта зона распространяется на 60 мм и отделена от оси зоной неориентированных кристаллов. При этом тепловая ось слитка и зона максимальной ликвации смещены незначительно (до 10 мм). По-видимому, сказывается более интенсивный теплоотвод со стороны малого радиуса, несмотря на заданное асимметричное охлаждение до 10 % и преимущественное отложение на стороне большого радиуса кристаллов, занесенных потоками металла вследствие гравитационных сил. При этом более горячие слои металла вытесняются на сторону малого радиуса, создавая температурный градиент для роста столбчатых кристаллов.

Заготовка, отлитая на вертикальной машине, характеризуется симметричным расположением тех же структурных зон. Следует отметить, что при интенсивности охлаждения, более чем в 2 раза превышающей интенсивность охлаждения металла на криволинейной машине (сторона большого радиуса), протяженность столбчатой зоны практически одинакова – 55–65 мм. При этом дисперсность дендритного строения и скорость затвердевания выше в первом случае. Такое положение существенно не меняется при изменении интенсивности охлаждения и скорости вытягивания (колебания в протяженности зоны столбчатых кристаллов составляют 2–5 мм). Это свидетельствует о том, что величины этих параметров определяются явлениями массопереноса в жидкой фазе заготовки, что создает теплофизические условия для изменения морфологии затвердевания. Это подтвер-

ждается и более развитой зоной столбчатых кристаллов со стороны малого радиуса.

Наружные мелкокристаллитные зоны во всех случаях имеют близкие размеры и составляют 5–10 мм.

Химическая неоднородность исследовалась на оптических эмиссионных спектрометрах с автоматизированным управлением от ЭВМ. Из поперечных темплетов, отобранных от непрерывно-литых заготовок, вырезали образцы для металлографических исследований и послышного спектрального анализа на квантометрах. На рис. 8.2 показана схема отбора образцов и расположение на них фокальных пятен, которые находятся на одинаковом расстоянии друг от друга на плоскости шлифа, параллельной технологической оси МНЛЗ. Анализ выполнялся с переменным шагом по сечению (табл. 8.2) в зависимости от характерных участков зональной неоднородности.

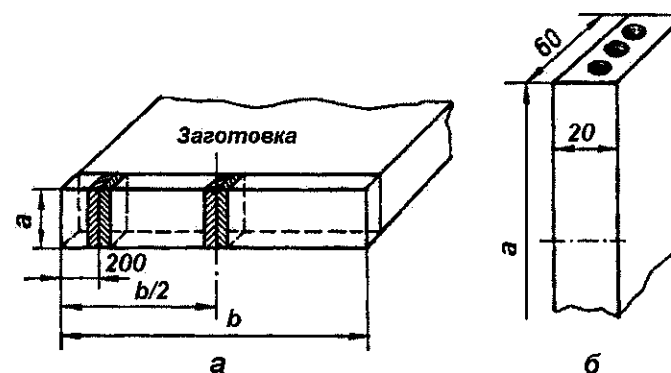


Рис. 8.2. Схема отбора проб образцов (а) и расположение фокальных пятен на плоскости шлифа (б)

Таблица 8.2. Шаг исследования химической неоднородности по сечению заготовки

Шаг, мм	0,2	1,0	2,0	0,5–1,0
Расстояние от поверхности заготовки, мм	0–25	25–50	50–65	65–80
	0–25	25–50	45–115	115–130

Примечание: числитель – данные для заготовки сечением 150×1200 мм; знаменатель – для заготовки сечением 250×1600 мм.

Фокальные пятна имеют среднюю глубину 0,1 мм и диаметр 4,7 мм. Масса испарившегося металла при этих параметрах равна 44 мг. Эти данные важны для оценки эффективности метода и чувствительности анализа.

При определении химической неоднородности с шагом сошлифования, равным 0,2 мм, убедились в точности и возможности проведения та-

кого исследования. На эталоне после шлифовки и получения фокальных пятен проводили повторную шлифовку с шагом 0,2 мм. Полученные в результате этого фокальные пятна и минимальный разброс значений концентрации элементов в пределах ошибки прибора при измерении данной концентрации свидетельствует о надежности измерений. Для углерода разброс значений составлял ± 3 условных единицы, что соответствует концентрации $\pm 0,003\%$ (для серы $\pm 0,0005\%$).

Для исследования взаимосвязи процессов кристаллизации и неоднородности результаты химического анализа усредняли по трем точкам. Для исследования осевой ликвации, кроме спектрального анализа, производили послойную строжку образца с шагом 0,5–1,0 мм с последующим химическим анализом металла.

При оценке химической неоднородности степень ликвации (индекс ликвации) характеризовалась, главным образом, отношением фактической концентрации в рассматриваемой области к средней по сечению:

$$K = C_i / C_{\text{ср.}} \quad (8.2)$$

Обобщая результаты всего комплекса проведенных исследований, можно представить типичную картину зональной химической неоднородности непрерывнолитого слитка. На рис. 8.3 показано распределение примесей по сечению заготовки.

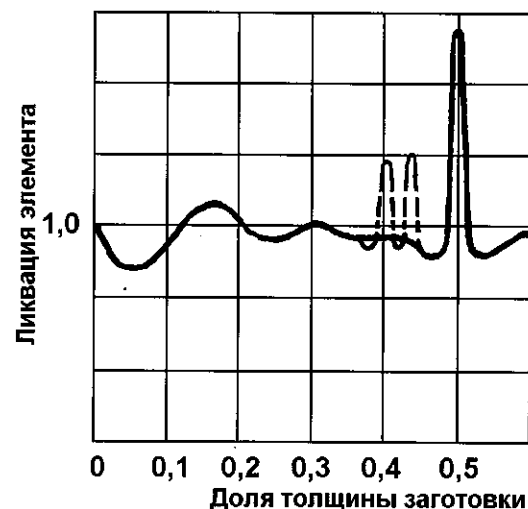


Рис. 8.3. Типичное распределение примесей по сечению непрерывнолитой заготовки

Концентрация растворенного элемента постепенно снижается от поверхности заготовки, и минимальное значение ее соответствует участку, расположенному на расстоянии 6–15 мм от поверхности. После этого концентрация увеличивается, причем за отрицательной ликвацией отмечается

положительная на участке шириной 10–15 мм. Затем происходит плавное снижение концентрации до исходной и далее она имеет примерно постоянное значение по направлению к оси заготовки.

В узкой осевой зоне, как правило, наблюдается более или менее ярко выраженная положительная ликвация (индекс ликвации от 1,3 до 4,5), непосредственно перед которой расположена зона, обедненная примесями.

Внеосевая область, примыкающая к осевой зоне, может быть поражена полосчатой неоднородностью — чередованием полос толщиной 3–5 мм с повышенным и пониженным содержанием элементов. Условия формирования внеосевой неоднородности будут рассмотрены далее.

Ниже приводятся результаты исследований по выявлению зональной химической неоднородности плоской непрерывнолитой заготовки в зависимости от изменения способа подвода металла, скорости разливки, интенсивности охлаждения, толщины отливаемой заготовки, структуры и деформации оболочки заготовки и других параметров.

Влияние способа подвода струи в кристаллизатор изучалось путем сравнения распределения серы и углерода в заготовках, отлитых открытой струей (плавка 1) и через погружной стакан с боковыми отверстиями (плавка 2). Характер распределения примесей по сечению (рис. 8.4) аналогичен характеру неравномерности фронта затвердевания — участкам с меньшей скоростью кристаллизации (корочка меньшей толщины) соответствует больший показатель коэффициента ликвации и, наоборот, участкам с большей скоростью (корочка большей толщины) — меньший показатель. При разливке открытой струей область отрицательной ликвации в поверхностном слое более ярко выражена в средней части широкой грани заготовки — коэффициент ликвации серы 0,55 при протяженности 15 мм, чем на периферии (0,85 и 18 мм соответственно). При разливке через погружной стакан область отрицательной ликвации более ярко выражена ближе к узким граням — коэффициент ликвации 0,78 при протяженности 25 мм, чем в середине заготовки (0,85 и 35 мм соответственно).

Ликвация углерода в исследуемом металле с исходным содержанием в пределах 0,10–0,18 % выражена в значительно меньшей степени. На плавке 2 отмечается отрицательная ликвация 0,85–0,90 протяженностью до 20 мм. Плавка 1 отличается защитой зеркала металла аморфным графитом, причем в районе струи мениск остается открытым. Поэтому в средней части отмечается отрицательная ликвация на глубину 15 мм с показателем 0,75, а на периферии, видимо, происходит науглероживание — содержание углерода в поверхностном слое повышенное, затем оно снижается.

За зоной отрицательной ликвации, как правило, следует промежуточная зона положительной ликвации. Причем, чем больше отрицательная ликвация, тем больше и положительная. Протяженность этой зоны 10–15 мм, показатели ликвации 1,15–1,35.

Положительная ликвация примесей в центральной зоне, независимо от метода подвода струи, сильнее развита в среднем сечении, чем на периферии.

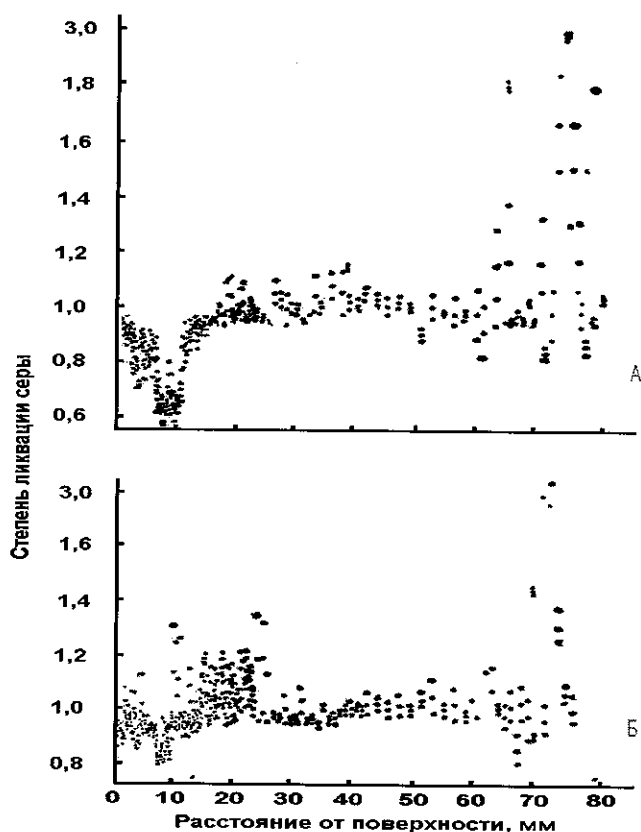


Рис. 8.4. Распределение серы по сечению заготовки сечением 150×1200 мм посередине (а) и на расстоянии 200 мм от узкой грани (б) при скорости разливки 1,1 м/мин (Ст3)

Показатели ликвации следующие: 5,0 против 1,15 для плавки 2 и 3,0 против 2,8 для плавки 1 (по сере). Характерно, что на расстоянии 200 мм от узкой грани для плавки 1 ликвация весьма незначительна или вовсе отсутствует, хотя время затвердевания в этой области мало отличается от времени затвердевания в средней части, где имеется некоторое раздутие. По углероду ликвация не превышала во всех случаях показатель 1,4–2,1.

Можно также отметить, что отрицательная ликвация по плавке 2 (погрузной стакан) начинается резко и близко к поверхности.

Влияние скорости разливки на распределение химических элементов

по сечению заготовки исследовали при изменении скорости разливки в пределах от 0,7 до 1,1 м/мин сечения 150×1200 мм. Анализ полученных данных показывает, что увеличение скорости приводит к сужению области отрицательной ликвации в поверхностном слое с 20–30 мм до 15–18 мм при увеличении интенсивности обеднения примесями с 0,85–0,9 до 0,55–0,85. С повышением скорости разливки и увеличением глубины жидкой фазы положительная ликвация в узкой осевой зоне повышается до 2,8–3,0 против 1,25–1,5.

Сравнивая химическую неоднородность заготовки толщиной 250 мм и заготовки толщиной 150 мм, которые были отлиты с одинаковой скоростью, можно отметить, что ликвация по сере в осевой зоне при указанных толщинах отличается в 3–4 раза (при одинаковом содержании серы в исходном металле). Характерно, что глубина жидкой фазы в первом случае, где более высокая ликвация, больше в 3 раза при увеличении толщины в 1,75 раза.

Для анализа ликвации элементов при изменении характера макроструктуры (расширение зоны равноосных кристаллов) исследовалось распределение примесей в заготовке с введенной в кристаллизатор сечением 150×1200 мм порошковой ленты с наполнителем из 80 % СК15, 16 % Al и 4 % CaF₂.

В опытном металле зона столбчатых кристаллов уменьшается с 55–56 мм до 19–24 мм. Разориентированные дендриты принимают глобулярную форму, и центральная зона состоит практически из равноосных дендритов. Неметаллические включения и поры рассредоточены в гораздо большем объеме. На рис. 8.5 представлено распределение серы по сечению заготовки, из которого видно, что с увеличением зоны равноосных дендритов в 2,3 раза ликвация в центре снижается в 1,8–2,0 раза.

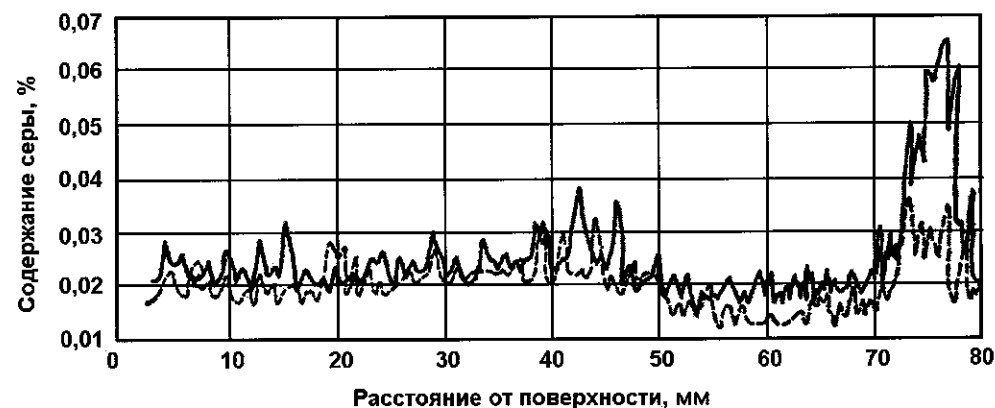


Рис. 8.5. Распределение серы по малой оси заготовки сечением 150×1200 мм из углеродистой стали: штриховая линия – при вводе порошковой ленты; сплошная – без порошковой ленты

В заготовках толщиной 150 мм при увеличенной зоне столбчатых дендритов (зона разориентированных дендритов 30–40 мм) отмечается внецентренная ликвация. Заметное изменение концентрации примесей наблюдается только в непосредственной близости к осевой части – отмечается зона с пониженным ($K = 0,85–0,90$) и повышенным ($K = 1,3–1,4$) содержанием элементов. По-видимому, это – следствие выпучивания – обжатия оболочки заготовки, которое более резко проявляется при приближении зоны столбчатых дендритов к центральной части заготовки.

Рассматривая оболочку заготовки как балку на двух опорах с равномерно распределенной нагрузкой (пренебрегая изменением ферростатического давления и толщины корочки между двумя рядом стоящими роликами), можно представить зависимость для определения прогиба (выпучивания) в виде:

$$c = 2,5 f \frac{pL^4}{E\delta^3}, \quad (8.3)$$

где p – ферростатическое давление; L – шаг установки роликов; δ – толщина корочки; E – модуль упругости; $f = 0,8–1,3$ – коэффициент, учитывающий технологические и конструктивные особенности МНЛЗ.

Вследствие выпучивания оболочки между роликами на фронте затвердевания возникают периодически сжимающие и растягивающие усилия, соответственно изменяется расстояние между вершинами растущих дендритов (рис. 8.6). В сечении противоположных роликов расстояние между вершинами дендритов увеличивается, а затем в месте максимального выпучивания (прогиба оболочки) уменьшается.

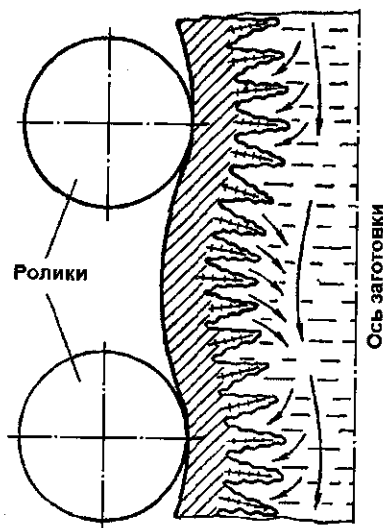


Рис. 8.6. Схема потоков при выпучивании-обжатии оболочки заготовки

В результате выдавливания маточного расплава, обогащенного примесями, из междендритного пространства потоки металла вдоль фронта затвердевания обогащаются примесями. В конце затвердевания это явление может привести к образованию внецентренной полосчатой ликвации, в конечном итоге существенно усиливается центральная ликвация вследствие концентрации скопившихся в окончании лунки примесей в узкой осевой зоне.

Оценим величину деформации растяжения-сжатия на фронте затвердевания.

При сравнительно небольшом шаге роликов (не более 500 мм) можно исходить из симметричной линии деформации без учета ползучести [316]. При этом допускается, что толщина корки в пределах шага ролика не меняется.

Если расположить оси координат, как показано на рис. 8.7, то внешняя линия выпучивания-обжатия может быть описана функцией:

$$f_1(x) = 0,5c \cos \frac{2\pi x}{L} + 0,5c + \delta, \quad (8.4)$$

а на фронте затвердевания

$$f_2(x) = 0,5c \cos \frac{2\pi x}{L} + 0,5c. \quad (8.5)$$

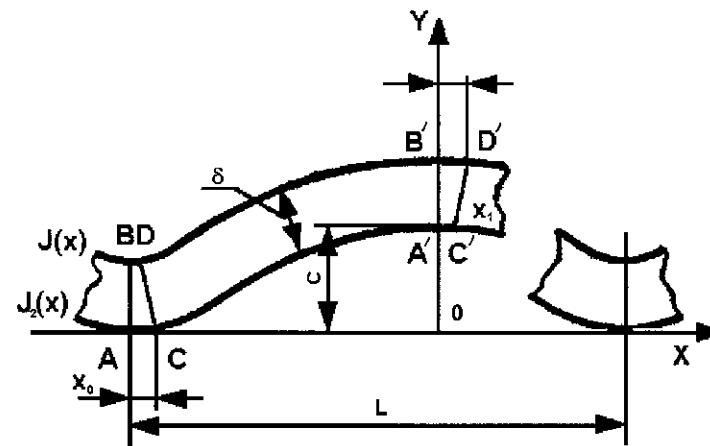


Рис. 8.7. Схема к расчету деформации на фронте затвердевания

Рассматривается плоская задача теории упругости. Полагаем, что под действием ферростатического давления, равномерно распределенного по всей поверхности корки, перемещения точек происходят в плоскости, параллельной плоскости xOy . Максимальные растягивающие деформации на внутренней стороне корки будут возникать при прохождении слитка между противостоящими опорными роликами, сжимающие – в сечении

наибольшего выпучивания оболочки.

Деформация на фронте затвердевания при переходе от максимального растяжения к максимальному сжатию определяется величиной $\Delta x = x_0 - x_1$, x_0 – расстояние между вершинами дендритов при растяжении, x_1 – при сжатии, которое можно определить из уравнения

$$\frac{c\pi}{L} \cdot \sin \frac{2\pi x}{L} \left[0,5 \cos \left(\frac{2\pi x}{L} - \cos \frac{2\pi x_0}{L} \right) - \delta \right] + (x - x_0) = 0. \quad (8.6)$$

Путем статистической обработки большого массива расчетных данных была получена упрощенная формула для расчета относительной деформации (%) на фронте затвердевания:

$$\varepsilon = \frac{2000}{L^2} \delta c. \quad (8.7)$$

Таким образом, деформация на фронте затвердевания прямо пропорциональна величине выпучивания между опорными роликами. Фактически она может достигнуть 1–2 % и более.

При заданной конструкции поддерживающих устройств и скорости разливки величина выпучивания зависит от интенсивности охлаждения заготовки, определяющего температурное поле затвердевшей оболочки. С этих позиций целесообразно увеличивать интенсивность охлаждения, которое в какой-то степени повлияет на развитие зоны столбчатых дендритов, но более существенно скажется на снижении температуры поверхности и прочностных свойствах твердой оболочки.

Влияние интенсивности охлаждения на выпучивание оболочки заготовки исследовалось на криволинейной МНЛЗ одного из заводов. Согласно действующим на этом заводе технологическим инструкциям, предусматривается вторичное охлаждение только части длины, находящейся в процессе затвердевания заготовки. Так, например, при скорости разливки 0,75 м/мин водой охлаждается только 54 % длины жидкой фазы. Прекращение подачи воды на поверхность заготовки до ее полного затвердевания приводит к разогреву поверхностных слоев с 970 до 1050–1080 °С. Вследствие этого увеличивается выпучивание между роликами и возрастают деформации растяжения-сжатия на фронте затвердевания. Нами был разработан и осуществлен режим охлаждения вплоть до полного затвердевания, результаты приведены на рис. 8.8. Температура поверхности заготовки монотонно снижается до 950 °С к концу затвердевания. Время полного затвердевания снизилось на 1,2 мин. Выпучивание между опорными роликами уменьшилось. Ликвация в осевой зоне снизилась на 21 %.

При увеличении скорости разливки создаются предпосылки к возрастанию выпучивания, так как на любом фиксировании уровня по высоте толщина оболочки, а тем самым и ее прочность, уменьшаются, а температура поверхности повышается, поэтому интенсивность охлаждения с повышением скорости должна возрастать. В работе [317] отмечается, что при

равнозначных условиях одинаковая степень выпучивания наблюдалась на скорости 1,2 м/мин при охлаждении 0,7 л/кг и на скорости 1,5 м/мин при охлаждении 1,2 л/кг. Чрезмерно мягкое охлаждение при повышенной скорости может привести не только к усилению выпучивания и ликвации, но и к интенсивному трещинообразованию (рис. 8.9).

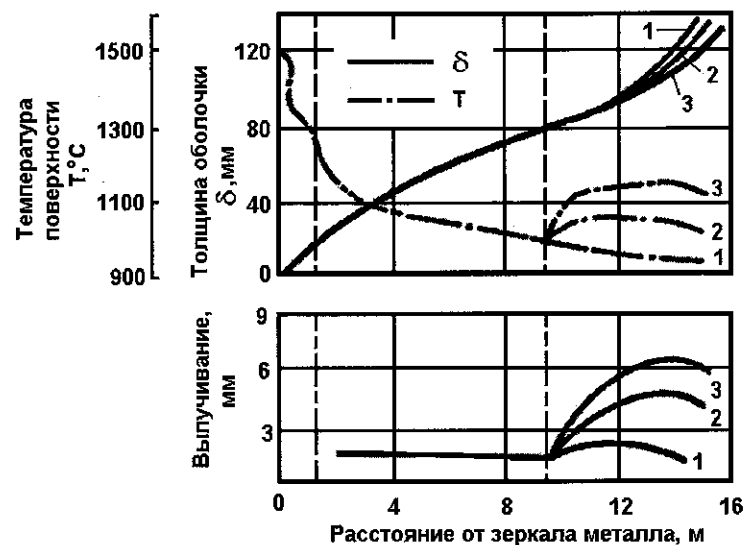


Рис. 8.8. Расчетная температура поверхности и выпучивание оболочки при изменении охлаждения заготовки сечением 250×1600 мм: 1 – $\alpha = 290$ Вт/(м²·К); 2 – 157 Вт/(м²·К); 3 – 95 Вт/(м²·К)

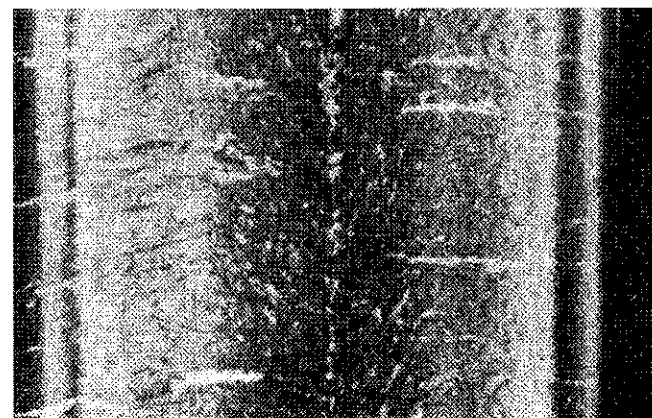


Рис. 8.9. Фрагмент радиограммы продольного темплета заготовки сечением 150×1200 мм при скорости вытягивания 1,2 м/мин (СтЗ)

В атласе дефектов стали [318] отмечается обогащение центральной зоны непрерывного слитка ликвирующими элементами из-за вытеснения остаточного расплава фронтом кристаллизации. Отмечается, что дефект не может быть устранен. Снижения ликвации можно достигнуть путем ограничения содержания ликвирующих элементов в стали и соблюдением оптимальных условий литья. Следует понимать, что ликвация в центральной зоне обусловлена избирательным характером кристаллизации, а вопрос об "оптимальных условиях" может решаться на основе познания механизма химической неоднородности в конкретных условиях.

Установлено [319], что при затвердевании углеродистых и низколегированных сталей зональная ликвация не возникает, если скорость кристаллизации превышает 0,177–0,168 мм/с. При непрерывной разливке эти условия выполняются при затвердевании слоя толщиной 60–65 мм от поверхности, где должна происходить бездиффузионная кристаллизация металла, при которой ликвационные прослойки на границе затвердевания не имеют развития. И действительно, дендритная ликвация в непрерывнолитом слитке на 20–30 % меньше, чем в обычном. Эффективный коэффициент распределения имеет более высокие значения. Это создает предпосылки для повышенной однородности заготовки, что подтверждается повышенными механическими свойствами металла.

Тем не менее, как показывают исследования, и в условиях интенсивного осуществления процесса ликвация может иметь довольно существенное развитие. Большие колебания интенсивности ликвации в слитках одной и той же толщины, определяющей время затвердевания, доказывают, что избирательный характер кристаллизации не может считаться единственной и определяющей причиной химической неоднородности слитка в целом. Важным фактором, определяющим развитие зональной неоднородности, является перераспределение ликватов, концентрация их в локальных зонах вследствие процессов массопереноса, вынужденного и естественного движения металла, вызванного гидродинамическими и конвективными потоками, силами капиллярного массопереноса, явлением выпучивания-обжатия оболочки слитка.

Непрерывнолитая заготовка в процессе формирования проходит ряд стадий, существенно отличающихся по теплофизическим и физико-химическим условиям затвердевания (рис. 8.10).

Основным фактором, определяющим развитие процессов затвердевания и неоднородности слитка в кристаллизаторе, являются интенсивные струйно-циркуляционные потоки, вызванные гидродинамическим воздействием струи металла из промежуточного ковша. Мощные потоки со скоростью 0,4–0,6 м/с омывают фронт затвердевания, препятствуя образованию жидко-твердой составляющей двухфазной зоны, тормозя рост твердой оболочки и смывая обогащенный примесями расплав из междендритного пространства. Чем больше скорость и концентрация потоков, тем больше

неравномерность фронта затвердевания и эффективность вымывания примесей. Область действия струйно-циркуляционных потоков по высоте в наших исследованиях не превышала 1,0–1,2 м.

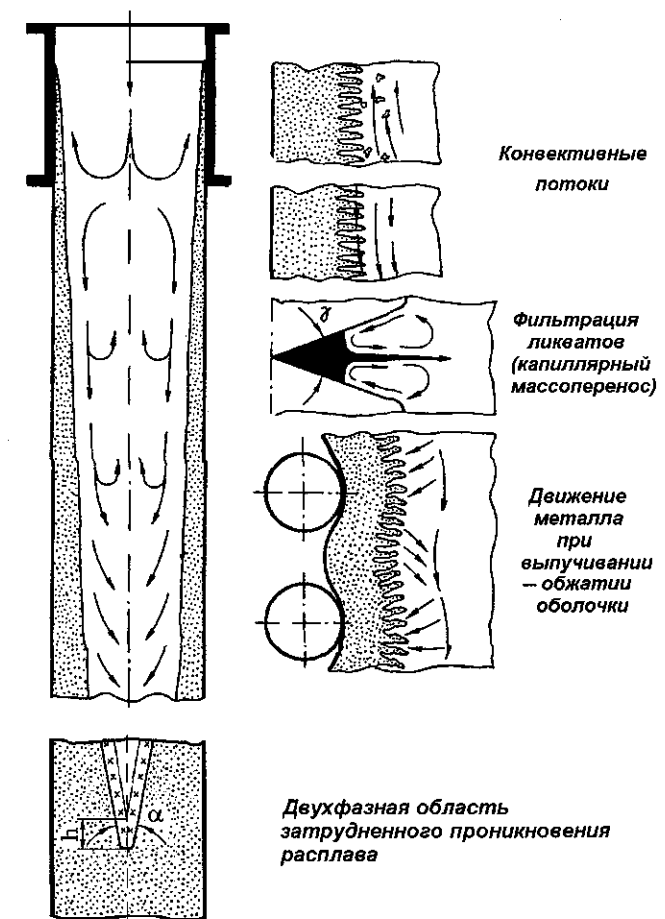


Рис. 8.10. Схема потоков в жидкой лунке заготовки

При последующем движении твердая оболочка попадает в зону затухания гидродинамических потоков и формирования еще слабых конвективных потоков в условиях повышенной концентрации примесей в жидком расплаве перед фронтом затвердевания. Область двухфазного состояния полностью формируется и несколько расширяется. Диффузионный слой однако не получает заметного развития вследствие перемешивания расплава вблизи границы кристаллизации.

Повышенная скорость кристаллизации, обогащенный примесями расплав при минимальном воздействии потоков приводят к повышению

эффективного коэффициента распределения, что выражается в формировании зоны положительной ликвации. В наших исследованиях протяженность этой зоны составляла 15–20 мм при максимальном показателе ликвации 1,35, причем, чем больше развита зона отрицательной ликвации в поверхностном слое, тем больше развита следующая за ней зона положительной ликвации. Оценка баланса примесей по этим зонам показала, что зона положительной ликвации не компенсирует полностью обеднение примесями в первой зоне. Поэтому жидкий расплав остается с повышенным содержанием примесей, которые сносятся в нижние горизонты слитка.

