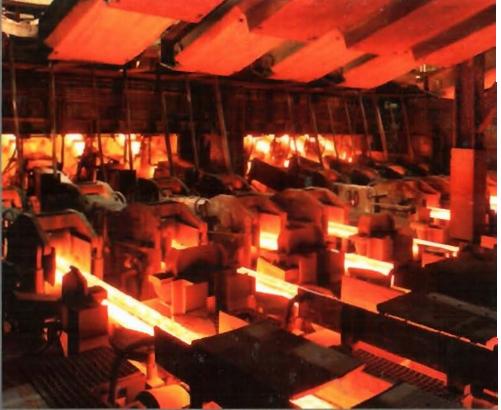


НЕПРЕРЫВНАЯ РАЗЛИВКА СТАЛИ

Смирнов А.Н.
Куберский С.В.
Штепан Е.В.



УДК 621.746.5.047

ББК К 616.33

П

Смирнов Алексей Николаевич – докт. техн. наук, проф. каф. металлургии стали ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

Куберский Сергей Владимирович – канд. техн. наук, доц. каф. металлургии черных металлов Донбасского государственного технического университета

Штепан Евгений Викторович – канд. техн. наук, доц. каф. металлургии стали ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

Рецензенты:

В.Л.Найдек – академик НАН Украины, проф., докт. техн. наук, директор «Физико-технологического института металлов и сплавов» (г. Киев);

В.Л.Пилищенко – чл.-корр. НАН Украины, докт. техн. наук, проф. проректор по научной работе Донецкого государственного университета управления;

А.М.Скребцов – докт. техн. наук, проф. Приазовского государственного технического университета (г. Мариуполь).

Утверждено Министерством образования и науки Украины, как

учебник для студентов направления «Металлургия»

высших учебных заведений

(письмо № 1/11 – 1060 від 08.02.2011)

Смирнов А.Н., Куберский С.В., Штепан Е.В. Непрерывная разливка стали: Учебник. – Донецк: ДонНТУ, 2011. – 482 с.

Учебник содержит материалы, основанные на современных достижениях в области непрерывной разливки стали и рассматривает особенности подготовки металла к непрерывной разливке, конструкцию, назначение и принцип работы основных элементов МНЛЗ, автоматизацию процесса, структуру, качество и дефекты непрерыволитого металла, технологию непрерывной разливки, а также современные МНЛЗ для производства разных видов металлопродукции.

Учебник предназначен для студентов и преподавателей высших учебных заведений, может успешно использоваться в практической деятельности работниками научно-исследовательских и проектных институтов, а также металлургических предприятий.

УДК 669.18

А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан, 2011

ДонНТУ, 2011

ISBN 978-966-310-250-4

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	7
1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ.....	10
1.1 История развития, сущность, преимущества и особенности непрерывной разливки стали.....	10
1.2 Общие принципы системы технологий непрерывного литья, архитектура МНЛЗ и ее основные функциональные узлы.....	23
1.3 Основные типы МНЛЗ и их классификация...	31
1.4 Общая структура сталеплавильных цехов с непрерывной разливкой стали и тенденции ее развития.....	39
1.5.Современные тенденции развития технологии и оборудования для непрерывного литья стали.....	51
Контрольные вопросы	61
2. ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ МЕТАЛЛА ДЛЯ РАЗЛИВКИ НА МНЛЗ.....	64
2.1 Общие требования к качеству металла, предназначенного для разливки на МНЛЗ.....	64
2.2 Основные методы доводки (подготовки) стали в ковше и их эффективность.....	66
2.3 Универсальный агрегат «ковш-печь».....	76
2.4 Регулирование температуры жидкой стали в ковше.....	79
2.5 Перемешивание расплава в ковше.....	88
2.6 Вакуумирование стали в ковше.....	96
Контрольные вопросы	107
3. КОНСТРУКЦИЯ И НАЗНАЧЕНИЕ ОСНОВНЫХ УЗЛОВ МНЛЗ.....	110
3.1 Сталеразливочные ковши и стенды для их замены.....	110
3.2. Промежуточный ковш как функционально-	

технологический элемент обеспечения стабильности разливки и качества непрерывнолитого металла.....	116	НЕПРЕРЫВНОЛИТОГО МЕТАЛЛА.....	245
3.2.1. Конструкция и основные технологические параметры промежуточного ковша.....	117	4.1. Основные сведения о процессах затвердевания и формирования структурных зон в непрерывнолитых заготовках.....	245
3.2.2 Методы дозирования стали при ее истечении из промковша в кристаллизатор... ..	125	4.2. Деформации, напряжения и трещины в твёрдой корочке заготовки.....	254
3.2.3. Футеровка промежуточного ковша, ее эксплуатация и износ.....	133	4.3. Основные дефекты непрерывнолитых заготовок.....	263
3.2.4. Изостатические огнеупоры для дозирования стали и ее защиты от вторичного окисления.....	143	4.3.1. Дефекты профиля.....	266
3.3 Кристаллизатор МНЛЗ.....	154	4.3.2. Дефекты поверхности.....	269
3.3.1. Формирование твердой корочки непрерывнолитого слитка и теплообмен в кристаллизаторе.....	155	4.3.3. Дефекты внутренней структуры.....	278
3.3.2 Качание (осцилляция) кристаллизатора и влияние его параметров на формирование заготовки.....	171	4.4. Влияние внешних динамических воздействий на формирование непрерывнолитых заготовок и их применение на МНЛЗ.....	283
3.3.3. Общие сведения о шлакообразующих смесях и особенностях их работы в кристаллизаторе.....	180	4.5. Электромагнитное перемешивание при непрерывной разливке стали.....	291
3.3.4. Конструктивные особенности кристаллизаторов МНЛЗ.....	196	4.6. Система «мягкого» механического обжатия заготовки для управления усадочными и ликвационными процессами.....	303
3.4. Зона вторичного охлаждения.....	208	Контрольные вопросы	309
3.4.1 Основные конструктивные решения для поддержки и направления движения заготовки.....	208	5. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ.....	311
3.4.2. Системы и способы охлаждения заготовки.....	215	5.1 Автоматическое поддержание уровня металла в кристаллизаторе.....	312
3.5 Участок тянуще-правильной клети, порезка, складирование и транспортировка заготовок..	226	5.2. Система прогнозирования и предотвращения прорывов твердой корочки.....	320
3.6. Затравки для начала разливки стали на МНЛЗ.....	231	5.3 Система динамического сопровождения заготовки по температуре.....	325
Контрольные вопросы	237	Контрольные вопросы	334
4. СТРУКТУРА, КАЧЕСТВО И ДЕФЕКТЫ		6. СОВРЕМЕННЫЕ МНЛЗ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ МЕТАЛЛОПРОДУКЦИИ	337
		6.1. Технологические комплексы и МНЛЗ для производства сортовых заготовок.....	337
		6.2. МНЛЗ для разливки блюмов и фасонной заготовки.....	348
		6.3 Современные МНЛЗ для получения сляба....	354

6.4 Разливка металла на тонкие слабы и литьено-прокатные модули.....	360
6.5. Полунепрерывная разливка слитков.....	371
6.6. Развитие технологий и оборудования для непрерывной разливки в Украине.....	376
Контрольные вопросы	386
7. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ.....	388
7.1 Подготовка МНЛЗ к разливке стали.....	388
7.2 Процесс разливки стали на МНЛЗ.....	402
7.3 Основные аварийные ситуации и возможные неполадки при непрерывной разливке стали..	416
7.4 Основные вопросы охраны труда и техники безопасности при разливке стали на МНЛЗ....	424
7.5 Охрана окружающей среды при непрерывной разливке стали.....	431
Контрольные вопросы	446
Рекомендованный библиографический список.....	448
ПРИЛОЖЕНИЕ А. Расчеты технологических параметров процесса непрерывной разливки	450
Предметный указатель.....	479

ВВЕДЕНИЕ

Непрерывная разливка стали является важнейшим технологическим этапом в производстве металлопродукции, поскольку она обеспечивает перевод стали из жидкого состояния в твердое с приданием ей определенной геометрической формы. Кроме этого условия охлаждения и затвердение стали во время непрерывной разливки в значительной мере предопределяют высокое качество металлопродукции в сравнении с консервативной системой разливки в слитки.

Использование непрерывной разливки в сталеплавильном производстве способствует экономии капиталовложений в связи с исключением затрат на парк изложниц, сооружение цеха подготовки составов, стрипперного отделения, обжимных станов, а также обеспечивает значительную экономию металла вследствие уменьшения обрези, экономию энергии, которая тратилась на подогрев слитков в нагревательных колодцах, позволяет снизить экологическую нагрузку на атмосферу, повысить качество металлопродукции, автоматизировать процесс литья и улучшить условия работы обслуживающего персонала.

Конструктивные решения, используемые при создании машин непрерывной разливки, содержат в себе знания из целого ряда дисциплин в области металлургии, материаловедения, теории затвердения, электротехники, гидродинамики, теплофизики, теории измерений и автоматических систем управления и др. Такой комплексный подход не имеет аналогов при создании высокоеффективных агрегатов и машин для технологических схем производства чугуна и стали.

Технологический процесс и машины непрерывной разливки стали постоянно развиваются и совершенствуются, что расширяет сферу их применения и создает предпосылки для трансформации сталеплавильного передела в целом. Уровень эффективности использования технологий непрерывной разливки стали учитывается при создании новых производств и модернизации действующих. В свою очередь это стимулиру-

ет дальнейшее развитие конструкций машин непрерывной разливки стали, обеспечивая большую привлекательность их дизайна и конкурентоспособность.

В целом многолетний прогресс в теории, технологии и оборудовании для непрерывной разливки стали был достигнут за счет целого ряда факторов, среди которых нужно выделить следующие:

- более глубокое понимание и теоретическое обоснование процесса литья и формирования заготовки;
- широкое применение новых и высокоэффективных материалов (например, покрытие рабочей поверхности кристаллизаторов, огнеупоры и др.);
- радикальное повышение надежности стандартных деталей и узлов (например, подшипники качения, элементы систем управления электрическим оборудованием и т.п.);
- увеличение уровня автоматизации за счет широкого применения разного рода датчиков, сервоприводов, моделей и программного обеспечения для управления процессом;
- применение более функциональных решений в части оптимизации процессов текучести стали в промежуточном ковше (промковше) и кристаллизаторе при использовании наиболее современных и точных методик расчетов гидродинамики, которое стало возможным за счет расширения возможностей вычислительной техники.

Несмотря на некоторые незначительные отличия, основные технологические и конструктивные особенности МНЛЗ довольно хорошо изучены и разработаны. Дальнейшее их развитие и совершенствование достигается за счет обеспечения высокой гибкости и функциональности машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), включая совмещение процессов литья и прокатки.

Опираясь на многочисленные отечественные и зарубежные исследования в области непрерывной разливки стали и модернизации сталеплавильного производства, а также на опыт преподавания технических дисциплин студентам направления «Металлургия», авторы создали современный

учебник для изучения курса «Непрерывная разливка стали», а также смежных с ним дисциплин.

Основное содержание учебника посвящено технологическим процессам непрерывного литья стали и формирования качественных заготовок для последующего передела. Именно поэтому в нем представлено 7 разделов, которые наиболее полно описывают теоретические и практические аспекты этих процессов:

- сущность, преимущества и особенности непрерывной разливки стали;
- техника и технологии подготовки металла для разливки на МНЛЗ;
- конструкция и назначения основных узлов МНЛЗ;
- структура, качество и дефекты непрерывнолитой заготовки;
- автоматизация процессов непрерывной разливки стали;
- общая характеристика современных МНЛЗ;
- особенности технологического процесса непрерывной разливки стали.

Каждый раздел заканчивается вопросами для самоконтроля усвоения изложенного в них материала. К разделам, которые имеют практическую направленность, представлены задачи для определения основных технологических параметров непрерывной разливки.

Учебник предназначен для студентов и преподавателей высших учебных заведений. Он может быть успешно использован не только в учебной, но и в практической деятельности работниками научно-исследовательских и проектных институтов, а также металлургических предприятий.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ

Идея разливки металла в непрерывном режиме принадлежит Г.Бессемеру. Им в 1856 г. была запатентована схема разливки металла между двумя вращающимися роликами. В дальнейшем большинство исследователей стремилось создать МНЛЗ с медным водоохлаждаемым кристаллизатором коробчатого типа, расположенным вертикально. Наибольший технологический рывок был обеспечен при этом З.Юнгхансом, сформулировавшим концепцию возвратнопоступательного движения кристаллизатора, с целью сообщения ему некоторого перемещения относительно поверхности заготовки и предотвращения прилипания твердой корочки заготовки к стенкам кристаллизатора (патент 1936 г.).

1.1 История развития, сущность, преимущества и особенности непрерывной разливки стали

Под непрерывной разливкой стали обычно принято подразумевать систему технологий и операций, которые обеспечивают квазинепрерывный перевод жидкой стали, находящейся в сталеразливочном ковше, в твердое состояние в виде заготовок определенной геометрической формы.

Процесс непрерывной разливки металла обеспечивает последовательную (без остановок) разливку определенного количества ковшей, подаваемых от сталеплавильных агрегатов, а получаемая заготовка при этом разрезается на мерные длины в соответствии с требованиями потребителей и затем отправляется на перекат в соответствующие прокатные цехи. При этом выход годной заготовки составляет 98,5-99,5% от массы разлитой жидкой стали. Разливку стали непрерывным способом осуществляют на специальных машинах, называемых машинами непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), которые имеют определенную конструкционную архитектуру (рисунок 1.1), включающую поворотный стенд для замены

сталеразливочных ковшей, промежуточный ковш, кристаллизатор, зону вторичного охлаждения заготовки, тянущий правильный механизм и пр.

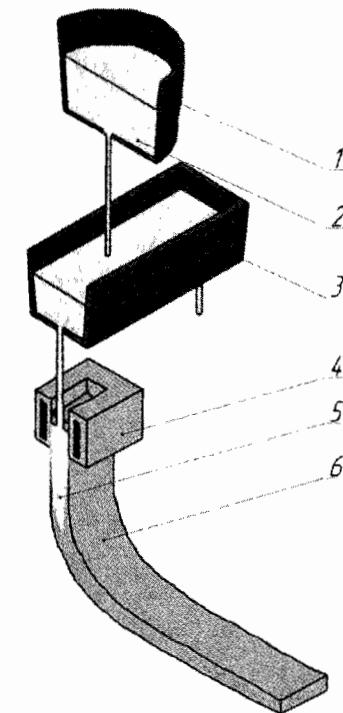


Рисунок 1.1 – Общая схема непрерывной разливки стали: 1 – сталеразливочный ковш; 2 – жидккая сталь; 3 – промежуточный ковш; 4 – кристаллизатор; 5 – заготовка; 6 – зона вторичного охлаждения

Существо процесса непрерывной разливки заключается в том, что жидкая сталь из сталеразливочного ковша поступает в промежуточный ковш, а далее в интенсивно охлаждаемую сквозную форму прямоугольного, квадратного, круглого или специального фасонного сечения – кристаллизатор,

где происходит частичное затвердевание непрерывно вытягиваемого слитка и образуется твердая оболочка, заполненная жидкостью по форме и сечению, соответствующая готовой заготовке. Частично затвердевшая заготовка с помощью транспортирующей системы (тянущей клети) поступает в зону вторичного охлаждения, где происходит ее полное затвердевание. Полученный слиток режется на мерные длины, охлаждается и с помощью рольганга или других транспортных средств направляется в соответствующий прокатный цех или на склад.

При подготовке МНЛЗ к разливке в каждом кристаллизаторе с помощью специального устройства – затравки устраивается сплошное подвижное «дно». Верхний конец затравки, имеющий пазы, вводится в кристаллизатор, ее противоположный конец находится в зацеплении с тянущим устройством. По мере наполнения кристаллизатора металл затекает в пазы и, быстро затвердевая, образует прочное сцепление с затравкой. Затем включается тянувшее устройство, и твердая оболочка с жидкостью сердцевиной вытягивается в зону вторичного охлаждения.

Для образования прочной твердой оболочки (корочки металла) стенки кристаллизатора изготавливаются из материала, обладающего высокой теплопроводностью, и интенсивно охлаждаются водой. Для уменьшения трения между коркой (оболочкой) твердого металла и стенками кристаллизатора, предотвращения смачивания стенок кристаллизатора жидкостью и создания нейтральной или восстановительной атмосферы на поверхность металла в кристаллизаторе подают жидкую или твердую смазку в виде различных масел, углеводородов, а также экзотермических теплоизолирующих шлаковых смесей. Наряду с этим для предотвращения разрыва оболочки и прилипания корочки металла к стенкам кристаллизатора последний совершает возвратно-поступательное движение (качание) с помощью специальных механизмов.

Из кристаллизатора, как уже указывалось, частично затвердевший слиток попадает в зону вторичного охлаждения, которая состоит из опорных элементов (роликов) и устройств, обеспечивающих охлаждение слитка. Опорные элементы должны, прежде всего, предотвращать деформацию оболочки слитка и искажение ее формы под действием ферростатического давления. Охлаждение осуществляется обычно орошением поверхности слитка водой, расход которой зависит от разливаемой марки стали и скорости вытягивания слитка.

После того, как полностью затвердевший слиток в месте соединения с затравкой выходит из тянущего устройства, затравка отсоединяется от слитка и убирается специальным механизмом, а слиток поступает в устройство для резки.

По окончании разливки остатки слитка выводятся из машины, убирается промежуточный ковш, проводится контроль и настройка действия механизмов и системы охлаждения, затем вновь вводится затравка.

Первые полупромышленные (пилотные) установки появились в мире сразу после окончания второй мировой войны в нескольких ведущих индустриальных странах (таблица 1.1). Так, опытные машины вертикального типа были сооружены в 1946 г. на заводе в городе Лоу Мур (Великобритания), в 1948 г. – на фирме «Бабкок и Уилкокс» (г. Бивер Фоле, США), в 1950 г. – на фирме Маннесманн АГ (г. Дуйсбург, Германия) и т.д.

В СССР первая опытная МНЛЗ вертикального типа ПН-1-2 была сооружена в 1945 г. в институте ЦНИИчермет и предназначалась для отливки заготовок круглого и квадратного сечений (размер стороны квадрата и диаметр до 200 мм). Опыт работы на этой установке позволил определить некоторые основные особенности технологического процесса разливки и связанные с ними требования к конструкции отдельных узлов машины.

В 1947 г. была пущена экспериментальная МНЛЗ ПН-3 ЦНИИчермета, предназначенная для исследований и разработки технологического процесса полунепрерывной разливки стали и специальных сплавов в заготовки мелких сечений.

**Таблица 1.1 – Основные этапы конструирования
МНЛЗ и усовершенствования технологии для непрерывной
разливки стали**

Год	Сущность изобретения
1	2
1856	Опытная МНЛЗ для разливки между валками, стопорный промежуточный ковш
1886	Вертикальная сортовая МНЛЗ с затравкой
1889	Вертикальная сортовая МНЛЗ с порезкой
1915	Загиб-разгиб сортовой заготовки
1921	Концепция качания кристаллизатора
1933	Качание кристаллизатора и погружная труба
1936	Опыты по изменению ширины ручья
1938	Подогрев промковша, отсечка шлака, вторичное охлаждение заготовки
1939	Роликовая поддержка заготовки в ЗВО
1944	Составной кристаллизатор для получения больших блюмов и слябов
1947	Автоматический контроль уровня в кристаллизаторе и концепция непрерывной разливки тонких слябов
1949	Электромагнитное перемешивание в кристаллизаторе
1951	Сооружение вертикальной опытно-промышленной полунепрерывной машины
1953	Сооружение четырехручьевой промышленной установки для непрерывной разливки стали в квадратную заготовку на заводе в г. Денене (Франция)
1954	Пуск фирмой «Конкаст» вертикальной слябовой МНЛЗ (завод «Атлас Стил», Канада)
1959	Сооружение в ЭСПЦ Новолипецкого металлургического комбината промышленной вертикальной слябовой установки (г. Липецк, Россия)
1960	Сооружение промышленной вертикальной слябовой МНЛЗ в мартеновском цехе Донецкого металлургического завода (г. Донецк, Украина)

Продолжение таблицы 1.1

1	2
1961	Пуск в эксплуатацию вертикальной МНЛЗ с загибом заготовки до горизонтального положения (металлургический завод в г. Диллингер, Германия)
1962	Первое промышленное использование шлакообразующей смеси в кристаллизаторе МНЛЗ на заводе САФЕ (Франция) и фирмы «Маннесманн-Демаг» (Германия). Пуск универсальной машины для разливки 4-х слябов или 8-и блюмов, или 8 сортовых квадратных или круглых заготовок (фирма «Маннесманн-Демаг»). Пуск первой опытной одноручевой сортовой МНЛЗ радиального типа на заводе УЗТМ, г. Екатеринбург (разработка института УкрНИИМет, г. Харьков, Украина)
1963	Проведение первых разливок стали методом «плавка на плавку» в мартеновском цехе Донецкого металлургического завода
1964	Сооружение фирмой «Конкаст» криволинейной МНЛЗ для литья широких слябов на металлургическом заводе в г. Диллингер. Пуск промышленной МНЛЗ для литья круга фирмой «Маннесманн-Демаг». Использование концепции фирмы «Конкаст» для системы автоматического контроля положения стопора в промковше на заводе «Бароу Стил» (Великобритания)
1966	Пуск первого в мире крупного конвертерного цеха со 100% непрерывной разливкой стали на Новолипецком металлургическом комбинате (г. Липецк, Россия). Реконструкция опытной МНЛЗ УкрНИИМет и обеспечение процесса деформации заготовки до окончания ее затвердевания (завод УЗТМ, Екатеринбург, Россия)
1967	Промышленная разливка стали на два ручья в одном кристаллизаторе слябовой МНЛЗ фирмой «Маннесманн-Демаг»

Продолжение таблицы 1.1

1	2
1968	Сооружение полупромышленных горизонтальных машин непрерывной разливки на заводах «Дженерал Моторс» (США) и «Дэви Лоуи» (Джэрроу, Великобритания) и промышленной МНЛЗ с деформацией незатвердевшего сляба на металлургическом заводе г. Нижний Тагил (Россия)
1969	Испытание фирмой «Маннесманн-Демаг» форсунки, разбрызгивающей воду под углом до 120° и горизонтальной МНЛЗ фирмой «Дженерал Моторс» (США)
1974	Применение фирмой «Маннесманн-Демаг» (завод «Маннесманн-Лейчер», Германия) форсунки для получения водо-воздушной смеси. Промышленное использование метода электромагнитного перемешивания (ЭМП) жидкого металла под кристаллизатором МНЛЗ на заводе САФЕ (Франция)
1975	Запита стали от вторичного окисления при переливе из сталеразливочного ковша в промковш с помощью специальной «камеры-зонтика» (фирма «Маннесманн-Демаг»)
1976	Пуск в эксплуатацию первой вертикальной МНЛЗ (проект фирмы «Конкаст») для сверхшироких слябов (ширина - 2500 мм, толщина - 310 мм) на заводе «Кавасаки Стил Корп.» (г. Курашики, Япония)
1977	Промышленное использование ЭМП металла в кристаллизаторе
1982	Промышленное использование фирмой «Демаг» метода электромагнитного торможения струи металла в кристаллизаторе на заводе «Кавасаки Стил Мицushima» (Япония)
1984	Пуск в эксплуатацию установок поточного вакуумирования стали на участке «сталеразливочный ковш – промковш» МНЛЗ на Новолипецком металлургическом комбинате (г. Липецк, Россия).

Продолжение таблицы 1.1

1	2
1986	Промышленная разливка на МНЛЗ слябов толщиной 30-50 мм и шириной 1200-1600 мм на заводе «Шлеммингилмаг АГ» (Германия)
1987	Испытание в промышленных условиях метода газоимпульсного (пульсационного) перемешивания жидкого металла в кристаллизаторе слябовой МНЛЗ на комбинате «Азовсталь» (г. Мариуполь, Украина)
1987	Промышленные опыты непрерывного литья тонких слябов с совмещением литья и прокатки – металлургический завод «Маннесманн» (г.Дуйсбург, Германия)
1988	Промышленное опробование метода «мягкого» обжигания сляба с жидкой серцевиной на заводе «Кавасаки Стил Кимутцу Уоркс» (Япония)
1989	Использование в промышленных масштабах комбинированного электромагнитного перемешивания (в зоне вторичного охлаждения и в зумпфовой зоне) на блюмовой МНЛЗ завода «Сандвик Стил» (г.Сандвикен, Швеция)
1991	Промышленное использование плазменного подогрева металла в промковше на горизонтальной МНЛЗ завода «ВГХ Еделштал» (Германия)
1992	Пуск в эксплуатацию разработанного фирмами «Маннесманн-Демаг» и «Арведи» первого в мире мини-завода с технологией непрерывного литья тонких слябов с совмещением литья и прокатки (г.Кремона, Италия)
1995	Сооружение фирмой «Даниели» промышленной МНЛЗ для производства тонкого сляба на заводе «Нукор Стал» (США)
1997	Пуск первой промышленной установки для непрерывной разливки тонкой полосы на заводе в г. Хикари (Япония)

В 1948 г. была построена установка ПН-4 для разливки стали различных марок на слябы толщиной 200 мм и шириной 500 мм, а в 1949 г. - установка ПН-5 ЦНИИЧермета, позволявшая разливать слиток с максимальной толщиной 300 мм и шириной 900 мм.

Первая горизонтальная МНЛЗ в СССР была построена на Московском металлургическом заводе «Серп и молот» в конце 1949 г. (машина М.Ф.Голдобина), на которой в течение пяти лет было отлито примерно 9500 т стали. Двумя годами позже в мартеновском цехе Бежецкого машиностроительного завода была сооружена опытно-промышленная машина непрерывной разливки наклонного типа (квадратная заготовка). Однако установки горизонтального и наклонного типов получили гораздо меньшее распространение в промышленности, чем вертикальные, из-за целого ряда существенных конструктивных проблем и недостатков. С 1951 г. на заводе «Красный Октябрь» (г. Волгоград) заработала первая в СССР опытно-промышленная установка непрерывной разливки стали вертикального типа.

Между тем, в течение первого десятилетия после начала экспериментальных работ промышленное использование процесса непрерывной разливки развивалось относительно медленно, что, вероятно, объясняется некоторой инерционностью в развитии новых технологий.

Первые промышленные МНЛЗ были запущены в эксплуатацию в конце 50-х – начале 60-х годов XX века. Одна из первых промышленных слябовых МНЛЗ была запущена 30 июня 1960 г. в мартеновском цехе Донецкого металлургического завода. Примечательно, что эта машина продолжает работать и в настоящее время.

Бурное распространение и широкое внедрение непрерывной разливки стали происходило с начала 70-х г.г. в странах Западной Европы, СССР, Японии и США. Так, еще в 1970 г. только 4,5% стали разливалось на МНЛЗ, а в 1987 г. этот показатель превысил 50% (рисунок 1.2).

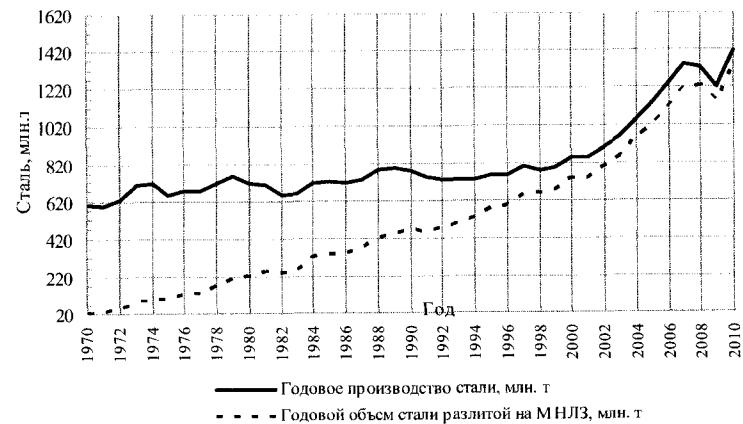


Рисунок 1.2 – Динамика наращивания объемов стали, разливаемой на МНЛЗ в период с 1970 по 2010 г.г.

Этому способствовал экономический рост, наблюдавшийся в большинстве промышленно развитых стран мира, что обусловило, по сути, быстрое внедрение многих высокоеффективных технологических процессов и стимулировало развитие новых технологических построений в черной металлургии.

На практике в это время было реализовано много высокоэффективных решений относительно конструкции кристаллизатора, использования новых расходуемых материалов (шлакообразующая смесь, оgneупоры для дозирования истечения стали), оптимизации работы зоны вторичного охлаждения и пр. В целом к концу 80-х г.г. процесс непрерывной разливки стали получил всемирное признание и стал определяющим в сталелитейном производстве. Сегодня МНЛЗ успешно работают более чем в 90 государствах мира, а их общее количество превышает 2000 единиц.

К началу третьего тысячелетия практически все более или менее современные сталеплавильные цехи были полностью оснащены МНЛЗ, что позволило достичь показателя

доли непрерывной разливки в мире на уровне 94,1% в 2009 г. При этом в большинстве стран мира доля стали, разливаемой на МНЛЗ, превышает 95-97%, а в целом ряде стран составляет 100%. Исключение составляют такие государства, как Россия, Украина, Бразилия и некоторые другие, в которых доля непрерывной разливки значительно ниже в силу продолжающейся модернизации сталеплавильного комплекса.

В настоящее время ведущими производителями МНЛЗ в мире, определяющими направление развития оборудования и технологии непрерывной разливки, являются фирмы Siemens-VAI (Австрия, Германия), SMS-Demag (Германия), Danieli (Италия), Sumitomo (Япония) и пр. В Украине единственным производителем МНЛЗ является ОАО «Новокраматорский машиностроительный завод». В России производство МНЛЗ осуществляется на ЗАО «Машиностроительная корпорация «Уралмаш».

Преимущества машин непрерывного литья стали по сравнению с разливкой стали в изложницы обусловлены следующими основными факторами:

- повышение выхода годного металла по заготовке за счет уменьшения головной и донной обрези на 15-25%;
- снижение уровня капиталовложений (за счет сокращения площадей под оборудование на 30-35%, а в некоторых случаях до 50%): отпадает необходимость в большом парке изложниц и сталеразливочных тележек, в применении стрипперных кранов и стационарных машин для извлечения слитков из изложниц, установок для охлаждения и подготовки сортавов с изложницами и пр.;
- устранение необходимости оснащения завода обжимным цехом и выполнения целого ряда дополнительных операций по обработке металла;
- обеспечение на 20-35% экономии сырьевых и энергетических ресурсов (внедрение МНЛЗ с выводом из эксплуатации обжимных цехов позволяет уменьшить энергоемкость продукции на 600-620 МДж/т заготовки при доле горячего

посада слитков 90% и на 1550-1600 МДж/т при доле холодного посада 100%);

– повышение производительности сталеплавильного цеха за счет повышения выхода годного и увеличения ритмичности производства;

– оптимальное совмещение работы МНЛЗ с работой прокатных станов в части получения оптимальных геометрических форматов продукции;

– высокое качество продукции (повышение физической однородности слитка, снижение уровня ликвации и т.п.);

– сокращение на 20-30% численности обслуживающего персонала;

– высокий уровень автоматизации технологического процесса непрерывной разливки стали, позволяющий контролировать качество заготовки в процессе литья;

– улучшение экологической обстановки за счет снижения запыленности производственного пространства, уменьшения загрязненности воды (вода, используемая для кристаллизатора и механизмов МНЛЗ, циркулирует по замкнутым оборотным системам водоснабжения) и пр.;

– улучшение условий труда (устраняются такие тяжелые работы, как уборка скрапа и боя огнеупоров, укладка сифонных проводок, установка изложниц и пр.).

Основными видами непрерывнолитой заготовки (рисунок 1.3), которые отличаются, прежде всего, геометрической формой, являются: слаб (*Slab*) – заготовки прямоугольного сечения с большим значением отношения ширины к толщине, блюм (*Bloom*) – заготовки квадратного или прямоугольного сечения с небольшим отношением ширины к толщине и толщиной более 200 мм, сортовая заготовка (*Billet*) – квадратного сечения толщиной до 200 мм, круг (*Round*) и специальные фасонные профили, например, типа «собачья кость» (*Dog Sholder*). В мировой металлургической практике промышленно производятся непрерывнолитые заготовки следующих максимальных сечений: блюм 600x670 мм, круг

диаметром 600 мм, сляб толщиной до 400 мм и сляб шириной до 3300 мм.

Однако основные направления развития техники и технологии непрерывной разливки стали продолжают фокусироваться на совершенствовании процессов литья заготовок традиционных сечений (сляб, блюм) и на создании новых МНЛЗ для получения сортовых заготовок квадратного и круглого сечения, тонких слябов, листа и фасонных профилей, которые в максимальной степени приближены к готовой продукции (с учетом необходимого обжатия при прокатке).

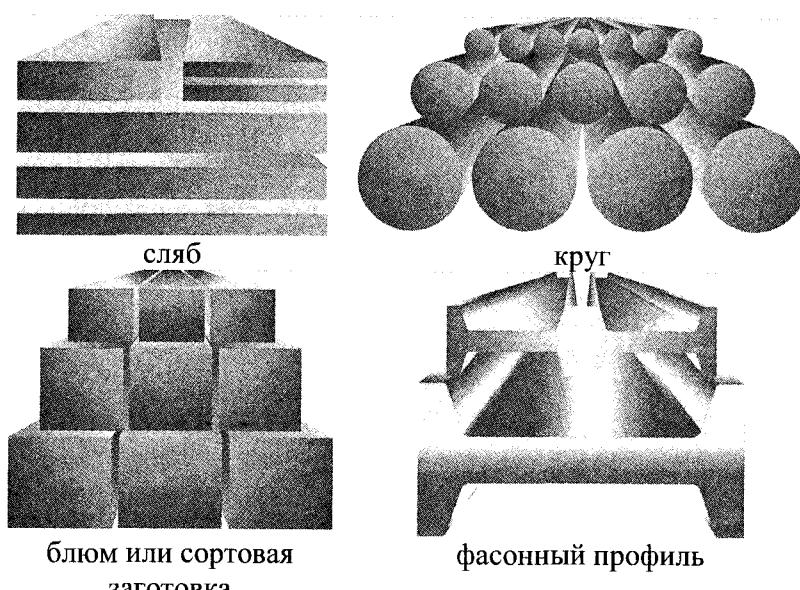


Рисунок 1.3 – Основные виды сечений непрерывнолитой заготовки

Преимущества такого подхода легко увидеть на рисунке 1.4, позволяющем сравнить систему технологий производства квадратной заготовки с использованием сортовых МНЛЗ и консервативную систему производства квадратной заготов-

ки с разливкой в изложницы и прокаткой на блюминге и крупносортном стане.

Наблюдающееся в последнее время заметное увеличение удельной производительности сталеплавильных агрегатов (особенно дуговых сталеплавильных печей) способствует развитию тенденции ускоренной модернизации существующих МНЛЗ с целью повышения их производительности при одновременном повышении качества заготовки.

Примечательно то, что 50-55% всех МНЛЗ были либо сооружены, либо реконструированы именно в последние 10-15 лет, что свидетельствует о непрерывном научно-техническом прогрессе в технологии и оборудовании для непрерывной разливки. Это, прежде всего, относится к слябовым и сортовым МНЛЗ.

1.2 Общие принципы системы технологий непрерывного литья, архитектура МНЛЗ и ее основные функциональные узлы

Основной технологической функцией любой МНЛЗ является перевод стали из жидкого состояния в твердое с признаком получаемой заготовке определенной геометрической формы и обеспечением качественных показателей ее поверхности и внутренней структуры, регламентируемых соответствующими техническими условиями.

Для достижения твердого состояния заготовки необходимо отвести некоторое количество тепла в окружающую среду в течение определенного времени. Для нормального процесса охлаждения необходимо обеспечить движение заготовки с определенной скоростью при регламентированном отводе тепла (охлаждение водой).

Общая схема разливки стали с обозначением основных функциональных узлов и механизмов представлена на рисунке 1.5.

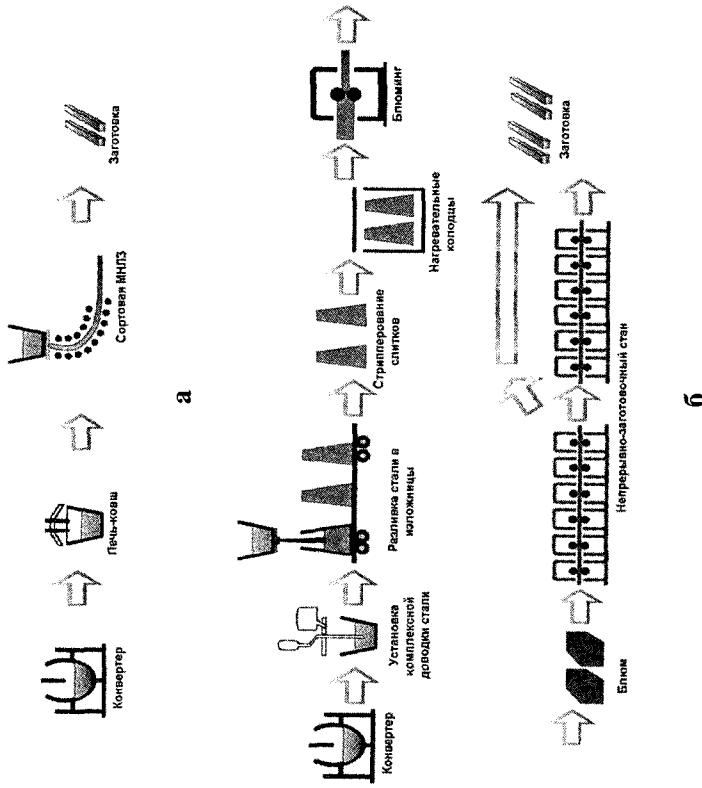


Рисунок 1.4 – Сравнение технологических схем производства сортовой заготовки с непрерывной разливкой (а) и с разливкой в слитки и последующей прокаткой (б)

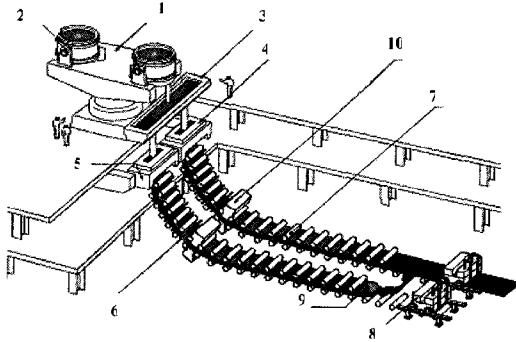


Рисунок 1.5 – Общая схема разливки стали на МНЛЗ

К основным функциональным элементам МНЛЗ можно отнести:

- **стальразливочный стенд (1)** – предназначен для размещения на нем сталеразливочных ковшей (2), передачу их из резервного положения в положение разливки и обратно, обеспечения серийной разливки, подъема и опускания ковшей при разливке, а также для непрерывного взвешивания ковшей с металлом;
- **тележка промежуточного ковша** – служит для удержания его при разливке и перемещения из резервной позиции в рабочую;
- **промежуточный ковш (3)** – обеспечивает поступление металла в кристаллизатор с определенным расходом хорошо организованной струей, позволяет разливать сталь в несколько кристаллизаторов одновременно и осуществлять серийную разливку методом «плавка на плавку» при смене сталеразливочных ковшей без прекращения и снижения скорости разливки; промежуточный ковш является буферной емкостью, так как с его помощью согласовывается поступление металла из сталеразливочного ковша в кристаллизатор;
- **кристаллизатор (4)** – предназначен для приема жидкого металла, формирования слитка заданного сечения и пер-

вичного его охлаждения (выполняется из меди и охлаждается в процессе разливки водой);

– механизм возвратно-поступательного движения кристаллизатора (5) – создает условия, снижающие вероятность возникновения прорывов корки слитка на выходе из него, а также обеспечивает полное «заличивание» места разрыва, возникшего при движении слитка в кристаллизаторе;

– зона вторичного охлаждения (ЗВО) – позволяет создать оптимальные условия для полного затвердевания непрерывно отливаемого слитка, обеспечивающие равномерное охлаждение заготовки (распыления воды форсунками (6), поддержание ее геометрической формы роликами (7) (противорешение выпучивания) и требуемое качество металла;

– тянувшая – правильная машина (ТПМ) – предназначена для вытягивания литой заготовки из кристаллизатора, выпрямления ее на радиальных и криволинейных устройствах и подачи к машине (механизму) для резки; ТПМ обеспечивает подачу затравки в кристаллизатор, удержание ее в кристаллизаторе на время уплотнения зазоров, вытягивание с непрерывнолитой заготовкой из кристаллизатора, отделение головки затравки от заготовки и т.п.;

– машина (механизм) для резки заготовок (8) – обеспечивает разделение непрерывнолитого металла на мерные длины в соответствии с требованиями потребителей;

– затравка (9) – предназначена для образования временного «дна» в кристаллизаторе перед началом разливки и последующего вытягивания со сцепленной заготовкой ТПМ;

– устройство для электромагнитного перемешивания (10) – позволяет повысить качество заготовки.

Процессу непрерывной разливки стали на МНЛЗ обязательно предшествует целый комплекс подготовительных и вспомогательных операций, основными из которых являются: футеровка промежуточного ковша, его сушка и подогрев до температуры 900-1100°C; установка промковша в рабочее положение над кристаллизаторами; установка затравок и ходильников во внутренней полости кристаллизаторов;

транспортировка сталеразливочного ковша от установки внепечной обработки к МНЛЗ и установка его на поворотный стенд и пр. Еще раньше проверяется функционирование всех узлов и механизмов, а также КИП и автоматики.

Разливка стали начинается с открытия шиберного затвора сталеразливочного ковша. Подача металла из сталеразливочного в промежуточный ковш осуществляется открытой или закрытой струей через огнеупорную защитную трубу (рисунок 1.6).

После заполнения промковша металлом на 30-40% его номинальной емкости начинается подача стали в кристаллизаторы. Регулирование расхода стали, вытекающей из промковша в кристаллизатор, может осуществляться посредством литья через калиброванные стаканы-дозаторы при поддержании заданной высоты налива металла в промковше, изменением положения головки стопора относительно стакана-дозатора в промковше.

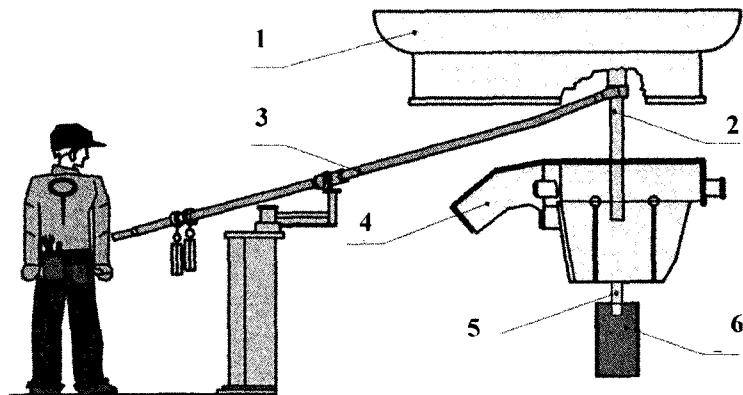


Рисунок 1.6 – Схема перелива стали из сталеразливочного ковша в промковш закрытой струей с применением защитной трубы, устанавливаемой манипулятором: 1 – сталеразливочный ковш; 2 – защитная труба; 3 – манипулятор; 4 – промежуточный ковш; 5 – погружной стакан; 6 - кристаллизатор

При наполнении внутренней полости кристаллизатора металлом начинается процесс движения затравки вниз. При этом скорость вытяжки заготовки определяется толщиной и механической прочностью твердой корочки заготовки на выходе из кристаллизатора, которая необходима для предотвращения прорывов жидкого металла по ходу разливки.

В процессе разливки кристаллизатор совершает возвратно-поступательные движения с определенной частотой и амплитудой, что предотвращает прилипание твердой корочки заготовки к поверхности кристаллизатора. Уровень металла в кристаллизаторе поддерживается постоянным, что обеспечивает повышение качества поверхности заготовки и стабилизирует процесс литья.

Разливка металла может одновременно осуществляться на 1-2 ручьях для слябовых МНЛЗ и на 1-8 ручьях для блюмовых и сортовых МНЛЗ. Выбор количества ручьев производится из соображений обеспечения требуемой производительности МНЛЗ и ритмичности функционирования сталеплавильных агрегатов применительно к конкретному сталеплавильному цеху.

Производительность МНЛЗ (т/мин) может быть определена по формуле:

$$P = b \cdot s \cdot v_c \cdot \rho \cdot n,$$

где b и s – толщина и ширина заготовки, м;
 v_c – скорость вытягивания заготовки, м/мин;
 ρ – плотность стали ($\approx 7,6 \text{ т}/\text{м}^3$);
 n – количество ручьев, шт.

После выхода из кристаллизатора заготовка проходит через ЗВО, протяженность которой может составлять 8-35 м в зависимости от условий разливки (сечение заготовки, марка стали, скорость разливки и пр.). Охлаждение заготовки осуществляется в основном водой или водовоздушной смесью, распыляемой специальными форсунками, которые установ-

лены по ходу движения заготовки. Заготовка движется по поддерживающим роликам, установленным вдоль технологической оси.

При этом протяженность участка, на котором заготовка полностью затвердевает, приближенно определяется по эмпирической формуле (м):

$$L_s = (0,25 \cdot b^2 \cdot v_c) / K^2$$

где K – коэффициент затвердевания, равный для сляба $0,025\text{-}0,027 \text{ м}/\text{мин}^{0,5}$, блюма $0,028\text{-}0,030 \text{ м}/\text{мин}^{0,5}$, а для сортовой заготовки $0,031\text{-}0,033 \text{ м}/\text{мин}^{0,5}$.

После выхода из ЗВО заготовка проходит ТПМ, затем производится отделение затравки и заготовка подается на машину резки, где она делится на мерные длины и затем маркируется. Отрезанная мерная заготовка (как правило, 6-12 м) транспортируется к устройству поперечной транспортировки заготовок, где передается на холодильник (рисунок 1.7).

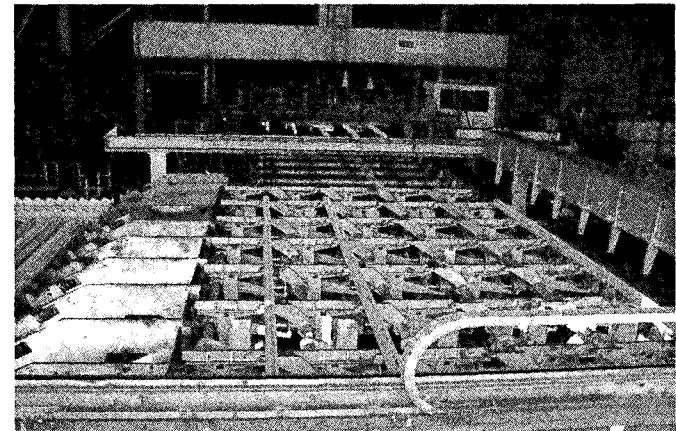


Рисунок 1.7 – Сталкиватель и холодильник сортовой МНЛЗ

Разливка стали осуществляется сериями из нескольких сталеразливочных ковшей (10-25 ковшей и более). При этом замена пустого сталеразливочного ковша на полный осуществляется путем изменения позиции поворотного стенда. Эта операция называется перековшкой. Время замены сталеразливочного ковша составляет, как правило, 90-120 с. В это время разливка продолжается в обычном режиме (или с уменьшением скорости движения заготовки) за счет металла, находящегося в промковше.

Регулирование скорости разливки (вытяжки заготовки) осуществляется двумя способами: путем регламентирования расхода металла, вытекающего из промковша и изменения скорости вытяжки заготовки.

Завершение процесса разливки осуществляется прекращением выпуска металла из сталеразливочного, а затем и из промежуточного ковша. При этом в промковше остается определенный остаток жидкого металла (высота слоя составляет 200-300 мм), который препятствует попаданию шлака из промковши в кристаллизатор. После прекращения подачи металла из промковша движение заготовки приостанавливается, что позволяет «застудить» верхнюю часть заготовки с целью предотвращения выливания металла через край. С этой целью с зеркала металла в кристаллизаторе удаляется шлак и на него подается вода. Далее заготовка продолжает свое движение и полностью выводится из МНЛЗ.

К основным параметрам непрерывной разливки можно отнести:

V_p – скорость разливки (0,3-2,5 м/мин для блюмовых МНЛЗ; 0,6-2,5 м/мин для слябовых МНЛЗ; 4-6 м/мин для сортовых МНЛЗ);

L_p – рабочая metallургическая длина МНЛЗ (7-10 м для вертикальных МНЛЗ; 15-35 м для радиальных и криволинейных МНЛЗ);

R_e – общий расход воды на охлаждение (1,3-2 л/т для сортовой заготовки; 0,3-1,2 л/т для блюма и сляба);

P – производительность МНЛЗ (0,2-0,25 млн. т в год на 1 ручей сортовой и блюмовой МНЛЗ; 1,2-1,5 млн. т в год на 1 ручей слябовой МНЛЗ).

Основные потери металла при непрерывной разливке стали обусловлены:

- обрезью головной части слитка (0,4-0,5 м);
- обрезью хвостовой части заготовки из-за усадки (2-3 м);
- остатком металла в промковше после разливки («кошел» 5-10 т);
- вырезкой по погружному стакану в случае его замены (0,4-0,6 м);
- потерями с окалиной и на порезке – до 0,2% от массы разливающей стали.

1.3 Основные типы МНЛЗ и их классификация

Конструкционное оформление МНЛЗ постоянно развивается и совершенствуется в течение всего периода их применения в промышленности. Основные конструктивные и технологические решения обычно направлены на повышение производительности МНЛЗ, ее компактности, обеспечение высокого качества заготовки, снижение трудоемкости процесса, уменьшение энергозатрат и повышение обеспеченности автоматическими системами управления. Наиболее важными вопросами при этом являются рациональная конфигурация, расположение и протяженность главной технологической оси, профиль поперечного сечения заготовки, совмещение дискретного характера подачи стали от плавильного агрегата с непрерывной работой МНЛЗ и т.п.

Первоначально (50-е и 60-е годы прошлого столетия) МНЛЗ имели вертикальную архитектуру (рисунок 1.8 а), включая участок порезки заготовки на мерные длины.

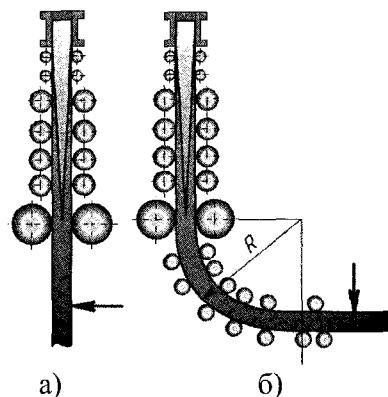


Рисунок 1.8 – Схема вертикальной (а) и вертикальной с загибом (б) МНЛЗ

Преимущества таких МНЛЗ заключаются в том, что все процессы формирования заготовки происходят в вертикальной плоскости (так же, как и у слитка). Это обеспечивает получение высокого качества внутренней структуры заготовки и упрощает конструкцию машины в целом.

Между тем, вертикальные МНЛЗ имеют достаточно серьезные ограничения по скорости разливки (а, следовательно, производительности), поскольку ее повышение предполагает увеличение технологической длины машины и существенное удорожание оборудования. Однако развитие кислородно-конвертерного процесса, бурно происходившее именно в 60-е и 70-е годы прошлого века, обусловило существенное увеличение удельной производительности конвертеров как за счет уменьшения цикла плавки, так и за счет повышения ее массы. Поэтому развитие конструкции МНЛЗ в этот период характеризуется стремлением повысить их производительность за счет увеличения скорости разливки и количества ручьев. Это обусловило тот факт, что более поздние конструкции вертикальных МНЛЗ предусматривали загиб заготовки после ее затвердевания (рисунок 1.8 б) и порезку заготовки при ее расположении в горизонтальной плоскости.

Загиб заготовки при этом осуществлялся как по одноточечной, так и по многоточечной схемам. Существенным преимуществом таких машин является улучшение условий выдачи заготовки на холодильник. В настоящее время вертикальные МНЛЗ используются довольно редко и в основном для получения высококачественного блюма и сляба.

В 70-е и 80-е годы прошлого столетия наибольшее распространение при разливке стали получили МНЛЗ радиального типа (рисунок 1.9). Конструктивной особенностью таких машин является наличие кристаллизатора определенного радиуса (соответствует базовому радиусу МНЛЗ R_o), что обеспечивает получение радиальной технологической линии. После затвердевания заготовки осуществляется ее разгиб и выдача готовой заготовки на холодильник в горизонтальной плоскости.

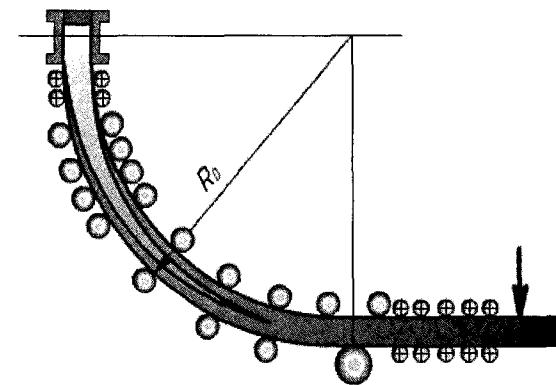


Рисунок 1.9 – Схема МНЛЗ радиального типа (R_o – базовый радиус)

Преимущества радиальных МНЛЗ перед вертикальными заключаются в том, что металлургическая длина машины при том же ферростатическом давлении увеличивается примерно в 1,5 раза, вследствие чего уменьшается высота машины, возрастает скорость разливки и производительность агрегата.

Кроме того, выдача заготовки на холодильник осуществляется в горизонтальной плоскости. Недостатки таких МНЛЗ относятся, главным образом, к качеству заготовки, которое, как правило, несколько ниже, чем у заготовок, отлитых на вертикальной машине. Это объясняется всплытием неметаллических включений в кристаллизатор к стенке малого радиуса и возможным появлением внутренних трещин, возникающих при разгибе заготовки. Последний недостаток в значительной степени устраняется путем применения системы многоточечного разгиба. В настоящее время радиальные МНЛЗ используются преимущественно для получения сортовой и блюмовой заготовки.

Развитием концепции высокопроизводительных МНЛЗ следует считать так называемые криволинейные МНЛЗ с радиальным и вертикальным кристаллизатором (рисунок 1.10).

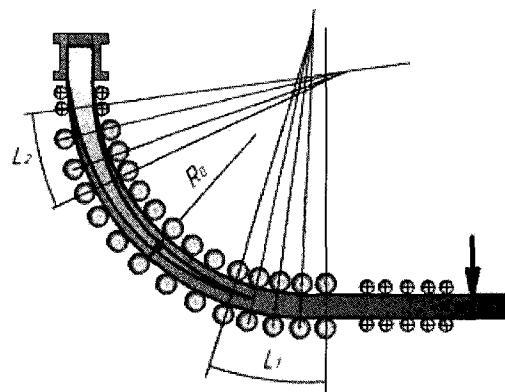


Рисунок 1.10 – Схема МНЛЗ криволинейного типа (L_1 , L_2 – участки разгиба и загиба заготовки; R_o – базовый радиус)

Криволинейные МНЛЗ с радиальным кристаллизатором имеют кристаллизатор и часть зоны вторичного охлаждения с постоянной кривизной (базовый радиус) и участок переменной кривизны, где происходит плавное выпрямление заготовки с жидкой сердцевиной. Такие машины при такой же

общей высоте как вертикальные или радиальные могут иметь значительно большую технологическую длину (до 40 м) и, соответственно, более высокую производительность.

Криволинейные МНЛЗ с вертикальным кристаллизатором имеют небольшой вертикальный участок (длиной 1,5–2,5 м), расположенный в зоне вторичного охлаждения (ЗВО) непосредственно под кристаллизатором, а затем участок многоточечного загиба заготовки, переходящий в радиальный участок с базовым радиусом, аналогичным как у радиальных машин. Выпрямление заготовки осуществляется после ее полного или частичного затвердевания по многоточечной схеме.

Такая схема позволяет обеспечить наиболее благоприятные условия для формирования заготовки в начальный период затвердевания, в том числе для всплытия неметаллических включений (рисунок 1.11).

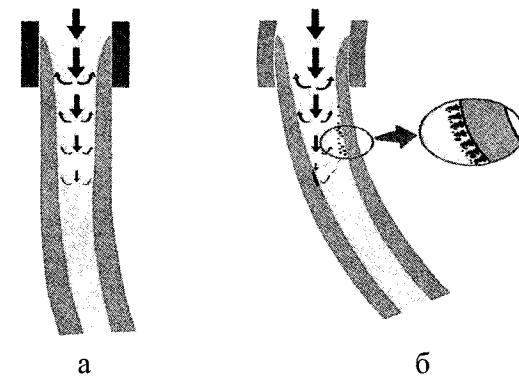


Рисунок 1.11 – Сравнение условий формирования заготовки в вертикальном (а) и радиальном (б) кристаллизаторе

Загиб затвердевающей заготовки осуществляется, как правило, в 5–8 и более точках, что предотвращает возможность образования трещин и прорывов металла в твердой корочке. Последующие участки криволинейной МНЛЗ (рисунок 1.10) в целом аналогичны дизайну радиальных МНЛЗ.

Основные преимущества криволинейных МНЛЗ находятся в плоскости повышения качества заготовки (в первую очередь, поверхностных и подповерхностных слоев) и увеличения компактности машины. Между тем, определенным недостатком таких МНЛЗ является повышение требований к точности настройки роликов ЗВО и технологической линии в целом. Наиболее важными функциональными моментами при этом являются зона загиба и разгиба заготовки, где жестко регламентируется величина деформации твердой корочки. Наибольшее применение криволинейные машины получили при разливке слябовой заготовки.

В последнее десятилетие все большее распространение получают криволинейные МНЛЗ для отливки тонких слябов толщиной около 40-70 мм и менее. Отличительной особенностью таких машин является принципиально новая конфигурация внутренней полости кристаллизатора, имеющая так называемую «чечевицеобразную» форму. Как видно из рисунка 1.12, конструкция такого кристаллизатора предполагает увеличение толщины заготовки в области подвода в него металла.

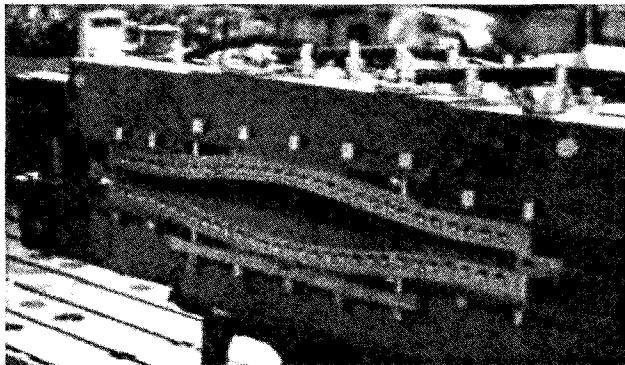


Рисунок 1.12 – Фотография головной части кристаллизатора тонкослябовой МНЛЗ

Среди основных преимуществ тонкослябовых МНЛЗ можно назвать возможность получения слябов шириной свыше 3000 мм, уменьшение потерь энергии и металла в ходе последующего прокатного передела, который совмещается с разливкой в едином агрегате, называемом «литейно-прокатный модуль» (ЛПМ).

На рубеже тысячелетий в сталелитейной практике появились первые промышленные МНЛЗ для прямого получения листа, в которых удается исключить из технологической схемы цикл горячей прокатки заготовки. В агрегатах прямой отливки тонкого листа кристаллизатор состоит из двух валков, расположенных непосредственно под промковшом и врачающихся в противоположных направлениях (рисунок 1.13).

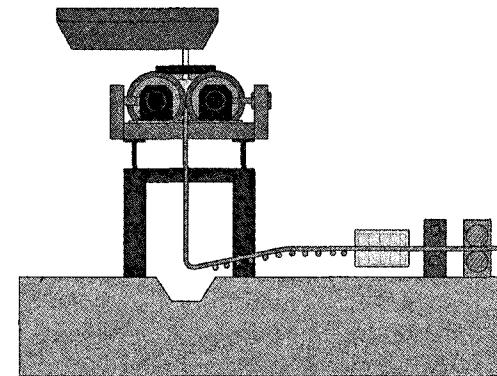


Рисунок 1.13 – Схема МНЛЗ для прямой отливки листа

Жидкая сталь при разливке поступает в пространство между валками и при контакте с поверхностью валков кристаллизуется, образуя корочки, которые двигаются вместе с поверхностью и выходят из валков в форме листа, толщина которого определяется расстоянием между валками, а ширина – боковыми стенками кристаллизатора. Для отвода выделяющегося тепла валки, изготовленные, как правило, из сплава меди с хромом, охлаждаются водой.

Технологическая схема получения тонкого листа с применением двухвалковых МНЛЗ имеет огромный потенциал в части экономии энергетических ресурсов (в 8 – 10 раз), снижения потерь с окалиной (в 40 – 50 раз), повышения производительности работы персонала (в 5 – 10 раз), снижения выбросов парникового газа (в 10 – 20 раз) при существенном снижении затрат на капитальное строительство, что обеспечивает экономическую мотивацию в части его дальнейшего развития и совершенствования.

В металлургической практике известны также МНЛЗ, технологическая линия которых расположена горизонтально. Горизонтальные МНЛЗ представляются весьма перспективными в части снижения затрат на строительство машины (рисунок 1.14).