Протяженность второй ликвационной зоны по длине жидкой лунки соизмерима с первой зоной. Следующая стадия – формирование в условиях естественных, гравитационных и концентрационных потоков. Протяженность этого периода определяется развитием зоны столбчатых кристаллов.

Вследствие усадки металла при фазовом превращении (4–6 %) на фронте затвердевания возникает разряжение, которое способствует втягиванию жидкого расплава из центральных зон слитка. Движение жидкого расплава формируется в поток вдоль фронта кристаллизации, скорость которого определяется морфологией затвердевания и скоростью продвижения твердой фазы.

По мере выделения кристаллов твердой фазы плотность металла в двухфазной зоне слитка возрастает. Перемещение образующихся кристаллов в жидком расплаве подчиняется закону Стокса и для неподвижного слитка может составлять величину 0,014 м/с [319]. При непрерывном движении слитка это приводит к насыщению зоны двухфазного состояния кристалликами твердой фазы и увеличению плотности смеси. Наложение гравитационных сил в этой зоне может привести к развитию значительных скоростей перемещения металла вдоль границы выливаемости.

Выделяющиеся в процессе кристаллизации жидкие ликваты также могут служить причиной возникновения конвективного движения, так как плотность сплава является функцией его состава. Увеличение содержания углерода, серы, фосфора в жидком расплаве снижает его плотность, поэтому концентрированная конвекция направлена противоположно гравитационному потоку.

Эти явления можно оценить с учетом анализа распределения гравитационных скоростей в поперечном сечении слитка [320] по зависимости:

$$w = \sqrt{2gh \left(\frac{\rho_1 - \rho_2}{\rho_2} \right)}, \quad (8.8)$$

где g – ускорение свободного падения; h – высота действия потоков.

В приведенном уравнении плотность смеси жидкой стали с кристаллами определяется коэффициентом

$$\rho_1 = (1 - \epsilon)\rho_2 + \epsilon\rho_{\text{пр}}, \quad (8.9)$$

где ϵ – коэффициент, определяющий долю твердой фазы в переходной зоне слитка; ρ_2 – плотность жидкого расплава, обогащенного примесями; $\rho_{\text{кр}}$ – плотность кристаллита.

Естественные потоки, судя по характеру распределения примесей, начинают формироваться к концу зоны положительной ликвации, когда толщина корки в условиях исследований составляет 35–40 мм. Область протяженности зоны действия потоков зависит от протяженности зоны столбчатых дендритов. Результирующая скорости потока вдоль фронта складывается из составляющих – движение металла вследствие усадки его при фазовом превращении, гравитационные и концентрационные потоки. Аналитическое решение вопроса затруднено ввиду сложности процесса и неопределенности ряда параметров. Поэтому результирующая скорость оценивалась по радиограммам. В наших исследованиях скорость потока вдоль фронта затвердевания, вызванного теплофизическими явлениями, составляла с учетом движения слитка 0,04–0,05 м/с. В зависимости от протяженности зоны направленных дендритов скорость вначале растет, а затем по мере приближения к окончанию столбчатых кристаллов падает.

На рассмотренном участке скорость затвердевания еще достаточно высока, диффузионные и фильтрационные процессы отстают от скорости продвижения фронта затвердевания, поток движущегося металла захватывает ликвидирующие примеси, неметаллические включения и вместе с отдельными кристаллами сносит их в нижнюю часть жидкой лунки, где они осаждаются при изменении направления потока вследствие закона неразрывности. Таким образом, интенсивное конвективное движение приводит к постепенному обогащению остаточного расплава примесями.

С увеличением толщины затвердевшей корки возрастает ее термическое сопротивление, температурный градиент на границе раздела фаз падает, скорость роста кристаллов замедляется. Расплав обогащен примесями и кристаллами, занесенными потоками из верхних горизонтов. Температура расплава близка к температуре кристаллизации. Кристаллы взаимно схватываются, образуя малоподвижный скелет. Создаются предпосылки для прекращения роста направленных дендритов. Вследствие изменения морфологии затвердевания и вязкости расплава конвективные потоки затухают, преобладающими в перемещении жидкого расплава становятся фильтрационные процессы. Таким образом, внутренние факторы, определяемые массопереносом по законам гидродинамики гравитационного и конвективного перемещения сред, играют существенную роль в формировании структуры. С этих позиций легко объясняется асимметрия структуры в заготовках, отлитых на криволинейных машинах, и одинаковая протяженность столбчатых дендритов в заготовках, отлитых на вертикальных и криволинейных МНЛЗ (со стороны "R"), при вдвое отличающейся интенсивности охлаждения.

Скорость фильтрационных перемещений равна примерно 2 мм/ч [319], что в 100 тыс. раз больше скорости молекулярной диффузии.

Как только кристаллы взаимосхватываются и образуют неподвижный скелет, на фронте затвердевания возникает сеть каналов, жидкий металл в которых обогащен ликвирующими примесями. Из термодинамики необратимых процессов известно [321], что фильтрация сопровождается циркуляционным перемещением жидкости и эффектом разделения жидкого металла и ликватов. Перенос вещества в пористых капиллярных стенках происходит не по законам диффузии, а под действием перепада давлений Δp по длине капилляров, возникающего вследствие того, что исходный расплав лучше смачивает стенки капилляров, чем ликваты. Капилляры представляют собой каналы конической формы, обращенные узким концом к поверхности изосолидуса. В пристеночном слое капилляра расплав перемещается к изосолидусу, а в осевом – обогащенные ликватами объемы металла перемещаются к фронту затвердевания. Фильтрационные процессы начинают проявляться, когда в твердо-жидкой зоне выпавшая твердая фаза составляет 30–40 %, а прекращаются при выделении 80 % твердой фазы, когда оставшаяся междендритная жидкость составляет всего 20 % [319].

Фильтрация в затвердевающем непрерывнолитом слитке усиливается механическим воздействием на оболочку заготовки. Под действием ферростатического давления происходит деформация оболочки между опорными роликами. Выпучивание и последующее обжатие оболочки вызывают растягивающие и сжимающие деформации в области затвердевания, величина которых зависит от интенсивности прогиба оболочки.

Объемный поток фильтрации и скорость перемещения фильтрующей жидкости, по данным Р. Хаазе [321], равны

$$J = \frac{S}{L} a \Delta p; \quad (8.10)$$

$$w = \frac{a}{L} \Delta p, \quad (8.11)$$

где a – коэффициент фильтрации при ламинарном перемещении жидкости ($a = r^2/8\eta$ (r – средний радиус капилляра; η – вязкость жидкости); S – поперечное сечение капилляра; L – длина зоны фильтрации; Δp – разность давлений на концах капилляров.

При растяжении на фронте затвердевания угол между поверхностями контакта γ раскрывается, объемный поток и скорость перемещения жидкости увеличиваются. Деформация сжатия усиливает потоки обогащенного ликватами объема металла в осевом направлении. Циклически повторяющиеся деформации растяжения-сжатия (всасывания-выжимания) порождают движение (поток) металла вдоль фронта затвердевания, который способствует концентрации примесей в осевой зоне. Процесс усиливается с увеличением толщины затвердевшего слоя и зоны направленных дендри-

тов, что вызывает повышение индекса ликвации в осевой зоне и возникновение внецентренной ликвации и зон концентрационного переохлаждения вдоль фронта затвердевания.

Из теории концентрационного переохлаждения Г. П. Иванцова [323] следует, что слой, обогащенный ликватами, затвердевает замедленно. Запоздывание в затвердевании ликвационного слоя приводит к тому, что кристаллы движущегося сверху слоя взаимосхватываются и перемещаются в виде сплошных каркасов полузатвердевших кристаллов по полувязкому, незатвердевшему слою ликватов. В работе [323] также отмечается возможность осадки зернистой твердо-жидкой массы под действием эффективного давления. Поверхности скольжения при этом обогащаются жидкой составляющей, которая и фиксируется в сформированном слитке в виде обогащенных примесями участков, параллельных фронту затвердевания.

Интенсивность внецентренной ликвации (в наших исследованиях ликвация достигала показателей 1,4–1,5) тем больше, чем выше скорость разлива и уже зона равноосных дендритов.

При развитой зоне разориентированных дендритов и ограниченной протяженности зоны транскристаллов естественные конвективные потоки имеют меньшее развитие и скорость. Снижается эффективность обогащения остаточного расплава примесями и их концентрации вследствие механического воздействия на оболочку заготовки. Ликваты распределяются в большом объеме, зональная неоднородность менее ярко выражена. Выше было показано, что с уменьшением зоны столбчатых дендритов в 2,3 раза осевая ликвация снижается в 1,8–2,0 раза.

Убедительным доказательством влияния выпучивания может служить характер неоднородности по сечению заготовки 250×1600 мм на расстоянии 0,2 м от узкой грани. Здесь можно отметить отсутствие заметной ликвации по образующим кристаллизационного треугольника, где стыкуются кристаллы, растущие от узкой и широких сторон. Следовательно, сам процесс избирательной кристаллизации не приводит к ярко выраженной ликвации. На участке протяженностью 0,08 м от вершины треугольника в глубь слитка (0,2 м от узкой грани) осевая ликвация, в обычном понимании этого явления, практически отсутствует. Наблюдается постепенное обогащение металла примесями по мере продвижения к оси заготовки, где показатель ликвации не превышает 1,4, в то время как в центральной части этого темплета индекс ликвации по сере достигает 4,5–5 единиц. Постепенное увеличение содержания ликватов обусловлено действием конвективных потоков и процессов фильтрации. Отсутствие выпучивания оболочки слитка вследствие ее достаточной жесткости существенно снижает уровень концентрации примесей в узкой осевой зоне.

В нижней части лунки жидкого металла на пересечении двухфазных зон с тепловой осью возникает область затрудненного питания, в которую в которую поступление новых порций расплава затруднено и тем больше,

чем длиннее эта область. Длина зоны затрудненного питания и интенсивность развития ликвации зависят от угла α (см. рис. 8.10), образуемого смыканием двухфазных областей в конце затвердевания. Изменение угла наклона при различной толщине заготовки можно оценить из следующих соотношений.

Закон нарастания оболочки слитка во всем интервале времени затвердевания вполне удовлетворительно выражается уравнением

$$\delta = k\sqrt{\tau} \quad (8.12)$$

Дифференцируя это равенство получим:

$$\frac{d\delta}{d\tau} = \frac{k}{2\sqrt{\tau}} = \frac{k\sqrt{V_p}}{2\sqrt{h}} = \frac{k^2}{2\delta} \quad (8.13)$$

Величина $d\delta/d\tau$, характеризующая угол наклона фронта затвердевания уменьшается с увеличением толщины сляба. Следовательно, при этом условия формирования осевой зоны ухудшаются.

Проведенные исследования позволяют представить механизм возникновения химической неоднородности непрерывнолитой плоской заготовки: ликвационные явления обусловлены развитием вынужденных и естественных конвективных потоков, обогащающих остаточный расплав примесями, морфологией затвердевания, фильтрационными процессами, которые усиливаются механическим воздействием на оболочку заготовки и способствует концентрации примесей в осевой зоне.

Интенсивность развития приведенных процессов в значительной степени определяется протяженностью жидкой фазы, которая зависит от сечения отливаемой заготовки и скорости разливки. Это наглядно подтверждается результатами исследования концевой части заготовки сечением 250×1600 мм, представленные на рис. 8.11. По мере уменьшения высоты концевой части снижается интенсивность конвективных потоков, выпучивания оболочки заготовки между опорными роликами, увеличивается зона равноосных дендритов и, соответственно, уменьшается степень ликвации углерода в осевой зоне. Если в условиях квазистационарного процесса, при скорости вытягивания $0,75$ м/мин (глубина жидкой фазы $15-16$ м) показатель процесса ликвации $K_{(C)} = 2,1$, то на расстоянии $0,75$ м от конца слитка ликвация практически отсутствует — $K = 1,15$. Серые отпечатки на этом уровне также характеризуют равномерное распределение серы.

Таким образом, с уменьшением глубины жидкой фазы качество внутренней структуры непрерывнолитой заготовки повышается. При этом существенно может быть снижен показатель ликвации элементов в узкой осевой зоне, о котором в атласе дефектов стали [318] сказано, что этот дефект не может быть устранен.

Анализ влияния основных технологических параметров на ликвацию в осевой зоне (рис. 8.12) показывает, что наиболее значимыми факторами являются толщина заготовки и скорость разливки.

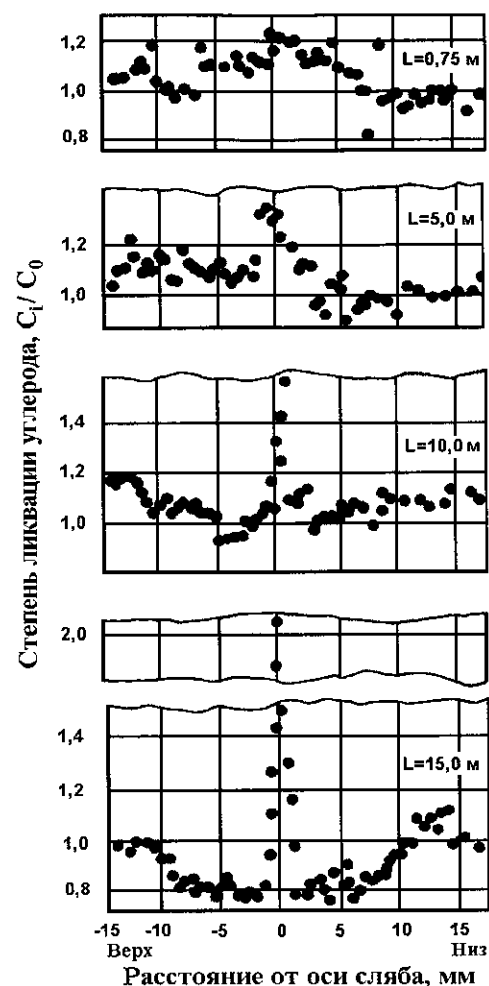


Рис. 8.11. Степень ликвации углерода по оси концевой части непрерывнолитого сляба для различных значений высоты концевой слитка (сечение заготовки 250×1600 мм, сталь 17Г1С)

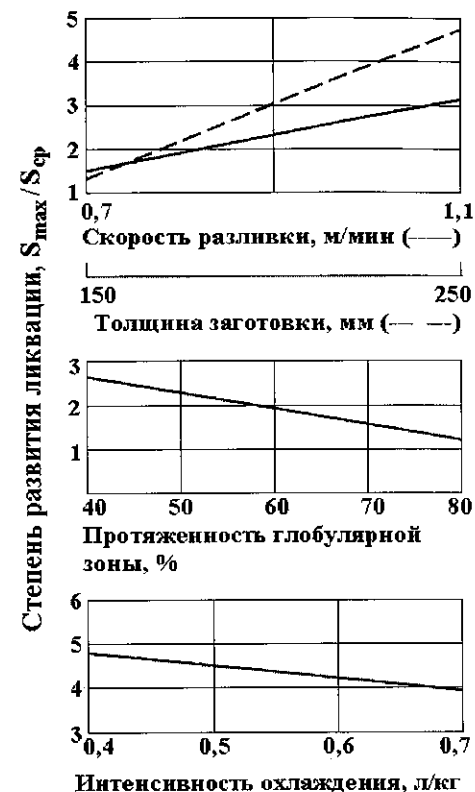


Рис. 8.12. Влияние основных технологических параметров на ликвацию в осевой зоне

Влияние этих факторов, в конечном итоге, связано с изменением протяженности жидкой фазы. При этом нетрудно видеть ($L_{ж.ф.} = V_p \cdot \tau_3$), что скорость влияет на глубину жидкой фазы линейно, а время затвердевания функционально связано с толщиной отливаемой заготовки квадратичной зависимостью ($\tau_3 = \delta^2/K^2$). Поэтому при принятых параметрах процесса, обеспечивающих повышение производительности МНЛЗ, на средне- и, особенно, на тонколистовых машинах резко сокращается протяженность жидкой фазы и существенно улучшается качество внутренней структуры.

С уменьшением толщины заготовки (менее 100–120 мм) возрастает скорость кристаллизации, при которой ликвационные явления не имеют развития, и зональная ликвация практически не возникает [319].

Уменьшение толщины заготовки при высокоскоростной разливке создает, как было отмечено, более жесткие условия в начальной стадии формирования слитка в кристаллизаторе. Для управления интенсивностью струйно-циркуляционных потоков, снижения теплоты перегрева стали и термических напряжений в затвердевающей оболочке, кроме погружных стаканов используют новые технологии – электромагнитное воздействие, шлакообразующие смеси на мениске металла. Разработаны также технологии снижения осевой пористости в окончании жидкой лунки. Эти вопросы будут рассмотрены далее.

8.2. ФУНКЦИОНАЛЬНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ШЛАКО-ОБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ ДЛЯ КРИСТАЛЛИЗАТОРОВ

При непрерывной разливке стали шлакообразующие смеси (ШОС) предназначены для выполнения целого комплекса важных технологических функций: защита зеркала металла от тепловых потерь и вторичного окисления, ассимиляция неметаллических включений, обеспечение смазки между сталью и стенками кристаллизатора, оптимизация уровня горизонтальной теплопередачи для разливаемой марки стали.

В настоящее время существует более 200 марок ШОС. Основными факторами, которые учитываются при выборе рабочих характеристик флюса, являются: условия разливки (скорость разливки и характеристики качания кристаллизатора); регулирование уровня металла в кристаллизаторе; марка стали и размеры заготовки; условия подвода и гидродинамика жидкого металла.

Подбор химического и ингредиентного составов смеси производится, как правило, при решении частной задачи применительно к тем или иным конкретным условиям и параметрам, что и объясняет большое разнообразие типов существующих смесей. В большинстве случаев используют ШОС, состоящие, примерно, из 60–70 % $\text{CaO} + \text{SiO}_2$, 0–6 % MgO , 3–7 % Al_2O_3 , 2–10 % $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$, 0–10 % F с различными добавками – TiO_2 , ZrO_2 , B_2O_3 , Li_2O , MnO [324]. Основность смеси, установленная из соотношения $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2}$, изменяется в достаточно широких пределах: от 0,7 до

1,4. Частицы углерода в виде мелочи кокса, сажи и графита добавляют (2–25 %) для регулирования скорости плавления и создания восстановительной атмосферы "СО" в верхней части кристаллизатора.

Защитное шлаковое покрытие на зеркале металла в кристаллизаторе должно состоять из трех слоев: сыпучего (1), спеченного (размягченный переходный слой, 2) и жидкого (3), что обеспечивает тепловую и газовую изоляцию поверхности металла (рис. 8.13, [325]). В районе зеркала металла по всему периметру образуется шлаковый рант (4). Общая высота защитного покрытия на мениске металла должна быть не менее 25 мм и иметь "темную" поверхность.

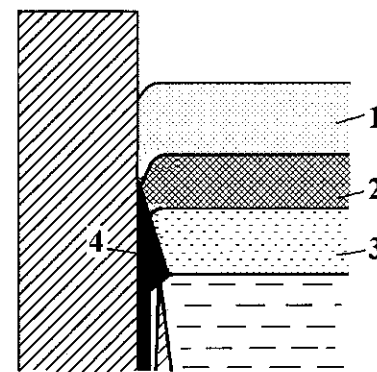


Рис. 8.13. Схема защитного покрытия, образованного из шлакообразующих смесей

Особое значение имеет толщина слоя жидкого шлака. Стабильные условия разливки, равнотолщинный гарнисаж по периметру кристаллизатора обеспечиваются, если толщина жидкого шлака находится в пределах 3–6 мм при отливке блюмов и мелкосортных заготовок и 10–20 мм при отливке слябов [325]. Недостаточная толщина жидкого слоя допускает возможность окисления и науглероживания металла. В этом случае ухудшаются служебные характеристики защитного покрытия в результате ассимиляции всплывающих неметаллических включений, и нарушается согласованность процессов скорости плавления ШОС и инфильтрации шлака в зазор между оболочкой слитка и кристаллизатором.

Если толщина слоя жидкого шлака значительно превышает приведенную величину, создаются условия возникновения над мениском металла в кристаллизаторе грубого ранта, затрудняющего проникновение жидкого шлака в зазор между оболочкой слитка и кристаллизатором.

Толщина слоя жидкого шлака проверяется параллельно скрепленными между собой проволоками с разной температурой плавления, например, стальной и медной. При одновременном погружении этих проволок через слой защитного покрытия ниже зеркала металла в кристаллизаторе медная проволока расплавится в жидком шлаке, а стальная – только в металле. По разнице длины стальной и медной проволоки можно определить толщину слоя жидкого шлака. При стабильных условиях процесса разливки и пода-

чи смеси длительное время сохраняется и толщина слоя жидкого шлака.

При промышленных скоростях разливки толщина гарнисажа зависит от сечения заготовок. Ориентировочно эта величина составляет: при отливке крупногабаритных слябов – более 0,15 мм, блюмов – более 0,08 мм, мелкосортных заготовок – менее 0,05 мм [325, 326]. В среднем толщина гарнисажа при отливке слитков \varnothing 117 и 406 мм составляет 0,05 и 0,16 мм, соответственно, для скорости 3,2 и 0,75 м/мин.

Процесс проникновения шлака в зазор между слитком и кристаллизатором и формирование в нем шлаковой прослойки является наиболее важным этапом в работе ШОС, так как этим процессом, в конечном итоге, определяется возможность образования поверхностных и подповерхностных дефектов заготовок, а также вероятность прорывов металла. При этом существенную роль играют вязкость η (или жидкотекучесть $1/\eta$), температура затвердевания шлака, величина теплового потока от слитка к кристаллизатору.

Вязкость ШОС для подачи в кристаллизатор является наиболее важным параметром. Она определяет расход порошка, а, следовательно, и смазку корки слитка, при этом степень эрозии погружного стакана пропорциональна жидкотекучести, а захват шлака обычно устраняют увеличением вязкости ШОС.

Наиболее благоприятные условия для инфильтрации шлака достигаются при определенном соотношении между его вязкостью (η) и скоростью разливки (V_c) $0,3-0,7 \text{ Па}\cdot\text{с}\cdot\text{м}^2/\text{мин}^2$ (ηV_c^2 [327]) или $0,1-0,35 \text{ Па}\cdot\text{с}\cdot\text{м}^2/\text{мин}^2$ (ηV_c^2 [328]).

Установлено [326], что коэффициент теплопроводности системы ($\lambda_{т.с.}$) существенно зависит от макроструктуры гарнисажа и достигает наименьшей величины у гарнисажа с частично кристаллической макроструктурой. Переход гарнисажа из стеклообразного состояния в кристаллическое сопровождается уменьшением $\lambda_{т.с.}$ в 2–3 раза. Это связано с образованием пор в макроструктуре гарнисажа, а также с шероховатостью поверхности шлака на его границе с медью в процессе кристаллизации.

В работе [329] приведены результаты лабораторных исследований ШОС для разливки мало- (шлак а) и среднеуглеродистых (шлак б) сталей:

шлак	а	б
CaO/SiO ₂	0,97	1,45
массовые доли, %		
Na ₂ O	10–12	6–8
Li ₂ O	4–6	3–5
F	7–9	9–11
вязкость, Па·с	0,09	0,05
T _{кр} , °С	1010	1130

Шероховатость поверхности шлакового гарнисажа определяется с помощью лазерного микроскопа по разности максимальной и минимальной величин неровности. Образцы обоих шлаков предварительно сплавляли с перегревом на 100 °С, а после изотермической выдержки охлаждали с заданной скоростью. При быстром охлаждении наблюдалось стеклование шлака, шероховатость составила всего 4 мкм. Медленное охлаждение приводило к кристаллизации и образованию развитой шероховатой поверхности, превышающей 10–20 мкм.

Следовательно, полное термическое сопротивление между оболочкой формирующегося слитка и кристаллизатором определяется теплопроводностью слоев гарнисажа с разной макроструктурой, а также газового зазора между стенкой кристаллизатора и гарнисажем, вследствие его шероховатости.

Температура затвердевания представляет собой температуру, при которой в процессе охлаждения затвердевает (или кристаллизуется) расплавлением ШОС определенного состава.

Известно, что смеси с основностью 0,7–0,9 затвердевают, преимущественно, по типу стеклофазы. Смеси с основностью 1,1–1,3 при затвердевании сначала выделяют кристаллическую фазу, а в последствии появляется стеклофаза. Наличие кристаллической фазы в зазоре между слитком и кристаллизатором снижает теплопроводность шлака. Тем не менее, первая смесь обычно применяется для высокоскоростной разливки сортовых заготовок, а вторая – для отливки слябов с обычной скоростью разливки – до 1 м/мин.

В повседневной практике наиболее важными функциями ШОС являются смазка и горизонтальная теплопередача. В работе [326] утверждается, что неперенным условием получения заготовок без наружных трещин и ужимин, следует считать создание вблизи мениска расплава в кристаллизаторе, равномерного по периметру, и не слишком интенсивного теплоотвода. В подтверждение приводится пример – изменение скорости разливки круглой заготовки \varnothing 177 мм от 3 до 1,5 м/мин позволило уменьшить тепловой поток вблизи мениска стали, содержащей 0,12 и 0,25 % С, соответственно, в 1,8 и 1,4 раза. Поэтому заготовки из склонного к трещинам металла отливают при меньших скоростях – 2,5 м/мин для стали с 0,12 % С по сравнению с 3,2 м/мин для стали с 0,25 % С.

В то же время, в работе [330] выражается мнение, что для высокоскоростной разливки нежелательно использовать ШОС с пониженной теплопроводностью шлакового гарнисажа.

В первом случае можно только догадываться, что под "не слишком интенсивным теплоотводом" авторы подразумевают использование при разливке трещиночувствительных сталей ШОС со сниженной теплопроводностью шлакового гарнисажа. Такая проблема действительно существует, и, чтобы разобраться в ней, обратимся к ретроспективе [331].

В 60-х годах XX века наружные трещины были основным дефектом непрерывнолитых заготовок прямоугольного, круглого и квадратного сечений. В условиях отливки в гладкостенные кристаллизаторы с подводом металла открытой струей, наблюдались продольные и поперечные трещины, залегающие на глубину до 50–60 мм.

На плоских заготовках трещины располагались, преимущественно, в средней части грани и вблизи углов. В период освоения непрерывной разливки на МНЛЗ Донецкого металлургического завода брак по продольным трещинам, несмотря на большой объем зачистки, превышал 4–6 % даже при отливке сравнительно небольших сечений 175×700 и 200×800 мм и низких скоростях вытягивания 0,55 и 0,45 м/мин. Наличие этого дефекта, часто приводящего к прорывам жидкого металла под кристаллизатором, являлось серьезным препятствием к увеличению сечений отливаемых заготовок, повышению скорости разливки, расширению сортамента металла, разливаемого на МНЛЗ.

На первом этапе освоения процесса, когда вопросы подвода металла под уровень в кристаллизаторе и организация на мениске защитных покрытий не были решены, использовались рекомендации, направленные на улучшение физических свойств металла (температурный режим выплавки и разливки, необходимость "чистого кипа" скорость выгорания углерода, снижение содержания серы и т.п.), влияющих на трещиноватость стали. Эти методы оказались малоэффективными.

В этих условиях задача устранения продольных и поперечных трещин при стандартной технологии выплавки стали была решена путем разработки оптимального профиля рифлений на рабочей поверхности кристаллизатора [282]. Эта работа была выполнена на ДМЗ совместно с Институтом проблем литья АН Украины, и в последствии ее результаты использовались на других заводах*.

В основе проведенных исследований был анализ напряжений, возникающих по толщине широких граней оболочки слитка при его затвердевании. Это – термические напряжения; растягивающие напряжения от действия ферростатического давления на узкие грани; напряжения от сил трения, обусловленные ферростатическим давлением на широкую грань (нормальные силы), при наличии перемещений оболочки вследствие ее усадки и при движении слитка относительно кристаллизатора; напряжения от момента изгиба оболочки на участках, прилегающих к углам.

Для полного анализа сложноподвижного состояния оболочки плоской заготовки в кристаллизаторе необходимо учитывать напряжения от неравномерной толщины заготовки, влияния смежных слоев с рассматриваемым, изменение температуры T не только по толщине заготовки, но и

* А.с. СССР №№ 266158, 279905. В.А. Ефимов, Р.А. Якобше, Д.А. Дюдкин, А.М. Кондратюк и др.

по высоте. Такой анализ выполнен при допущениях, что температура кристаллизации T_0 , коэффициент трения μ , коэффициент линейного расширения α и модуль упругости E – постоянны [331]. Продольные трещины на поверхности заготовки не возникают, если

$$\sigma_{\theta} \geq [(\sigma_{T_x} + \sigma_{T_y})K_1 + \sigma_n], \quad (8.14)$$

где σ_{T_x} и σ_{T_y} – термические напряжения от изменения температуры по толщине и высоте оболочки; K_1 – коэффициент концентрации напряжений из-за неравномерной толщины оболочки; σ_n – напряжение от внешних нагрузок. Или в полном виде

$$\sigma_n \geq \alpha a E K_1 \left[\delta^n - \delta^{n-1} x - \frac{15}{4(n+3)} \delta^{n-2} (\delta^2 - x^2) \right] + \left(\frac{5B}{4Y^{0.5}} - C \right) \frac{3v^{1.5}}{2U^3} (\delta^2 - Y^2); \quad (8.15)$$

$$B = \frac{\gamma(\mu k_2 b + d)}{2}; \quad C = \frac{\gamma(1 + \mu k_2)U}{v^{0.5}},$$

где U – константа затвердевания; Y – расстояние по высоте заготовки (от зеркала до рассматриваемого сечения); Y_x – активная длина кристаллизатора; v – скорость разливки; x – расстояние по толщине (от поверхности); a и b – толщина и ширина заготовки; δ_k – толщина оболочки на выходе из кристаллизатора; k_2 – коэффициент, учитывающий увеличение сил трения от перекосов кристаллизатора; n и α – постоянные коэффициенты.

Уравнение (8.15) характеризует напряженное состояние оболочки в гладкостенном кристаллизаторе. Снижения вероятности образования трещин можно добиться либо увеличивая σ_{θ} путем понижения содержания вредных примесей и включений, либо уменьшая k или увеличивая n , определяющего темп падения температуры поверхности заготовки, путем создания шлакового гарнисажа на слитке. Напряжения в оболочке снижаются с уменьшением ширины заготовки, скорости разливки v , коэффициента трения.

Опуская промежуточные обоснования и выкладки, приведем уравнение прочности заготовки при ее формировании в кристаллизаторе с направленной ребристостью и конусностью ребер:

$$\sigma_{\theta} \geq \left[\alpha a E \delta^n \left(1 - \frac{x}{\delta} \right) - \frac{E(L_0 - L_k)v}{L_0 Y_k U^2} (\delta^2 - x^2) \right], \quad (8.16)$$

где L_0 и L_k – шаг рифлений сверху и внизу кристаллизатора.

Анализ приведенных уравнений показывает, что минимальные напряжения наблюдаются при использовании кристаллизатора с направленным регулированием усадки, причем они не зависят в этом случае от ширины заготовки. Увеличение скорости разливки приводит к снижению напряжений вследствие принудительной компенсации части затрудненной усадки в нижней части кристаллизатора.

После ряда модификаций в конечном итоге был разработан профиль рифлений для широких слябов небольшой толщины (рис. 8.14) со следующими параметрами: шаг рифления вверх 13 мм (внизу 12,8); радиус впадины 2 мм; конусность 1,6 %. Профиль рифлений – асимметричный с наклоном в сторону усадки заготовки.

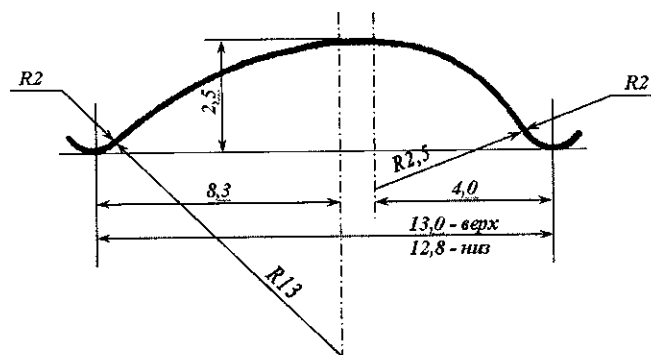


Рис. 8.14. Профиль рифления кристаллизатора для отливки широких слябов

Внедрение рифленых кристаллизаторов последней конструкции позволило разливать трещиностойкие перитектические стали с увеличенной в 2,5 раза скоростью при содержании серы в пределах 0,02–0,04 %. Контрольный осмотр литых слябов сечением 150×(1000–1200) мм от 320 плавков показал следующие результаты (таблица 8.2).

Таблица 8.2. Качество непрерывнолитых слябов, отлитых в рифленые кристаллизаторы

Марка стали	[C], %	v_p , м/мин	Температура в промежуточных ковшах, °С		
			1535–1554	1555–1574	1575–1590
09Г2	0,08–0,12	0,95–1,1	49/0	25/0	5/0
		1,15–1,45	17/0	15/0	1/0
ВСтЗсп	0,11–0,16	0,95–1,1	42/2	47/0	17/0
		1,15–1,45	10/0	10/0	5/0
ВСтЗсп	0,17–0,23	0,95–1,1	22/0	37/0	7/0
		1,15–1,45	2/1	8/0	1/0

Примечание. Числитель – число проконтролированных плавков, знаменатель – количество плавков с единичными трещинами.

Увеличение жесткости оболочки слитка в продольном направлении позволило устранить поперечные ужимы и трещины, а также прорывы металла под кристаллизатором в трещины, снизить до минимума поражен-

ность слябов сетчатыми поверхностными трещинами.

Приведенные данные относятся к 70-м годам, а рифленые кристаллизаторы работают до настоящего времени. При этом надежное обеспечение качества поверхности слябов в самых жестких условиях позволяет персоналу не уделять внимание десульфурации на агрегате ковш-печь и отдавать на МНЛЗ металл с содержанием серы в среднем 0,030 %.

Подавляющее внедрение криволинейных (радиальных) МНЛЗ с одной стороны ограничило возможности использования рифленых кристаллизаторов, а с другой заставило искать решение проблемы в разработке новых составов ШОС.

В связи с поставленными ранее вопросами мы акцентируем внимание на том, что нанесение ребер или волн увеличивает периметр отливаемой заготовки, а значит, и теплоотводящую поверхность, что способствует увеличению скорости роста оболочки в начальный, самый ответственный период. При этом создаются условия рассредоточенной усадки по всему периметру сечения сляба с резким снижением уровня напряжений.

Поэтому авторы также придерживаются мнения, что при высокоскоростной разливке нецелесообразно искусственно понижать теплоотвод от слитка, особенно в начальный период формирования. Но при этом необходимо максимально снизить сопротивление усадке оболочки за счет организации хорошей жидкой смазки стального слитка, что можно достигнуть подбором состава ШОС. В общем случае трение между оболочкой и кристаллизатором уменьшается по мере снижения вязкости и увеличения толщины пленки жидкого флюса, равномерно обтекающего всю поверхность, что способствует снижению уровня напряжений в корочке слитка.

Расход порошка должен обеспечивать стабильное заданное состояние защитного покрова при минимальных колебаниях самого уровня металла. Не вызывает сомнений, что ручная подача смеси не может обеспечить достаточную стабильность инфильтрации жидкого шлака в зазор между оболочкой и кристаллизатором. Это приводит к локальным изменениям тепловых условий формирования слитка.

Слой порошка должен обеспечивать достаточную теплоизоляцию зеркала металла. Уменьшение вертикального теплового потока имеет также важное значение для уменьшения следов качания кристаллизатора.

В нашей статье [332] рассмотрены условия образования корок на открытой поверхности металла. Было показано, что для предупреждения образования корок на зеркале металла в кристаллизаторе приток тепла должен превышать его потерю. Это условие выражается приблизительным неравенством:

$$\frac{K \cdot T_M \cdot V \cdot C_T \cdot dF_1}{L_1 \cdot Y_0} > \varepsilon_M \cdot C_0 \left(\frac{T_M}{100} \right)^4 \cdot dF_1 + dQ_{\text{конв.}} \quad (8.17)$$

где V – скорость разливки; C_T – степень торможения струи; L_1 – расстояние

от места ввода струи в кристаллизатор до излучаемого элемента сечения dF_1 ; ϵ_M и T_M – степень черноты и температура элемента dF_1 ; Y_0 – высота стенок кристаллизатора над зеркалом металла; K – коэффициент пропорциональности; $dQ_{\text{конв}}$ – тепло, теряемое конвекцией с элемента.

Из уравнения 8.17 следует, что наиболее приемлемым путем уменьшения потерь тепла металлом является использование шлакообразующих смесей для защиты зеркала металла от излучения. В связи с этим впервые в практике непрерывной разливки был разработан и внедрен способ защиты поверхности металла аморфным графитом определенной зольности, потери тепла при этом снижаются в 10–25 раз. Для более полной характеристики теплоизоляционных свойств рассчитали коэффициент термической изоляции:

$$B = \sqrt{\lambda_{\phi} \cdot \rho_{\phi} \cdot C_{\phi}}, \quad (8.18)$$

где λ_{ϕ} – коэффициент теплопроводности; ρ_{ϕ} – плотность; C_{ϕ} – удельная теплоемкость.

Для исследуемой смеси $B = 18,50 \text{ Дж/м}^2 \cdot \text{К} \cdot \text{с}^{1/2}$. Используя эти данные можно определить оптимальный слой теплоизолирующей смеси. Разработанный способ послужил основой для нового направления в совершенствовании непрерывной разливки – изыскание составов ШОС для различных параметров процесса и марок стали. Однако, как правило, считается необходимым наличие в них определенного количества углерода.

Изменение толщины слоя смеси в пределах 0,2–1,2 мм в исследуемых условиях приводит к изменению теплоотдачи на 25 %. Поэтому при отсутствии средств контроля слоя защитного покрытия необходима дозированная подача ШОС. Такой способ и устройство, обеспечивающие заданный регламент автоматической дозированной подачи флюса был разработан и внедрен на ДМЗ [282].

Важной функцией ШОС является ассимиляция включений. По имеющимся данным ассимиляции включений способствует большой краевой угол смачивания θ между включением, металлом и шлаком. Например, $\theta = 130^\circ$ для Al_2O_3 и стали и $\theta = 160^\circ$ для TiN и системы нержавеющей стали 18/8 – включение – шлак. Большая часть включений смачивается шлаком [324].

Вместе с тем работа ШОС в значительной степени определяется организацией потоков жидкой стали. Турбулентный поток воздействует на ванну шлака и может приводить к захвату шлака и газа, способному вызвать возникновение поверхностных дефектов, поглощению углерода, эрозии погружного стакана. Характер турбулентных потоков зависит от заглубления погружного стакана, конструкции его отверстий, расхода аргона. Считается, что степень влияния воздействий турбулентного потока можно регулировать изменением вязкости смеси.

Исследования последних лет позволили создать новые перспектив-

ные ШОС для блюмовых, слябовых и сортовых МНЛЗ. Созданы смеси для разливки перитектических сталей, трубных, ванадий- и ниобийсодержащих сталей, автолистовых, включая IF стали, ШОС для высокоскоростной разливки стали. Выбор смеси с определенными свойствами осуществляется на основе изучения конкретных технологических задач с учетом конструктивных особенностей МНЛЗ.

8.3. НЕПРЕРЫВНОЕ ЛИТЬЕ СТАЛИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ СИСТЕМ

Развитие концепции непрерывного литья стали идет в направлении увеличения скорости разливки на традиционных МНЛЗ и уменьшения толщины отливаемого слитка или сечения при высокоскоростной разливке. При этом возникают проблемы с обеспечением качества поверхности и внутренней структуры отливаемых заготовок с учетом постоянно растущих требований потребителя. Эти проблемы связаны, в значительной степени, с повышением интенсивности турбулентных струйно-циркуляционных потоков в кристаллизаторе, оказывающих влияние на равномерность фронта кристаллизации, развитие ликвационных процессов, распределение и количество неметаллических включений, усадочные явления, концентрацию термических напряжений. На традиционных МНЛЗ дополнительно возникают проблемы, связанные с увеличением протяженности жидкой фазы, способствующие развитию пористости и осевой ликвации.

Новые решения в области разработки и внедрения более рациональных конструкций погружных стаканов и составов ШОС существенно компенсируют более жесткие условия формирования непрерывнолитого слитка. Однако до конца проблемы не решены. В этой связи наблюдается усиленный и всевозрастающий интерес к технологиям с использованием электромагнитных систем для управления потоками жидкого металла и трансформацией структуры слитка.

В первой части нашего изложения сделан краткий обзор современных электромагнитных технологий на базе разработок и публикаций ведущих в этой области фирм: "ABB" (Швеция), "NSC" ("Nippon Steel", Япония), "JFE" ("Kawasaki Steel", Япония) и др. Во второй части будут представлены некоторые собственные исследования по результатам применения ЭМП и способам электромагнитного воздействия на жидкий расплав в потоке.

В настоящее время утвердилась терминология электромагнитных технологий, которую мы будем использовать [333]: MEMS – электромагнитный перемешиватель в кристаллизаторе, EMBR – электромагнитный тормоз ЭМТ, FC Mold – система управления потоком в кристаллизаторе, EMS – электромагнитный перемешиватель ЭМП.

Наиболее обширные исследования и разработки проведены в применении к слябовым МНЛЗ. Причем отмечается, что применение системы электромагнитного торможения (EMBR) для разлива тонкого сляба на сегодняшний день – самая современная технология для высокопроизводительных МНЛЗ. Обеспечение оптимального потока жидкой стали в кристаллизаторе при разливе традиционных слябов задача более сложная. Здесь важно не только обеспечить условия стабильности потока и оптимальную скорость на мениске для увеличения качества поверхности, но также минимизировать поток вглубь формирующейся заготовки для уменьшения внутренних дефектов.

Более чем за двадцать лет было разработано и опробовано ряд электромагнитных технологий. В настоящее время основными являются четыре, которые мы и рассмотрим.

Устройство Slab MEMS.

Корпорация "NSC" разработала систему перемешивания для кристаллизатора, слябовый MEMS (рис. 8.15), состоящий из четырех перемешивателей, по два на каждой широкой стороне кристаллизатора, расположенных ближе к менисковому уровню [334, 335]. Устройство предназначено для организации циркуляционного потока на мениске. Схема соединений катушек перемешивателей, запитанных от двух частотных преобразователей, позволяет обрабатывать большие величины установленного тока и создавать ускорение в начале движения и более низкие задания тока при подходе потока к узкой стенке. Это также создает циркуляцию вокруг погружного стакана, предотвращая появление застойных зон, что может привести к затвердеванию корок.

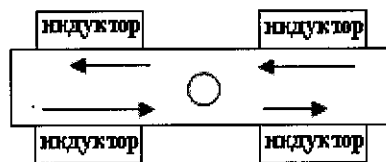


Рис. 8.15. Принцип работы NSC MEMS (мениск, вид сверху)

На металлургических комбинатах Nagoya и Oita устройство Slab MEMS также используется в комбинации с полем электромагнитного тормоза, действующего в нижней части кристаллизатора. Установки работают на нескольких заводах "NSC" в Японии, China Steel (Тайвань) и др.

Устройства MM-EMS (Multi Mode EMS – мультирежимные ЭМП).

MM-EMS состоит из четырех перемешивателей, по два с каждой стороны слябового кристаллизатора в средней его части по высоте [336]. Перемешиватели могут работать в трех различных режимах (рис. 8.16).

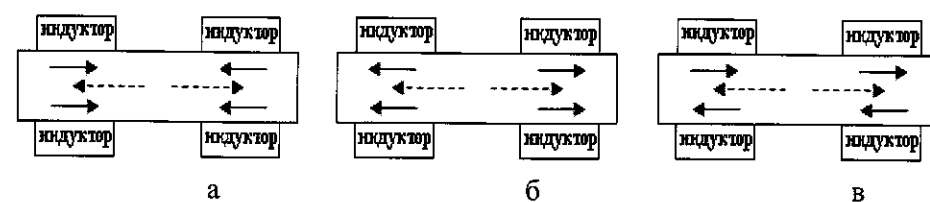


Рис. 8.16. Принцип работы MM-EMS (вид сверху в средней зоне): а) режим EMLS; б) режим EMLA; в) режим EMRS

EMLS – режим стабилизирующий, используется для высокоскоростной разлива. Позволяет потоку, увлекаемому электромагнитным полем, противодействовать струе металла, исходящей из разливочного устройства, разбивать ее, снижая скорость потока на мениске.

EMLA – режим ускоряющий, используется для низкоскоростной разлива, когда инерция потока от погружного стакана недостаточна для достижения минимальной скорости движения жидкой стали на мениске. Ускорение движения расплава в средней по высоте зоне кристаллизатора увеличивает скорость потока на мениске.

EMRS – режим перемешивания, предназначен для воздействия на струю расплава, истекающую из погружного стакана и на поток на мениске. Из литературы не ясно, какой именно эффект достигается.

MM-EMS используются JFE Fukuyama (Япония) и на некоторых машинах в Posco Pohand и Gwangyang (Корея).

Устройство FC MEMS.

Система ABB FC MEMS состоит из двух перемешивателей, по одному на каждой широкой стороне слябового кристаллизатора, расположенных по малой оси на 250–350 мм ниже уровня мениска [333]. Под действием электромагнитного поля жидкая сталь движется в направлении узких стенок, где поток разделяется и часть его на уровне мениска движется в обратном направлении, хорошо обтекая погружной стакан SEN, препятствуя образованию застойных зон (рис. 8.17).

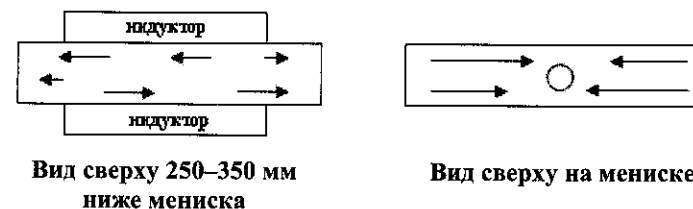


Рис. 8.17. Принцип работы FC MEMS

Устройство FC MEMS предназначено для низко- и среднескорост-

ных МНЛЗ. При этом контролируется интенсивность потока на мениске и, как отмечалось, решается проблема заметалливания погружного стакана. FC-MEMS используется при разливке трещиностойких марок сталей, в т.ч. перитектических, и для более широких сечений.

Внедрено ряд установок.

Устройство FC Mold.

В устройстве ABB FC Mold используются два независимо установленных статических магнитных поля. Верхнее поле на уровне мениска для управления скоростью потока. Второе поле в нижней части кристаллизатора для ограничения глубины проникновения истекающей из разливочного стакана струи (рис. 8.18). Верхние и нижние катушки запитаны от двух независимых выпрямителей, что позволяет отдельно управлять интенсивностью верхнего и нижнего поля [333].

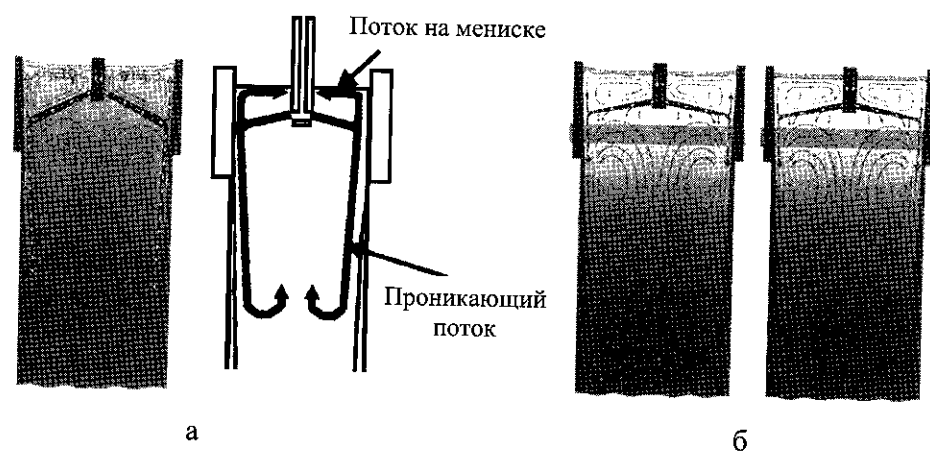


Рис. 8.18. Принцип работы FC Mold:

а) структура потока без FC Mold; б) структура с двумя магнитными полями

FC Mold предназначено для работы на средне- и высокоскоростных МНЛЗ. Потoki металла из погружного стакана проходят между магнитными полями, а при подходе к узким сторонам одна часть потока идет вверх к мениску и попадает под контроль интенсивности потока на мениске, а вторая часть поворачивает вниз и нижнее магнитное поле ограничивает проникновение потока внутрь сляба.

Существует целый ряд действующих установок. Устройство используется на JFE Kurashiki и Chiba (Япония), в Posco Pohang и Gwangyang (Корея), Nakayama (Япония), в Мейшане (Китай). Получены новые заказы от МК "Азовсталь" (Украина), Cogus (Нидерланды) и др.

FC Mold разработано совместно JFE (бывшим Kawasaki Steel) и ABB. Предназначено для уменьшения турбулентных завихрений при подаче металла в кристаллизаторы, управления скоростью потока металла на мениске

и ограничения проникновения потока стали вглубь жидкой лунки. Среди прочих показателей обеспечивается более спокойное колебание уровня металла и повышение температуры стали на мениске.

На устройства для перемешивания подается переменный ток для генерации усилий в расплаве. Устройство FC Mold работает на постоянном токе, что имеет ряд преимуществ – снижение потребления энергии, свобода в подборе медных пластин, возможность работы с электромагнитными устройствами контроля уровня металла в кристаллизаторе и др.

В публикациях [333–336] приводятся результаты улучшения качества металла при применении различных типов ЭМП. На рис. 8.19 и 8.20 приведены результаты для горячекатаных рулонов, где представлены индексы поверхностных и внутренних дефектов. Наглядно видно повышение качества конечного продукта при одинаковом уровне производительности.

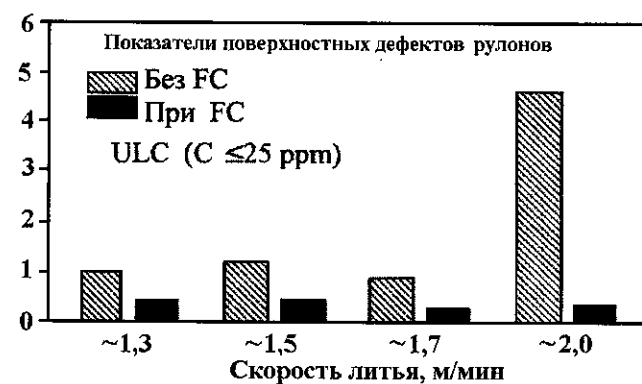


Рис. 8.19. Уменьшение коэффициента отсортировки при FC Mold

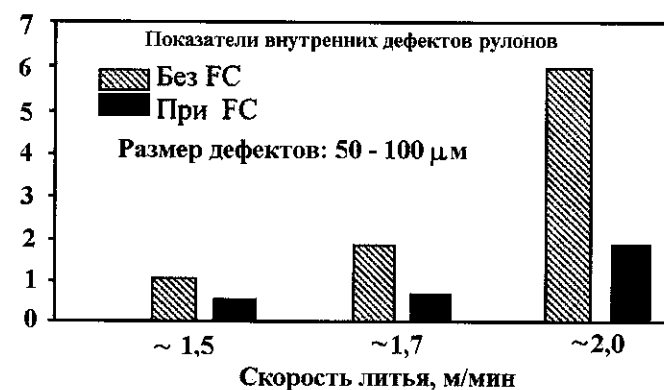


Рис. 8.20. Уменьшение отсортировки при FC Mold на JFE Chiba

Теоретически с использованием электромагнитных систем можно задать любой оптимальный режим в кристаллизаторе. Целью является минимизация внутренних и поверхностных дефектов.

Включения, поступающие из погружного стакана, будут или частично всплывать и ассимилироваться покровным шлаком, или следовать с потоком стали и попадать в затвердевающую оболочку слитка. Высокая скорость разливки увеличивает скорость проникающего потока вглубь жидкой фазы. Для минимизации не всплывших неметаллических частиц необходимо погасить скорость проникающего потока струи стали. Решение этой задачи приводит к необходимости использования устройства, ограничивающего проникновение потока.

Для тонкослябовых машин ЭМТ стал неотъемлемой частью технологии разливки. Около 40 % всех тонкослябовых МНЛЗ в настоящее время оборудованы EMBR. С уменьшением толщины заготовок и увеличением скорости литья возрастает интенсивность струйно-циркуляционных потоков и их турбулентность. ЭМТ EMBR показал высокую эффективность погашения этих потоков, стабилизируя колебания мениска, его высоту, и, тем самым, уменьшая возможность захвата шлаковых включений. На Nucor Berkeley анализ показал сокращение захвата частиц ШОС более чем на 90 %.

Для традиционных слябовых МНЛЗ нет универсального электромагнитного устройства для решения всех задач. Перемешивание в зоне мениска представляется наиболее приемлемым выбором для низких скоростей разливки и в тех случаях, когда наличие внутренних дефектов не составляет проблем. Для средних и высоких скоростей разливки целесообразно использование устройства FC Mold с индивидуальным управлением нисходящего и менискового потока, что уже зарекомендовало себя как достаточно эффективное решение.

В качестве критерия для выбора варианта электромагнитного устройства можно использовать индекс турбулентности для различных толщин сляба при определенной ширине (1400 мм, например) и скорости разливки [337]:

$$T = 0,33 \sqrt{\frac{W}{D}} v_c v_r, \quad (8.19)$$

где T – индекс турбулентности; W – ширина сляба, м; D – толщина сляба, м; v_c – скорость разливки, м/мин; v_r – пропускная способность, т/мин.

Для тонко- и среднеслябовых машин достаточно использовать ЭМТ EMBR с одним приложенным магнитным полем. Для традиционных слябовых МНЛЗ выбирается FC Mold или FC MEMS в зависимости от величины индекса турбулентности и производительности. FC MEMS обычно используется для машин с низкой и средней скоростью разливки, а FC Mold – для средних и высоких (рис. 8.21).

Из изложенного выше следует, что электромагнитные системы в сочетании с погружными стаканами и ШОС являются действенным средством

стабилизации условий формирования непрерывнолитой заготовки и повышения качества литого металла.

На Таганрогском металлургическом заводе введена в действие пятиручьева МНЛЗ для отливки круглых заготовок. На всех ручьях установлено оборудование для ЭМП металла в кристаллизаторе ORMD880, ABB системы EMS, на котором используется принцип асинхронного двигателя. Электромагнитная мешалка управляется частотным преобразователем и создает вращающееся поле с разной частотой и амплитудой. Параметры работы устройства определяются для различных групп марок стали, прежде всего, по содержанию углерода.

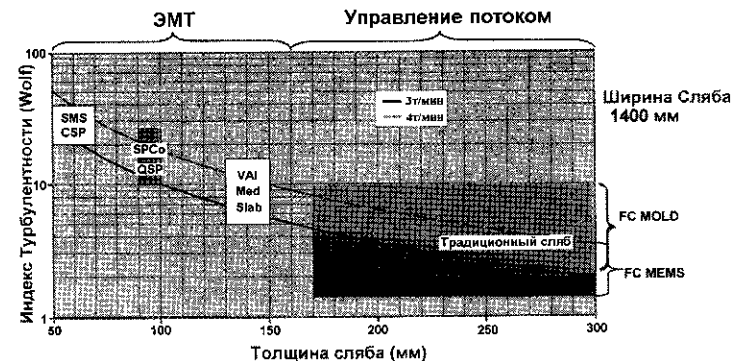


Рис. 8.21. Рекомендации по выбору оборудования

Анализ макроструктуры заготовок диаметром 340–400 мм, разливаемых со скоростью 0,6–0,8 м/мин, показал положительные результаты перемешивания металла в кристаллизаторе даже без адаптации параметров устройства к конкретным условиям. Оценка результатов контроля макроструктуры НЛЗ, разлитых с применением и без применения ЭМП в текущем производстве, представлен в таблице 8.3.

Из приведенных данных видно, что с ЭМП по ряду показателей макроструктуры заметно снизился средний балл и не менее чем в два раза максимальный балл. Полностью исчезла светлая полосчатость. При этом зона равноосных дендритов увеличилась примерно на 20 %, что привело к повышению плотности осевой зоны (рис. 8.22).

Исходя из полученных результатов, можно отметить, что уже на первом этапе освоения ЭМП привело к снятию части теплоты перегрева разливаемой стали и повлияло на вынос неметаллических включений к покровному шлаку.

Использование электромагнитных систем для воздействия на жидкий расплав далеко не ограничивается изложенным направлением. Нами разработаны ряд способов повышения качества литого металла путем интенсификации внешних воздействий.

Таблица 8.3. Анализ результатов контроля макроструктуры НЛЗ
 Ø 340–400 мм

Показатель макроструктуры	Разливка без ЭМП*	Разливка с ЭМП*
ЦП	$\frac{0,5 - 2,0}{0,85}$	$\frac{0 - 1,0}{0,50}$
ОХН	$\frac{0 - 2,0}{0,96}$	$\frac{0 - 1,0}{0,61}$
ЛРП	$\frac{0}{0}$	$\frac{0}{0}$
ОЛП	$\frac{0 - 1,0}{0,09}$	$\frac{0 - 0,5}{0,03}$
КТЗ	$\frac{0}{0}$	$\frac{0}{0}$
СП	$\frac{0 - 4,0}{1,16}$	$\frac{0}{0}$

* в числителе – разбег значений; в знаменателе – среднее; ЦП – центральная (осевая) пористость; ОХН – осевая химическая неоднородность (осевая ликвация); ЛРП – радиальная ликвационная полосчатость и трещины; ОЛП – осевая ликвационная полосчатость и трещины; КТЗ – краевая точечная загрязненность; СП – светлая полосчатость.

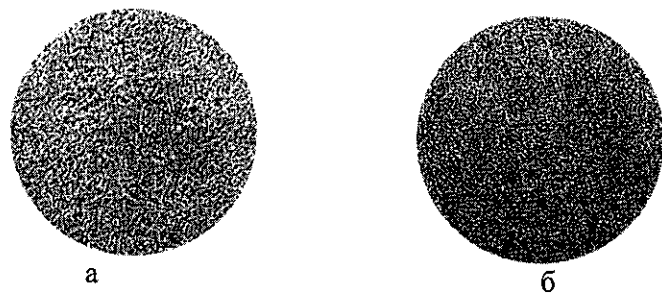


Рис. 8.22. Фрагменты макроструктуры осевой зоны непрерывнолитой круглой заготовки Ø 340 мм, разлитой без применения ЭМП (а) и с применением ЭМП (б)

Расширение зоны равноосных кристаллов, снижение содержания газов и неметаллических включений можно достигнуть, воздействуя на металл на выходе из разливочного ковша электрическим полем, а на выходе из промежуточного ковша – бегущим электромагнитным полем [338].

Обработка металла электрическим полем обеспечивается кольцевым электродом, охватывающим струю металла и соединенным с источником

высокого электрического напряжения. Обработка металла магнитным полем достигается помещением струи расплава в соленоид, соединенный с источником электрического тока. "Бегущее" магнитное поле создается устройством типа статора электродвигателя.

Воздействие на расплав электрическим полем перед кристаллизатором способствует снижению межфазного натяжения в расплаве и активизации центров кристаллизации. Это обеспечивает измельчение структуры отливки и ускорение кристаллизации металла при той же интенсивности внешнего теплоотвода.

Воздействие на расплав магнитным полем обеспечивает уменьшение критического радиуса зародыша, т.е. также способствует измельчению зерна. Обработка расплава магнитным полем нарушает равновесие на границе "металл–неметаллическое включение", способствуя их выделению и удалению. Это же относится к газовым включениям. Бегущее магнитное поле, помимо указанных эффектов, вызванных взаимодействием магнитного момента "молекул" с внешним магнитным полем, вызывают некоторое "подтормаживание" струи расплава на входе в кристаллизатор. Снижение энергии струи уменьшает интенсивность струйно-циркуляционных потоков.