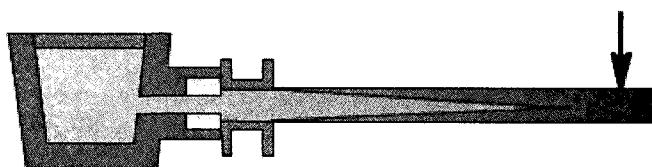


Рисунок 1.14 – Схема горизонтальной МНЛЗ

Они компактны и их удобно размещать в действующих цехах. При этом нет необходимости увеличивать высоту здания или формировать глубокий колодец. Обслуживание такой машины, ремонт и замена основных узлов весьма удобны и просты. Между тем, отсутствие деформации заготовки в процессе затвердевания даёт возможность лить горизонтальным способом хрупкие и трещиночувствительные стали и сплавы, которые не выдерживают деформации в процессе литья.

Однако достаточно очевидным представляется и тот факт, что качество заготовки при этом будет значительно ниже, вследствие того, что неметаллические включения и пузырьки газа будут всплывать к верхней грани. Такая физическая неоднородность существенно снижает кондиции продукции из заготовки. Кроме того, до настоящего времени на

практике не решены полностью вопросы успешного совмещения работы металлоприемника и кристаллизатора (для условий разливки стали). Поэтому в черной металлургии такие МНЛЗ практически не используются.

Широкое распространение горизонтальные МНЛЗ получили при разливке цветных металлов и сплавов.

1.4 Общая структура сталеплавильных цехов с непрерывной разливкой стали и тенденции ее развития

Непрерывная разливка стали, как совокупность технологических операций, обеспечивающих получение заготовки определенного сечения и длины, может быть реализована в условиях практически любого сталеплавильного цеха. Тем не менее, большая часть МНЛЗ в настоящее время функционирует в конвертерных и электросталеплавильных цехах.

В части *конвертерного производства стали* последнее десятилетие ознаменовалось беспрецедентным приростом ее объемов (рисунок 1.15): с 466 млн. т в 1999 г. до 890 млн. т в 2007 г. Такой резкий скачок сопровождается совершенствованием всех технологических звеньев, входящих в структуру выплавки и разливки стали. Основная доля прироста обусловлена, прежде всего, бурным развитием черной металлургии КНР, что позволило ей уже в 2008 г. произвести более 50% всего мирового объема производства конвертерной стали.

Наиболее крупными производителями конвертерной стали в мире являются КНР, Япония, Россия, США, Южная Корея, Германия, Индия, Бразилия и Украина.

Обобщая основные технологические и конструктивные черты современного конвертерного цеха, можно выделить следующие характерные аспекты:

- современные конвертерные цехи оснащаются, как правило, двумя крупными конвертерами вместимостью 150-

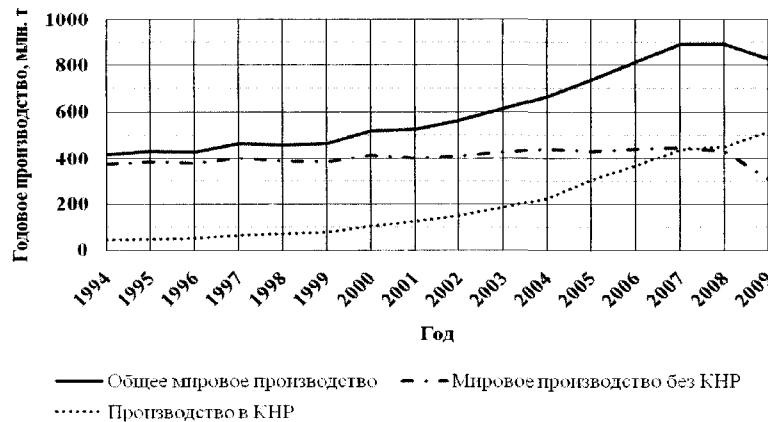


Рисунок 1.15 – Динамика изменения объемов производства конвертерной стали в мире и КНР

320 т каждый, что позволяет гармонизировать основные грузопотоки при высокой удельной производительности плавильных агрегатов;

- наибольшее распространение в мире получила комбинированная продувка кислородом сверху и нейтральным газом снизу; через донные фурмы. Кроме того, могут вдуваться не только аргон или азот, но и CO₂ с интенсивностью до 0,1 м³/(т мин) и даже CO;

- все большее распространение в практике конвертерного производства получают агрегаты комплексной внепечной обработки стали типа «ковш-печь», которые служат для проведения операций подогрева металла, продувки стали аргоном, ее рафинирования, доводки по химическому составу, выдержки по времени в соответствии с режимом разливки на МНЛЗ;

- устойчиво наращиваются объемы конвертерной стали, которая подвергается вакуумной обработке (агрегаты VD/VOD или RH-TOP), что, прежде всего, 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 структуре конвертерных цехов широко применяются высокопроизводительные МНЛЗ для получения слябов, блюмов, круга и сортовой заготовки, которые в максимальной степени совместимы с технологическим ритмом выплавки стали в конвертере;

- ряд цехов оснащен литейно-прокатными модулями, которые обеспечивают существенное снижение удельных энергозатрат, что следует связывать с рациональной организацией технологической системы производства.

Совокупность вышеперечисленных решений в значительной степени способствовала развитию так называемой модульной схемы построения конвертерных цехов, которая предполагает совмещение процесса дискретной выплавки стали в конвертере с ее квазинепрерывной разливкой в рамках технологической цепочки «конвертер» - «ковш-печь» - «машина непрерывной разливки стали». Собственно в таком построении имеется определенный энергосберегающий ресурс. Однако оно требует максимально ритмичной работы конвертеров и оптимальной схемы грузопотоков, которая достигается при использовании двух конвертеров.

Между тем, при использовании модульного построения, масса плавки в значительной степени определяется удельной производительностью МНЛЗ. Как показывает практика, для конвертерных цехов с многоручьевыми сортовыми или блюмовыми МНЛЗ масса плавки за редким исключением не превышает 160-180 тонн стали. Более широкие возможности обеспечивают современные слябовые МНЛЗ, двухручьевые машины обычно разливают до 2,5-3,0 млн. т стали в год. Это примерно соответствует массе плавки 250-320 т.

При этом резервы производительности слябовых МНЛЗ еще далеко не исчерпаны. Например, на заводе «Masteel» (КНР) при работе на двух одноручьевых МНЛЗ достигнута суммарная годовая производительность на уровне 5,7 млн. т при скорости разливки 2,2 м/мин (толщина сляба 230-250 мм,

ширина 950-2150 мм). Это гарантирует дальнейший прогресс в развитии конвертерных цехов по модульной схеме построения.

Еще более привлекательной представляется схема построения конвертерного цеха на базе применения литейно-прокатных модулей (ЛПМ). В настоящее время в мире насчитывается около 30 сталеплавильных цехов с ЛПМ, которые производят более 50 млн. т листа в год. ЛПМ успешно функционируют как в условиях конвертерных цехов, так и на мини-металлургических заводах. Основная доля таких мини- заводов приходится на США, КНР и развивающиеся страны (27%). В Западной Европе функционирует 6 ЛПМ, которые разработаны различными фирмами-производителями металлургического оборудования. В КНР в настоящее время функционирует уже 10 заводов оснащенных ЛПМ только типа CSP (*Compact Strip Production*).

В целом технологическая система на базе ЛПМ может быть представлена следующим образом: выплавка стали в конвертере (или дуговой печи) → доводка стали на установке «ковш-печь» → (вакуумирование стали в ковше) → разливка стали на слаб (толщина сляба 60-100 мм) и его горячая прокатка в технологической цепочке ЛПМ → прокатка на станах холодной прокатки. При этом, как показала практика, для получения 1 тонны холоднокатаного листа достаточно 1,10-1,12 тонны жидкой стали, а значительный энергосберегающий эффект (500-600 МДж/т) достигается, главным образом, за счет сокращения технологической цепочки и исключения дополнительных циклов охлаждения и нагрева заготовки.

Схема расположения основных функциональных единиц ЛПМ (линейное расположение) представлена на рисунке 1.16.

Современная практика применения ЛПМ показывает, что их разливочный модуль представляет собой, как правило, высоко функциональную одноручьевую МНЛЗ, в которой совмещены все основные достижения в области разливки стали. Прокатная часть ЛПМ может быть совмещена с одной

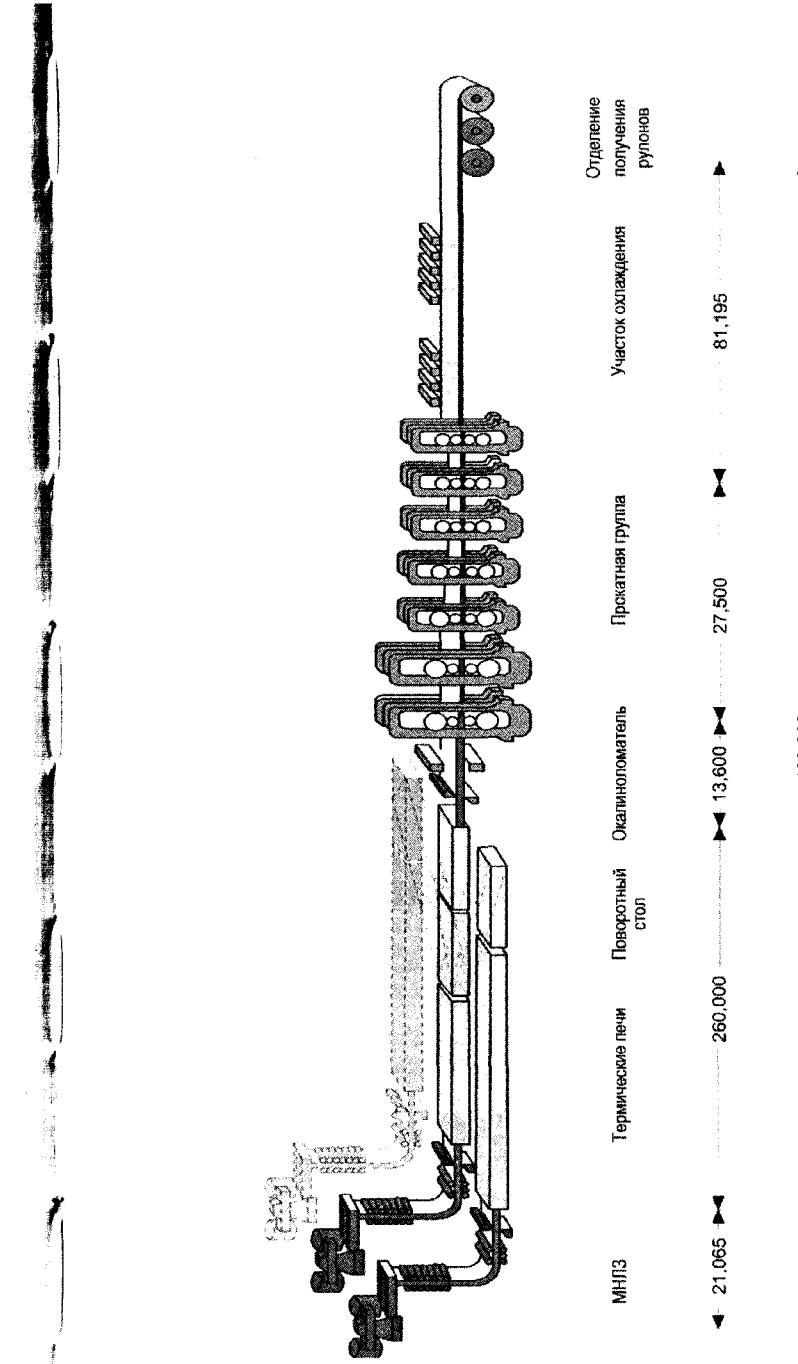


Рисунок 1.16 – Схема расположения основных функциональных единиц ЛПМ

или двумя МНЛЗ в зависимости от номинальной производительности цеха. Рекордный показатель годовой производительности ЛПМ в составе двух линий непрерывной разливки и одной линии прокатки составляет 3,4 млн. т плоского профилата в год. Он достигнут на металлургическом заводе “Essar Steel” (Индия).

Таким образом, современные МНЛЗ (или ЛПМ) могут обеспечивать разливку всей стали, которую возможно выплавить в одном конвертере, а выбор вместимости конвертера (массы плавки) определяется технологическими и конъюнктурными соображениями.

На территории бывшего СССР и стран Восточной Европы развитие конвертерного производства стали акцентируется, прежде всего, на совершенствовании технологии и модернизации основного оборудования крупных цехов, сооруженных в 80-е годы прошлого века и ранее. Так, в последнее десятилетие глубокой реконструкции и модернизации подвержены крупные конвертерные цехи ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», ОАО «Северсталь», ОАО «Ново-липецкий металлургический комбинат» и АО «Миттал Стил Темирау».

Единственный новый конвертерный цех на территории бывшего СССР построен и запущен в эксплуатацию на ОАО «Алчевский металлургический комбинат» (ОАО «АМК»), являющимся одним из старейших металлургических предприятий Украины. Этот цех сооружен в рамках реконструкции комбината и замены мартеновского цеха.

Модернизация сталеплавильного производства на ОАО «АМК» выполнялась в условиях действующего предприятия с высокой плотностью застройки. Замена мартеновского производства стали конвертерным на ОАО «АМК» осуществлялась путем постепенной замены основного технологического оборудования и технологий, что обеспечило плавный (без потерь) переход на более высокий современный уровень производства стали. Продувка металла кислородом производится через верхнюю шестисопловую форму и инертным га-

зом (аргоном или азотом) с интенсивностью 6,0-24,0 м³/мин через днище конвертера. Максимально возможная проектная суточная производительность одного конвертера составляет 36 плавок (достигнуто 28 плавок). Проектная длительность технологических операций выплавки стали от выпуска до выпуска составляет 35 минут, а с учетом операций по уходу за конвертером 40-45 минут. Во время выпуска металла из конвертера осуществляется отсечка конвертерного шлака с помощью автоматизированной системы управления. Система основана на измерении инфракрасного излучения металла и шлака. Удерживание шлака выполняется путем вдувания сжатого азота через сопло в выпускное отверстие. По завершении выпуска плавки тележка с ковшом перемещается к стенду продувки аргоном на установке «ковш-печь».

Основной сортамент цеха предусматривает выплавку следующих групп марок стали: углеродистые спокойные и полуспокойные, общего назначения; конструкционные спокойные и полуспокойные; высококачественные; низколегированные; легированные; судостроительные стали. В настоящее время освоена технология выплавки и разливки сталей со сверхнизким содержанием углерода.

Таким образом, в мировой практике в последние десятилетия предпочтение отдается конвертерам вместимостью 200-250 т и более с комбинированной продувкой, включающей вдувание аргона через днище. Совершенствование технологической системы производства стали в конвертерных цехах продолжает осуществляться за счет расширения десульфурации чугуна в ковшах, радикального повышения стойкости футеровки, использования эффективных систем отсечки шлака при сливе металла из конвертера, автоматизации процесса плавки, функционального расширения внепечной доводки стали (включая ее вакуумирование) и т.п. В части непрерывной разливки стали предпочтение отдается высококофункциональным МНЛЗ и литейно-прокатным модулям.

Современное производство в **электросталеплавильных цехах** характеризуется высокой интенсивностью выплавки

стали (длительность плавки дуговой печи составляет 45-55 мин и менее). Как правило, современные электросталеплавильные цехи входят в состав так называемых «мини- заводов», мощность которых зависит от удельной мощности плавильного агрегата. Годовой объем производства на таких мини-заводах может составлять от нескольких десятков тысяч до 1,0-1,5 миллионов тонн стали в год. Основной вид продукции – непрерывнолитая сортовая заготовка и длинномерный прокат.

Понятие «мини-завод» (mini-mill) включает в себя: относительно небольшие удельные затраты на производство, минимальные выбросы технологических отходов в окружающую среду, минимальные простой оборудования и агрегатов, минимальный производственный цикл при максимальной производительности, продажах и рентабельности. В условиях динамики внешней среды сравнительно небольшие размеры мини- заводов несут явные преимущества, среди которых особо выделяются быстрота реакции на изменяющийся спрос на различные виды продукции, а также возможность выполнения мелких заказов применительно к конкретному заказчику.

По мере развития техники и технологического обеспечения металлургические мини- заводы достигли технико-экономического уровня, достаточного для их высокой конкурентоспособности с традиционными заводами полного цикла. При этом современная стратегия металлургического мини- завода, как правило, основывается на выплавке стали в высокопроизводительной дуговой сталеплавильной печи (ДСП), доводке металла по химическому составу и температуре в агрегатах «ковш-печь» и вакуумирования, последующей разливке на сортовых или тонкослябовых МНЛЗ и прокатке (рисунок 1.17). При этом некоторые составляющие элементы могут отсутствовать в зависимости от характера выпускаемой продукции. Таким образом, часть энергоемких переделов, имеющихся на интегрированных заводах полного цикла, на мини- заводах исключаются.

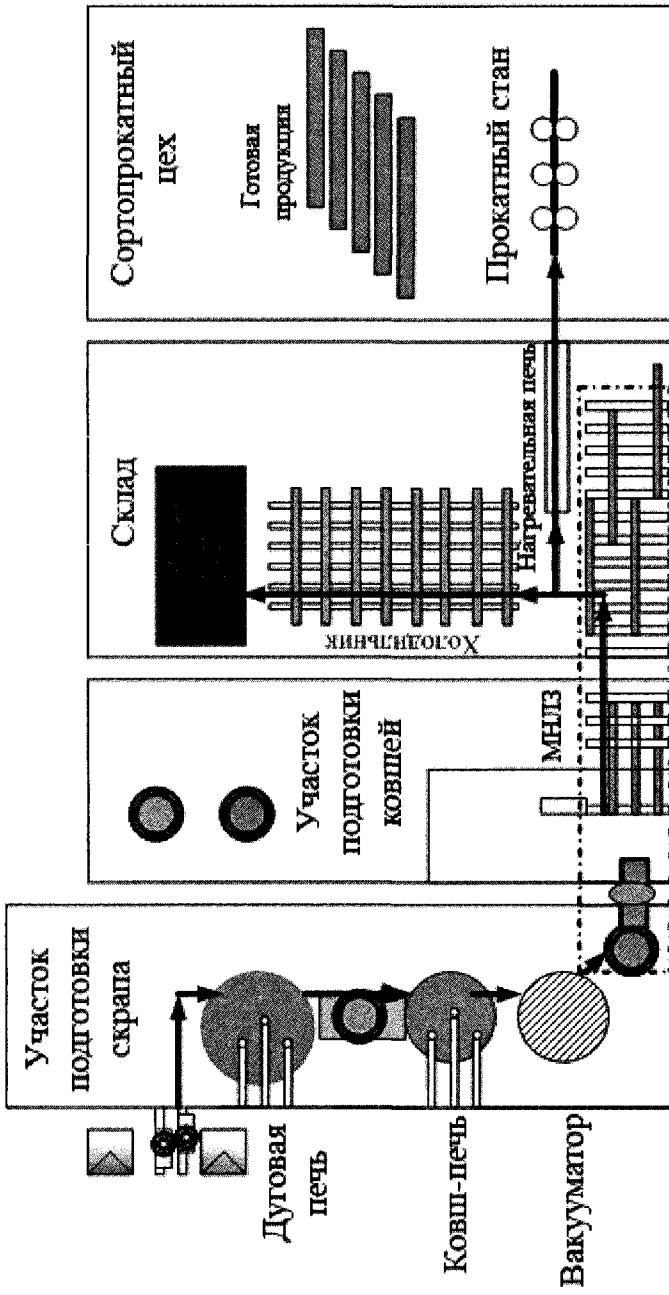


Рисунок 1.17 – Схема современного мини-металлургического завода для производства длинномерного проката

Для мини-металлургических заводов характерны 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 с полным циклом. Строительство мини-завода не предполагает также наличия развитленной социальной инфраструктуры. За счёт сокращения собственного ремонтного, энергетического, транспортного и прочего хозяйства доля общезаводского хозяйства в общем объёме капитальных вложений может быть снижена с 60% (по нормативным и фактическим данным) до 20%, что подтверждается опытом создания мини- заводов в Украине и России.

Как показала практика последнего десятилетия, наибольший эффект при строительстве может быть достигнут при размещении оборудования на существующих промышленных площадях, недостроенных или высвобождающихся в результате перепрофилирования производства. Сооружение мини-завода и освоение производственных мощностей продолжается всего 1,5-2 года, в то время как для заводов полноценного цикла оно может превышать 7-10 – летний период.

Рациональное географическое расположение мини- заводов обеспечивает использование металлолома или рудных запасов данного экономического района и исключает нерациональные перевозки на большие расстояния. Это позволяет снизить удельные капиталовложения в 3-4 раза по сравнению с интегрированным заводом и предложить металлопродукцию на рынке по конкурентным ценам, при условии сохранения достаточно высокой рентабельности производства.

Прогресс в развитии концепции мини-завода наиболее рельефно обозначился в середине 80-х годов прошлого века. Он был достигнут, в первую очередь, за счет обеспечения модульной схемы построения технологической цепочки, в которой производительность дуговой сталеплавильной печи полностью соответствовала возможностям разливки стали на многоручьевой высокоскоростной сортовой МНЛЗ, имеющей годовую производительность одного ручья на уровне 150-

250 тыс. т жидкой стали. Благодаря научно-техническому прогрессу в части конструкции дуговых печей период выплавки в них стали уменьшился до 40-42 мин, а расход электроэнергии на тонну стали - до уровня 310-345 кВт час. При этом следует отметить, что в последнее время для нужд мини- заводов созданы крупные высокопроизводительные печи, которые в состоянии обеспечить годовое производство одним агрегатом на уровне 1,0-1,5 млн. т и более.

Только за последние десять лет (до кризиса 2008 г.) производство стали в электродуговых печах в мире возросло более чем в 1,5 раза (рисунок 1.18) и достигло своего максимума (419 млн. т) в 2007 г.

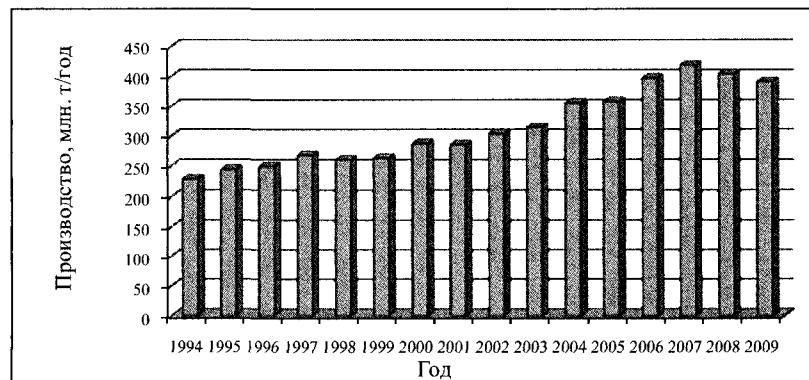


Рисунок 1.18 – Динамика увеличения мирового производства металла в дуговых сталеплавильных печах

В целом же наибольшее количество стали на мини- заводах производится в настоящее время в следующих странах: США, КНР, Индия, Япония, Южная Корея, Италия, Турция, Россия, Германия и Испания. Широкое использование концепции мини- заводов позволило, например, Испании и Турции, имеющим выгоднейшее географическое положение, выйти на серьезные позиции в мировом рейтинге производителей стали. Благодаря строительству мини- заводов в ряду за-

метных производителей металлопродукции появились ранее «неметаллургические» страны: Египет, Аргентина, Индонезия, Таиланд, Мексика, Венесуэла, Саудовская Аравия и пр.

Наиболее сложной технической задачей, решаемой в рамках мини-завода, представляется совмещение производительности ДСП и МНЛЗ с производительностью прокатных станов при производстве плоского проката в условиях сравнительно небольших (для практики получения плоского проката) объемах производства (0,7-1,0 млн. т в год).

Эта задача решена благодаря принципиально новой совокупности технологических решений в виде литейно-прокатного модуля (ЛПМ), адаптированного к условиям работы мини-завода. При этом скорость вытяжки слябов на ЛПМ составляет 5-8 м/мин. Для повышения качества внутренней структуры такого сляба в зоне вторичного охлаждения его подвергают «мягкому» обжатию, что позволяет получить на выходе из МНЛЗ плоскую заготовку толщиной 40-60 мм. После выхода из МНЛЗ заготовка без охлаждения подается в проходную печь для обеспечения выравнивающего нагрева перед прокаткой, которая выполняется либо на стане Стеккеля, либо по схеме непрерывного прокатного стана.

Следует ожидать, что мини- заводы для производства плоского проката будут, прежде всего, появляться в регионах, испытывающих потребность в таковом и достаточно удаленных от основных его производителей. Не следует при этом исключать возможность появления специализированных мини- заводов по производству плоского проката, ориентированных на определенные виды продукции. Примером такого проекта может быть строительство Объединенной металлургической компанией мини- завода поблизости от ОАО «Выксунский металлургический завод» (Россия) с целью получения листа для труб большого диаметра.

В целом же современное производство стали в конвертерах и дуговых сталеплавильных печах уже сегодня представляет собой весьма совершенную систему технологий, базирующихся на небольшом количестве технологических па-

радигм, которые используют эффективные закономерности, большинство из которых полностью оформились в конце XX века и их потенциал практически полностью ограничивается действием физико-химических законов. Соответственно, современные сталеплавильные цехи оснащаются высокофункциональными машинами для непрерывной разливки стали, сечение заготовок в которых стремится приблизить непосредственно к профилю конечной продукции с учетом ее прокатки. При этом все большее предпочтение отдается модульной схеме построения технологического цикла, которая предполагает наличие в технологической цепочке одного сталеплавильного агрегата, одной установки «ковш-печь» и одной высокофункциональной МНЛЗ.

1.5. Современные тенденции развития технологии и оборудования для непрерывного литья стали

Современная МНЛЗ представляет собой высокотехнологичный агрегат, позволяющий практически полностью защитить металл от вторичного окисления посредством применения высококачественных изостатически прессуемых огнеупоров (защитная труба, погружной стакан и пр.), обеспечить оптимальные режимы качания (за счет использования гидропривода) и автоматическое поддержание уровня металла в кристаллизаторе, осуществлять автоматическое предотвращение прорывов металла, улучшать качество внутренней структуры заготовки посредством наложения на жидкую fazу электромагнитного поля и «мягкого» обжатия заготовки с жидкой сердцевиной и пр.

В целом же к началу XXI века в качественном и количественном аспектах произошло практически полное насыщение металлургических предприятий мира различного рода МНЛЗ и соответствующим технологическим обеспечением. Одним из определяющих направлений в части развития концепции непрерывной разливки стали стало сокращение объе-

мов инвестиций и срока их окупаемости, как при строительстве новых цехов, так и при реконструкции уже существующих. При этом особое внимание уделяется уменьшению удельных затрат на производство металлопродукции. Ведущие мировые производители оборудования для непрерывной разливки достигли высочайших показателей для классических МНЛЗ (разливка сляба, блюма, круга, сортовой заготовки) и сконцентрировали основное свое внимание на альтернативных концепциях по созданию литейно-прокатных агрегатов для получения плоской продукции. Развитие технологий и конструкций машин для непрерывной разливки стали будет происходить в части создания высокоэффективных производственных модулей, которые приобретут гибкую технологическую связь при совмещении процессов выплавки стали, ее разливки и последующей прокатки заготовки.

Мировое производство **блюмов** (крупных и средних заготовок прямоугольного, квадратного, круглого и фасонного сечений) сегодня оценивается на уровне 210-220 млн.т в год. По состоянию на начало 2008г. в мире насчитывалось примерно 330-340 блюмовых МНЛЗ, около 50 машин для разливки крупной фасонной заготовки и порядка 100 машин для получения круглой заготовки. Средняя производительность одного ручья для блюмовой МНЛЗ составляет 135-140 тыс.т стали в год. Рекордные показатели производительности на наиболее совершенных блюмовых МНЛЗ мира достигают на японских металлургических заводах «Сумитомо Метал» (размер блюма 300×400 мм) и «Дайдо Стил» (размер блюма 370×480 мм) 300 тыс.т стали в год, а на австралийском заводе «БХР Стил» (размер блюма 400×630 мм) – 400 тыс.т стали в год.

Максимальное известное в мире сечение блюмовой заготовки отливается на заводе «БХР Стил» (Австралия). Однако существует еще ряд радиальных блюмовых МНЛЗ в Японии, Корее, Германии и т.д., на которых отливается блюм с размером меньшей стороны 400 мм. При этом базовый радиус таких МНЛЗ составляет 14-15 м.

Между тем, в последнее десятилетие все большее внимание уделяется созданию блюмовых МНЛЗ с небольшим сечением заготовки (180-240 мм). Такие МНЛЗ оказываются более компактными (меньший базовый радиус машины), а также обеспечивают высокое качество внутренней структуры заготовки (уменьшаются осевая ликвация и пористость). В технологическом плане эти МНЛЗ в большей степени адаптированы к применению таких прогрессивных приемов обработки как электромагнитное перемешивание жидкой фазы и «мягкое» механическое обжатие жидкой сердцевины.

В мировой практике в последнее десятилетие строительство новых блюмовых машин носит весьма ограниченный характер (за исключением КНР), что, скорее всего, объясняется насыщенностью рынка блюмовой заготовки. Основным направлением развития этого сегмента в настоящее время является реконструкция действующих МНЛЗ.

Непрерывная разливка круглых заготовок (диаметр свыше 200 мм) осуществляется главным образом для обеспечения трубной промышленности. Кроме того, круглая заготовка является исходным продуктом для производства колес, бандажей, колец различных назначений и т.п. Поэтому МНЛЗ этого типа больше распространены в странах с развитым металлургическим и машиностроительным комплексом. В мире в стадии эксплуатации и строительства насчитывается свыше 140 МНЛЗ (свыше трехсот пятидесяти ручьев) для производства круглых заготовок. Вместе с тем, следует отметить, что примерно половина всех МНЛЗ для разливки круглой заготовки представляют собой комбинированные машины с возможностью разливки заготовок квадратного или прямоугольного сечения.

Использование круглой заготовки по сравнению с применением непрерывнолитых блюмов при производстве труб имеет определенные преимущества. Во-первых, поверхность круглой заготовки имеет более высокое качество, чем квадратной (нет угловых трещин), что обеспечивает более высокое качество и механическую прочность труб. Во-вторых,

повышенная плотность равноосной структуры в осевой зоне круглых заготовок обеспечивает снижение количества микрородефектов. Последние обычно образуются на внутренней поверхности трубы из-за наличия осевой пористости у квадратных заготовок.

Качественные трубные марки сталей разливаются преимущественно на радиальных или криволинейных МНЛЗ с многоточечным загибом и разгибом заготовки, что позволяет получать заготовки диаметром 300-450 мм (максимально до 600 мм, завод «ELLWOOD STEEL», Бельгия). Базовый радиус на этих машинах колеблется в пределах 12-14 м в зависимости от максимального диаметра отливаемой заготовки. В целом, говоря о непрерывной разливке круглых стальных заготовок, можно отметить, что в последнее время полностью оформилась тенденция создания комбинированных МНЛЗ, которые позволяют разливать несколько различных сечений блюмов, а также круглых заготовок. Примером такого подхода является четырехручьевая радиальная МНЛЗ-1 с диаметром круглой заготовки 430 мм на Нижнетагильском металлургическом комбинате (Россия). Она представляет собой четырехручьевую машину криволинейного типа с базовым радиусом 12 м и радиальным кристаллизатором. Скорость разливки 0,45-0,50 м/мин для круглой заготовки. Кроме того, машина позволяет разливать блюм сечением 300×360 мм со скоростью до 0,6 м/мин.

В 2006 г. на Таганрогском металлургическом заводе (Россия) вступила в эксплуатацию комбинированная пятиручьевая МНЛЗ для получения круга диаметром 150-400 мм. При этом МНЛЗ позволяет также разливать квадратную заготовку сечением от 150×150 мм до 340×340 мм. Проектная производительность машины составляет 950 тыс. т в год. Аналогичная МНЛЗ поставлена фирмой «SMS-Demag» на Северском трубном заводе.

В 2008 г. на мини-заводе ЗАО «Азовэлектросталь» (г.Мариуполь) в электросталеплавильном цехе запущена в эксплуатацию двухручьевая комбинированная блюмовая

МНЛЗ, обеспечивающая производство квадрата 250x250 мм и круга диаметром 400 мм. Качество стали обеспечивается ее обработкой на установке ковш-печь и вакууматоре.

Разработка и промышленная реализация процесса непрерывной разливки фасонной заготовки, имеющей геометрическую форму близкую к двутавровой балке, является одним из значимых технологических достижений в области литья стали. Использование непрерывной разливки для получения фасонной балочной заготовки (так называемая «собачья кость») позволяет существенно снизить себестоимость готового проката, а также сократить потребление энергии и выбросы двуокиси углерода. Так, к основным преимуществам этой технологии относят:

- экономию капитальных затрат для нового балочного стана до 25-30% за счет исключения черновой клети;
- повышение производительности прокатного передела на 15% за счет исключения черновой клети и связанных с ней черновых проходов;
- снижение потребности в электроэнергии на 50% за счет уменьшения числа обжатий;
- повышение выхода годного на 1,0-1,5%.

Непрерывная разливка фасонных заготовок получила широкое распространение в мире, особенно на металлургических заводах США, Японии и Южной Кореи. В основном эти МНЛЗ расположены в электросталеплавильных цехах, большая часть из которых работает с использованием шихты прямого восстановления. Практически все МНЛЗ (их число на сегодняшний день превышает 60 единиц) для производства балочных фасонных заготовок в конструкционном плане являются комбинированными, что предполагает разливку на них прямоугольных заготовок.

На территории СНГ в 2000 г. на Нижнетагильском металлургическом заводе была введена в эксплуатацию двухручьевая МНЛЗ-3 с базовым радиусом 12 м для отливки фасонной заготовки нескольких типоразмеров, предназначенной для прокатки колонных профилей и крупных широкопо-

лочных балок с высотой 600-1000 мм. На машине отливают также прямоугольные заготовки сечением 200x(500-600) мм.

В целом же следует ожидать, что новые металлургические комплексы с разливкой стали на фасонную заготовку будут сооружаться в быстро развивающихся регионах мира (например, КНР, Латинская Америка и пр.). При этом дополнительным стимулирующим фактором будет ограничение применения в строительстве материалов на основе древесины.

Машины, разливающие *сортовую заготовку* (сечение – квадрат 100-160 мм), получили максимальное распространение в последние два десятилетия, что, прежде всего, объясняется радикальным увеличением удельной производительности одного ручья. В настоящее время годовой объем стали, разливаемой на одном ручье современной МНЛЗ для сортовой заготовки составляет 200-250 тыс. т при скорости вытяжки заготовки 4,5-6,6 м/мин. Наиболее часто МНЛЗ для сортовой заготовки имеют в своем составе 4-6 ручьев, что позволяет им работать по совмещенной модульной схеме (сталеплавильный агрегат – ковш-печь – МНЛЗ) практически в любом сталеплавильном цехе.

Достижение высоких скоростей вытяжки сортовой заготовки (до 5,5-6,5 м/мин) обеспечивается, прежде всего, за счет улучшения контакта поверхности заготовки с внутренней поверхностью медной водоохлаждаемой гильзы. При этом лимитирующим звеном является величина толщины твердой корочки на выходе из кристаллизатора, которая обеспечивает прочность твердого каркаса заготовки и предотвращает прорывы жидкого металла.

В практике современных сортовых МНЛЗ широко используются гильзы для кристаллизаторов с так называемым параболическим профилем, который в максимальной степени учитывает уменьшение сечения заготовки по мере продвижения в кристаллизаторе, связанное с усадкой металла. Рабочая поверхность таких гильз обычно имеет специальное защитное покрытие на основе хрома или никеля, что обеспечивает

повышенную эксплуатационную стойкость (до 20-25 тыс. т стали для одной гильзы).

Дальнейшее развитие концепции высокоскоростного кристаллизатора для сортовых МНЛЗ, видимо, будет происходить в части оптимизации внутреннего профиля гильзы и совершенствования состава защитного покрытия, наносимого на его внутреннюю поверхность. Наиболее вероятным вариантом в будущем представляется нанесение специальных керамических покрытий, что наряду с повышением его износостойкости может обеспечить существенное уменьшение сил трения между заготовкой и кристаллизатором в процессе литья.

Учитывая тот факт, что с повышением скорости литья существенно турбулизируется процесс перемешивания металла в кристаллизаторе, в современных сортовых МНЛЗ все большее распространение получает метод электромагнитного торможения потоков стали, инициируемых падающей струей. Вместе с тем, следует иметь в виду, что использование электромагнитного перемешивания требует существенных капитальных вложений и заметных удельных затрат в процессе литья, что, собственно, пока и ограничивает применение этого метода.

Существенным резервом повышения производительности сортовых МНЛЗ является разливка стали длинными и сверхдлинными сериями. Мировая практика показывает, что на современных сортовых МНЛЗ может быть осуществлена разливка 300-400 плавок без остановки машины. При этом лимитирующим звеном, ограничивающим цикл разливки из одного промковша, является износ (эрозия или зарастание) стакана-дозатора. Фактически это огнеупорное изделие имеет ограниченный эксплуатационный ресурс (15-20 часов). В связи с этим сортовые МНЛЗ оснащаются специальными устройствами, обеспечивающими быструю замену стакана-дозатора без остановки процесса литья. Такая система разливки представляется достаточно перспективной в части увеличения длительности эксплуатации промковша (и, следова-

тельно, снижения удельных затрат на огнеупоры). Кроме того, она обеспечивает возможность корректирования скорости разливки посредством использования стаканов-дозаторов различного диаметра.

Принимая во внимание тот факт, что сортовая заготовка является высоколиквидным товаром на мировом рынке, следует ожидать дальнейшего ужесточения требований к ее конфигурации (минимизация показателя «ромбичность») и к качеству поверхности. Это обеспечит дальнейший прогресс в части оптимизации конструкции кристаллизатора, включая применение гидравлического привода качания и электромагнитного перемешивания, а также совершенствования состава защитного покрытия на внутренней поверхности гильзы. Соответственно, на практике продолжится процесс совершенствования конструкции функциональных узлов сортовых МНЛЗ, что обусловит необходимость реконструкции находящихся в эксплуатации машин. Вероятно, все большее распространение для сортовых МНЛЗ получит метод разливки стали закрытой струей с использованием классической схемы дозирования «стопор-моноблок» - «стакан-дозатор», что обеспечит существенное повышение качества заготовки. В целом ведущие производители изостатических огнеупоров уже освоили производство необходимых изделий.

Примерно 2/3 всего объема производимой в мире стали разливается на слябовых МНЛЗ. Основными производителями непрерывнолитых слябов являются КНР, Япония, США, Германия, Корея и Россия. На их долю приходится более 80% общего объема производства слябов в мире. При этом в мире насчитывается более 650 слябовых МНЛЗ с общим числом ручьев свыше 900 штук.

На МНЛЗ получают главным образом сляб толщиной 150-300 мм. Максимально известная на сегодня толщина сляба, составляет 400 мм и разливается такой сляб на МНЛЗ вертикально типа. Наибольшую ширину слябов можно получить на МНЛЗ, работающей на металлургическом заводе «Anyang Iron & Steel» (Китай). При толщине заготовки 150

мм эта машина позволяет разливать сляб шириной от 1600 до 3250 мм со скоростью до 2 м/мин.

Изменение представлений о современной слябовой МНЛЗ привело к тому, что большинство машин в странах Европы, Японии и США подверглись или подвергаются серьезной модернизации. А новые МНЛЗ, сооруженные по вышеперечисленным принципам, имеют производительность в 1,5-1,8 раза выше, чем агрегаты непрерывной разливки стали, построенные 15 и более лет назад. Благодаря этому заметно возрастает удельная производительность машин непрерывного литья заготовок, поэтому, вряд ли можно ожидать существенного прироста количества слябовых МНЛЗ (за исключением КНР). Более того, развитие технологии непрерывной разливки заготовки для плоского проката все в большей степени концентрируется на получении тонкого сляба с его последующей прокаткой без охлаждения.

Отличительной особенностью тонкослябовых МНЛЗ является принципиально новая конфигурация внутренней полости кристаллизатора, имеющая так называемую «чечевицеобразную форму» (рисунок 1.12). При этом толщина сляба в осевой зоне у мениска составляет, как правило, 130-150 мм при толщине сляба на выходе из кристаллизатора 60-80 мм. Такая конфигурация кристаллизатора позволяет не только обеспечить подвод металла с помощью погружного стакана специальной плоской формы («бобровый хвост»), но и улучшить питание жидкой сердцевины заготовки за счет обжатия твердой корочки в нижних горизонтах.

Современная технология совмещения непрерывного литья тонких слябов и горячей прокатки первоначально была создана в странах Европейского Союза (ЕС), и затем эта технология была существенным образом усовершенствована в ходе промышленного внедрения. ЛПМ (рисунок 1.16) хорошо вписываются в технологическую цепочку, как с конвертами, так и с современными дуговыми печами. Последнее преимущество способствовало быстрому распространению технологии разливки на тонкие слябы в рамках создания ми-

ни- заводов для выпуска плоского проката. Особенно актуальными являются ЛПМ для новых мини- заводов в развивающихся странах. Характерной чертой современных ЛПМ является высокий уровень автоматизации всех операций и этапов разливки и прокатки заготовки.

В последние десятилетия в металлургической практике большое внимание уделяется созданию машин для непрерывной разливки стали непосредственно на тонкий лист (рисунок 1.13). Целесообразность их создания стимулируется достаточно высокими показателями, обеспечивающими их конкурентоспособность с точки зрения высокого уровня энергосбережения, низкого уровня капитальных вложений и высокой адаптивностью к различным объемам производства стали (то есть возможностью реализации в условиях мини- и микрозаводов).

Между тем создание двухвалковых МНЛЗ представляет сложной комплексной задачей, решение которой требует новых конструкционных материалов, а также развития теоретических положений в части обеспечения затвердевания стали в условиях разливки со скоростями 50-100 м/мин при повышенных требованиях к качеству поверхности непрерывнолитой заготовки (листа).

В декабре 1999 г. на заводе в Крефельде была разлита первая промышленная плавка массой 36 т с получением листа шириной 1100 мм и толщиной 3 мм. С 2000 г. на этом заводе устойчиво разливается полный ковш вместимостью 90 т. МНЛЗ имеет следующие характеристики: диаметр валка – 1500 мм, скорость разливки - 60-100 м/мин (макс. 150 м/мин), толщина листа – 1,5-4,5 мм, ширина листа 1100 мм, емкость промковша – 16 т, производительность – 400 тыс. т в год.

Главным объектом внимания при разливке стали на двухвалковых МНЛЗ является качество получаемой продукции. Это относится, прежде всего, к качеству поверхности листа и наличию в нем трещин.

В целом развитие технологии и оборудования для непрерывной разливки стали в последние полтора-два десятилетия

обеспечило существенный прогресс в этой области. Практически для всех типов МНЛЗ (блюмовые, сортовые, слябовые) ведущими фирмами-изготовителями предлагаются комплексные решения, обеспечивающие высокую производительность в сочетании с гарантированно высоким качеством заготовки. Можно утверждать, что на рубеже нового столетия в мировой металлургической практике сформировалось новое поколение МНЛЗ, характеризующееся высокой эффективностью и конкурентоспособностью. Это, в свою очередь, стимулирует модернизацию и реконструкцию действующих МНЛЗ. Процессы эти, видимо, будут продолжаться и далее, что обуславливается повышением требований к качеству металлопродукции, а также расширением марочного состава сталей.

Наиболее серьезным научным и технологическим прорывом представляется создание ведущими западными фирмами ЛПМ для разливки тонких слябов, обеспечивающей качество на уровне технологии получения листа из традиционного сляба. Среди важнейших преимуществ тонкослябовых МНЛЗ можно выделить возможность получения слябов шириной свыше 3000 мм и существенное уменьшение потерь энергии и металла в ходе последующего прокатного передела. Немаловажным представляется и тот факт, что ЛПМ успешно используются в технологическом построении типа мини- заводов.

Контрольные вопросы

1. Раскройте сущность метода непрерывной разливки стали.
2. Назовите и изобразите основные виды продукции, производимой на МНЛЗ.
3. Перечислите основные преимущества способа непрерывной разливки стали в сравнении с разливкой в изложницах.
4. Сравните величины выхода годной стали при разливке на МНЛЗ и в изложницах? Объясните эту разницу.

5. Сравните технологическую схему получения проката с использованием непрерывной разливки и разливки в изложнице.

6. Назовите основные конструктивные элементы МНЛЗ. Дайте их характеристику.

7. Опишите технологию старта разливки стали на МНЛЗ.

8. Опишите технологию окончания разливки стали на МНЛЗ.

9. В чем заключается серийная разливка на МНЛЗ?

10. Назовите основные потери металла при разливке на МНЛЗ.

11. Приведите классификацию МНЛЗ по типу технологической оси.

12. Опишите особенности конструкции, преимущества и недостатки МНЛЗ вертикального типа.

13. Назовите особенности конструкции, преимущества и недостатки МНЛЗ радиального типа.

14. Охарактеризуйте особенности конструкции, преимущества и недостатки МНЛЗ криволинейного типа.

15. Опишите особенности конструкции, преимущества и недостатки МНЛЗ горизонтального типа.

16. Охарактеризуйте основные технологические и конструктивные черты современного конвертерного цеха.

17. Сущность технологической схемы построения конвертерного цеха на базе применения ЛПМ.

18. Опишите особенности технологии и оборудования используемого при выплавке стали в современном конвертерном цехе ОАО «АМК».

19. Назовите основные преимущества мини- заводов в сравнении с интегрированными.

20. Охарактеризуйте схему современного мини металлургического завода для производства длинномерного проката.

21. Назовите преимущества блюмовых МНЛЗ с небольшим сечением заготовки (180-240 мм) в сравнении с МНЛЗ для производства блюмов большого сечения.

22. Назовите преимущества технологии производства труб из круглой заготовки по сравнению с применением непрерывнолитых блюмов.

23. В чем заключаются преимущества использования непрерывной разливки для получения фасонной балочной заготовки.

24. Назовите годовую производительность одного ручья современной сортовой МНЛЗ.

25. Назовите отличительную особенность кристаллизатора тонкослябовых МНЛЗ.

2 ТЕХНИКА И ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ МЕТАЛЛА ДЛЯ РАЗЛИВКИ НА МНЛЗ

Одним из преимуществ процесса непрерывной разливки стали является возможность повышения качества металла за счет совокупности целого ряда факторов, к числу которых, прежде всего, необходимо отнести улучшение показателей химической однородности заготовки и снижение загрязненности стали неметаллическими включениями. Безусловно, вопрос качества непрерывнолитой заготовки должен рассматриваться в комплексе с обеспечением эффективной вспечной обработки стали в ковше и изменением системы сталеплавильной технологии в целом.

2.1 Общие требования к качеству металла, предназначенного для разливки на МНЛЗ

В практике металлургического производства в последнее время наблюдается тенденция все большего ужесточения требований к химическому составу стали и загрязненности её неметаллическими включениями, газами и цветными металлами. Применительно к металлургическим заводам эту проблему следует рассматривать с учетом условий производства жидкого полупродукта и его доводки.

Исходя из современных условий развития металлургии, можно выделить схему производства стали массового сортамента, а также качественной и высококачественной металлопродукции.

Сравнительный анализ требований к качеству стали (использованы данные стандартов ГОСТ, DIN, ASTM, BS, JIS) в целом свидетельствует о том, что для стали *массового назначения* (низко- и среднеуглеродистая, низколегированная) допускается весьма широкий диапазон колебания ма-рочного содержания углерода (0,07-0,08 %) и марганца (0,30 %), порог максимального содержания серы (0,040-

0,050%) и цветных металлов (0,30 %), а также кислорода и неметаллических включений.

Многолетняя практика работы сталеплавильных цехов показывает, что все эти требования в полной мере можно соблюсти без применения современных технологических приемов внепечной обработки. Однако, применение непрерывной разливки стали существенным образом скорректировало некоторые требования к качеству стали. Прежде всего, это относится к содержанию серы. Из практики непрерывной разливки стали хорошо известно, что одной из главных причин прорывов и трещин является низкое отношение *Mn/S*. Принято считать, что это отношение должно быть, по меньшей мере, на уровне 25-30. Однако, многие предприятия для МНЛЗ с высокими скоростями литья это отношение поддерживают на уровне 35-40 и более, что фактически соответствует ограничению содержания серы в стали ниже 0,02 %.

Также определенная специфика имеет место и для регламентирования содержания кислорода и оксидных включений в стали. Основным фактором является технология разливки металла через стакан-дозатор малого (12-18 мм) диаметра, который может зарастать в ходе разливки вследствие осаждения на его поверхности оксидов алюминия. В связи с этим его содержание в металле, разливаемом в заготовки малых сечений не должно превышать 0,007 %. Поэтому на практике часто применяют диффузионное раскисление на установке «ковш-печь». При этом содержание активного кислорода удается снизить до 30-40 ppm.

Хорошо известны технологические приемы, позволяющие значительно снизить количество неметаллических включений в стали: за счет предотвращения вторичного окисления; обработкой кальцием для изменения морфологии включений, обеспечивающей более полное удаление оксидов; путем исключения операций прожигания кислородом сталевыпускных каналов за счет применения высококачественных засыпок, а также применения основных огнеупорных материалов.

Получение оптимального химического состава готового металла ответственного назначения в большинстве случаев требует обеспечения особо низкого содержания вредных примесей:

- 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 X60 – ниже 0,003 %);
- газов: водорода (для флокеночувствительных – ниже 2 ppm) и азота (как правило, ниже 70-80 ppm для электростали и 40 ppm для конвертерной стали);
- углерода (ниже 0,003 % для марок стали с ультранизким содержанием углерода).

Кроме того, к металлопродукции ответственного назначения предъявляются высокие требования по макро- и микронеоднородности внутренней структуры готовых изделий и заготовок.

2.2 Основные методы доводки (подготовки) стали в ковше и их эффективность

Разработанные на сегодняшний день многочисленные варианты техники и технологии внепечной обработки стали массового сортамента сводятся к следующему:

- экстракционное рафинирование металла шлаковыми смесями;
- компенсация тепловых потерь жидкой стали в ковше и затрат на формирование рафинировочного шлака;
- перемешивание для ускорения тепло- и массообменных процессов в сталеразливочном ковше;
- раскисление, легирование, науглероживание и обработка различными реагентами, вводимыми в металл.

Основным направлением развития внепечной обработки является применение комплексных технологических агрегатов, позволяющих чередовать и сочетать разнообразные технологические приемы без затрат на пооперационное переме-

щение сталеразливочного ковша. Наиболее универсальным агрегатом такого типа, который при производстве стали массового сортамента реализует в едином цикле все необходимые технологические операции, является установка «ковш-печь».

Не вдаваясь в рассмотрение особенностей конкретных технологических схем, которые определяются сортаментом стали, типом сталеплавильного агрегата, условиями разливки и пр., можно выделить три основные момента, которые обусловливают подход к производству металла массового сортамента на этапе ковшевой обработки:

- достижение стабильного качества жидкой стали уровень которого часто определяется технологическими требованиями;
- обеспечение технологичности работы МНЛЗ, включая скорость разливки, серийность, а также качество поверхности и внутренней структуры непрерывнолитого слитка;
- оптимизация технологии дальнейшей термомеханической обработки заготовки для получения заданных свойств изделий при минимизации материальных, энергетических и временных затрат для технологической цепочки в целом.

Специализация завода на производстве *той или иной группы марок* стали ответственного назначения наряду с обеспечением технологических требований выдвигает на передний план задачу достижения необходимого уровня потребительских свойств металлопродукции, которые обеспечиваются, в первую очередь, высокой степенью рафинирования металла в ковше. Так, на предприятиях, выплавляющих легированные и специальные марки стали (шарикоподшипниковую, трубную, для автолиста и жести, производства металлокорда, железнодорожных колес и т.п.), уровень кондиций жидкого металла в ковше во многих случаях определяется, прежде всего, требованиями к служебным свойствам изделий. Следовательно, такие предприятия, наряду с агрегатом «ковш-печь», имеют в своем составе установку для вакуумирования металла.

Содержание кислорода и неметаллических включений в стали. Известно, что на качество поверхности и внутренней

структуры слитка и, как следствие, готовой продукции, существенное влияние оказывает количество кислорода, растворенного в жидкой стали. Если к моменту начала кристаллизации стали содержание кислорода превышает максимальную его растворимость в твердом металле, избыточное количество кислорода может выделяться из пересыщенного раствора в виде газообразного оксида углерода и неметаллических включений. Задача процесса раскисления состоит в получении в готовой стали возможно меньшего количества неметаллических включений и придания им благоприятной формы и свойств.

Основное количество эндогенных включений представляет собой продукты взаимодействия кислорода, серы, фосфора, углерода и азота с другими компонентами расплава.

Неметаллические включения в зависимости от момента их образования подразделяют на: первичные, которые образуются непосредственно после ввода ферросплавов; вторичные, зарождающиеся во время охлаждения жидкого металла до температуры кристаллизации; третичные, возникающие в процессе кристаллизации стали и четвертичные, которые выделяются при последующем охлаждении затвердевшей стали до комнатной температуры.

Имеются экспериментальные доказательства того, что среди эндогенных включений наиболее крупными обычно являются первичные и вторичные включения. Остальные типы включений имеют малые размеры и распределены в металле более равномерно.

Осаждающее раскисление стали заключается в том, что основное количество растворенного в ней кислорода переводят в нерастворимые оксиды элементов-раскислителей. Последние различными способами вводят непосредственно в жидкий металл. Этот способ раскисления широко распространен главным образом благодаря простоте его реализации. Основным его недостатком является то, что требуется значительное время и организация специального режима переме-

шивания металла для удаления образовавшихся неметаллических включений.

Общепризнанно, что процесс осаждающего раскисления стали проходит через следующие этапы: плавление и растворение раскислителей в металле; акт химического взаимодействия кислорода, растворенного в металле, с введенными в него раскислителями; образование продуктов раскисления – зародившей новой фазы в объеме жидкого металла; рост образовавшихся зародившей – продуктов раскисления (их коагуляция и коагуляция); удаление за счет всплыивания и переход включений из металла в шлаковую fazу.

Для получения стали высокой чистоты при осаждающем раскислении необходимо обеспечить достаточную полноту удаления неметаллических включений из металла и ассимиляцию их шлаком. Известно, что сильное влияние на скорость всплыивания неметаллических включений в стали оказывает размер частиц. Вместе с тем, практика внепечной обработки показала, что, несмотря на относительно малый размер продуктов раскисления, например, алюминия, его оксиды довольно быстро покидают жидкий металл.

Удаление продуктов раскисления при вводе в металл кремнийсодержащих сплавов происходит крайне медленно. В этих случаях снижение суммарной концентрации кислорода в стали сравнительно невелико и сильно зависит от продолжительности выдержки металла в ковше. Силикатные включения, даже если они имеют большие размеры, плохо удаляются из расплава, поэтому для производства стали высокой чистоты необходимо стремиться к тому, чтобы их образование в расплаве было в значительной степени подавлено. Для этого к моменту ввода кремния необходимо иметь низкое содержание кислорода в стали.

При добавке кремния и алюминия в сталь рекомендуется сначала вводить в достаточном количестве алюминий, чтобы связать и удалить большую часть кислорода и только потом присаживать кремний. В результате высокой скорости удаления включений глинозема их содержание в стали после

раскисления не зависит от исходной концентрации кислорода, а если она велика, то это способствует образованию крупных включений, которые удаляются особенно быстро. В противном случае, в зависимости от исходного количества кислорода, образуются более или менее грубые алюмосиликаты, которые медленнее удаляются из жидкой стали.

Результаты промышленных экспериментов показывают, что при раскислении стали алюминием в ковше содержание кислорода к концу выпуска плавки в результате быстрого всплывания глиноземистых включений составляет 15 % от начального. Процесс удаления же силикатных включений более продолжителен и при раскислении стали кремнием происходит снижение исходного содержания кислорода в лучшем случае на 50 % и, как правило, при более высокой конечной его концентрации.

В случае *диффузионного раскисления* металл выдерживают под жидкокомпактным раскисленным шлаком. При этом по мере приближения системы к состоянию термодинамического равновесия концентрация кислорода в стали уменьшается, приближаясь к равновесной со шлаком. Этот процесс протекает за счет диффузии кислорода из металла в шлак.

Раскислительная способность шлака по отношению к металлу определяется следующими основными факторами: активностью оксидов железа в шлаке; химическим составом шлака; температурой, которая определяет величину коэффициента распределения кислорода между шлаком и металлом; фактическим содержанием кислорода в стали.

Величина активности оксидов железа в шлаке при неизменной его концентрации может меняться в широких пределах в зависимости от содержания в шлаке основных и кислотных оксидов. При повышении температуры величина коэффициента распределения кислорода между шлаком и металлом уменьшается. Поэтому повышение температуры приводит при прочих равных условиях к росту окислительной способности шлака.

В общем случае процесс диффузионного рафинирования металла складывается из следующих этапов: массоперенос примеси внутри расплава металла; адсорбционно-кинетическое звено, имеющее место на поверхности контакта металла и извлекающей фазы; массоперенос извлекаемой примеси в шлаке.

При уменьшении концентрации оксида железа в шлаке можно достичь довольно низкой равновесной концентрации растворенного в стали кислорода. Расчеты показывают, что при температуре системы 1560 °C рафинировочный шлак состава $CaO - Al_2O_3 - CaF_2$ с содержанием оксида железа менее 1,5 % обеспечивает равновесное содержание кислорода в металле ниже 0,0020%.

Преимущество диффузионного раскисления перед осаждающим состоит в том, что продукты раскисления не загрязняют металл. Однако реализация такого способа требует дополнительного расхода шлакообразующих материалов, энергии и приводит к существенному увеличению продолжительности рафинирования стали.

Удаление серы. Рафинировочный шлак с низким окислительным потенциалом на основе $CaO - Al_2O_3 - CaF_2$ применяется также для параллельного проведения процесса глубокой десульфурации металла в ходе внепечной обработки. Известно, что протеканию реакций десульфурации шлаковыми смесями способствуют: повышение температуры расплава, ускоряющее асимиляцию извести шлаковым расплавом и обеспечивающее необходимую вязкость и жидкотекучесть последнего; увеличение основности шлака; снижение до минимального уровня активности растворенного в металле кислорода и содержания оксидов железа в контактирующем с металлом шлаке.

Применяемый для рафинирования металла шлак представляет собой сплав оксидов системы $CaO - Al_2O_3 - SiO_2 - MgO - CaF_2$. В качестве общих рекомендаций можно предложить поддержание следующего состава шлака, %: CaO 50-60; MgO 6,0-8,0; Al_2O_3 15,0-25,0; SiO_2 5,0-25,0; $FeO + MnO \leq 0,5-1,0$.

Для получения жидкотекущего шлака при температуре 1550-1600 °С сумма сгущающих компонентов $CaO + MgO + MnO + Cr_2O_3$ должна быть менее 65 %. Как правило, в рафинировочном шлаке эта величина превышает указанный предел, поэтому предусматривается присадка плавикового шпата в количестве 7-15 % от массы вводимой извести.

Содержание MgO в шлаке требуется поддерживать в пределах 6-8 %, т.к. снижение его содержания в наводимом шлаке оказывается на усилении эрозии футеровки шлакового пояса, а увеличение – резко снижает жидкотекущесть шлака.

Содержание газов в стали. Общепринято, что если в высокопрочной стали концентрация водорода превышает 2 ppm, то в изделии или заготовке может происходить замедленное образование трещин и даже разрушение от остаточных напряжений после закалки. Самопроизвольное разрушение без внешней нагрузки (флокены) может проявляться в литой стали, а чаще – в прокате или поковках. Установлено, что обеспечение безопасного уровня содержания водорода в стали (менее 2 ppm) довольно быстро достигается в ходе вакуумирования расплава и позволяет сократить или даже устранить дорогостоящую противофлокеновую обработку.

Снижение концентрации азота в стали в ходе внепечной обработки также достигается вакуумированием. При этом необходимо отметить, что современная вакуумная технология – малоэффективна, при обработке стали с содержанием азота ниже 0,0050 % и практически неэффективна в условиях массового производства при необходимости снижения азота ниже 0,0030 %.

Вакуумное обезуглероживание. Растет спрос на рынке металла на марки стали с содержанием углерода менее 0,0030 %.

Как показывает практика работы ряда металлургических предприятий, получение стали с ультранизким содержанием углерода путем обычного вакуумирования часто невозможно из-за нестабильного содержания кислорода в низкоуглеродистом полупродукте. Поэтому для получения гарантированно-

го качества стали с низким и ультранизким содержанием углерода применяют вакуумную обработку, а недостаток собственного кислорода, растворенного в стали, компенсируют за счет ввода его в расплав через водоохлаждаемую форму.

Неметаллические включения в стали. Известно, что качество стали в значительной мере зависит от содержания, формы, размера и распределения в ней неметаллических включений. Внедрение в сталеплавильную практику эффективных технологических приемов десульфурации обеспечивает получение стали с содержанием серы на уровне 0,003 %, что в значительной степени снижает отрицательное влияние сульфидных неметаллических включений на свойства металла. Вместе с тем, как последствие глубокой десульфурации существенно повышается влияние кислорода на качественные показатели металла, который связан в оксидные и окиси-сульфидные неметаллические включения.

Довольно часто эксплуатационные свойства стали определяются степенью различия физических свойств неметаллических включений (твёрдость, прочность, коэффициент термического расширения) с металлической матрицей. Существенное значение имеет и то, что сталь представляет собой гетерогенный материал, компоненты которого в форме оксидов, сульфидов, нитридов и т.п. входят в состав сложных, а часто и многофазных неметаллических включений.

Неметаллические включения по деформируемости делятся на три класса: недеформируемые глобулы (например, SiO_2); недеформируемые оксиды, дробящиеся в строчки (корунд Al_2O_3), алюминаты кальция $CaO - Al_2O_3$; шпинели $MnO - Al_2O_3$; пластичные сульфиды и силикаты.

Силикаты ($SiO_2 \times CaO$, $SiO_2 \times FeO$, $SiO_2 \times MnO$) при низких температурах хрупкие, при высоких – пластичные. Температура их размягчения зависит от состава: снижается с ростом содержания в них марганца и растет – с увеличением концентрации железа или кальция. Интервал температур, в котором меняется их деформируемость, лежит в области горячей прокатки. Поэтому от незначительных на первый взгляд особенно-

стей ведения плавки и раскисления зависит, будут ли деформироваться силикаты при прокатке данной плавки или нет.

Наиболее опасными с точки зрения разрушения металла являются твердые и остроугольные включения зерен корунда. Опасны также крупные включения: строчки алюминатов и алюмосиликаты размером от 100 до 300 мкм. От возникновения строчек алюминатов можно защититься вакуумным раскислением или заменой раскислителя.

В последние годы в металлургии все чаще применяют различные микролегирующие элементы и их комбинации – в том числе щелочноземельные (кальций, барий, стронций), редкоземельные (иттрий, неодим, празеодим) и ряд нитридобразующих элементов (ванадий, титан, цирконий и др.). Данные элементы применяются с целью понижения растворимости вредных примесей (кислорода, серы, азота и т.д.) в готовой стали, а также совершенствования природы неметаллических включений.

В настоящее время для раскисления стали наиболее широко используют алюминий. При высоких остаточных концентрациях алюминия химический состав оксидных включений в стали приближается к чистому глинозему, что часто является нежелательным как с точки зрения технологических, так и потребительских свойств металла. Поэтому во время внепечной обработки, как правило, проводят технологические мероприятия, направленные на изменение природы неметаллических включений.

Модифицирование неметаллических включений в раскисленной алюминием стали осуществляется кальциевой обработкой расплава. Кальций растворяется в обрабатываемом металле и, обладая высокой химической активностью по отношению к кислороду, частично замещает алюминий в составе оксидных включений. При достаточно высокой концентрации растворенного кальция оксидные неметаллические включения в стали представлены, главным образом, алюминатами кальция различного состава.

Считается оптимальным если в результате модифицирования оксидные неметаллические включения в стали представлены богатыми оксидом кальция алюминатами состава $CaO \times 2Al_2O_3$ и $CaO \times Al_2O_3$ или фазами с более высоким содержанием оксида кальция. Температура плавления этих соединений ниже температуры внепечной обработки стали и разливки, поэтому в расплаве алюминаты кальция указанного состава находятся в жидком состоянии и имеют форму близкую к глобуллярной. В затвердевшей стали благоприятная форма неметаллических включений сохраняется. Кроме того, при горячей пластической деформации металла включения такого состава в минимальной степени склонны к изменению формы и размеров, что положительно отражается на механических и эксплуатационных показателях.

Весьма перспективным для снижения количества оксидов в стали представляется её вакуумирование в нераскисленном состоянии, чтобы использовать реакцию окисления углерода для снижения содержания водорода, азота и кислорода. Широко известно, что сталь, раскисленная углеродом под вакуумом, меньше загрязнена оксидными включениями, чем сталь, которая до вакуумной обработки была раскислена кремнием. В этой же стали меньше выражены микро- и макроликвационные процессы.

Действительно, меньшей загрязненности стали оксидными включениями при ее раскислении углеродом под вакуумом, благоприятствует то, что удаление кислорода за счет взаимодействия с углеродом позволяет избежать образования некоторого количества включений при последующем раскислении ферросплавами. Поэтому при вводе кремния в сталь после вакуумуглеродного раскисления первичные эндогенные включения, как правило, не образуются. Такой способ обработки позволяет производить сталь, свободную от крупных оксидных включений и их локальных скоплений.

Сталь, раскисленная углеродом под вакуумом, обладает более высокими механическими свойствами при их меньшем разбросе на продольных и поперечных образцах. Установле-

но также, что в стали, раскисленной углеродом под вакуумом, сульфиды имеют благоприятное строение.

Таким образом, развитие технологии разливки стали на МНЛЗ обусловило повышение требований к качеству стали. Процессы рафинирования стали в ковше, разработанные за последние десятилетия, дополнили сталеплавильное производство новыми возможностями и расширили диапазон марочного состава стали, который можно получать в условиях современных сталеплавильных цехов. Как правило, наилучшие результаты достигаются в случае применения агрегатов для комплексной внепечной обработки стали типа «ковш-печь», в которых помимо процессов рафинирования стали обеспечивается ее доводка по химическому составу и температуре.

2.3 Универсальный агрегат «ковш-печь»

Принято считать, что при доводке стали в ковше выполняются технологические операции раскисления стали, коррекции и усреднения ее температуры и химического состава, а также рафинирования и модификации. Однако при организации энергосберегающего цикла производства стали на металлургических заводах важнейшей задачей также является совмещение дискретного цикла выплавки стали в сталеплавильных агрегатах с квазинепрерывным процессом ее разливки на МНЛЗ в условиях уменьшения запаса энтальпии в металле вследствие потерь тепла при транспортировке и обработке в ковше.

Компенсация тепловых потерь металла может быть выполнена только за счет его подогрева в ковше. На практике операция подогрева металла в ковше происходит за счет экзотермических электрофизических процессов дугового разряда. В трехфазных установках «ковш-печь», работающих на переменном токе промышленной частоты, электрические дуги горят между тремя вертикально расположеными графитированными электродами и расплавом, выполняющим роль нулевой точки электрического соединения трех дуг в «звезду».

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

Кроме того, в состав агрегата «ковш-печь» входят средства для перемешивания металла инертным газом, система подачи ферросплавов и материалов для рафинирования стали в ковше. В настоящее время непрерывный ввод различных веществ (углерода, расклинилителей, модификаторов) проводят с применением порошковой проволоки, имеющей в своем сечении круг или прямоугольник, стальная оболочка которой обычно завальцована. Такая проволока большой длины поставляется в катушках на металлической или деревянной раме. Ввод порошковой проволоки в расплав осуществляется по направляющей трубе с помощью специального трайбаппарата, состоящего из подающего и разматывающего устройств (рисунок 2.1).

Современная установка дугового нагрева стали в ковше (рисунок 2.2) имеет устоявшуюся архитектуру и конструкцию, которая подобна ДСП и включает следующие основные элементы:

- печной трансформатор, мощность которого обеспечивает нагрев стали в ковше со скоростью 3-6 °С/мин;
- короткую сеть;
- колонны электрододержателей с приводами перемещения электродов;
- электрододержатели различного исполнения: с трубшинами или токопроводящие, могут применяться как индивидуально управляемые, так и спаренные (электроды неподвижны один относительно другого), взаимное расположение то-

копроводящих элементов электрододержателей выполняется триангулированным или компланарным с петлей симметрии;

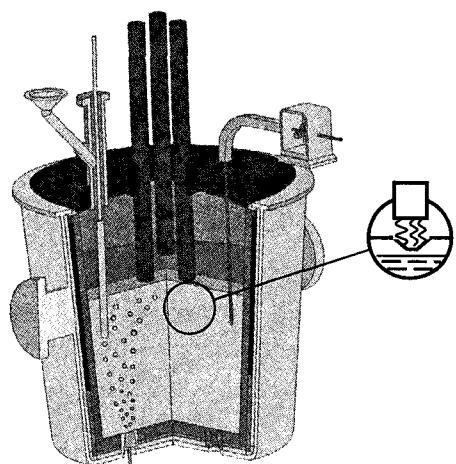


Рисунок 2.1 – Общая схема установки «ковш-печь»

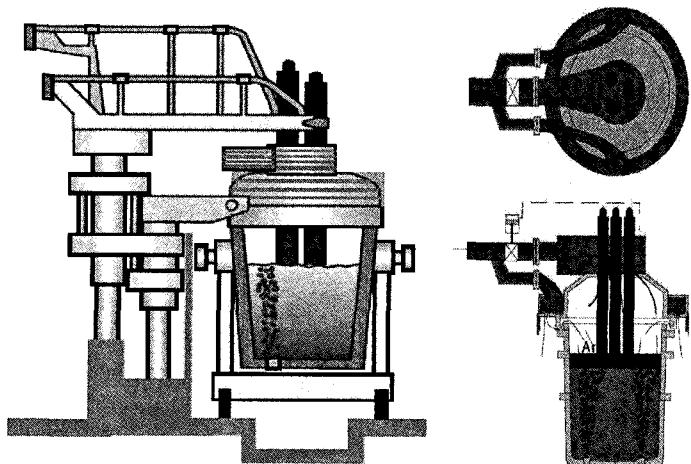


Рисунок 2.2 – Схема дугового нагрева установки «ковш-печь»

– водоохлаждаемый свод, который имеет отверстия для электродов, газоотсоса и технологические, что приводит к необходимости увеличивать его поверхность за счет изменения формы. Наибольшее распространение получила шляпно-образная форма свода.

Вакуумирование стали (если оно предусмотрено технологическим процессом) осуществляется на отдельной установке. Как правило, это вакууматор камерного типа. При этом насыщенность процесса вакуумирования различными технологическими операциями обуславливает дополнительные потери тепла сталью в процессе обработки.

В мире накоплен большой практический опыт эксплуатации агрегатов «ковш-печь», что позволило разработчикам оптимизировать их основные конструктивные и технологические параметры. В настоящее время агрегатами типа «ковш-печь» оснащено свыше четырехсот электросталеплавильных цехов мини- заводов и более ста конвертерных цехов заводов с полным циклом.

2.4 Регулирование температуры жидкой стали в ковше

На современном этапе развития металлургического производства высокий уровень качества металлопродукции в значительной степени обеспечивается сочетанием различных технологических приемов внепечного рафинирования жидкого металла, что неизбежно приводит к увеличению продолжительности пребывания расплава в ковше. Ковшевые процессы глубокого рафинирования металла на всех этапах сопровождаются существенным снижением температуры расплава. Ориентировочные показатели снижения температуры в сталеразливочных ковшах вместимостью 100-150 т составляют:

– в позиции ожидания и при перестановках ковша 0,5-0,6 $^{\circ}\text{C}/\text{мин}$ без защиты зеркала расплава и 0,2-0,3 $^{\circ}\text{C}/\text{мин}$ с защитой различными средствами, например, крышкой;

- при усреднении металла путем продувки инертным газом 1,1-1,4 °С/мин;
- 60-80 °С за цикл ковшевого вакуумирования;
- 30-40 °С в процессе десульфурации, включающем формирование шлака и перемешивания расплава газом;
- 10-15 °С при вводе ферросплавов с последующим усреднением химического состава и температуры стали в ковше (в зависимости от вида и количества добавок).

Как показывает практика работы ряда металлургических предприятий, общее снижение температуры в ходе внепечной обработки стали массового сортамента составляет 50-60 °С и более, при производстве специальных марок стали с технологией однократного или двойного вакуумирования от 150 °С до 250-300 °С, соответственно.

В целом, величина потерь тепла при внепечной обработке стали в ковше зависит от ряда производственных факторов и колеблется от плавки к плавке. К наиболее значимым параметрам, которые влияют на величину теплопотерь, следует отнести: температуру и продолжительность выпуска плавки; состояние (степень изоляции и износ рабочего слоя, теплопроводность материалов и пр.) и температуру огнеупорной футеровки сталеразливочного ковша; количество и вид вводимых в ковш материалов; длительность и интенсивность продувки инертным газом; продолжительность операций ввода и растворения легирующих, формирования шлака, десульфурации, пребывания металла в ковше (с учетом времени «ожидания» разливки), отбора проб и их анализа.

Вместе с тем, даже в условиях жесткой минимизации потерь тепла, для обеспечения требуемых параметров разливки стали температура выпуска должна быть повышенена до 1700-1750 °С и более, что неизбежно приводит к дополнительным потерям железа шихты и электроэнергии. Более того, для проведения последующего длительного комплексного рафинирования стали однократный перегрев перед выпускком, как правило, не в состоянии обеспечить:

- чистоту полупродукта, выпускаемого из печи, в связи с существенным увеличением растворимости газов при перегреве расплава;
- точности и стабильности получения заданной температуры стали в соответствии с требованиями разливки;
- высокую экономическую эффективность из-за увеличения потерь энергии, связанных со значительным перегревом металла, существенного снижения стойкости печных и ковшевых огнеупоров и удлинения плавки.

Тем не менее, в силу ряда технологических соображений способ предварительного перегрева металла в плавильном агрегате распространен в таких металлургических странах как Япония, Китай, Россия и Украина.

Несмотря на то, что технологические параметры получения заданной температуры металла на выпуске из конвертера рассчитывают с высокой точностью, возникают ситуации, когда температура в сталеразливочном ковше снижается до уровня, при котором разливка на МНЛЗ затруднительна. В этом случае для исправления «холодных» плавок применяют способы химического подогрева стали в ковше.

Известно, что химический подогрев стали в ковше основан на вводе в расплав дополнительного количества алюминия с последующим окислением его газообразным кислородом в объеме металла. Реакция окисления растворенного алюминия сопровождается выделением значительного количества тепловой энергии, которая практически полностью усваивается расплавом. После проведения процесса металл подвергают очистительной продувке инертным газом в течение 15-20 мин для удаления продуктов реакции.

Различные технологические варианты реализации технологии химического подогрева отличаются способом ввода алюминия и кислорода. Так, процесс *IR-UT*, разработанный компанией «Sumitomo Metal Ind» включает ввод порошкообразных материалов в металл под специальным колоколом, перемешивание инертным газом и подачу кислорода на поверхность стали; процесс *CAS-OB* так же основан на приме-

нении для ввода добавок погружаемого колокола, которым накрывают так называемое «argonное пятно».

Разработанные в СНГ технологические варианты, основаны на вводе в металл первичного алюминия в виде катанки (с помощью трайбаппарата), вторичного алюминия в виде чушек или монолитного блока на ложном стопоре с продувкой кислородом через погружаемую фурму.

Максимальное усвоение алюминия (70-75 %) и минимальные потери тепла, безусловно, обеспечивает ввод алюминия трайбаппаратом, хотя добавка вторичного алюминия в виде кусков и чушек является наиболее простым и распространенным способом. В последнем случае усвоение алюминия при одновременной продувке нейтральным газом составляет не более 35-40%.

Значительную экономию алюминия обеспечивает его ввод в виде блока, укрепленного на продувочной фурме. По данным Днепровского металлургического комбината использование такого рода блоков позволяет существенно снизить потери алюминия и достигнуть величины среднего коэффициента усвоения равного 55 %.

Примерный расход материалов для нагрева стали на 60 °C оценивается на следующем уровне:

– расход алюминия 2,5-2,6 кг/т стали (по данным *Ново-липецкого металлургического комбината* 1 кг алюминия на 1 тонну стали обеспечивает подогрев на 23-25 °C);

– расход вводимого кислорода – 1,0 м³/т;

– дополнительный расход оgneупоров 0,1-0,2 кг/т стали.

Так, внедрение технологии химического подогрева стали в конвертерном цехе металлургического комбината им. Ильича позволило уменьшить возврат плавок с МНЛЗ на разливку сверху с 2,10% до 0,04 %, количество не полностью разлитых ковшей с 3,20% до 1,34 %, а также сократить технологические простоя и увеличить серийность плавок на МНЛЗ в 2 раза.

Вместе с тем, современная идеология компенсации тепловых потерь в ходе ковшевой обработки основывается на

обеспечении порционного дозированного подвода тепла к расплаву в ковше с целью обеспечения минимального перегрева на всех стадиях внепечной обработки от выпуска до транспортировки готовой стали на разливку.

Реализация такого подхода достигается путем применения мощного высокотемпературного источника локального нагрева, который обеспечивает непрерывную компенсацию тепловых потерь. При этом, с одной стороны, тепловая энергия концентрируется в зоне шлака для поддержания его необходимых физических свойств и плавления высокотемпературных компонентов шлаковой смеси, а, с другой, в сочетании с пневматическим перемешиванием в процессе нагрева происходит усреднение температуры во всем объеме.

Как известно, возможность ввода большого количества тепловой энергии в сочетании с простотой регулирования подводимой мощности, является неоспоримым преимуществом дугового нагрева, поэтому нагрев стали в ковше проводят с помощью электрической дуги переменного трехфазного тока. Очевидно, что применение электрической дуги постоянно-го тока в этом случае представляется достаточно спорным.

Взаимодействие тока дуги с окружающим ее магнитным полем нельзя рассматривать изолированно от шлака на поверхности металла, так как глубина погружения дуги в ванну при прочих равных условиях, прежде всего, зависит от толщины слоя жидкоподвижного шлака и его плотности. Поэтому идея ковшевого электрического нагрева состоит в применении коротких сильноточных дуг, которые горят в глубоких лунках и передают тепловой поток металлу и шлаку вблизи электродов. При этом нагрев металла происходит также за счет теплопроводности и электродинамической конвекции, а свободное излучение на футеровку сводится к минимуму. Очевидно, что величина глубины погружения электрической дуги в жидкий шлак в существенной степени определяет степень усвоения тепловой энергии расплавом.

Результаты оценки глубины лунки для различной величины силы тока дуги представлены на рисунке 2.3.

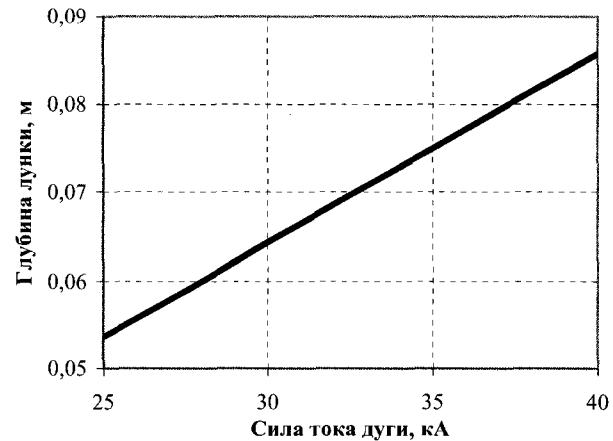


Рисунок 2.3 – Зависимость глубины шлаковой лунки электрической дуги от силы тока

Чтобы избежать шунтирования электрической дуги и растворения углерода графитированных электродов во время нагрева, длина дуги должна несколько превышать глубину лунки. С другой стороны, для уменьшения потерь тепла излучением и потребления шлакообразующих материалов, длина дуги должна быть ограничена величиной толщины слоя шлака. Выполнение этих условий должно обеспечиваться регулированием электрических параметров дугового разряда и ведением технологического процесса. Таким образом, эффективная работа установки дугового нагрева возможна при строгом соответствии ряда параметров, в т.ч.:

- величины падения напряжения дугового разряда (напряжение дуги), которая определяет ее длину;
- силы тока дуги, которая влияет на глубину шлаковой лунки;
- шлакового режима, который обеспечивает устойчивый нагрев металла.

В благоприятных условиях, при большой силе тока и высокой степени экранирования шлаком дуговой промежуток

все время ионизирован до такой степени, что его электропроводность практически постоянна в течение полупериода. Понятно, что толщина слоя шлака оказывает непосредственное влияние на условия горения дуги, электрический режим и выделяемую мощность. Так, установлено, что для плавки массой 100-150 т величина слоя шлака 100-120 мм обеспечивает спокойное и устойчивое горение электрической дуги. При этом она в меньшей степени «выдувается» в сторону футеровки ковша и обеспечивает износ торца графитированного электрода в горизонтальной плоскости. В случае чрезмерной толщины шлака скорость нагрева металла в сталеразливочном ковше существенно снижается, так как теплопроводность шлака на порядок ниже, чем теплопроводность стали.

Если же толщина шлака недостаточна, то последний «раздувается» дугой. В таких условиях дуга горит менее устойчиво, что, по-видимому, связано с оголением зеркала жидкой стали и повышением концентрации паров железа в разрядном промежутке.

Горение дуг в период формирования шлака протекает в неблагоприятных условиях, обусловленных неспокойным горением дуги и частыми ее обрывами на время, необходимое для восстановления дугового разряда. В паузах столб дуги резко охлаждается, отдавая значительное количество энергии окружающим его твердым шлакообразующим материалам, и теряет электропроводность.

Величина мощности электрической дуги должна обеспечить проведение (в заданных графиком внепечной обработки временных рамках) следующих технологических операций:

- компенсацию тепловых потерь металла в ковше на всех стадиях внепечной обработки;
- формирование рафинировочного шлака;
- корректировку температуры жидкой стали перед разливкой.

Принимая во внимание вышеуказанные ограничения, для заданной величины мощности дуги можно оценить ее силу тока и напряжение.

На практике значения электротехнических показателей установок «ковш-печь» являются устоявшимися величинами. Сложившееся конструктивное оформление, применение новых технологий и качественное изготовление короткой сети электропечной установки позволяют иметь значение электрического КПД на уровне $\eta_s = 0,90$ и выше.

Величина коэффициента мощности характеризуется компромиссным решением проблемы нагрева. Так как, с одной стороны, повышение λ (за счет снижения силы тока и увеличения напряжения при одинаковой полной мощности печного трансформатора) приводит к уменьшению глубины лунки и росту длины дуги, что сокращает долю полезно используемой тепловой энергии, с другой, – снижение λ вызывает уменьшение активной мощности электрической дуги с одновременным повышением ее КПД. Принято считать, что оптимальное значение коэффициента мощности λ для установок «ковш-печь» не превышает 0,70.

Величина мощности печного трансформатора является основным энергетическим параметром установки дугового нагрева и оказывает многоплановое влияние на эффективность ее работы. В частности, величина мощности печного трансформатора оказывает непосредственное влияние на скорость нагрева стали в ковше и продолжительность цикла обработки, условия работы футеровки ковша и расход огнеупоров, а также качество проведения технологического процесса.

Обычно мощность печного трансформатора ограничивается интенсивностью нагрева металла, обуславливающего износ огнеупоров ковша. Излишне высокая величина подводимой мощности приводит к увеличению интенсивности износа футеровки ковша в шлаковой зоне и в «горячих точках».

Фактическая интенсивность износа огнеупоров представляет собой сложную функцию и определяется следующими факторами:

- параметрами электрической дуги;
- типом и качеством огнеупорного материала;
- температурой металла и шлака;
- профилем распределения температуры в огнеупорной футеровке ковша;
- химическим составом металла и шлака;
- толщиной слоя шлака;
- типом перемешивания расплава в ковше и его мощностью;
- геометрическими параметрами рабочего пространства установки «ковш-печь».

При оценке установленной мощности печного трансформатора применяют отработанные практикой эмпирические соотношения. При этом величина мощности, с одной стороны, должна обеспечить требуемый ритм работы (в частности, скорость нагрева), с другой – минимизировать износ огнеупоров. Вместе с тем, как показывает практика работы ряда предприятий, в условиях высокой цены металлопродукции и приоритета потребительских свойств металла задача экономии огнеупоров может быть отодвинута на второй план.

Отношение активной мощности трансформатора к площади ванны расплава в ковше принято считать одним из основных интегральных критериев. Практикой установлено, что величина износа огнеупоров стен ковша находится в допустимых пределах при величине удельной активной мощности, не превышающей $2,0\text{--}2,5 \text{ МВт}/\text{м}^2$ площади зеркала ванны.

Равномерность тепловой нагрузки. Электроды располагаются в вершинах равностороннего треугольника, характеризуемого диаметром распада D_p , поэтому нагрузка тепловоспринимающей поверхности зависит от расположения относительно нее электрических дуг. Известно, что равномерность тепловой нагрузки металла, шлака и футеровки стен

ковша может быть обеспечена при соблюдении следующего соотношения $\frac{D_p}{D_k} < 0,3$ (D_k – диаметр зеркала металла в ковше). D_p является конструктивным параметром, который минимизируют на стадии проектирования.

2.5 Перемешивание расплава в ковше

Перемешивание расплава в ковше является обязательной операцией внепечной обработки. Известно, что в сочетании с перемешиванием скорость рафинирования металла различными технологическими средствами существенно возрастает, а также становится возможным реализация эффективного дугового нагрева и вакуумной обработки раскисленной стали. Более того, путем перемешивания достигают требуемую по условиям разливки степень однородности температуры и химического состава стали, которые в значительной мере определяют технико-экономические показатели процесса производства.

В процессе перемешивания стали в ковше происходит также гомогенизация химического состава в объеме металла. После присадки ферросплавов на выпуске разница содержания таких элементов, как кремний и марганец по высоте ковша, может достигать 0,05-0,15 % абс. После продувки стали инертным газом эта величина обычно снижается до 0,01-0,03%.

Перемешивание разделяют по способу организации на пневматическое (путем продувки инертным газом) и электромагнитное (за счет взаимодействий индуцируемого в жидкой стали электрического тока с внешним переменным электромагнитным полем).

Принято считать, что для достижения максимальной равномерности химического состава целесообразнее использовать электромагнитное перемешивание, а для глубокого рафинирования (десульфурация и дегазация) – продувку аргоном.

Пузырьки газа, барботирующие при продувке весь слой металла, способствуют его рафинированию. При увеличении интенсивности массопереноса в ковше происходит выравнивание состава и температуры в объеме металла. Интенсивное перемешивание ускоряет доставку неметаллических включений к поверхности раздела металл-шлак и удаление их из стали, чему способствует флотация пузырьками продуваемого газа неметаллических включений. Так как парциальное давление, например, водорода в пузырьках инертного газа практически равно нулю, они по отношению к растворенному водороду являются «вакуумными» полостями и экстрагируют газ из металла. Известно, что характер и интенсивность движения стали в ковше зависят от ряда параметров продувки, которые влияют на ее эффективность, в частности на степень гомогенизации металлической ванны. На основании исследований поведения металла при продувке в различных агрегатах установлена зависимость времени, необходимого для достижения определенной степени гомогенизации, от параметров продувки, основным из которых является диссипация энергии. Так, величина диссипации энергии увеличивается, а время, необходимое для гомогенизации стали в ковше при заданной температуре, уменьшается с повышением скорости поступления газа в металл, а также с увеличением глубины барботажной зоны. С увеличением массы металла и диаметра ковша время гомогенизации увеличивается.

Современная техника пневматического перемешивания сравнительно проста и надежна в обслуживании и эксплуатации. Разработанные и широко применяемые технологические варианты обеспечивают необходимый уровень мощности перемешивания и позволяют удалять при атмосферном давлении до 10-15 % водорода и неметаллические включения, а также интенсифицировать массообменные процессы между металлической и шлаковой фазами.

На практике для вдувания инертного газа в металл на этапе внепечной обработки применяют либо погружаемые в

расплав фурмы, либо специальные огнеупорные блоки, устанавливаемые в днище ковша.

В конце 70-х годов прошлого века продувка сверху с помощью погружаемой фурмы типа «ложного стопора» была принята в качестве основного варианта при оснащении сталеплавильных цехов Советского Союза установками для усреднения металла в ковше. Продувку в большинстве случаев вели непосредственно через выходное отверстие фурменной трубы, из-за чего интенсивность её не превышала 40-60 м³/ч, а удельный расход газа 0,03-0,05 м³/т стали. Это исключало возможность рафинирования металла, но было вполне достаточно для перемешивания добавок, усреднения состава и температуры стали.

Увеличение интенсивности продувки через погружаемую фурму практически невозможно. Опыт промышленной эксплуатации показал, что при расходах газа около 60 м³/ч наступает так называемый «пробой» ванны: практически прекращается распад струи и начинаются выбросы металла и шлака из ковша.

Серьезной причиной выхода наконечников из строя являлось их отгорание из-за нарушений плотности посадки наконечника на трубу под действием высокой температуры, архимедовой силы и вибрации, а также вследствие забивания пор продуктами взаимодействия пористого материала с металлом и шлаком.

Вместе с тем, применение погружаемой продувочной фурмы не требует изменения конструкции сталеразливочного ковша, устройство ввода надежно и просто в эксплуатации, что и предопределило применение способа как резервного для перемешивания стали на установке «ковш-печь». Большое количество установок «ковш-печь» оснащены дополнительной погружаемой фурмой, которая находится в поднятом положении и вводится в расплав только в случае нарушения газопроницаемости продувочных устройств в днище ковша. В большинстве случаев такой способ аварийного перемешивания позволяет восстановить работу донных продувочных устройств.

Основной тенденцией развития новых конструкций продувочных устройств является все более широкое применение специальных керамических пробок, устанавливаемых в днище ковша. Это стало возможным благодаря повышению их эксплуатационной стойкости и снижению удельных затрат на изготовление. Применение донных продувочных блоков позволяет более точно регулировать расход вдуваемого газа при его стабильной подаче, а также обеспечить вдувание газа в нескольких точках.

В целом, за исключением каких-то специальных случаев, следует отметить стремление технологов уменьшить интенсивность продувки металла в ковше при увеличении ее продолжительности в ходе цикла обработки.

В соответствии с основными технологическими задачами продувку стали инертным газом ведут на различных этапах пребывания стали в ковше с изменением интенсивности в широких пределах: от 3-6 до 35-50 м³/ч (от 50-100 до 600-800 л/мин), что предъявляет к продувочному узлу требование универсальности. Характеристика газового потока из продувочного узла зависит от профиля и расположения газовых каналов.

Для продувочной пробки выбирают огнеупорный материал, исходя из условий эрозии и абразивного износа при службе с учетом конструктивного исполнения и особенностей изготовления:

- пористые пробки из материала с высокой пористостью, где газ протекает через произвольно расположенные капиллярные каналы, имеющие большой спектр величины диаметра;

- комбинированные пробки с круглыми каналами заданного диаметра, которые соединены между собой или являются независимыми;

- сборные сегментные пробки со щелевыми каналами заданного сечения, расположенные по какой-либо схеме.

Как показал опыт промышленной эксплуатации, пористые пробки рекомендуется применять только для условий ра-

боты с относительно коротким временем продувки и пребывания металла в ковше. Это объясняется тем, что из-за высокой пористости и несистематизированного расположения газовых каналов на практике происходит быстрое проникновение стали в поры продувочного узла. Последующие термические удары и химическая (кислородная) очистка приводят к быстрому разрушению пробки (в течение 7-15 плавок). При удлинении времени продувки разрушение пробки может происходить еще быстрее и приводить к аварийным ситуациям.

Более высокая эксплуатационная стойкость продувочных узлов может быть достигнута в случае применения специальных блоков с направленной пористостью. При этом сборная пробка с щелевыми каналами оказывается наиболее предпочтительной с точки зрения организации процесса продувки и подбора наилучших по стойкости материалов для отдельных керамических элементов, входящих в конструкцию продувочного узла. При использовании пробки сегментного типа их проницаемость для газа сохраняется в 90 % и более случаев без применения кислородной очистки перед очередным наливом. Эксплуатационная стойкость такой пробки может сохраняться в течение 30-50 плавок и более (до 4000 мин продувки), что обеспечивает ее равную стойкость в сравнении с оgneупорами днища ковша. При этом посредством выбора начальной высоты пробки возможно регулирование ее эксплуатационной стойкости.

Известно, что усреднение стали в объеме сталеразливочного ковша сопровождает ряд процессов, которые оказывают как положительное, так и отрицательное влияние на её качество и себестоимость:

- энергичное перемешивание жидкой ванны металла в ковше путем формирования восходящего газометаллического циркуляционного потока в месте инжекции газа и нисходящих конвективных потоков стали по периферии;

- взаимодействие потоков металла и покровного шлака как по всей поверхности, так и в зоне выхода газа из металла

в шлак (степень развития этого процесса зависит от интенсивности вдувания газа и способа его инжектирования);

- повышение степени чистоты стали по неметаллическим включениям за счет эффекта флотации во всплывающих пузырьках инжектируемого газа и взаимодействие их с рафинировочным шлаком;

- ускорение процессов расплавления и усвоения вводимых в жидкую ванну твердых реагентов, раскислителей, модификаторов и лигатур;

- ускорение процесса вакуумной дегазации стали за счет транспортировки к поверхности зеркала расплава порций металла, расположенных в нижней части ковша;

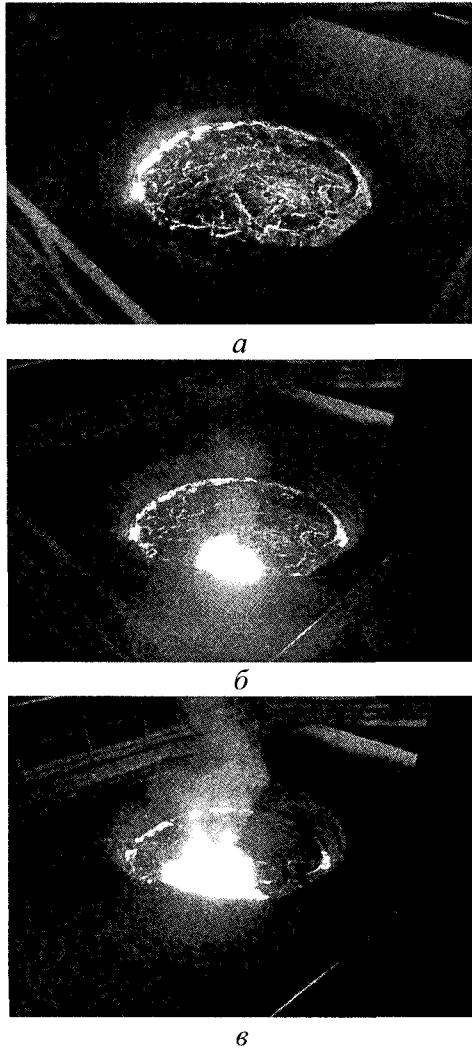
- развитие процесса вторичного окисления и насыщения стали газами в случае чрезмерно интенсивной продувки (рисунок 2.4, для случая продувки через 2 пористые пробки в 300-тонном сталеразливочном ковше ОАО «АМК»);

- ускорение износа футеровки сталеразливочного ковша, что во многом предопределяет повышение требований к качеству и химическому составу оgneупоров.

При проектировании технологии внепечной обработки все вышеперечисленные процессы необходимо количественно оценить и соизмерить в зависимости от целей, а также технических и технологических ограничений в конкретных условиях производства. Наряду с обеспечением требуемого уровня рафинирования стали оптимизируют конструкцию ковша, тип и расположение продувочных устройств, а также режим продувки с целью экономии энергетических и материальных ресурсов.

Альтернативным методом перемешивания металла в ковше является воздействие на расплав электромагнитного поля (рисунок 2.5).

Характерной особенностью этого метода перемешивания является то, что индуктор расположен с внешней поверхности ковша и воздействие проникает от стены ковша внутрь жидкой ванны.



**Рисунок 2.4 – Изменение конфигурации «глаза» в зависимости от расхода вдуваемого газа:
а – без продувки; б – вдувание 50 л/мин на каждую форму; в – вдувание 150 л/мин на каждую форму**

При этом в оборудовании отсутствуют движущиеся части и элементы, непосредственно контактирующие с жидким металлом. Кроме того, при наложении электромагнитного поля на металл имеются весьма широкие возможности по регулированию мощности перемешивания, а также по реверсированию направления движения потоков.

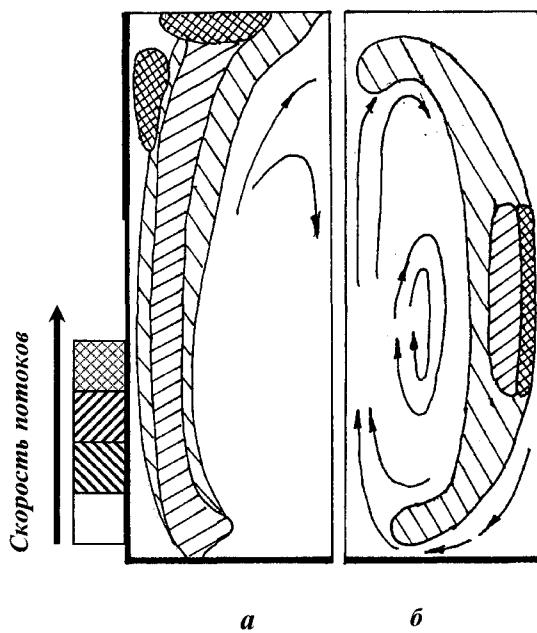


Рисунок 2.5 – Схематическое представление характера перемещения потоков металла при продувке газом (а) и при электромагнитном перемешивании (б)

Между тем, нельзя не отметить и достаточно очевидные недостатки электромагнитного перемешивания – ограничения в глубине проникновения поля в металл и необходимость наличия «немагнитных» вставок в стальном кожухе ковша в зоне расположения индуктора. Достаточно очевидным также

представляется и тот факт, что в случае повышения интенсивности перемешивания значительно возрастает скорость износа огнеупоров в зоне расположения индуктора.

2.6 Вакуумирование стали в ковше

Технологические процессы вакуумирования стали вносят весомый вклад в повышение качества металлопродукции, в связи с чем они получают все большее распространение. На современном этапе существует два основных способа вакуумирования стали: циркуляционное и камерное.

Циркуляционное вакуумирование – процесс RH впервые осуществлен в Германии в 1959 г. фирмой Ruhrstahl – Heraeus. В способе циркуляционного вакуумирования используется эрлифтный эффект для обеспечения циркуляции металла в проточной вакуумной камере (рисунок 2.6).

Камера имеет форму удлиненного цилиндра (высота до 11 м), а в металл ковша погружают два патрубка, в один из которых на двух-трех уровнях через трубы из нержавеющей стали подают аргон в количестве от 0,5 до 1,5 м³/мин.

Современные установки оборудуют стационарными камерами, а ковш с металлом подают на специальной тележке с гидравлическим подъемом ковша на высоту, необходимую для погружения патрубков в металл. Одновременно подают аргон и включают вакуумные насосы. Во всасывающем патрубке газ нагревается, увеличиваясь в объеме, поднимается вверх, увлекая металл, в камеру поступает смесь из одной части металла и 10 объемных частей газа со скоростью более 5 м/с, фонтанируя на высоту до 10 м и создавая многократно увеличивающуюся поверхность газ – металл. Дегазированный металл стекает в ковш сливным патрубком. Таким образом, обеспечивается циркуляция стали через камеру. Подача аргона на разных уровнях с разным давлением повышает скорость циркуляции, интенсифицирующей дегазацию металла.

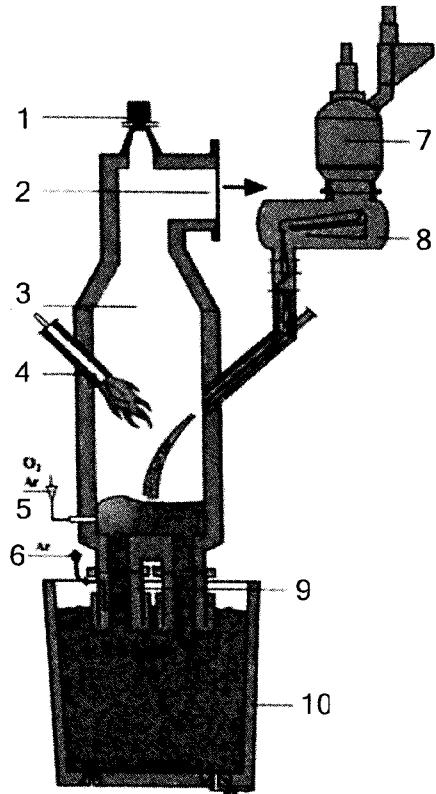


Рисунок 2.6 – Схема процесса циркуляционного вакуумирования стали: 1 – телекамера; 2 – подключение к вакуумной системе; 3 – камера RH-OВ; 4 – подогрев камеры; 5 – кислородные и аргонные сопла; 6 – патрубок для подвода транспортирующего газа; 7 – шлюзовое устройство для ввода легирующих; 8 – лотковый дозатор; 9 – погружные трубы; 10 – сталеразливочный ковш

Скорость циркуляции повышается при увеличении диаметра всасывающего патрубка и расхода аргона, достигая 100 т/мин. В конце обработки металл раскисляют и легируют, усредняя химический состав еще в течение 2 мин.

Метод RH и конструкция агрегата позволяет в потоке аргона вводить порошкообразную смесь $\text{CaO}+\text{CaF}_2$, обеспечивая высокую степень десульфурации уже при расходе смеси около 3 кг/т, потому что металл содержит минимальное количество поверхностно активного кислорода. Для компенсации затрат тепла, в камеру вдувают кислород, предусматривая в металле соответствующее превышение содержания углерода. Вариант такой технологии назван VOF процессом (Vacuum – oxygen – flux).

В RH процессе из-за большой поверхности излучения металлом увеличиваются потери тепла и ухудшаются условия работы графитовых нагревателей при попадании на них брызг металла. Поэтому на некоторых установках обеспечивается индукционный нагрев металла в патрубках.

Современные установки снабжаются устройствами для отбора проб, измерения температуры и окисленности металла.

В настоящее время основным способом вакуумирования стали является способ *камерного вакуумирования*, который имеет широкие технологические возможности рафинирования стали под вакуумом, простую конструкцию и требует меньших капитальных затрат. Кроме того, объем работ по обслуживанию камерного вакууматора минимален, а процесс обработки достаточно надежно контролируем и управляем. Оборудование камерного вакууматора не контактирует с жидкой сталью (рисунок 2.7), не требует специальных огнеупоров для футеровки, нет необходимости в ее предварительном подогреве, на показатели процесса не влияет периодичность и темп работы.

Основными разновидностями процесса камерного рафинирования являются процессы VD – Vacuum Degassing и VOD & VD – OB – Vacuum Oxygen Decarburization & Vacuum Decarburization – Oxygen Blowing позволяющие производить глубокую дегазацию металла, раскисление и обезуглероживание (рисунок 2.8).

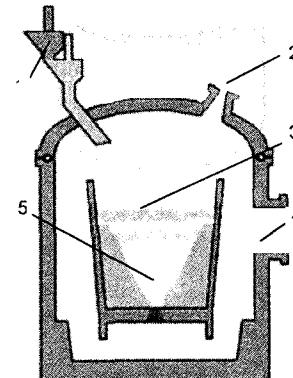


Рисунок 2.7 – Схема процесса камерного вакуумирования стали: 1 – бункер для легирующих компонентов; 2 – ковш с металлом; 3 – аргон; 4 – крышка вакуумкамеры; 5 – вакуумкамера

В состав камерной установки для вакуумирования стали в ковше входит: высокопроизводительный пароэжекторный вакуумный насос, вакуумкамера с крышкой и вакуумпровод.

Основные технические параметры пароэжекторного вакуумного насоса ПЭВН 500×0,5, который может использоваться для камерного вакуумирования представлены ниже:

- рабочее давление на входе в основной насос, 0,5 мм рт.ст.;
- давление (абс.) на выходе из насоса, 830 мм рт.ст.;
- производительность насоса по сухому воздуху с $t=20^{\circ}\text{C}$ при рабочем давлении на входе, 500 кг/ч;
- продолжительность откачки вакуумкамеры и вакуумпровода от атмосферного давления до рабочего, 6 мин.

Вакуумная камера состоит из двух основных частей: собственно камеры и крышки. Крышка установлена на транспортной тележке и может вертикально перемещаться с помощью гидропривода.

Основные элементы вакуумкамеры: корпус вакуумкамеры с уплотнительным каналом; стенд с направляющими

для установки ковша; отверстие-мембрана с термодатчиком для аварийного слива стали; соединительный патрубок вакуумпровода с камерой; система подачи аргона и азота для разгерметизации.

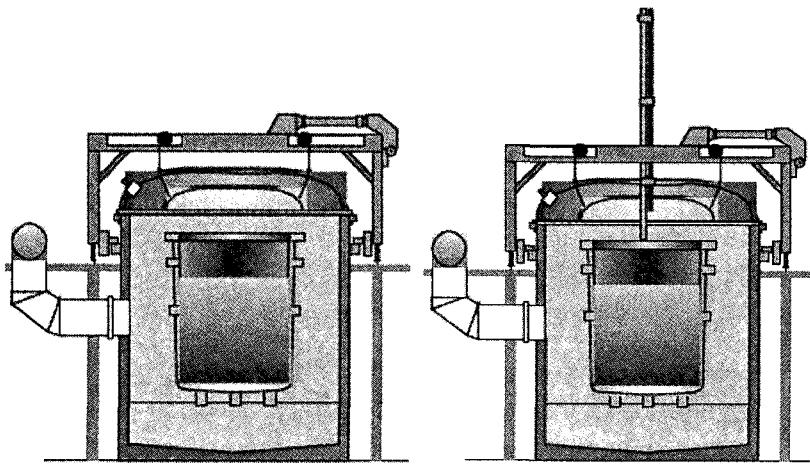


Рисунок 2.8 – Схема процесса VD (слева) и VOD & VD – OB (справа)

Крышка с тележкой вакуумкамеры размещает следующие устройства: защитный тепловой экран с элементами подвода и отвода охлаждающей воды; систему телевизионного контроля процесса вакуумной обработки; устройство отбора проб и замера температуры; форму для продувки стали кислородом (при необходимости); шлюзовые устройства для ввода раскисляющих, легирующих и шлакообразующих добавок. Во избежание выплесков шлака и металла из ковша во время обработки свободный борт ковша увеличивают на 0,6-1 м.

В зависимости от решаемых задач технологические варианты ковшевого вакуумирования позволяют эффективно рафинировать расплав на любой стадии внепечной обработки.

Вакуумирование нераскисленной стали позволяет наиболее полно реализовать общеизвестные преимущества угле-

рода как раскислителя. Благодаря вакууму равновесие реакции взаимодействия растворенных в стали углерода и кислорода сдвигается в сторону образования газообразных продуктов, что позволяет дополнительно раскислить сталь углеродом и уменьшить количество оксидных включений, образующихся в ходе окончательного глубинного раскисления металла. Однако в промышленных вакуумных установках равновесие между углеродом и кислородом, растворенными в стали, не достигается. Основные причины этого явления заключаются в следующем:

- при исключительно малых концентрациях взаимодействующих веществ, скорость химической реакции уменьшается настолько, что не позволяет за время обработки даже приблизиться к состоянию термодинамического равновесия;
- практика промышленного вакуумирования показывает, что даже небольшое количество FeO в рафинировочном шлаке (до 1%) в значительной степени способствует тому, что равновесие реакции не достигается.

Так, при давлении в 100-200 Па расчетное произведение равновесных концентраций углерода и кислорода составляет около $2,5-5,9 \times 10^{-6}$, однако ход реакции обезуглероживания (раскисления углеродом) прекращается вблизи равновесной кривой, соответствующей $P = 1-10$ кПа, т. е. реальная остаточная концентрация углерода и кислорода в стали после вакуумирования на несколько порядков выше равновесной, рассчитанной в тонком приповерхностном слое металла в ковше. Поэтому возникает задача обеспечения за счет раскисления углеродом под вакуумом максимально возможного снижения концентрации кислорода в стали, величина которого позволяет избежать образования в металле жидких или твердых продуктов раскисления после ввода добавок.

В связи с этим для обеспечения высокой степени реализации раскислительной способности углерода в условиях вакуума необходимо:

- применять основную футеровку сталеразливочных ковшей, в состав которой входят трудновосстановимые оксиды;
- поддерживать высокую основность шлака и минимальное содержание оксидов железа в нем;
- перемешивать расплав в ковше инертным газом для облегчения условий зарождения продуктов реакции окисления углерода.

Как показывает практика, при содержании углерода в стали около 0,50 % за счет вакуумно-углеродного раскисления концентрацию кислорода в металле удается понижать до 0,002-0,003 %, что ниже равновесной с содержанием кремния, но выше равновесной с растворенным в металле алюминием. Поэтому при вводе кремния в металл после вакуумно-углеродного раскисления первичные эндогенные включения не образуются. За счет снижения содержания растворенного в стали кислорода путем раскисления углеродом под вакуумом последующее осаждающее раскисление протекает с минимальным угаром раскислителей. Такой способ обработки рекомендуется для производства свободной от крупных оксидных включений и их локальных скоплений особо чистой стали.

Для предотвращения чрезмерно бурного развития под вакуумом реакции окисления углерода проводят частичное раскисление стали путем повышения в ней содержания кремния и (или) алюминия. Благодаря перемешиванию металла и применению сравнительно небольшого количества раскислителей, возможно достижение такой же высокой степени чистоты стали по оксидным включениям, как и при вакуумировании стали в нераскисленном виде.

При обработке частично раскисленной стали (0,15 % Si и 0,005% Al) реакция окисления углерода начинается при давлении 30-50 кПа. Дальнейшее снижение давления до 100-200 Па позволяет постепенно увеличить интенсивность кипения, которое достигает своего наибольшего значения и поддерживается в течение некоторого времени на определенном

регулируемом уровне. Затем наступает постепенное затухание процесса кипения.

Рафинирование расплава при ковшевом вакуумировании обусловлено тем, что дополнительное (к продувке аргоном) интенсивное выделение из глубинных слоев металла пузырей оксидов углерода, образующихся в результате смещения равновесия между растворенным углеродом и кислородом при понижении давления, создает мощные турбулентные потоки, охватывающие весь объем металла. При таком характере кипения шлак уносится в глубь ковша и дробится, значительно увеличивая межфазную поверхность, что обеспечивает дополнительное возрастание скорости потока кислорода из шлака в металл. Это способствует дальнейшему развитию реакции окисления углерода и значительному увеличению объема выделяющегося оксида углерода. Интенсивное кипение ванны создает необходимые кинетические условия для протекания реакции взаимодействия углерода с кислородом и выделения растворенного водорода и азота.

В зависимости от количества окисляемого углерода и доли оксидов железа в покровном шлаке можно получить заданное содержание кислорода в металле. В течение всего периода дегазации проводится наблюдение за поведением металла под крышкой вакуумной камеры. Скорость набора вакуума регулируется в зависимости от интенсивности кипения. В отдельных случаях, для предотвращения чрезмерно бурного вскипания расплава и перелива его через край ковша, в вакуумную камеру подают нейтральный газ. При перемешивании расплава инертным газом его расход по мере снижения давления в вакуумной камере необходимо понижать, чтобы исключить чрезмерно бурную продувку. Вакуумная обработка частично раскисленного металла заканчивается тогда, когда кипение металла при достигнутом конечном давлении затухает.

Снижение температуры металла в ковше массой 100 т при вакуумной обработке составляет от 70 до 80 °C, а собст-

венно вакуумная обработка частично раскисленной стали (глубокий вакуум) продолжается 15-20 мин.

По окончании вакуумирования проводится отключение насосов и в течение 1-2 мин в вакуумную камеру подается нейтральный газ или вначале - нейтральный газ, а затем воздух. Газообразные продукты реакции увеличивают объем и площадь поверхности пузырей аргона и при прочих равных условиях облегчают экстракцию растворенного в металле водорода и азота, поэтому дегазация при вакуумировании нераскисленной и полураскисленной стали проходит быстрее и полнее, чем в случае глубоко раскисленной.

Вместе с тем, способ вакуумирования нераскисленной и полураскисленной стали не гарантирует получение низкого содержания газов в готовой продукции в силу ряда причин, одна из которых заключается в том, что, после окончания вакуумной обработки, как правило, требуется проведение нагрева, перемешивания, легирования, раскисления, науглероживания и десульфурации.

С другой стороны, при обработке расплавов промышленной чистоты эффективность удаления азота обычно не превышает 15-30 %. При этом анализ влияния состава металла на результаты обработки дает основания полагать, что уменьшение эффективности дегазации непосредственно связано с наличием в расплаве поверхностно-активных веществ. Этот факт подтверждается рядом исследований, на основании которых, например, установлена тесная зависимость между концентрацией азота и серы в стали по окончанию обработки. Так, при уменьшении концентрации серы в стали с 0,010 % до 0,003 % за счет десульфурации металла рафинировочным шлаком в ходе вакуумной обработки содержание азота (начальная концентрация $[N]=0,0050 \%$) снижается на 12 и 18 %, соответственно. При этом эффективность деазотации стали существенно увеличивается, когда остаточное содержание серы в металле составляет не более 0,003%. В последнем случае происходит стабильное удаление азота с 110 ppm до 70 ppm при обычном вакуумировании в течение

10 мин и даже до 40 ppm в случае более продолжительного вакуумирования.

Таким образом, если главной задачей вакуумирования является удаление из металла газов (водорода и азота), то следует стремиться к получению в расплаве минимального содержания поверхностно-активных примесей. Таким требованиям соответствует глубоко раскисленная сталь на конечной стадии ковшевой обработки.

Для получения низкого содержания водорода и азота широко применяют технологию вакуумирования раскисленной стали непосредственно перед разливкой, которая может сочетаться с экстракционным удалением серы путем параллельной с вакуумированием обработкой рафинировочным шлаком.

Для обеспечения достаточной площади поверхности раздела взаимодействующих фаз вакуумную обработку раскисленной стали совмещают с продувкой расплава инертным газом. Заметное увеличение скорости массообменных процессов наблюдается при повышении величины удельной мощности перемешивания металла до уровня 200-300 Вт/т. Следует отметить, что при атмосферном давлении такая величина мощности перемешивания практически недостижима.

Величина расхода аргона, необходимого для дегазации стали, быстро уменьшается при понижении давления над поверхностью расплава. В связи с этим сочетание продувки стали инертным газом и вакуумной обработки является весьма эффективным средством дегазации металла. Так, согласно теоретическим расчетам, для получения в стали остаточного содержания водорода ниже 1,5 ppm под атмосферным давлением необходимо ввести в 100-тонный сталеразливочный ковш не менее 700 м³ аргона. При продувке инертным газом под вакуумом (0,01 и 0,001 атм.) количество газа значительно снижается и составляет 14 и 8 м³, соответственно.

В связи с этим продувка стали аргоном в сталеразливочном ковше под вакуумом всегда сопровождается существенной дегазацией металла.

Известно, что вакуумированный металл в сравнении с невакуумированным при равном содержании серы имеет более высокую долю сульфидных включений. Это объясняется, прежде всего, более низким содержанием оксидных включений в вакуумированной стали, в результате чего сульфидные включения в меньшей степени откладываются на оксидах и выделяются в отдельную фазу в более грубой форме. Проблема сульфидных включений в вакуумируемой стали решается тем, что в металле необходимо иметь достаточно низкую концентрацию серы.

Для процесса десульфурации, который протекает в диффузионной области, скорость взаимодействия ограничена массопередачей веществ в объеме металла или шлака. На основании вышеизложенного следует, что самой «медленной» технологической операцией, которая ограничивает производительность участка внепечной обработки, как правило, является процесс десульфурации стали. Действительно, при скорости десульфурации, 3-5 $\text{ppm}/\text{мин}$ (для стали с начальным содержанием серы около 0,025 %) десульфурация на 0,015-0,020 % занимает примерно 40-60 мин. Учитывая, что максимальная скорость нагрева металла составляет около 4 $^{\circ}\text{C}/\text{мин}$, за время десульфурации при работе с включенным трансформатором можно повысить температуру стали в ковше на 160-240 $^{\circ}\text{C}$. То есть, вполне очевидна диспропорция для установки «ковш-печь» между скоростью нагрева металла и десульфурации.

На практике нагрев металла в течение цикла обработки на установке «ковш-печь» (30-35 мин) гарантированно обеспечивает получение заданного перегрева расплава. Дальнейшее нахождение металла на установке, часто связано с необходимостью получения требуемого содержания серы в стали. Действительно, как показывает практика, при параллельном проведении операций десульфурации и нагрева на установке «ковш-печь» степень использования трансформатора составляет около 50 %, что влечет за собой повышение расходов по переделу и снижение производительности.

Поэтому в процессе внепечной обработки стали применяется технология непрерывной десульфурации, которая начинается сразу после наведения шлака на установку «ковш-печь» и заканчивается по окончании вакуумирования, включая продувку металла в ковше инертным газом в позиции ожидания. Данное мероприятие позволяет сократить продолжительность пребывания металла в ковше, повысить степень использования трансформатора и сократить потери тепла.

Завершающий этап десульфурации стали, который проводят в камерном вакууматоре, позволяет достичь чрезвычайно низкого содержания серы (до 0,001 %), а за счет интенсивного перемешивания металла со шлаком без доступа воздуха предупредить опасность поглощения азота и окисления расплава в ходе обработки, что существенно повышает результат рафинирования.

Контрольные вопросы

1. Какое соотношение Mn/S рекомендуется при непрерывной разливке рядовых марок стали?
2. Назовите верхний предел содержания цветных примесей в сталях массового назначения.
3. Почему содержание алюминия в металле, разливаемом в заготовки малых сечений, не должно превышать 0,007 %.
4. Какие технологические приемы позволяют снизить количество неметаллических включений в стали?
5. Назовите верхний предел содержания серы в сталях ответственного назначения.
6. Назовите основные методы доводки стали в ковше.
7. Какие агрегаты для внепечной обработки стали целесообразно иметь в сталеплавильном цехе, производящем легированные и специальные марки стали (шарикоподшипниковую, трубную, для автолиста и жести, производства металлокорда, железнодорожных колес и т.п.)?

8. Для чего применяется операция раскисления стали?

9. Какая операция применяется для удаления из стали водорода и азота?

10. Какой метод применяется для получения сталей с содержанием углерода менее 0,0030 %?

11. С помощью чего происходит компенсация тепловых потерь металла при внепечной обработке?

12. Приведите схему установки «ковш-печь». Назовите ее основные элементы.

13. Как называется устройство для ввода в сталь порошковой проволоки?

14. С какой скоростью осуществляется нагрев металла при обработке в установке «ковш-печь»?

15. Какую конструкцию имеет свод установки «ковш-печь»?

16. Приведите основные потери температуры металла при ковшевой обработке.

17. В чем заключается способ химического подогрева стали в ковше?

18. Какая операция позволяет эффективно передавать тепло от нагретого шлака к стали?

19. Назовите значение электрического КПД современных установок «ковш-печь».

20. Как расположены электроды установки «ковш-печь»?

21. Назовите способы перемешивания расплава при обработке в агрегате «ковш-печь».

22. Какой метод перемешивания целесообразно использовать для достижения максимальной однородности химического состава металла?

23. Назовите основные способы вдувания инертного газа в металл на этапе внепечной обработки.

24. В чем заключается метод электромагнитного перемешивания расплава?

25. Назовите преимущества и недостатки электромагнитного перемешивания расплава.

26. Назовите два основных метода вакуумирования стали?

27. Охарактеризуйте метод циркуляционного вакуумирования стали. Приведите схему циркуляционного вакууматора.

28. Охарактеризуйте метод камерного вакуумирования стали. Приведите схему камерного вакууматора.

29. В чем заключается сущность вакуум-углеродного раскисления?

30. В чем состоит технология вакуумирования для получения низкого содержания водорода и азота?

3 КОНСТРУКЦИЯ И НАЗНАЧЕНИЕ ОСНОВНЫХ УЗЛОВ МНЛЗ

В конструкционном плане МНЛЗ имеет определенное количество узлов и механизмов, функционирование которых обеспечивает работу машины в целом. Основными узлами и механизмами являются стелы для замены сталеразливочного ковша, промковши, кристаллизаторы и механизмы их качания, зона вторичного охлаждения, тянуще-правильная клеть и пр.

3.1 Сталеразливочные ковши и стелы для их замены

Жидкая сталь, полученная в сталеплавильном агрегате, выпускается в сталеразливочный ковш. Вместимость ковшей обычно равна массе одной плавки и может составлять от нескольких десятков тонн до 330-350 т жидкой стали. При этом длительность пребывания стали в ковше может составлять от 2 до 6 часов, что обуславливает высокие требования к надежности и стойкости рабочего слоя футеровки ковшей.

Функционально сталеразливочный ковш обеспечивает транспортировку стали от сталеплавильного агрегата к МНЛЗ, доводку стали по химическому составу и температуре и перелив в промковш.

Передача стали от сталеплавильного агрегата к МНЛЗ осуществляется в сталеразливочных ковшах, которые перемещаются с помощью сталевозов и подъемных кранов (рисунок 3.1).

В рабочем слое футеровки сталеразливочного ковша (рисунок 3.2) применяются, как правило, штучные периклазоуглеродистые огнеупоры с содержанием MgO выше 95-98% или наливные футеровки из высокоглиноземистых тиксотропных масс.

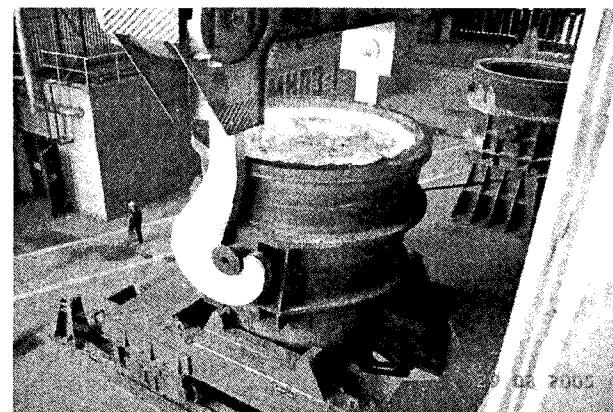


Рисунок 3.1 – Установка ковша с жидкостью на сталевоз

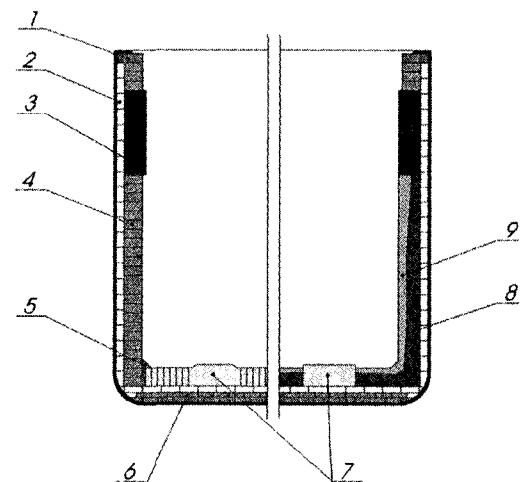


Рисунок 3.2 – Схема футеровки сталеразливочного ковша штучными изделиями (слева) и наливными бетонами (справа): 1,2 – фиксирующий и теплоизолирующий слой; 3 – шлаковый пояс; 4 – стена; 5 – выравнивающая защита; 6 – выравнивающий слой; 7 – блоки, установленные в месте падения струи; 8,9 – начальный и ремонтный слой бетона

На металлургических заводах Западной Европы все более широкое распространение получают доломитовые огнеупорные изделия, которые используются в стенах и днище ковша. Стойкость таких ковшей поддерживается на уровне 90-120 плавок. При этом удельный расход огнеупоров на тонну стали составляет 2,4-2,6 кг/т для ковшей без вакуумирования и 4,0-4,5 кг/т для ковшей, работающих по схеме ковш-печь и вакууматор VD/VOD.