Результирующий эффект – снижение центральной пористости и ликвации в осевой зоне.

Возможно использование электромагнитных сил и для повышения эффективности вакуумирования (рис. 8.23, [339]). В этом случае устройство для вакуумной обработки жидких металлов состоит из вакууматора 1, системы трубопроводов 2 с вакуумным насосом, источника электрического тока 3, ковша 4 с жидким металлом и шлаком, электрода 5, установленного в стенке ковша 4 и электрода 6. Расположение электродов на рисунке показано условно.

В процессе вакуумирования электрический ток от электрода в ковше проходит через металл, увлекая в движение неметаллические и газовые включения через шлак и газ на второй электрод. Газы удаляются вакуум-насосом, а неметаллические включения и примеси задерживаются в шлаке. Газовый разряд в вакуумкамере (прохождение электрического тока через газ) является тихим. Это определяется параметрами пропускаемого тока.

Ускорение движения непроводящих включений в жидком проводнике под действием электрического тока вызвано, во-первых, пондермоторной силой, возникающей из-за "деформаций линий тока" электрического поля вблизи указанных частиц и, во-вторых, тем, что неметаллические включения, находящиеся в расплаве в виде ионных комплексов, имеют заряды, которые взаимодействуют с электрическим полем тока. Электрическое поле способствует зарождению и росту газовых пузырей в насыщенном газом металле, так как работа образования зародышей и критический размер зародыша пузыря в электрическом поле уменьшаются.

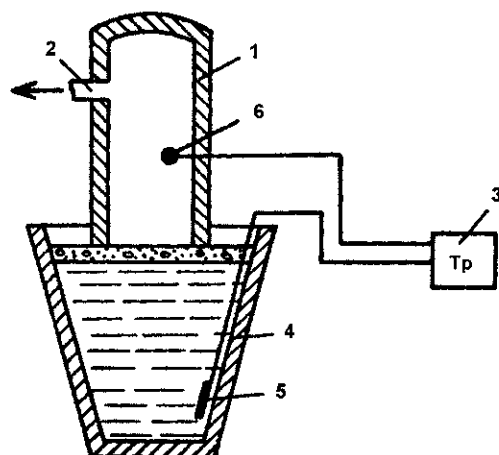


Рис. 8.23. Устройство для вакуумной обработки жидких металлов

Описанное устройство может быть применено при производстве литейных металлов и сплавов.

8.4. ПУТИ СНИЖЕНИЯ ОСЕВОЙ ЛИКВАЦИИ И ПОРИСТОСТИ

Одной из основных задач совершенствования непрерывной разливки остается контроль осевой ликвации и пористости. Выше было показано, что с уменьшением толщины отливаемой заготовки и существенным увеличением скорости разливки время затвердевания и протяженность жидкой лунки уменьшается, что способствует снижению уровня осевой ликвации. Однако эта проблема остается для традиционных МНЛЗ, особенно наиболее распространенных слябовых машин, с учетом повышения скорости разливки без изменения толщины заготовки. Несколько в меньшей степени эта проблема остается и для блюмовых и сортовых машин, работающих на повышенных скоростях.

Последние тщательные исследования центральной неоднородности в непрерывнолитых слябах, на примере трубных сталей, подтвердили существенный всплеск содержания элементов в осевой зоне и влияние на сегрегацию содержания углерода (рис. 8.24), [340]. В этой связи ведутся обширные исследования по уточнению влияния технологических параметров процесса на центральную неоднородность, разработке и совершенствованию способов уменьшения осевой ликвации и пористости.

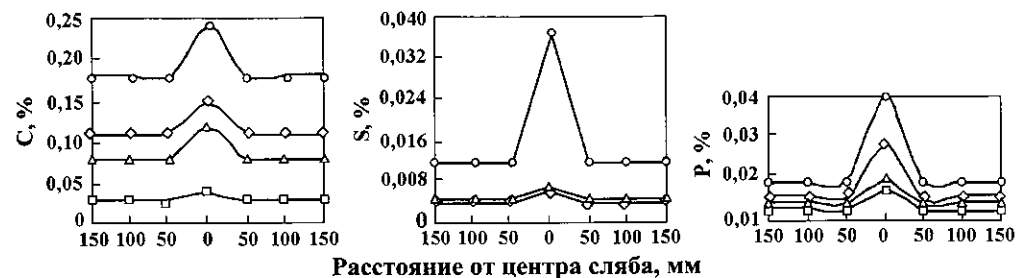


Рис. 8.24. Распределение химических элементов по толщине в поперечном сечении слябов:

○ — 17Г1СУ (0,19 % C), ◇ — 10Г2ФБ (0,11 % C), □ — X70 (0,08 % C), △ — 03Г1Б (0,03 % C)

Наиболее эффективным средством улучшения внутренней структуры сляба является мягкое обжатие, которое позволяет регулировать процесс кристаллизации на его конечной стадии [341, 342]. В результате применения способа RAT (коническая настройка раствора роликов) на фирме "POSCO" успешно наладили непрерывную разливку трубных сталей, стойких к водородному растрескиванию, из всех марок сталей по стандарту API вплоть до X-100 [342]. Однако применение способа RAT сопряжено с определенными сложностями. Прежде всего, необходима высокая стабилизация процесса по скорости вытягивания слитка и температуре перегрева стали. Поскольку величина обжатия является фиксированной, одинаковому обжатию подвергаются углеродистые стали всех марок, хотя они имеют разный диапазон температур кристаллизации и усадки при затвердевании. Эти недостатки исключаются при способе динамического мягкого обжатия [343].

В отличие от статического мягкого обжатия при динамическом обжатию участок мягкого редуцирования можно смещать по ручью автоматически, в соответствии с результатами расчета по модели температурного сопровождения. При этом учитываются температура поверхности сляба, толщина затвердевшей оболочки, изотермы ликвидус и солидус и другие параметры конкретной разливки. На заводе в Кваньяне (фирма "POSCO") произвели сравнение двух способов мягкого обжатия. При способе RAT осевая ликвация уменьшилась на 25 %, по сравнению с разливкой без мягкого обжатия. С применением динамического обжатия осевая ликвация уменьшилась более чем на 50 %, по сравнению с прежним уровнем (рис. 8.25).

Полученные результаты позволили снять ограничения по скорости (1,0 м/мин) при разливке высококачественных сталей по стандарту API из-за тенденции к усилению ликвации при повышении скорости. С применением динамического обжатия стало возможным поддерживать индекс осевой ликвации не выше 1,04 при скорости разливки до 1,4 м/мин. Интервал и величина обжатия настраивается в зависимости от параметров разливки и марки стали. Обычно мягкое обжатие осуществляется при 30–80 %-ной кристаллизации сляба [341–343], т.е. в интервале 0,3–0,8.



Рис. 8.25. Сравнение среднего индекса осевой ликвации при мягком обжатии по разным технологиям

На Алчевском металлургическом комбинате используется технологический пакет ФАИ, сочетающий в себе сегменты SMART (блок роликов) и разработанную компанией модель динамического охлаждения DYNACS, позволяющего осуществлять оптимизированное динамическое регулирование раствора роликов и конусности в переходных условиях разливки. Модель слежения за терморежимом DYNACS определяет окончательную температуру затвердевания, модель мягкого обжатия DynaGap автоматически адаптирует данные для сегмента SMART с целью установки раствора роликов. Система обеспечивает повышение внутреннего качества заготовок, в частности, при разливке трубного и толстолистового сортамента [344].

Устройство мягкого обжатия воздействует на заготовку путем обжатия парами роликов поверхности слитка в конце затвердевания. Деформация слитка состоит из деформации наружной твердой корки и деформации внутренней твердо-жидкой двухфазной зоны. При сжатии двухфазной зоны компенсируется усадочный процесс, в результате чего обеспечивается сплошность расплава и, как следствие, подавляется порообразование и развитие ликвационных процессов.

Форма сечения заготовки существенно влияет как на характер перемещения фронтов кристаллизации, так и на соотношение величин обжатия и сближения фронтов. Например, для равного перемещения фронтов кристаллизации блюмовой и слябовой заготовок, в первом случае, обжатие в 2,5 раза больше, чем сближение фронтов кристаллизации, а во втором – в 1,25 раза. Это обусловлено тем, что перемещение фронтов кристаллизации слябовой заготовки осуществляется, преимущественно, благодаря изгибным деформациям широкой грани. В блюмовой заготовке расстояние между гранями существенно меньше и изгибные деформации незначительны [345].

Положительные результаты по уменьшению осевой ликвации методом мягкого обжатия получены на заводе "Соллак" (Франция) при разливке блюмов сечением 260×320 мм из углеродистой стали [346].

На заводе "Ниппон Кокан" (Япония) в зоне мягкого обжатия заготовки сечением 400×550 мм применяют валки с длиной бочки меньше, чем длина грани – 250–300 мм. Это позволяет ослабить ликвацию и исключить появление внутренних трещин [347].

Фирма "Daido Steel" провела опытно-промышленное опробование мягкого обжатия на вертикальной МНЛЗ при отливке круглой заготовки диаметром 350 мм [11]. Скорость разливки 0,65 м/мин, при мягком обжатии – 0,4 м/мин.

Машина оборудована электромагнитным перемешиванием в кристаллизаторе и в зоне вторичного охлаждения, воздушно-туманным охлаждением (0,17 л/кг) и подогревом металла в промежуточном ковше. Участок роликов мягкого обжатия состоит из двух пар приводных роликов диаметром 400 мм, которые могут перемещаться по технологической оси. Давление обжатия составляет 50 т/ролик. Отливаются, преимущественно, подшипниковые стали (на кольца).

В ходе исследований установлено, что влияние мягкого обжатия сильно зависит от доли твердой фазы в сердцевине, при которой прикладываются обжимные силы. Низкая доля твердой фазы и высокая степень обжатия ведут к появлению внутренних трещин. Наибольшее улучшение сегрегации получено при доле твердой фазы 0,4 и степени обжатия 1,6 %. При этом макроструктура улучшается до уровня слиточного металла (4,6 т).

В работе [348] приведен обзор по технологиям снижения центральной ликвации при непрерывном литье блюмов и мелкосортных заготовок. Отмечается, что сочетание электромагнитного воздействия на жидкий металл с механическим мягким обжатием представляется сегодня как стандартная технология литья блюмов. Однако при литье сортовых заготовок обнаружена низкая эффективность мягкого обжатия.

Вопросам стратегии минимизации осевой ликвации при литье сортовых заготовок посвящена работа [349]. Мягкое механическое обжатие сортовых заготовок изучалось на заводе фирмы "Cogus UK" в Скенторпе. Исходя из анализа результатов редуцирования заготовок (квадрат 120, 140, 180 мм) в направлении от вогнутой грани к выпуклой роликами правильно-тянущей клетки выявлено заметное снижение ликвации, но в ущерб форме заготовки, т.е. с потерей квадратного профиля, что неприемлемо для сортового стана. Тем не менее, выявленная тенденция обнадеживает в продолжении исследований.

На этом же заводе исследовали влияние электромагнитного перемешивания (ЭМП) на конечной стадии затвердевания слитка. Устройство для перемешивания устанавливали на расстоянии 9 м от мениска. ЭМП изучали на заготовках различных сечений, но в большей степени на квадрате

120 мм при разливке открытой струей (со смазкой) и под уровень (с ШОС). В результате было установлено, что ЭМП уменьшает осевую ликвацию в заготовках со стороной квадрата 140 и 180 мм и, практически, не влияет на ликвацию в заготовках со стороной квадрата 120 мм. Установлено также, что со снижением перегрева над ликвидусом ЭМП дает больший эффект.

Обширные исследования проведены на ряде заводов по определению параметров и влиянию мягкого термического обжата на внутреннее качество сортовых заготовок в широком диапазоне размеров сечений.

Эксперименты с мягким термическим обжатием на заводе в Скандинавии фирмы "Corus UK" провели при отливке заготовки 115×115 мм. Система термического обжата была расположена в теоретически оптимальной позиции. Оценка литых заготовок не выявила улучшения качества по показателю осевой ликвации, которое было бы связано с мягким термическим обжатием. Однако анализ показателей ликвации для прутков диаметром 5 мм из опытных заготовок показал уменьшение ликвации в результате обжата в среднем на 27 %. При всех условиях охлаждения поверхностных дефектов не обнаружено.

На МНЛЗ завода Басаури фирмы "Siclenor Ltd" систему термического обжата по возможности поместили на расстоянии 8,5–9,6 м от мениска. Скорость разливки при литье заготовок сечением 155×155 и 185×185 мм ограничивали так, чтобы на этом участке получить расчетную долю твердой фазы. Мягкое термическое обжатие дало лучший результат при доле твердой фазы у оси слитка близкой к нулю. Однако после термического обжата наблюдался разогрев поверхности, приводящий к образованию внутренних трещин при разливке стали 100Cr6. Трещинообразование усиливалось с увеличением расхода воды в системе термического обжата. При расходе более 100 л/мин в системе обжата ухудшалось и качество поверхности. Таким образом, испытания показали, что способ мягкого обжата может снижать уровень ликвации, но следует соблюдать баланс между уменьшением ликвации и образованием трещин.

Интенсивное вторичное охлаждение исследовали на фирме "Sidenor Ltd" при разливке сталей C50, C70 и 100Cr6 на заготовку со стороной квадрата 185 мм. Интенсивность охлаждения повышали от плавки к плавке, пока не появились внутренние трещины. Предшествующий этому режим выбирали в качестве рабочего, хотя при повышении расхода несколько ухудшалось качество поверхности. Брак на стали C50 составлял 1,48 % в сравнении с 0,74 при стандартном охлаждении.

На фирме "Corus Limuiden" получили подтверждение эффективности интенсивного охлаждения, но при этом уменьшилась ликвация углерода, а снижение ликвации серы не было очевидным.

Приведенные результаты исследований на разных заводах показывают, что в целом интенсивное охлаждение можно считать одним из эффективных способов ограничения осевой ликвации с учетом необходимо-

сти решения минимизации внутренних трещин.

В этой связи на фирме "ISPAT-HSW" поставили задачу оптимизации интенсивности охлаждения в направлении динамического регулирования расхода с использованием компьютерного моделирования. Было скорректировано расположение форсунок и удалось повысить интенсивность охлаждения без отрицательного влияния на трещинообразование.

Проведенный комплекс исследований на заводах-участниках эксперимента позволил определить влияние переменных технологических параметров на ликвацию в сортовых заготовках [349].

Размер сечения. Полученные данные показали, что с увеличением размера сечения повышается не только уровень ликвации углерода, но и увеличивается область распространения ликвации в осевой зоне. Размер ликвационной зоны в заготовках со стороной квадрата 120, 140 и 180 мм составил, соответственно 4, 4–8 и 8–16 мм.

Скорость разливки. Данные промышленных испытаний на фирмах "ISPAT-HSW", "Corus Limuiden" и "Corus UK" не выявил однозначного влияния скорости вытягивания заготовок на уровень ликвации. Однако результаты исследований при разливке с мягким обжатием на фирме "Sidenor Ltd" однозначно показали, что снижение скорости разливки на 20 % сопровождалось ослаблением осевой ликвации и усилением ликвации на половине радиуса.

Перегрев металла. В проведенных исследованиях обнаружена достаточно тесная связь между перегревом стали и ликвацией углерода и серы. Было отмечено, что при перегреве ниже 25 К индекс ликвации снижается почти линейно. Рекомендовано снижать перегрев до 25–30 К. Известно, что снижение перегрева способствует расширению зоны равноосных кристаллов, следствием чего является снижение ликвации. Впрочем, на заготовках со стороной квадрата 120 мм четкой зависимости между перегревом и ликвацией не обнаружено.

Разливка открытой струей и под уровень. Данные фирмы "Corus Limuiden", относящиеся к заготовкам со стороной квадрата 140 мм, показали сильную зависимость между ликвацией и методом разливки – разливка под уровень способствует уменьшению ликвации углерода даже при высоком перегреве.

ЭМП в кристаллизаторе. Применение электромагнитного перемешивания в кристаллизаторе, по результатам исследований фирмы "Corus Limuiden" при разливке в квадратные заготовки со стороной 120 и 140 мм, показали снижение ликвации углерода с повышением интенсивности ЭМП.

На основе полученных результатов комплексных исследований выработаны рекомендации для уменьшения осевой ликвации при литье заготовок из высокоуглеродистых сталей: повышенная интенсивность вторичного охлаждения, низкая температура перегрева, разливка металла под уровень.

Следует отметить, что представленные результаты современных исследований неоднородности сортовой непрерывнолитой заготовки полностью подтверждают ранее проведенные нами исследования на слябовых заготовках (раздел 8.1, рис. 8.2). Подтверждается и обоснованный механизм развития ликвационных процессов и влияние основных технологических параметров на ликвацию. Это предопределяет и пути снижения осевой ликвации и пористости.

Глава 9. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА ПЕРЕДЕЛЬНОГО ЧУГУНА В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

9.1. АНАЛИЗ ЗАДАЧ И СПОСОБОВ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ ЧУГУНА

К концу XX века развитые металлургические страны добились значительных успехов в области рафинирования железоуглеродистых расплавов от вредных примесей и включений. В настоящее время стоит задача перейти к массовому производству высококачественной стали. Современными требованиями к качеству металлоизделий оговаривается максимально допустимое содержание вредных примесей в стали на уровне не выше 0,008 %. В этом отношении наибольших успехов достигла Япония. На металлургических предприятиях этой страны разработаны физико-химические и энергетические основы технологических процессов в сталеплавильном производстве, позволяющие получать в сталях массовую долю примесей, не превышающую, $\% \cdot 10^{-4}$: углерода – 6; серы – 1; фосфора – 2; кислорода – 5; азота – 14; водорода – 0,2 [129, 350].

В мировой металлургической практике все большее применение получают технологии выплавки стали с суммарным содержанием нежелательных примесей (серы, фосфора, кислорода, водорода, азота) 0,008 % и ниже, включающие процессы:

- выплавки чугуна с пониженным содержанием Si и Mn;
- внепечной обработки чугуна с глубоким удалением Si, P и S;
- комбинированной продувки предварительно обработанного чугуна в конвертерах с окислительно-восстановительным рафинированием расплава и стабилизацией его окисленности за счет перемешивания инертными газами;
- ковшевой обработки стали с коррекцией температуры, химического состава, легированием и модифицированием перед непрерывной разливкой.

Важнейшим элементом этих технологий является внепечная обработка чугуна со снижением концентраций: Si до 0,10–0,15%; P до 0,02–0,03% и S до 0,002–0,005 масс. %. Передел чугуна с таким содержанием указанных примесей в конвертере сопровождается сокращением удельного расхода извести на 20–35 кг/т стали, что ведет к уменьшению количества шлака на 25–30 % и, следовательно, потерь железа с ним. При этом повышаются выход годного (на 0,8–1,0 %), производительность агрегата и стойкость его футеровки [350–354].

В арсенале ковшевой металлургии чугуна имеются способы обработки жидкого металла, которые позволяют решать задачи:

- доводки химического состава чугуна до установленной техническими условиями кондиции;
- обеспечения оптимальных условий работы доменных печей с максимальной производительностью и минимальным расходом кокса;
- расширения гаммы используемых для коксования углей;
- обеспечения сталеплавильных цехов чугуном с пониженным содержанием вредных примесей для ускорения процесса выплавки стали и повышения ее качества;
- снижения содержания кремния в чугуне для уменьшения количества шлака и шлакообразующих материалов, расхода тепла и износа огнеупорной футеровки в сталеплавильном агрегате.

В зависимости от конкретной задачи выбираются место и масштабы внепечной обработки, вид реагентов и способы их ввода в расплав чугуна. В условиях отечественной металлургии сооружаемые установки внепечной десульфурации в большинстве случаев имеют многоцелевое назначение и обеспечивают параллельное решение нескольких задач. При этом в качестве реагента используется магний. За рубежом известно много примеров использования внепечной десульфурации для решения выше названных задач с применением в качестве реагента, кроме магния, извести, соды, карбида кальция, цианамиды кальция и т.д.

Решение задачи, связанной с обеспечением работы доменной печи на более кислых шлаках с целью снижения расхода кокса и повышения ее производительности и с обязательной последующей внепечной десульфурацией металла, дает возможность получить значительный экономический эффект непосредственно при производстве чугуна.

Многочисленными исследованиями показано, что внепечная десульфурация чугуна экономически оправдана при всех вариантах ее применения.

В последнее десятилетие проблема снижения содержания серы в чугуне особенно обострилась для таких стран как Украина из-за того, что на металлургические предприятия Украины преимущественно поступает кокс, полученный из собственных высокосернистых углей. Поэтому особый интерес представляет рассмотрение отмеченных задач с учетом специфики десульфурации чугуна магнием, который наиболее широко применяется на отечественных металлургических предприятиях.

В структуре расходов на десульфурацию наибольшая доля затрат (до 75 %) приходится на стоимость магния. Уменьшение затрат по этой статье возможно двумя путями – снижением затрат на производство магния и повышением степени его использования на десульфурацию.

Металлурги видят один из источников магниевого лома в утилизации деталей отработанных автомобилей. По оценке специалистов фирмы "Магнезиум Электрон" только в странах ЕС к 2015 году объем извлекаемо-

го из отработанных автомобилей магния может достичь 3–5 тыс. т (ежегодно).

Имеются резервы и в части улучшения использования магния. Одним из них является замена воздуха, транспортирующего магний, на природный газ, аргон, азот. Определенный эффект может дать применение ступенчатой скорости ввода магния в чугун – большей в начале процесса, когда в металле имеется высокое содержание серы, и меньшей в конце обработки. Улучшению использования магния способствует также увеличение глубины погружения магния, степени наполнения ковшей чугуном и снижение температуры в реакционной зоне.

Довольно весомой статьёй расходов при обессеривании чугуна являются затраты на изготовление и систематическое обслуживание фурм для ввода магния. Использование стойких огнеупорных масс для футеровки испарителей, механизация набивки футеровки, тщательная очистка ковшей от доменного шлака являются залогом длительной службы испарителей.

Весьма актуальной задачей является повышение уровня механизации работ по обслуживанию установки – подготовки магния к обработке, перезарядки испарителей, обрубки скрапа и т. п. С целью обеспечения синхронной обработки нескольких ковшей и контроля хода ее требуется дальнейшее совершенствование схемы управления процессом рафинирования чугуна.

На большинстве отечественных заводов открытым остается вопрос о скачивании шлака в условиях интенсивной загрузки миксерных кранов, а также из ковшей с малым количеством чугуна и сильно заросших. При организации работ по скачиванию шлака необходимо предусмотреть последующее извлечение из него металла, так как потери чугуна со шлаком могут достигать 1,5 %.

Как известно, с понижением концентрации серы в чугуне растет удельный расход десульфураторов на ее удаление. Поэтому от масштабов и глубины обессеривания чугуна зависит эффективность применения внепечной десульфурации. Этот показатель может быть повышен при рациональном использовании чугуна после его обработки и учете результатов десульфурации для определения оптимальных параметров сталеплавильного передела.

Решение рассмотренных задач будет способствовать дальнейшему повышению эффективности внепечного рафинирования чугуна, а также всего металлургического производства и улучшению качества металлопродукции.

В зависимости от назначения металла и предъявляемых к нему требований способами внепечной обработки можно решать следующие задачи:

- выравнивать в объеме расплава химический состав и температуру с одновременным ее регулированием;
- стабилизировать химический состав расплава на заданных значениях элементов;
- удалять из расплава газы, неметаллические включения и вредные элементы;
- раскислять и модифицировать металл с получением заданной структуры, форм и размеров неметаллических включений;
- защищать металл от вторичного окисления кислородом атмосферы или печного шлака;
- увеличивать производительность печного агрегата за счет вынесения из него некоторых технологических операций.

Классифицируя (таблица 9.1) способы выпечной обработки чугуна по характеру воздействия на расплав, в работе [350] выделили пять групп: обработка газами (Г), обработка твердыми и жидкими реагентами (Р), вакуумирование (В), фильтрование (Ф), электрические и пламенные воздействия (Э).

Таблица 9.1. Классификация задач и способов выпечной обработки расплавов чугуна

Задачи	Способы				
	Г	Р	В	Ф	Э
Рафинирование от газов	+	+	++	О	+
Рафинирование от неметаллических включений	+	+	+	++	О
Снижение концентрации избыточных ингредиентов	+	++	О	О	О
Модифицирование структуры	+	++	О	О	+
Легирование	+	++	О	О	О
Регулирование температуры расплава	О	+	О	О	++
Усреднение химического состава	++	О	+	О	++

Примечание.

Степень влияния: «++» – сильное; «+» – слабое; «О» – отсутствует

Как видно из таблицы 9.1, ни в одной из указанных групп воздействий нельзя полностью решить все задачи обработки расплавов, поэтому широкое распространение получили комбинированные способы, в которых сочетаются два или более воздействий. Чаще всего при выпечной обработке применяются комбинации продувки газами и рафинирования твердыми реагентами, продувки газами и рафинирования жидкими шлаками.

Для выпечной обработки чугуна предложены и используются в практике металлургии все те способы, которые приведены в таблице 9.1, однако степень использования их разная [350]. Так, реже других способов применяются вакуумирование и электрические воздействия, что отражает сложившееся отношение к чугуну, как наиболее дешевому конструкционному или шихтовому материалу.

В качестве реагентов используются газообразный кислород, металлический магний, соединения магния, кальция, натрия, их композиции.

Наиболее характерной операцией практически всех способов выпечной обработки чугуна является перемешивание. Во всех случаях, начиная от усреднения химического состава и температуры металла по объему ковша и кончая процессами ввода реагентов, перемешивание оказывает решающее влияние на результаты рафинирования.

По виду расходуемой энергии перемешивание в процессах выпечного рафинирования бывает механическим, пневматическим, электромагнитным. Наиболее простым механическим воздействием на расплав является воздействие падающей струей металла или шлака. Наиболее эффективным перемешиванием с точки зрения полезного использования подводимой энергии является перемешивание расплава мешалками. В металлургии известен положительный опыт использования вибрационных воздействий на обрабатываемый в ковшах чугун, но этот способ перемешивания из-за больших инерционных нагрузок на футеровку ковша не получил широкого использования и на сегодняшний день нет сведений о применении его в промышленных условиях.

В настоящее время наиболее распространенным в процессах выпечной обработки чугуна является пневматическое перемешивание, т.е. перемешивание за счет энергии предварительно сжатого газа, который вводится в расплав через фурменные устройства или пористые блоки.

Электромагнитное перемешивание в практику черной металлургии вошло сравнительно недавно. В процессах выпечного рафинирования применяется лишь при решении отдельных специальных задач, когда требуется перемешивание металла без ввода в него дополнительных элементов. Из всех способов перемешивания этот способ наименее эффективен по использованию подводимой энергии (обычно к.п.д. не превышает 5 %). Однако в ряде случаев такие затраты энергии считаются оправданными.

Выбор способа перемешивания расплава при выпечной его обработке зависит от характера задач, решаемых выпечной обработкой и от конкретных условий ее реализации.

В последние годы стало развиваться направление использования выпечной обработки чугуна порошковыми магнийсодержащими проволоками [129, 350]. Эта технология не требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат, обеспечивает высокую эффективность десульфурации и модифицирования, стабильность результатов в соответствии с

требованиями в условиях массового производства, значительное снижение вредных выбросов. Сдерживающим фактором широкомасштабного внедрения внепечной десульфурации чугуна порошковыми проволоками является особенность десульфуратора – магния, который при температурах металлургических расплавов находится в газообразном состоянии и имеет высокую упругость пара, что требует при проведении обработки очень строгого и точного управления процессом для достижения необходимых результатов.

9.2. ВНЕДОМЕННАЯ ДЕСУЛЬФУРАЦИЯ ПЕРЕДЕЛЬНОГО ЧУГУНА

В главе 3 приведены данные по десульфурации стали на агрегате ковш-печь. Использование рафинировочного шлака оптимального состава позволяет, как указывалось ранее, удалять из металла до 70–80 % серы. Такая технология успешно применяется в сталеплавильных цехах, работающих скрап-процессом.

В конвертерных цехах и мартеновских, работающих скрап-рудным процессом, целесообразно получать сталь, используя низкосернистый чугун. Известно [128, 355], что термодинамически и экологически более выгодно удалять серу из чугуна, чем из стали. Использование низкосернистого чугуна в сочетании с чистым по сере ломом обеспечивает получение стали на выпуске с содержанием серы 0,005–0,015 %. В этом случае затраты на обработку стали на ковше-печи снижаются, и создаются предпосылки для получения содержания серы в стали, в случае необходимости, после внепечной обработки на уровне 0,001 % и менее.

В последние годы в мировой практике получили широкое распространение технологии внедоменной десульфурации чугуна различными способами и реагентами [355, 356]. В настоящее время самым эффективным десульфуратором чугуна признан магний, поскольку его применение, по сравнению с другими реагентами, позволяет уменьшить конечное содержание серы до низких и сверхнизких (менее 0,001 %) значений, снизить эксплуатационные и капитальные затраты на обработку. Этот реагент экологически безопасен, как и продукты его взаимодействия с чугуном.

Современные кислородно-конвертерные цеха, как правило, имеют в своем составе отделение десульфурации чугуна (ОДЧ) с вдуванием магнийсодержащих реагентов через фурму. При этом в последнее время в основном при продувке фурмой широкое распространение получили две технологии использования магния – вдувание чистого гранулированного магния без каких-либо добавок и вдувание магния в смеси с известью в соотношении 1:(2–4) [357–359].

Идеологом и разработчиком технологии вдувания чистого гранулированного магния является ИЧМ (г. Днепропетровск, Украина). Магний подается в жидкий чугун через фурму-колокол (испаритель) или через фурмы усовершенствованной конструкции – погружаемые с небольшой испарительной камерой на выходе или прямоточные цилиндрические. Десульфурация через фурму-колокол осуществляется в отделении десульфурации чугуна на металлургическом комбинате "Азовсталь". Технология десульфурации чугуна чистым гранулированным магнием через фурмы усовершенствованной конструкции разработана ИЧМ и используется на десятках металлургических цехов в Китае, где получены наилучшие промышленные результаты по десульфурации чугуна.