Дозирование стали при переливе из сталеразливочного в промежуточный ковш осуществляется посредством шиберного затвора. Шиберный затвор (рисунок 3.3) обеспечивает равномерную подачу стали в промковш в течение всего периода разливки. Кроме того, он обеспечивает перекрытие струи стали посредством смещения нижней огнеупорной плиты в случае возникновения аварийных ситуаций или замены защитной трубы.

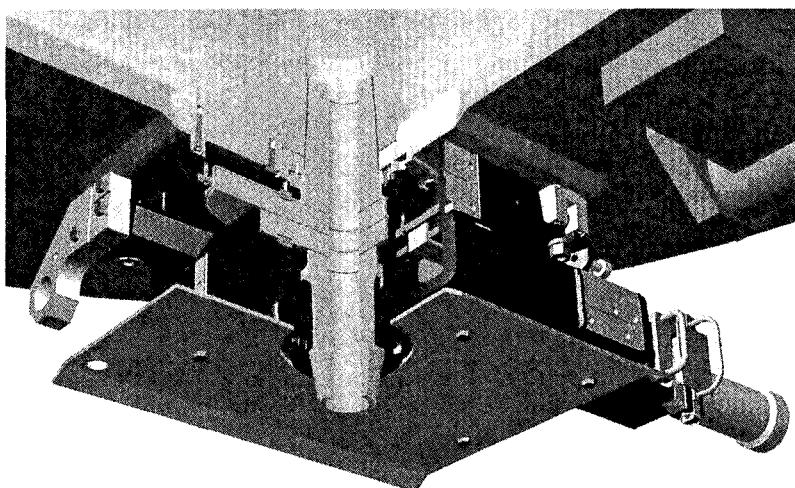


Рисунок 3.3 – Схема шиберного затвора

Современные технологические построения обычно предполагают выпуск из конвертера или ДСП в ковш же-

зоуглеродистого полупродукта (нераскисленный металл с содержанием углерода и марганца 0,05-0,08% и 0,10-0,15%, соответственно). При этом, как правило, исключается попадание печного шлака в ковш. Все дальнейшие шаги по доводке стали по химическому составу и температуре выполняются исключительно в ковше. Такая схема, как показывает практика, делает процесс выплавки и разливки стали наиболее экономичным, а также обеспечивает эффективное совмещение процесса выплавки и непрерывной разливки стали.

После завершения внепечной обработки ковш с металлом с помощью подъемного крана подается на сталеразливочный стенд МНЛЗ, позволяющий осуществлять быструю замену пустого сталеразливочного ковша на полный при серийной разливке методом плавка на плавку. Замена ковшей на современных МНЛЗ осуществляется посредством поворотных стендов или самоходных тележек (рисунок 3.4). Как правило, время замены сталеразливочного ковша ограничивается 90-120 секундами, что требует наличия на МНЛЗ специального комплекса оборудования.

Поворотные стенды, которые получили подавляющее распространение в мировой практике, состоят из опорной колонны, поворотных частей с приводом поворота и подъема сталеразливочных ковшей и устройством для их взвешивания. Преимуществом поворотных стендов является их компактность. Кроме того, раздельный подъем независимых лаг позволяет осуществлять раздельные, независимые технологические операции подъема-опускания лаг, как на позиции разливки, так и на резервной позиции. Это позволяет существенно снизить динамические нагрузки на весоизмерительные датчики, шарнирные соединения и другие узлы машины при установке стальковша на стенд.

Самоходная тележка для замены сталеразливочного ковша перемещается непосредственно по разливочной площадке, меняя позиции ковшей. Однако при этом необходимо иметь весьма большое свободное рабочее пространство на разливочной площадке или в рабочей зоне разливочных кра-

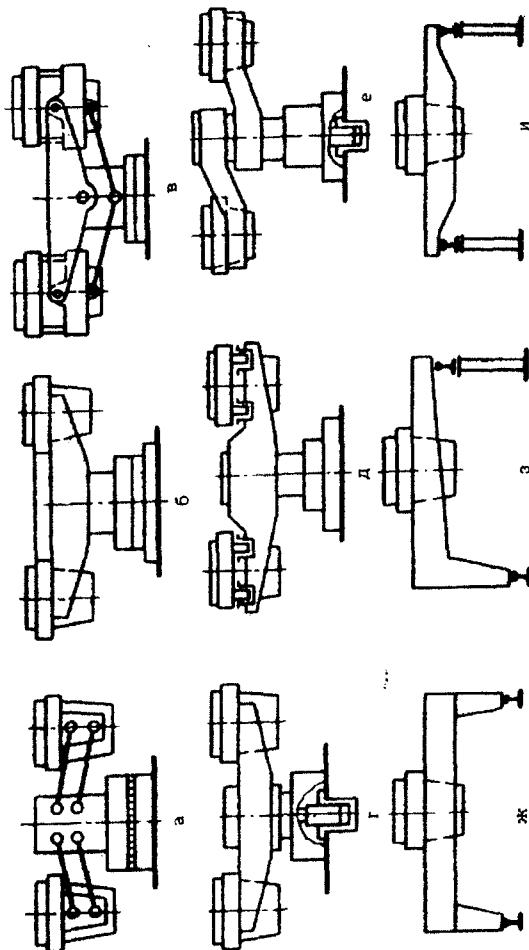


Рисунок 3.4 – Станды для сталеразливочных ковшей: а, б – подъемно-поворотный стенд с поворотным кругом (а – с индивидуальным подъемом двух ковшей; б – с одновременным подъемом ковшей); в – с качающейся траперсой; г, д, е – подъемно-поворотный на колонне (г – с одновременным подъемом ковшом ковшей; д – с индивидуальным подъемом ковша; е – с индивидуальным подъемом и поворотом каждого ковша вокруг колонны); ж, з, и – передвижной (ж – полупортальный; з – портальный, и – мостовой на эстакаде)

нов при условии усиления металлоконструкции на всем пути следования тележек.

В принципе такая схема использовалась на ряде МНЛЗ, построенных в 70-е и 80-е годы прошлого века (например, ККЦ-2 Новолипецкого металлургического завода). Однако в дальнейшем эта схема не получила развития.

После установки сталеразливочного ковша в позицию, соответствующую позиции перелива стали в промковш, на шиберный затвор устанавливается привод, необходимый для его открытия. Эффективность открытия канала шиберного затвора во многом определяется качеством специальной засыпки, которая засыпается в ковш перед его заполнением металлом (рисунок 3.5).

Механизм работы этой засыпки сводится к тому, что, благодаря рациональному соотношению размеров фракций частиц и соотношению компонентов, входящих в засыпку, при ее взаимодействии с металлом не происходит спекания частиц (в силу термического и химического взаимодействия с металлом) и пропитывания верхнего слоя засыпки жидкой сталью. При наличии жидкой стали в ковше засыпка препятствует развитию капиллярного эффекта для жидкой фазы, исключает упрочнение столба материала в канале за счет дополнительного температурного и фазового расширения его компонентов и предотвращает явление сводообразования (засыпания) в шиберном затворе.

Материал засыпки имеет грубую зернистую структуру (размеры частиц 0,2-1,5 мм) и высокий показатель текучести. В состав засыпки, как правило, входит 25-30% SiO_2 , 35-38% Cr_2O_3 , 20-25% Fe_2O_3 , 10-12% Al_2O_3 и некоторые другие компоненты.

На практике в течение всего цикла нахождения стали в ковше (60-240 мин) засыпка сохраняет свои эксплуатационные свойства и механические характеристики. При этом ее оптимальная насыпная масса и гранулометрический состав обеспечивают высокие эксплуатационные показатели при начале разливки.

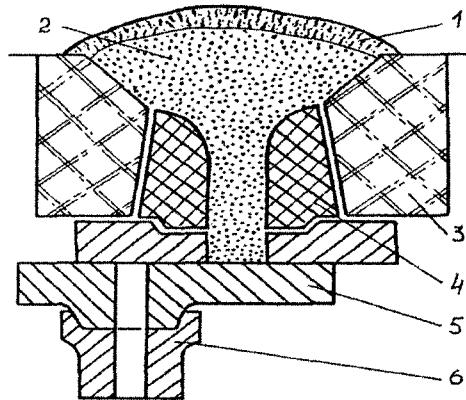


Рисунок 3.5 – Общее представление схемы заполнения отверстия шиберного затвора засыпкой: 1 – спеченный при контакте со сталью слой засыпки; 2 – засыпка без термофизических превращений; 3 – гнездовой блок; 4 – верхний стакан; 5 – шиберный затвор; 6 – коллектор

Использование специальной засыпки обеспечивает практически полное исключение необходимости прожигания канала шиберного затвора, что улучшает условия работы плит шиберного затвора (отсутствие контакта с кислородом при высоких температурах), а также исключает попадание в промковш большого количества оксидов железа, образующихся при прожигании кислородом. Это, в свою очередь, снижает скорость зарастания погружных стаканов и повышает выход годной непрерывнолитой заготовки.

3.2 Промежуточный ковш как функционально-технологический элемент обеспечения стабильности разливки и качества непрерывнолитого металла

Промежуточный ковш является одним из важнейших технологических элементов при разливке стали на МНЛЗ.

Промковш обеспечивает прием металла из сталеразливочного ковша, его усреднение и перелив в кристаллизаторы.

3.2.1 Конструкция и основные технологические параметры промежуточного ковша

В цепи технологических переливов промежуточный ковш является буферной емкостью, так как с его помощью согласовывается поступление металла из сталеразливочного ковша в кристаллизатор. При этом обеспечиваются усреднение поступающей порции металла и предотвращение попадания шлака в кристаллизатор. Предполагается, что конструкция промежуточного ковша должна обеспечивать минимальные потери тепла металлом.

Промежуточный ковш обеспечивает поступление металла в кристаллизатор с определенным расходом и, обеспечивая хорошо организованную струю, позволяет разливать сталь в несколько кристаллизаторов одновременно и осуществлять серийную разливку методом плавка на плавку при смене сталеразливочных ковшей без прекращения и снижения скорости разливки (рисунок 3.6). Конструкция и вместимость промежуточного ковша в значительной степени определяют стабильность процесса разливки стали и качество заготовки.

Предварительно подготовленный к эксплуатации и подогретый промковш перемещается к МНЛЗ и устанавливается над кристаллизаторами с помощью специальной транспортной тележки (рисунок 3.7).

При разливке стали длинными и сверхдлинными сериями в случае износа футеровки (или переходе на разливку другой марки стали) осуществляется замена промковша на новый, который подается другой транспортной тележкой. Функционирование промковша в процессе разливки в значительной мере определяет устойчивость процесса литья и показатели работы МНЛЗ.

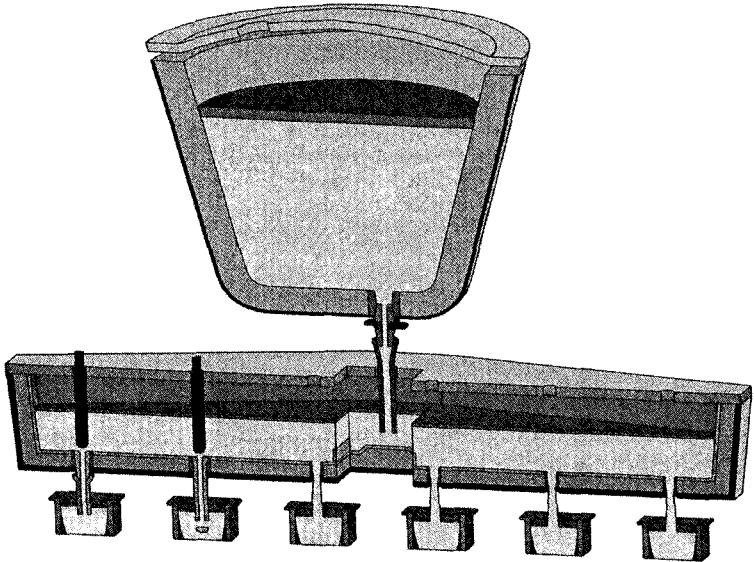


Рисунок 3.6 – Схема перелива металла из сталеразливочного ковша в промковш и кристаллизаторы МНЛЗ с применением системы «стопор-дозатор» и открытой струей через калиброванный стакан-дозатор

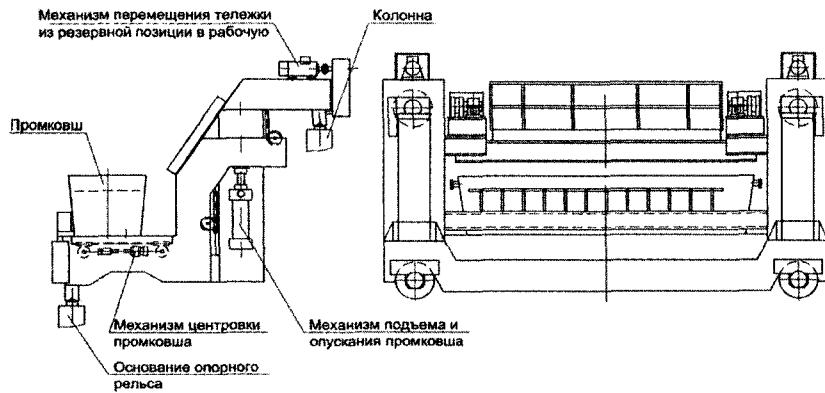


Рисунок 3.7 – Полупортальная тележка промежуточного ковша

Жидкий металл поступает в промковш из сталеразливочного ковша через открытый шиберный затвор. Между сталеразливочным ковшом и промковшом устанавливается огнеупорная защитная труба, которая защищает сталь от вторичного окисления и предотвращает разбрзгивание и перемешивание со шлаком.

Стабильность процесса литья во многом определяется постоянством температуры разливающей стали при минимизации потерь тепла. Потери тепла сталью связаны, по меньшей мере, с тремя основными технологическими факторами:

- потерями тепла металлом в процессе его нахождения в сталеразливочном ковше за счет излучения через стенки, днище и зеркало металла (эти потери составляют 0,45-0,6 °C в минуту и зависят от состояния футеровки сталеразливочного ковша);

- потерями тепла металлом в ходе перелива из сталеразливочного ковша в промежуточный (эти потери составляют, как правило, 15-30 °C и уменьшаются при наличии огнеупорной защитной трубы, устанавливаемой между сталеразливочным и промежуточным ковшами);

- потерями тепла через футеровку и зеркало металла в промежуточном ковше. Для снижения тепловых потерь промковш оснащен крышкой, а зеркало металла защищено теплоизолирующей смесью.

Дополнительные потери тепла наблюдаются при разливке первого ковша в серии, что объясняется необходимостью прогрева футеровки промковш при попадании в него жидкой стали. Как правило, промковш подается на МНЛЗ уже разогретым. Температура футеровки при этом составляет 1000-1100 °C, а температура стали в первом в серии сталеразливочном ковше обычно предусматривается на 15-20 °C выше, чем в последующих.

Таким образом, в операционном плане промковш МНЛЗ выполняет следующие основные функции:

- принимает сталь, выливающуюся из сталеразливочного ковша;

- накапливает металл в объемах, необходимых для стабильного процесса литья (высота налива $h = 700\ldots1200$ мм) в течение всего периода разливки;
 - обеспечивает резерв металла для разливки в период замены сталеразливочного ковша (до 3-5 мин разливки без подачи металла из сталеразливочного ковша, уровень стали при этом падает до 400-350 мм);
 - обеспечивает распределение и дозирование стали при переливе из промковша в кристаллизаторы МНЛЗ;
 - усредняет сталь по температуре и химическому составу в ходе разливки;
 - обеспечивает минимальные потери тепла металла в промковше;
 - обеспечивает рафинирование металла за счет всплытия неметаллических включений.
- Поэтому конструкция промковша должна учитывать следующие основные факторы:
- количество и расположение ручьев МНЛЗ, а также сечение разливаемых заготовок;
 - способ регулирования процесса истечения металла из промковша;
 - способ начала процесса разливки, метод удаления шлака и остатков металла после ее окончания;
 - оснащенность промковша специальными устройствами и приспособлениями (например, для непрерывного замера температуры или подогрева металла в ходе литья);
 - характер движения конвективных потоков металла, способствующих всплытию неметаллических включений в шлак или инициирующих повышенный износ элементов футеровки промковща;
 - возможность дополнительной рафинирующей обработки металла в промковше посредством его продувки инертным газом;
 - количество последовательно разливаемых плавок в серии.

Как показывают практические наблюдения, наилучшая организация струи металла, истекающего из промежуточного ковша, обеспечивается при поддержании его высоты на уровне 600…700 мм. Более высокий уровень металла в ковше излишне турбулизирует струю металла, а меньший делает ее неорганизованной, уменьшает время пребывания металла в ковше и затрудняет работу при разливке металла сериями. Наличие шлака в промежуточном ковше создает опасность попадания его в кристаллизатор. Поэтому для предотвращения образования воронок при истечении металла в промежуточном ковше, особенно при смене сталеразливочных ковшей, необходимо иметь запас металла высотой не менее 250…300 мм.

Геометрическая форма промковша выбирается по возможности наиболее простой и приближенной к параллелепипеду. Это упрощает процесс изготовления футеровки промковша и его обслуживания (например, извлечения остатка металла после разливки). Для удобства эксплуатации также выполняются технологические уклоны стенок (сужение) промковша сверху вниз. Для более эффективного приема струи металла из сталеразливочного ковша в конструкции промковша может предусматриваться специальная полость в виде так называемого «кармана» (рисунок 3.8). Для скачивания избыточного количества шлака, скопившегося в промковше, его конструкция предусматривает наличие шлакового носика.

Оптимальная емкость промковша определяется сечением (шириной) отливаемых заготовок, числом ручьев, расстоянием между ручьями, скоростью разливки, требованиями к возможности всплытия неметаллических включений и асимиляции их шлакообразующим покрытием. На величину емкости промковша влияет также и режим разливки: в случае серийной разливки емкость промковша увеличивается с целью обеспечения запаса металла, необходимого для замены сталеразливочного ковша.

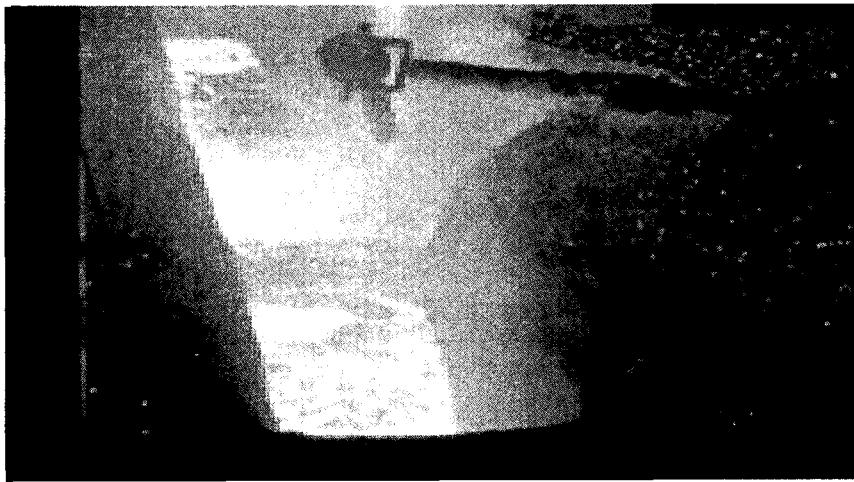


Рисунок 3.8 – Общий вид промковша сортовой МНЛЗ, наполненного жидкой сталью

Как показывает практика, для высокоскоростных сортовых 6-ти ручьевых МНЛЗ, емкость промковша составляет, как правило, 25-30 тонн при высоте налива металла не менее 0,7-0,8 м. Для многоручьевых (4-6 ручьев) блюмовых МНЛЗ емкость промковша колеблется в пределах 25-35 тонн металла при той же высоте налива стали. Для двухручьевых слябовых МНЛЗ в последнее десятилетие отмечена тенденция повышения объема промковша до 45-55 тонн и более. Важным критерием выбора рационального значения массы металла в промковше является также время пребывания жидкой стали в нем, то есть так называемое «резидентное» время. Значение этого показателя обычно выбирается на уровне 8-10 минут. При его выборе руководствуются соображениями обеспечения всплытия неметаллических включений из металла в покровный шлак и устранения застойных зон.

Важную роль в стабильности работы промковша играет организация движения потоков стали в момент начала разливки и по ее ходу. Металл, попадающий в промковш из сталеразливочного ковша, движется в виде компактной струи вер-

тикально вниз со скоростью несколько метров в секунду. При падении такой струи может происходить вовлечение в перемешивание покровной теплоизолирующей смеси, а также удар струи о днище промковша, что приводит к изменению направления движения потоков: вверх под наклоном или горизонтально. При этом днище ковша в месте удара имеет повышенный износ и разрушается. Обычно эта зона футеровки промковша выполняется из более прочных огнеупоров. Для торможения струи в области ее контакта с днищем используются дополнительные приемные устройства, которые выполняются из специальных высокопрочных огнеупорных материалов и имеют геометрическую форму типа «стакан».

Для организации рационального движения потоков в промковше дополнительно устанавливают пороги и перегородки определенной конструкции (рисунок 3.9). Положение перегородок и порогов выбирается индивидуально для каждой конструкции промковша и зависит от целого ряда факторов.

При разливке сталей с повышенными требованиями к содержанию неметаллических включений в днище промковша могут устанавливаться специальные пористые блоки, обеспечивающие вдувание в расплав инертного газа (аргона). Как правило, такая технология обеспечивает удаление до 30-50% крупных неметаллических включений непосредственно в промковше.

Для обеспечения стабильного температурного режима разливки на практике может использоваться дополнительный (корректирующий) подогрев металла в промковше, что позволяет поддерживать температуру на заданном уровне (25-30 °C выше температуры ликвидус). Наиболее часто на металлургических заводах для подогрева металла в промковше используют плазменную горелку (рисунок 3.10). Прирост температуры жидкой стали в промковше при использовании плазменных горелок составляет примерно 10 °C. При использовании плазменной горелки повышается точность регулирования температуры стали в промковше до ±3 °C.

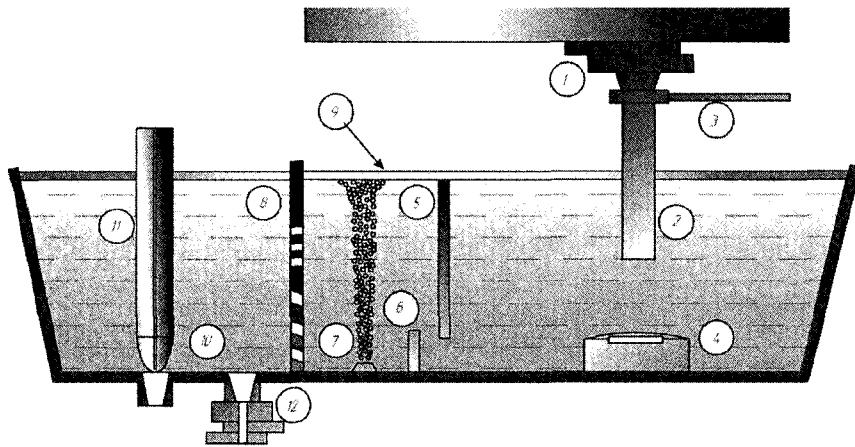


Рисунок 3.9 – Схематическое расположение дополнительных элементов, управляющих движением циркуляционных потоков в промковше: 1 – стакан разливочный ковш; 2 – защитная труба с подачей аргона (3); 4 – металлоприемник; 5 и 6 – перегородки; 7 – продувочный блок; 8 – фильтрационная перегородка; 9 – покровный шлак; 10 – жидккая сталь; 11 – стопор; 12 – шиберный затвор

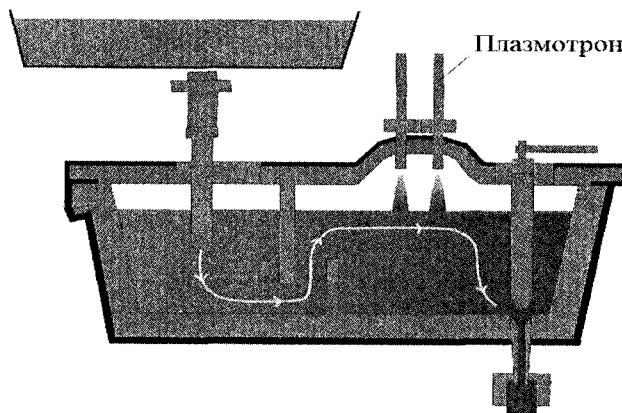


Рисунок 3.10 – Общая схема плазменного подогрева стали в одноручьевом промковше

Это улучшает качество металла, увеличивает выход годного, а также несколько снижает удельный расход воды на тонну разливаемой стали. Эксплуатационные затраты и стоимость технического обслуживания системы плазменного подогрева стали в промковше оцениваются в размерах 0,6-0,8 долларов США на тонну стали. Это в значительной степени ограничивает применение плазменного подогрева областью разливки качественных и специальных сталей.

3.2.2 Методы дозирования стали при ее истечении из промковша в кристаллизатор

В практике непрерывной разливки стали особое внимание уделяется дозированию металла, вытекающего из промковша. При истечении металла из промковша стремятся сформировать определенный удельный расход стали (в соответствии со скоростью вытяжки заготовки), максимально компактную поверхность струи, а также ее защиту от вторичного окисления.

Следует иметь в виду, что в процессе истечения стали через дозирующую устройство происходит трансформация геометрической формы определенных зон дозирующих огнеупоров. Это может происходить либо в силу эрозионного износа при сколах и растрескиваниях огнеупорных изделий, либо при отложении оксидов алюминия (или других шлаковых включений) на их рабочей поверхности.

Различают три основные схемы дозирования металла:

- свободное истечение металла из промковша при строгой регламентации диаметра отверстия стакана-дозатора (скорость разливки при этом регулируется за счет высоты наплава металла в промковше);
- применение стопора-моноблока, который может перемещаться относительно стакана-дозатора и изменять тем самым расход вытекающего металла в широких пределах;
- применение трехплитного шиберного затвора, устанавливаемого на днище промковша.

Для обеспечения первой схемы разливки применяются специальные стаканы-дозаторы (рисунок 3.11), оснащенные цирконовыми вставками, обладающими высокой огнеупорной и эрозионной стойкостью. Внутренняя вставка такого стакана-дозатора изготавливается из дорогостоящего диоксида циркония (содержание на уровне 95-97%), а внешний стакан из цирконосиликата ($ZrO_2 \cdot SiO_2$) с содержанием оксида циркония в пределах 60-65% и оксида кремния 30-35%. Они обеспечивают длительную разливку без существенного изменения внутреннего диаметра (до 15-20 часов).

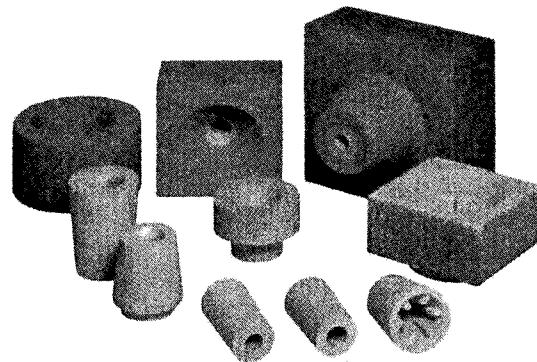


Рисунок 3.11 – Основные типы стаканов-дозаторов промковшей

При постоянном ферростатическом напоре и одинаковом удельном расходе стали струя металла, свободно истекающая из стакана-дозатора, имеет сплошной участок, длина которого достаточна для достижения ею зеркала металла в кристаллизаторе.

Необходимый внутренний диаметр стакана-дозатора определяется удельным расходом стали (кг/мин). Обычно величина диаметра внутренней полости стакана-дозатора находится в пределах 12-18 мм (рисунок 3.12).

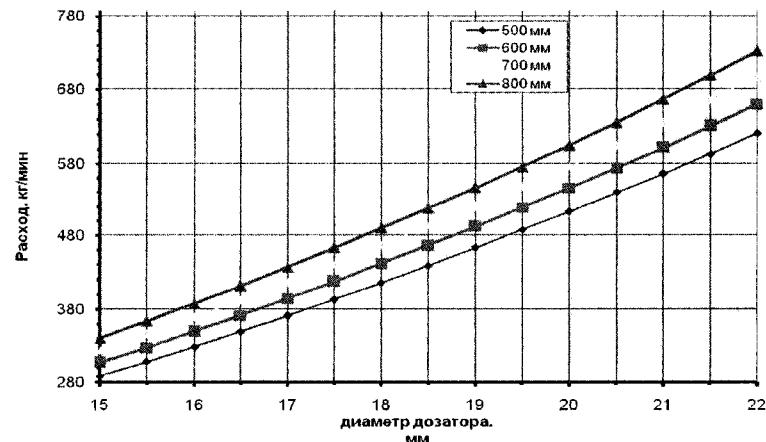


Рисунок 3.12 – Зависимость удельного расхода стали при разливке открытой струей от высоты налива металла в промковшее

В зависимости от сечения заготовки, скорости вытяжки слитка, высоты налива металла в промковшее, марки стали и т.п. внутренний диаметр стакана дозатора может быть определен по следующей эмпирической формуле:

$$d_o = (0,06 \dots 0,07) \cdot [(A \cdot B \cdot V)/h]^{0,5},$$

где d_o – диаметр стакана-дозатора, мм;
 A и B – толщина и ширина заготовки, м;
 V – скорость вытягивания заготовки, м/мин;
 h – высота налива стали в промковшее, м.

В случае медленного изменения (увеличения) диаметра стакана-дозатора, регулировка уровня металла в кристаллизаторе осуществляется увеличением скорости вытяжки заготовки. Еще одной причиной выхода стакана-дозатора из строя является зарастание его внутренней полости вследствие оседания на поверхности цирконовой вставки продуктов раскисления стали алюминием. Поэтому на практике по та-

кой схеме разливают «недораскисленные» стали с содержанием остаточного Al_2O_3 на уровне 0,004-0,006%. Рассмотренная схема дозирования используется в основном для сортовых МНЛЗ и обеспечивает разливку 15-20 ковшей в серию.

В последние годы ведущие зарубежные фирмы большое внимание уделяют системам оборудования для быстрой замены стакана-дозатора непосредственно в ходе разливки в случае его разрушения или затягивания (рисунок 3.13).

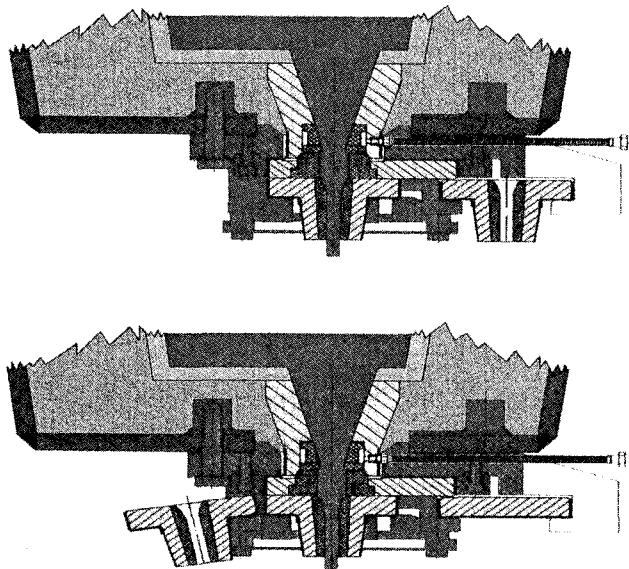


Рисунок 3.13 – Принципиальная схема устройства для замены стакана-дозатора

Такие устройства предполагают расположение под днищем промковша специальной кассеты, имеющей, по крайней мере, два стакана-дозатора, быстрая установка которых в рабочее положение (цикл перемещения стакана-дозатора составляет 0,2 с) осуществляется с помощью специального гидропривода. Применение устройства для быстрой

замены стакана-дозатора обеспечивает повышение стабильности процесса литья и увеличивает количество ковшей стали, которые могут быть разлиты из одного промковша. Это соответственно снижает удельный расход огнеупоров, уменьшает удельную долю отходов металла по поясам, по концевой и головной обрези и с остатком металла в промковше. Кроме того, благодаря обеспечению хорошей организации струи повышается качество заготовки при разливке длинными сериями за счет минимизации вторичного окисления на участке промковш-криSTALLИЗАТОР.

Между тем, на практике наиболее распространенной схемой разливки стали из промковша является применение схемы дозирования типа «стопор» – «стакан-дозатор» (рисунок 3.14).

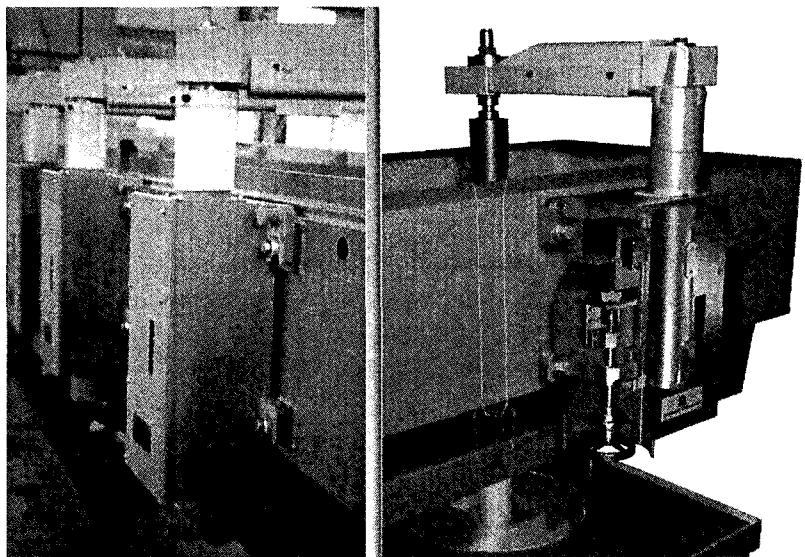


Рисунок 3.14 – Расположение привода механизма перемещения стопора на промковше (слева) и относительно стакана-дозатора (справа) при разливке стали через систему «стопор» – «стакан-дозатор»

При этом расход металла по ходу разливки регулируется положением головки стопора относительно стакана-дозатора. Управление положением стопора осуществляется с помощью специального механизма, работающего либо в ручном, либо в автоматическом режиме.

Преимуществом такой схемы дозирования металла является:

- возможность оперативного изменения расхода металла;
- возможность полного перекрытия истечения металла из данного стакана-дозатора в случае производственной необходимости;
- возможность существенного увеличения внутреннего диаметра стакана-дозатора (в сравнении со свободным истечением), что в несколько раз снижает скорость его застарания отложениями корунда;
- применение корундографитовых материалов для изготовления стакана-дозатора взамен дорогостоящего оксида циркония;
- хорошая совместимость с системами автоматического поддержания уровня металла в кристаллизаторе.

В настоящее время на ряде металлургических заводов мира вместо стопора-моноблока в промковше применяется трехплитный шиберный затвор (рисунок 3.15). Дозирование стали при этом осуществляется за счет перемещения средней плиты.

В целом, как показывает практика, трехплитный шиберный затвор может при определенных условиях обеспечить разливку сериями 8-10 плавок, что, тем не менее, заметно уступает показателям, которые достигаются при использовании стопоров-моноблоков (15-25 плавок). Также применение шиберных затворов в определенной степени изменяет условия разливки, что может оказывать влияние как на сам процесс литья, так и на качество непрерывнолитой заготовки. Особенно это относится к процессу старта МНЛЗ и регулированию расхода металла в ходе разливки.

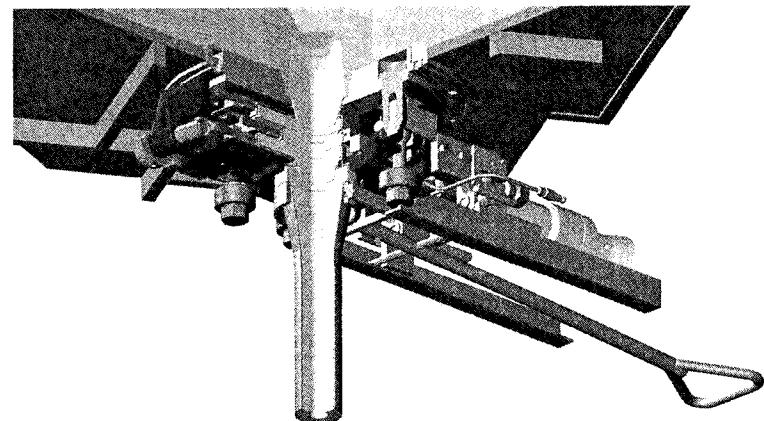


Рисунок 3.15 – Схема подачи стали из промковша через трехплитный шиберный затвор

По сравнению с разливкой со стопором разливка из промковша через трехплитный шиберный затвор имеет следующие достаточно серьезные функционально-технические недостатки:

- для старта процесса разливки должна предусматриваться дополнительная система операций и приспособлений, поскольку затвор в момент наполнения промковша остается открытый; как правило, над каждым стаканом-дозатором устанавливается керамическая труба высотой 30-50% от высоты номинального налива металла в промковше, что обеспечивает начало разливки при переливе металла через верхний край оgneупорной трубы, либо при всплытии трубы в определенный момент времени;
- при разливке через трехплитный шиберный затвор удлиняется система каналов, по которым движется сталь, от промковша до погружного стакана, что повышает вероятность его застарания отложениями корунда; при этом возможность «промывки» каналов кислородом практически отсутствует (рисунок 3.16);

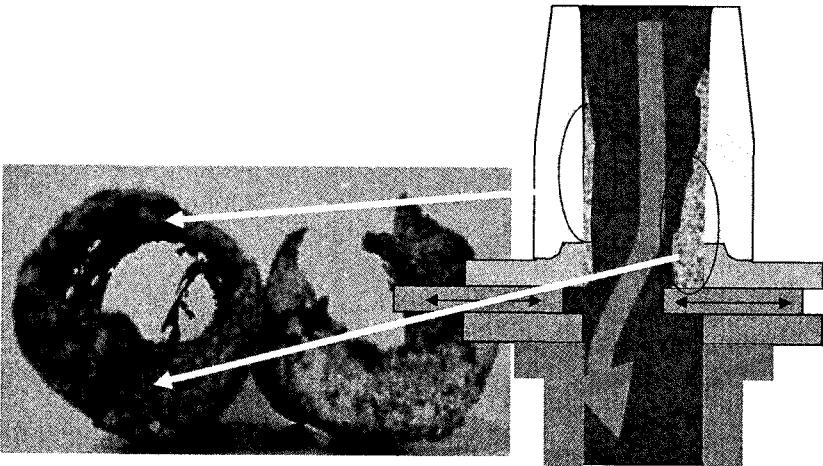


Рисунок 3.16 – Схема зарастания канала шиберного затвора в процессе разливки (слева фотография шлакометаллических отложений внутри канала)

- при смещении шиберной плиты возможно образование «мертвых» зон, в которых происходит намерзание капель металла и отложение неметаллических включений, что может существенно влиять на точность дозирования металла;
- поскольку регулирование расхода металла при использовании шиберного затвора осуществляется за счет изменения положения средней плиты, то в ходе такого дросселирования происходит разрушение компактной геометрической формы струи, ее разбрзгивание и разрушение огнеупоров, входящих в контакт со струей;
- наличие определенного технологического зазора между плитами шиберного затвора является дополнительным источником подсоса воздуха (вторичного окисления) в движущуюся струю стали, что особенно негативно проявляется при разливке вакуумированных сталей и сталей с повышенным содержанием алюминия;

– при разливке стали через трехплитный шиберный затвор в силу инерционности привода «загрублется» система автоматического поддержания уровня металла в кристаллизаторе, что приводит к большим рабочим амплитудным значениям и, возможно, к снижению качества поверхности;

– шиберный затвор подвергается дополнительным температурным нагрузкам в силу того, что он располагается над зеркалом металла в кристаллизаторе, что требует дополнительных защитных мероприятий.

В целом же все рассмотренные схемы дозирования стали при переливе ее из промковша в кристаллизатор в настоящее время широко применяются на металлургических заводах и соответствуют требованиям надежности, безопасности и совместимости с современными системами автоматизации, в частности, с системой поддержания уровня металла в кристаллизаторе.

3.2.3 Футеровка промежуточного ковша, ее эксплуатация и износ

Футеровка промковша (рисунок 3.17) работает в чрезвычайно сложных условиях, поскольку ее рабочий слой непрерывно контактирует с жидкой сталью в течение длительного времени (10-25 часов и более). После окончания разливки футеровка охлаждается вместе с остатком металла, который затем удаляется из промковша. При этом многократно используемая часть футеровки подвергается дополнительным нагрузкам, связанным с циклическим изменением температуры и механическими воздействиями (при удалении остатка).

Следовательно, промежуточный ковш, как емкость, вмещающую жидкую сталь, необходимо футеровать определенными видами огнеупоров, учитывая специфику их эксплуатации. Выбор конструкции и вида огнеупоров является весьма ответственной задачей, так как огнеупоры должны отвечать требованиям, обеспечивающим устойчивую, бесперебойную работу промковша в течение процесса разливки.

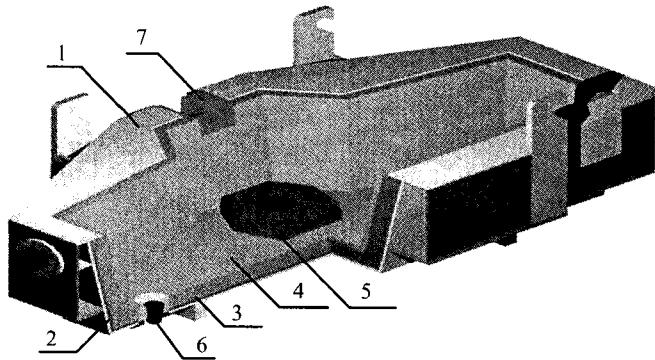


Рисунок 3.17 – Основные элементы футеровки промковша: 1 – кожух; 2 – теплоизоляционный слой; 3 – арматурный слой; 4 – рабочий слой; 5 – металлоприемник; 6 – стакан-дозатор; 7 – сливной носик

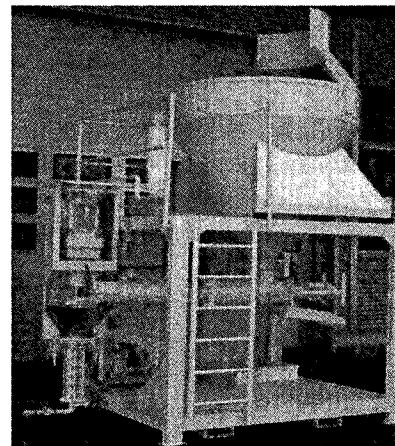
Огнеупоры в промковше выполняют следующие основные функции:

- контактируя с металлом, обеспечивают защиту кожуха промковша от разрушения;
- позволяют минимизировать потери тепла жидкойстью;
- способствуют организации рациональных потоков движения металла в промковше;
- обеспечивают дозирование металла при переливе его в кристаллизатор;
- защищают сталь от вторичного окисления при переливе из сталеразливочного ковша в промковш и из промковша в кристаллизатор.

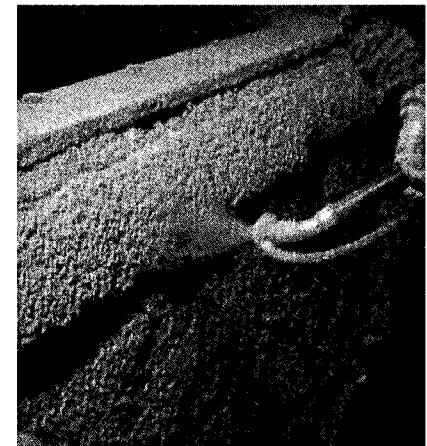
Одним из важнейших элементов, обеспечивающих функционирование промковша, является футеровка его стен и днища, которая размещается в металлическом кожухе. Для облегчения удаления остатков металла после окончания раз-

ливки внутренние стенки ковша выполнены с уклоном 5-10 градусов. Футеровка, как правило, выполняется трехслойной: *рабочий* (непосредственно контактирующий с жидкой сталью), *арматурный* (используемый многократно) и *теплоизоляционный* (обеспечивающий минимизацию потерь тепла) слои. В среднем расход огнеупоров промковша составляет 2,5-3,5 кг/т разливаемой стали.

Рабочий слой обычно работает только один цикл разливки. Рабочий слой, как правило, наносится на арматурный методом мокрого торкетирования (набрызгивания) (рисунок 3.18).



а



б

Рисунок 3.18 – Машина для торкетирования промковша (а) и нанесение торкет покрытия (б)

Гранулометрический состав такой торкет-массы колеблется в пределах 0,1-1,0 мм. Торкет порошок смешивается с определенным количеством воды в специальной установке и затем набрызгивается на арматурный слой, имеющий температуру 60-80 °С. Толщина слоя торкет-покрытия, наносимого на стенки и днище промежуточного ковша, зависит

от длительности серии разливки и составляет от 30 мм до 80 мм. Основные параметры торкрет-массы представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Физико-технические показатели торкрет-массы рабочего слоя

Показатели	Единицы измерения	Значения
Содержание: MgO	%	82-94
SiO ₂	%	4-5
Fe ₂ O ₃	%	≤1,0
Температура эксплуатации	°C	1750
Фракция	мм	0-1,0
Насыпной вес	кг/дм ³	1,6
Теплопроводность	Вт/м·К	0,5

Минимальная толщина покрытия должна составлять 30 мм. Это обеспечивает оптимальный эффект сцепления торкрет-покрытия с рабочей футеровкой и ее беспрепятственное отделение от арматурного слоя после разливки.

После нанесения торкрет-покрытия промковш отстаивается в течение двух-четырех часов и затем отправляется на просушивание. Сушка ковша производится в следующей последовательности: в течение 1,5-2 часов на малом огне ковш разогревается до температуры 350-400 °C. После этого за 1,5-2 часа на максимальном пламени ковш доводят до температуры 1100-1200 °C.

В случае если после разогрева промковш разливка не производится, допускается перевод в плавный режим разогрева и снижение температуры футеровки промковша до 400 °C. В настоящее время все большее распространение получают торкрет-массы, которые допускают эксплуатацию футеровки промковш при температуре окружающей среды.

Торкрет-покрытие промковшей обеспечивает следующие положительные эффекты:

- защиту от износа (разрушения) арматурного слоя футеровки и его многократное использование, что существенно сокращает расход огнеупоров;

- обеспечение заданной чистоты стали по неметаллическим включениям за счет исключения контакта стали с огнеупорами, содержащими оксиды алюминия и кремния;

- уменьшение потерь тепла металлом в промковше в силу специфики структуры торкрет-материала (при прогреве промковш нанесенный слой приобретает пористую структуру за счет выгорания некоторых составляющих);

- беспрепятственное удаление остатков металла и рабочего слоя после окончания разливки и охлаждения промковш и, следовательно, возможность быстрого оборота промковшей.

Основными зонами повышенного износа рабочего слоя футеровки промковш являются зона шлакового пояса и днище в области падения струи из сталеразливочного ковша.

Износ рабочего слоя футеровки промковш в шлаковом поясе, как правило, обусловливается химической агрессивностью покровной теплоизолирующей смеси по отношению к магнезитовому торкрет-слою.

В настоящее время в зарубежной и отечественной практике широко применяется высокоэффективное теплоизолирующее покрытие на основе золы рисовой шелухи, содержащее свыше 90% SiO₂. Это обеспечивает стабильность разливки стали длинными сериями при минимальном износе футеровки промковш в зоне шлакового пояса. Расход такой теплоизолирующей смеси составляет 0,20-0,24 кг/т разливаемой стали, а колебания температуры стали в промковше в процессе разливки одного сталеразливочного ковша обычно не превышают 3-4 °C. При контакте с жидкой сталью оно быстро формирует жидкую пленку толщиной 5-7 мм, которая предотвращает поглощение расплавом кислорода и азота. Над тонким расплавленным слоем покрытие остается в стабильно твердом состоянии, сохраняя свои высокие изолирующие свойства и низкую насыпную плотность.

В последние годы на ряде металлургических предприятий в качестве рабочего слоя используются так называемые «сухие» магнезиальные массы. Благодаря оптимально подобранному химическому и фракционному составу (таблица 3.2), модификатора и комплексного связующего масса обладает стойкостью к расплавам металла и шлака, а также высокими теплоизолирующими свойствами в период эксплуатации промежуточного ковша.

Таблица 3.2-Основные физико-химические показатели сухой массы

Показатели	Значение
Содержание, %	
MgO	≥ 85
SiO ₂	$\leq 3,5$
Fe ₂ O ₃	≤ 2
CaO	$\leq 1,5$
C	$\leq 1,8$
Al ₂ O ₃	$\leq 1,2$
Зерновой состав, мм	0-1,2
Кажущаяся плотность после термообработки при 110 °C, г/см ³	1,4-1,5

Засыпка «сухой» массы выполняется в зазор между арматурным слоем и стенкой шаблона (рисунок 3.19).

Набор прочности засыпанного слоя происходит в процессе термообработки. Разогрев оgneупорного материала осуществляется в автоматическом режиме через стенку шаблона до температуры ~280 °C с последующей выдержкой в течении 1 часа и охлаждением. После извлечения шаблона промковш передается на МНЛЗ; а перед разливкой разогреваются исключительно функциональные элементы (стопор-моноблок, стакан-дозатор и погружаемый стакан), при этом рабочая футеровка, выполненная из «сухой» магнезиальной массы остается практически холодной. Металл из первого сталеразливочного ковша в серии подается в холодный промежуточный ковш.

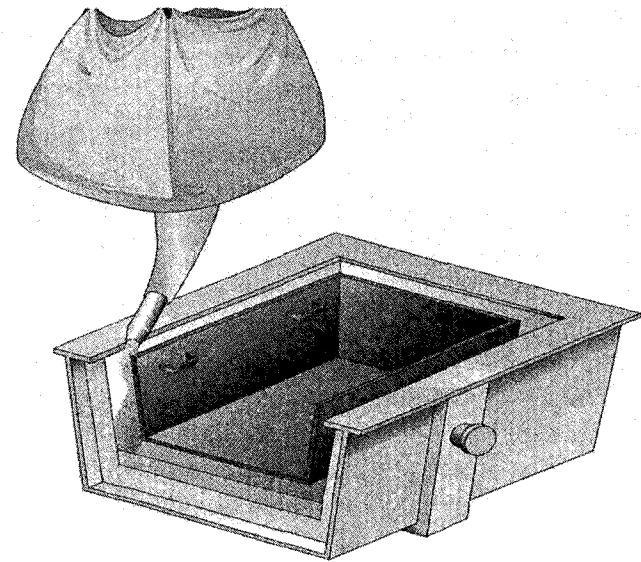


Рисунок 3.19 – Схема изготовления рабочего слоя футеровки с применением «сухой» массы

Состав массы разработан таким образом, что после завершения эксплуатации промежуточного ковша и охлаждения футеровки ниже 400 °C, рабочий слой футеровки теряет свою строительную прочность и легко удаляется при раскантовке ковша.

Такая технология обладает определенными преимуществами перед традиционной (мокрое торкретирование) технологией получения рабочего слоя:

- не требуется предварительный высокотемпературный разогрев рабочей футеровки, что существенно снижает расход энергоносителей;
- до 20% уменьшается расход материала для производства рабочего слоя футеровки промковша по сравнению с традиционной технологией (отсутствует отскок массы, зафиксирована толщина рабочей футеровки и нет возможности ее увеличить произвольно);

– сокращается время сушки и разогрева футеровки промковшей, а также уменьшается время выполнения других технологических операций, что позволяет уменьшить парк промковшей;

– отсутствие воды в рабочем слое исключает выделение водорода в расплав при разливке, что особенно важно при разливке ответственных марок сталей;

– отсутствует риск аварийных ситуаций, связанных с некачественной сушкой торкрет-слоя, имеющий место при реализации традиционной технологии;

– увеличивается ресурс работы арматурной футеровки за счет отсутствия гидратации при контакте с водосодержащей торкрет-массой;

– нет необходимости «содержать» торкрет-машину, которая требует ухода в процессе эксплуатации, в том числе с использованием запасных частей, закупаемых по импорту.

Арматурный слой футеровки промковша выполняется, как правило, на базе тиксотропных масс с низким содержанием цемента и высоким содержанием Al_2O_3 , принудительно смешиваемых с малым количеством воды и уплотняемых вибраторами. Для плотной фиксации арматурного слоя используются специальные анкеры, привариваемые к кожуху промковша (рисунок 3.20). Расстояние от концов анкеров до поверхности арматурного слоя футеровки составляет 40-50 мм.

Обычно арматурный слой наливают по шаблону. Его стойкость составляет 800-1000 плавок. Монолитную футеровку наливают толщиной 100-120 мм для стен и 180-220 мм для днища. Допускаются периодические ремонты монолитной футеровки.

Сушка наливной арматурной футеровки производится в специальном режиме и нуждается в особой точности. На первом этапе сушки требуется соблюдение температуры около $100-120^{\circ}\text{C}$ в течение примерно 20 часов. Затем температура подогрева равномерно повышается до $850-900^{\circ}\text{C}$ в течение 20-24 часов.

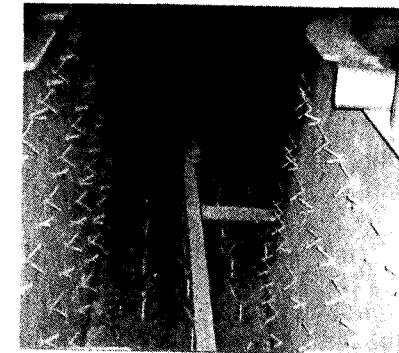


Рисунок 3.20 – Схема расположения анкеров на стенах промковша

Для контроля процесса разогрева целесообразно использовать систему программируемого управления и регулирования пламени. При сушке, разогреве футеровки и разливке промковш может закрываться металлической или футерованной крышкой с отверстиями для установки горелок, подачи жидкой стали из сталеразливочного ковша, засыпки на зеркало металла теплоизолирующих материалов, установки стопоров или других устройств.

Одним из преимуществ такого типа футеровки (в сравнении с кирпичной), является повышение жесткости промковша в целом. Однако на практике для больших промковшей часто наблюдается быстрое появление длинных продольных трещин, что нарушает монолитность футеровки и нивелирует это преимущество. Когда футеровка износится на 40-60%, она может быть долита новым материалом после механической обдирки и предварительной очистки кислородным или газокислородным обдувом.

Основные преимущества применения наливных футеровок промковшей заключаются в следующем:

– высокая оборачиваемость промковшей (в несколько раз быстрее, чем для промковшей с кирпичной футеровкой);

- меньшее время подготовки и подогрева промковша перед эксплуатацией;
- увеличение числа разливаемых плавок из одного промковша;
- значительное уменьшение удельного расхода огнеупоров на тонну стали.

Между бетонной футеровкой и металлическим кожухом промковша устанавливается теплоизоляционный слой, предотвращающий потери тепла металлом через футеровку. Для этой цели применяют волокнистые теплоизоляционные материалы, например, муллитокремнеземистый войлок, фетр, картон и т.п. Тип и эффективность изоляции имеет определяющее значение при выборе температурного режима в промковше. Основные параметры материала теплоизоляционного слоя представлены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Физико-технические показатели теплоизоляционного материала

Показатели	Единицы измерения	Значения
Содержание: Al_2O_3	%	48-55
$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$	%	93-97
Температура эксплуатации	$^{\circ}\text{C}$	1100-1250
Предел прочности	$\text{Н}/\text{мм}^2$	3-8
Плотность	$\text{кг}/\text{м}^3$	100-250
Теплопроводность (600°C)	$\text{Вт}/\text{м}\cdot\text{К}$	0,15-0,30

Для предотвращения преждевременного вывода промковша из эксплуатации вследствие повышенного износа футеровки днища в месте падения струи стали дополнительно устанавливается *металлоприемник* из высокопрочного бетона определенной геометрической формы. Он устанавливается в промковше до нанесения торкрет-покрытия и дополнительно расклинивается с помощью огнеупорных изделий (рисунок 3.21).

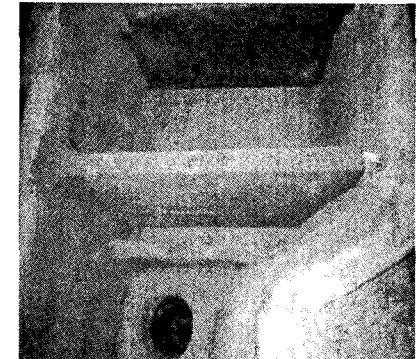
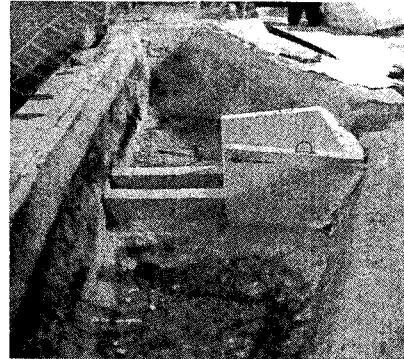


Рисунок 3.21 – Установка металлоприемника и перегородок в промковше

Установка порогов и перегородок в зону турбулентного движения потока стали позволяют продлить время нахождения металла в промковше. Точные места расположения этих элементов определяются в соответствии с геометрическими формами промковши. При применении монолитной арматурной футеровки места для установки порогов и перегородок во время заливки оставляют пустыми, а сами изделия устанавливают позднее.

3.2.4 Изостатические огнеупоры для дозирования стали и ее защиты от вторичного окисления

Развитие технологических процессов непрерывной разливки стали уже в течение многих десятилетий в значительной степени обусловливает бурный прогресс в производстве корундографитовых огнеупорных изделий, обеспечивающих дозирование стали и ее защиту от вторичного окисления. Такие изделия производятся преимущественно методом изостатического прессования по сложной технологической схеме.

Достоинствами метода изостатического прессования являются равномерность распределения давления и плотности в заготовке за счет всестороннего (изостатического) сжатия;

отсутствие потерь на трение и необходимости в пластификаторах; отсутствие коробления при спекании; произвольные соотношения высоты и поперечного сечения заготовок и т.п.

К числу изостатически прессуемых изделий, применяемых при непрерывной разливке стали относятся защитная труба, устанавливаемая между сталеразливочным и промежуточным ковшами, стопор и стакан-дозатор промковшя, а также погружной стакан, устанавливаемый между промковшом и кристаллизатором (рисунок 3.22).

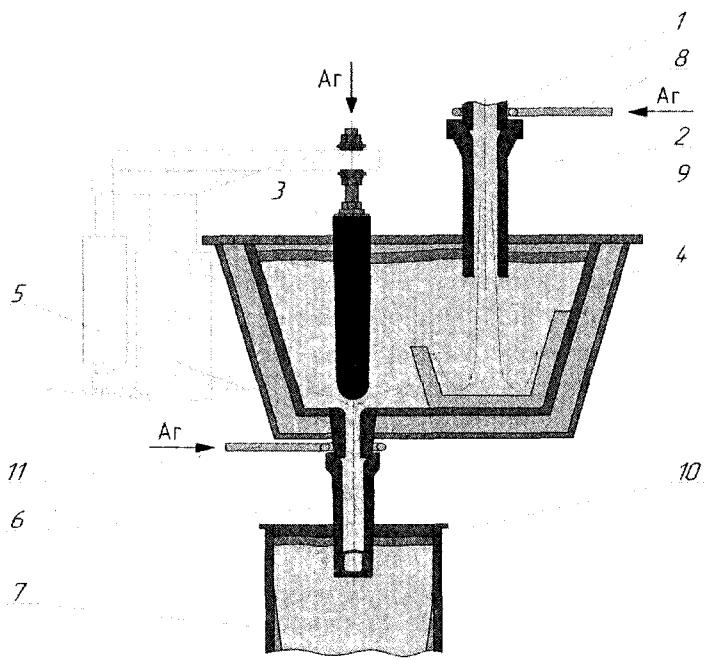


Рисунок 3.22 – Схема движения стали из сталеразливочного ковша в кристаллизатор МНЛЗ: 1 – коллектор сталеразливочного ковша; 2 – защитная труба; 3 – стопор; 4 – футеровка промковша; 5 – стакан-дозатор; 6 – погружной стакан; 7 – кристаллизатор; 9, 10 – теплоизолирующая и шлакообразующая смеси; 8, 11 – кольцо для подачи аргона

Изостатические изделия для непрерывной разливки стали в процессе эксплуатации подвергаются термическим ударам, механическому разрушению за счет контакта с потоками жидкой стали и химической эрозии за счет воздействия стали и шлака. Такие сложные условия эксплуатации обусловливают повышенные требования к прочности изделий и достаточно сложную технологическую систему их производства.

Производство изостатических изделий требует применения высокотехнологичного и дорогостоящего оборудования. Процесс изостатического формования включает:

- вакуумирование пресс-формы до остаточного давления $<0,01$ МПа для растягивания оболочки и ее плотного прилегания к внутренней поверхности перфорированной матрицы;
- засыпку шихты при одновременной вибрации в течение 30-35 секунд с частотой 50-60 Гц и амплитудой колебания 0,5-0,8 мм;
- вакуумирование в течение 5-8 минут до остаточного давления $<0,015$ МПа одновременно с вибрацией и небольшим пригрузом;
- извлечение пресс-формы из вакуум-камеры и помещение ее в контейнер гидростата;
- заполнение контейнера жидкостью, приложение давления на каучуковую оболочку и гидропригруз до значения, равного 100 МПа, и выдержку в течение 30-40 секунд;
- извлечение пресс-формы из контейнера, сушку ее сжатым воздухом, разборку формы и съем прессованного изделия.

Сформированное изделие после обработки отверстия сушат в «мягком» режиме с температурой теплоносителя 80-95 $^{\circ}\text{C}$. Высушенное изделие подвергают механической обработке, которая обусловлена неточностью размеров получаемых заготовок и шероховатостью их поверхности. Затем на изделие наносят слой глазури для защиты графита от выгорания при обжиге в туннельной печи при температуре 1200-1350 $^{\circ}\text{C}$.

Защитная труба (рисунок 3.23а) устанавливается в процессе разливки стали между сталеразливочным и промежуточным ковшами (рисунок 3.23б) и предназначена для защиты стали от вторичного окисления на этом участке движения.

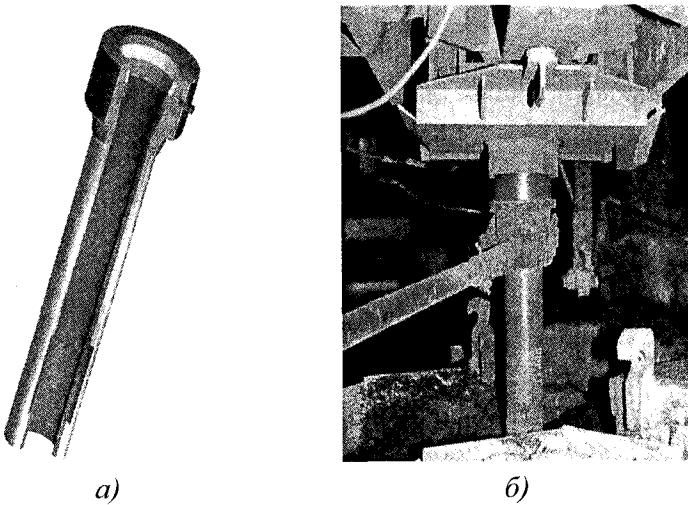


Рисунок 3.23 – Защитная труба (а) и ее расположение на участке сталеразливочный – промежуточный ковш (б)

Конструкция и геометрическая форма защитной трубы может существенно изменяться в зависимости от условий разливки и требований заказчика. Повышенный износ защитных труб происходит, как правило, в зоне, контактирующей с теплоизолирующей смесью, расположенной на зеркале металла в промковше или в зоне нижнего (погружаемого в металл) торца. В зависимости от химического состава покровной теплоизолирующей смеси и условий разливки стойкость защитной трубы может составлять до 4-6 плавок, а при соответствующем усилии в зоне шлакового пояса (например, керамикой на основе диоксида циркония) эксплуатационная стойкость может достигать 7-8 плавок и более.

На практике соединение между коллектором шиберного затвора и защитной трубой не является герметичным, что обуславливает возможность проникновения воздуха во внутреннюю полость защитной трубы за счет эффекта Вентури. Для предотвращения подсоса воздуха в стык между коллектором шиберного затвора и защитной трубой рекомендуется подача аргона через распределительное кольцо, расположенное над стыком. Альтернативным вариантом защиты стыка от проникновения воздуха является создание «аргонного» барьера посредством специального жакета, расположенного непосредственно на верхней части защитной трубы (рисунок 3.24) или приспособления, в виде распределительного кольца расположенного непосредственно над стыком (рисунок 3.22).

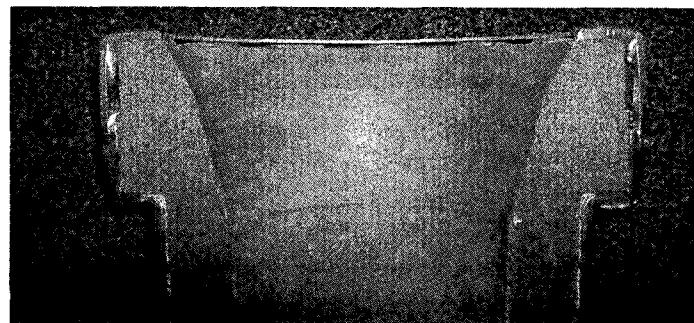


Рисунок 3.24 – Фото продольного разреза верхней части защитной трубы с металлическим жакетом для подачи аргона

Стопор-монаоблок (рисунок 3.25) является важной функциональной частью промковша МНЛЗ, обеспечивающей дозированную подачу стали в кристаллизаторы, перекрытие канала стакана-дозатора в случае технологической необходимости, подачу аргона в струю стали и пр. Точный расчет геометрии головки стопора-монаоблока является крайне важным с точки зрения стабильности дозирования металла в теч-

чение длительного времени. Особенно это становится актуальным при использовании автоматических систем поддержания уровня металла в кристаллизаторе МНЛЗ.

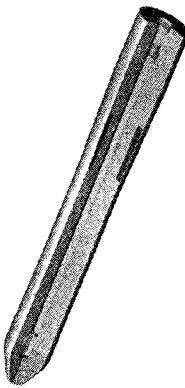


Рисунок 3.25 – Стопор-моноблок в разрезе

Основные виды нагрузок, действию которых подвергается стопор при разливке, можно сгруппировать следующим образом:

– термические напряжения, связанные с термоударом в момент начала разливки (заполнение промковша жидкойстью) и неравномерностью нагрева той части стопора, которая погружена в сталь, и частью стопора, расположенной над жидкостью;

– изгибающие нагрузки, связанные с действием выталкивающей силы при погружении стопора в жидкую сталь, а также возникающие при закрывании отверстия стакана-дозатора стопором (при условии отклонения оси стопора от вертикали);

– эрозионный износ стопора в зоне шлакового пояса, вызывающий уменьшение площади его поперечного сечения и снижающий общую прочность цилиндрической части;

– виброударные нагрузки, связанные с некоторым вибрацией стопора в процессе разливки стали, что обусловлено условиями истечения металла через отверстие стакана-дозатора;

– нагрузки, связанные с изменением давления газа во внутренней полости стопора вследствие неравномерной (или прекращения) подачи аргона, инжектируемого в сталь.

Наибольшее распространение на практике получила схема крепления стопора-моноблока с исполнительной штангой посредством впрессовываемой в тело стопора металлической или керамической гайки. При монтаже стопора стальная штанга вкручивается в гайку, расположенную в стопоре, а затем дополнительно фиксируется внешней гайкой. Такая схема обеспечивает быстрое и надежное соединение стопора и стальной штанги.

Важной конструктивной особенностью стопоров-моноблоков является наличие технологической возможности вдувания аргона в струю металла в процессе разливки. Вдувание аргона через стопор-моноблок используется в качестве технологического приема, обеспечивающего стабилизацию процессов истечения металла из промковша в кристаллизатор, уменьшение эффекта застывания («клоггинга») оксидами алюминия внутренней полости стакана-дозатора и погруженного стакана вследствие их флотации, а также управление глубиной проникновения струи стали в жидкую ванну кристаллизатора. Для инжектирования аргона в головке стопора предусматривается либо сквозное отверстие диаметром 5-7 мм, либо устанавливается газопроницаемая пробка. Газопроницаемая пробка служит как бы защитным элементом, предотвращающим проникновение жидкого металла во внутреннюю полость стопора в случае несанкционированного прекращения подачи аргона. Кроме того, при использовании такой пробки удается обеспечить инжекцию в виде более мелких пузырьков аргона.

Наиболее уязвимым местом при разрушении стопора на практике является его головка, подвергающаяся механическому износу и эрозии вследствие химических реакций. Поэтому на практике головка стопора выполняется из более

прочного материала либо на основе смеси оксида магния и графита на углеродной связке, либо на основе смеси оксида алюминия и графита с добавками диоксида циркония на углеродной связке. Оба эти материала вполне совместимы с материалом основного тела стопора и поэтому прессуются совместно.

Стакан-дозатор (рисунок 3.26), устанавливаемый в днище промковша, обеспечивает истечение стали и формирование компактной струи.

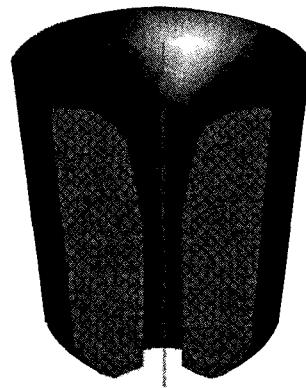


Рисунок 3.26 – Стакан-дозатор

Стойкость стакана-дозатора, полученного методом изостатического прессования, определяется общей прочностью материала, препятствующей его разрушению в процессе разливки, локальным разрушением стакана-дозатора в зоне его контакта с головкой стопора, скалыванием материала в месте контакта с погружным стаканом и скоростью застания его внутренней полости неметаллическими и шлаковыми включениями. Кроме того, при частой замене погружного стакана может происходить частичное разрушение (скалывание) нижней части стакана-дозатора, которая может быть выполнена как плоской (пристыковке «конус в конус», так и сферической пристыковке «сфера в сферу»).

В этом случае происходит свободный подсос воздуха во внутреннюю полость погружного стакана, что значительно повышает интенсивность вторичного окисления струи стали и разрушает материал изделия.

Уменьшение скорости застания внутренней полости стакана-дозатора может быть достигнуто с использованием специального керамического «антиклоггингового» покрытия, принцип действия которого заключается в связывании оксидов алюминия, оседающих на поверхности стакана-дозатора, в легкоплавкие соединения. Установлено, что такое покрытие в 2-3 раза повышает длительность работы погружного стакана без промываний кислородом.

Погружной стакан (рисунок 3.27) является важнейшим функциональным элементом, обеспечивающим подвод струи под уровень металла в кристаллизатор, способствуя рациональной организации движения конвективных потоков в жидкой ванне, а также защиту стали от вторичного окисления на участке «промковш – кристаллизатор».

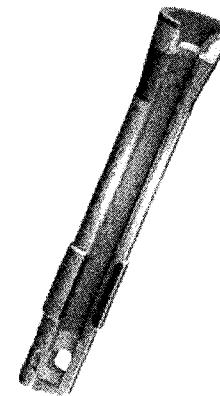


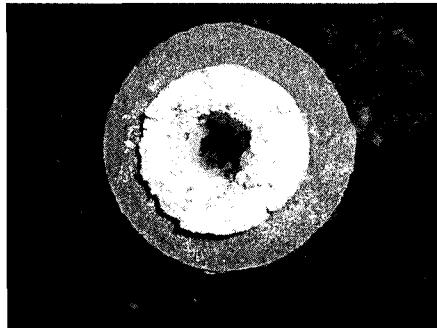
Рисунок 3.27 – Погружной стакан

На практике различают сквозные и глуходонные погружные стаканы, имеющие два боковых отверстия для сля-

бовых МНЛЗ и четыре для блюмовых. В промышленных условиях вывод из эксплуатации корундографитовых погружных стаканов очень часто обусловливается либо эрозионным износом в зоне шлакового пояса, либо зарастанием их внутренней полости включениями глинозема, что препятствует нормальному течению стали из промковша в кристаллизатор (рисунок 3.28).



а)

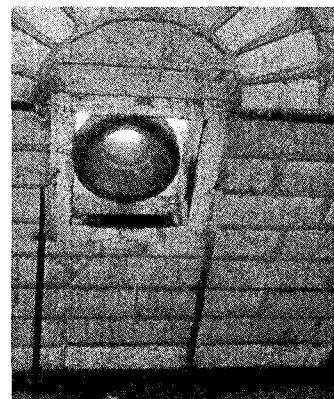


б)

Рисунок 3.28 – Фотографии эрозионного износа погружного стакана в шлаковом поясе (а) и застывания внутренней полости включениями глинозема (б)

Для увеличения стойкости зона шлакового пояса погружного стакана выполняется из оксида циркония, который хорошо противостоит эрозионному износу. Для повышения эффективности защиты стали от вторичного окисления (а, следовательно, и скорости застывания внутренней полости) на практике используются погружные стаканы, совмещенные со стаканом-дозатором в единое изделие и устанавливаемые непосредственно в промковше. Невзирая на достаточно очевидные технологические преимущества таких погружных стаканов, следует отметить, что подготовка их к эксплуатации (точная установка в промковше с привязкой к оси кристаллизатора, подогрев изделия перед началом разливки) требует дополнительных усилий и затрат.

Перед началом разливки корундографитовые погружные стаканы нагреваются до температуры 1000-1100 °С. Нагрев погружных стаканов осуществляется либо в специальных печах, либо с использованием специальных горелок (рисунок 3.29).



а)



б)

Рисунок 3.29 – Нагрев погружных стаканов перед разливкой: а – нагрев в печи; б – нагрев горелкой

В современной практике непрерывной разливки слябовой заготовки все большее распространение получает техника быстрой замены погружного стакана. Такая замена достигается с помощью специального приспособления, устанавливаемого под днищем промковша и обеспечивающего быстрое перемещение погружных стаканов (нового и старого) вдоль плоскости скольжения (рисунок 3.30). Замена погружного стакана осуществляется в течение одной-двух секунд, что не нарушает нормального течения процесса разливки (не изменяется положение головки стопора, не прекращается работа системы автоматического контроля уровня металла в кристаллизаторе и т.п.).

Такие системы обеспечивают повышение выхода годного (за счет исключения потерь металла при замене погружного

стакана по традиционной схеме) при некотором упрощении процесса монтажа и демонтажа изделий в ходе разливки. Вместе с тем стакан-дозатор и погружной стакан для такой системы оказываются, по меньшей мере, в 1,5-2 раза дороже в силу усложнения технологии их изготовления.

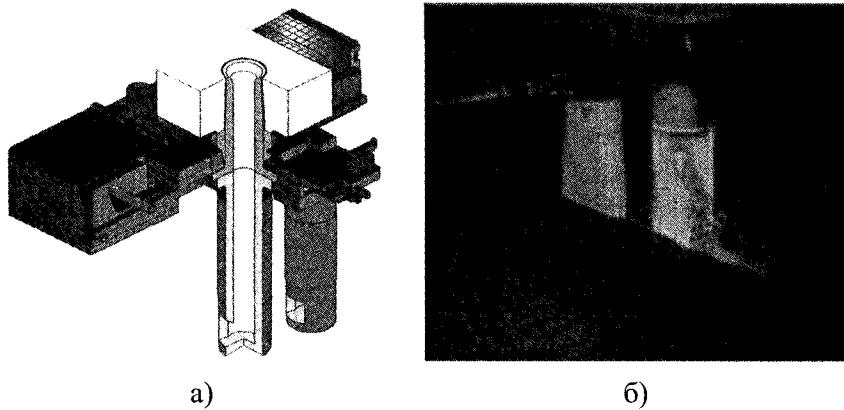


Рисунок 3.30 – Схема (а) и процесс (б) быстрой замены погружного стакана в кристаллизаторе слябовой МНЛЗ

Следует также отметить, что рассмотренная система быстрой замены погружного стакана оказывается малоэффективной в случае интенсивного зарастания внутренней полости стакана-дозатора оксидами алюминия. Более того, при зарастании стакана-дозатора оказывается неизбежной остановка ручья МНЛЗ в силу отсутствия технической возможности «промывки» его внутренней полости.

3.3 Кристаллизатор МНЛЗ

Кристаллизатор представляет собой один из наиболее функционально важных узлов, определяющих рациональную работу МНЛЗ и оптимальное качество непрерывнолитой заготовки.

3.3.1 Формирование твердой корочки непрерывнолитого слитка и теплообмен в кристаллизаторе

Кристаллизатор предназначен для приема жидкого металла, попадающего в него из промковша, а также перевода части жидкой стали в твердое состояние посредством интенсивного отвода тепла охлаждающей водой. Сталь из промковша попадает в кристаллизатор либо открытой струей, либо посредством подвода под уровень металла с помощью погружного стакана (рисунок 3.31).

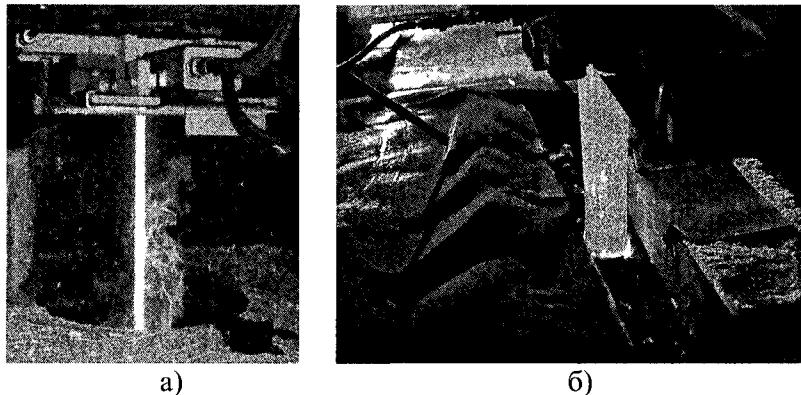


Рисунок 3.31 – Подача стали в кристаллизатор открытым потоком (слева) и с использованием погружного стакана (справа)

В кристаллизаторе происходит формообразование конфигурации заготовки посредством наращивания твердой корочки. Процесс формирования твердой корочки сопровождается выделением тепла в окружающую среду (через стенки кристаллизатора). При этом возможно «прихватывание» (прилипание) твердой корочки к поверхности кристаллизатора, способствующее образованию прорывов твердой оболочки на выходе из него. За время пребывания расплава в кри-

сталлизаторе от заготовки отводится 15-30% всего тепла, которое аккумулировано металлом.

Особенностью работы кристаллизатора является интенсивный отвод тепла от заготовки. Так, температура стали в жидкой сердцевине заготовки, находящейся в кристаллизаторе, по крайней мере, на несколько градусов превышает температуру начала ее затвердевания (температура ликвидуса). Характерное распределение температуры в поперечном сечении кристаллизатора и заготовки при наличии газового зазора между заготовкой и стенкой кристаллизатора представлено на рисунке 3.32.

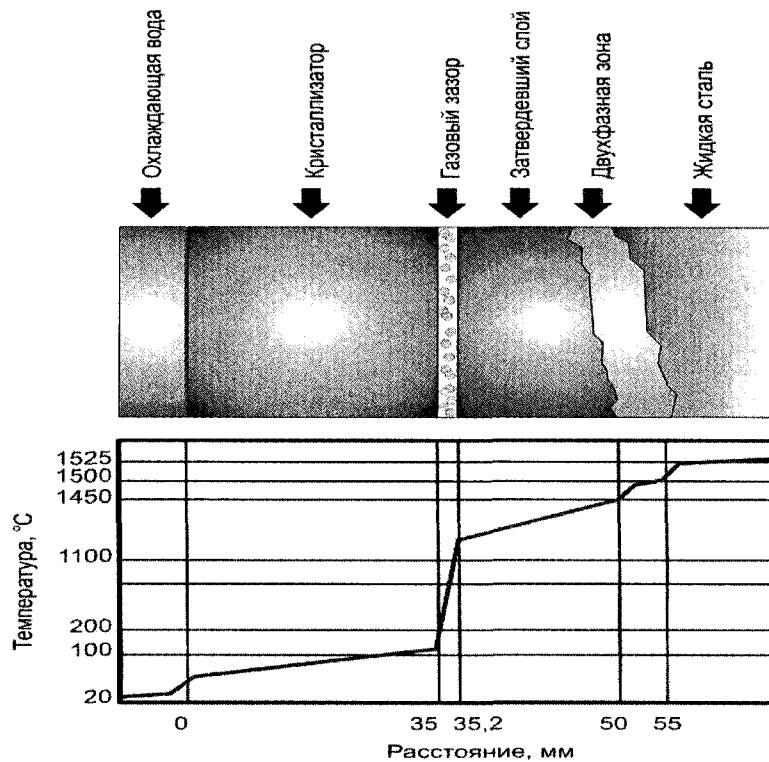


Рисунок 3.32 – Характер изменения температуры от жидкой стали до охлаждающей воды

Для сталей различных марок температура ликвидуса может колебаться от 1460 °С до 1539 °С. Рассчитывается температура ликвидуса по приближенным эмпирическим формулам. Например:

$$T_L = 1536 - (78 \cdot [\%C] + 7,6 \cdot [\%Si] + 4,9 \cdot [\%Mn] + 1,3 \cdot [\%Cr] + 3,1 \cdot [\%Ni] + 4,7 \cdot [\%Cu] + 6 \cdot [\%Al] + 34,4 \cdot [\%P] + 38 \cdot [\%S]).$$

Интенсивность теплопередачи по представленной схеме зависит от следующих процессов:

- конвективного движения потоков стали вдоль границы затвердевания;
- теплопередачи через двухфазную зону заготовки (и протяженности двухфазной зоны);
- интенсивности отвода тепла через затвердевшую корочку заготовки;
- теплопередачи через газовый зазор между затвердевшей оболочкой заготовки и внутренней поверхностью кристаллизатора;
- теплоотвода через защитное покрытие и непосредственно медную стенку кристаллизатора;
- передачи теплоты охлаждающей воде.

Струя стали, попадающая в кристаллизатор из промковша, имеет значительную кинетическую энергию, достаточную для перемешивания больших объемов жидкого металла. Не анализируя подробно условий перемешивания металла в кристаллизаторе падающей струей, отметим лишь, что там, где эти потоки имеют большую скорость, происходит более интенсивный прогрев стенки кристаллизатора, а нарастание твердой корочки замедляется.

Характер движения потоков стали при разливке открытой струей и при разливке под уровень существенно отличаются. Примерное схематическое распределение потоков жидкой стали в процессе непрерывной разливки, наблюдаемое на прозрачных и математических моделях, представлено на рисунке 3.33.

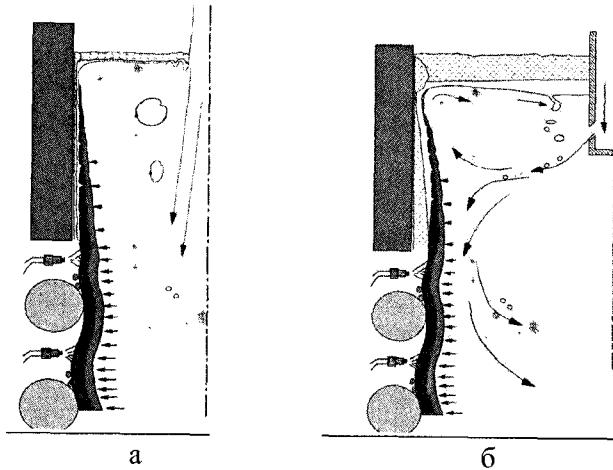


Рисунок 3.33 – Характер движения потоков стали в кристаллизаторе при разливке открытой струей (а) и под уровень (б)

Перемещение жидкого металла в кристаллизаторе обусловлено следующими процессами:

- вертикальным движением струи металла из промковша в кристаллизатор. При разливке открытой струей металл продолжает двигаться вертикально вниз и непосредственно в жидкую ванну заготовки, проникая на глубину в несколько метров. При использовании погружного стакана струя металла проникает в жидкую ванну заготовки также вертикально или под углом, соответствующим углу наклона отверстий в погружном стакане;

- конвективными потоками в жидкой ванне заготовки, обусловленными внедрением в расплав струи (или струй) металла, вытекающей из промковша (погружного стакана);

- волновыми процессами на зеркале металла в кристаллизаторе, которые негативно влияют на качество поверхности заготовки вследствие захвата шлакообразующей смеси;

- бурлением поверхности металла при разливке открытой струей или при вдувании аргона через стопор-моноблок.

Выбор рациональной схемы подвода струи металла в кристаллизатор определяется целой совокупностью технологических соображений. Однако, наибольшее влияние на прогрев стенки кристаллизатора и подмыв твердой корочки оказывают потоки в точках пересечения траектории движения струи с поверхностью кристаллизатора. Вместе с тем, в отдельных случаях вытекающие из погружного стакана потоки металла целесообразно направлять под углом вверх с целью обогрева мениска в углах кристаллизатора у боковых граней. В этом случае наиболее сложные гидродинамические и теплофизические условия формирования корочки затвердевшего металла наблюдаются на границе обратных потоков со стенкой кристаллизатора и утепляющим шлаком на мениске.

Расчетные данные изменяющейся температуры затвердевшего слоя металла и утепляющего мениск шлака в начальный момент формирования лунки затвердевающей корочки представлены на рисунке 3.34.

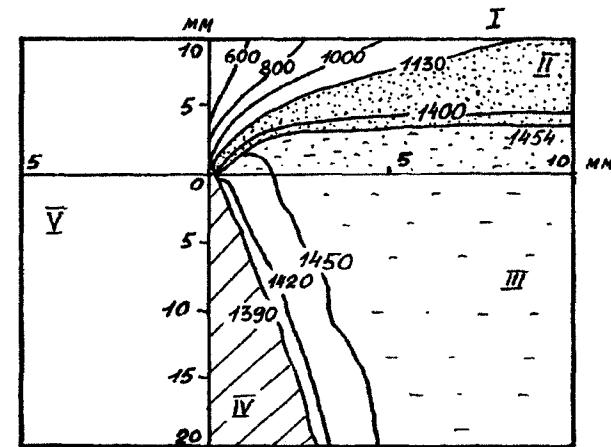


Рисунок 3.34 – Распределение полей температур ($^{\circ}\text{C}$) вблизи мениска: I – сыпучая шлакообразующая смесь; II – размягченный жидкий шлак; III – жидкая сталь; IV – твердая корочка; V – стенка кристаллизатора

Из-за нарушения конфигурации сечения выпускных каналов и их наклона турбулентные струи металла, распространяющиеся ниже погружного стакана, могут иметь значительные отклонения от оси кристаллизатора. Такое неравномерное распределение вихревых потоков вызывает в отдельных местах непрогнозируемый подмыв корочки и возникновение подповерхностных трещин. Обычно ослабление прочности корочки происходит, прежде всего, в местах, прилегающих к углам кристаллизатора. Вследствие усадки корочки вдоль ее граней происходит образование зазора, резко сокращающего теплоотвод от проносящихся турбулентных потоков внутри затвердевающего каркаса непрерывнолитой заготовки. Указанные обстоятельства приводят к развитию неравномерной кристаллизации в поперечном сечении затвердевающей заготовки.

По мере нарастания корочки затвердевшего металла тепловой поток к стенке кристаллизатора уменьшается. Этому же способствует постепенное увеличение газового зазора. Неравномерное распределение тепловых потоков при продвижении заготовки вызывает неравномерный прогрев стенки кристаллизатора. Различная температура твердых слоев корочки затвердевшего металла вызывает их различную усадку и деформацию, что приводит к возникновению сложнонапряженного состояния затвердевшей оболочки заготовки.

Наибольшее сопротивление отводу тепла от жидкого металла создает газовый зазор между поверхностью заготовки и кристаллизатором, размер которого определяется теплофизическими свойствами разливаемой стали, материалом защитного покрытия кристаллизатора, а также его конфигурацией. Пространство между поверхностями, образующими зазор, может быть заполнено различными газами, жидкими шлаками и твердыми частицами шлакообразующей смеси, имеющими существенно меньшую теплопроводность, чем сталь и медь. В зависимости от величины усадки в зазоре возникает и развивается теплообмен излучением. При этом непрерывно подаваемая в кристаллизатор шлакообразующая

смесь создает слой шлака, повышающий однородность тепловых потоков по периметру заготовки.

Наличие некоторой прослойки шлака уменьшает температуру внутренней поверхности кристаллизатора. Поэтому в определенных случаях она может вызывать увеличение коэффициента трения при вытягивании заготовки из кристаллизатора. При снижении вязкости шлака сила трения, тормозящая вытягивание заготовки из кристаллизатора, уменьшается, а сам шлак может служить смазкой. На процесс затекания шлака в зазор значительное влияние могут оказывать электромагнитное поле в кристаллизаторе, вибрация кристаллизатора и показатели жидкотекучести шлака.

Отделение корочки затвердевающего каркаса заготовки от поверхности кристаллизатора наступает в тот момент затвердевания, когда скорость усадки превышает скорость пластической деформации стали. Чем меньше сила сопротивления усадки, тем раньше образуется зазор. Следует отметить большое влияние на этот процесс химического состава стали, ее интервала затвердевания и значения коэффициента линейной усадки. Основное количество тепла от затвердевающей заготовки к стенкам кристаллизатора (70-80%) отводится ниже зоны контактного теплообмена, высота которого составляет 180-250 мм.

Препятствующий отводу тепла воздушный зазор может быть устранен или, по крайней мере, сокращен до минимума, а теплопередача оптимизирована, если контур кристаллизатора будет в максимальной степени соответствовать контуру корки непрерывного слитка. Контур корки в значительной мере определяется ее первичным формированием на мениске и характеризуется изменением объема под влиянием температуры во время прохода через кристаллизатор. Долгое время на практике обычно использовались кристаллизаторы, имеющие постоянный показатель конусности вдоль всей длины грани. Вместе с тем, с повышением скорости вытяжки заготовки до величины нескольких метров в минуту такая конструкция кристаллизатора оказывается недостаточно эф-

фективной с точки зрения отвода тепла. Многими исследованиями рекомендуется делать поправку на естественную усадку непрерывнолитого слитка и выполнять внутреннюю поверхность кристаллизатора в виде так называемого параболического профиля. Параболический профиль достигается путем создания многоступенчатой конусности стенок кристаллизатора.

Промышленные испытания таких кристаллизаторов продемонстрировали, что они позволяют достичь высокой скорости литья для заготовок малого сечения (до 5-7 м/мин). При этом благодаря улучшению условий теплопередачи по всей длине, технологическая длина кристаллизатора увеличивается до 1000-1200 мм. Вместе с тем, следует отметить, что при использовании параболических кристаллизаторов может наблюдаться повышенное трение заготовки на выходе из него, что приводит к рывкам в ее движении и затрудняет работу системы автоматического поддержания уровня металла в кристаллизаторе.

Определенные трудности при эксплуатации кристаллизаторов с параболической конусностью вызывает повышенный износ стенок кристаллизатора в случае излишней его конусности при изменении параметров литья. Наиболее ярко это проявляется в области ребер слитка в нижней части кристаллизатора, что вызывает недопустимо большое трение при вытягивании. Достаточно эффективным способом уменьшения степени интенсивного охлаждения углов непрерывнолитого слитка и повышения степени однородности охлаждения заготовки в кристаллизаторе является технология «КОНВЕКС» (фирма «Конкаст», Швейцария), предполагающая использование кристаллизатора переменного поперечного сечения внутренней полости (рисунок 3.35).

В зоне мениска поверхность заготовки имеет ярко выраженную выпуклую форму, что улучшает условия теплоотвода через стенки кристаллизатора. По мере ее опускания выпуклость боковых граней, которая формируется стенками кристаллизатора, плавно уменьшается, и на выходе из кри-

сталлизатора она приобретает строгую квадратную форму. При этом толщина твердой корочки по всему поперечному сечению заготовки сохраняется постоянной.

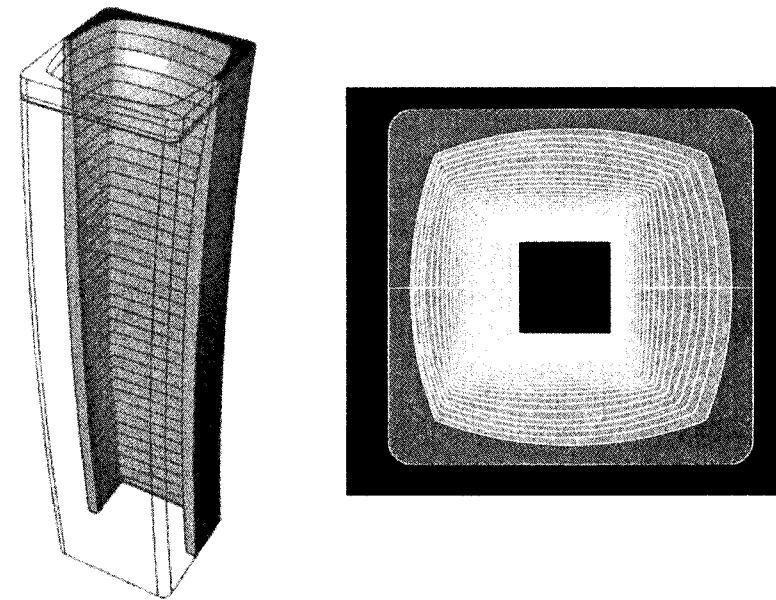


Рисунок 3.35 – Схематическое представление конструкции внутренней полости кристаллизатора «КОНВЕКС»

В целом процессы отвода тепла от поверхности твердой корочки заготовки через стенки кристаллизатора имеют определяющее значение с точки зрения динамики нарастания твердой фазы и, как следствие, формирования поверхностных и подповерхностных дефектов. Для обеспечения высокой производительности МНЛЗ и требуемого качества поверхности ведущие фирмы (производители МНЛЗ) стремятся к оптимизации геометрической формы кристаллизатора, отходя от классических конструкций. Видимо, усилия в области создания оптимальной геометрической формы кристаллизатора

будут продолжаться, что позволит разливать сталь с еще большими скоростями.

Большое влияние на теплообмен оказывают шероховатость и волнистость поверхности. Расстояние между неровностями при шероховатости превышает их высоту в десятки раз, а при волнистости - в сотни раз. При сближении двух поверхностей в контакт вступают, прежде всего, наиболее высокие неровности. По мере роста давления на корочку затвердевшего металла происходит некоторая деформация неровностей, и к контакту подключаются новые, более низкие выступы. При этом число контактных пятен и относительная площадь фактического контакта увеличиваются. В этих условиях теплота передается от одного тела к другому, прежде всего, через пятна непосредственного соприкосновения. Поэтому линии теплового потока всегда стягиваются к пятнам, где происходит концентрация теплового потока.

Обычно для анализа контактного теплообмена соприкасающиеся тела делят на ряд параллельных каналов, имеющих одинаковый средний радиус и число каналов, равное числу пятен контакта. Удельный контактный тепловой поток от прижимаемой к форме корочки отливки в этом случае равен

$$q_n = (Pa/Eh)^m (T_1 - T_2)/a,$$

где λ и E – теплопроводность и модуль упругости твердого тела;

a – радиус пятна контакта;

P – механическое давление на корочку затвердевающей заготовки;

h – высота неровностей на поверхности заготовки;

T_1 и T_2 – температуры соприкасающихся поверхностей;

m – коэффициент связи между известными из исследований значениями q_n и (Pa/Eh) , который можно получить экспериментально термометрированием исследуемых поверхностей.

Продолжительность контактного теплообмена может быть увеличена за счет технологических мероприятий, способствующих повышению пластических свойств стали при температурах ее затвердевания. Чистые кристаллы железа, например, при высоких температурах обладают высокими пластическими свойствами и могут деформироваться вследствие ползучести стали более длительное время, чем углеродистые стали. Такое свойство пластичного железа, несомненно, будет способствовать увеличению продолжительности контактного теплообмена в кристаллизаторе путем оптимизации его геометрической формы.

Присутствие неметаллических включений существенно уменьшает сцепление между кристаллами и вызывает резкое снижение пластических свойств, способствуя более быстрому отходу оболочки заготовки от стен кристаллизатора. Поэтому пластичность стали при высоких температурах зависит, прежде всего, от химического состава стали, ее температуры плавления, характера расположения неметаллических включений, режима раскисления стали и внепечной обработки. Если химический состав стали после раскисления способствует быстрому затвердеванию неметаллических включений в глобулярной форме, то пластичность стали при высоких температурах повышается. При выделении в процессе кристаллизации легкоплавких включений по границам зерен, которые в период интенсивного развития усадки находятся еще в жидком состоянии, затвердевшая корочка оболочки заготовки может противостоять без образования трещин меньшему ферростатическому давлению. Такие свойства металла вызывают необходимость снижения скорости непрерывной разливки и требуют сокращения продолжительности контактного теплообмена.

Известно, что составом и характером расположения сульфидных и окиссульфидных неметаллических включений можно в определенной степени управлять посредством количества алюминия, вводимого при раскислении стали. Для получения неметаллических включений в глобулярной форме и

повышения пластических свойств стали известна зависимость, позволяющая определить оптимальное содержание алюминия, применяемого для раскисления углеродистых марок стали

$$AI = 0,01/[C] + 0,035,$$

где $[C]$ – содержание углерода в стали, %;

$0,035$ – остаточное содержание алюминия в металле после его раскисления.

Тепловой поток от поверхности затвердевающей заготовки к внутренней поверхности медного кристаллизатора представляет собой сочетание кондуктивной и радиационной теплопередачи

$$q_3 = \lambda_3 (T_{нов} - T_{kp})/\delta + \varepsilon\sigma_o (T_{нов}^4 - T_{kp}^4),$$

где λ_3 – теплопроводность газа в зазоре;

$T_{нов}$ – температура поверхности заготовки;

T_{kp} – температура внутренней поверхности кристаллизатора;

δ – толщина газового зазора;

ε – приведенная степень черноты контактируемых поверхностей, равная $1/\varepsilon = (1/\varepsilon_1) + (1/\varepsilon_2)$;

ε_1 и ε_2 – степень черноты поверхностей заготовки и кристаллизатора;

σ_o – постоянная Стефана-Больцмана, равная $5,67 \cdot 10^{-8}$ $\text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot {}^\circ\text{C})$.

Теплопроводность газов подсчитывают при любой температуре по следующей зависимости

$$\lambda = \lambda_o (T/T_o)^n,$$

где λ_o – теплопроводность при $T_o = 0 {}^\circ\text{C}$;

n – экспериментальный коэффициент;

T_o и T – соответственно температуры газа исходная и в процессе теплообмена.

По разным оценкам, базирующимся на прямых замерах, температура рабочей поверхности кристаллизатора обычно составляет $160-180 {}^\circ\text{C}$. Значение этой температуры может изменяться в зависимости от ряда факторов: теплопроводности материала стенки кристаллизатора, интенсивности отбора тепла водой, толщины стенки кристаллизатора, состава и толщины рабочего покрытия и т.п.

Экспериментальными исследованиями установлено, что наиболее интенсивный отвод тепла наблюдается в зоне кристаллизатора, расположенной на 170-220 мм ниже зеркала металла (рисунок 3.36).

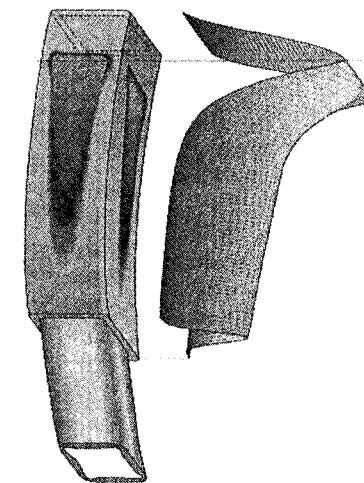


Рисунок 3.36 – Схематическое распределение локальных тепловых потоков по поверхности сортовой заготовки в кристаллизаторе

Уменьшение интенсивности теплоотвода ниже этого уровня объясняется тем фактом, что при продвижении в

нижние горизонты кристаллизатора твердая корочка не всегда плотно прилегает к его внутренней поверхности. Это связано, с уменьшением размеров твердого каркаса в силу развития усадочных явлений. Кроме того, на практике интенсивность отвода тепла по углам кристаллизатора обычно заметно ниже, чем по граням в связи с быстрым отходом твердой корочки заготовки именно в углах кристаллизатора.

Для усиления контактного теплообмена (повышения интенсивности теплоотвода) между стенкой кристаллизатора и заготовкой необходимо стремиться обеспечить следующие условия:

- повышение контактного давления между заготовкой и стенкой кристаллизатора с целью регулирования (уменьшения) величины газового зазора;
- заполнение межконтактного зазора между заготовкой и кристаллизатором специальными шлакообразующими смесями, имеющими регламентируемые показатели теплопроводности и вязкости;
- нанесение на поверхность кристаллизатора специальных покрытий с регламентируемой теплопроводностью и износостойкостью;
- предотвращение повышенного локального износа и коробления стенок кристаллизатора, увеличивающих газовый зазор.

В практике разливки стали предпочтение отдается кристаллизаторам, изготовленным из первичной меди, сплавов рафинированной меди с серебром (0,15-0,2%) и другими элементами, имеющими высокую теплопроводность или повышающими прочность материала. На рабочую поверхность кристаллизаторов также наносятся специальные износостойкие покрытия на основе хрома, никеля и т.п. Для обеспечения интенсивности теплоотвода медные стенки охлаждаются проточной водой, которая подается с высоким расходом в специальные каналы.

В результате пребывания металла в кристаллизаторе должна сформироваться твердая корочка, достаточная для

того, чтобы при выходе из него заготовка имела прочную оболочку, не допускающую прорывов и растрескиваний твердого каркаса. Толщину твердой корочки δ (мм) можно с достаточной точностью оценивать по приближенной эмпирической формуле (закон квадратного корня)

$$\delta = (3,0 \dots 3,7) \tau^{0,5},$$

где τ – время затвердевания корочки (от момента попадания металла в кристаллизатор), с.

При ухудшении контакта какой-либо части заготовки со стенкой кристаллизатора наблюдается локальное уменьшение толщины твердой корочки, что приводит к ухудшению прочностных свойств твердого каркаса слитка в этой области. Наиболее часто это проявляется в углах заготовки (рисунок 3.37). Неравномерный рост твердой корочки приводит к возникновению внутренних термических напряжений в твердом каркасе.

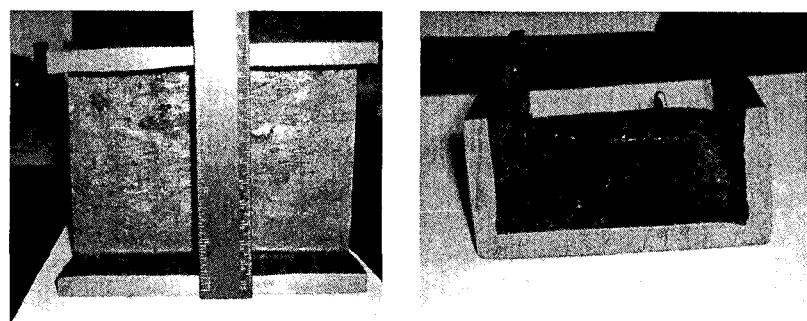


Рисунок 3.37 – Внешний вид твердой корочки в кристаллизаторе в продольном (слева) и поперечном (справа) сечении

Превышение термическими напряжениями предела прочности металла при данной температуре приводит к деформации твердого каркаса (отходу твердого каркаса в 1-2

углах) и возникновению поверхностных или внутренних трещин. При этом такие трещины наиболее характерны для тех углов твердого каркаса, в которых наблюдается максимальная деформация корочки и ее отход от рабочей поверхности стенок кристаллизатора (рисунок 3.38).

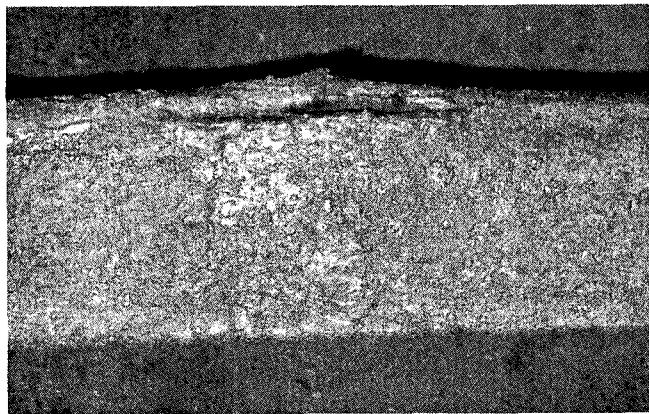


Рисунок 3.38 – Внешний вид трещины, образовавшейся в сортовой заготовке (сечение 125×125 мм) под кристаллизатором

В целом же при выходе из кристаллизатора должна сформироваться такая твердая корочка, которая оказывается достаточной для того, чтобы выдерживать воздействие на нее ферростатического давления стали, а также растягивающих напряжений, вызываемых усилиями, создаваемыми при вытягивании заготовки. При разрушении твердой корочки слитка образуется продольная трещина, через которую вытекает жидкая сталь. Такая ситуация является аварийной и приводит, по меньшей мере, к остановке ручья или МНЛЗ в целом.

В зависимости от марки стали, конфигурации заготовки и скорости разливки требуемая (с точки зрения обеспечения надежности процесса литья) толщина твердой корочки на выходе из кристаллизатора колеблется в пределах 15-18 мм для сортовых заготовок, 25-30 мм для блюмов и 25-35 мм для слябов.

3.3.2 Качание (осцилляция) кристаллизатора и влияние его параметров на формирование заготовки

Начало процесса образования твердой корочки при непрерывной разливке стали происходит в виде частичного охлаждения мениска в области контакта жидкого металла с кристаллизатором (вплоть до появления твердой фазы). Как показывает практика, в процессе формирования твердой корочки может наблюдаться явление ее прилипания к поверхности кристаллизатора. В этом случае в корочке возникают растягивающие напряжения, которые вызываются движением (вытягиванием) заготовки из кристаллизатора. В конечном счете, в твердой корочке возникают разрывы, которые затем могут приводить к прорывам и вытеканию стали под кристаллизатором.

Предотвращение прилипания и последующего разрыва образовавшейся тонкой корочки стали во время перемещения кристаллизующейся заготовки – одна из главных функций работы кристаллизатора. При разрыве твердой корочки вследствие прилипания ее часть, расположенная вблизи зеркала жидкой стали, сцепляется со стенкой кристаллизатора и отделяется от движущейся вниз корочки (рисунок 3.39, 1). На место образовавшегося разрыва проникает жидкий металл, который при затвердевании уже не успевает образовать корочку достаточной толщины и прочности (рисунок 3.39, 2). Получающееся соединение является достаточно непрочным и может разрушаться как при движении слитка в кристаллизаторе (рисунок 3.39, 3,4) так и при выходе из него (рисунок 3.39, 5).

Минимизации явления прилипания твердой корочки удается достигнуть в том случае, когда усилие трения между поверхностью заготовки и стенками кристаллизатора оказывается ниже определенного критического уровня, который определяется в зависимости от прочности корочки.

При анализе процесса трения между заготовкой и кристаллизатором установлено, что уровень величины силы тре-

ния зависит от ряда факторов, в том числе от марки разливаемой стали. Эта зависимость может быть представлена через коэффициент трения в функции от содержания углерода. При прочих равных условиях уровень силы трения при литье сталей, содержащих менее 0,06 % С, получается очень высоким. Минимальная сила трения получается при содержании углерода в пределах $0,08 \div 0,12\%$. При дальнейшем повышении содержания углерода в стали уровень сил трения снова несколько повышается. Содержание кремния и марганца в стали также оказывает влияние на уровень сил трения. Так, кремний усиливает трение, а марганец уменьшает его.

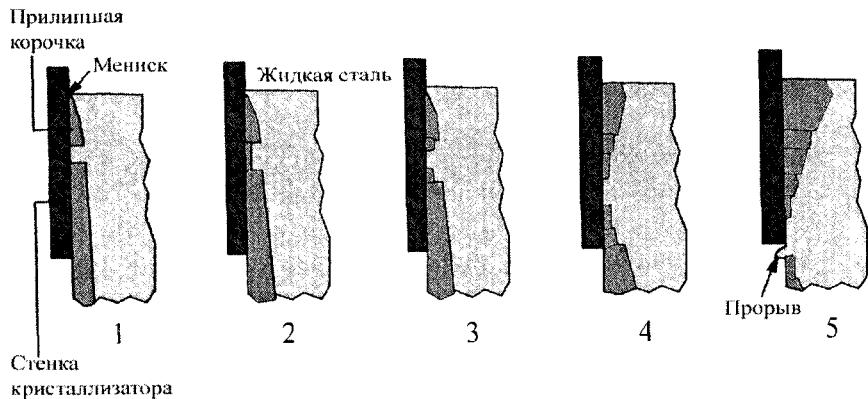


Рисунок 3.39 – Схематическое представление механизма образования прорыва под кристаллизатором вследствие прилипания и разрушения корочки

Большое значение для уменьшения сил трения, в процессе непрерывной разливки стали имеет технологическая смазка. Смазка снижает усилие сопротивления вытягиванию заготовки в 1,5-2,5 раза. При этом имеет значение метод подвода и равномерность подачи смазки в кристаллизатор. Сила трения также зависит от величины активной поверхности трения, толщины пленки между компонентами трения и от вязкости смазочного материала.

Снижение вероятности прилипания корочки к стенкам кристаллизатора достигается путем придания кристаллизатору возвратно-поступательных движений с определенной частотой и амплитудой. При этом в зазор между корочкой и кристаллизатором подается смазывающее вещество: шлакообразующая смесь или жидкое масло. При температурах непрерывной разливки шлакообразующая смесь в месте контакта с металлом подплавляется, а масло сгорает. Жидкая смесь или остатки продуктов сгорания масла заполняют зазор между коркой слитка и стенкой кристаллизатора, что снижает величину сил трения.

Технология разливки металла с использованием качаний (возвратно-поступательных движений) кристаллизатора предложена З.Юнгхансом (Германия) в начале 30-х годов прошлого столетия. Однако основной эффект от качания кристаллизатора был достигнут только в 50-е годы прошлого века за счет выбора таких параметров осцилляции, при которых в определенные периоды времени кристаллизатор, двигаясь в том же направлении, что и заготовка, обгоняет ее. Этот отрезок времени называется *периодом отрицательного раздевания слитка* (*negative strip time*) или *временем опережения*.

Другим важным шагом модификации параметров качания явился переход к синусоидальному закону движения кристаллизатора. Считается, что впервые в мировой практике синусоидальный закон колебаний применили на двух российских МНЛЗ Новолипецкого металлургического комбината для разливки слябов еще в 1959 году. Схема реализации синусоидального закона качания кристаллизатора представлена на рисунке 3.40. Для реализации этого закона качания кристаллизатора используется электропривод.

Вплоть до последних 10-15 лет синусоидальный режим колебаний рассматривался как стандартный режим, применявшийся практически на всех МНЛЗ. Это объясняется тем, что его модель достаточно проста в реализации и имеет преимущества меньших моментов инерции и меньших рывков ускорения (величина изменения ускорения во времени).

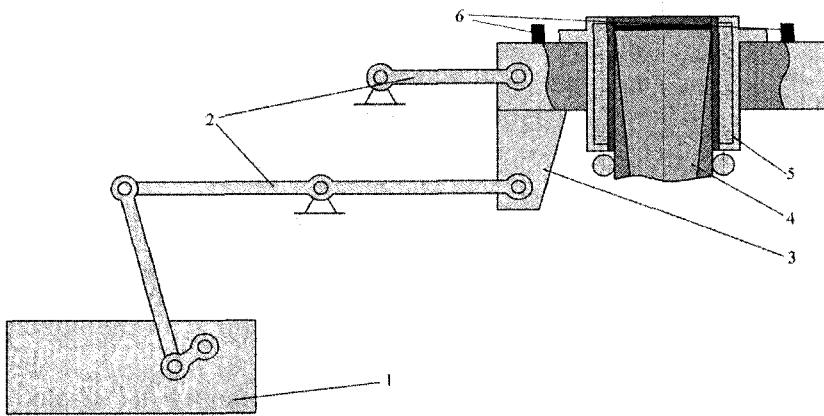


Рисунок 3.40 – Схема электромеханического привода механизма качания кристаллизатора (синусоидальные движения): 1 – привод механизма качания; 2 – система рычагов; 3 – стол качания кристаллизатора; 4 – непрерывнолитая заготовка; 5 – кристаллизатор; 6 – места установки акселерометров для контроля параметров качания

Для синусоидального закона качания кристаллизатора различают два основных критерия выбора параметров качания:

– время опережения τ_N , определяемое по формуле

$$\tau_N = (1/\pi f) \arccos (-V_c / \pi f h),$$

где V_c – скорость вытягивания (разливки) заготовки;

– индекс опережения, устанавливающий соотношение между средней скоростью движения кристаллизатора $V_m = 2 h f$ (h – величина хода кристаллизатора за один цикл качаний; f – частота колебаний) и скоростью разливки V_c .

В последнее время основная доля новых и модернизированных МНЛЗ оснащается кристаллизаторами с гидроприводами, которые позволяют осуществлять несинусоидальный

режим качаний (рисунок 3.41). Считается, что несинусоидальные режимы качания позволяют существенно повысить скорость разливки и улучшить качество поверхности и подповерхностных слоев заготовки.

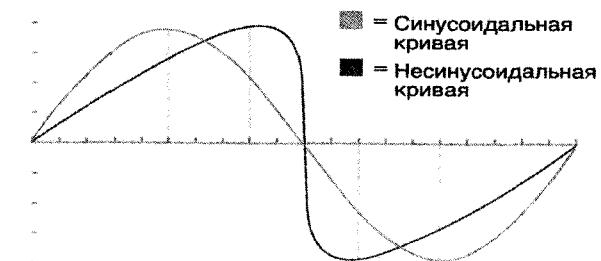
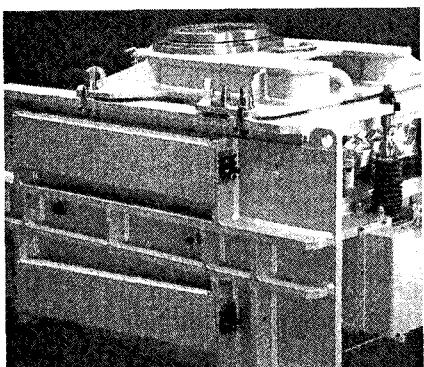


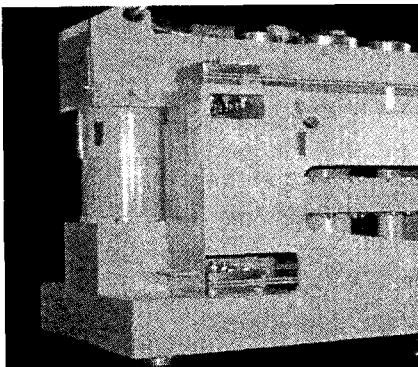
Рисунок 3.41 – Графики изменения скорости движения кристаллизатора для синусоидального и несинусоидального закона с частотой цикла 2 Гц

Обычно рекомендуется обеспечивать величину времени опережения τ_N на уровне 0,25-0,30 с и более (не превышая значения 1,0 с). Для высокоскоростных сортовых МНЛЗ величина времени опережения выбирается на уровне 0,12-0,14 с. При этом оптимизация величины τ_N осуществляется не только из соображений минимизации вероятности прорывов и обрывов заготовки, но и из условия уменьшения глубины проникновения в нее следов качания. При оптимизации параметров качания кристаллизатора с помощью индекса опережения обычно рекомендуется принимать его оптимальное значение на уровне 1,25-1,40.

Общий вид приводов механизма качания представлен на рисунке 3.42. В результате качаний кристаллизатора на поверхности заготовки формируются поперечные углубления в виде канавок, которые принято называть «следами качания» (рисунок 3.43).



а)



б)

Рисунок 3.42 – Привод качания кристаллизатора:
электромеханический для сортовой МНЛЗ (а) и
гидравлический для слябовой МНЛЗ (б)

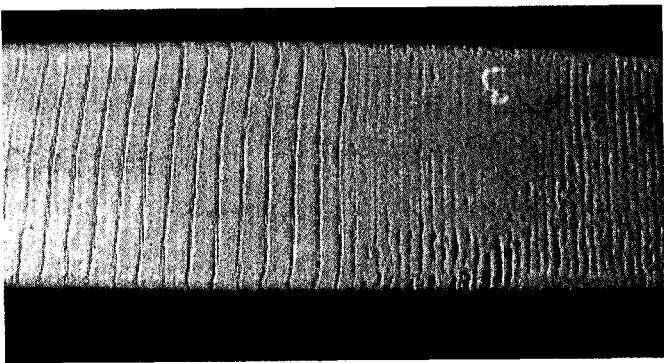


Рисунок 3.43 – Характер расположения следов качания на поверхности заготовки для двух различных режимов качания

Характер расположения следов качания на поверхности заготовки позволяет судить об особенностях поведения твердой корочки в кристаллизаторе. Нормальным положением следов качания считается их параллельное расположение друг относительно друга с одинаковым расстоянием между

следами. Любые отклонения от такой картины следует рассматривать либо как сбои в работе механизма качания, либо как последствия прилипания корочки вследствие недостаточной смазки поверхности кристаллизатора. Интервал (или шаг) A между следами качания определяется в зависимости от скорости вытяжки заготовки V_c и частоты качаний по формуле

$$A = V_c / f.$$

Важным параметром оптимизации закона качания кристаллизатора является глубина проникновения следов качания, которая может колебаться от нескольких десятых долей миллиметра до 1,5-2,0 мм и более. Это представляется весьма важным фактором уже потому, что в кристаллизаторе корочка является непрочной и достаточно тонкой. Следовательно, следы качания еще больше уменьшают ее прочность, что может приводить к поперечным трещинам и прорывам. Обычно максимальная глубина проникновения следов качания наблюдается в области углов заготовки, что обусловлено более низкой температурой жидкой стали на этих участках. Наименьшая глубина следов качания наблюдается, как правило, в середине грани, что особенно хорошо проявляется при литье слябов.

Глубина следов качания зависит от способа разливки: при низкой частоте качаний (<130 циклов/мин) разливка со шлакообразующей смесью (ШОС) приводит к образованию более глубоких меток, чем при литье открытой струей. При увеличении частоты качаний данное соотношение практически не меняется. Другим важным параметром, влияющим на глубину следов качания, является скорость разливки: более высокая скорость разливки приводит к образованию менее глубоких следов качания. Следовательно, если требуется свести к минимуму глубину проникновения следов качания, то, в первую очередь, следует повысить скорость разливки до уровня, допускаемого другими технологическими параметрами.

При заданной скорости разливки и размахе качаний кристаллизатора глубина следов качания уменьшается при возрастании частоты качаний. Другими словами, глубина следов качания снижается с уменьшением величины интервала между следами качания.

Глубину проникновения следов качания d_c (мм) представляется возможным определить по эмпирической формуле

$$d_c = 0,65 \cdot 1,145^A \cdot (200 \cdot 0,9^A) t_N.$$

Различают, по меньшей мере, два механизма образования следов качания кристаллизатора: для разливки открытой струей с маслом и для разливки под уровень со шлакообразующей смесью.

При разливке открытой струей с маслом процесс формирования твердой корочки можно представить схемой, изображенной на рисунке 3.44.

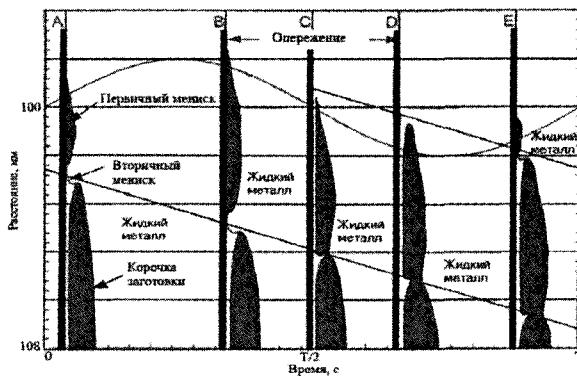


Рисунок 3.44 – Динамика формирования и движения твердой корочки во время качания кристаллизатора (разливка без ШОС)

При движении кристаллизатора вверх и заготовки вниз на поверхности кристаллизатора образовывается и нарастает новый пояс твердой корочки. Рост корочки продолжается и

при движении кристаллизатора вниз. На участке опережения эта корочка «догоняет» основной твердый каркас и сваривается с ним. При этом глубина следов качания зависит от эффективностистыковки твердой корочки основного каркаса и твердой корочки нового пояса. Если пояс твердой корочки нестыкуется с твердым каркасом, то возможным вариантом является либо глубокая бороздка, либо прорыв под кристаллизатором вследствие недостаточной толщины корочки. Если же пояс твердой корочки упирается в твердый каркас и как бы продолжает движение вместе с кристаллизатором, то может произойти деформация вершин твердого каркаса, при которой он загибается вовнутрь. В этом случае глубина следа качания увеличивается.

При разливке под уровень со шлакообразующей смесью характер формирования твердой корочки существенно изменяется (рисунок 3.45).

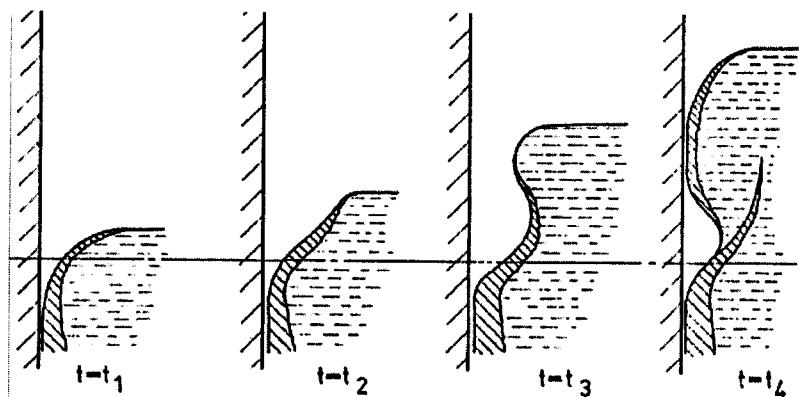


Рисунок 3.45 – Динамика формирования заворотов твердой корочки во время качания кристаллизатора (разливка с ШОС)

Это, прежде всего, объясняется тем фактом, что в зазоре между корочкой и кристаллизатором попадает достаточно жидкой шлакообразующей смеси, обеспечивающей смазку

между ними в процессе движения, что препятствует разрушению твердой корочки и ее отрыву от твердого каркаса. Собственно, твердая корочка появляется уже в углу мениска. Дальнейшее движение твердого каркаса обусловливает затекание жидкой стали поверх твердой корочки, а затем процесс повторяется в соответствии с циклами качания кристаллизатора. Определенная часть вершины твердой корочки оплавляется в более низких горизонтах жидкой ванны кристаллизатора.