По экономичности и эффективности новая украинская разработка превосходит передовые зарубежные и отечественные аналоги. Это иллюстрируется рис. 9.1, на котором представлено изменение коэффициента использования магния на серу при десульфурации в ковшах вдуванием магния по различным технологиям [357]. Показано, что при вдувании гранулированного чистого магния степень его усвоения выше по сравнению с вдуванием смеси CaO+Mg.

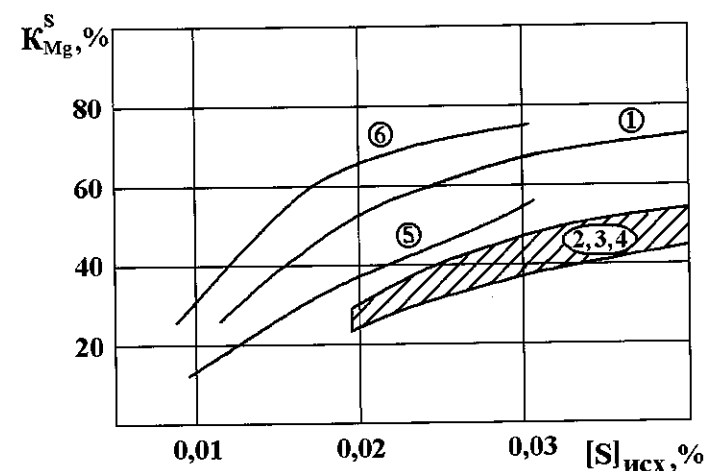


Рис. 9.1. Изменение коэффициента использования магния на серу (K_{Mg}^S) при десульфурации чугуна по различным технологиям на ряде металлургических предприятий (конечное содержание серы в чугуне 0,005–0,007 %):

- 1 – процесс на концерне "Шоуган" (КНР), вдувание азотом гранулированного магния;
- 2, 3, 4 – процессы вдувания азотом смеси CaO+Mg;
- 5 – процесс TSM "Baosteel" (КНР), вдувание смеси CaC₂+Mg;
- 6 – процесс на комбинате "Азовсталь" (опытно-промышленное опробование), вдувание аргоном гранулированного магния

Результаты научных и технологических разработок применены в автоматизированном аппаратно-технологическом комплексе глубокой десульфурации чугуна и скачивания шлака в заливочных ковшах конвертерного цеха. Эти разработки реализованы на ряде металлургических предприятий (КНР). Технология освоена в промышленном производстве низкосернистых сталей и заложена в комплексы реконструкции сталеплавильного производства меткомбинатов "Запорожсталь" и "Азовсталь".

На одном из китайских металлургических комбинатов [357] комплекс десульфурации и скачивания шлака включает следующие основные блоки (рис. 9.2): оборудование приема и раздачи магния; модуль-дозатор магния; подвижное устройство с погружаемыми фурмами; оборудование пробоотбора и замера температуры; стенд для скачивания шлака с системой улавливания и последующей очисткой отходящего дыма; чугуновозная самоходная тележка с гидрокантователем ковша; стенд с машиной скачивания шлака и шлаковой чашей; стенд для хранения и обслуживания фурм; система трубопроводов с запорной и регулирующей арматурой; система автоматизации и управления.

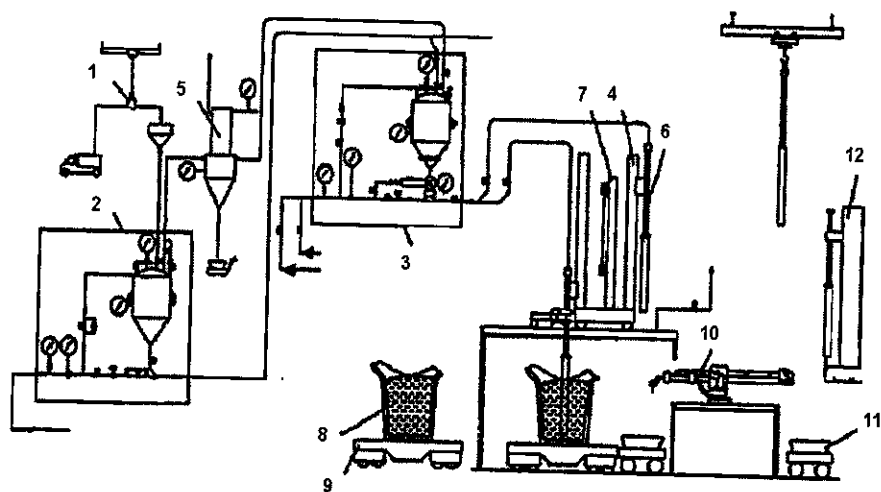


Рис. 9.2. Схема современного комплекса десульфурации чугуна: 1 - контейнер с магнием, 2 - загрузочный модуль, 3 - модуль-дозатор, 4 - фурменная установка, 5 - фильтр-осадитель, 6 - фурма, 7 - зонд, 8 - ковш с чугуном, 9 - чугуновоз, 10 - машина скачивания шлака, 11 - шлаковая чаша, 12 - стенд для обслуживания фурм

Модуль-дозатор обеспечивает строго запрограммированное вдувание магния в жидкий чугун. Интенсивность вдувания магния регулируется в пределах 0-18 кг/мин, погрешность дозирования не превышает 0,5%. Вду-

вание магния в чугун осуществляется через одну из погружаемых фурм. В зависимости от конкретных условий обработки применяются либо фурма с испарительной камерой на выходе, либо цилиндрическая фурма. Система автоматизации, промышленное телевидение и пульт управления реализуют автоматизированное программное управление всеми операциями в тесной связи с системой АСУ ТП всего сталеплавильного завода и других подразделений металлургического комбината.

Основные производственные и технологические показатели работы комплекса десульфурации чугуна:

Масса чугуна в ковше, т	79,0
Температура чугуна перед обработкой, °С	1290-1338
Содержание серы в чугуне, масс. %:	
до обработки	0,017-0,040
после обработки	0,003-0,007
Удельный расход магния, кг/т	0,32-0,50
Продолжительность вдувания магния, мин.	8
Количество шлака в ковше перед обработкой, % от массы чугуна	0,95-2,9.

Десульфурация чугуна вдуванием магния в смеси с известью в странах СНГ осуществляется в заливочных ковшах конвертерных цехов на НЛМК, НТМК, ОАО "Северсталь" и др., в 2008 г. планируется такие установки ввести в строй на Алчевском и Мариупольском им. Ильича металлургических комбинатах.

На ОАО "Северсталь" строительство установки десульфурации чугуна было завершено в 2003 году, оборудование было поставлено фирмой "ESM" (США) [359].

Десульфурация чугуна осуществляется в заливочных ковшах ёмкостью 350 тонн с помощью дозированной подачи мелкомолотой псевдоожиженной извести (на НТМК используется флюидизированная известь) собственного производства и покупного гранулированного, пассивированного магния в жидкий чугун.

Вдувание десульфураторов осуществляется методом комбинированной (совместной) инъекции через одну фурму. Система комбинированной инъекции состоит из одного инжектора для извести и одного для магния. Магний и известь хранятся в отдельных емкостях. Смешивание данных материалов происходит в процессе инжектирования. Инжекционная фурма представляет собой металлическую трубу, внутри которой располагается труба меньшего диаметра, по которой подаются десульфураторы. Часть фурмы, которая погружается в жидкий чугун, снаружи покрыта жаростойким бетоном. Продувочная фурма удерживается в вертикальном положении и перемещается в положение продувки при помощи специального механизма. Управление работой механизма подъёма и опускания фурмы, на-

полнением инжекторов материалами (магнием и известью), взвешивание материалов в инжекторах, дозированное инжектирование их в чугуи, контроль за давлением газа в инжекторах, работой рабочих и аварийных клапанов осуществляется в автоматическом или ручном режиме.

Применение комбинированной инжекции позволяет изменять соотношение компонентов (извести и магния) в смеси в пределах минимальных (2:1) и максимальных (3:1) показателей. Количество подаваемых материалов в ковш определяется в зависимости от имеющегося начального содержания серы, заданного для конкретной марки стали конечного содержания серы в чугуне и массы чугуна в ковше. После расчета необходимого количества десульфураторов они инжектируются в чугуи. Продолжительность продувки при этом колеблется в пределах 4–7 минут, а расход материалов составляет: известь 36–54 кг/мин, магний 12–20 кг/мин. При необходимости (в случае когда не достигли требуемого содержания серы), может производиться додувка чугуна порошкообразными реагентами в течение 1–2 минут и замером окончательного содержания серы и температуры чугуна. По окончании скачивания шлака процесс десульфурации считается завершенным и чугуи с заданным содержанием серы подается к одному из трех конвертеров.

Стоимость современного комплекса десульфурации методом вдувания магния с эффективной газоочисткой при объеме обрабатываемого чугуна 3–4 млн. тонн/год по различным оценкам составляет 10–40 млн. долл. США [360–362]. Из них стоимость газоочистных сооружений составляет более половины суммы.

Как уже отмечалось в современных конвертерных цехах при необходимости систематической обработки больших масс чугуна экономически оправдано применение инжекционной технологии, несмотря на большие капитальные вложения при строительстве отделений десульфурации. В условиях же периодической обработки сравнительно небольшого количества металла может быть оправдано использование технологии десульфурации чугуна порошковой магнийсодержащей проволокой. В последние годы такая технология используется на некоторых металлургических заводах [363–366].

Каждый из этих способов (вдувание и проволока) имеет преимущества и недостатки и эффективность того или иного способа должна рассчитываться для конкретных условий и целей обработки данного предприятия. Сопоставление эффективности любых технологий обычно предусматривает системный подход, заключающийся в комплексной оценке капитальных и эксплуатационных затрат, экологических аспектов и необходимых средств очистки отходящих газов, снижения температуры чугуна при обработке, затрат на реагенты и другие материалы, организационные и вспомогательные работы и т.д.

Для реализации способа вдувания необходимо громоздкое дорогостоящее оборудование, включающее систему бункеров, пневмотранспортные коммуникации, наличие значительных площадей для установки этого оборудования, участков хранения гранулированного магния в пожаробезопасном исполнении, огнеупоров и огнеупорных масс, сборки фурм и их сушки, газового хозяйства и соответствующего персонала для обслуживания этих участков. При вдувании магния ковш можно заполнять только на 70–75 % объема, при этом интенсивность пылегазовыделений из ковша примерно в два раза выше, чем при вводе порошковой проволоки, что требует газоочистки большей мощности.

Десульфурация чугуна вдуванием магния через фурму развивается уже более 30 лет, что позволило выработать и установить оптимальные параметры технологии [368–371]. На металлургическом комбинате "Азовсталь", согласно технической документации, в отделении десульфурации чугуна при снижении содержания серы с 0,024–0,030 % до уровня 0,010 % и ниже удельный расход магния составляет 0,55 кг/т, затраты на десульфуратор 1,76–2,2 долл. США/т [372]. В настоящее время наиболее эффективным и экономичным считается применение для продувки магния в чистом виде, в частности, такая технология внедрена с помощью украинских специалистов на Уханьском металлургическом комбинате (КНР), где получены наилучшие технологические показатели для технологий вдувания магния [357].

Сопоставление опубликованных результатов последних лет использования для десульфурации чугуна технологий вдувания магния и ввода его в виде порошковой проволоки говорит о том, что технологические показатели эффективности использования магния (степень десульфурации, коэффициент использования магния на удаление серы, степень усвоения магния и др.) практически идентичны. На рис. 9.3, 9.4 представлены величины коэффициента использования магния на удаление серы и зависимость изменения содержания серы в чугуне от удельного расхода магния для различных технологий десульфурации чугуна [373–377].

Из представленных данных видно, что в промышленном производстве использование различных магнийсодержащих порошковых проволок на разных предприятиях сопоставимо с реализованным на Уханьском металлургическом комбинате процессе обработки чугуна вдуванием гранулированного магния, который обеспечивает наиболее высокое усвоение магния среди всех известных инжекционных технологий. При использовании порошковых проволок мощность газоочистных сооружений может быть в 2–5 раз ниже и, соответственно, затраты на строительство будут значительно меньше.

Внепечная обработка чугуна порошковыми магнийсодержащими проволоками находит все более широкое применение на металлургических предприятиях.

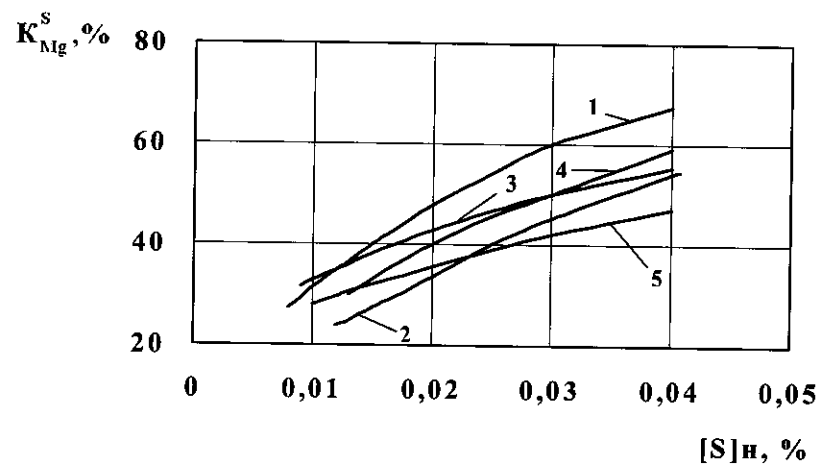


Рис. 9.3. Зависимость коэффициента использования магния на удаление серы K_{Mg}^S от начального содержания серы в чугунае $[S]_н$ при обработке чугуна различными способами (масса чугуна 100 т):

1 – вдувание гранулированного магния в ковши на Уханьском меткомбинате (КНР) [357]; 2 – вдувание смеси магния (20 %) с известью (80 %) на Уханьском меткомбинате (КНР) [357]; 3 – ввод порошковой проволоки с FeSiMg на меткомбинате им. Ильича [377]; 4 – ввод порошковой проволоки с магниюалюминиевым сплавом на заводе "Свободный Сокол" (масса чугуна 80 т) [376]; 5 – ввод порошковой магниисодержащей проволоки на ОАО "Тулачермет" (масса чугуна 80 т) [374]

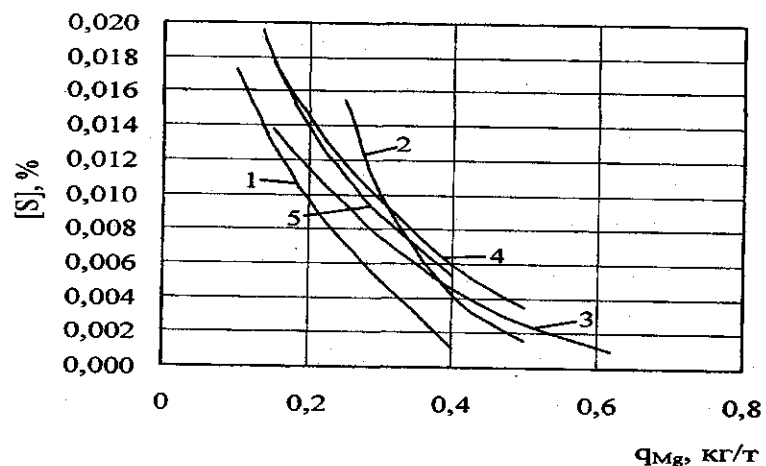


Рис. 9.4. Зависимость содержания серы в чугунае ($[S]$) от удельного расхода металлического магния (q_{Mg}) при начальном содержании серы 0,025% (обозначение цифр у линий те же, что и на рис. 9.3)

Эта технология не требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат, обеспечивает высокую эффективность десульфурации, стабильность результатов в соответствии с требованиями в условиях массового производства, значительное снижение вредных выбросов. В настоящее время данная технология используется на ОАО "Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича", ОАО "Тулачермет", ОАО "Липецкий металлургический завод "Свободный сокол" и др. предприятиях [129, 375–377].

На ОАО "Липецкий металлургический завод "Свободный сокол" внепечная обработка чугуна порошковой магниисодержащей проволокой задействована в технологическом цикле производства товарного чугуна и чугунных труб. В доменном цехе трайбаппарат установлен в районе разливочных машин. Десульфурации в 100-тонных ковшах подвергается товарный чугун, разливаемый в чушки в доменном цехе, а также чугун, передаваемый в труболитейный цех для дальнейшей доводки в индукционных печах и отливки труб. Конечное содержание серы в товарном чугуне зависит от производственной программы и может ограничиваться 0,050 %, 0,040 %, 0,030 %, 0,020 % или 0,010 %. Скорость ввода порошковой проволоки регулируется в зависимости от налива ковшей, температуры чугуна и количества шлака и составляет 1,5–2,5 м/с, температура обрабатываемого чугуна – 1320–1380°C.

В миксерном отделении труболитейного цеха в случае необходимости производится десульфурация в 30-тонных или 100-тонных (с последующими переливом в 30-тонные) ковшах для обеспечения содержания серы <0,012 %. Скорость ввода порошковой проволоки составляет 1,2–2,0 м/с, температура обрабатываемого чугуна – 1280–1360°C. Для десульфурации, в основном, используется магнииставролитовая проволока Ø10 мм, проведены также обработки с использованием проволоки с наполнением ферросиликомагниевого лигатурой.

В таблице 9.2 представлены технологические показатели внепечной десульфурации чугуна порошковыми проволоками с различными наполнителями в 30-тонных, 100-тонных и 140-тонных ковшах (данные по 140-тонным ковшам взяты из работы [377]).

Представленные данные показывают высокую эффективность процесса десульфурации при использовании магниисодержащей порошковой проволоки. Внепечная обработка чугуна магниюкремниевым сплавом значительно повышает эффективность использования магния. Степень усвоения магния для различных групп обрабатываемого чугуна ОАО ЛМЗ "Свободный сокол" составляет 90,2–98,0%; коэффициент использования магния на удаление серы K_{Mg}^S – 28,8–46,4; удельный расход магния на обработку при этом составлял 0,3–0,5 кг/т.

Коэффициент использования магния на удаление серы определяется

по следующему выражению:

$$\hat{E}_{Mg}^S = \frac{0,76(S_i - S_e) \cdot 1000}{q_{Mg}}, \quad (9.1)$$

где 0,76 – стехиометрический коэффициент; S_n – начальное содержание серы в чугунае, %; S_k – конечное содержание серы в чугунае, %; q_{Mg} – удельный расход магния, кг/т.

Таблица 9.2. Технологические показатели внепечной десульфурации чугуна порошковыми проволоками

Наименование показателей	Вид наполнителя проволоки					
	магний+ставролит			ферросиликомагний		
	емкость ковшей, т			емкость ковшей, т		
	140	100	30	140	100	30
Количество обработок, шт	3545	3155	3856	45	145	325
Масса чугуна в ковше, т	107,1	75,2	22,5	107,4	85,3	23,4
Исходное содержание серы в чугунае, %·10 ⁻³	22,3	26,8	24,6	19,0	32,6	26,0
Конечное содержание серы в чугунае, %·10 ⁻³	3,6	8,2	6,3	5,2	9,4	7,8
Степень десульфурации, %	83,9	69,4	74,4	72,6	71,8	70,0
Удельный расход Mg на обработку, кг/т	0,52	0,49	0,48	0,25	0,38	0,30
Коэффициент K_{Mg-S} , %	27,4	28,8	28,9	42,0	46,4	46,1
Степень усвоения магния, %	89,5	90,2	90,5	96,0	97,5	98,0

Эффективность процесса десульфурации чугуна магнием оценивается также по степени усвоения магния:

$$\beta_{dec} = \frac{q_{MgS} + q_{Mg\dot{m}o} + q_{Mgi} + q_{Mg_3N_2}}{q_{Mg}}, \quad (9.2)$$

где q_{MgS} – магний, связываемый серой и удаляемый с ней из расплава; $q_{Mg\dot{m}o}$ – магний, остающийся в растворе; q_{Mgi} – магний, расходуемый на раскисление чугуна; $q_{Mg_3N_2}$ – магний, израсходованный на образование нитридов.

На эффективность использования магния существенное влияние оказывает начальное содержание серы, требуемое конечное содержание серы, химический состав чугуна. Как известно, в чугунае присутствует кислород (до 0,01%) и вначале обработки чугуна магнием в количестве 0,15–0,20 кг/т

в основном расходуется на связывание кислорода и снижение содержания серы малозаметно. После завершения этапа раскисления зависимость содержания серы от количества введенного магния носит практически линейный характер до концентрации серы 0,025 %, при этом на данном этапе в чугунае с высокой исходной серой коэффициент использования магния на серу (K_{Mg}^S) достигает 60–70 %. В чугунах с более низким содержанием серы (ниже 0,025 %) одновременно с обессериванием начинается насыщение расплава магнием, и зависимость становится криволинейной, что связано с условиями равновесия магния и серы в чугунае: чем меньше концентрация серы – тем больше концентрация магния. При соблюдении оптимальных параметров технологии расход магния для удаления 0,01 % серы при ее начальном содержании 0,020 % и выше для обычного чугуна составляет 0,30–0,35 кг/т. При обработке чугуна с меньшим исходным содержанием серы и при получении конечного содержания серы менее 0,005 % удельный расход магния резко возрастает.

Как уже отмечалось ранее, с понижением концентрации серы в чугунае растет удельный расход десульфураторов на ее удаление. Поэтому от масштабов и глубины обессеривания чугуна зависит эффективность применения внепечной десульфурации. Этот показатель может быть повышен при рациональном использовании чугуна после его обработки и учета результатов десульфурации для определения оптимальных параметров сталеплавильного передела.

По отчетным данным за 2006 г. при содержании исходной серы в чугунае 0,050–0,100% расход порошковой проволоки на десульфурацию в доменном цехе ОАО ЛМЗ "Свободный сокол" составляет 4,2 кг/т, при этом степень десульфурации находится на уровне ≈ 50%, а снижение содержания серы происходит в среднем на 0,030–0,035%. При таком расходе проволоки стоимость удаления 0,01% [S] магниесодержащей порошковой проволокой составляет 1,2–1,5 долл. США на одну тонну обрабатываемого чугуна при расходах проволоки для удаления 0,02% серы и более [365].

В то же время в 2006 г. на ОАО "Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича" при нормативном расходе магнийставролитовой порошковой проволоки 8,7 кг/т чугуна затраты на десульфурацию составляют 5,6–6,25 долл. США/т (при стоимости десульфуратора в пределах 90–95% суммарных затрат на обработку) [378]. При этом массовая доля серы в предназначенном для десульфурации чугунае в основном находилась в пределах 0,009–0,015%, а после десульфурации не превышала 0,004–0,005%. То есть получается, что для удаления 0,01% серы при обработке низкосернистого чугуна на ОАО "Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича" затраты примерно в 4 раза выше чем на ОАО Липецкий металлургический завод «Свободный сокол» при обработке высокосернистого чугуна с учетом того, что на ОАО "Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича" имеется собственное производство порошковых прово-

лок, и стоимость магнийставролитовой проволоки для собственных нужд обходится на 15–20% дешевле чем со стороны.

Здесь следует отметить, что в первые годы функционирования отделения десульфурации чугуна на ОАО "Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича" производство десульфурованного чугуна составляло порядка 100 тыс. т в год (2–3% от всего объема производства чугуна), при этом расход проволоки был ниже (по отчетным данным за 1996 г. – 4,6 кг/т чугуна), массовая доля серы в исходном чугуне составляла в среднем 0,018%, после десульфурации – 0,006%, использовалась проволока производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» [377, 379, 380]. Таким образом, получается, что в настоящее время расход проволоки на 89% выше, при этом конечное содержание серы практически одинаковое, а исходное содержание серы сейчас ниже на 50%, что требует значительных затрат в доменном производстве для обеспечения такого низкого содержания серы в доменных печах. По-видимому, оптимальным будет комплексный учет затрат на получение низкосернистого чугуна в доменных печах, удаление серы в отделении десульфурации чугуна и производство низкосернистой стали из десульфурованного чугуна. При этом следует учитывать затраты на удаление 0,001% серы на каждом переделе.

Сейчас на ОАО "Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича" производится около 1 000 тыс. т десульфурованного чугуна в месяц (около 25% от общего количества). Поэтому для снижения эксплуатационных затрат на десульфурацию рассматривается техническое предложение фирмы "ESM" (США) о строительстве ОДЧ в кислородно-конвертерном цехе с десульфурацией чугуна продувкой смесью порошкообразной извести и гранулированного магния в соотношении (3,5–4):1 [378, 381]. Обработку предполагается выполнять в 140-тонных чугуновозных ковшах при массе обрабатываемого чугуна 80–100 т. Ожидается, что затраты на десульфурацию чугуна продувкой смесью порошкообразной извести и гранулированного магния могут составить 2,03–2,41 долл. США/т.

В работе [378] выполнена обработка результатов использования для десульфурации чугуна порошковой проволоки с наполнением ферросиликомагниевого лигатурой (ФСМг17) [382–384]. Обработка, производившаяся с использованием пакета прикладных программ "Statgraphics Plus 3", показала, что из имеющихся в пакете статистических моделей зависимость степени десульфурации от удельного расхода магния точнее других описывает модель типа "Logistic" вида

$$\beta_s = \frac{\exp(-1,30195 + 7,7002 \cdot q_{Mg})}{1 + \exp(-1,30195 + 7,7002 \cdot q_{Mg})}, \quad (9.3)$$

где β_s – степень десульфурации чугуна, доля единицы; q_{Mg} – расход магния, кг/т чугуна.

При найденных значениях коэффициентов в уравнении (9.3) коэффициент корреляции $R = 0,6784$ (рис. 9.5, [378]). Расчеты согласно уравнению (9.3) показывают, что для понижения концентрации серы в чугуне от 0,015% до 0,004–0,005% необходим расход магния 0,28 кг/т.

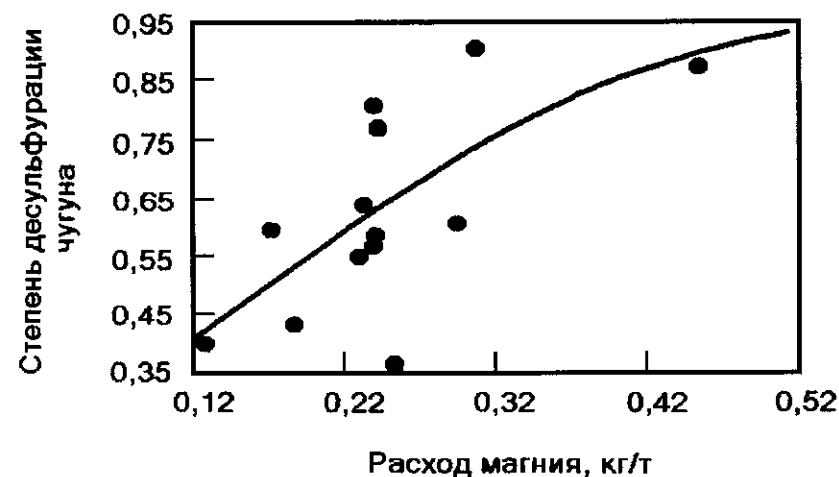


Рис. 9.5. Зависимость степени десульфурации чугуна (доли единицы) от удельного расхода магния при обработке порошковой проволокой с ферросиликомагниевого лигатурой (ФСМг17)

При использовании для десульфурации порошковой проволоки производства ОАО «Завод "Универсальное оборудование"» с наполнением ферросилицием и магнием (характеристики проволоки приведены в таблице 4.1) ее расход при таком расходе магния составит 1,49 кг/т, а затраты на десульфурацию – 2,0 долл. США/т, то есть будут ниже чем предполагаемые затраты на десульфурацию чугуна продувкой смесью порошкообразной извести и гранулированного магния.

Эффективность использования такой проволоки не уступает результатам, показанным в работах [382–384], а по некоторым показателям превосходит их [364–366].

Таким образом, использование для внепечной десульфурации чугуна порошковой проволоки с различными наполнителями не требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат, обеспечивает высокую эффективность десульфурации, стабильность результатов в соответствии с требованиями в условиях массового производства, экономичность и технологичность процесса, значительное снижение вредных выбросов.

В условиях периодической обработки сравнительно небольшого количества металла в основном оправдано использование технологии десульфурации чугуна порошковой магниесодержащей проволокой. При необходимости систематической обработки больших масс чугуна экономи-

чески оправдано применение инъекционной технологии, несмотря на большие капитальные вложения.

9.3. КОМПЛЕКСНОЕ ВНЕПЕЧНОЕ РАФИНИРОВАНИЕ ЧУГУНА

В настоящее время, когда основная часть стали выплавляется с применением кислорода, стабилизация состава чугуна является единственной задачей, которая решается путем внепечного удаления кремния из чугуна и может дать положительный экономический эффект в результате сокращения количества плавок с додувками и повышения производительности сталеплавильных агрегатов. По литературным данным, даже только одна операция десиликонизации чугуна при помощи технического кислорода способствует повышению производительности сталеплавильных агрегатов примерно на 15 % [350].

Обескремнивание чугуна производится либо с целью проведения конвертерного процесса по малошлаковой технологии, либо как операция, предшествующая дефосфорации. Установлено, что степень дефосфорации чугуна при снижении в нем содержания кремния с 0,34–0,50 % до уровня менее 0,05 % повышается с 18,7 до 80 % и более [385].

Работы по десиликонизации чугуна получили наиболее интенсивное развитие в 50-х годах. Кремний удалялся при обработке чугуна кислородом на желобе доменной печи, в активном и неактивном миксерах, в чугуновозных ковшах при их наполнении на литейном дворе или перед заливкой металла в миксер, в заливочных ковшах [386].

В зависимости от выбора места обработки чугуна определялся и вариант технологии его обескремнивания: либо подача окислителя на поверхность жидкого чугуна с последующим перемешиванием, либо ввод окислителя в объем расплава в миксерных, чугуновозных или заливочных ковшах. В качестве окислителя использовались твердые оксиды, например, окалина и технический кислород.

Были проведены опыты по замене при десиликонизации чугуна оксидов железа на оксиды марганца, которыми была установлена возможность снижения содержания кремния на 0,2–0,3 % при одновременном повышении концентрации марганца в чугуне на 0,5–0,8 % [387].

С технологической точки зрения обработка чугуна на выпускном желобе не требует дополнительных затрат времени, поэтому при высоком содержании кремния (более 0,4 %) ее применение целесообразно.