На силу трения, a , следовательно, и вероятность прилипания корки слитка к стенке кристаллизатора можно повлиять изменением параметров качания кристаллизатора, величины хода и частоты качаний.

Если рассматривать максимальную силу трения в зависимости от частоты качаний f с величиной хода A как параметром, то могут быть выявлены две зависимости: при одной и той же частоте качаний максимальная сила трения с увеличением хода A возрастает и при одной и той же величине хода A максимальная сила трения возрастает с повышением частоты качаний f .

Оптимальным считается режим разливки, который при прочих равных условиях (тип МНЛЗ, марка отливаемого металла, поперечное сечение заготовки и его размеры, режим охлаждения в кристаллизаторе, скорость вытягивания слитка и др.) наилучшим образом удовлетворяет требованиям стабильности литья и качества поверхности заготовки, то есть обеспечивает необходимое время опережения при максимальной частоте и минимальной амплитуде качания кристаллизатора. Соответственно и параметры качания кристаллизатора (частота и амплитуда) в оптимальном режиме тоже считаются оптимальными.

3.3.3 Общие сведения о шлакообразующих смесях и особенностях их работы в кристаллизаторе

Для улучшения процесса скольжения твердой корочки вдоль поверхности кристаллизатора, а также защиты зеркала

металла от контакта с атмосферой и от потерь тепла излучением, в практике непрерывной разливки применяют специальные ШОС, подаваемые в определенном количестве на поверхность металла в кристаллизаторе (рисунок 3.46). При этом некоторая часть ШОС, которая расположена непосредственно на зеркале металла, расплавляется и затекает в зазор между кристаллизатором и твердой оболочкой стали, выполняя роль смазки.

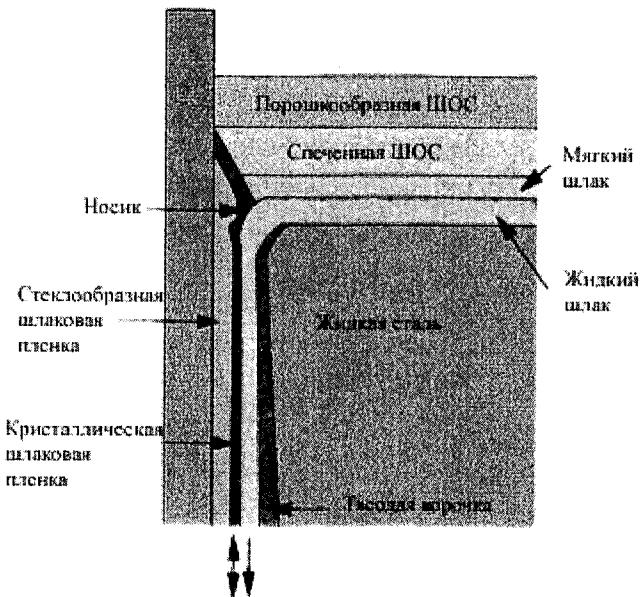


Рисунок 3.46 – Схема разливки стали на МНЛЗ с использованием ШОС

Расположенная на зеркале металла ШОС, под воздействием тепла жидкой стали образует три ярко выраженных слоя: *жидкий слой*, расположенный непосредственно на зеркале стали; *размягченный* (спеченный) слой, расположенный над жидким слоем, который по мере расходования жидкого слоя подпитывает его; *порошкообразный* слой, расположенный над размягченным слоем, который уменьшает отвод тепла через зеркало металла.

Жидкий слой ШОС выполняет следующие основные технологические функции:

- предотвращает вторичное окисление при контакте зеркала металла с атмосферой;
- ассимилирует всплывающие в шлаке неметаллические включения;
- уменьшает силы трения между заготовкой и стенкой кристаллизатора за счет наличия жидкой прослойки шлака;
- повышает равномерность и позволяет регулировать интенсивность теплоотвода от твердой корочки к стенке кристаллизатора;
- повышает качество поверхности непрерывнолитой заготовки.

При затекании жидкой ШОС в зазор между поверхностью заготовки и кристаллизатора образуется тонкая пленка, состоящая из:

- слоя стеклообразной пленки, намерзающей на стенки кристаллизатора;
- слоя кристаллической шлаковой пленки, расположенной на стеклообразной пленке;
- жидкого слоя, прилегающего к поверхности заготовки.

При этом в области зеркала металла у поверхности кристаллизатора из ШОС формируется (намерзает) так называемый шлаковый «носик», который во многом и определяет первичную геометрическую форму твердой корочки в области зеркала (рисунок 3.47).

Таким образом, затекание ШОС в зазор между твердой корочкой и поверхностью кристаллизатора, является обязательным условием стабильной работы МНЛЗ. Соответственно, для обеспечения процесса затекания ШОС должна иметь определенную совокупность физико-химических свойств.

Основными свойствами принято считать:

- вязкость жидкой ШОС во всем рабочем диапазоне температур;
- температуру «излома» (температура начала выделения кристаллической фазы);

– температуры размягчения, плавления и растекания ШОС.

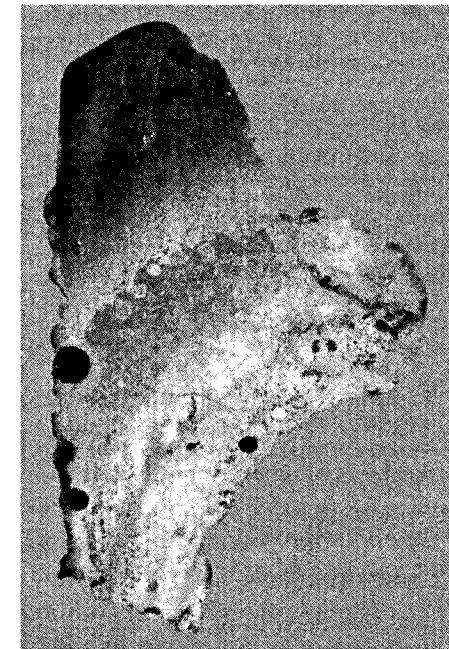


Рисунок 3.47 – Продольный разрез шлакового «носика», отобранного из кристаллизатора слябовой МНЛЗ

Рекомендуемая глубина жидкого слоя ШОС для условий разливки со скоростью примерно до 1 м/мин составляет 7-10 мм, а для высокоскоростных МНЛЗ 15-20 мм.

Одним из контролируемых технологических параметров, которые характеризуют работу ШОС в кристаллизаторе, является удельный расход Q_s в кг на м^2 кристаллизатора, который рекомендуется определять по следующей формуле

$$Q_s = 7,6 Q_I / R,$$

где Q_I – расход ШОС в кг на тонну стали;

R – периметр поперечного сечения кристаллизатора в метрах;

7,6 – плотность стали в т/м³.

Удельный расход ШОС при разливке сортовой заготовки, как правило, колеблется в пределах 0,07-0,15 кг/м², для блюмов – 0,15-0,30 кг/м², для круга – 0,20-0,25 кг/м², для слябов – 0,30-0,60 кг/м². Повышение удельного расхода смеси объясняется толщиной жидкой пленки шлака между поверхностью заготовки и стенкой кристаллизатора. По разным оценкам оптимальная толщина жидкого слоя смеси между поверхностью заготовки и стенкой кристаллизатора для сортовой заготовки равна 0,04-0,05 мм, для круга – 0,08-0,10 мм, для блюма – 0,08-0,15 мм, а для сляба – 0,15-0,23 мм.

При более тонком слое расплавленной ШОС режим теплоизоляции нарушается, что приводит к пониженному образованию гарнисажа, образованию большого шлакового «носика», возникновению локальных зон захолаживания стали в кристаллизаторе, вторичному окислению стали и т.п.

Избыточное введение ШОС приводит к поглощению части шлака сталью, деформации мениска, науглероживанию металла, неравномерному расплавлению смеси, что способствует провоцированию прорывов, образованию шлаковых поясов и углублению следов качания.

Неравномерная подача смеси в кристаллизатор способствует изменению режима теплоизоляции и неустойчивому процессу образования жидкого шлака, переменному ее составу за счет поглощения неметаллических включений, образованию неоднородного мениска, что приводит к колебаниям свойств ШОС, затекающей в зазор, прилипаниям твердой корочки стали и прорывам заготовки по подвисаниям.

Анализ известных данных показывает, что существует определенный диапазон химического состава ШОС, который обеспечивает необходимые технологические их свойства для разливки слябов, блюмов и сортовых заготовок. На рисунке 3.48 приведена «псевдо» тройная диаграмма, представ-

ляющая те шлакообразующие смеси, которые используются для разливки различных марок сталей.

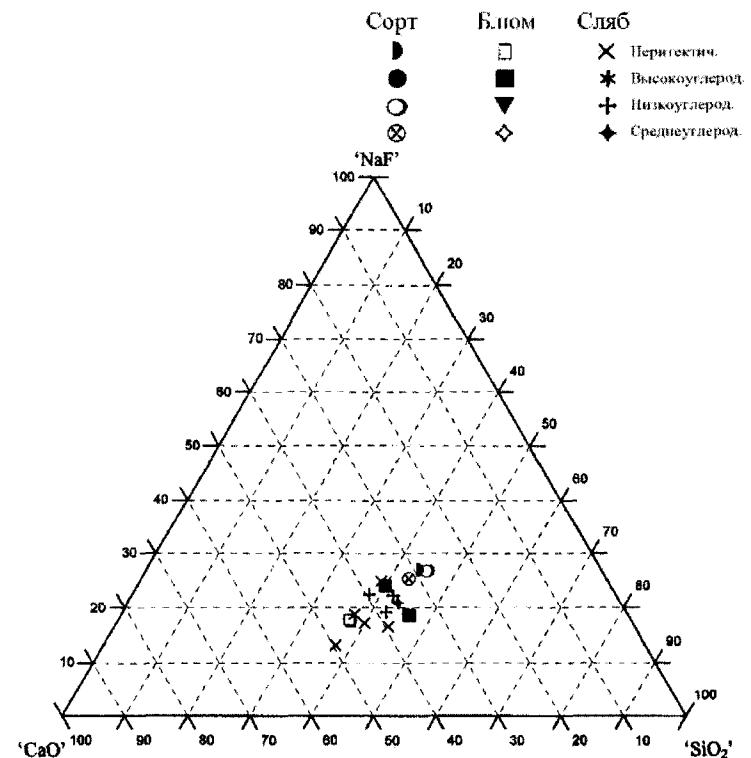


Рисунок 3.48 – Диаграмма для выбора состава ШОС, при разливке различных марок сталей и сечений заготовки

При этом координата « SiO_2 » включает в себя сумму $x(SiO_2) + x(Al_2O_3)$; координата « CaO » включает сумму $x(CaO) + x(MgO) + x(FeO + MnO)$, а координата « NaF » включает сумму $x(Na_2O) + x(F)$. Как видно из приведенных данных, шлакообразующие смеси имеют достаточно ограниченную область на приведенной диаграмме. Для качественных легированных сталей, например, необходимым условием является

поддержание соотношения $(CaO)/(SiO_2) \geq 1$. Для ШОС, используемых при разливке сортовых заготовок на высокоскоростных МНЛЗ для получения необходимых характеристик несколько увеличивают содержание фтора, являющегося сильным разжижителем. Шлакообразующая смесь (ШОС) для кристаллизатора представляет собой мелкодисперсную многокомпонентную (4-6 компонентов) систему, основными составляющими которой являются C, CaO, SiO₂, B₂O₃, Na(K, Li)₂O и соединения фтора, которыми могут быть CaF₂, NaF и пр. Помимо основных компонентов, в ШОС обычно содержится некоторое количество примесей: Al₂O₃, MgO, BaO, MnO, Fe₂O₃ (таблица 3.4).

Таблица 3.4 – Диапазон содержания основных компонентов ШОС

Функциональное предназначение	Химическое соединение	Содержание в ШОС, % (масс.)
Стеклообразующие оксиды	SiO ₂	17-56
	Al ₂ O ₃	0-13
	B ₂ O ₃	0-19
	Fe ₂ O ₃	0-6
Основные оксиды	CaO	22-45
	MgO, BaO	0-10
Щелочные оксиды	Na ₂ O	0-25
	K ₂ O	0-5
	Li ₂ O	0-2
Разжижители	F	2-15
	MnO	0-10
Регулятор скорости плавления	C	2-22

В таблице 3.5 приведены основные исходные материалы, используемые для производства ШОС, и основные компоненты, содержащиеся в них.

Таблица 3.5 – Исходные материалы для производства ШОС и их основные компоненты

Исходный материал	Основной компонент, входящий в материал
Полевой шпат, волластонит, перлит, сподумен, диатомит, бой стекла, силикатная глыба, зола	SiO ₂
Цемент, глины, волластонит, известь	CaO
Нефелин, сода, силикат натрия, фторосиликат натрия, природное высоконатриевое стекло	Na ₂ O
Флюорит, криолит, силикат натрия и пр.	F
Бура	B ₂ O ₃
Графит, кокс	C

Наиболее важными технологическими свойствами ШОС являются вязкость, температура начала выделения кристаллической фазы, температуры затвердевания, размягчения, плавления, растекания и пр. Требуемые технологические и эксплуатационные свойства ШОС достигаются правильным выбором соотношения между компонентами, входящими в конкретную по химическому составу и эксплуатационным свойствам ШОС.

Вязкость ШОС определяют либо расчетным путем (формула П.Рибоуда), либо экспериментально (ротационным или вибрационным методами):

$$\eta = A \cdot T \cdot \exp\left(\frac{B}{T}\right),$$

где $A = \exp(-20,81 + 1,73X_{CaO} + 5,82X_{CaF_2} + 7,02X_{Na_2O} - 35,75X_{Al_2O_3})$,
 $\text{Па}\cdot\text{с}\cdot\text{K}^{-1}$;

$$B = 31140 - 23896X_{CaO} - 46351X_{CaF_2} - 39519X_{Na_2O} + 68833X_{Al_2O_3}, \text{ К};$$

T – температура шлака, К;

$$X_{CaO} = x_{CaO} + x_{MgO} + x_{FeO} + x_{Fe_2O_3} + x_{MnO} + x_{B_2O_3};$$

$$X_{SiO_2} = x_{SiO_2} + x_{P_2O_5} + x_{TiO_3} + x_{ZrO_3}; \quad X_{Al_2O_2} = x_{Al_2O_2};$$

$$X_{CaF_2} = x_{CaF_2};$$

$$X_{Na_2O} = x_{Na_2O} + x_{K_2O} + x_{Li_2O};$$

$x_{CaO}, x_{MgO} \dots$ – мольные доли $CaO, MgO \dots$

Эта формула справедлива для ШОС, имеющих следующий диапазон химических составов (% масс.): $33 < SiO_2 < 56$; $0 < Al_2O_3 < 11$; $12 < CaO < 45$; $0 < Na_2O < 20$; $0 < CaF_2 < 20$. Расхождение результатов расчета вязкости ШОС по вышеприведенной формуле с экспериментальными результатами составляет не более $\pm 20\text{--}25\%$.

Результаты экспериментов по измерению вязкости ШОС являются объективным источником для получения информации о температуре начала выделения кристаллической фазы в пленке шлака (температура кристаллизации шлака, температура «излома»).

Температура начала выделения кристаллической фазы играет доминирующую роль в работе шлакообразующей смеси в зазоре между слитком и кристаллизатором. Эта температура при данных условиях разливки определяет как глубину затекания жидкого шлака в зазор между слитком и кристаллизатором, так и толщину жидкого слоя ШОС, а, следовательно, условия смазки формирующегося слитка и теплопередачи от слитка к кристаллизатору.

Температуру затвердевания определяют по точке излома на кривой «логарифм динамической вязкости η – обратная температура» (рисунок 3.49). Опыт показывает, что не все шлакообразующие смеси имеют излом на указанной кривой (рисунок 3.49 б). В этих смесях при затвердевании не выделяется кристаллическая фаза, то есть такие смеси образуют при затвердевании стекловидную fazу. Этот факт используют при проектировании составов ШОС для различных условий разливки с целью регулирования величины теплового потока от слитка к кристаллизатору (чем выше содержание кристал-

лической фазы в пленке шлака, тем ниже тепловой поток от слитка к кристаллизатору).

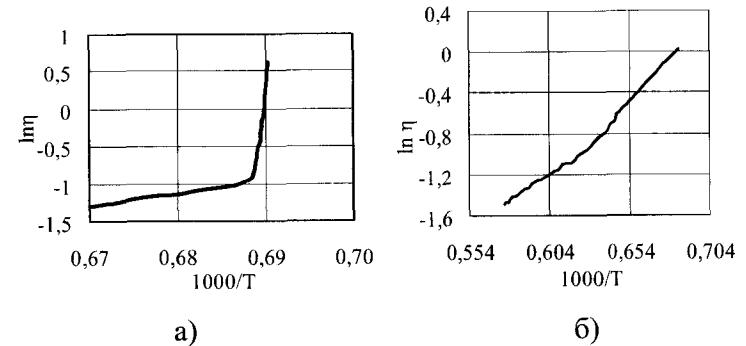


Рисунок 3.49 – Зависимость «логарифм динамической вязкости – обратная температура» для шлаков: а) с точкой излома (кристаллический шлак); б) без точки излома (стекловидный шлак)

Важные эксплуатационные свойства ШОС описываются параметрами *интервала плавления*, который характеризуется *температурами размягчения, плавления и растекания* ШОС (рисунок 3.50). От величины этих характеристик зависит толщина слоя жидкого шлака на поверхности жидкой стали в кристаллизаторе МНЛЗ.

Температурой размягчения (рисунок 3.50, б) принято считать температурный интервал, в котором начинается изменение исходной твердой формы образца исследуемого материала (округление краев, коробление, деформация и т.п.). *Температурой плавления* (рисунок 3.50, в) называют такое значение температуры, при котором образец принимает геометрическую форму капли или начинает смачивать подложку. *Температурой растекания* (рисунок 3.50, г) считают такую температуру, при которой капля полностью растекается по подложке.

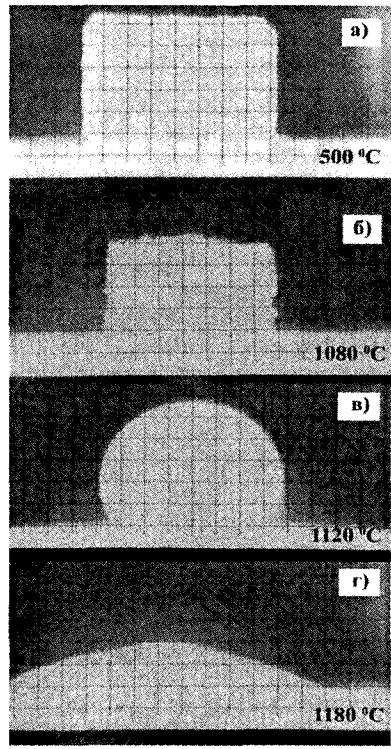


Рисунок 3.50 – Внешний вид образца ШОС при различных температурах нагрева: а – температура при которой не происходит изменение формы ШОС; б – температура размягчения; в – температура плавления; г – температура растекания

По физическому состоянию ШОС делятся на порошкообразные и гранулированные.

Порошкообразные смеси изготавливаются путем простого измельчения исходных компонентов до определенного размера частиц с последующим их смешением. Производство гранулированных ШОС, помимо измельчения и сплавления исходных материалов, включает в себя операцию гранулирования смеси в специальных устройствах – грануляторах.

По сравнению с порошкообразными шлакообразующими смесями гранулированные имеют ряд технологических преимуществ:

- более однородный химический состав, обеспечивающий гомогенное шлакообразование в кристаллизаторе;
- лучшая сыпучесть (текучесть) ШОС способствует более равномерному распределению гранулята по зеркалу металла в кристаллизаторе;
- возможность автоматической подачи ШОС в кристаллизатор;
- предотвращение пылеобразования при разливке и транспортировке;
- меньшая гигроскопичность, что упрощает условия хранения.

Основные свойства и характеристики ШОС для разливки различных марок сталей и типов заготовки представлены в таблицах 3.6 и 3.7.

Подача ШОС в кристаллизатор осуществляется либо оператором вручную определенными порциями через некоторые интервалы времени, либо в автоматическом режиме с помощью специальных механизмов или приспособлений. В любом случае поддержание стабильного точного уровня ШОС в кристаллизаторе является важным фактором с точки зрения обеспечения плавной работы МНЛЗ и хорошего качества поверхности заготовок.

Многие металлургические заводы уделяют особое внимание разработке систем автоматической подачи ШОС в кристаллизатор. При этом применение традиционных механических и вибрационных систем для транспортировки и дозирования смеси требует установки дополнительного оборудования в зоне кристаллизатора.

Например, весьма эффективными являются системы автоматической подачи ШОС посредством ее дозирования и транспортировки с помощью шнекового механизма (рисунок 3.51).

Таблица 3.6 – Общая характеристика некоторых шлакообразующих смесей для МНЛЗ

Параметр	Тип заготовки	стяб	блок	значение
Характеристика разливаемых сталей	C≤0,10%	C≥0,15%	Подшипниковые стали	
Химический состав:			перитектические стали	
CaO/SiO ₂	0,77-0,85	0,79-0,89	0,84-0,96	0,81-0,93
SiO ₂	32,5-34,5	34,5-36,5	24,5-26,5	28,5-30,5
CaO+MgO	28,0-30,0	29,5-31,5	23,5-25,5	25,5-27,5
Al ₂ O ₃	4,5-6,0	3,5-5,0	11,5-13,0	4,5-6,0
Na ₂ O+K ₂ O	11,5-13,5	8,5-10,0	2,5-4,0	8,0-9,5
Fe ₂ O ₃	1,0-2,0	1,0-2,0	3,0-5,0	1,0-2,0
MnO	<0,5	<0,1	<0,2	2,5-4,0
C ₂	5,0-6,0	8,5-9,5	23-25	<0,1
F	4,5-5,5	4,5-5,5	5,0-6,5	13-15
				4,5-5,5
Насыпная масса, кг/дм ³	0,55-0,65	0,55-0,65	0,65-0,85	4,5-6,0
Temperatura, °C:				
размягчения	1050	1000	1170	0,50-0,70
плавления	1080	1070	1275	
растекания	1130	1110	1340	
Вязкость, дПа·с: 1200 °C	2,0	4,2	25,5	
1300 °C	1,2	2,3	10,0	
1400 °C	0,7	1,3	4,4	
1500 °C	0,5	0,8	2,1	

Таблица 3.7 – Примерные свойства ШОС, рекомендуемых для непрерывной разливки слабов

Параметр	Значение				
	Сталь				
	Сверхнизкоуглеродистая	Низкоуглеродистая	Перитектическая	Среднеуглеродистая	Высокоуглеродистая
Содержание углерода, %	<0,005	0,005-0,08	0,08-0,17	0,08-0,35	>0,35
Скорость разливки, м/мин	1,2-2,0	1,2-2,0	0,6-1,5	0,6-1,5	0,6-2,0
Требования к смесям					
Содержание углерода, %	<2,0	3,0-7,0	3,0-5,0	3,0-5,0	6,0-8,0
Интервал плавления, °C	960-1140	1020-1130	1040-1200	1000-1150	980-1100
Температура кристаллизации, °C	950-1050	1050-1100	1140-1220	1140-1220	950-1100
Время расплавления при 1250 °C, с	50	100-150	50-100	50-100	50-100
Основность	0,9-1,2	0,7-0,9	1,0-1,3	1,0-1,3	0,7-1,0
Вязкость при 1300 °C, Па·с	0,14-0,30	0,08-0,12	0,12-0,22	0,12-0,22	0,08-0,12

При этом выталкивание ШОС в кристаллизатор осуществляется порционно специальным толкателем (рисунок 3.52).

Такая система предполагает применение как порошкообразной, так и гранулированной ШОС, которая поставляется в мешках массой 1,0-1,5 т. Мешки разгружают в питающий бункер, установленный над подающим шнековым механизмом.

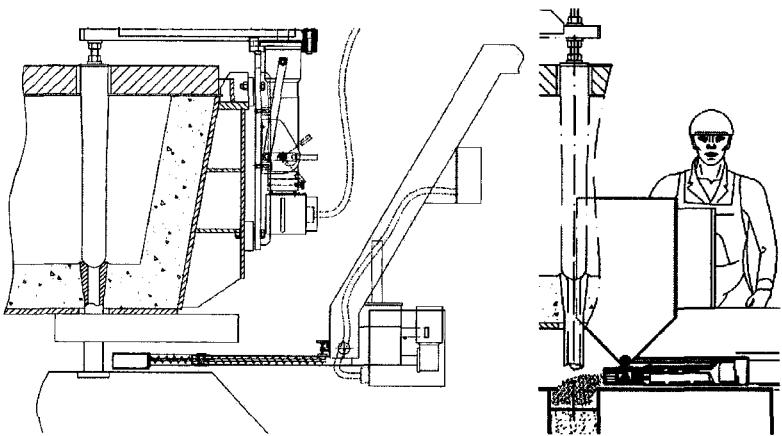


Рисунок 3.51 – Схема установки для автоматической подачи ШОС шнекового типа



Рисунок 3.52 – Приспособление для автоматической подачи ШОС в кристаллизатор

Альтернативным вариантом, получившим распространение в промышленности, является система подачи гранулированной смеси самотеком посредством трубопровода с самоплавящимися питателями. В этом случае питающий бункер устанавливают сверху и сбоку от промковша и ШОС са-

мопроизвольно движется вниз по специальному трубопроводу, попадая в кристаллизатор. Медленная подача осуществляется посредством распределительной трубы, которая подплавляется в области ее контакта с жидкой сталью, образуя зазор для выхода ШОС.

Уровень флюса в кристаллизаторе регулируется автоматически за счет сохранения контакта с ним конца трубы. По мере расходования ШОС, ее уровень на поверхности понижается, и возникает зазор между уровнем флюса и концом трубы для его подачи. При возникновении такой ситуации в системе автоматически начинается подача смеси, продолжающаяся до тех пор, пока снова не возникнет контакт ШОС с концом подающей трубы, после чего подача ШОС автоматически прекращается.

Приведенная система обеспечивает ряд преимуществ по сравнению с обычными механическими системами:

- автоматическая подача ШОС (с саморегулированием) непосредственно в кристаллизатор, причем подача осуществляется по трубкам с малым диаметром (25-30 мм), которые можно расположить удобным образом;
- стабильные условия литья на уровне мениска, что обеспечивает лучший температурный профиль, способствует меньшему захвату ШОС потоком стали и улучшению качества поверхности заготовок;
- меньшее время пребывания оператора в потенциально опасной среде на участке разливки;
- ШОС можно поставлять в больших мешках, что в сравнении с мелкой расфасовкой способствует снижению затрат на упаковку и транспортировку, а также уменьшению потерь материала;
- уменьшается потребность в обслуживающем персонале на МНЛЗ;
- уменьшается удельный расход ШОС;
- уменьшается количество пыли, а при этом улучшается экологическая обстановка на участке разливки;

– обеспечивается большая гибкость при размещении оборудования, причем из одного места можно обеспечить подачу ШОС на несколько ручьев одновременно.

В целом в металлургической практике системы автоматической подачи шлакообразующих смесей будут получать все большее распространение, поскольку они обеспечивают стабилизацию условий литья при условии их совмещения с другими системами автоматизации (например, поддержание уровня контроля металла в кристаллизаторе, предотвращение прорывов и пр.). Тем более что ведущие производители ШОС в Европе и мире полностью освоили производство гранулированных плавленых смесей, которые наиболее удобны в автоматических системах. Кроме того, гранулированные смеси в меньшей степени склонны к склонности к комкованию и поглощению влаги из воздуха.

Нельзя также не отметить, что в ведущих странах мира все большее распространение получают шлакообразующие смеси, используемые для начального момента разливки. Такие смеси работают с экзотермическим эффектом, что позволяет быстро сформировать жидкий шлак в кристаллизаторе. Соответственно, при наличии автоматической системы вывода ручья МНЛЗ на нормальный режим разливки это позволяет существенно уменьшить головную обрезь заготовки. По данным ряда заводов России и Украины длина обрезаемой головной части заготовки при использовании в начальный момент экзотермической смеси сократилась с 2,0-2,5 м до 0,45-0,55 м.

3.3.4 Конструктивные особенности кристаллизаторов МНЛЗ

В конструктивном плане кристаллизатор (рисунок 3.53) представляет собой сложную сборочную единицу, в состав которой входит внутренняя медная рубашка, непосредственно контактирующая с расплавленным металлом, и жесткий стальной корпус, выполняющий функцию фиксирования и

поддержания медной рубашки. Между медными стенками кристаллизатора и стальным корпусом предусматривается зазор, через который с определенным расходом пропускается охлаждающая вода.

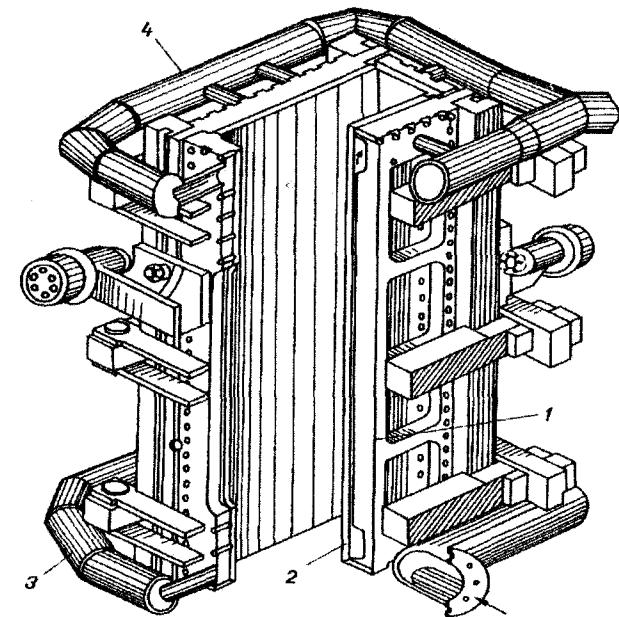


Рисунок 3.53 – Общая схема кристаллизатора МНЛЗ:
1 – стальной кожух; 2 – внутренняя медная стенка; 3 – подводящий воду патрубок; 4 – отводящий воду патрубок

Обычная технологическая длина кристаллизатора еще до недавнего времени составляла 700-800 мм при минимальных размерах от 500 мм до максимальных 1200 мм. Современная концепция кристаллизаторов предполагает длину порядка 900-1000 мм, что увеличивает толщину твердой корочки заготовки на выходе из кристаллизатора при литье на более высоких скоростях.

Рабочая часть кристаллизаторов изготавливается либо из рафинированной меди, либо из сплава меди с серебром или сплавов меди с хромом и цирконием. Для повышения эксплуатационной стойкости на внутреннюю поверхность кристаллизатора наносятся специальные защитные покрытия на основе хрома или никеля.

Хромовое покрытие – традиционное износостойкое покрытие внутренней поверхности кристаллизатора. Его применяют непосредственно на медных пластинах при разливке блюмовой и сортовой заготовки, а также как износостойкое покрытие, ослабляющее трение между никелем и медью в слябовых МНЛЗ. Твердость хрома равняется около 900 HV, но толщина напыления хрома ограничена 0,12-0,13 мм (в слябовых МНЛЗ) и приблизительно 0,20-0,22 мм (сортовая МНЛЗ). На сегодняшний день основные задачи его применения – снижение трения и уменьшение прилипания в кристаллизаторе при резком изменении уровня металла при запуске.

В последние годы в качестве защитного покрытия успешно применяется никель и никелевые сплавы, имеющий определенные преимущества в части регулирования интенсивности теплоотвода. Твердость таких покрытий варьируется от 220 до 1200 HV, а теплопроводность – от 90 до 30 Вт/(мК). На практике для слябовых МНЛЗ используют никелевые покрытия, которые имеют различную толщину по высоте кристаллизатора. Это позволяет расширить возможности управления процессом теплоотвода в кристаллизаторе, что особенно важно для трещиночувствительных марок сталей.

Кроме того, ведущие производители кристаллизаторов используют различного рода трехслойные покрытия типа никель (+фосфор) – кобальт – хром, которые существенно повышают стойкость гильз, но при этом несколько удороожают их стоимость.

В конструкционном плане медная часть кристаллизаторов выполняется либо в виде гильзы, либо сборной.

Гильзовыe кристаллизаторы (рисунок 3.54) обычно применяются для отливки квадратной заготовки сечением до 220-250 мм, а также для отливки круглой заготовки.

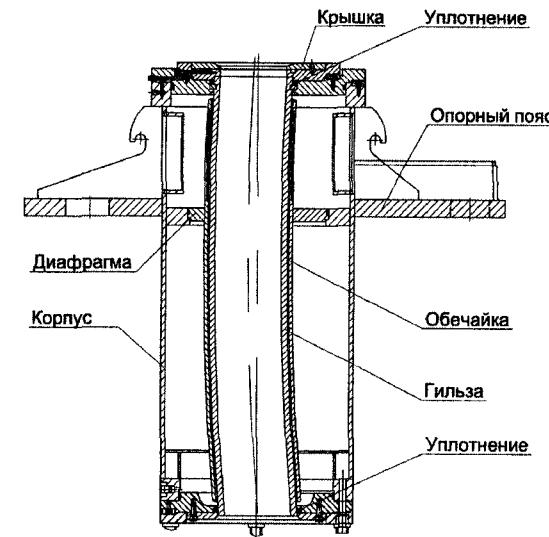


Рисунок 3.54 – Гильзовый кристаллизатор сортовой МНЛЗ в сборе

Гильзовыe кристаллизаторы изготавливаются из цельнотянутых медных труб с толщиной стенки 5...20 мм. Из трубной заготовки различными методами обработки металла давлением получают деталь с заданным профилем поперечного сечения, называемую гильзой, которая и является внутренней рабочей стенкой кристаллизатора. Гильза вставляется в стальной корпус и крепится в верхней части с помощью фланца. Нижняя часть гильзы фиксируется в корпусе с помощью уплотнения, допускающего свободное термическое расширение без возникновения деформации стен. Вода движется между корпусом и гильзой по зазору шириной 4...7 мм, обеспечивая интенсивный и равномерный отвод те-

плоты. Коробление гильзы предотвращается также устройством ребер жесткости.

Большим достоинством таких кристаллизаторов является возможность достижения высоких скоростей разливки вследствие большой интенсивности теплоотвода через тонкие стенки гильзы, отсутствие стыков в рабочей поверхности стенки, которые часто являются причиной зависания слитка, небольшой расход меди, легкая сменяемость изношенных гильз, а также простота конструкции и сравнительно невысокая стоимость. Однако гильзовы кристаллизаторы непригодны для разливки прямоугольных и крупных квадратных сечений из-за недостаточной жесткости медных тонкостенных гильз, а также практически не восстанавливаются при ремонтах. Эксплуатационная стойкость гильзовых кристаллизаторов может составлять 20-25 тыс. т жидкой стали.

Интенсивность отвода тепла в гильзах существенно повышается за счет уменьшения величины воздушного зазора между стенкой гильзы кристаллизатора и корочкой непрерывного слитка. Воздушный зазор может быть устранен или, по крайней мере, сокращен до минимума, а теплопередача оптимизирована, если контур кристаллизатора будет в максимальной степени соответствовать контуру корки непрерывного слитка. На практике поправка на естественную усадку непрерывнолитого слитка осуществляется путем выполнения внутренней поверхности гильзы кристаллизатора либо в виде многоступенчатого конуса, либо в виде так называемого параболического профиля (рисунок 3.55). Эта концепция в целом обеспечила рост скорости вытяжки заготовки в среднем в 1,5-2,5 раза в сравнении с одноконусной и двухконусными гильзами.

Сборные кристаллизаторы представляют собой конструкцию из четырех медных плит и используются для блюмовых и слябовых МНЛЗ. Медные рабочие стенки выполняются достаточно толстыми (50-60 мм) и в них вырезаются пазы для прохода охлаждающей воды. Длина кристаллизатора обычно составляет 0,7-1,1 м.

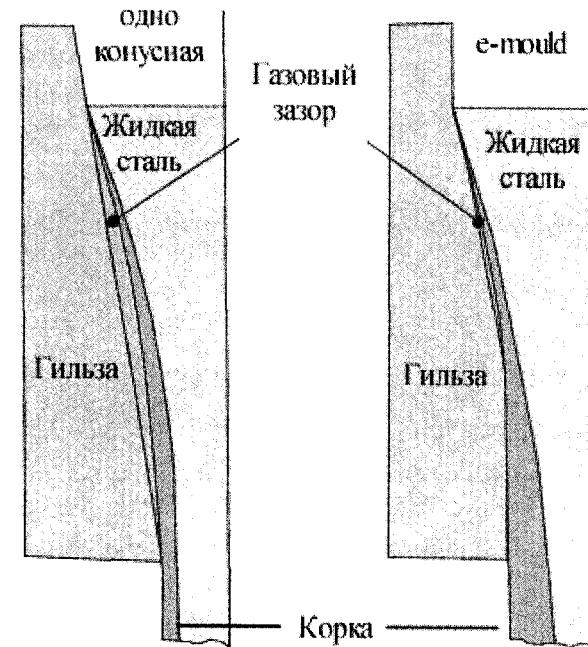


Рисунок 3.55 – Схема прилегания корочки заготовки к поверхности одноконусной и многоконусной гильзы кристаллизатора

Различают 2 типа конструкции сборных кристаллизаторов: веерную и коробчатую. Веерная схема используется преимущественно для блюмовых МНЛЗ. При этом после определенного износа внутренней поверхности плиты перестрагиваются, что позволяет использовать их до 5-6 кампаний. Коробчатая конструкция используется для слябовых и блюмовых МНЛЗ. Такая конструкция дает возможность менять ширину сляба и блюма в процессе разливки, а также менять конусность боковых граней. При этом внутренняя поверхность кристаллизаторов имеет защитное покрытие.

Внешний вид сборных кристаллизаторов для блюмовой заготовки представлен на рисунке 3.56.

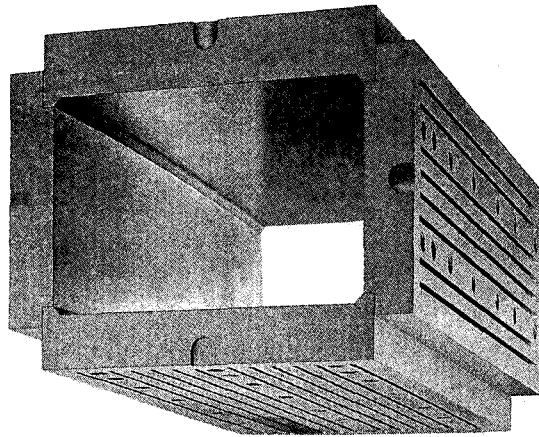


Рисунок 3.56 – Сборный кристаллизатор для бломовой заготовки

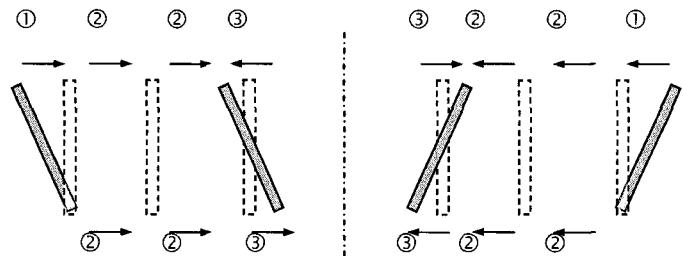
Конструкция слябовых кристаллизаторов имеет коробчатую архитектуру. При этом в конструкции современных слябовых кристаллизаторов предусматривается возможность перемещения боковых стенок как с целью изменения ширины разливаемого сляба, так и с целью коррекции конусности боковых граней в процессе разливки.

Изменение ширины сляба в процессе разливки достигается достаточно медленным перемещением пластин узких граней в требуемом направлении (рисунок 3.57). Максимум скорости изменения ширины сляба оценивается на уровне 200 мм в минуту за счет тщательно подобранный последовательности перемещения узкой стороны кристаллизатора.

Регулировка ширины сляба непосредственно в ходе литья может приводить к увеличению производительности МНЛЗ на 30-50 %, снижению затрат на огнеупоры на 30-50 %, и значительной экономии энергии.

Уменьшение ширины кристаллизатора осуществляется в головной части первого сляба плавки с меньшей шириной. Аналогично выполняется операция увеличения ширины кристаллизатора, которая осуществляется в хвостовой части по-

следнего сляба плавки с меньшей шириной. Для ограничения выпучивания граней слитка под кристаллизатором устанавливаются поддерживающие ролики (рисунок 3.58).



- ① уменьшение клиновидности до нуля;
- ② параллельная регулировка ширины;
- ③ регулировка клиновидности;

Рисунок 3.57 – Схема уменьшения ширины кристаллизатора в процессе разливки

На многих заводах до настоящего времени применяются кристаллизаторы с цилиндрическими сверленными в медных стенках отверстиями диаметром 15-20 мм с шагом 30-40 мм. При этом толщина медной стенки составляет 60-80 мм, а расстояние от рабочей поверхности до поверхности каналов охлаждения – 30 мм. Допустимое минимальное расстояние от рабочей поверхности до поверхности каналов охлаждения после перестройки – 10 мм. Материал широкой стенки – медь, а узкой – медь с серебром. Скорость течения воды в каналах охлаждения 6-8 м/с. Более прогрессивным решением, упрощающим изготовление плит кристаллизатора следует считать использование плит с прямоугольными фрезерованными каналами (рисунок 3.59).

Каналы водяного охлаждения получают методом фрезерования внешних сторон медных пластин сверху донизу. Га-

бариты этих нарезных каналов составляют приблизительно 15 мм по ширине и 5 мм в глубину.

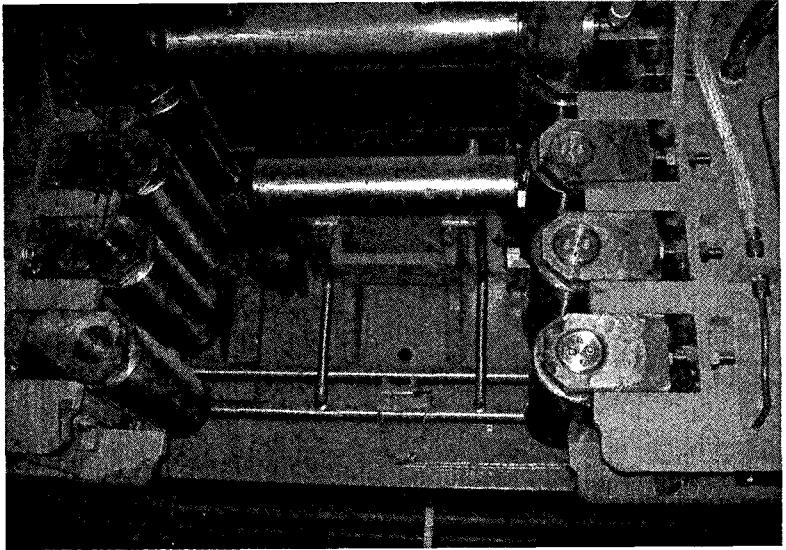


Рисунок 3.58 – Схема расположения поддерживающих роликов под кристаллизатором блюмовой МНЛЗ

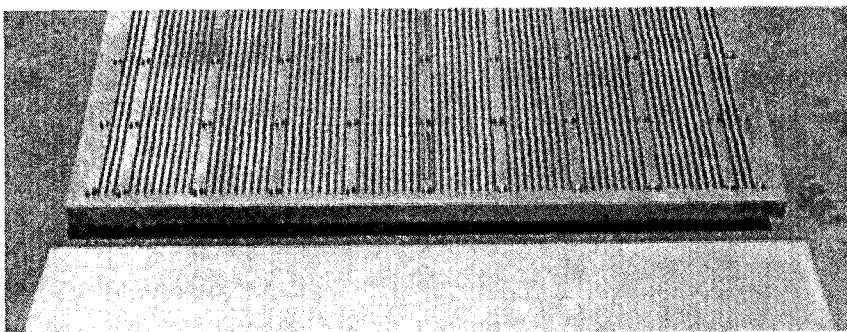


Рисунок 3.59 – Медная панель широкой грани слабового кристаллизатора с каналами водяного охлаждения

Кристаллизаторы МНЛЗ охлаждаются водой высокого качества, часто деминерализованной, и снабжены оборотной системой. Обычно в технических условиях оговаривается, что оборотная система должна обеспечивать минимальную скорость потока воды в каналах системы охлаждения порядка 7-8 м/сек. Такая скорость проточной воды необходима для эффективного отвода тепла и предотвращения возможного кипения воды на внутренней поверхности каналов.

В целом же система охлаждения кристаллизаторов представляет собой замкнутый, локальный оборотный контур. С целью сокращения занимаемых площадей, снижения гидравлических потерь, уменьшения длин магистральных трубопроводов и мощностей насосных агрегатов она выполняется максимально компактной. В водоразборном узле каждая секция охлаждения кристаллизатора оснащена запорной и регулирующей аппаратурой, а также контрольно-измерительными приборами. Управление расходом воды первичного охлаждения осуществляется посредством АСУТП. Охлаждающая вода постоянно циркулирует в локальном замкнутом контуре и подвергается обратному охлаждению в теплообменниках. В системе используется умягченная или полностью обессолененная вода, качество которой не ниже требований изложенных в таблице 3.8.

На современной МНЛЗ предусмотрена также подпитка контура водяного охлаждения кристаллизаторов, с учетом потерь воды происходящих при их замене, а также система аварийного охлаждения кристаллизаторов, обеспечивающая безопасное прекращение процесса непрерывной разливки стали в ситуации, когда произошло внезапное прекращение подачи воды от основной системы охлаждения.

Аварийная система обеспечена минимумом необходимой воды, как правило, на время до 5 минут, для оперативного прекращения подачи жидкого металла в кристаллизаторы и вывода заготовок из МНЛЗ. В случае аварийного снижения расходов воды на охлаждение кристаллизаторов или повышения перепада температуры воды на входе и выходе из кри-

сталлизаторов более 12 °C, во избежание проплавления его, разливку стали прекращают.

Таблица 3.8- Показатели качества охлаждающей воды на кристаллизаторы

Наименование параметра	Единица измерения	Охлаждение	
		Кристаллизаторов	ЭМП
Щелочность (общая)	Мг-экв/л	< 2,5	—
Жесткость: общая карбонатная	Мг-экв/л	< 0,7	—
	°dH	-	< 6
Сульфаты	мг/л	< 250	< 250
Хлориды	мг/л	< 150	< 100
Масла	мг/л	не допускается	—
pH		7-9	7-8
Взвешенные частицы: количество крупность	мг/л	< 10	—
	мм	0,2	≤ 0,01
Солесодержание	мг/л	< 1000	
Электропроводность	МкОм/см	< 600	< 500
Содержание железа	мг/л	< 0,3	< 0,3
Содержание марганца	мг/л	-	< 0,05
Температура на входе	°C	< 35	20-45

Для минимизации температуры и термических деформаций стенок, в кристаллизаторе поддерживается высокая скорость протока охлаждающей воды. Кроме того, высокая скорость воды необходима для предотвращения локального вскипания воды на поверхности медной стенки.

Вскипание воды ведет к отложениям накипи на стенках, что увеличивает сопротивление теплопередачи от корочки слитка к воде и вызывает перегрев стенок (например, отложения известковой накипи толщиной 0,1 мм способствуют увеличению температуры стенки почти на 100 °C). Повышение температуры медной стенки выше температур рекристаллизации меди, неизбежно приводит к их деформации в районе мениска жидкого металла и, соответственно, искаже-

нию профиля рабочей поверхности кристаллизатора. При обычном ведении процесса разливки температура внутренних стенок кристаллизатора не превышает 260 °C (то есть, ниже температуры разупрочнения меди), однако в случаях низкой скорости протока воды в кристаллизаторе, неравномерного охлаждения или значительных отложений накипи на внешних поверхностях температура может повышаться до 300-400 °C и происходит их грубая деформация.

Перед установкой на МНЛЗ каждый кристаллизатор подлежит тщательному осмотру. После разливки каждой серии плавок оператор очищает, с помощью специальной жидкости, рабочую поверхность от нагара и визуально оценивает ее состояние. Отраковка гильз и замена плит, обычно, производится в следующих случаях: при высокой деформации профиля, при наличии значительных дефектов на рабочей поверхности (особенно в верхней части), при высоком механическом износе в нижней части.

При износе рабочей поверхности кристаллизатора в нижней части на величину более 1 мм могут отмечаться масовые прорывы металла по трещинам, а также повышение ромбичности и образование продольных трещин на поверхности заготовок. Грубые задиры и царапины на рабочих поверхностях (особенно, если они расположены в верхней части и имеют глубину более 0,5 мм) могут привести к подвисаниям слитка в кристаллизаторе, обрыву слитка или образованию поверхностных трещин.

Замена кристаллизаторов на МНЛЗ производится по следующим основным причинам:

- достижение предревизионной стойкости;
- два прорыва подряд по трещине в ходе эксплуатации;
- ромбичность заготовок выше допустимых значений;
- появление течи воды через уплотнения;
- «чулок» или слиток металла в гильзе после окончания разливки.

Браковочные признаки гильз кристаллизаторов заключаются в следующем:

- дефекты на рабочей поверхности (задиры, раковины, царапины и др. на расстоянии 100-250 мм от верхнего торца – глубиной более 0,5 мм, а на расстоянии 250-1000 мм от верхнего торца – глубиной более 1,0 мм);

- ступенчатое изменение размеров гильзы по длине – на величину более 0,5 мм (искажение профиля гильзы определяется по отклонению пика деформации от заданного профиля в том же сечении);

- износ в нижней части гильзы (увеличение размеров с уровня 400-600 до 800 мм) более чем на 1,0 мм.

3.4. Зона вторичного охлаждения

Обычно, говоря о зоне вторичного охлаждения (ЗВО), подразумевают ту часть МНЛЗ под кристаллизатором, где охлаждение заготовки происходит интенсивнее, чем просто при охлаждении на воздухе. Следовательно, зона вторичного охлаждения заготовки начинается непосредственно под кристаллизатором. Это обуславливается тем фактом, что твердая корочка металла, сформировавшаяся в кристаллизаторе, еще весьма тонкая и недостаточно прочная и требует дальнейшего ее наращивания. В современных МНЛЗ протяженность ЗВО в зависимости от сечения заготовки и скорости литья может составлять от 8-10 м до нескольких десятков метров. При этом она может продолжаться вплоть до тянувшей правильной клети.

3.4.1 Основные конструктивные решения для поддержки и направления движения заготовки

Основной технологической функцией зоны вторичного охлаждения является создание оптимальных условий для полного затвердевания непрерывно отливающего слитка, обеспечивающих требуемое качество заготовки. ЗВО должна отвечать следующим функциональным требованиям:

- обеспечивать тщательную поддержку слитка на выходе из кристаллизатора, где толщина оболочки минимальна, а ее механическая прочность весьма низка;

- исключать возможность сильного выпучивания (деформации) твердой корочки слитка под действием ферростатического давления;

- уменьшать воздействие растягивающих напряжений в оболочке заготовки, возникающих под действием тяущих усилий;

- обеспечивать оптимальный теплоотвод и его регулирование в зависимости от скорости вытягивания и сортамента отливающей стали;

- сохранять стабильность технологической оси и прочностные характеристики поддерживающих устройств в условиях высоких температур и нагрузок в процессе длительной эксплуатации машины;

- обеспечивать быструю замену узлов ЗВО при аварийных ситуациях, а также минимальные потери времени на переналадку, связанную с изменением сечения отливающей заготовки.

Конструкция ЗВО состоит из системы опорных элементов (роликов), поддерживающих и направляющих заготовку (рисунок 3.60), и устройств, обеспечивающих охлаждение слитка за счет впрыскивания охлаждающей воды, расположенных между роликами. Точность расположения опорных роликов является весьма важным элементом в системе обеспечения качества непрерывнолитой заготовки, поскольку любые отклонения положения роликов от номинальной позиции приводят к дополнительной деформации заготовки в процессе ее движения по ЗВО.

Для обеспечения равномерного охлаждения заготовки по длине ЗВО обычно разбивается на несколько секций. Как правило, их число колеблется от 3 до 5 для сортовых и блюмовых МНЛЗ и от 8 до 15 для слябовых. Разбивка ЗВО на сегменты упрощает монтажные работы на МНЛЗ, а также позволяет выполнять настройку сегментов за ее пределами. В

конструкционном плане сегменты представляют собой две сварные рамы с роликами, которые жестко стянуты между собой специальными стяжками (рисунок 3.61).

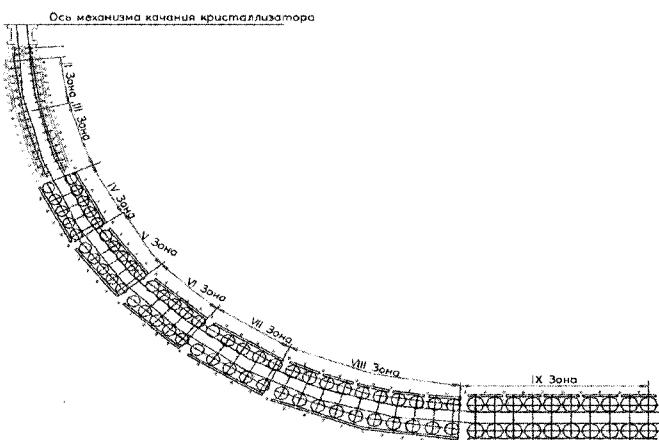


Рисунок 3.60 – Схематическое изображение ЗВО радиальной слябовой МНЛЗ с разбивкой ее на сегменты

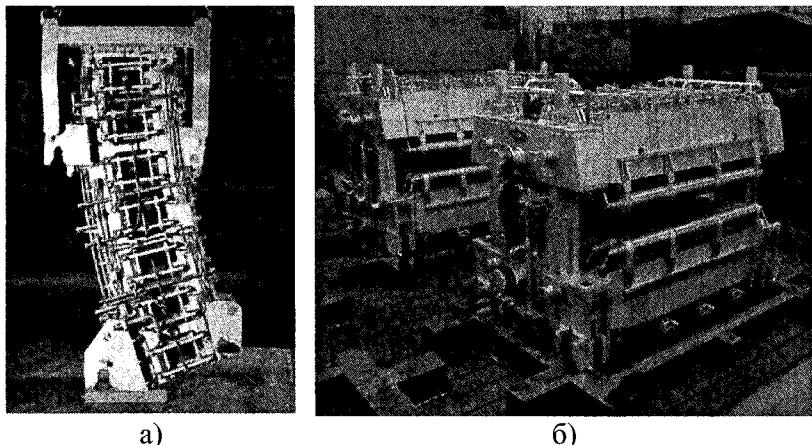


Рисунок 3.61 – Сегменты роликовой проводки блюмовой (а) и слябовой (б) МНЛЗ

В металлургической практике предпочтение отдается цельнокованым толстостенным роликам, имеющим различные системы внутреннего водяного охлаждения. Ролики без внутреннего охлаждения водой используются, как правило, в сортовых и блюмовых МНЛЗ. Их охлаждение достигается путем орошения водой, разбрызгиваемой для охлаждения заготовки.

В наиболее сложных условиях работают ролики слябовых МНЛЗ, поскольку они имеют большое расстояние между подшипниками опорами и максимальную тепловую нагрузку вследствие большой ширины сляба. Ролики современных слябовых МНЛЗ состоят из трех обечаек, опирающихся на четыре подшипника качения, установленные в подушках (рисунок 3.62).

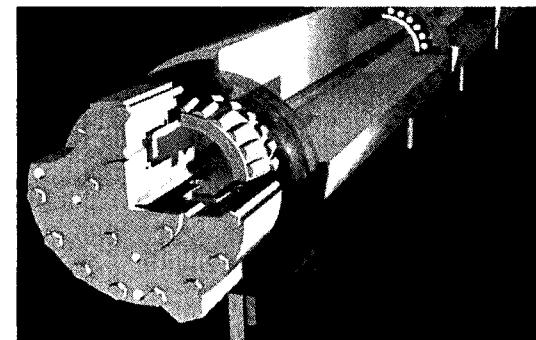


Рисунок 3.62 – Конструкция комбинированных роликов МНЛЗ

Внутри оси выполнен канал охлаждения, в противоположные концы которого установлены специальные вертлюги для подвода и отвода охлаждающей воды. В подушках подшипников также выполнены каналы охлаждения для защиты наружного кольца подшипника.

В целом опорные ролики МНЛЗ работают в достаточно сложных условиях, поскольку находятся в зоне повышенных температур и испытывают высокие нагрузки, связанные с

поддержкой заготовки. Температурный режим охлаждения опорных роликов представляется достаточно важным фактором, обеспечивающим их эксплуатационную стойкость. При этом рабочая поверхность роликов постоянно контактирует с горячей поверхностью заготовки, и ролики соответственно подвергаются сильному температурному воздействию.

Если интенсивность водяного охлаждения оказывается недостаточной, то термические нагрузки на поверхность роликов приводят к появлению на их рабочей поверхности трещин (так называемый «разгар»), которые отрицательно влияют на качество поверхности заготовки, а также приводят к поломке роликов. Дополнительным фактором, влияющим на качество поверхности заготовки в случае недостаточного охлаждения роликов, является развитие явления «налипания» окалины на их рабочую поверхность. Налипшие куски окалины травмируют поверхность слаба, оставляя в нем соответствующие вмятины.

Особое место при выборе оптимальных размеров диаметров поддерживающих роликов и расстояния между ними занимают соображения выпучивания оболочки твердой корочки под действием ферростатического давления (рисунок 3.63). Усилия, возникающие в этом случае настолько велики, что они могут радикально деформировать твердую корочку. При этом следует иметь в виду, что деформация твердой корочки происходит в каждой паре роликов. Это, в конечном счете, может приводить к образованию внутренних трещин в твердой корочке, что существенным образом снижает качество заготовки.

Соответственно, в верхней части ЗВО устанавливаются опорные ролики минимального диаметра (100-120 мм), что позволяет в максимальной степени ограничивать выпучивание твердой корочки. По мере продвижения заготовки в ЗВО диаметр роликов увеличивается. В последних секциях ЗВО слябовых МНЛЗ он достигает величины 300-350 мм. В качестве материала для роликов используют легированные стали марок 24Х1МФ и 25Х1МФ.

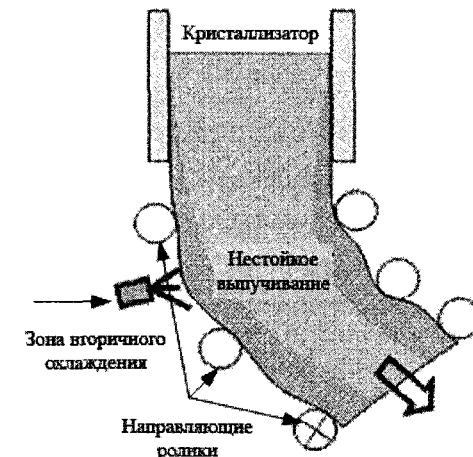


Рисунок 3.63 – Схема выпучивания твердой корочки заготовки в ЗВО

В процессе движения слитка по ЗВО происходит изменение (уменьшение) его геометрических размеров вследствие усадки стали. Поэтому положение роликов в ЗВО обязательно учитывает конусность непрерывнолитой заготовки и к ней привязывается положение каждого ролика. На практике точность положения роликов вдоль технологической оси колеблется в пределах от 0,05 до 0,1 мм. В процессе эксплуатации МНЛЗ положение опорных роликов время от времени контролируется и корректируется в случае необходимости.

Между тем, функции поддерживающих устройств не ограничиваются только сохранением геометрической формы заготовки. Кроме того, заготовку необходимо непрерывно вытягивать из кристаллизатора, перемещать ее вдоль технологической линии МНЛЗ одновременно с ее выпрямлением (а для криволинейных МНЛЗ еще и загибом).

Для равномерного вытягивания заготовки необходимо создать определенное усилие между роликами и формирующемся слитком. Усилие прижима, передаваемое роликами на слиток, должно быть равно или несколько превышать (10-

15%) ферростатическое давление жидкой фазы слитка на ролики. Оно обеспечивается с помощью гидравлических или пружинных устройств, расположенных на верхней раме. Для предотвращения большой деформации слитка от давления роликов между верхней и нижней рамами устанавливаются специальные упоры. При этом для того, чтобы уменьшить растягивающие усилия, действующие во время вытягивания на его оболочку, целесообразно распределить приводные ролики по всей длине технологической линии. В большинстве случаев делают приводными часть низких роликов, распределяя приводы равномерно по длине машины.

На участке расправления кроме выполнения функции поддержания заготовки и ее вытягивания, на ролики добавляется функция правки (разгиба) заготовки. Известны различные схемы участков выпрямления: со стационарной установкой роликов, с плавающей кассетой поддерживающих роликов, с подпружиненными поддерживающими роликами, с балансирной установкой верхних роликов, с балансирной установкой четырех роликовых блоков и т.д. Обычно разгиб заготовки осуществляется в нескольких точках (например, 2-3 точки для сортовых МНЛЗ, 5-8 и более точек для слябовых МНЛЗ), что предотвращает появление внутренних поперечных трещин. Между тем, на практике существуют определенные рекомендации, основанные на экспериментальных данных, которые позволяют рассчитать шаг роликов, исходя из условия, что максимальный прогиб равен допустимому по условиям прочности и качества заготовки.

В настоящее время на современных слябовых и блумовых МНЛЗ с целью подавления осевой пористости и ликвидации широко используется метод «мягкого» обжатия. Этот метод предполагает обжатие заготовки в жидкотвердом состоянии непосредственно в ЗВО. При этом фронты кристаллизации противоположных граней сближаются и выдавливают жидкую фазу в образовавшиеся в процессе кристаллизации усадочные полости, а также вверх заготовки (рисунок 3.64).

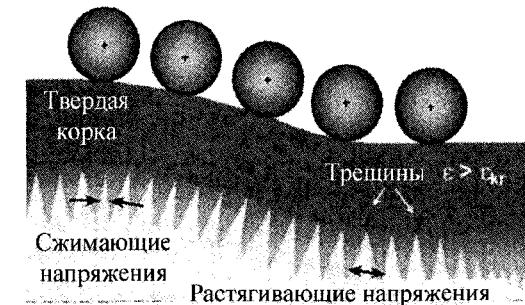


Рисунок 3.64 – Принципиальная схема «мягкого» обжатия заготовки

Как правило, величина обжатия составляет несколько миллиметров по каждой стороне и выбирается из соображений обеспечения качества внутренних слоев заготовки. Интенсивность обжатия лимитируется соображениями появления внутренних трещин, обусловленных крайне низкой пластичностью стали в области температур затвердевания. Обжатие осуществляется в той зоне заготовки, где доля жидкой фазы составляет 55-40% и менее. Для обеспечения эффективного «мягкого» обжатия в ЗВО предусматриваются специальные секции, состоящие из 5-10 пар валков.

3.4.2 Системы и способы охлаждения заготовки

Равномерное охлаждение непрерывнолитой заготовки является наиболее важной задачей, решаемой в зоне вторичного охлаждения. При этом заготовка, выходящая из кристаллизатора, имеет твердую корочку толщиной 15-35 мм, а также жидкотвердую зону и внутреннюю зону с жидкой фазой, имеющую температуру стали на уровне температуры ликвидуса.

Отвод тепла от поверхности заготовки в ЗВО достигается путем интенсивного опрыскивания ее поверхности водой или водовоздушной смесью, отвода тепла к поддерживаю-

щим роликам с внутренним охлаждением, вследствие конвекции и лучеиспускания в окружающую среду (рисунок 3.65).

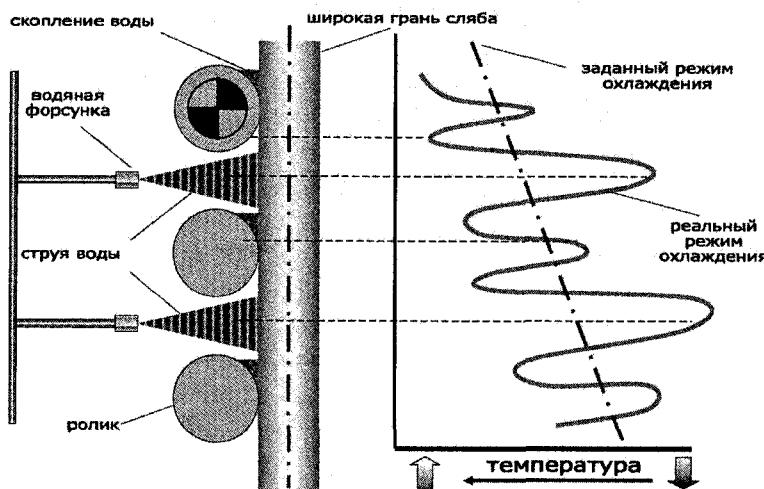


Рисунок 3.65 – Характер отвода тепла от заготовки в ЗВО

Как видно из рисунка 3.65, наиболее интенсивно тепло отводится в области прямого действия форсунки и в области контакта опорного ролика с поверхностью заготовки (где скапливается часть подаваемой на охлаждение воды), а минимальный отвод тепла имеет место в зоне под роликами, куда практически не попадает распыляемый охладитель.

Принято считать, что доля суммарного теплоотвода в зоне вторичного охлаждения составляет 75-78%, причем 38-40% тепла передается подаваемому форсунками охладителю, приблизительно 30% поддерживающим роликам с внутренним охлаждением и около 8% вследствие лучеиспускания и конвекции в окружающую среду.

Интенсивность охлаждения во вторичной зоне должна выбираться таким образом, чтобы температура поверхности заготовки в процессе ее перемещения по ней оставалась примерно постоянной или медленно уменьшалась. Достаточно часто предпочтение отдается варианту, при котором температура поверхности медленно снижается по всей длине ЗВО. Наиболее неблагоприятными условиями охлаждения являются колебания температуры заготовки в области аустенитного превращения, поскольку они провоцируют возникновение горячих поверхностных трещин.

Плотность теплового потока в ЗВО (q), можно оценивать по формуле

$$q = \alpha (T_{\text{нов}} - T_{\text{oc}}),$$

где α – коэффициент теплопередачи;

$T_{\text{нов}}$ – температура поверхности заготовки;

T_{oc} – температура охлаждающей среды.

Как видно из представленной формулы, плотность теплового потока в ЗВО прямо пропорциональна разнице температур поверхности заготовки и окружающей среды.

По имеющимся данным о необходимой плотности теплового потока представляется возможным рассчитать требуемый расход охладителя (охлаждающей воды или водовоздушной смеси). Считается, что заготовка должна охлаждаться равномерно, а появление темных или ярких пятен на ее поверхности служит показателем неудовлетворительной работы форсунок или системы в целом.

Для обеспечения эффективного процесса охлаждения, величина коэффициента теплопередачи α должна быть достаточно высокой, однако она также должна быть регулируемой.

В целом температура поверхности заготовки в кристаллизаторе находится на уровне 1200-1280 °C, а при выходе из него она достаточно плавно снижается до уровня 1150-1200 °C. В дальнейшем температура поверхности непрерывнолитой заго-

товки в ЗВО устанавливается таким образом, чтобы тепловой поток через корку слитка и теплоотвод на поверхности слитка получались примерно одинаковыми. При этом интенсивное снижение температуры заготовки происходит на протяжении первых четырех-пяти зон (от 0,9 до 8 м). Оптимальная температура поверхности заготовки при этом, как правило, составляет $1100\text{--}1180^{\circ}\text{C}$. Повышение интенсивности теплоотвода ограничивается конечным термическим сопротивлением твердой корочки заготовки. Выбор рационального уровня температур заготовки (и интенсивности охлаждения) в ЗВО зависит от целого ряда факторов, включающих марку стали, метод охлаждения, требования к качеству заготовки, тип МНЛЗ и пр.

Длина ЗВО выбирается из тех соображений, что в случае прекращения подачи охладителя температура поверхности не будет уже затем существенно увеличиваться, то есть, прогреваться за счет тепла внутренних объемов заготовки. Удлинение ЗВО особенно при больших скоростях разливки, наоборот, может обеспечить более высокий теплоотвод и весьма часто также требуется для поддерживания заданных температур поверхности в нижней части машины.

Для обеспечения равномерного охлаждения заготовки по длине ЗВО предусматривается несколько секций с различной интенсивностью отвода тепла. Для достижения требуемой интенсивности теплоотвода применяются следующие основные методы подачи охлаждающего вещества: охлаждение струями воды (струйное охлаждение) или водовоздушной смесью (водовоздушное охлаждение), подаваемой между опорными роликами через специально устанавливаемые форсунки; а также охлаждение на воздухе посредством излучения.

При этом температурное состояние непрерывнолитой заготовки может достаточно полно быть оценено на математических теплофизических моделях. Эффективность применения на практике таких моделей достаточно велика и, поэтому они широко применяются при работе современных МНЛЗ. При этом особо важным элементом моделирования является отработка режимов охлаждения при нестационар-

ных режимах литья, которые возникают при замене промковша или уменьшении скорости вытяжки заготовки. На рисунке 3.66 в качестве иллюстрации представлена картина охлаждения сляба после замены промковша.

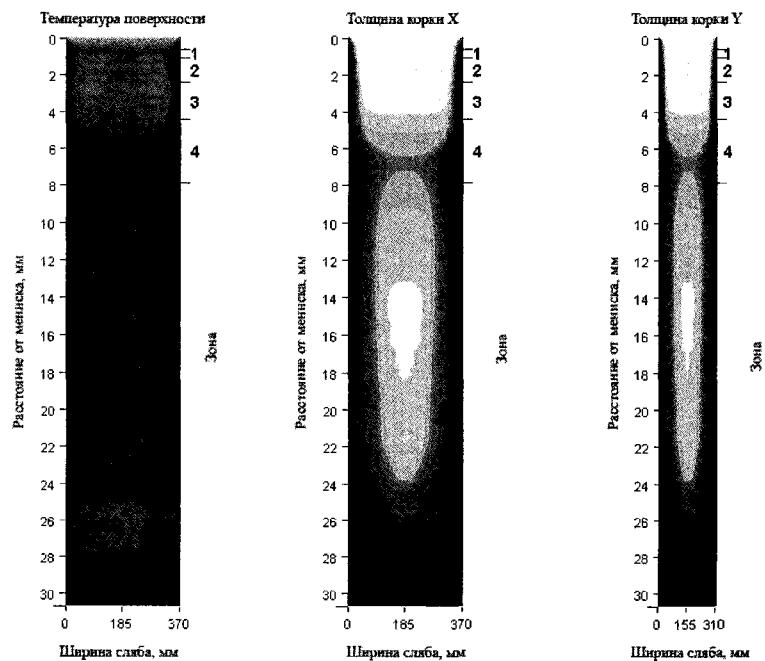


Рисунок 3.66 – Состояние поверхности сляба (слева) и его внутренних продольных сечений по широкой (середина) и узкой (справа) граням

Струйное охлаждение обеспечивает вторичное охлаждение заготовки струями воды, подаваемыми через специальные разбрызгивающие форсунки (рисунок 3.67), расположенные между опорными роликами. Вода попадает на поверхность заготовки в виде капель, которые должны иметь достаточную энергию и скорость, чтобы проникнуть сквозь

паровую «рубашку», образовавшуюся на поверхности заготовки вследствие интенсивного испарения воды.

Этот способ охлаждения непрерывнолитой заготовки имеет ряд существенных технологических недостатков: величина теплоотдачи не всегда увеличивается пропорционально увеличению расхода воды; капли из водяной форсунки обычно достаточно крупные, что не способствует увеличению скорости парообразования и ограничивает эффективность охлаждения; в месте воздействия водяной струи с заготовкой происходит термический удар, который может привести к зональной сегрегации или образованию трещин и т.д.

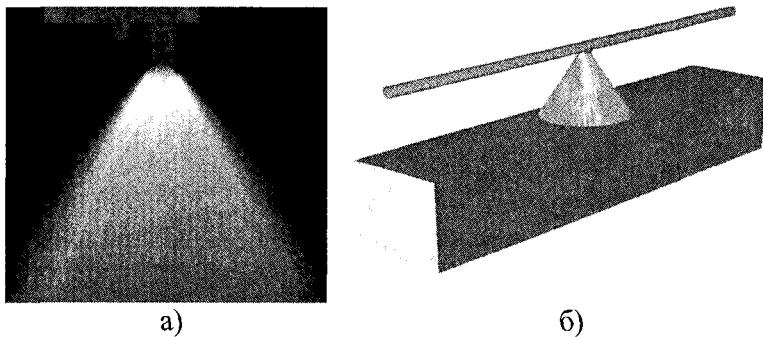


Рисунок 3.67 – Факел распыляемой воды форсунки струйного распыления (а) и схема расположения форсунки относительно поверхности заготовки (б)

Обычно струйное охлаждение применяется в зоне, непосредственно расположенной под кристаллизатором, а также в следующей после нее зоне (зоны 0 и 1). В зоне подбоя (зона 0) форсунки расположены таким образом, что струи направлены под углом к днищу кристаллизатора. При этом вода не попадает в проем кристаллизатора, а направляется на опорные ролики, обеспечивая этим дополнительное их охлаждение. В зонах 1 и 2 форсунки располагаются аналогичным образом, то есть часть струи омывает ролики при любых расходах воды, дополнительно их охлаждая.

Для слябовых МНЛЗ устанавливаются несколько форсунок в растворе роликов (рисунок 3.68). При этом предварительно необходимо определить участки перекрытия струй, что позволяет обеспечить равномерное распределение воды по всей ширине охлаждения. Дополнительные технические затруднения вызывает расположение форсунок в ЗВО современных слябовых МНЛЗ, которые имеют возможность изменения ширины сляба в процессе разливки.

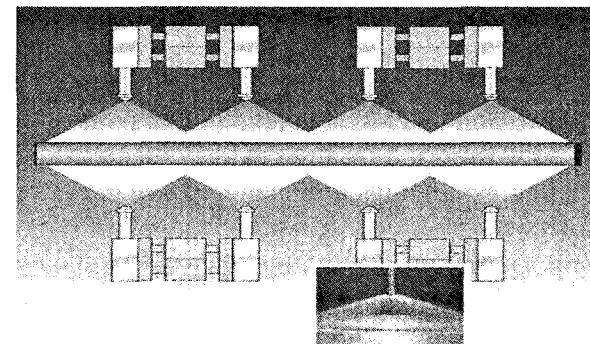


Рисунок 3.68 – Схема расположения форсунок в растворе роликов

Между тем, система струйного охлаждения является достаточно простой в конструкционном плане, что позволяет широко использовать ее на блюмовых и особенно сортовых МНЛЗ. Вода, подаваемая под давлением 0,25-0,35 МПа, проходя через сопла определенной конфигурации, самостоятельно дробится за счет перепада давлений на капли размером 0,2-1,0 мм и в виде факела плоской, овальной или окружной формы попадает на охлаждаемую поверхность. Необходимая форма факела достигается конструкцией форсунки и ее сопла. Вся эта группа форсунок имеет цилиндрический подводящий канал, заканчивающийся полусферой, в которой вода дополнительно сжимается и выбрасывается через щелевое сопло, расположено-

женное по центру полусфера. Сопла обеспечивают раскрытие факела по большой оси на $80\text{-}150^\circ$, а по малой на $5\text{-}8^\circ$.

Большим недостатком системы водяного охлаждения при подаче охладителя через форсунки является также высокая неравномерность охлаждения поверхности слитка даже на сравнительно небольших ее участках в пределах одной секции по ее длине. Это объясняется схемой подачи воды в зазор между роликами. Поэтому участки слитка, перекрытые роликами, не получая необходимого охлаждения, перегреваются, а открытые участки, имеющие небольшую ширину, переохлаждаются. В результате разница температур на сравнительно небольших участках достигает $120\text{-}150^\circ\text{C}$. Такое циклическое изменение режима нагрев-охлаждение происходит по всей зоне водяного охлаждения и, многократно повторяясь, приводит к возникновению дополнительных напряжений в корке слитка и, как правило, к появлению трещин.

Водовоздушное охлаждение осуществляется частицами воды, которые распыляются воздухом. Распыление воды происходит в основном в результате соударения двух потоков (водяного и воздушного) внутри форсунки. Распылитель представляет собой как бы две независимые форсунки для воды и для воздуха, струи от которых пересекаются. Оба потока выходят из распылителя в направлении непрерывнолитой заготовки и встречаются один с другим, образуя факел мелкодисперсных капель воды. Воздух при этом способе охлаждения играет двоякую роль: он обеспечивает распыление воды и сообщает каплям необходимую высокую кинетическую энергию. Характер распыления воды определяется расходом и давлением воздуха и поддается регулированию в широком диапазоне параметров.

Форсунки располагаются как непосредственно между опорными роликами, так и за ними (рисунок 3.69). При расположении форсунок между роликами увеличивается эффективный угол распыления охладителя, что обеспечивает более равномерный отвод тепла с поверхности заготовки. Расположение форсунок за опорными роликами позволяет направить

часть охладителя на их поверхность, тем самым улучшая условия их работы. На практике, такая схема расположения форсунок применяется в последних секциях ЗВО.

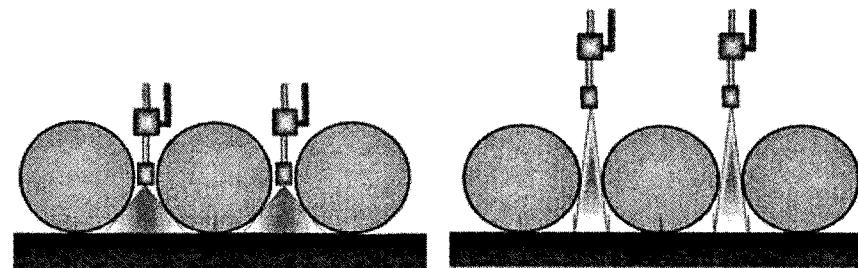


Рисунок 3.69 – Схемы расположения форсунок при водовоздушном охлаждении

Все основные способы водовоздушного охлаждения можно с определенной степенью условности объединить в две большие группы.

1. Образование водовоздушной смеси в специальных, отдельно расположенных смесителях с последующим транспортированием смеси к слитку. Достоинством такой системы является сравнительная простота подачи готовой смеси на слиток с помощью несложных по конструкции форсунок. Но в целом вся система достаточно громоздка, и главным ее недостатком является расслаивание смеси при ее транспортировке и неоднородность от форсунки к форсунке.

2. Образование водовоздушной смеси непосредственно перед подачей ее на слиток путем раздельной подачи из коллектора воды и воздуха. При пересечении струй под определенными углами происходит их соударение, дробление струи воды и образование направленного водовоздушного факела. Система достаточно компактна, но регулирование интенсивности охлаждения затруднено, так как при изменении расходов и давлений воды или воздуха меняется как дисперсность водяных капель, так и форма направленности водовоздушного фа-

кела. Кроме того, устройство требует высокой точности изготавления, а при эксплуатации оно очень чувствительно к чистоте воды.

Высокая эффективность метода водовоздушного охлаждения объясняется тем, что благодаря большой кинетической энергии с металлом одновременно контактирует множество капель распыленной воды. При одном и том же расходе воды площадь теплообмена между охладителем и заготовкой увеличивается, поскольку вода мелко распылена и число мелких капель очень велико. При этом капли достаточно равномерно распределяются по поверхности заготовки, так как факел имеет устойчивую геометрическую форму. Вода, которая не испарилась при контакте с поверхностью заготовки, падает вниз в виде мелкого дождя, создавая зону охлаждения ближайших участков.

Основные технологические преимущества системы водовоздушного охлаждения заключаются в следующем:

- высокие скорости движения потоков непосредственно в отверстия форсунки, что существенно уменьшает вероятность его зарастания;
- возможность формирования капель воды оптимальных размеров, что повышает эффективность охлаждения в целом;
- широкий диапазон изменения параметров подачи охлаждающей жидкости и воздуха, что дает возможность использовать один типоразмер форсунок для различных марок сталей и скоростей литья;
- однородность распыления воды вдоль поверхности широких граней слябов за счет использования нескольких форсунок по ширине (с перекрытием), что снижает вероятность локального переохлаждения (перегрева) поверхности слитка.

Бесперебойная работа систем форсуночного охлаждения во многом зависит от качества используемой воды. Грязная и слишком жесткая вода приводят к засорению форсунок. Засорение форсунок приводит к неравномерному разбрзгиванию охлаждающей жидкости и, соответственно, к неравномерному охлаждению непрерывнолитой заготовки (рису-

нок 3.70). Это, как известно, приводит к короблению твердой корочки заготовки, растрескиванию или к прорывам.

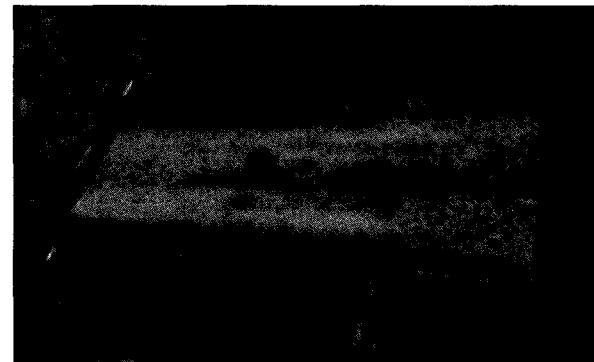


Рисунок 3.70 – Внешний вид поверхности сляба на выходе из ЗВО при неравномерном его охлаждении

В настоящее время для обеспечения МНЛЗ водой надлежащих кондиций (давление 0,5-0,6 МПа, расход до 200-220 м³/ч, температура на входе – max 35 °C, температура на выходе – max 45 °C) предусматриваются специальные станции ее очистки и химической обработки. По ряду показателей такая вода превосходит качество питьевой воды (таблица 3.9).

Таблица 3.9 – Основные параметры воды для ЗВО

Параметры	Единицы измерения	Питьевая вода	Вода для охлаждения на МНЛЗ
Значение pH		7,0	7,0-7,5
Мутность		0,1-5,0	–
Общая жесткость	мл.гр-экв/л	4,5-4,6	1,0-1,4
Щелочность	мл.гр-экв/л	3,8	0,7-1,0
Хлориды	мл.гр-экв/л	3,5-18	6,0-12,7
Сульфаты	мл.гр-экв/л	8,9-44	11,4-16
Общее содержание Fe	мл.гр-экв/л	0,3-0,9	0,8-1,3
Сухой остаток	мл.гр/л	150	90-110
Взвешенные вещества	мл.гр/л	1,4	5,0-7,0

3.5 Участок тянуще-правильной клети, порезка, складирование и транспортировка заготовок

Равномерность вытягивания непрерывнолитой заготовки является необходимым условием стабильности технологического процесса разливки. Скорость вытягивания заготовки регулируется специальным устройством – тянущей клетью, которая располагается в той зоне, где заготовка уже практически полностью затвердела после правильного участка.

Тянувшая клеть выполняется в виде отдельной секции, состоящей из нескольких приводных верхних и нижних роликов (рисунок 3.71). В радиальных и криволинейных МНЛЗ тянувшая клеть функционально совмещается с участком разгиба заготовки, состоящем из одной-двух секций. При этом первая секция по ходу заготовки предназначена для многоточечного распрямления заготовки.

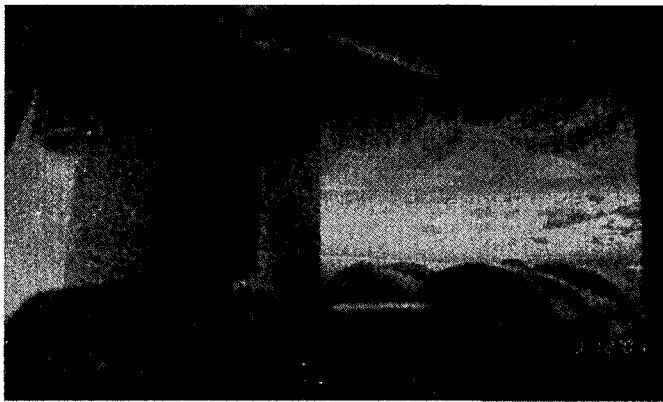


Рисунок 3.71 – Слябовая заготовка в тянуще-правильной клети

Распрямление заготовки представляет собой процесс деформации заготовки в каждой роликовой паре с переходом на меньший радиус кривизны заготовки. Фактически в процессе такого разгиба поверхностные и подповерхностные слои заго-

товки по малому радиусу испытывают растягивающие напряжения, а по большому радиусу – напряжения сжатия.

Пластичность стали в диапазоне температур 1300-1400 °С значительно ниже 1%. Поэтому участок распрямления заготовки должен быть построен по кривой с постоянно увеличивающимся радиусом кривизны: от величины базового радиуса при переходе с дугового участка на участок разгиба, до бесконечности в конце разгиба при переходе с криволинейного участка на горизонтальный. Диаметр и шаг роликов рассчитываются в соответствии с возникающими тянувшими усилиями и усилием правки, а также допустимыми изгибающими усилиями, действующими на ролики, которые появляются вследствие прижимания роликов к поверхности заготовки.

На практике в зависимости от требований к качеству внутренних объемов заготовки разгиб осуществляется в 2-3 точках для сортовых МНЛЗ и в 5-12 точках для слябовых и блюмовых МНЛЗ. Схему разгиба выбирают в зависимости от требований к качеству заготовки, а так же скорости разливки и геометрической формы заготовки.

На выходе из МНЛЗ (после тянуще-правильной клети) заготовка разделяется на мерные длины. Процесс порезки заготовки осуществляется без остановки ее движения, что требует согласования скоростей движения заготовки и режущего устройства. Устройства для порезки заготовок являются важным функциональным узлом МНЛЗ. Для обеспечения стабильной работы МНЛЗ они должны иметь высокую степень надежности в эксплуатации.

На практике основным методом порезки заготовки является газовая резка (рисунок 3.72), которая реализуется с помощью специальных машин.

При газовой резке большая часть необходимой энергии образуется в результате сгорания стали. Газовая резка практически не имеет альтернативы особенно для заготовок больших сечений. При этом резак должен выполнить полный рез за время, которое меньше времени продвижения заготовки на мерную длину. Современный резак для слябовой заготовки,

например, обеспечивает скорость резания 250-500 мм/мин в зависимости от марки стали и толщины заготовки со средней шириной реза 8-10 мм. Для широких слябов предусматриваются два резака,двигающиеся на встречу друг другу.

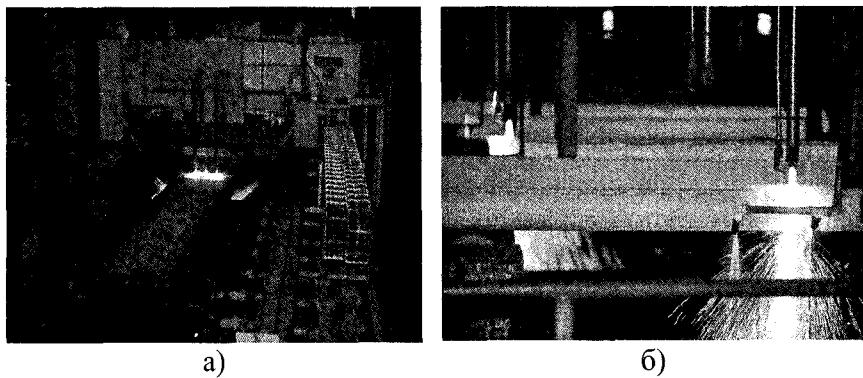


Рисунок 3.72 – Газовая порезка слябовой (а) и сортовой (б) заготовки

Для получения прямолинейного реза необходимо обеспечить синхронизацию движения слитка и резака. Это достигается сцеплением резака со слитком при помощи пневматических или гидравлических захватов, а также с применением специальных приводов перемещения оборудования резака.

Основными преимуществами газовой резки являются сравнительная компактность машин, низкая стоимость оборудования, а также сохранение требуемой геометрической формы торцом заготовки после порезки. Последнее преимущество представляется крайне важным в том случае, когда заготовка является товарной продукцией.

Недостатки газовой резки также весьма очевидны:

- существенные потери (до 1%) металла в процессе резки и необходимость уборки шламов (продуктов порезки);
- наличие на кромке остатков шламов, которые необходимо убирать до начала прокатки;

- работа машин сопровождается шумом и выделением большого количества газов и дыма;
- порезка легированных и нержавеющих сталей требует дополнительных мероприятий по организации процесса резки.

Другим методом разделения непрерывнолитой заготовки на мерные длины является порезка с помощью *механических гидравлических ножниц* (рисунок 3.73). Они практически не издают дополнительного шума, обеспечивают высокую скорость порезки, не требуют специальных устройств для уборки шлама и оказываются пригодными для резки заготовок любых марок стали и в широком диапазоне габаритов.

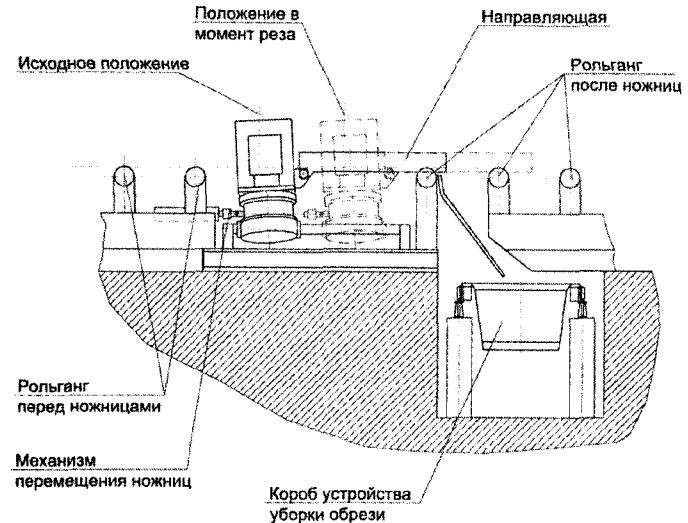


Рисунок 3.73 – Гидравлические ножницы

Однако порезка заготовки с помощью гидравлических ножниц имеет два существенных недостатка, которые ограничивают область их применения. Во-первых, порезка с помощью гидравлических ножниц приводит к деформированию профиля торца заготовки (100-150 мм от торца), что ухудша-

ет ее товарный вид (рисунок 3.74). Во-вторых, удар, происходящий во время реза, приводит к дополнительным колебаниям уровня металла в кристаллизаторе и может приводить к сбоям в работе системы автоматики по поддержанию уровня металла в кристаллизаторе.

После порезки непрерывнолитые заготовки передаются на холодильник, где они охлаждаются на воздухе.



Рисунок 3.74 – Торцы сортовой заготовки при огневой порезке (а) и при порезке на гидравлических ножницах (б)

После охлаждения заготовок до температуры, обеспечивающей достаточную прочность для транспортировки крановым оборудованием, заготовки передаются на склад готовой продукции (рисунок 3.75).

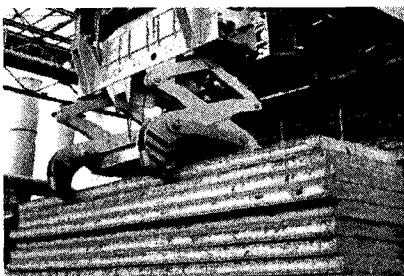
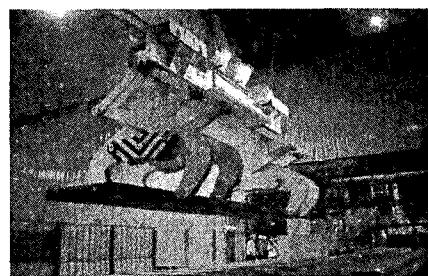


Рисунок 3.75 – Транспортировка слябов на склад готовой продукции

3.6 Затравки для начала разливки стали на МНЛЗ

Процесс начала (старта) разливки на МНЛЗ предполагает наличие временного «поддона», расположенного в нижней части кристаллизатора. Функционально этот «поддон» выполняет функцию герметизации внутренней полости кристаллизатора от протеканий металла, а также быстрого охлаждения и затвердевания первой порции стали, подаваемой в кристаллизатор. После затвердевания «поддон» вытягивается вниз с определенной скоростью. Вытягивание «поддона» вместе с заготовкой осуществляется механизмом тяущей клети. Вся система приспособлений, обеспечивающих введение и фиксирование «поддона» в кристаллизаторе, а также вытягивание головной части заготовки называется затравкой, а перемещающийся в кристаллизаторе поддон – головкой затравки.

При подготовке МНЛЗ к началу разливки затравка заводится в рабочую полость машины, а головка затравки фиксируется в нижней части кристаллизатора. Поскольку поперечное сечение головки затравки на несколько миллиметров (1,5-3,5 мм) меньше сечения рабочей полости кристаллизатора, то зазор между ними плотно заполняется негорючим материалом (например, на основе пропитанной специальным составом бумаги), выполненным в виде жгута. Далее внутреннюю полость кристаллизатора заполняют специальными металлическими холодильниками, которые необходимы для быстрого охлаждения жидкой стали и придания головной части заготовки механической прочности (рисунок 3.76).

Головка затравки имеет специальный профиль, позволяющий захватить и потянуть за собой затвердевающий слиток (рисунок 3.77), а также легко отделяться от слитка при выходе из тянуще-правильной клети (рисунок 3.78). Головка затравки соединена с ее корпусом, имеющим длину, достаточную для достижения уровня тянувших клетей или специальных валков, приводящих в движение затравку и слиток. После прохождения затравкой тянувших устройств валки захватывают непосредственно сам слиток.

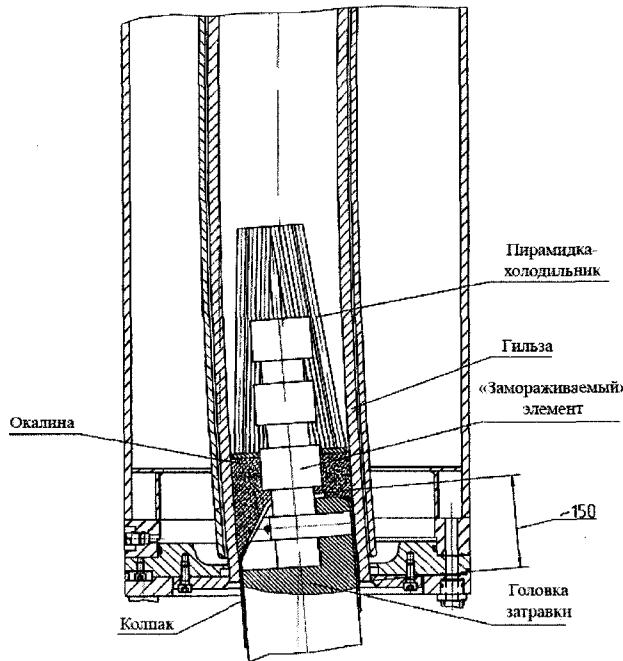


Рисунок 3.76 – Схема подготовки кристаллизатора МНЛЗ к разливке с установленной головкой затравки

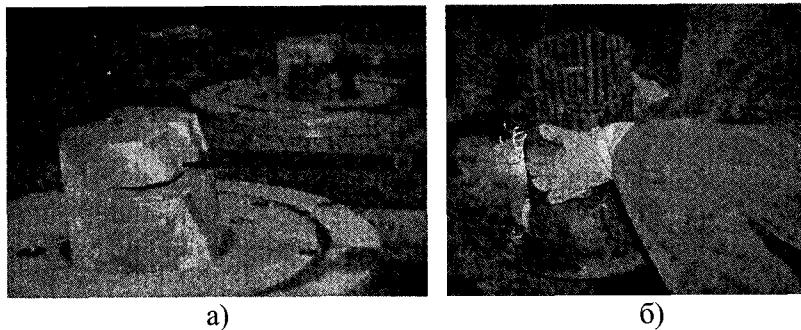


Рисунок 3.77 – Головка затравки для разливки на МНЛЗ круглой заготовки (слева) и установка на нее защитного колпака (справа)

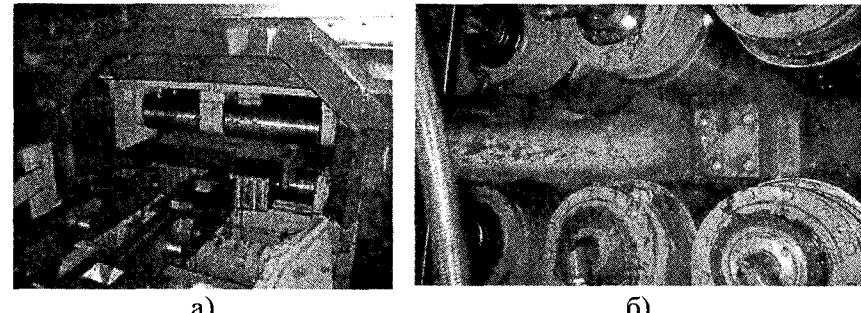


Рисунок 3.78 – Выход затравки из дугового участка ручья (а) и движение ее с головной частью заготовки в ЗВО до отделения (б)

Конструкция узла сцепления головки затравки со слитком обеспечивает возможность автоматического их разделения после выхода затравки из тянуще-правильной машины с помощью специального механизма.

По механическому устройству различают затравки жесткие, с жесткими подвижными и с раздвижными («надувными») звеньями. В современной практике предпочтение отдается затравкам с подвижными звеньями (цепного типа) (рисунок 3.79). Тем не менее, затравки с жесткими подвижными звеньями представляются наиболее функциональными и удобными в эксплуатации. Их отличает простота конструкции и надежность в работе.

Затравки цепного типа применяются на всех типах МНЛЗ для разливки заготовок различных профилей. В зависимости от податливости звеньев цепные затравки могут быть с жесткими и раздвижными звеньями. Область применения затравок с жесткими звеньями – МНЛЗ с гидравлическими механизмами перемещения и прижатия роликов.

Использование затравок с раздвижными звенями обычно является вынужденным мероприятием, связанным с установкой на МНЛЗ приводной проводки с пружинным прижатием роликов к слитку. Недостатками таких затравок

являются: быстрый выход из строя резинотканевых рукавов и потеря ими герметичности; недостаточное усилие прижатия звеньев к роликам, что обычно требует увеличения числа приводных роликов в проводке.

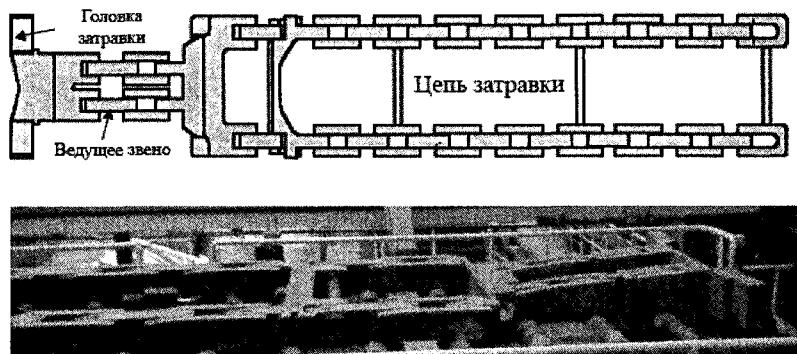


Рисунок 3.79 – Схема (вверху) и фото (внизу) цепной затравки слябовой МНЛЗ

Для радиальных многоручьевых сортовых МНЛЗ на ряде металлургических заводов применяют жесткие затравки, которые позволяют ускорить процесс подготовки ручья МНЛЗ, что имеет большое значение для многоручьевых машин (рисунок 3.80).

Жесткие затравки представляют собой дугообразный брус, по форме сечения одинаковый с отливаемым слитком и изогнутый по дуге окружности с радиусом кривизны технологической оси машины. Ввод жесткой затравки в кристаллизатор производят снизу через роликовые проводки. Жесткие затравки относительно просты в изготовлении и эксплуатации. Вместе с тем они накладывают определенные специфические требования на способ отделения головки от заготовки и на конструкцию ТПМ. Технологическим недостатком жесткой затравки является постепенная потеря ею требуемых геометрических размеров (в первую очередь, заданной кривизны).

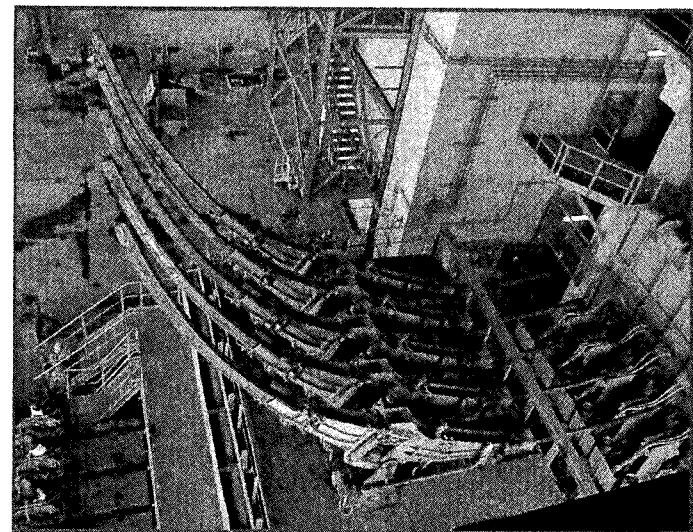


Рисунок 3.80 – Жесткая затравка сортовой МНЛЗ в резервной позиции машины для ее ввода снизу

Альтернативным решением для сортовых МНЛЗ является цепная затравка с пружинным ужесточением шарниров. Затравка содержит также ограничители взаимного поворота звеньев: от прямолинейного в разогнутом состоянии до изогнутого с радиусом МНЛЗ. Эти ограничители имеют достаточную прочность для переноски затравки краном.

Конструкция головки затравки связана с технологией заливания, заделки в кристаллизаторе, установке уплотнительного пластмассового жакета и холодильника, а также способа сцепления и отделения от заготовки. Устройство для уборки и хранения затравки выполняется индивидуально для каждого ручья и располагается за гидравлическими ножницами. В этом случае удовлетворительно решается вопрос аварийного отделения затравки при приварке головки. Так как на МНЛЗ разливаются заготовки различных сечений, затравка комплектуется головками требуемых сечений и переходными звеньями соответствующих размеров.

Подачу и ввод затравки в кристаллизатор, ее отсоединение от слитка и уборку после протягивания по роликовым проводкам, как и удержание в нерабочем положении, производят специальными машинами, часто в комплексе со вспомогательными механизмами. Затравку вводят в кристаллизатор двумя способами – сверху и снизу, которые и определяют два типа машин (рисунки 3.81, 3.82, соответственно).

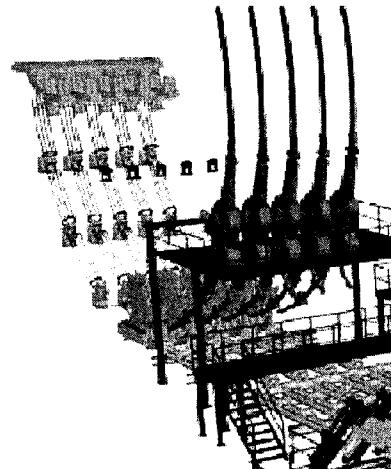


Рисунок 3.81 – Схема ввода жесткой затравки снизу

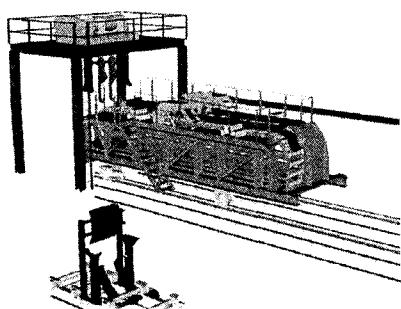


Рисунок 3.84 – Схема (слева) и фото (справа) машины для ввода затравки в кристаллизатор сверху

Контрольные вопросы

1. Опишите основное назначение и конструкцию сталеразливочного ковша.
2. Каким образом осуществляется дозирование стали из сталеразливочного ковша?
3. Назовите основные типы сталеразливочных стендов применяемых в настоящее время.
4. Как осуществляется замена сталеразливочного ковша при непрерывной разливке стали?
5. Каким образом осуществляется открытие сталеразливочного канала в начале разливки?
6. Охарактеризуйте назначение и основные функции промковша.
7. Опишите особенности тепловой работы промковша.
8. Назовите факторы, которые должны учитываться при конструировании промковшей.
9. Назовите оптимальные значения уровня металла в промежуточном ковше по ходу разливки и на завершающей ее стадии.
10. Дайте общую характеристику оптимальной геометрии и емкости промежуточного ковша.
11. Каким образом размеры и конфигурация промежуточного ковша влияют на загрязненность стали неметаллическими включениями?
12. Опишите основные методы и приемы организации движения металла в промковше.
13. Каким образом осуществляется корректирующий подогрев стали в промковше?
14. Назовите основные схемы дозирования стали при истечении ее из промковша.
15. Опишите технологию литья и оборудование для разливки стали «открытой» струей.
16. Охарактеризуйте условия работы стакана-дозатора промковша.

17. Охарактеризуйте работу устройства для быстрой замены стаканов дозаторов. В чем заключаются его преимущества?
18. Опишите технологию литья и оборудование для разливки стали «закрытой» струей с использованием стопора-моноблока.
19. Назовите преимущества схемы дозирования металла типа «стопор» – «стакан-дозатор».
20. Опишите особенности использования шиберного затвора для регулирования скорости разливки на МНЛЗ.
21. Охарактеризуйте основные функционально-технические недостатки разливки с использованием шиберных затворов в сравнении с разливкой со стопором.
22. Опишите условия работы футеровки промковша.
23. Перечислите основные функции оgneупоров промковша.
24. Опишите конструкцию футеровки промковша и охарактеризуйте назначение основных ее элементов.
25. Опишите технологию и оборудование для торкретирования промковша.
26. Охарактеризуйте режим сушки футеровки промковша при «мокром» торкретировании.
27. В чем заключается эффективность использования торкретирования футеровки промковшей? Какова возможная эксплуатационная стойкость футеровки?
28. Назовите зоны повышенного износа футеровки промковшей и чем они обусловлены.
29. Опишите особенности изготовления футеровки рабочего слоя промковша при использовании «сухих» масс.
30. Опишите технологию изготовления арматурного слоя промковша. Какова эксплуатационная стойкость арматурного слоя и от чего она зависит?
31. В чем заключаются основные преимущества применения наливных футеровок промковшей?
32. Опишите процесс изостатического прессования оgneупорных изделий для непрерывной разливки стали.
33. Охарактеризуйте назначение, конструкцию и условия эксплуатации погружной трубы.
34. Охарактеризуйте назначение, конструкцию и условия эксплуатации стопора-моноблока.
35. Охарактеризуйте назначение, конструкцию и условия эксплуатации стакана-дозатора.
36. Охарактеризуйте назначение, конструкцию и условия эксплуатации погружного стакана.
37. Охарактеризуйте назначение и условия работы кристаллизатора МНЛЗ.
38. Опишите особенности процесса отвода тепла от заготовки к охлаждающей кристаллизатор воде.
39. Каким образом подвод металла в кристаллизатор влияет на теплоотвод и формирование непрерывнолитого слитка?
40. Охарактеризуйте изменение температуры затвердевшего слоя металла и утепляющего мениск шлака в начальный момент формирования лунки затвердевающей корочки.
41. От чего зависит и как рассчитывается температура ликвидуса стали?
42. От чего зависит интенсивность теплопередачи в кристаллизаторе?
43. От каких факторов зависит тепловой поток от поверхности затвердевающей заготовки к внутренней поверхности медного кристаллизатора?
44. Опишите механизм образования газового зазора между твердой корочкой заготовки и внутренней поверхностью кристаллизатора.
45. Охарактеризуйте основные методы и приемы усиления контактного теплообмена в кристаллизаторе.
46. Назовите преимущества и недостатки использования кристаллизаторов с параболической конусностью.
47. Как влияет на теплообмен шероховатость и волнистость поверхности кристаллизатора?

48. За счет каких технологических мероприятий может быть увеличена продолжительность контактного теплообмена?

49. Как неметаллические включения влияют на пластичность стали и продолжительность контактного теплообмена?

50. Из какого материала изготавливают рабочую поверхность стенок кристаллизатора?

51. Опишите механизм образования поверхностных или внутренних трещин непрерывнолитого слитка, обусловленный теплоотводом в кристаллизаторе.

52. Как рассчитывается и от чего зависит толщина корки слитка в кристаллизаторе?

53. Назовите значения толщины корки слитка на выходе из кристаллизатора для различных типов непрерывнолитых заготовок, которые достаточны для предотвращения прорывов стали.

54. Сравните поведение твердой корочки металла в процессе осцилляции кристаллизатора при использовании шлакообразующих смесей и жидких смазок.

55. Что влияет на величину сил трения, возникающих между корочкой слитка и стенкой кристаллизатора?

56. Опишите механизм образования прорыва под кристаллизатором вследствие прилипания и разрушения корочки.

57. Что такое время опережения кристаллизатора и каким образом оно влияет на процесс разливки?

58. Назовите основные параметры качания кристаллизатора при непрерывной разливке и способы их оптимизации.

59. Какие законы качания кристаллизатора используют в промышленных МНЛЗ?

60. Что собой представляют следы качания кристаллизатора? Укажите возможные методы уменьшения их глубины.

61. Каким образом образуются следы качания кристаллизатора? Изобразите механизмы образования схематически.

62. Как параметры качания кристаллизатора влияют на величину сил трения?

63. Опишите динамику формирования и движения твердой корочки во время качания кристаллизатора при разливке без ШОС.

64. Опишите динамику формирования и движения твердой корочки во время качания кристаллизатора при разливке с ШОС.

65. Опишите основные процессы способствующие перемещению жидкого металла в кристаллизаторе МНЛЗ.

66. Назовите важнейшие функции жидкого слоя ШОС в кристаллизаторе.

67. Охарактеризуйте основные физико-химические свойства ШОС.

68. Каким образом можно рассчитывать расход ШОС?

69. Чему равен удельный расход ШОС и толщина ее слоя в кристаллизаторе при разливке различных типов заготовок? Как эти параметры влияют на ход процесса разливки и качество заготовки?

70. Каким образом происходит процесс расплавления ШОС? Опишите основные этапы.

71. Приведите основные технологические свойства ШОС.

72. Из каких основных исходных материалов и компонентов состоит ШОС?

73. Опишите основные отличия гранулированных ШОС от порошкообразных и охарактеризуйте преимущества гранулированных ШОС.

74. Дайте характеристику основных технологических параметров ШОС для разливки слябов.

75. Дайте характеристику основных технологических параметров ШОС для разливки блюмов.

76. Дайте характеристику основных технологических параметров ШОС для разливки сортовой заготовки.

77. Назовите примерный химический состав ШОС для разливки сортовой заготовки из высокоуглеродистых сталей.

78. Опишите схему автоматизированной подачи ШОС в кристаллизатор с использованием шнекового механизма.

79. Охарактеризуйте систему автоматической подачи гранулированной ШОС самотеком с самоплавящимся питателем.

80. С какой целью применяются защитные покрытия рабочей поверхности кристаллизатора? Какие материалы при этом используются?

81. Опишите назначение и конструкцию гильзового кристаллизатора.

82. Опишите назначение и конструкцию сборного кристаллизатора.

83. Охарактеризуйте систему охлаждения кристаллизаторов и приведите основные ее параметры.

84. Назовите основные показатели качества охлаждающей воды, подаваемой на кристаллизаторы.

85. Назначение и основные параметры системы аварийного охлаждения кристаллизаторов.

86. Для чего необходимо обеспечивать высокую скорость протока охлаждающей воды в кристаллизаторе?

87. Охарактеризуйте характер износа рабочей поверхности кристаллизатора и от чего он зависит.

88. Назовите основные эксплуатационные параметры кристаллизаторов (высота, стойкость, скорость движения охлаждающей воды, размеры каналов для ее подвода).

89. Как состояние (износ) внутренней рабочей поверхности кристаллизаторов влияет на ход процесса разливки и качество непрерывнолитого слитка?

90. Назовите основные браковочные признаки кристаллизаторов и причины их замены

91. Опишите конструкцию и назначение ЗВО.

92. Какие общие требования предъявляются к ЗВО?

93. Что такое «выпучивание» заготовки, и каким образом оно влияет на ее качество? Из каких соображений выбирают диаметр и шаг между роликами?

94. В чем заключаются особенности конструкции роликов, определяемые условиями их эксплуатации? С какой целью осуществляется внутреннее охлаждение роликов?

95. Из каких конструкционных материалов изготавливают ролики, и чем определяется их диаметр и расположение?

96. Перечислите основные требования к правильной настройке положения роликов ЗВО.

97. Каким образом реализуется операция выпрямления (разгиба) заготовки в ЗВО?

98. С какой целью осуществляют «мягкое» обжатие заготовки в ЗВО? Изобразите это схематически?

99. Опишите основные принципы и подход к выбору удельных расходов охлаждающей воды в ЗВО.

100. Охарактеризуйте основные параметры теплового баланса в ЗВО.

101. От чего зависит плотность теплового потока, отводимого от заготовки в ЗВО?

102. Опишите общие закономерности характера изменения температуры поверхности заготовки в ЗВО.

103. В чем состоит принцип струйного охлаждения заготовки в ЗВО. Укажите его преимущества, недостатки и область применения.

104. Опишите сущность способа водовоздушного охлаждения заготовки в ЗВО.

105. Укажите основные преимущества, недостатки и область применения водовоздушного охлаждения.

106. Охарактеризуйте основные способы водовоздушного охлаждения, используемые на МНЛЗ.

107. Рассмотрите основные способы расположения форсунок относительно опорных роликов и покажите, какие преимущества и недостатки они имеют.

108. Опишите требования к качеству воды, применяемой для охлаждения в ЗВО.

109. Опишите назначение и конструкцию тянущей правильной клети. В каком месте МНЛЗ она располагается?

110. Каким образом выполняется операция расправления заготовки? Какие особенности необходимо учитывать при его организации?

111. Почему участок расправления заготовки должен быть построен по кривой с постоянно увеличивающимся радиусом кривизны?

112. Опишите особенности организации процесса порезки заготовки на мерные длины. Каким образом достигается синхронизация движения заготовки и резака?

113. Опишите преимущества и недостатки систем порезки непрерывнолитой заготовки на гидравлических ножницах.

114. Опишите порядок установки головки затравки в кристаллизатор и приведите схему ее расположения.

115. С какой целью при установке затравки используются холодильники?

116. Охарактеризуйте основные типы конструкций затравок, используемых на МНЛЗ.

117. Что представляют собой в конструктивном плане жесткие затравки?

118. Какие факторы влияют на конструкцию головки затравки?

4 СТРУКТУРА, КАЧЕСТВО И ДЕФЕКТЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОГО МЕТАЛЛА

Постоянно возрастающая конкуренция на мировом рынке предъявляет все более жесткие и комплексные требования к качеству непрерывнолитой заготовки, которые необходимо обеспечивать на всех стадиях технологической цепочки выплавки, внепечной обработки и разливки стали.

4.1 Основные сведения о процессах затвердевания и формирования структурных зон в непрерывнолитых заготовках

Важным этапом в получении качественных непрерывнолитых заготовок является процесс перехода стали из жидкого состояния в твердое, называемый затвердеванием. Затвердевание заготовки происходит в течение 10-20 минут и сопровождается сложными физико-химическими процессами, включающими явления массопереноса, изменения химического состава стали, уменьшения ее объема и пр.

Процессы тепло- и массопереноса, а также упругопластической деформации, происходящие при затвердевании непрерывнолитой заготовки, сопровождаются конвективным движением потоков металла, формированием кристаллической структуры, развитием усадочных и ликвационных явлений, которые существенным образом предопределяют формирование конечной внутренней структуры непрерывнолитой заготовки.

Заливка металла в кристаллизатор сопровождается турбулентным перемещением больших объемов жидкой стали, которое оказывает существенное влияние на процессы массо- и теплопереноса.

Теплопередача от движущихся потоков жидкой перегретой стали к границе затвердевания может происходить или под действием внешних сил, или благодаря разности плотностей жидкого металла, вызванной местным охлаждением в

поле действия сил тяжести. В первом случае происходит теплообмен в условиях вынужденной конвекции, а во втором имеет место свободная конвекция. В процессе конвекции объемы среды стремятся переместиться к поверхности теплообмена и отдают ей тепло тем интенсивнее, чем больше скорость движения среды. Поэтому конвекция неразрывно связана с турбулентностью, а ее интенсивность определяется, прежде всего, интенсивностью потока теплоносителя.

На начальном этапе процесса затвердевания непрерывнолитой заготовки происходит охлаждение жидкой стали до температуры начала затвердевания (температура ликвидус), а также появление зародышей твердой фазы в зонах интенсивного отвода тепла.

В отличие от чистых металлов при кристаллизации многокомпонентных расплавов, к которым относятся промышленные стали, возникает так называемое концентрационное (диффузионное) переохлаждение. Возникновение последнего связано с ликвацией компонентов расплава. *Ликвацией* в данном случае называют различие химического состава твердой и жидкой фаз, возникающее при кристаллизации. Наибольшее влияние на развитие ликвационных явлений оказывают такие химические элементы как сера, углерод, фосфор, кремний, марганец, молибден и пр. Если жидкость обогащается примесным элементом, ликвацию считают положительной, а если обедняется – отрицательной. Различия в химическом составе различных объемов металла, возникшие в результате ликвации, сохраняются в стали после завершения затвердевания.

Перемещение металла, обогащенного ликвационными примесями, из области затвердевания, в которой сосуществует твердая и жидккая фазы, в жидкую область слитка определяется, во-первых, механическим захватом жидкости осьми растущих дендритов (зона столбчатых кристаллов) и ее вытеснением, а во-вторых, диффузией (молекулярной и конвективной), осуществляющей перенос загрязненной жидкости. Оба эти фактора действуют независимо от природы ликвирующих примесей.

Форма растущих в расплаве кристаллов зависит от степени переохлаждения жидкости, направления теплоотвода, содержания примесей в стали и других параметров. На рисунке 4.1 схематически представлены основные структурные зоны, которые могут встречаться в непрерывнолитом слитке. При этом различные «недендритные» структуры (рисунок 4.1 в) могут встречаться только в случае охлаждения заготовки с высокими скоростями, что имеет место, например при разливке на тонкий лист.

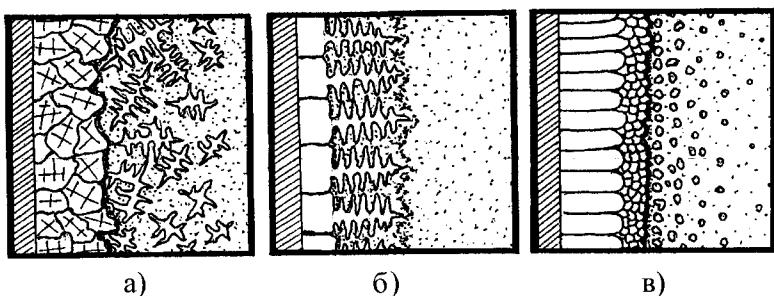


Рисунок 4.1 – Основные структурные зоны непрерывнолитых заготовок, образующиеся при затвердевании: а – структура равноосных кристаллов; б – структура столбчатых кристаллов; в – равноосная «недендритная» структура

В несколько упрощенном варианте для стальных непрерывнолитых заготовок можно ограничиться тремя характерными кристаллическими зонами:

– корковая зона толщиной в несколько миллиметров, состоящая из мелких кристаллитов близких к равноосным, оси первого порядка которых располагаются преимущественно перпендикулярно к поверхности слитка;

– зона столбчатых (дендритных) кристаллов, оси первого порядка которых направлены практически перпендикулярно (или с небольшим отклонением) к поверхности слитка (в случае заливки сильно перегретой стали столбчатые кри-

стали достигают оси слитка и такое явление называется транскристаллизацией);

– зона неориентированных равноосных кристаллов, занимающая всю среднюю часть слитка и состоящая из крупных кристаллов с беспорядочным направлением осей первого порядка.

Формирование корковой зоны и столбчатых кристаллов происходит в условиях некоторого перегрева металла в жидкой сердцевине слитка (то есть при условии, когда температура стали превышает значение температуры ликвидус) и наличия достаточно сильных конвективных потоков. После снятия перегрева металла происходит интенсивное формирование двухфазной зоны.

В строении дендрита выделяются главные оси первого порядка, перекрещивающиеся с ними оси второго порядка и иногда оси третьего порядка (рисунок 4.2). В процессе затвердевания между двумя соседними дендритами некоторое время сохраняются области жидкой фазы.

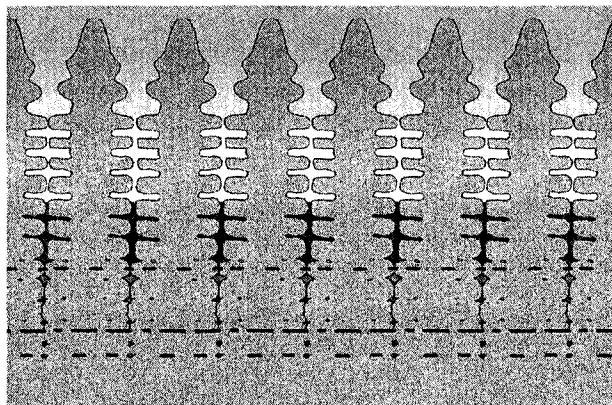


Рисунок 4.2 – Схематическое представление процесса роста зоны дендритных кристаллов и областей жидкотвердой фазы в формирующемся корочке

Можно условно считать, что формирующаяся твердая оболочка состоит из пяти зон, отличающихся своей морфологией и механическими характеристиками:

- зона свободного вытекания жидкости из междендритного пространства;
- зона ограниченного вытекания («невытекания») жидкости из междендритного пространства и образования участков жидкой пленки;
- участок жидких вкраплений в твердых зернах и пленок по границам зерен;
- участок жидких вкраплений мелких капель в твердых зернах и на их границах;
- полностью затвердевший участок твердого каркаса.

При этом определенную механическую прочность имеет только участок с полностью твердой фазой.

Как правило, границы между дендритами выявляются менее отчетливо, чем между округлыми зернами. Они скорее, представляют собой сцепления между окончаниями осей дендритов второго порядка.

Рост дендрита, образующегося на холодной поверхности и выступающего в расплав перпендикулярно к поверхности кристаллизатора, характеризуется различной скоростью продвижения отдельных плоскостей кристаллов, а свою форму сохраняют только более медленно растущие плоскости, в то время как более быстро растущие поверхности образуют шип, выступающий в оставшийся расплав. Выделяющаяся в переохлажденный расплав теплота кристаллизации растущего рассмотренным способом кристалла ухудшает условия роста других близлежащих кристаллов.

Первоначально дендриты очень малы (рисунок 4.3 а), даже если затвердевание идет сравнительно медленно. Затем, когда процесс затвердевания замедляется, рост продолжают лишь отдельные ветви, оси которых совпадают с направлением теплового потока (рисунок 4.3б, в).