Промышленными опытами показана возможность одновременных процессов десиликонизации и десульфурации большого количества чугуна в неактивном миксере, оборудованном двумя сводовыми водоохлаждаемыми фурмами. При массовом внедрении такого метода требуется устранение интенсивного пылевыведения и ускоренного износа кладки миксера,

который происходит под воздействием брызг чугуна и агрессивного шлака.

Наиболее простым агрегатом для рафинирования чугуна является чугуновозный ковш. При вдувании технического кислорода в чугун с удельным расходом около 6,5 м³/т содержание кремния в расплаве понижается с 0,7 до 0,4 %. Для удаления из 1 т чугуна такого количества кремния теоретически необходимо ввести в расплав не более 2,4 м³ кислорода. Повышенный более чем в 2 раза удельный расход кислорода обусловлен его расходом на окисление марганца, углерода и железа. Лишь при содержании кремния более 1 % удельный расход кислорода близок к теоретическому и составляет 0,84 м³/кг окисленного кремния.

На металлургическом комбинате "Азовсталь" в опытах по удалению кремния из фосфористого чугуна в чугуновозном ковше в струю кислорода добавлялся пар для уменьшения пылевыведения при продувке. Степень удаления кремния составила 54 %, марганца – 37 %, серы – 13,7 %. При этом температура чугуна повысилась в среднем на 30 °С, содержание фосфора практически не изменилось. Угар примесей при продувке нефосфористого чугуна был аналогичным. Использование обработанного кислородом чугуна в мартеновской плавке позволило сократить ее длительность на 45 мин при выплавке кипящей стали и на 70 мин при выплавке рельсовой, что способствовало увеличению производительности печи на 8 %.

Наибольшее развитие процесс предварительного обескремнивания получил в Японии.

Чтобы обеспечить массовое производство высококачественных сталей на заводе в Кимицу (Япония) в 1982 г. был разработан отдельный процесс рафинирования чугуна, который состоял из двух стадий: из предварительной обработки чугуна на желобе доменной печи для удаления кремния и в ковше миксерного типа для удаления фосфора и серы [388]. В конце 80-ых годов на заводах в Кобе, Нагое и Кашиме был освоен процесс предварительной обработки чугуна в конвертере, который оказался более производительным благодаря возможности подачи в чугуновый расплав большего количества кислорода, сильному перемешиванию и меньшему вытеканию шлака и металла из конвертера. Кроме того, обеспечивается большая возможность для плавления лома, для наведения шлака и его повторного использования при дефосфорации в связи с меньшей основностью шлака. Процесс оптимального рафинирования, в котором используется конвертер, получил широкое распространение на заводах фирм "Nippon Kokan" и "Nippon Steel Corporation".

В процессе оптимального рафинирования с дополнительным конвертером всего используется два конвертера, причем один конвертер используется для дефосфорации и еще один – для обезуглероживания. Фирма "Nippon Steel Corporation" усовершенствовала этот процесс [389], введя не-

сколько технологических операций рафинирования в следующей последовательности:

- удаление кремния и дефосфорация в конвертере;
- выпуск шлака;
- обезуглероживание в том же конвертере;
- повторное использование оставшегося горячего шлака при подаче

следующей порции шихты.

Проведенные эксперименты с использованием конвертера емкостью 8 тонн показали возможность высокоскоростного рафинирования, и уменьшения расхода извести благодаря применению высокоэффективной операции дефосфорации при низкой основности шлака.

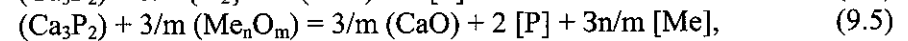
Обобщая различные способы десиликонизации чугуна, можно сделать вывод о том, что в реальных условиях степень удаления кремния колеблется от 40 до 70 %. Температура чугуна при обработке его твердыми оксидами снижается на 20–40 °С при удалении кремния с 0,4–0,5 до 0,2 %, а при обработке газообразным кислородом повышается на 30–50 °С. Все способы десиликонизации чугуна требуют снижения наполнения ковшей на 10–15 %.

Получение в домне чугуна с содержанием кремния ниже 0,2 %, которое требуется для дальнейшей его обработки с целью дефосфорации и десульфурации, связано с необходимостью применения в доменной плавке качественных сырых материалов, прежде всего, агломерата, что в условиях металлургических предприятий Украины не осуществимо без очень больших финансовых вложений на реконструкцию аглофабрик. Поэтому на украинских заводах наиболее перспективным процессом обескремнивания чугуна, содержащего 0,8–1,4 % кремния, является глубокое вдувание газообразного кислорода в наполненный чугуном заливочный ковш, что позволяет максимально повысить его температуру перед конвертерной плавкой и избежать увеличения расхода жидкого чугуна, характерного для способов десиликонизации твердыми окислителями.

Учитывая, что десиликонизация, как правило, сопровождается удалением марганца из чугуна и что переработка такого чугуна в конвертерах может производиться лишь при низких концентрациях серы, внепечное удаление кремния должно сочетаться с другими процессами рафинирования металла – десульфурацией и дефосфорацией. Если вопрос десульфурации чугуна в научном и техническом плане можно считать решенным, то вопрос внепечной дефосфорации чугуна изучен в меньшей степени, что обусловлено, в первую очередь, меньшим спросом на такую технологию.

Принципиально имеются две возможности удаления фосфора из чугуна – восстановительным и окислительным рафинированием. Процесс восстановительной дефосфорации может осуществляться при низком парциальном давлении кислорода флюсами типа CaC_2 – CaF_2 , CaO – CaF_2 или чистыми Ca и CaC_2 с образованием в результате взаимодействия соединений

типа Ca_3P_2 [390]. Для успешного протекания процесса дефосфорации необходимо обеспечить высокую активность кальция в металле и низкую активность Ca_3P_2 в шлаке. В процессе восстановительной дефосфорации из-за высокой стабильности оксида кальция существует опасность обратного перехода фосфора в результате реакций:



где Me – кремний, магний, алюминий и другие металлы, сродство к кислороду у которых меньше, чем у кальция.

Существенные недостатки этого процесса – низкая степень использования дефосфоратора (около 3 %), высокая вероятность ресульфурации и образования токсичного газа (фосфина) послужили причиной ограниченных масштабов использования восстановительной дефосфорации.

Более широкое развитие получила окислительная дефосфорация. В основе этого процесса лежит реакция взаимодействия железоуглеродистого расплава с кислородом в результате чего образуется пятиоксид фосфора, который связывается основными оксидами в устойчивые соединения – фосфиды кальция и натрия. Реализация процесса окислительного рафинирования чугуна зависит от термодинамических возможностей протекания реакций и окислительных условий в системе. Термодинамическая возможность окисления компонентов чугуна, которая определяет в значительной степени скорость реакции, рассчитывается путем сравнения кислородных потенциалов газовой фазы ($KП_g$), шлака ($KП_{ш}$) и оксидов рассматриваемых примесей ($KП_{(Э_nO_m)}$). Кислородный потенциал образующихся оксидов примесей металла определяется выражением [391]

$$KП_{(Э_nO_m)} = \Delta G^\circ_{(Э_nO_m)} + RT \ln \frac{a_{(Э_nO_m)}}{a_{[Э]}^m} \quad (9.6)$$

и убывает с увеличением термодинамической устойчивости оксида, уменьшением его активности в шлаке и увеличением активности элемента примеси в расплаве металла. Термодинамические условия окисления компонентов металла определяются превышением кислородного потенциала газовой фазы над кислородным потенциалом оксида. Условия окисления примесей чугуна в соответствии с рядом элементов по нормальному химическому сродству к кислороду описываются неравенством:

$$KП_{\text{Г}} > KП_{\text{Ш}} > KП_{(P_2O_5)} > KП_{(MnO)} > KП_{(SiO_2)} \quad (9.7)$$

При окислительном рафинировании наиболее термодинамически обусловленной вероятностью окисления обладает кремний. Он окисляется в первую очередь. В процессе окисления кремния по мере снижения его активности в металле повышается активность оксида кремния в шлаке, что в свою очередь снижает активность в шлаке оксидов железа и кальция. Снижение же активности оксида кальция ведет к повышению активности в шлаке оксида фосфора, что ухудшает дефосфорацию. Поэтому для про-

должения активного окисления фосфора необходимо при достижении низкой активности кремния в металле удалять из агрегата образовавшийся после обескремнивания шлак.

При десульфурации чугуна вместе с фосфором окисляется углерод. Например, при снижении концентрации фосфора в чугуне с 0,25 до 0,02 % количество окисленного углерода может составить около 0,5 %. Для подавления развития конкурирующей с реакцией дефосфорации реакции окисления углерода применяются активные шлаки, в которых низкая активность оксида фосфора обеспечивает возможность удаления фосфора при значительно меньшем окислительном потенциале.

При температуре расплава менее 1400 °С, характерной для чугуна, зависимость концентрации кислорода от содержания фосфора располагается ниже кривой для углерода на всем концентрационном интервале. Это определяет благоприятные условия дефосфорации при относительно невысокой активности кислорода в расплаве, но активном шлаке, контактирующем с металлом. Процесс дефосфорации чугуна, как правило, осуществляется при парциальном давлении кислорода 10^{-13} – 10^{-11} атм, которое обеспечивается вводом в шлак оксидов железа или продувкой расплава содой или газокислородной смесью.

При окислительном рафинировании чугуна от фосфора возможно протекание процесса рефосфорации. Для его предотвращения добавляется порциями окислитель, что позволяет по ходу обработки поддерживать высокий окислительный потенциал, повышая тем самым степень десульфурации.

Важное значение на всех этапах рафинирования имеет сорбционная способность шлака по отношению к соединениям серы и фосфора. Такой универсальной характеристикой шлака является сульфидная и фосфатная емкости, определяемые соотношениями:

$$C_{S^{2-}} = (\%S^{2-}) \cdot [a_O] / [a_S], \quad (9.8)$$

$$C_{PO_4^{3-}} = (\%PO_4^{3-}) / [a_P] \cdot [a_O]^{5/2} \quad (9.9)$$

По данным работы [392] из двух типов рафинирующих шлаков, доступных для массовой металлургии CaO–SiO₂ и Na₂O–SiO₂, более высокой сульфидной и фосфатной емкостью обладают шлаки типа Na₂O–SiO₂. Данные расчета равновесных содержаний фосфора и кислорода в металле подтверждают, что фосфат натрия является более стабильным продуктом реакции окисления, чем фосфат кальция.

Наряду с термодинамическими условиями протекания процессов рафинирования металла большое значение для достижения конечного результата имеют кинетические условия процесса. Из двух типов шлакообразующих смесей в большей степени требованиям кинетических условий отвечают смеси на основе соды, поскольку образующиеся из них шлаки имеют низкую температуру плавления, при температуре рафинируемого

чугуна жидкоподвижные и обеспечивают более полное протекание диффузионных процессов.

Сравнению эффективности рафинирования чугуна шлаками на основе кальцинированной соды и извести посвящено большое количество работ, в которых показано, что, если процесс удаления фосфора одинаково эффективен для случая применения любого из указанных шлаков, то при десульфурации известковыми шлаками коэффициент распределения серы составляет всего одну двадцатую часть этой величины для содистых шлаков. Это, по-видимому, связано с более высокой стабильностью Na₂S по сравнению с CaS, которая определяется, как разность свободной энергии реакций образования сульфида и оксида соответствующих металлов.

С позиций сравнения технико-экономических показателей содистый шлак оказывается более дорогим, вызывает повышенный износ футеровки агрегатов, отрицательно воздействует на экологию окружающей среды.

Двухстадийная комплексная обработка чугуна осуществляется в конвертере LD–ОРР. Рафинирующие материалы последовательно вдуваются азотом через донные фурмы с расходом дефосфорирующей смеси до 300 кг/мин и десульфураторной до 700 кг/мин. Компонентами десульфураторной смеси являются известь и кальцинированная сода. Процесс окисления углерода проводится в LD–ОВ–конвертере.

При трехстадийном рафинировании чугуна десиликонизация производится на желобе доменной печи, одновременная дефосфорация и десульфурация – на специальных установках, а обезуглероживание – в самом конвертере. Для совместной дефосфорации и десульфурации частично используется кальцинированная сода. После обработки из шлака извлекается около 30 % соды, которая возвращается в рафинировочный процесс.

На отечественных металлургических предприятиях нет установок для комплексной обработки чугуна, а уже сооруженные для внепечной десульфурации чугуна не всегда используются на полную мощность. Различные варианты комплексной обработки чугуна, реализованные в странах с развитой металлургией, разработаны с учетом специфических условий данных предприятий, поэтому не могут быть эффективно использованы на предприятиях Украины. Так, на заводах той же Японии при комплексной обработке чугуна допускается существенное снижение его температуры, что является основной причиной невозможности переноса этой технологии на отечественные предприятия.

На различных металлургических заводах, в зависимости от сложившихся цен на рафинирующие реагенты, требуемой глубины десульфурации и дефосфорации, сортамента производимой металлопродукции, а также условий для реализации комплексной обработки чугуна используются различные технологии с применением различных реагентов.

Для промышленной реализации процесса комплексного рафинирования передельного чугуна предлагается [393] двухэтапная его обработка

(предварительная десиликонизация, а затем десульфурация и дефосфорация) с промежуточным скачиванием шлака. На первом этапе обработки используется кусковой плав соды с подачей его питателем в чугуна на выпускном желобе доменной печи, а на втором – диспергированный плав соды с подачей его в ковш с чугуном в струе кислорода через погружную фурму. Предварительное обескремнивание металла рекомендуется осуществлять до уровня 0,1–0,2 % Si с удельным расходом плава соды на удаление каждой 0,1 % Si 5 кг/т чугуна. Десульфурацию и дефосфорацию необходимо производить при следующих параметрах инжектирования частичек плава соды:

- удельный расход реагента 20 кг/т чугуна;
- интенсивность подачи газообразного кислорода 150–250 м³/ч;
- продолжительность вдувания реагента до 15 мин.

При всех известных достоинствах чугуна с низким содержанием кремния, фосфора и серы использование его в конвертерном переделе сопряжено с одним существенным недостатком – увеличением доли чугуна в металлошихте, которое может привести к росту себестоимости стали. Поэтому для внедрения технологии комплексного рафинирования чугуна требуется в каждом конкретном случае технико-экономическое обоснование эффективности использования такого чугуна.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Производство и потребление основных видов продукции в черной металлургии. Использование производственных мощностей. Ввод новых мощностей. Капитальные вложения // ОАО "Черметинформация". Информация руководителю. 2007. № 3. С. 10–16.
2. Смирнов А.Н., Сафонов В.М., Дорохова Л.В. и др. Металлургические мини-заводы. – Донецк: Норд-Пресс, 2005. – 469 с.
3. Юзов О.В., Седых А.М. О развитии мирового рынка стали // Сталь. 2003. № 8. С. 81–85.
4. Шимкович В. Мировое производство стали продолжает увеличиваться // Металлы мира. Международное обозрение. 2003. № 8. С. 18–24.
5. 60 лет кислородно-конвертерному процессу производства стали в России // Сборник статей под ред. Шахпазова Е.Х. – М.: Интерконтакт Наука, 2006. – 384 с.
6. Смирнов А.Н. Развитие конвертерного производства стали в мире // Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век. Труды международной научно-технической конференции (31 октября–2 ноября 2006 г.). – Донецк: ДонНТУ, 2007. С. 28–44.
7. Югов П.И. Современное состояние практики конвертерного производства и основные направления его развития // Труды восьмого конгресса сталеплавателей (г. Нижний Тагил, 18–22 октября 2004 г.). – М.: ОАО Черметинформация, 2005. С. 77–79.
8. Рашников В.Ф., Тахаутдинов Р.С., Дьяченко В.Ф. Научно-обоснованные способы достижения в ККЦ ОАО ММК годового производства 10 млн т стали // Сталь. 2006. № 9. С. 15–18.
9. Ефименко Г.Г., Постижено В.К. Состояние и векторы развития электросталеплавильного производства Украины // Современная электрометаллургия. 2007. № 1. С. 46–50.
10. Кудрин В.А. Современные конвертерные технологии и проблемы ресурсосбережения // Сталь. 2006. № 10. С. 17.
11. Воронов В.Ф., Воронова Г.П., Шалимов Г.А. Сталеплавильное производство на пороге третьего тысячелетия // Приложение № 7 к журналу "Новости черной металлургии за рубежом". – М.: АО Черметинформация, 2000. – 56 с.
12. Лякишев Н.П., Николаев А.В. Металлургия стали на пороге третьего тысячелетия // Электрометаллургия. 2002. № 1. С. 3–13.
13. Зайцев О. Настоящее и будущее электродуговых печей // Металлы мира. Международное обозрение. 2000. № 5. С. 13–19.
14. Еланский Д.Г. Тенденции развития электросталеплавильного производства // Электрометаллургия. 2001. № 5. С. 3–14.
15. Смирнов А.Н., Минц А.Я., Гиниятуллин Р.В. Исследование характе-

- ра износа футеровки агрегата "ковш-печь" в условиях современного мини-металлургического завода // *Электromеталлургия*. 2001. № 3. С. 26–29.
16. Бахчев Д.Н., Прохоренко В.П., Замалетдинов Р.С., Шкуропат И.Л. Обзор рынка черных металлов в России и перспективы его развития // *Металлург*. 2006. № 10. С. 13–16.
 17. Юсфин Ю.С., Архипов Н.А., Черноусое П.И., Неделин С.В. Оценка энергоэффективности производства черной металлургии в современных условиях // *Сталь*. 2000. № 5. С. 88–94.
 18. Смоляренко А.В., Уточкин Ю.И., Смоляренко В.Д., Бруман Ю.С. Инновационные особенности и инвестиционная привлекательность электromеталлургических мини-заводов // *Электromеталлургия*. 2000. № 10. С. 3–22.
 19. Юзов О.В., Седых А.М. Мировые тенденции развития мини-заводов // *Электromеталлургия*. 2000. № 6. С. 2–6.
 20. Юзов О.В. К вопросу об экономической эффективности металлургических заводов небольшой мощности // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. 1984. № 3. С. 119–123.
 21. Нестеров Д.К., Сапрыгин Х.М., Клепанда В.В. Малые металлургические заводы. – Х.: "Стас", 1999. – 207 с.
 22. Филипп Ю.А. Современное состояние и развитие охраняющей среды в черной металлургии // *Черные металлы*. 2000. № 9. С. 26–35.
 23. Смирнов А.Н., Сафонов В.М. Развитие электromеталлургии в Украине // *Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век. Труды международной научно-технической конференции (31 октября-2 ноября 2006 г.)*. – Донецк: ДонНТУ, 2007. С. 13–19.
 24. Хеми М., Коллер Ф., Пауль Г., Нубер Й. Сверхмощная ДСП на мини-заводе Бадише Штальверке // *Электromеталлургия*. 2000. № 12. С. 10–17.
 25. Дукмасов В.Г., Агеев Л.М. Состояние и развитие технологий и оборудования в мировой металлургии // *Справочник под ред. Вяткина Г.Л.* – Челябинск: ЮУрГУ, 2002. – 187 с.
 26. Гонзалес Р., Педроза М.А., Херрера М., Бергман К. Двухэлектродные дуговые сталеплавильные печи постоянного тока фирмы Danieli – новое поколение сверхмощных дуговых печей // *Электromеталлургия*. 2000. № 4. С. 2–7.
 27. Рамирес М., Алексис Д., Трапага Г. и др. Перемешивание расплава в дуговой печи постоянного тока // *Новости черной металлургии за рубежом*. 2002. № 3. С. 54–57.
 28. Wunshe E.R., Simcoe R. Electric arc furnaces steelmaking with quasisubmerged arcs and foamy slags // *Iron and Steel Engineer*. 1984. № 4. С. 35–42.
 29. Alameddine S., Bowman B. Arc stability in DC furnace during the meltdown phase // *MPT International*. 2001. № 1. С. 42–48.
 30. Люкхолф Д., Бок М., Грейначер Д. и др. Повышение производительности электродуговых печей на фирме "Badische Stahlwerke GmbH" // *Новости черной металлургии за рубежом*. 2003. № 1. С. 37–38.
 31. Фридрих К., Егер Х., Виммер К. и др. Первый в мире графитовый электрод диаметром 800 мм для электродуговой печи постоянного тока // *MPT*. 2003. С. 16–25.
 32. Лопухов Г.А. Эволюция электросталеплавильного производства к 2010 году // *Электromеталлургия*. 2002. № 5. С. 2–3.
 33. Закамаркин М.К., Беспалько В.И., Храмов В.В., Мураховский И.М. Освоение дуговой печи постоянного тока // *Сталь*. 2000. № 4. С. 32–34.
 34. Вистнер М., Харт Л. Система защиты коммутационной аппаратуры и трансформаторов на электродуговой печи постоянного тока, не требующая обслуживания // *MPT*. 1996. С. 18–27.
 35. Подогреватель лома VERTICON (реф.) // *Электromеталлургия*. 2000. № 5. С. 47.
 36. Новая система предварительного подогрева лома для электродуговых печей (реф.) // *Новости черной металлургии России и зарубежных стран*. 2000. № 3 (23). С. 45–46.
 37. The Danarc Plus M2 for Acciaierie Bertoli Safau (ABS) // *DaNews*. 1998. П. 116. Julu. С. 2–3.
 38. Haissig M., Genter R.B., Villemin B. Hot Metal in EAFs // *AISE Steel Technology*. 2002. March. С. 41–48.
 39. Современный мини-завод "Huta Czestochowa" (Польша) (реф.) // *Металлург*. 1998. № 7. С. 39.
 40. Смирнова Е.Ю., Миронова А.Н. Использование тепла отходящих газов ДСП для подогрева шихты // *Электromеталлургия*. 2003. № 10. С. 13–19.
 41. Егоров А.В. Об эффективности использования альтернативных источников тепловой энергии в дуговых сталеплавильных печах // *Сталь*. 1997. № 3. С. 27–31.
 42. Energy Recovery for EAF Shops // *Mannesmann Demag: Проспект фирмы*. 1987. – 6 с.
 43. Андоньев С.М., Райковский Ю.Б., Филиппев О.В., Шиндарева К.Я. Испарительное охлаждение мартеновских печей. – Харьков: ГНТИЛЧЦМ, 1957. – 250 с.
 44. Андоньев С.М. Испарительное охлаждение металлургических печей. М.: Металлургия. 1970. – 424 с.
 45. Бетцихе В., Брод Х., Фите Г.-Ю., Вендт П. Опыт эксплуатации дуговой печи сверхвысокой мощности на заводе фирмы Крупшталль в Бохуме // *Черные металлы*. 1984. № 3. С. 3–9.

46. Нагель Ф.-И., Гириг Х. Система охлаждения дуговой печи на заводе фирмы Тиссен Нидеррейн в Оберхаузене // Черные металлы. 1984. № 3. С. 10–12.
47. Предварительный подогрев скрапа на заводе фирмы "Бадишештальверке" // В. Денинг, К.-Х. Кляйн, Г. Пауль и др. // Черные металлы. 1984. № 2. С. 10–13.
48. Сиддики Ф., Коломота В.Н., Пильчук Р.Н. Дуговая сталеплавильная печь с системой "Данарк" и современная технология электроплавки // Сталь. 2003. № 11. С. 43–45.
49. Бургманн В., Лурье В., Рот Жю-Л. Технологии загрузки современных электродуговых печей // Сталь. 1999. № 4. С. 19–22.
50. Еланский Д.Г. Высокие технологии производства стали в дуговых печах на мини-заводе BSW // Электрометаллургия. 1999. № 6. С. 11–12.
51. Печь "Contiarc" ("Конттиарк") – новая технология выплавки стали из лома // Новости черной металлургии за рубежом. 1996. № 4. С. 54–56.
52. Поволоцкий Д.Я. Основы технологии производства стали. – Челябинск: ЮурГУ, 2004. – 191 с.
53. Новая система подогрева лома для дуговой сталеплавильной печи (реф.) // Электрометаллургия. 2000. № 2. С. 43–44.
54. Pospiech A., Pospiech J. Swiatowe hutnictwo zelaza w 1984 roku // Hutnik. 1985. № 11–12. С. 361–364.
55. Пономарев Е.М., Смоляренко В.Д. Двухванная электродуговая печь // Сталь. 1997. №5. С. 12.
56. Люнген Х.Б., Штеффен Р. Инновационные разработки в области производства чугуна и стали в Германии // Черные металлы. 2006. № 12. С. 18–32.
57. Рашников В.Ф., Тахаутдинов Р.С., Сарычев А.В. и др. Электросталеплавильный цех – залог дальнейшего повышения эффективности сталеплавильного производства ОАО ММК // Сталь. 2007. № 2. С. 58–59.
58. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Гринберг С.Е., Маринцев С.Н. Производство стали на агрегате ковш-печь. – Донецк: ООО "Юго-Восток", 2003. – 300 с.
59. Деревянченко Н.В., Кучеренко О.Л., Дюдкин Д.А. и др. Совершенствование технологии внепечной доводки стали // Производство стали в XXI веке. Прогноз, процессы, технологии, экология. Материалы международной научно-технической конференции (Киев-Днепродзержинск, 15–19 мая 2000 г.). – Киев: НТУУ "КПИ", 2000. С. 343–345.
60. Назаров С.Н., Грабов А.В., Мотренко С.А, Гринберг С.Е. Опыт совершенствования технологии внепечной доводки стали // Сталь. 2001. № 12. С. 20–22.
61. Атлас шлаков. Справочное издание под ред. Куликова И.С. Пер. с нем. – М.: Металлургия, 1985. – 208 с.
62. Еронько С.П., Смирнов А.Н., Нечепоренко В.А. и др. Новое оборудование для отсечки шлака при выпуске стали из плавильных агрегатов // Металл и литье Украины. 2002. № 12. С. 4–7.
63. Еронько С.П., Седуш В.А., Полонская Ю.Т. и др. // Известия вузов ЧМ. 2000. № 9. С. 67–70.
64. Carrier B., Tinnes B. The Metacon-taphole Slidegate vaive, areliable end economical equipment for slag-free tapping of electric arc furnaces // Fachberichte Huttenpraxis Metallweiterverarbeitung. 1987. № 10. P. 931–936.
65. Штилькеринг Б. Эффективность методов отсечки шлака при сливе металла из конвертера // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2002. № 10. С. 38–41.
66. Энкнер Б., Пастер А., Швельбергер И. Новая стопорная система для шлака кислородно-конвертерного производства стали // МРТ. 2002. С. 12–21.
67. Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е., Маринцев С.Н. Сопоставление технологий внепечной обработки металла на агрегатах комплексной обработки стали и установках "ковш-печь" // Металл и литье Украины. 2003. № 1–2. С. 48–51.
68. Кудрин В.А., Парма В. Технология получения качественной стали. – М.: Металлургия, 1984. – 320 с.
69. Янг Ку, Юн Лианг, Лю Лю. Исследование на модели процессов перемешивания и массопереноса при ковшевой продувке // Инжекционная металлургия. – М.: Металлургия, 1983. С. 135–146.
70. Казаков С.В., Свяжин А.Г., Поживанов А.Н. Время усреднения по составу и температуре при продувке жидкой стали в ковше // Изв. АН СССР. Металлы, 1988. № 2. С. 5–12.
71. Близнюк А.М., Кольцов С.В., Овчинников Н.А. и др. Стратегия развития горно-металлургического комплекса Донецкой области до 2020 года // Металл и литье Украины. 2002. № 7–8. С. 8–9.
72. Минаев А.А., Рьженков А.Н. Высокоэффективные технологические модули – основа реструктуризации сталеплавильных комплексов // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2002. № 10. С. 1–3.
73. Сафонов В.М. Внепечная обработка // Металлургический компас. 2007. № 1. 41–46.
74. Тахаутдинов Р.С., Захаров И.М., Чигасов Д.Н. и др. Расширение объемов электродугового нагрева металла в ККЦ ОАО ММК // Сталь. 2007. № 2. С. 43–44.
75. Кутателадзе С.С. Основы теории теплообмена. – М.: Маш-гиз, 1962.–

- 541 с.
76. Егоров А.В. Расчет мощности параметров электроплавильных печей. – М.: МИСИС, 2000. – 271 с.
 77. Еднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: НТИ, 1955. – 510 с.
 78. Дуррер Ф., Фолькерт Г. Metallurgia ферросплавов. – М.: НТИ, 1956. – 362 с.
 79. Никольский Л.Б. Зинуров И.Ю. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов. – М.: Metallurgia, 1993. – 272 с.
 80. Ramires M., Alexis I., Tgarage G. at al. Перемешивание расплава в дуговой печи постоянного тока // Новости черной металлургии за рубежом. 2002. № 3. С. 54–57.
 81. Лякишев Н.П., Шалимов А.Г. Современное состояние технологии внепечного рафинирования стали. – М.: "ЭЛИЗ", 2001. – 50 с.
 82. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Metallurgia стали. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 543 с.
 83. Новохатский И.А. Кожухарь В.Я. и др. Водород в процессах электрошлакового переплава сталей. – Одесса: Астропринт, 1997. – 196 с.
 84. Паршиков А.Н., Исаков С.А. Оценка эффективности обработки стали для металлокорда низкоосновным шлаком // Электрометаллургия, 1998. № 3. С. 22–24.
 85. Григорян В.А., Стомахин А.Я., Пономаренко А.Г. и др. Физико-химические расчеты электросталеплавильных процессов. – М.: Metallurgia, 1989. – 287 с.
 86. Попель С.И., Сотников А.И., Бороненков В.Н. Теория металлургических процессов. – М.: Metallurgia, 1985. – 462 с.
 87. Явойский В.И. Теория процессов производства стали. – М.: ГНТИ, 1963. – 820 с.
 88. Семик И.П. // Сталь. 1947. № 3. С. 15–17.
 89. Воскобойников В.Г. // Сталь. 1945. № 7–8. С. 78–82.
 90. Травин О.В., Шварцман Л.А. // Изв. АН СССР, ОТН. 1953. № 12. С. 55–58.
 91. Кривонос В.А. Автореферат канд. дисс., 1959, МИСИС – 25 с.
 92. Поволоцкий Д.Я., Кудрин В.А., Вишкарев А.Ф. Внепечная обработка стали. – М.: МИСИС, 1985. – 226 с.
 93. Борнацкий И.И. Теория металлургических процессов. – Киев–Донецк "Вища школа", 1978. – 287 с.
 94. Литвинов Л.Ф., Дымченко Е.Н., Старов Р.В., Тогобицкая Д.Н. Оценка влияния FeO и Fe₂O₃ на окислительную способность конвертерных шлаков по ходу продувки. // Металлургическая и горнорудная промышленность. 1998. № 2. С. 25–27.
 95. Ершов Г.С., Бычков Ю.Б. Свойства металлургических расплавов и их взаимодействия в сталеплавильных процессах. – М.: Metallurgia, 1983. – 215 с.
 96. Гольдштейн Я.Е., Мизин В.Г. Модифицирование и микролегирование чугуна и стали. – М.: Metallurgia, 1986. – 271 с.
 97. Duffy J.A. and Ingram M.D. // Non-Cryst. Solids Vol 21. 1976. P. 373–410.
 98. Sumitas, Matsumoto I. at al // Trans. Japan Inst. Metals. Vol 23. 1982. P. 360–367.
 99. Nakamura T., Ueda I. at al. // Second Internet. Sym. of Metallurgical Slags and Fluxes Met. Soc. A.I.M.E. 1984. P. 1005–1013.
 100. Коммервилль И.Д. Прогноз и применение емкостей металлургических шлаков // Инжекционная металлургия. Труды конференции Uelca, Sweden (1986 г.). – М.: Metallurgia, 1990. С. 107–120.
 101. Юсин Т. Ямада К. и др. Производство стали для магистральных трубопроводов продувкой газом и порошками. Инжекционная металлургия 1980. Труды конференции. – М.: Metallurgia, 1982. С. 128–137.
 102. Шакуров М.К., Айзатулов Р.С. Оптимизация режима внепечной обработки стали с использованием математической модели образования ковшевого шлака // Труды четвертого конгресса сталеплавильщиков. – М.: АО "Черметинформация", 1997. С. 251–253.
 103. Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е., Грабов А.В. и др. Пути ресурсосбережения при внепечной обработке стали // Сталь. 2002. № 3. С. 55–56.
 104. Дюдкин Д.А., Онищук В.П., Гринберг С.Е., и др. Оптимизация работы ковша-печи Молдавского металлургического завода // Металл и литье Украины. 2000. № 1–2. С. 26–29.
 105. Воинов С.С., Шалимов А.Г. Шарикоподшипниковая сталь. – М.: Metallurgizdat, 1963. – 480 с.
 106. Сарычев А.Ф., Носов А.Д., Коротких В.Ф. Совершенствование технологии внепечной обработки конвертерной стали // Сталь. 2002. № 1. С. 19–22.
 107. Попель С.И. В кн. Физико-химические основы производства стали – М.: Наука, 1964. – 15 с.
 108. Попель С.И., Немченко В.П. В сб. Процессы раскисления и образования неметаллических включений в стали. – М.: Наука, 1977. С. 22–33.
 109. Дюдкин Д.А., Живченко В.С., Дырул О.Н. и др. Особенности рафинирования стали от неметаллических включений при продувке // Труды седьмого конгресса сталеплавильщиков (г. Магнитогорск, 15–17 октября 2002). – М.: ОАО Черметинформация, 2003. С. 484–486.
 110. Живченко В.С., Парахин Н.Ф. // Сталь. 1979. № 4. С. 45–47.
 111. Блашук Н.М., Живченко В.С., Додонов М.К. // Сталь, 1980. № 9. С. 30–31.
 112. Харитонов А.С., Буров С.Д. и др. Строение слитков стали, обрабо-

- танной хлоридом натрия // *Металлург.* 1976. № 5. С. 23–25.
113. Харитонов А.С., Згурьев И.И. и др. Использование галогенных соединений для дегазации стали // *Сталь.* 1970. № 7. С. 606–607.
 114. Никитин Л.Н., Крещановский Н.С. Влияние хлористого натрия на свойства литой стали // *Литейное производство.* 1969. № 9. С. 5–6.
 115. Казаков С.В. Совместное описание процессов массообмена и усреднения во время внепечной обработки стали. В сб. "Металлургия и металлургия XXI века" – М.: МИСИС, 2001. С. 431–440.
 116. Охотский В.Б. Изгиб аргонной фурмы при ее наклоне в жидком металле // *Металлургическая и горнорудная промышленность.* 1998. № 2. С. 28–29.
 117. Туркдоган Е.Т. Технологические усовершенствования в инъекционной металлургии и в процессах рафинирования металла в ковше в 80-х годах // *Инжекционная металлургия: Тр. междунар. конф. (1986 г.). Пер. с англ.* – М.: Металлургия, 1990. С. 10–44.
 118. Лекер Т. Моделирование процесса вдувания порошка // *Инжекционная металлургия.* Лулео, Швеция, 1977. – М.: Металлургия, 1981. С. 94–118.
 119. Смирнов А.Н., Пилюшенко В.Л., Минаев А.А. и др. Процессы непрерывной разливки. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 535 с.
 120. Просвилов С.Н., Затоковой Ю.А., Луговских А.В. и др. Опыт использования периклазоуглеродистых огнеупоров для сталеразливочных ковшей АКОС // *Сталь.* 2000. № 7. С. 22–24.
 121. Ришкевич В.С., Буцкий Е.В., Братин В.Н. и др. Освоение технологии выплавки стали с использованием агрегата ковш-печь в ОАО "Электросталь" // *Труды пятого конгресса сталеплавателей.* – М.: АО "Черметинформация", 1999. С. 370–373.
 122. Шебаниц Э.Н., Ларионов А.А., Побегайло А.В. и др. Донная продувка стали в разливочном ковше // *Труды пятого конгресса сталеплавателей.* – М.: АО "Черметинформация", 1999. С. 299–300.
 123. Лобанов С.Л., Овсянников В.Г., Броматов П.И. и др. Разработка конструкции футеровки 385-тонных сталеразливочных ковшей для агрегата ковш-печь // *Сталь.* 2002. №1. С. 30–31.
 124. Волкова О., Боровиков Р., Янке Д. Температурная модель сталеразливочного ковша // *Металлургия и металлургия XXI века. Сборник трудов.* – М.: МИСИС, 2001. С. 176–179.
 125. Герлинг Р., Берг Х. Опыт применения квазимонолитной (блочной) футеровки для изнашиваемых участков днищ в 70-тонных ковшах на металлургическом заводе Боус ГмбХ, Германия // *Металлургическая и горнорудная промышленность.* 2002. № 10. С. 126–127.
 126. Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е., Маринцев С.Н. Оптимизация состава рафинировочного шлака // *Сталь.* 2003. № 5. С. 17–19.
 127. Якшук Д.С., Терлецкий С.В., Паршиков В.Н. Технология выплавки стали в ДСП с контролем активности кислорода в металле // *Сталь.* 2002. № 10. С. 36–37.
 128. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Гринберг С.Е., Кисиленко В.В. и др. Внепечная обработка расплава порошковыми проволоками.– Донецк: ООО "Юго-Восток", 2002. – 296 с.
 129. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Павлюченков И.А., Болотов В.Ю. Прецизионная обработка металлургических расплавов. – М.: Тепло-техник, 2007. – 424 с.
 130. Бать С.Ю., Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Проволока для внепечной обработки металлургических расплавов // Патент РФ № 2234541. 2004. Бюл. № 23.
 131. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. и др. Проволока для внепечной обработки металлургических расплавов // Патент РФ № 228963. 2006. Бюл. № 35.
 132. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. Проволока для внепечной обработки металлургических расплавов // Патент Украины № 67016. 2005. Бюл. № 5.
 133. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. Проволока для внепечной обработки металлургических расплавов // Патент Украины № 76392. 2006. Бюл. № 10.
 134. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. Проволока для внепечной обработки металлургических расплавов // Патент Украины № 17748. 2006. Бюл. № 7.
 135. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Гринберг С.Е. и др. Порошковая проволока для присадки магния в расплавы на основе железа // Патент Украины № 32843 А. 2001. Бюл. № 1.
 136. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. и др. Проволока для присадки магния в расплавы на основе железа // Патент РФ № 2234539. 2004. Бюл. № 23.
 137. Бойко В.С., Семенченко П.М., Кисиленко В.В. и др. Проволока для присадки магния в расплавы на основе железа // Патент Украины № 6743. 2005. Бюл. №5.
 138. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. и др. Проволока для присадки магния в расплавы на основе железа // Патент Украины №56524. 2005. Бюл. № 12.
 139. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. Порошковая проволока для присадки магния в расплавы на основе железа // Патент Украины № 11109. 2005. Бюл. № 12.
 140. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. Проволока для присадки магния в металлургические расплавы // Патент Украины № 16007. 2006. Бюл. № 7.
 141. Кац А.В. Состояние и перспективы развития внепечной обработки стали в России и за рубежом // *Технологии и оборудование для вне-*

- печной обработки и непрерывной разливки стали. Материалы международной конференции (Москва, 25-26 октября 2005 г.). – М.: Теплоэнергетик, 2006. С. 15–29.
142. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Долока С.Г. Состояние и перспективы технологии использования порошковых проволок в металлургии стали // *Металл и литье Украины*. 2006. № 1–2. С. 26–30.
 143. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Состояние технологии внепечной обработки металлургических расплавов порошковыми проволоками // *Сталь*. 2006. № 5. С. 25–26.
 144. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Состояние и перспективы применения порошковых проволок для внепечной обработки стали // *Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век. Труды международной научно-технической конференции (31 октября-2 ноября 2006 г.)*. – Донецк: ДонНТУ, 2007. С. 126–132.
 145. Дюдкин Д.А. Особенности комплексного воздействия кальция на свойства жидкой и твердой стали // *Сталь*. 1999. № 1. С. 20–25.
 146. Кисиленко В.В., Гринберг С.Е., Титиевский В.М. и др. Использование математической модели для определения расхода силикокальция при внепечной обработке стали порошковой проволокой // *Сталь*. 1996. № 4. С. 32–33.
 147. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Гринберг С.Е. и др. Улучшение условий разливаемости стали на УНРС // *Труды четвертого конгресса сталеплавильщиков (Москва, 7–10 октября 1996 г.)*. – М.: АО "Черметинформация", 1997. С. 340–342.
 148. Bolender T., Cappel J., Wunnenberg K. et al. Metallurgical process engineering for castability improvement in steel with elevated sulfur content // *Steel Research*. 2001. № 11-12. С. 477–483.
 149. Yokoya S., Haseo S., Asako J., Takagi S., Ayata K., Szekely J., Hara S. // *Tetsu to Hagane* 82 (1996) No. 7. P. 581–586.
 150. Jakobi H., Nilsson H., Ehrenberg H.-J., Wunnenberg K. Process technological and metallurgical measures to improve the oxide cleanliness of CC-strands and their evaluation by the MIDAS method, Proc. Metec Congr. 94, Dusseldorf, June 20-22, 1994, Vol. 1. P. 46–54.
 151. Туркдоган Е.Т. Металлургические последствия усвоения кальция жидкой и затвердевшей сталью // *Обработка стали кальцием: Материалы международного симпозиума по обработке стали кальцием (Глазго, 30 июня 1988 г.)*. – Киев: ИЭС им. Е. О. Патона, 1989. С. 19–44.
 152. Rein R.H., Chipman J. // *Trans. Met. Soc. AIME* 233 (1965). P. 415–425.
 153. Кусано Е., Каваути Ю., Кадзусима М. и др. Технология обработки специальных сталей кальцием // *Новости черной металлургии за рубежом*. 1996. № 1. С. 64–66.
 154. Карья Я., Невапи Х., Хицуен У. и др. Характеристика износа огнеупоров при разливке сталей, раскисленных кальцием // *Металлургический завод и технология*. 1994. С. 24–28.
 155. Ицкович Г.М. Влияние легирующих и микролегирующих добавок на неметаллические включения в стали // *Теория металлургических процессов. Том 6 (Итоги науки и техники, ВИНТИ АН СССР)*. – М., 1987. С. 68–168.
 156. Карья Я., Невапи Х., Хицуен У. и др. Характеристика износа огнеупоров при разливке сталей, раскисленных алюминием // *MRT*. 1994. С. 24–28.
 157. Пеликани Ф., Дюран Б. Гессье А. и др. Основы обработки стали кальцием и его усвоение // *Обработка стали кальцием: Материалы международного симпозиума по обработке стали кальцием (Глазго, 30 июня 1988 г.)*. – Киев: ИЭС им. Е. О. Патона, 1989. С. 45–58.
 158. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Онищук В. П., Сочнев Д.А. Комплексная технология производства качественной стали с использованием порошковых проволок // *Труды шестого конгресса сталеплавильщиков (Череповец, 17–19 октября 2000 г.)*. – М.: АО "Черметинформация". 2001. С.369–373.
 159. Tiekink W.K., Pieters A.: Al₂O₃ in steel: Morphology dependent on treatment, [in:] // *Steelmaking Conf. Proc.* 1994. P. 423–427.
 160. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Сочнев Д.А. и др. Комплексное рафинирование, модифицирование и микролегирование стали кальцийсодержащими порошковыми проволоками // *Материалы международной научно-технической конференции (Киев-Днепродзержинск, 15-19 мая 2000 г.)*. – Киев: НТТУ "КПИ", 2000. С. 85–89.
 161. Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е., Грабов А.В. и др. Влияние кальция на качество трубной стали // *Металлург*. 2002. № 11. С. 48–50.
 162. Гонтарук Е.И., Фомин В.И., Коршиков С.П. и др. Новая технология внепечной обработки среднеуглеродистой стали, легированной серой и алюминием // *Сталь*. 2004. № 7. С. 31–33.
 163. Гасик Л.Н., Игнатъев В.С., Гасик М.И. Структура и качество промышленных ферросплавов и лигатур. – Киев: Техника, 1975. – 151 с.
 164. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маточкин В.А. и др. Использование порошковой проволокой с наполнением силикокальцием СК40 для внепечной обработки стали в условиях РУП "Белорусский металлургический завод // *Электрометаллургия*. 2006. № 2. С. 11–14.
 165. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маточкин В.А. и др. Внепечная обработка стали порошковой проволокой с наполнением силикокальцием СК40 // *Металл и литье Украины*. 2006. № 9–10. С. 22–24.
 166. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Оленченко А.В. и др. Совершенствование технологии внепечной обработки стали силикокальцием на РУП "БМЗ" // *Тепло- и массообменные процессы в металлургических системах. Материалы VII международной научно-технической*

- конференции (г. Мариуполь, 06-08 сентября 2006 г.). – Мариуполь: ПГТУ, 2007. С. 355–359.
167. Маточкин В.А., Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Внепечная обработка стали порошковой проволокой с наполнением силикокальцием СК40 в условиях РУП "Белорусский металлургический завод" // Литьё и Металлургия. 2006. № 1. С. 84–87.
 168. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маточкин В.А. и др. Совершенствование технологии внепечной обработки стали силикокальцием // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2006. № 8. С. 65–70.
 169. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Оленченко А.В. и др. Технология внепечной обработки стали силикокальцием СК40 на РУП "БМЗ" // Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век". Материалы международной научно-технической конференции (г. Донецк, 31 октября–2 ноября 2006 г.). – Донецк: ООО "Норд Компьютер", 2006. С. 18–19.
 170. Каблуковский А.Ф., Ябуров С.И., Никулин А.Н. и др. Использование порошковой проволоки для корректировки содержания марганца в стали // Металлург. 1997. № 3. С. 20–21.
 171. Селезнев Ю.А., Носов Ю.Н., Липень В.В. и др. Освоение производства порошковой проволоки для обработки конвертерной стали в ОАО ЗСМК // Сталь, 1999. № 5. С. 35–36.
 172. Поляков В.В. Ресурсосбережение в черной металлургии. – М.: Машиностроение, 1993.–145 с.
 173. Смирнов Н.А. Вдувание порошкообразных материалов в ковш // Труды первого конгресса сталеплавильщиков (Москва 12-15 октября 1992 г.). – М.: АО "Черметинформация", 1993. С. 211–213.
 174. Каблуковский А.Ф., Ябуров С.И., Клочай В.В. Внепечное науглероживание стали порошковой проволокой // Металлург. 1996. № 6. С. 32.
 175. Мулько Г.Н., Куликов В.В., Кулаков В.В. и др. Освоение технологии обработки стали в ковше проволокой с углеродным наполнителем // Труды третьего конгресса сталеплавильщиков (Москва 10–15 апреля 1995 г.). – М.: АО "Черметинформация", 1996. С. 249–251.
 176. Дюдкин Д.А., Онищук В.П., Кисиленко В.В. и др. Технология обработки стали в ковше порошковой проволокой с углеродсодержащим наполнителем // Сталь. 1998. С. 16–18.
 177. Бать С.Ю., Кисиленко В.В., Онищук В.П. и др. Технология производства стали с регламентированным содержанием элементов в узких пределах // Металл и литье Украины. 2000. № 1–2. С. 34–36.
 178. Казачков Е.А. Расчеты по теории металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1988. – 287 с.
 179. Васьери Е. Применение порошковой проволоки в ковшевой металлургии // Обработка стали кальцием: Материалы международного симпозиума по обработке стали кальцием (Глазго, 30 июня 1988 г.). – Киев: ИЭС им. Е.О. Патона, 1989. С. 16–18.
 180. Каблуковский А.Ф., Ябуров С.И., Никулин А.Н. и др. Преимущества микролегирования стали с помощью порошковой проволоки // Металлург. 1989. № 9. С. 37–38.
 181. Прешерн В., Кметич М., Розман А., Брачун П. Опыт применения обработки стали порошковой проволокой с силикокальцием на "Словенских сталеплавильных заводах" // Материалы международного симпозиума по обработке стали кальцием (Глазго, 30 июня 1988 г.). – Киев: ИЭС им. Е. О. Патона, 1989. С. 108–122.
 182. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Онищук В.П. и др. Микролегирование, модифицирование и раскисление рельсовой стали в ковше комплексным сплавом КМКТ // Металл и литье Украины. 2000. № 1–2. С. 31–32.
 183. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Онищук В.П. и др. Технология раскисления и микролегирования рельсовой стали в ковше порошковой проволокой с комплексным сплавом КМКТ // Труды пятого конгресса сталеплавильщиков (Рыбница, 14–17 октября 1998 г.). – М.: АО "Черметинформация", 1999. С. 346–348.
 184. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Оленченко А.В., Терлецкий С.В. Внепечное легирование стали титаном из проволоки // Тепло - и массообменные процессы в металлургических системах. Материалы VII международной научно-технической конференции (г. Мариуполь, 06–08 сентября 2006 г.). Мариуполь: ПГТУ, 2007. С. 350–354.
 185. Позняк Л.А., Троцан А.И., Белов Б.Ф. и др. Разработка и промышленное опробование технологии ввода титана порошковой проволокой с целью корректировки его содержания в заданных пределах в непрерывнолитой стали 10Г2БТ // Черная металлургия: Бюл. научно-технической и экономической информации 1990. Вып. 10. С. 36–38.
 186. Бойко Б.С., Ларионов А.А., Саркиц И.Г. и др. Комплексная технология производства листового проката для труб большого диаметра // Металл и литье Украины. 1998. № 5–6. С. 44–46.
 187. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Технология легирования стали ванадием из порошковой проволоки // Черная металлургия, Бюл. научно-технической и экономической информации. 2002. Вып. 2. С. 40–42.
 188. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Онищук В.П. и др. Эффективность легирования стали ванадием из порошковой проволоки // Металлург. 2002. № 7. С. 40.
 189. Weh W.Y., Chou C.L., Shyr F.S. et. al. S45C Al+Si-killed steel treated with steel-clad CaSi wire feeding in ladle // Scaninject – IV. 1986. Pt. 2.

- P. 6/1–6/22.
190. Vihma K., Ylonen H. Adjusting of steel composition by alloy wire feedings // International Conference on Secondary Metallurgy. Dusseldorf, 1987. P. 360–366.
 191. Буссар П., Щезесны Р., Пелликани Ф., Гессье А. Ресульфурация сталей в комплексе с обработкой кальцием для улучшения обрабатываемости резанием // Обработка стали кальцием: Материалы международного симпозиума по обработке стали кальцием (Глазго, 30 июня 1988 г.). – Киев: ИЭС им. Е. О. Патона, 1989. С. 189–198.
 192. Фоменко А.П., Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Способ производства автоматной стали // Патент Республики Беларусь на изобретение № 6064. 02.12.2003.
 193. Каблуковский А.Ф., Ябуров С.Н., Никулин А.Н. и др. Корректировка содержания серы в стали порошковой проволокой // *Металлург*. 1997. № 10. С. 42–44.
 194. Явойский В.И. Теория процессов производства стали. – М.: Металлургия, 1986. – 271 с.
 195. Дюдкин Д.А., Онищук В.П., Кисиленко В.В. и др. Технология внепечного легирования стали серой из порошковой проволоки // *Металл и литье Украины*. 2000. № 1–2. С. 29–30.
 196. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Онищук В.П. и др. Технология внепечной обработки стали с нормируемым содержанием серы // Труды восьмого конгресса сталеплавильщиков (Нижний Тагил, 18–22 октября 2004 г.). – М.: ОАО "Черметинформация", 2004. С. 403–407.
 197. Кисиленко В.В., Онищук В.П., Дюдкин Д.А. и др. Оптимизация технологии производства стали с нормируемым содержанием серы // *Литье и Металлургия*. 2004. № 3. С. 93–95.
 198. Кисиленко В.В., Онищук В.П., Дюдкин Д.А. и др. Совершенствование технологии производства стали с нормируемым содержанием серы на РУП "БМЗ" // "Современные проблемы теории и практики производства качественной стали". Сборник докладов международной научной конференции (8–10 сентября 2004 г., Мариуполь). – Мариуполь: ПГТУ, 2004. С. 51–53.
 199. Кисиленко В.В., Онищук В.П., Дюдкин Д.А. и др. Оптимизация технологии производства стали с нормированным содержанием серы // *Сталь*. 2004. № 12. С. 49–50.
 200. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Особенности производства сталей с нормируемым содержанием серы на Белорусском металлургическом заводе // *Электрометаллургия*. 2004. № 9. С. 9–12.
 201. Пилюшенко В.Л., Вихлевщук В.А., Поживанов А.М. Научные и технологические основы микролегирования. – М.: Металлургия, 1994. – 384 с.
 202. Faries F., Gibbins P. S., Graham C. Comparison of different calcium injection methods for production of aluminium-treated steels for billet casting // *Ironmaking and Steelmaking*. V. 13. N 1. P. 26–31.
 203. Кривко Е.М., Чуб П.И., Коновалов Р.П. и др. Микролегирование кипящей стали бором при восстановлении его из окислов // *Разливка стали в изложницы: Сб. науч. тр. МЧМ СССР*. – М.: Металлургия, 1984. С. 24–25.
 204. Парусов В.В., Нестеренко А.М., Сычков А.Б. и др. Структура и свойства катанки из борсодержащих сталей, предназначенных для изготовления сварочной проволоки // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2000. № 3. С. 48–51.
 205. Pellicani F., Szezezny R., Villette F. Innovative Process for production of Continuous Cast Boron Steel Using Cored Wire Injection, AISE Annual Convention, Pittsburg, sept. 1987. P. 75–80.
 206. Meyer L., Strasburger C., Schneider C. Microalloying elements Niobium, Vanadium, Titanium, Zirconium and Borom: their in Modern Automotive steels. Proc. of an Int. Seminar on Automotive Steels. – М.: Металлургия, 1988. P. 64–84.
 207. Малиночка Я.Н., Ковальчук Г.З., Ярош В.Н. Микротвердость и закаливаемость борсодержащих сталей с медью // *Термическая обработка металлов: Сб. науч. тр.* – М.: Металлургия, 1979. № 8. С. 89–90.
 208. Литвиненко Д.А. Бор в малоуглеродистой стали для глубокой штамповки // *Сталь*. 1984. № 4. С. 357–361.
 209. Богданов Н.А., Сычков А.Г., Деревянченко Н.В. и др. Разработка и освоение технологии производства борсодержащих сталей на Молдавском металлургическом заводе // Труды пятого конгресса сталеплавильщиков (Рыбница, 14–17 октября 1998 г.). – М.: АО "Черметинформация", 1999. С. 239–243.
 210. Богданов Н.А., Сычков А.Г., Деревянченко Н.В. и др. Разработка и освоение производства борсодержащих сталей // *Металлург*. 1999. № 2. С. 29–30.
 211. Левченко Г.В., Яценко А.И., Репина Н.И. и др. Опробование технологии производства тонколистовой низкоуглеродистой стали, микролегированной бором // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2003. № 1. С. 56–59.
 212. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Онищук В.П. и др. Освоение технологии внепечной обработки различных групп марок стали борсодержащей порошковой проволокой на РУП "БМЗ" // Труды восьмого конгресса сталеплавильщиков (г. Нижний Тагил, 18–22 октября 2004 г.). – Москва: ОАО "Черметинформация", 2005. С. 407–411.
 213. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Онищук В.П. и др. Особенности технологии внепечной обработки различных групп марок стали борсодержащей порошковой проволокой на РУП "БМЗ" // *Современные*

- проблемы теории и практики производства качественной стали. Сборник докладов международной научной конференции (Мариуполь, 8–10 сентября 2004 г.). Мариуполь: ПГТУ, 2004. С. 140–142.
214. Узлов И.Г., Гасик М.И., Есаулов А.Т. и др. Колесная сталь. – К.: Техника. 1985. – 168 с.
 215. Узлов И.Г., Моисеева Л.А., Дерюгин А.А. Новые требования к чистоте транспортного металла по неметаллическим включениям // Металл и литье Украины. 2003. № 11–12. С. 24–26.
 216. Узлов И.Г., Моисеева Л.А., Дерюгин А.А. Ужесточение требований к ударной характеристике металла железнодорожных колес. // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2002. № 1. С. 1–4.
 217. Филиппов Г.А., Синельников В.А. Современные тенденции развития металлопродукции для железнодорожного транспорта // И. П. Бардин и металлургическая наука: Сб. научных трудов. – М.: Металлургия, 2003. – 338 с.
 218. Узлов И.Г. Прогрессивные процессы производства и качество железнодорожных колес // Сталь. – 2003. № 5. – С. 69–72.
 219. Онищук В.П., Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е. и др. Опыт модифицирования колесной стали порошковой проволокой и силикокальцием // Металл и литье Украины. 1999. № 13–14. С. 33–34.
 220. Кушнарев А.В., Ильин В.И., Шеховцов Е.В. и др. Совершенствование производства конвертерной стали транспортного назначения на НТМК // Сталь. 2003. № 6. С. 14–16.
 221. Узлов И.Г., Моисеева Л.А., Дерюгин А.А. и др. Неметаллические включения в колесно-бандажной стали // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2001. № 5. С. 1–4.
 222. Узлов И.Г., Моисеева Л.А., Чуприна Л.В. и др. Исследования технологических процессов обработки и разлива на формирование примесей экзогенного характера // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2003. № 2. С. 1–5.
 223. Пройдак Ю.С. Повышение качества колесной стали различными способами внепечной обработки // Металлургическая и горнорудная промышленность. 1998. № 2. С. 32–35.
 224. Онищук В.П., Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А. и др. Разработка технологии внепечной обработки колесной стали порошковыми проволоками с комплексными кальцийсодержащими наполнителями // Современные проблемы теории и практики производства качественной стали. Сборник докладов международной научной конференции (г. Мариуполь, 8–10 сентября 2004 г.). – Мариуполь: ПГТУ, 2004. С. 149–151.
 225. Кисиленко В.В., Онищук В.П., Дюдкин Д.А. и др. Оптимизация режима ввода порошковой проволоки в жидкую сталь // Металл и литье Украины. 2000. № 1–2. С. 17–19.
 226. Булянда А.А., Дюдкин Д.А. Кисиленко В.В. и др. Способ внепечной обработки жидкой стали // Патент Украины 23590 А. 1998. Бюл. № 4.
 227. Онищук В.П., Кисиленко В.В., Бать С.Ю. и др. Оптимизация технологического процесса производства кордовых сталей // Современные проблемы теории и практики производства качественной стали. Сборник докладов международной научной конференции (г. Мариуполь, 8–10 сентября 2004 г.). – Мариуполь: ПГТУ, 2004. С. 48–50.
 228. Онищук В.П., Кисиленко В.В., Бать С.Ю. и др. Совершенствование технологического процесса производства стали кордового сортамента // Металлургия XXI века Материалы международной научно-технической конференции (г. Жлобин, 10–11 июня 2004 г.). – Жлобин: РУП "БМЗ", 2004. С. 18–19.
 229. Кисиленко В.В., Бать С.Ю., Онищук В.П. и др. Оптимизация технологического процесса производства сталей кордового сортамента // Труды восьмого конгресса сталеплавыльщиков (г. Нижний Тагил, 18–22 октября 2004 г.). – Москва. ОАО "Черметинформация", 2005. С. 373–375.
 230. Родионова И.Г., Бакланова О.Н., Филиппов Г.А., и др. Роль неметаллических включений в ускорении процессов локальной коррозии металлоизделий из углеродистых и низколегированных сталей // Металлург. 2005. № 4. С. 58–61.
 231. Зинченко С.Д., Ламухин А.М., Филатов М.В. и др. Разработка рекомендаций по повышению чистоты трубных сталей производства ОАО "Северсталь" по коррозионно-активным неметаллическим включениям // Металлург. 2005. № 4. С. 62–66.
 232. Филиппов Г.А., Родионова И.Г., Бакланова О.Н. Коррозионная стойкость стальных трубопроводов // Технология металлов. 2004. № 2. С. 24–27.
 233. Дуб А.В., Баруленкова Н.В., Морозова Т.В. и др. Неметаллические включения в низколегированной трубной стали // Металлург. 2005. № 4. С. 67–73.
 234. Плекингер Е., Вольстер М. Проблемы современной металлургии. – М.: Иностранная литература, 1960. № 6. С. 62–72.
 235. Crisan A., Podariu I., Ursu V., Popa G. The efficiencies of the deoxidation Mn, Si, Al in the EBT-LF process // Metallurgy and New Materials Researches. 2004. XII. № 2. С. 1–15.
 236. Трипатхи Н., Нзотта М., Сандберг А. Влияние износа футеровки ковша на образование неметаллических включений в процессе внепечной обработки // Новости черной металлургии за рубежом. ОАО "Черметинформация". 2005. № 3. С. 31–33.
 237. Дюдкин Д.А., Кисиленко В. В., Онищук В.П. и др. Разработка технологии ковшевого раскисления стали 20ГЛ порошковой алюмокальциевой проволокой // Современные проблемы теории и практики

- производства качественной стали. Сборник докладов международной научной конференции (г. Мариуполь, 8-10 сентября 2004 г.). – Мариуполь: ПГТУ, 2004. С. 146–148.
238. Баранов С.М., Лукина Е.М. Закономерности фазовых превращений в разных плавках стали 40X // *Металловедение и термическая обработка металлов*. 1963. № 5. С. 13–17.
239. Баранов С.М., Лукина Е.М. Особенности фазовых превращений в разных плавках хромоникелевой стали // *Известия ВУЗов*. 1954. № 6. С. 75–80.
240. Баранов С.М. Неметаллические включения в стали, раскисленной ферроалюминием // *Известия ВУЗов*. 1971. № 6. С. 34–36.
241. Баранов С.М. Предварительное раскисление стали 09Г2 ферроалюминием в мартеновской печи // *Металлург*. 1965. № 6. С. 30.
242. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Онищук В.П. и др. Технология микролегирования и модифицирования стали порошковой алюмокальциевой проволокой // *Труды пятого конгресса сталеплавателей* (г. Рыбница, 14–17 октября 1998 г.). – М.: АО Черметинформация. 1999. С. 348–349.
243. Онищук В.П., Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А. и др. Внепечная обработка жидкой стали порошковой алюмокальциевой проволокой // *Металл и литей Украины*. 2000. № 1–2. С. 20–23.
244. Явойский В.И., Левин С.Л., Бабтизманский В.И. и др. *Металлургия стали*. – М.: "Металлургия", 1973. – 815 с.
245. Шульте Ю.А. *Электрометаллургия стального литья*. – М., "Металлургия", 1970. – 224 с.
246. Кравченко В.М., Теплицкий Е.Б., Семирягин С.В. и др. Повышение эффективности процесса легирования стали элементами с высоким сродством к кислороду и азоту // *Труды пятого конгресса сталеплавателей* (Рыбница, 14–17 октября 1998 г.). – М.: ОАО "Черметинформация", 1999. С. 326–328.
247. Сидельковский М.П. Влияние редкоземельных элементов и бора на нержавеющие, жаропрочные и жаростойкие стали // В сб.: "Редкоземельные металлы и сплавы". – М.: Наука, 1971. – 255 с.
248. Якобше Р.Я., Скок Ю.Я., Баранова В.Н. и др. Повышение однородности осевой зоны непрерывнолитых слябов методами внешних воздействий // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2002. № 10. С. 143–146.
249. Белай Г.Е., Лев И.Е., Яценко А.И., Герасимова Т.И. Влияние РЗМ на процессы структурообразования и свойства железоуглеродных сплавов // В сб. "Редкоземельные металлы и сплавы". – М.: Наука, 1971. – 255 с.
250. Чистяков С.Л. Филатов С.К. Легирование и модифицирование электростали редкими металлами. – М.: "Черметинформация". Серия 20, вып. 1, 1974. – 85 с.
251. Степель Х.А. Влияние добавок РЗМ на содержание неметаллических включений в стали. – В сб.: "Технология и организация производства". Вып. 3.
252. Голубцов В.А., Воронин А.А., Тетюева Т.В. и др. Происхождение неметаллических включений и пути снижения загрязненности ими металла // *Металлург*. 2005. № 4. С. 73–77.
253. Белов Б.Ф., Тропан А.И., Крейденко Ф.С. и др. Снижение флокочувствительности конструкционной стали, микролегированной церием // *Металлург*. 2004. № 9. С. 40–41.
254. Ицкович Г.М. Раскисление стали и модифицирование неметаллических включений. – М.: *Металлургия*, 1981. – 296 с.
255. Савицкий Е.М., Терехова В.Ф., Буров И.В. и др. Сплавы редкоземельных металлов. – М.: Изд-во АН СССР, 1962. – 268 с.
256. Савицкий Е.М., Терехова В. Ф. *Металловедение редкоземельных металлов*. – М.: "Наука", 1975. – 271 с.
257. Спеддинг Ф., Даан А. Редкоземельные металлы. – М.: *Металлургия*, 1965. Пер. с англ. – 610 с.
258. Гшнейднер К. Сплавы редкоземельных металлов. – М.: "Мир", 1965. Пер. с англ. – 427 с.
259. Терехова В.Ф., Маслова Э.В., Савицкий Е.М. // *Изв. АН СССР. Металлы*. 1965. № 3. С. 128–135.
260. Fischer W., Bertram J. // *Archiv fur Eisenhuttenwesen*. 1973. Bd 44. № 2. S. 87–109.
261. Gamtnal E., Dahl W., Lorenz L. – In: *Proceedings of the 4-th International Conference on Vacuum Metallurgy*. Tokyo, 4–8 June 1973. Tokyo. Iron and Steel Institute Japan. Section 2. 1974. P. 125–128.
262. Lorenz L., Gamtnal T., Dahl W. – *Archiv fur Eisenhuttenwesen*. 1974. Bd 45. № 12. S. 891–898.
263. Куликов И.С. Раскисление металлов. – М.: "Металлургия", 1975. – 503 с.
264. Кинне Г., Вишкарев А.Ф., Явойский В.И. – *Изв. вуз. Черная металлургия*. 1962. № 9. С. 92–98.
265. *Физико-химические свойства окислов*. Справочник. – М.: *Металлургия*, 1969. – 456 с.
266. Белай Г.Е., Лев И.Е., Яценко А.И. и др. Влияние РЗМ на процессы структурообразования и свойства железоуглеродных сплавов // В сб. "Редкоземельные металлы и сплавы". М.: "Наука", 1971.
267. М.А. Рысс. *Производство ферросплавов*. – М.: *Металлургия*, 1985. – 344 с.

268. Владимиров Л.П. Термодинамические расчеты равновесий металлургических реакций. – М.: Металлургия, 1974. – 450 с.
269. Казанцев Е.И. Промышленные печи.–М.: Металлургия, 1975.– 368 с.
270. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маринцев С.Н. и др. Использование редкоземельных металлов в технологии производства трубных марок стали // Черная металлургия: Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2006. Выпуск 4. С. 51–54.
271. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Маринцев С.Н. и др. Внепечная обработка стали редкоземельными металлами // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2006. № 8. С. 24–30.
272. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маринцев С.Н. и др. Технология производства трубной стали с использованием редкоземельных металлов // Сталь. 2006. №5. С. 22–25.
273. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маринцев С.Н. и др. Использование редкоземельных металлов при внепечной обработке трубной стали // "Тепло - и массообменные процессы в металлургических системах". Материалы VII международной научно-технической конференции (г. Мариуполь, 06-08 сентября 2006 г.).– Мариуполь: ПГТУ, 2007. С. 360–365.
274. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Маринцев С.Н. и др. Технология внепечной обработки трубной стали редкоземельными металлами // Металл и литье Украины. 2006. №11–12. С. 14–17.
275. Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. Проволока для внепечной обработки металлургических расплавов // Патент Украины № 16008. 2006. Бюл. №7.
276. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маринцев С.Н. и др. Влияние редкоземельных металлов на качество трубной стали // Труды девятого конгресса сталеплавателей (г. Старый Оскол, 17–20 октября 2006 г.). – М.: ОАО "Черметинформация", 2007. С. 416–419.
277. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маринцев С.Н. и др. Особенности технологии внепечной обработки трубной стали редкоземельными металлами // Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век. Материалы международной научно-технической конференции (г. Донецк, 31 октября-2 ноября 2006 г.).– Донецк: ООО "Норд Компьютер", 2006. С. 19–20.
278. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маринцев С.Н. и др. Усвоение лантана и церия при внепечной обработке коррозионноустойчивых трубных марок стали // Сталь. 2007. №5. С. 24.
279. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Маринцев С.Н. и др. Особенности технологии внепечной обработки трубной стали редкоземельными металлами // Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век. Труды международной научно-технической конференции (г. Донецк, 31 октября-2 ноября 2006 г.).– Донецк: ДонНТУ, 2007. С. 150–154.
280. Дружинин И. И., Григорьев Ф. Н., Осипов В. Г. Разливка 260 т стали на УНРС без перерыва струи металла // Металлург. 1962. № 7. С. 22–24.
281. Дюдкин Д.А., Кондратюк А.М., Ефименко С.П. и др. Выбор оптимального сечения заготовки при непрерывной разливке стали // Сталь. 1978. № 5. С. 22–24.
282. Дюдкин Д. А. Качество непрерывнолитой стальной заготовки. – Киев.: Техніка, 1988. – 253 с.
283. Harste K., Klingbeil J., Schwinn V., Bannenberg N. // Stahl und Eizen (120). 2000. № 2. S. 53–59.
284. Штефан Р., Такке К.-Х. Современный уровень литья стальной полосы // Черные металлы. 1999. № 12. С. 41–45.
285. Ameling D., Hartog H., Steffen R. // Stahl und Eizen (122). 2002. № 12. S. 85–94.
286. Hendrics C., Rasim W., Janssen // Stahl und Eizen (120). 2000. № 2. S. 61–69.
287. Райн К. П., Хенниг В., Кемпкен Й. Вызовы и решения при производстве полосы на установках CSP // Черные металлы. № 12. 2006. С. 39–44.
288. Spitzer K.-H., Scholl R., Kross J., Hower K. H. Stahl und Eizen (121). 2001. № 5. S. 73–80.
289. Холляйс Г., Кутгнер Г., Щерекер В. Достижения ФАИ в области непрерывной разливки стали // Сталь. 2001. № 5. С. 21–24.
290. Eichinger A., Hoede H., Stifinger V/ Conversion of CCN2 from curved to straight mold at Sollac Fos Sur Mer // 2000. Steelmaking Conference Proseedings. P. 237–242.
291. Дюдкин Д. А. Технологические и конструктивные аспекты новых МНЛЗ // Сталь. 2002. № 2. С. 21–26.
292. Ефимов Г.В. Управление процессами рафинирования стали в промежуточном ковше // Сталь. 2001. № 4. С. 24–27.
293. Накатао Х., Мацуо К., Кимури М. и др. Влияние остатка металла и шлака в промежуточном ковше на его использование в режиме горячего оборота // Тэцу то хаганэ. 1995. Т. 81. № 7. С. 709–714.
294. Смирнов А.Н., Глазков А.Я., Пилюшенко В.Л. и др. Теория и практика непрерывного литья заготовок. – Донецк: ДонНТУ. ООО "Лебедь", 2000. – 371 с.
295. Берти М., Питерс Л., Перрен Э. и др. Способы повышения продолжительности работы МНЛЗ // Черные металлы. 2006. № 5. С. 21–26.
296. Burty M., Sjstrm U., Gagyoli A., Radot J.P. An experimental study of argon injection and aspiration of air into stopper rods in continuous casters // Proc. Steelmaking Conf. Toronto. Canada, 1998. P. 516.

297. Guiban M.A., Poirier J., de Lorgeriel J. Development of new continuous casting refractories to reduce alumina clogging // MC Master Sympos, 2-4 June 1998. P. 58.
298. Дюдкин Д.А., Бабанин А.Я., Белоусов В.В. Математическое моделирование потоков расплава в приемной секции промежуточного ковша слябовой МНЛЗ // Научн. труды ДонНТУ. Серия "Металлургия". Вып. 66. 2003. С. 39-45.
299. Дюдкин Д.А., Белоусов В.В., Бабанин А.Я. Математическое моделирование потоков металла в трехсекционном промежуточном ковше слябовой МНЛЗ // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2006. № 4. С. 47-50.
300. Огурцов А.П., Недопекин Ф.В., Белоусов В.В. Процессы формирования стального слитка: математическое моделирование заполнения и затвердевания. – Днепропетровск: ДГТУ, 1994. – 180 с.
301. Кабаков З.К., Волков Г.А., Сарычев А.Ф. и др. Совершенствование гидродинамики жидкой стали в промежуточном ковше при непрерывной разливке // Труды второго конгресса сталеплавильщиков. – М.: АО "Черметинформация", 1994. С. 299-301.
302. Бабанин А.Я. Совершенствование технологии обработки стали порошковой проволокой в промежуточном ковше МНЛЗ // Автореферат канд. диссертации. – Донецк: ДонНТУ, 2004. – 38 с.
303. Hando M., Kacamoto M., Mizukati M. Influence of Velocity of Molten Steel Flow near the Meniscus in a Continuous Casting Mold on Surface Quality of Slabs // Steelmaking Conference proceedings. 1999. P. 63-69.
304. Chow C., Somorasekera etc. High speed continuous casting of steel billets // Ironmaking and Steelmaking, 2002. 29. P. 53-69.
305. Dubendorf J., Sardeman J., Wonnemberg K. // Stahl und Eisen. (103). 1983. № 25-26. S. 1327-1332.
306. Blagek K.E. // Iron Steelmaker. 10 Consecutive Monthly Parts (sept. 1987 – june 1988).
307. Ляльков А.Г., Маркович В.И., Ганкин О.Б., Шапиро А.В. Модернизация машины непрерывного литья круглых заготовок на ОАО "Волжский трубный завод" // Технологии и оборудование для внепечной обработки и непрерывной разливки стали. Материалы международной конференции (Москва, 25-26 октября 2005 г.). – М.: Теплоэнергетик, 2006. С. 165-179.
308. Дюдкин Д.А., Хохлов С.В., Кондратюк А.М. Анализ причин образования угловых трещин в непрерывнолитых плоских заготовках // Сталь. 1986. № 2. С. 36-39.
309. Амитан В.Н., Кравцов В.В., Бирюков А.Б. Изучение усадки непрерывнолитой сортовой заготовки с целью повышения стойкости кристаллизаторов // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2005. № 1. С. 50-56.
310. Бирюков А.Б. Совершенствование технологических и конструктивных параметров высокоскоростной разливки стали на сортовых МНЛЗ // Автореферат канд. диссертации. – Донецк: ДонНТУ, 2005. – 36 с.
311. Bohnenberg J., Stilli A. High Speed Casting with CONVEX Technology // Concast Standard News. Vol. 35. May. 1996. – 11 p.
312. Ганкин В.Б., Николаев Г.И., Сивак Б.А. и др. Кристаллизаторы ВНИИМЕТМАШ для высокоскоростного литья сортовых и круглых заготовок. – М.: Наука, 2005. С. 392-400.
313. Флик А., Мёрвальд К., Ланццоцер И., Юза П. Технология непрерывной разливки ФАИ // Технологии и оборудование для внепечной обработки и непрерывной разливки стали. Материалы международной конференции (Москва, 25-26 октября 2005 г.). – М.: Теплоэнергетик, 2006. С. 53-73.
314. Виммер Ф., Тене Х., Пекштайнер Л. и др. Высокоскоростное литье мелкосортных заготовок на МНЛЗ с кристаллизатором "Дайэмоулд" // Сталь. 1999. № 6. С. 22-26.
315. Мартынов О.В. Непрерывная разливка среднеуглеродистой стали в кристаллизаторы сечением 280×320 мм // Автореферат канд. диссертации. – М.: ЦНИИЧМ, 1965. – 41 с.
316. Wunnembergs K. Berufsinformation – StudienFrderung – Weiterbildung // Stahl und Eisen. 1979. 98. S. 254-259.
317. Proceedings of the Electric Furnace Conference // AIME. V. 27. Detroit Melting (December 10-12). 1970. P. 26-33.
318. Атлас дефектов стали.: Пер. с нем. – М.: Metallургия, 1979. – 188 с.
319. Ефимов В.А. Разливка и кристаллизация стали. – М.: Metallургия, 1976. – 552 с.
320. Ефимов В.А. Исследование процессов гидродинамики и массопереноса при формировании стальных слитков // Проблемы стального слитка. – М.: Metallургия, 1974. С. 17-33.
321. Хаазе Р. Термодинамика необратимых процессов: Пер. с англ. – М.: Мир, 1969. – 544 с.
322. Иванцов Г.П. Некоторые процессы тепловой стороны процесса кристаллизации слитка // В сб. "Физико-химические основы производства стали". – М.: Наука, 1957. С. 749-765.
323. Тимофеев А.И. Механика сплавов при кристаллизации слитков и отливок. – М.: Metallургия, 1977. – 160 с.
324. Mills K.C., Fox A.B., Li Z., Thackray R.P. Performance and properties of mould fluxes // Ironmaking and Steelmaking. 2005. 32. N 1. P. 26-34.
325. Лейтес А.В. Защита стали в процессе непрерывной разливки. – М.: Metallургия, 1984. – 200 с.
326. Зайцев А.И., Лейтес А.В., Либерман А.Л. Физико-химические основы нового метода управления отводом тепла от слитка к кристалли-

- затору // *Сталь*. 2003. № 3. С. 70–74.
327. Wolf M. // *Proceedings of the Electric Furnace Conference*. AIME. 1982. № 40. P. 335.
328. Ogibayashi S. et al // *Nippon Steel Technical Report*. 1987. N 34. P. 1–10.
329. Trutsumi K. et al // *Current Advances in Materials and Processes*. 1998. N 11. P. 791.
330. Смирнов А.Н., Епишев М.В., Цупрун А.Ю. Свойства шлакообразующих смесей для непрерывной разливки стали с повышенной скоростью // *Металл и литье Украины*. № 1. 2006. С. 55–57.
331. Кондратюк А.М., Ефименко С.П. интенсификация и повышение эффективности металлургического производства. – К.: Техніка, 1978. – 130 с.
332. Кондратюк А.М., Дюдкин Д.А., Ефименко С.П. и др. Улучшение качества непрерывнолитых слэбов и листов из них на Донецком металлургическом заводе // *Сталь*. 1972. № 2. С. 155–118.
333. Коллберг С.Г., Хакл Г.Р., Лехман А.Ф., Эрикссон Д.-Е.А. Традиционная разливка слэбов с использованием электромагнитных систем // *Технологии автоматизации АВ.– АBB*, 2006. – 12 с.
334. Kittaka S., Kanki T., Watanabe K., Miura Y. // *Nippon Steel Technical Report*. № 86. July 2002. P. 68–73.
335. Nakashima J., Kiyose A., Ohtani Y. et al. // *Nippon Steel Technical Report*. № 86. July 2002. P. 61–67.
336. Kubota J., Kubo N., Ishii T. et al. // *NKK Technical Review*. № 85. 2001. P. 1–9.
337. Wolf M. // *Iron & Steel International*. 1995. № 9. P. 36–37.
338. Дюдкин Д.А., Булянда А.А., Шкляр В.С. Способ обработки металла при непрерывном литье // *Патент РФ № 2025201*. 1994. Бюл. № 24.
339. Дюдкин Д.А., Следнев В.П., Шкляр В.С. Устройство для вакуумной обработки жидких расплавов // *Патент РФ № 2031140*. 1995. Бюл. № 8.
340. Матросов Ю.И., Носоченко А.О., Емельянов В.В. и др. Исследование центральной неоднородности в непрерывнолитых трубных сталях // *Сталь*. 2002. № 3. С. 107–110.
341. Yamda M., Ogibayashi S., Tezuka M. and Mukai T. // *Steelmaking Conference Proceedings*. 1988. Vol. 771. P. 77.
342. Yim C.H., Park J.K., Nam S.H. // *Steelmaking Conference Proceedings*. 1998. Vol. 81. P. 309.
343. Park J., Kany S.E., Choi C.H., Back S.K. Improvement of slah internal quality with dynamic soft reduction equipment // *SEAISI Quarterly*. Vol. 33. № 2. P. 43–47.
344. Флик А., Мёрвальд К., Ланшютцер Й., Юза Л. Технология непрерывной разливки ФАИ // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2006. № 8. С. 46–58.
345. Буланов Л.В., Юровский Н.А., Химич Т.С., Масаев М.В. математическая модель и расчет параметров мягкого обжата непрерывнолитых заготовок // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2003. № 8. С. 124–130.
346. Mc' Lean A. The tundish – transmitter of signals of quality // *Steel technology international*. 1990/91. – P. 165–169.
347. Pleschiutschnigg F.P., Parchat L., Rahmfeld W. et al Secondary cooling systems for slab caster: from air mist to dry casting // *Iron and Steel Engineer*. 1987. № 1. P. 51–55.
348. Wolf M. Bloom and Billet Casting Overview // *3rd European Conference on Continuous Casting*. Oktober 20-23. 1998. P. 515–524.
349. Ludlow W., Normanton A., Anderson A., et al. Strategy to minimize Segregation in high carbon Steel grades during billet casting // *Ironmaking and Steelmaking*. 2005. 32. № 1. P. 68–74.
350. Поживанов М.А. Внепечная металлургия чугуна.– К.: ФТИМС НАНУ, 2006. – 78 с.
351. Свяжин А.Г., Шахпазов Е.Х., Романович Д.А. Оценка эффективности обработки жидкого чугуна конвертерным шлаком // *Металлург*. 1998. № 11. С. 27–28.
352. Андреев В.Ф. Основные проблемы технического прогресса и экономики черной металлургии СССР.– М.: Металлургия, 1976.– 416 с.
353. Квитко М.П., Афанасьев С.Г. Кислородно-конвертерный процесс.– М.: Металлургия, 1974.– 343 с.
354. Роменец В.А., Кремневский С.В. Техничко-экономический анализ кислородно-конвертерного производства.– М.: Металлургия, 1973.– 511 с.
355. Воронова Н.А. Десульфурация чугуна магнием. – М.: Металлургия, 1980. – 239 с.
356. Бабич А.И., Кочура В.В., Формас А. и др. Производство первичного металла в странах Западной Европы // *Металл и литье Украины*. 1997. №5. С. 32–37.
357. Шевченко А.Ф., Двоскин Б.В., Курилова Л.П. и др. Эффективность десульфурации чугуна и усвоения магния в процессах ковшевой обработки // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2002. №5. С. 12–14.
358. Вергун А.С., Двоскин Б.В., Шевченко А.Ф., Лындя П.С. К вопросу о выборе рациональной схемы производства качественной стали // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2006. №3. С. 21–23.
359. Кишкин Ю.Н., Зазулин В.Ю., Антонов В.В. и др. Установка десульфурации чугуна в крнвертерном производстве ОАО "Северсталь"// *Труды восьмого конгресса сталеплавильщиков (г. Нижний Тагил, 18–22 октября 2004 г.)*.– Москва: ОАО "Черметинформация", 2005. С. 445–448.

360. Поляков В.В. Ресурсосбережение в черной металлургии.– М.: Машиностроение, 1993. – 145 с.
361. Вести с металлургических предприятий России и стран СНГ // ОАО "Черметинформация". Информация руководителю. 2003. №11. С. 13.
362. Вести с металлургических предприятий России и стран СНГ // ОАО "Черметинформация". Информация руководителю. 2002. №9. С. 14.
363. Кисиленко В.В., Бать С.Ю., Онищук В.П. Использование различных видов магнийсодержащих порошковых проволок для внепечной десульфурации чугуна // Современные проблемы теории и практики производства качественной стали: Сборник докладов международной научной конференции (г. Мариуполь, 8–10 сентября 2004 г.).– Мариуполь: ПГТУ, 2004. С. 146–148.
364. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Фещенко С.А., Минченков А.В. Внепечная обработка чугуна порошковыми проволоками на ОАО ЛМЗ "Свободный сокол" // "Тепло - и массообменные процессы в металлургических системах". Материалы VII международной научно-технической конференции (г. Мариуполь, 06–08 сентября 2006 г.).– Мариуполь: ПГТУ, 2007. С. 344–349.
365. Ярошевский С.Л., Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Доменная плавка на шлаках пониженной основности с внедоменной десульфурацией чугуна // Пылеугольное топливо – альтернатива природному газу при выплавке чугуна: Труды международной научно-технической конференции (г. Донецк, 18–21 декабря 2006 г.).– Донецк: УНИТЕХ, 2006. С. 302–312.
366. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Злепко Е.В., Гольшпкин Г.А. Технология рафинирования и модифицирования железоуглеродистых расплавов порошковой магнийсодержащей проволокой // Прогрессивные технологии в металлургии стали: XXI век: Материалы международной научно-технической конференции (г. Донецк, 31 октября–2 ноября 2006 г.) – Донецк: ООО "Норд Компьютер". 2006. С. 20–21.
367. Вергун А.С., Двоскин Б.В., Шевченко А.Ф., Зотов А.В. Комплексная внедоменная десульфурация и деазотация чугуна // Труды пятого конгресса сталеплавыльщиков (Рыбница 14–17 октября 1998 г.).– М.: АО "Черметинформация", 1999. С. 383–385.
368. Шевченко А. Ф., Ткач Н. Т. Состояние и перспективы развития внепечной десульфурации чугуна на предприятиях черной металлургии // Черная металлургия. Наука. Технология. Производство: Сборник трудов ИЧМ.– М.: Металлургия, 1989. С. 105–113.
369. Хомберг Х. Десульфурация стали в ковше с помощью погружаемой фурмы // Новости черной металлургии за рубежом. 2005. Выпуск 3. С. 33–35.
370. Шевченко А.Ф., Александров В.А., Носоченко О.В. и др. Разработка основных положений и промышленное освоение материало-
энергоэкономных процессов внепечной десульфурации чугуна // "Производство стали в XXI веке. Прогноз, процессы, технологии, экология": Материалы международной научно-технической конференции (Киев–Днепродзержинск, 15–19 мая 2000 г.).–Киев: НТУУ "КПИ", 2000. С. 538–544.
371. Шевченко А.Ф., Двоскин Б.В., Вергун А.С. и др. Изучение в промышленных условиях процесса десульфурации чугуна вдуванием различного вида магниевых реагентов // Труды пятого конгресса сталеплавыльщиков (г. Рыбница, 14–17 октября 1998 г.).– М.: АО "Черметинформация", 1999. С. 337–380.
372. Зборщик А.М. Экономическая эффективность различных способов внедоменной десульфурации чугуна // Металл и литье Украины. 2001. № 3–4. С. 11–13.
373. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Внепечная десульфурация чугуна порошковой проволокой // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2003. №8. С. 43–49.
374. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Использование порошковой проволоки для внепечной десульфурации чугуна // Черная металлургия: Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2003. Выпуск 11. С. 41–44.
375. Кисиленко В.В., Бать С.Ю., Онищук В.П. Использование порошковой проволоки с различными наполнителями для внепечной десульфурации чугуна // Труды восьмого конгресса сталеплавыльщиков (г. Нижний Тагил, 18–22 октября 2004 г.).– Москва: ОАО "Черметинформация", 2005. С. 436–440.
376. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Десульфурация чугуна магнийсодержащей проволокой на Липецком металлургическом заводе "Свободный сокол" // Черная металлургия: Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2002. Выпуск 11. С. 26–29.
377. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. и др. Внепечная десульфурация чугуна порошковыми проволоками с различными наполнителями // Производство стали в XXI веке. Прогноз, процессы, технологии, экология: Материалы международной научно-технической конференции (Киев–Днепродзержинск, 15–19 мая 2000 г.).– Киев: НТУУ "КПИ", 2000. С. 514–519.
378. Зборщик А.М., Климанчук В.В., Косолап Н.В., Ларионов А.А. Внедоменная десульфурация чугуна в ОАО "Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича" // Пылеугольное топливо – альтернатива природному газу при выплавке чугуна: Труды международной научно-технической конференции (г. Донецк, 18–21 декабря 2006 г.).– Донецк: УНИТЕХ, 2006. С. 353–358.

379. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Онищук В.П. и др. Внепечная десульфурация чугуна магнийсодержащей проволокой // *Сталь*. 1998. № 5. С. 16–18.
380. Дюдкин Д.А., Бать Ю.И., Кисиленко В.В. и др. Десульфурация чугуна порошковой магнийсодержащей проволокой // *Металл и литье Украины*. 1998. №1–2. С. 19–21.
381. Зборщик А.М., Климанчук В.В., Косолап Н.В. Эффективность современных технологий десульфурации чугуна магнием // *Металл и литье Украины*. 2006. № 3–4. С. 20–22.
382. Дюдкин Д.А., Зборщик А.М., Кисиленко В.В. Преимущества десульфурации чугуна лигатурами системы Fe–Si–Mg // *Сталь*. 1999. №4. С. 26–27.
383. Зборщик А.М., Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Порошковая проволока для глубокой десульфурации чугуна магниевыми реагентами // Труды пятого конгресса сталеплавателей (Рыбница, 14–17 октября 1998 г.). – М.: АО Черметинформация, 1999. – С. 390–392.
384. Кисиленко В.В., Дюдкин Д.А., Онищук В.П. и др. Особенности внепечной десульфурации чугуна кремний–магниевого лигатурой // *Металл и литье Украины*. 2000. № 1–2. С. 13–15.
385. Зборщик А.М., Курганов В.А., Черкашин И.В. и др. // *Изв. ВУЗов. Черная металлургия*. 1985. № 12. С. 5–9.
386. Pagma V., Basan J. Mimorechi zpracovani surouino zeleza // *Hutnik*. 1988. Т. 30. № 1. С. 8–12.
387. Шнееров Я.А., Лепорский В.В., Дерфель А.Г. Применение предварительно обработанного чугуна в мартеновской плавке // *Сталь*. 1960. № 1. С. 18–21.
388. Ханао М., Уэна А., Фукугава Н. и др. Одновременная десульфурация, десиликонизация и насыщение марганцем чугуна флюсом системы CaO–CaF₂–MnO₂ // *Дзайре то пуросэсу*. 1994. № 4. С. 1086.
389. Endoh K. // *Nippon Steel Technical Report*. 1994. № 61. P. 21–28.
390. Ogawa Y., Yono M., Kitamura S., Hirata H. // *CAMP ISIJ*. 2000. №13. P. 88.
391. Энгель Г.Ю. Удаление примесей из жидкой стали металлическим кальцием и шлаками на основе галогенидов кальция // *Черные металлы*. 1984. № 9. С. 23–30.
392. Рыжонков Д.И. Теория металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1989. – 322 с.
393. Ямамото С., Кадзиока Х. Разработка нового процесса выплавки стали с использованием Na₂CO₃ // *Тецэ то хаганэ*. 1979. Т. 65. № 4. С. 210.