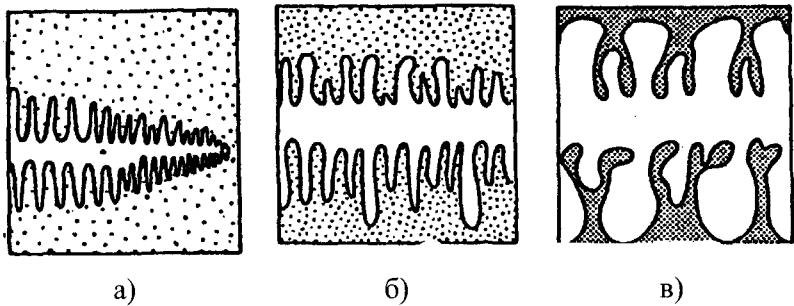


Рисунок 4.3 – Схематическое представление этапов укрупнения ветвей дендритов в процессе их роста

Другие ветви при этом частично растворяются таким образом, что протяженность дендритов значительно увеличивается по мере затвердевания. Окончательная длина дендритов определяется процессом их укрупнения и может составлять величину от нескольких миллиметров до десятка сантиметров и более.

Образование дендритной структуры металла в процессе кристаллизации заготовки связано с особенностью ее формирования при затвердевании металла в зоне двухфазного состояния. Наличие переохлажденного расплава перед фронтом затвердевания приводит к тому, что вначале в переохлажденном слое быстро растет «скелет» дендрита, т. е. сравнительно тонкая ось дендрита первого порядка. Затем уже происходит утолщение дендритных ветвей. Обе стадии формирования дендритного остова протекают в различных условиях и с разной скоростью.

Захваченные фронтом кристаллизации дендриты фиксируются под определенным углом к омывающему их конвективному потоку. С увеличением скорости конвективного потока и понижением скорости затвердевания угол отклонения главной оси дендрита увеличивается. При достаточно интенсивных конвективных потоках (например, электромагнитное перемешивание) происходит подплавление и механическое обламывание ветвей дендритов. Отделившиеся частицы ден-

дритов образуют жидкотвердую область, служат самостоятельными зародышами кристаллизации или расплавляются.

Рост кристаллов столбчатой зоны сопровождается также снятием термического переохлаждения выделяющейся теплотой кристаллизации и повышением концентрации легко-плавких растворимых примесей перед фронтом кристаллизации, что приводит к возникновению концентрационного переохлаждения.

Считается, что только часть жидкой фазы может затвердеть по дендритной схеме, а остальной объем жидкости затвердевает вследствие отвода тепла из кристаллизующегося металла в результате теплопроводности. Затвердевание этого расплава происходит вследствие перемещения недендритной поверхности раздела фаз через уже образовавшийся дендритный остов. Эта стадия заполнения междендритного пространства твердой фазой протекает гораздо медленнее, чем дендритный рост.

Переход от зоны столбчатых кристаллов к равноосным обусловлен величиной температурного градиента в жидкой части слитка у фронта затвердевания. Указанный переход происходит при достижении этим градиентом некоторого минимального значения. При увеличении интенсивности охлаждения толщина зоны столбчатых кристаллов возрастает.

Характер развития зоны равноосных дендритов во многом зависит как от химического состава металла, так и от степени его перегрева над температурой ликвидус. При этом затвердевание в зоне равноосных дендритов происходит по механизму гетерогенного зарождения центров кристаллизации или по механизму дендритной мультиплексии (умножения числа зародышей за счет разрушения ветвей дендритов).

Кроме рассмотренных типовых видов кристаллических структур, в макроструктуре любой заготовки следует, видимо, также различать зоны с так называемыми «переходными» или «смешанными» структурами. Наиболее уязвимой с точки зрения резкого изменения уровня механических свойств представляется, на наш взгляд, область структурного перехода.

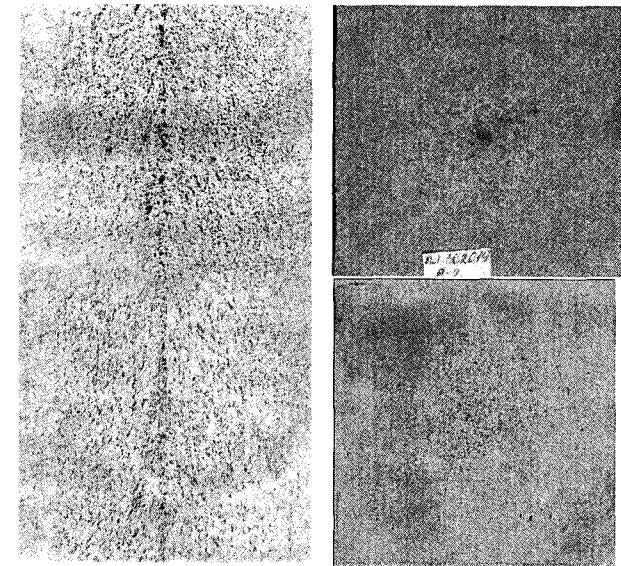
да от зоны столбчатых дендритных кристаллов к зоне равносных дендритов. С теплофизической точки зрения эта переходная зона соответствует моменту времени, в который скорость отвода тепла через твердую корочку уменьшается до таких величин, что она примерно соответствует скорости выделения тепла свободно плавающими перед фронтом затвердевания твердыми кристаллами. Протяженность этой зоны во многом зависит от условий затвердевания заготовки в целом.

Процесс образования осевой неоднородности реализуется на границе твердой и жидкой частей слитка в условиях, когда уровень жидкости в средней его части непрерывно опускается. По мере сближения фронтов горизонтального затвердевания у оси заготовки усадочное перемещение возрастает. Поток движущегося жидкого металла увлекает за собой скопления ликватов, экстрагируя их из межосных пространств дендритов. Скопления ликватов описывают траектории, определяемые, с одной стороны, движением границ затвердевания, а с другой – усадочными перемещениями жидкого металла. Известно, что при содержании в двухфазной жидко-твердой области около 20% твердой фазы вязкость ее значительно возрастает, что приводит к потере жидкотекучести и питание усадочных пустот жидким металлом из верхних горизонтов затрудняется. Именно поэтому осевая неоднородность характеризуется пористостью, проявляющейся в виде трещин.

Ликвация в осевой зоне заготовки (рисунок 4.4) крайне опасна, так как подобные пороки практически не устраняются при последующей пластической деформации.

Это обусловлено, прежде всего, снижением эффективности прокатки (проработки металла) по мере приближения к центру заготовки. Особую опасность осевая пористость представляет для крупных сечений непрерывнолитых заготовок (например, блумов и толстых слябов).

В процессе затвердевания и охлаждения заготовки протекают процессы усадки металла.



a) б)

Рисунок 4.4 – Серный отпечаток (а) и фото(б) продольного сечения бломовой заготовки с осевой ликвацией

Сущность усадки состоит в объемных изменениях жидкой и твердой фаз при понижении температуры и объемных изменениях, происходящих при фазовых превращениях. Эти процессы проявляются в заготовке характерными изменениями, в результате которых уменьшаются ее общие размеры, а внутри заготовки образуются усадочные пустоты (усадочные раковины, усадочная пористость) (рисунок 4.5), усадочные деформации (линейная усадка, коробление), трещины, остаточные внутренние напряжения и т.п.

Численные характеристики изменений размеров тел при охлаждении называют коэффициентами усадки, которые могут выражаться в объемных или линейных величинах, в долях единицы или в процентах.

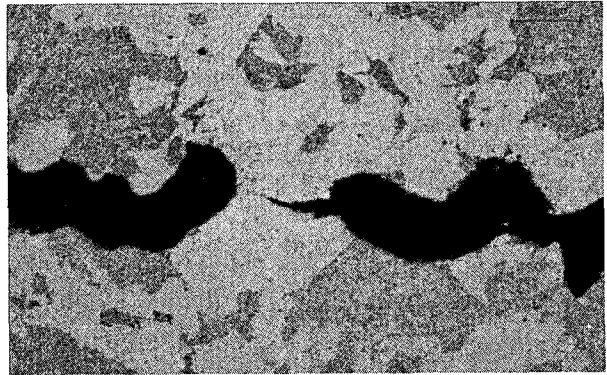


Рисунок 4.5 – Усадочные пустоты (черные участки) в заготовке

Величина объемной усадки стали при затвердевании обуславливается величиной интервала кристаллизации, который, в частности, определяется содержанием углерода и других элементов. Она может составлять 3-5%.

4.2 Деформации, напряжения и трещины в твёрдой корочке заготовки

Неравномерный отвод тепла от затвердевающей заготовки вызывает неодинаковое распределение полей температур в твердой корочке, что обусловливает формирование в ней внутренних напряжений, которые являются причиной деформирования заготовки в поперечном и продольном сечении. Это приводит к развитию многочисленных поверхностных и внутренних дефектов, снижающих качественные показатели и механические свойства литого металла, и сокращению срока службы металлоизделий из них.

К числу наиболее значимых дефектов, связанных с внутренними напряжениями, можно отнести наружные и внутренние продольные, поперечные и диагональные трещины, а также дефекты усадочного происхождения. Основными причинами развития указанных дефектов являются:

- высокая скорость кристаллизации и низкая прочность литого металла при высоких температурах;
- высокое содержание серы при низком содержании марганца в стали, понижающее пластические свойства стали в горячем состоянии;
- загрязненность разливаляемого металла неметаллическими включениями, которые следует связывать с технологией внепечной обработки и разливки стали;
- нестабильность заполнения кристаллизатора жидкойстью, а также несимметричность движения потоков металла в жидкой ванне кристаллизатора;
- нестабильность температуры разливки стали и величина превышения температуры разливки (в промковше) над температурой ликвидуса, а также неравномерность распределения тепловых полей внутри кристаллизатора.

С точки зрения причин образования трещин наибольший интерес представляют главные параметры, влияющие на их возникновение: прочность, деформационная способность и скорость деформации металла при температурах затвердевания стали. Для предупреждения нарушения сплошности металла необходимо, чтобы вследствие усадки стали, температурных напряжений и ферростатического давления суммарные напряжения, деформационная способность и скорость деформации не превышали их критических значений, при которых наступает разрыв металла.

На деформационные свойства стали в значительной степени влияет скорость деформации. С увеличением содержания углерода допускаемая скорость деформации увеличивается. Поэтому средне- и высокоуглеродистые стали имеют меньшую склонность к образованию деформационных трещин. Как показывают данные различных исследователей, увеличение скорости деформации уменьшает допускаемую деформацию для всех марок сталей. Деформация металла весьма существенно влияет также и на допускаемые напряжения в затвердевающей стали. Последний показатель в зна-

чительной степени связан с наличием в стали фосфора, серы и марганца.

Известно, что при различных химических составах сталей механические их свойства в районе температуры ликвидуса не сильно отличаются друг от друга. Вместе с тем, присутствие углерода и серы оказывает заметное влияние на склонность к трещинообразованию. Промышленный опыт показывает, что проблемы с растрескиванием непрерывнолитой заготовки возникают уже при содержании углерода в стали на уровне 0,15 % и достигают своего максимума при $[C]=0,40\%$. При таком содержании углерода усадка стали приближается к максимуму, а прочность на растяжение падает при сохранении относительно низкой пластичности. Для нелегированных углеродистых марок стали с содержанием углерода около $0,17 \div 0,24\%$ пластичность оказывается минимальной.

Присутствие вредных и остаточных элементов в стали (например, повышенное содержание P, S, Cu, Sb, Sn, As) при углероде в диапазоне 0,30÷0,50 % оказывает дополнительное существенное ослабляющее влияние на прочность корки слитка. Так, увеличение содержания серы в стали с 0,025% до 0,045% существенно уменьшает предел прочности при растяжении, причем особенно заметное снижение прочности имеет место в пределах изменения содержания серы 0,025-0,030%.

Многочисленные экспериментальные исследования показывают, что для отношения $Mn/S \leq 25$ при разрыве образцов значения относительного сужения составляют менее 10%, при $Mn/S \approx 60$ значения относительного сужения возрастают до 40%, а при $Mn/S \approx 100$ и 200 – соответственно до 60% и 90%. Непрерывное увеличение пластичности стали с увеличением отношения содержания марганца к сере позволяет сделать заключение об изменяющемся составе сульфидов. В целом же приведенные данные позволяют говорить о возможности повышения качества внутренней структуры непрерывнолитой заготовки путем повышения значения отношения Mn/S. В настоящее время большинство ведущих ме-

таллургических фирм мира рекомендуют обеспечивать отношение $Mn/S \geq 50\text{--}70$ при разливке рядовых сталей на сортовую и блюмовую заготовку и повышают отношение $Mn/S \geq 100\text{--}120$ для качественных сталей (особенно при разливке на слабовых МНЛЗ с многоточечным загибом и разгибом).

Трещины возникают в том случае, когда прочность металла σ , относительная деформация ε и скорость деформации ε' определенного участка формирующейся корочки оказываются выше допустимых, то есть когда выполняются следующие неравенства

$$\sigma > \sigma_{kp}; \quad \varepsilon > \varepsilon_{kp}; \quad \varepsilon' > \varepsilon'_{kp};$$

$$\varepsilon = \Delta l/l = \alpha \Delta T/l = \alpha \Delta T; \quad \varepsilon' = \alpha \Delta T/\tau; \quad \sigma = \varepsilon E,$$

где ε – деформация металла;

ε' – скорость деформации;

ε'_{kp} – критическая деформация, после превышения которой образуются трещины;

σ и σ_{kp} – прочность и критическая прочность стали при высоких температурах;

Δl – усадка рассматриваемого участка заготовки;

l – протяженность участка заготовки, на котором образуются трещины;

α – коэффициент усадки стали;

ΔT – перепад температур на рассматриваемом участке заготовки;

τ – продолжительность охлаждения этого участка;

E – модуль упругости стали.

Допустимый предел прочности в зависимости от поверхности заготовки и температуры плавления заданной марки стали определяется по следующей зависимости

$$\sigma_{kp} = \sigma_m e^{\beta(l-T_s/T)},$$

где σ_m – напряжение вблизи температуры солидуса стали, равное по экспериментальным данным 7,5-8,0 МПа; T_s – температура плавления стали; T – температура поверхности непрерывнолитого слитка; β – экспериментальный коэффициент, равный 6,88; e – основание натурального логарифма.

Значение допускаемой деформации при температуре, близкой к солидусу, может быть ориентировочно определено по эмпирической формуле

$$\varepsilon_{kp} \approx 2,0 \tau^{0,55},$$

где τ – время затвердевания корочки.

Таким образом, в соответствии с рассмотренной схемой термонапряженное состояние корочки затвердевающей заготовки определяется тремя следующими факторами:

- прочностными и пластичными свойствами стали при высоких температурах;
- линейной и объемной усадкой стали и скоростью образования зазора между оболочкой заготовки и стенкой кристаллизатора;
- интенсивностью теплового потока и внутренними напряжениями в твердой оболочке формирующейся заготовки после образования зазора.

При этом основными видами дефектов, которые сопутствуют вышеперечисленным факторам, являются:

- выпуклость заготовки по узким граням;
- продольные поверхностные ужимины (по более широким граням);
- ромбичность для заготовки квадратного сечения;
- подповерхностные (в местах нахождения ужимин) диагональные и перпендикулярные поверхности трещины.

Существенное влияние на процесс трещинообразования непрерывнолитой заготовки оказывают механически вызван-

ные деформации, поскольку они происходят в условиях, когда внутри слитка еще имеется жидкая фаза.

Механически вызванные деформации могут возникать по многим причинам. Даже если машина тщательно спроектирована, то механические деформации, возникающие от несоблюдения одного уровня между разгрузочной рамой, искривления геометрической формы поперечного сечения сляба, ошибочного раствора валков и излишней вытяжки сляба у приводных валков, все же сильно зависят от тщательности работы оператора. Регулировка напряжения и вздутия корочки между валками, хотя и зависит от условий работы зоны вторичного охлаждения, является основной задачей конструирования, согласующейся с усовершенствованными анализами процесса выпучивания.

Выпучивание твердой корочки заготовки, в основном, регулируется расстановкой (шагом) роликов, причем ролики размещаются более близко для машин с прямым кристаллизатором, чем для машин радиального типа вследствие более высокой скорости разливки, присущей конструкции МНЛЗ с прямым кристаллизатором.

Вследствие того, что непрерывнолитая заготовка одновременно затвердевает и движется сквозь рабочее пространство МНЛЗ, существует высокая вероятность формирования несплошностей по причине растягивающих деформаций вблизи межфазной поверхности между оболочкой (корочкой) и жидкой сердцевиной. Некоторые исследователи придерживаются той точки зрения, что поскольку дендриты у межфазной поверхности затвердевания действуют нежелательным образом только в условиях растягивающих деформаций, то заготовка может рассматриваться в качестве «датчика растягивающих деформаций», т.е. она чувствительна к любому виду растягивающей деформации.

Обычно в качестве индикатора несплошностей, вызванных растягивающей деформацией, принимаются так называемые «ликвационные полоски» которые наблюдаются как потемнения в виде линий на макротравленных сечениях ли-

того и прокатанного непрерывнолитого слитка. Обширные исследования показали, что ликвационные полосы являются результатом разрушения границ зерен во время затвердевания, ориентированных перпендикулярно к приложенным растягивающим напряжениям.

Вследствие низкой пластичности стали при температуре вблизи температуры солидуса граница зерна у межфазной поверхности затвердевания может разрушиться тогда, когда напряжения превысят некоторую пороговую величину. Междendритная жидкость, обогащенная ликвирующими элементами и фазами (особенно фосфором и сульфидами), из прилегающей лунки втягивается и накапливается в зоне разрушения. Однажды начавшись, процесс разрушения или трещинообразования совместно с накоплением ликватов может продолжать развиваться в затвердевающей стали даже при пониженных уровнях деформаций, поскольку деформации затем концентрируются (локализуются) на разрушенной границе.

Пороговый уровень формирования радиальных полосок сильно зависит от содержания углерода в стали. Общепринятые «безопасные» уровни деформаций и те, которые часто цитируются в литературе, составляют 1,25% для поверхностной деформации и около 0,20% для межфазной деформации. Предельное относительное удлинение стали при температурах 1470-1430°C колеблется в пределах 0,3-0,4%. Машины с прямыми кристаллизаторами работают при деформациях ниже порогового уровня. Несмотря на то, что разрывы завариваются во время прокатки, участки, обогащенные ликватами, остаются и вызывают появление участков повышенной трапивости в прокатанной продукции.

С целью определения деформации, которая может быть допустима у межфазной поверхности затвердевания стали, разработано много лабораторных методик. Большинство методов основано на оценках деформации разрушения, получаемой измерением процентного уменьшения площади в образцах, которые перегреваются от комнатной температуры. Однако замеры уменьшения площади недостаточно точны,

т.к. пороговый уровень деформаций на фронте затвердевания составляет величину порядка 1% или менее. Деформации выпучивания, изгиба и выпрямления варьируются в этих экспериментах либо за счет скорости разливки (изменяя тем самым толщину корочки по всему затвердевающему слябу), либо за счет величины продольного сжатия, приложенного в этих критических зонах. Немаловажным также является и то, каким образом тестируемый образец подводится к заданной температуре и каким образом эта температура замеряется.

Таким образом, для предварительного определения минимально допустимых радиусов кривизны заготовки в местах ее загиба и разгиба необходимо учитывать напряженное состояние заготовки и механические свойства металла в области температур несколько ниже затвердевания (1300-1400 °C).

Деформации загиба и выравнивания представляют самый важный аспект проблемы обеспечения высокого качества внутренней структуры непрерывнолитой заготовки. Так, проектировщики машин с прямым кристаллизатором настаивают на том, чтобы приводные валки, обеспечивающие движение заготовки, размещались по всей длине машины.

Пользуясь эффектом ферростатического давления, действующего за пределами приводных валков, и используя трение, развивающееся между поверхностями валка и сляба, машина создает вытяжное усилие, которое буквально проталкивает полосу через секцию загиба, радиальную секцию и секцию разгиба. Несмотря на то, что сляб подвергается растягивающим нагрузкам по мере того, как он выходит из кристаллизатора и на коротком пути вдоль вертикально расположенной рамы, он подвергается сжимающим нагрузкам, начиная с приводных валков. В машине с радиальным кристаллизатором сляб выталкивается тянувшими валками так, что вся полоса оказывается под действием растягивающих нагрузок на участке от кристаллизатора до конца секции разгиба. Величина растягивающих нагрузок повышается с увеличением скорости разливки вследствие повышенного противодействия линии, вызываемого увеличенным выпучиванием более тонкой ко-

рочки сляба. В обеих конструкциях приблизительно одинаковое количество энергии используется для транспортировки затвердевающего сляба от кристаллизатора до газорезки.

Рассматривая динамику формирования твердой фазы при затвердевании непрерывнолитой заготовки, необходимо отметить, что в области температуры солидус (фронт затвердевания) металл находится как в твердом (дендриты), так и жидком (междендритное пространство) состояниях (рисунок 4.2). Только на некотором расстоянии от фронта затвердевания находятся слои металла, имеющие целиком твердую фазу. Между тем, эти слои металла находятся в напряженном состоянии, обусловленном перепадом температур между наружной поверхностью заготовки и фронтом затвердевания. Следовательно, в расчетах допустимых радиусов загиба и разгиба заготовки с жидкой сердцевиной следует принимать во внимание допустимые относительные удлинения не на границе фронта затвердевания, а на некотором удалении от него (10-15 мм).

Для определения оптимального формата МНЛЗ рекомендуется принимать коэффициент относительного удлинения стали в зоне критических температур на уровне 0,2%. Критическая скорость деформации при этом должна находиться в пределах $0,01 \text{ с}^{-1}$, а предел прочности твердой корочки – в диапазоне 2-3 МПа (для ряда сталей до 4-6 МПа).

Для низкоуглеродистых марок сталей скачок пластичности от больших значений к малым при охлаждении начинается в области температуры 1200°C и продолжается до 1450°C . При этом абсолютные значения скачка уменьшаются с увеличением отношения марганца к сере.

Более точные оценки напряженного состояния непрерывнолитой заготовки в процессе ее формирования и деформации могут быть выполнены с помощью методов расчета аккумулированных напряжений. Предполагается, что для предупреждения нарушения сплошности металла необходимо, чтобы вследствие усадки стали, температурных напряжений, механических (литейных) деформаций и ферростатического

давления суммарные напряжения, деформационная способность и скорость деформации не превышала их критических значений, при которых наступает разрушение металла. Для углеродистых сталей допускаемые суммарные критические значения растяжения заготовки (разгиб-загиб, термические, напряжения затвердевания) не должны превышать 0,70%.

Таким образом, формирующаяся в кристаллизаторе твердая оболочка подвергается при движении разнообразным деформациям и нагрузкам. Независимо от причины деформации в оболочке возникают внутренние напряжения, которые при достижении критического значения вызывают образование трещин по фронту затвердевания. Трещины заполняются находящимся перед фронтом затвердевания обогащенным расплавом и таким образом самозалечиваются. Напряжения, которые приводят к образованию трещин, могут возникнуть в кристаллизаторе и в зоне вторичного охлаждения. Критические деформации в кристаллизаторе приводят к образованию продольных трещин, а под кристаллизатором – поперечных трещин. Зачастую эти напряжения накладываются друг на друга, поэтому в производственных условиях в большинстве случаев невозможно определить истинные причины образования трещины. Снижения вероятности образования внутренних трещин удается достичь за счет специальных конструктивных мероприятий, выполненных на базе соответствующих теоретических расчетов и статистической обработки данных применительно к конкретной МНЛЗ.

4.3 Основные дефекты непрерывнолитых заготовок

Практика непрерывной разливки стали и непрерывное повышение требований, предъявляемых к качеству заготовки, способствуют стимулированию развития общих представлений о природе и механизмах развития тех или иных групп дефектов. Особенностями непрерывнолитого слитка, по сравнению со слитками, отлитыми в изложницы, являются более высокая однородность химического состава, меньшее количест-

во поверхностных дефектов, лучшая структура и т.п. Тем не менее, полностью исключить поверхностные и внутренние дефекты непрерывнолитой заготовки достаточно сложно.

Отправной точкой для получения качественной непрерывнолитой заготовки является рациональная подготовка жидкой стали, в первую очередь, контроль за раскислением, усреднением металла по химическому составу и температуре, обеспечение требуемой температуры металла, минимизация содержания вредных примесей в стали.

Дефектом непрерывнолитой заготовки принято считать отклонение от предусмотренного техническими условиями показателя качества заготовки или металлопродукции, которое частично или полностью нарушает совокупность технологических или эксплуатационных свойств изделия (сплошность, химический состав, структура и т.п.).

На рисунке 4.6 представлена схема расположения основных видов дефектов непрерывнолитой заготовки, которые встречаются в практике разливки.

Отдельные дефекты непрерывнолитой заготовки могут быть идентифицированы уже непосредственно при их визуальном осмотре, а для определения остальных необходимо отбирать от заготовок специальные образцы. Порядок отбора проб и классификация дефектов регламентируются техническими условиями, которые могут изменяться в зависимости от сечения заготовки, ее назначения, марки стали и т.п. Технические условия для непрерывнолитой заготовки, которая является полупродуктом, могут отличаться в различных странах и компаниях. В случае если непрерывнолитая заготовка выступает в качестве товарной продукции, то показатели ее качества регламентируются покупателем.

Между тем, большое количество непрерывнолитых заготовок, которое получается в процессе разливки, практически исключает возможность тщательного осмотра всех заготовок в силу целого ряда технических трудностей. Поэтому в металлургической практике большое применение получили способы выборочного контроля непрерывнолитой заготовки,

методика которых базируется на большом практическом опыте и законах статистики.

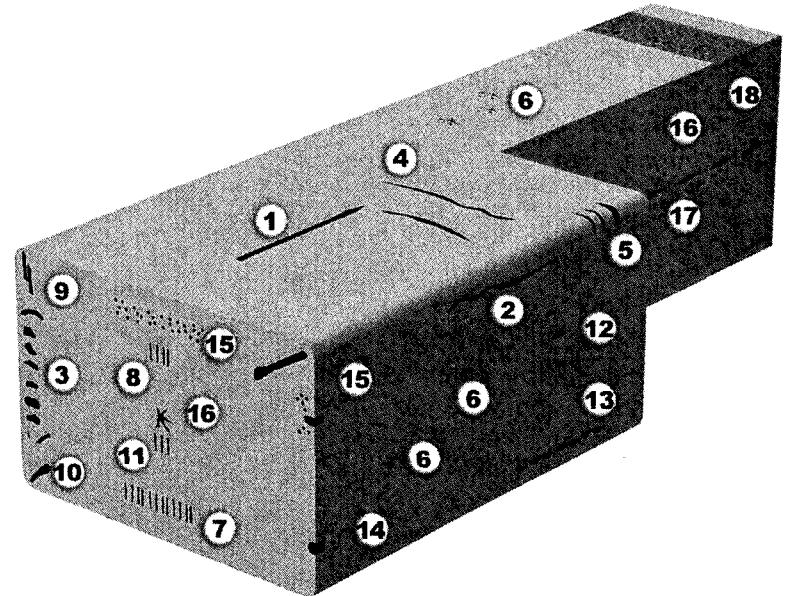


Рисунок 4.6 – Схематическое представление основных дефектов, встречающихся в непрерывнолитой заготовке: 1, 2 – глубокие продольные трещины на поверхности и в зоне кромок; 3 – подкорковые пузьри; 4, 5 – поперечные трещины по грани и в кромках; 6 – паукообразные (звездообразные) трещины; 7, 8 – внутренние трещины в продольном направлении; 9, 10 – короткие диагонально ориентированные трещины вблизи кромок; 11 – трещины в осевой зоне; 12 – беспорядочно расположенные поры и шлаковые включения; 13 – поры и шлаковые включения в виде гнезд в продольных дорожках; 14 – поверхностные поры; 15 – неметаллические включения; 16, 17 – осевая ликвация и пористость; 18 – пояса и завороты корки

Все дефекты, встречающиеся в непрерывнолитых заготовках, можно условно разделить на следующие группы:

- дефекты геометрической формы (профиля) заготовки;
- поверхностные и подповерхностные дефекты;
- внутренние дефекты, которые располагаются внутри тела заготовки.

К числу основных дефектов непрерывнолитых заготовок следует отнести: дефекты геометрической формы, поверхностные продольные, поперечные и паукообразные трещины, внутренние трещины, дефекты в сердцевине слитка, поры и участки шлаковых включений и т.п.

4.3.1 Дефекты профиля

Дефекты профиля заготовки – это дефекты, при которых поперечное или продольное сечение заготовки деформировано относительно заданной геометрической конфигурации. Такие дефекты могут быть связаны с повышенной скоростью или температурой разливки стали, с недостаточным, повышенным или неоднородным охлаждением слитка.

Главной причиной, вызывающей развитие нарушения конфигурации заготовки, является неравномерное наращивание корки слитка в кристаллизаторе.

Разнотолщинная корочка слитка на выходе из кристаллизатора при дальнейшем интенсивном охлаждении слитка будет способствовать развитию высокой ромбичности заготовки (рисунок 4.7).

Образование неоднородной корки слитка в кристаллизаторе может быть связано с неточной центровкой струи металла из промежуточного ковша, износом или деформацией профиля гильзы, неравномерным охлаждением слитка ввиду переменного зазора между обечайкой и гильзой кристаллизатора.

Высокая ромбичность непрерывнолитой заготовки может вызвать проблемы при формировании профиля в валках клетей прокатного стана. Кроме того, высокая ромбичность заготовки может обуславливать возникновение других видов дефектов (например, поверхностных и внутренних продольных трещин).

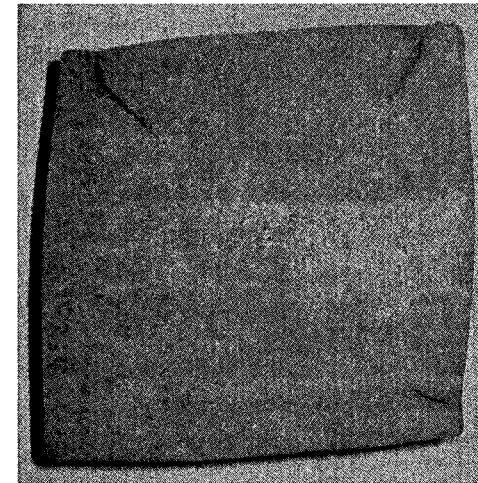


Рисунок 4.7 – Поперечное сечение сортовой заготовки с повышенной ромбичностью и внутренними трещинами

Для ограничения развития этого вида дефекта, под кристаллизатором иногда устанавливают, так называемые, поддерживающие ролики. Поддерживающие ролики оказывают положительное воздействие на уровень ромбичности заготовки, однако они существенно усложняют обслуживание МНЛЗ. Так, в случае прорыва металла под кристаллизатором подготовка ручья значительно затягивается, поскольку требуется дополнительное время на очистку роликов, порезку и уборку «захоложенного» слитка. Кроме того, после прорыва слиток может застрять в кристаллизаторе из-за сцепления вылившегося металла с роликами, что не позволяет осуществить перезапуск ручья МНЛЗ во время разливки серии плавок.

Ромбичность заготовок, как показывает промышленная практика, наиболее заметно проявляется при производстве марок стали с содержанием углерода более 0,15-0,20%. Повышенное содержание примесей серы, фосфора, меди, олова и некоторых других элементов также оказывает негативное влияние на прочность корочки слитка и ослабляет ее сопротивление деформации.

При развитии ромбичности заготовки выше допустимых значений необходимо проведение следующих мероприятий:

- проверка износа и деформации гильз кристаллизаторов, а при необходимости – замена кристаллизатора;
- проверка соосности выставки кристаллизатора относительно технологической оси ручья МНЛЗ;
- проверка (при необходимости регулировка) поддерживающих роликов под кристаллизатором;
- ревизия выставки зон вторичного охлаждения и работоспособности форсунок ЗВО;
- оптимизация химического состава стали (в случае, если это возможно).

Ужимины на поверхности непрерывнолитой заготовки. Затвердевшая корочка твердого металла в кристаллизаторе является достаточно тонкой, что приводит к потере ею устойчивости при наличии внутренних напряжений. При формировании ужимины на поверхности заготовки образуется вогнутый продольный желоб. Формирование ужимины может привести к образованию продольной трещины.

Основная причина образования ужимин – деформация геометрии профиля кристаллизатора или неравномерный отвод тепла по его периметру или в верхних зонах ЗВО.

Отклонения от заданных размеров сечения заготовки. Обычно, причиной отклонений размеров сечения слитка является повышенное его обжатие в клетях тянуще-правильной машины при превышении допустимого усилия давления на валки. Данные отклонения часто сопровождаются повышенным выпучиванием боковых граней заготовок.

Выпучивание граней заготовки. Данный дефект образуется при деформации корочки слитка за счет ферростатического давления жидкого металла при чрезмерной скорости разливки, недостаточном вторичном охлаждении слитка, высоком перегреве металла или вследствие повышенного обжатия заготовок в ТПМ.

Вогнутость граней заготовки может возникать при неравномерном вторичном охлаждении по граням слитка.

Повышенная кривизна заготовки. Причиной отклонений профиля заготовок могут явиться неравномерное вторичное охлаждение заготовки по технологической оси ручья МНЛЗ (при неточной выставке коллекторов или засорении форсунок ЗВО), неточная выставка центрирующих и поддерживающих роликов в ЗВО, механические деформации, неверно выбранный режим вторичного охлаждения заготовок.

4.3.2 Дефекты поверхности

Основными дефектами поверхности непрерывнолитой заготовки являются: продольные трещины (по углам и граням); поперечные трещины; пояса; завороты корки; заливины; шлаковые включения; газовые пузыри.

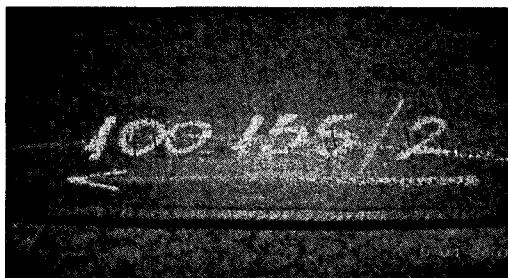
Продольные поверхностные трещины представляют собой нарушения сплошности в виде разрывов металла. Образование трещин в непрерывнолитом слитке связано с внутренними напряжениями, возникающими в процессе его формирования, и обусловлено пониженной прочностью и пластичностью в различных температурных интервалах.

Поверхностные продольные трещины, связанные сискажением профиля слитка, являются результатом повышенной ромбичности заготовок, ужимин на поверхности или выпучивания граней НЛЗ. Трещины данного вида распространяются изнутри заготовки вдоль диагонали между тупыми углами (рисунок 4.7). Обычно такая трещина сворачивает в сторону от диагонали непосредственно перед углом и появляется на поверхности около угла, где корка слитка наиболее тонкая. Этот дефект заготовки при его грубом развитии может привести к прорыву металла при нахождении слитка в ЗВО.

Продольные трещины, не связанные с искажением профиля непрерывнолитой заготовки, могут иметь вид от коротких нитевидных (иногда не видимых без зачистки поверхности) до грубых со значительной шириной раскрытия. Такие трещины могут располагаться непосредственно по углам, а также на некотором смещении от углов или по граням заго-

товок (рисунок 4.8).

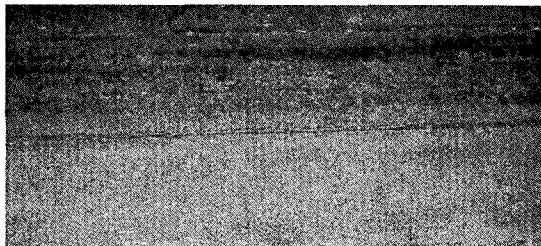
На образование продольных трещин определенное влияние оказывает величина углового радиуса (сопряжения) гильз кристаллизаторов. Считается, что при угловом радиусе гильз выше оптимального на заготовках могут появляться трещины по вершинам углов, при пониженном угловом радиусе – околоугловые трещины.



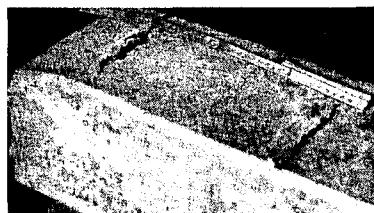
а)



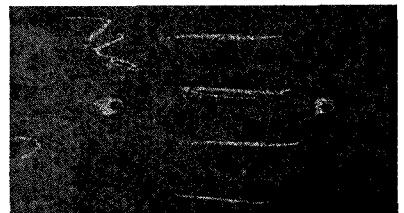
б)



б)



д)



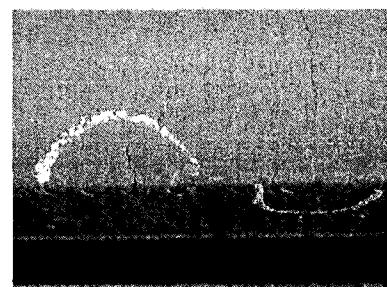
е)



в)



г)



д)



е)

Рисунок 4.8 – Продольные поверхностные трещины: околоугловая (а) и посередине широкой грани сляба (б)

Поперечные поверхностные трещины располагаются по углам или граням непрерывнолитой заготовки в поперечном направлении, то есть, перпендикулярно направлению разливки металла (рисунок 4.9). Поперечные трещины могут располагаться посередине граней, а также в углах заготовки.

Рисунок 4.9 – Поперечные поверхностные трещины на грани сортовой заготовки (а, б) и сляба (в, г), а также на угловых участках (д, е)

Основными причинами возникновения поперечных трещин являются избыточная конусность или деформация рабочей поверхности кристаллизатора, недостаточное количество смазки или ШОС в кристаллизаторе, отклонения в центровке кристаллизатора относительно технологической оси ручья, отклонения при возвратно-поступательном движении кристаллизатора от рабочей траектории и т.п. Все это вызывает увеличение сил трения между слитком и рабочей поверхностью кристаллизатора.

Одним из основных факторов, определяющих возможность образования поперечных трещин на поверхности заготовок, является настройка режима качания кристаллизатора. Отклонения в работе механизма качания (люфты, биения), могут привести к изменению параметров, влияющих на формирование твердой корочки, стать причиной ее подвисания в кристаллизаторе или разрыва сплошности оболочки. При образовании поперечных трещин в кристаллизаторе возможно образование наплыков металла, что значительно ухудшает качество поверхности непрерывнолитой заготовки и требует ее зачистки.

Еще одной причиной образования поперечных трещин может явиться операция разгиба заготовки в случае, если она переохлаждена ниже области горячей пластической деформации.

Пояс является грубым технологическим дефектом, который легко идентифицируется на поверхности заготовки. Он охватывает практически весь периметр слитка (рисунок 4.10).

Пояса, как правило, образуются из-за перерыва в подаче металла в кристаллизатор, либо при чрезмерно резком понижении скорости разливки, особенно при низкой температуре стали. При этом верхний край затвердевшей корки по всему периметру кристаллизатора окисляется и при возобновлении разливки в этом месте образуется пояс. Пояс является слабым местом в слитке, так как одновременно с окислением по контуру затвердевшей корки слитка происходит и окисление ме-

ниска. Грубые пояса, как правило, не поддаются зачистке и их вырезают из слитка, что обуславливает дополнительные потери металла.

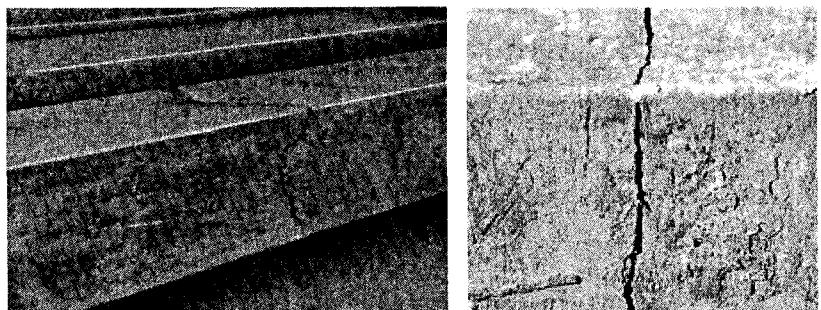


Рисунок 4.10 – Пояс на поверхности заготовки

Завороты корки. Завороты корки образуются в тех случаях, когда окисленная корка металла увлекается с мениска на поверхность слитка. Чаще всего данный дефект, например, возникает при разливке «холодного» металла, что обуславливает появление кусочков твердой фазы на мениске. Значительное развитие этот дефект получает при разливке сталей с пониженной жидкотекучестью или содержащих легко окисляющиеся элементы.

Заливины образуются в результате попадания жидкого металла в зазор между корочкой слитка и стенкой кристаллизатора, образующийся вследствие искривления мениска в области их соприкосновения (рисунок 4.11).

Образование заливин наиболее вероятно при перерывах в подаче металла в кристаллизатор, недостаточной или неравномерной смазке стенок кристаллизатора, значительных колебаниях уровня металла в нем, разливке металла с пониженной скоростью и температурой и т.п. Заливины образуются также в случае прорыва оболочки слитка.

В целом для предупреждения таких дефектов как пояса, завороты корочки слитка, заливины необходимо предотвра-

щать затягивание дозирующих узлов промежуточных ковшей, минимизировать амплитуду колебаний уровня металла в

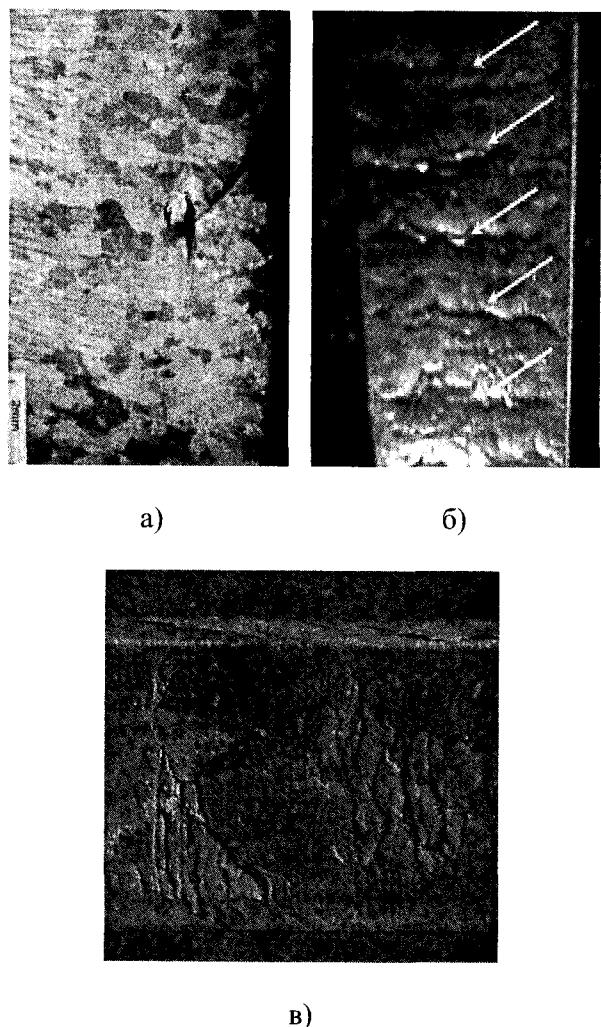


Рисунок 4.11 – Продольное сечение образца заготовки в месте расположения заливины (а) и ее фото на поверхности заготовок (б, в)

криSTALLизаторе, оптимизировать режимы работы смазки его рабочей поверхности, обеспечивать стабильность скорости разливки и пр. *Шлаковые включения*. Шлаковые включения, встречающиеся на поверхности НЛЗ и проникающие внутрь металла, являются многофазными, преимущественно силикатного характера. В сортовых заготовках крупные шлаковые включения чаще встречаются в районе ребер.

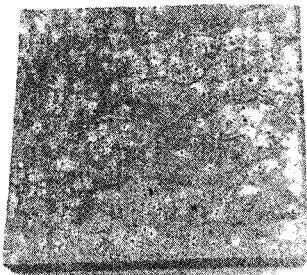
Шлаковые включения на поверхности непрерывнолитых заготовок появляются вследствие размыва оgneупоров ковшей, затягивания шлака из промежуточного ковша и с зеркала кристаллизатора, всплытия в кристаллизаторе продуктов раскисления стали, колебаний уровня металла и т.п.

Для углеродистых сталей, раскисленных преимущественно кремнием и марганцем, существенную роль играет величина отношения марганца к кремнию. При низком отношении Mn/Si, образующийся шлак располагается на зеркале металла в кристаллизаторе и загрязняет поверхность заготовки. При повышенном отношении Mn/Si в стали вынос шлака на поверхность металла в кристаллизаторе затруднен, и шлак может быть обнаружен в качестве макроскопических оксидных включений внутри слитка. На практике рекомендуется поддерживать отношение марганца к кремнию в стали на уровне 3,0-3,5.

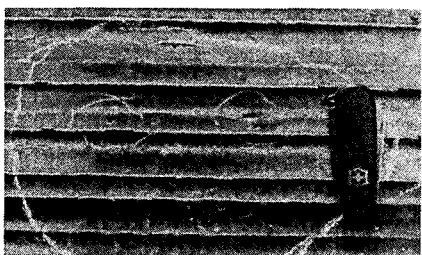
Значительное количество шлаковых включений на мениске металла в кристаллизаторе может привести к массовым прорывам твердой оболочки заготовки в зоне вторичного охлаждения под кристаллизатором.

Основные меры, позволяющие снизить загрязненность непрерывнолитого слитка шлаковыми включениями заключаются в следующем: соблюдение заданных режимов раскисления стали; соблюдение температурных режимов; применение эрозионно стойких оgneупорных материалов; поддержание постоянного уровня металла в промковше и кристаллизаторе; правильный подбор ШОС и равномерная подача ее в кристаллизатор.

Поверхностные пузыри представляют собой весьма характерный дефект в виде единичных или групповых пор, пустот окружной или вытянутой формы (рисунок 4.12).



а)



б)

Рисунок 4.12 – Пузыри и поры на поверхности непрерывнолитой сортовой заготовки (а) и слюба (б)

Пузыри на поверхности непрерывнолитой заготовки могут быть результатом газовыделения при затвердевании слитка, при сгорании смазки в кристаллизаторе, при использовании огнеупоров и шлакообразующих смесей с повышенной влажностью и т.п.

Наибольшее влияние на пораженность заготовки этим дефектом оказывает уровень «свободного» кислорода в стали. Ввиду высокой скорости охлаждения слитка, присущей процессу непрерывной разливки, в металле присутствует «свободный» кислород для образования окиси углерода. Чтобы избежать образования газовых пор, уровень «свободного» кислорода в стали должен быть снижен до минимального уровня (особенно при разливке низкоуглеродистых марок стали), поэтому очень важно в технологическом плане эффективное проведение операции раскисления стали.

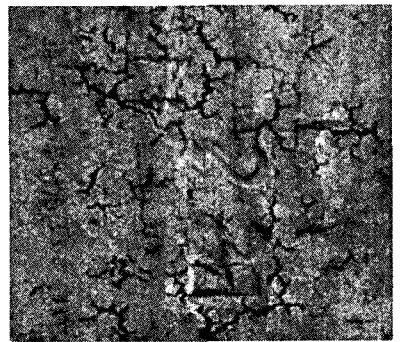
Избыточное количество смазки в кристаллизаторе, повышенное содержание влаги в масле или ШОС могут привести к образованию поверхностных газовых пузырей.

Расход смазки (масла) при подаче стали в кристаллизатор открытой струей должен быть установлен на минимальном уровне, достаточном для исключения подвисаний слитка на его стенках. На практике рекомендуется ограничивать содержание влаги в смазке (масле).

Паукообразные (звездообразные) трещины (рис. 4.13) характерны, прежде всего, для перитектического класса сталей (содержание углерода 0,12-0,18%).



а)



б)

Рисунок 4.13 – Паукообразные трещины (а), сетчатые и поперечные трещины на следах качания кристаллизатора (б)

Они представляют собой тонкие трещины длиной несколько миллиметров в виде расходящихся лучей «звезд» и т.п. Они образуются под поверхностью непрерывнолитой заготовки, что затрудняет их визуальное обнаружение непосредственно после охлаждения. Однако при последующей прокатке они раскатываются в трещины или разрывы, что приводит к дефектам металлопродукции. На практике для сталей, подверженных появлению паукообразных трещин, осуществляется дополнительный контроль заготовок посредством механической зачистки поверхности (например, «змейкой»), глубиной 1-2 мм.

Поскольку формирование паукобразных трещин происходит в кристаллизаторе, то наиболее эффективным средством их подавления является применение ШОС, которые несколько снижают отвод тепла от твердой корочки.

4.3.3 Дефекты внутренней структуры

Основными дефектами макроструктуры заготовок являются: ликвационные полосы и трещины по сечению; угловые трещины; трещины в осевой зоне; центральная пористость; осевая ликвация; газовые пузыри; скопления неметаллических и шлаковых включений.

Внутренние трещины по сечению непрерывнолитой заготовки (перпендикулярные граням) (рисунок 4.14) представляют собой надрывы, располагающиеся по межосным пространствам кристаллической структуры, обогащенной ликватами.

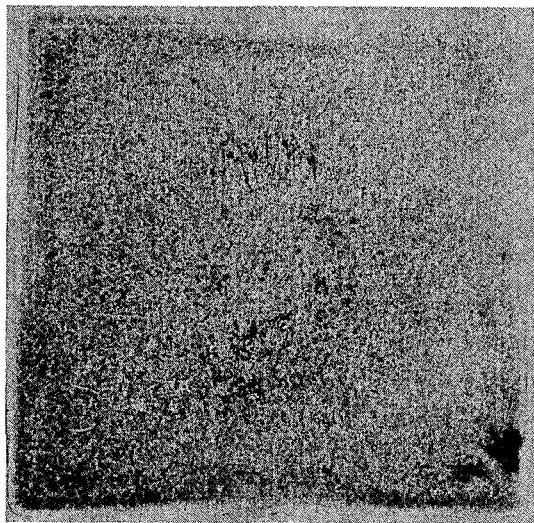


Рисунок 4.14 – Трешины по сечению непрерывнолитой заготовки (поперечный темплет)

Это трещины кристаллизационные и образуются на границе твердой и жидкой фаз в интервале температур, при которых металл имеет минимальную пластичность и прочность. Трещины могут располагаться в несколько рядов по сечению заготовки. Одна из причин образования таких трещин – высокие термические напряжения вследствие неудовлетворительного режима охлаждения. Так, трещины по сечению могут возникать из-за повышенной скорости разливки металла или чрезмерном отводе тепла в некоторых секциях ЗВО. При интенсивном вторичном охлаждении затвердевающие наружные слои слитка препятствуют усадке внутренних, в которых развиваются внутренние напряжения.

Угловые внутренние трещины (рисунок 4.7), также как и поверхностные, определяются отклонениями геометрической формы НЛЗ (ромбичность, выпуклость граней). Данные трещины располагаются по стыкам кристаллов слитка против его тупых углов.

Осевые трещины (рисунок 4.15) образуются под действием растягивающих напряжений, возникающих в конце затвердевания слитка.

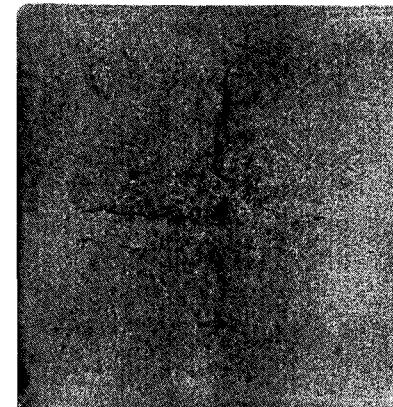


Рисунок 4.15 – Осевая трещина в НЛЗ (поперечный темплет)

Напряжения в данной зоне, в основном, обусловлены скоростью разливки металла, режимом и работой системы вторичного охлаждения. К развитию осевых трещин может, например, привести повышенное обжатие заготовок в тяну-ще-правильной клети. Центральная пористость представляет собой сосредоточение крупных и мелких пор вдоль теплового центра слитка (рисунок 4.16).

Причинами образования центральной пористости являются специфические условия формирования непрерывнолитого слитка, связанные с образованием относительно глубокой лунки жидкого металла. Фронт кристаллизации по высоте слитка, ввиду значительной протяженности лунки жидкого металла, сходится к концу затвердевания под очень малым углом, что определяет наличие мостов и перехватов в центре слитка, при которых образуются усадочные раковины.

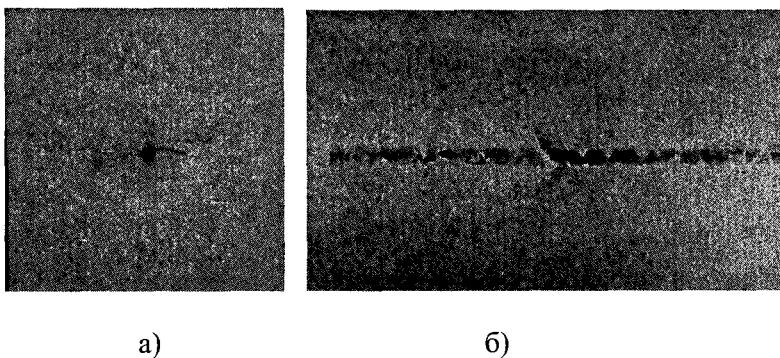


Рисунок 4.16 – Центральная пористость в непрерывнолитой сортовой заготовке:
а - поперечный темплет; б - продольный темплет

В зависимости от величины и скорости усадки металла в осевой зоне, а это, в свою очередь, определяется маркой стали, скоростью разливки, интенсивностью вторичного охлаждения, размерами сечения слитка и рядом других факторов, усадочные полости приобретают различные формы и

размеры. Повышенная температура и скорость разливки способствуют развитию центральной пористости, так как при этом увеличивается длина жидкой лунки металла.

Наибольшее развитие явление центральной пористости получает при отливке заготовок малого сечения с высокой скоростью. Она также имеет тенденцию к увеличению при разливке высокоуглеродистых марок стали.

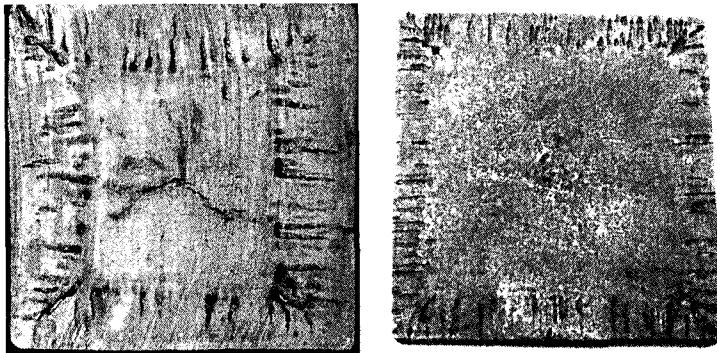
Существует определенная зависимость между видом пористости и кристаллической структурой заготовки. Сосредоточенная пористость обычно обнаруживается при развитой столбчатой структуре и концентрируется вдоль вертикальной оси в виде прерывистых пустот. Рассеянная пористость получает развитие в зоне равноосных кристаллов и ограниченной зоне столбчатых дендритов. При таком строении непрерывнолитой заготовки усадочная пористость образуется в виде многочисленных небольших пор.

Осевая ликвация обусловлена двумя факторами: ликвационным обогащением центральных зон примесями и усадкой осевой зоны при затвердевании (рисунок 4.4).

Скорость разливки не оказывает прямого влияния на величину осевой ликвации в заготовках (за исключением случаев, когда возникают нарушения геометрической формы слитка). Влияние интенсивности вторичного охлаждения заготовок также носит ограниченный характер, так как при толстой корке охлаждение воздействует преимущественно на наружную поверхность слитка.

Значительно снизить степень развития осевой ликвации позволяет ужесточение технологических требований к подготовке металла для разливки, снижение содержания серы и фосфора в стали, а также стабильный процесс литья. Наиболее эффективной мерой против развития осевой ликвации является снижение температуры перегрева металла в промковше. При приближении температуры разливаемого металла к температуре ликвидуса зона равноосных кристаллов наиболее развита, и осевая ликвация будет минимальной.

Подкорковые пузыри (рисунок 4.17) образуются в результате скачкообразного снижения растворимости газов (кислорода, водорода, азота) при кристаллизации стали. При деформации пузыри, близко расположенные к поверхности, в результате окисления при нагреве слитков могут не свариваться и вызывать образование волосовин и плен на поверхности проката (в случае единичных пузырей) или рванин (в случае группового расположения крупных пузырей).



**Рисунок 4.17 – Пузыри в подкорковой зоне НЛЗ
(поперечный темплемет)**

Возникновение подкорковых пузырей в непрерывнолитых слитках чаще всего связывают с недостаточной степенью раскисления стали. К образованию газовых пузырей также могут привести повышенное содержание влаги в смазке кристаллизатора, завороты окисленной корки слитка, прожигания дозатора промковш.

Скопления шлаковых и неметаллических включения в непрерывнолитых заготовках обусловлены, прежде всего, всплытием и коагуляцией неметаллических включений в кристаллизаторе, а также захватом частиц шлака непосредственно с зеркала металла вследствие всплесков и конвективных потоков. В непрерывнолитых заготовках встречаются те же виды неметаллических включений, что и в слитках: окси-

ды, сульфиды и нитриды. Они могут располагаться по всему сечению заготовки.

При оценке чистоты непрерывнолитых заготовок на практике используют такой оценочный параметр, как краевые точечные загрязнения (КТЗ). Краевые точечные загрязнения проявляются в виде точечных скоплений ликватов (в основном сульфидов и оксидов) по сечению НЛЗ и определяются величиной точек и плотностью их расположения. Для радиальных МНЛЗ, например, весьма характерно сосредоточение точечных загрязнений по грани заготовки, соответствующей малому радиусу.

Весьма важным фактором появления оксидов является вторичное окисление стали, которое происходит в ходе технологических переливов при непрерывной разливке. Еще одним значимым источником неметаллических включений в стали является эрозия огнеупоров, применяемых для футеровки сталеразливочных и промежуточных ковшей.

На загрязненность стали неметаллическими включениями, также, могут оказывать влияние точность и быстрота выполнения технологических операций в процессе разливки стали на МНЛЗ: наполнение промежуточного ковша металлом; количество шлака, попадающего из сталеразливочного ковша в промковш; минимизация уровня падения стали в промковш при замене сталеразливочного ковша и т.п.

4.4 Влияние внешних динамических воздействий на формирование непрерывнолитых заготовок и их применение на МНЛЗ

В процессе разливки стали на МНЛЗ на формирующуюся заготовку оказываются различного рода воздействия, которые включают конвективное движение потоков металла и вдуваемого газа в кристаллизаторе, вибрационные и электромагнитные воздействия, упруго-пластиические деформации и пр.

По совокупности получаемых эффектов и специфике используемых технологических приемов можно условно выделить следующие наиболее характерные зоны непрерывнолитой заготовки для наложения внешнего воздействия:

- кристаллизатор или зона расположенная непосредственно под ним;
- зона вторичного охлаждения, удаленная от нижнего торца кристаллизатора на расстоянии несколько метров (т. е. зона формирования столбчатых кристаллов);
- зона объемной кристаллизации (зумпфовая зона).

Нахождение металла в кристаллизаторе сопровождается наиболее динамично развивающимися процессами, которые во многом определяют эффективную работу МНЛЗ в целом и качество непрерывнолитой заготовки как результата разливки. К числу таких процессов следует отнести:

- взаимодействие жидкой ванны с движущейся струей металла, попадающей в кристаллизатор из промежуточного ковша;
- взаимодействие располагающейся на зеркале металла шлакообразующей смеси с прилегающим металлом;
- непрерывное формирование твердой корочки металла вдоль стенок кристаллизатора;
- возвратно-поступательное скольжение каркаса твердой фазы вдоль стенок кристаллизатора, сопровождающееся циклическими толчками;
- изменение геометрических размеров заготовки (усадка) в ходе ее затвердевания.

В общем случае динамика развития вышеперечисленных процессов зависит от достаточно большой совокупности факторов, значительная часть которых обычно считается случайной (например, зарастание или размывание погружного стакана, эрозия головки стопора или стакана дозатора, изменение расхода металла при перековшовках, колебание слоя шлакообразующей смеси или волнообразование в кристаллизаторе, изменения температуры стали в кристаллизаторе и пр.). Для повышения качества заготовки, выходящей из кри-

сталлизатора МНЛЗ, и улучшения условий разливки целесообразно применять дополнительные мероприятия, направленные на стабилизацию процессов, происходящих в жидкой ванне кристаллизатора.

Зона вторичного охлаждения непрерывнолитой заготовки соответствует формированию зоны столбчатых кристаллов и в значительной степени определяет качество металлопродукции. По сути, в этой зоне создаются благоприятные условия для формирования транскристаллитной сегрегации, междendритных трещин, а также формируется неравномерность в скорости роста фронта затвердевания, которая в дальнейшем приводит к формированию «мостов» и перемычек.

Зона объемной кристаллизации непрерывнолитой заготовки характеризуется определенной спецификой, которая заключается в проблематичности обеспечения условий питания жидким металлом последних затвердевающих объемов. Кроме того, в этой зоне происходит формирование осевой шнуровой и V-образной ликвации.

Для повышения качества металла на всех стадиях формирования непрерывнолитой заготовки применяют дополнительные мероприятия, наиболее эффективными из них являются внешние динамические воздействия. Физическая основа и интенсивность используемых воздействий в зависимости от целей обработки может быть различной.

Степень эффективности обработки с использованием внешних динамических воздействий зависит от достаточно большого числа внешних факторов, к числу которых можно отнести способ наложения воздействия, его интенсивность, место приложения, длительность и пр. Большинство известных методов основаны на принудительном перемешивании жидкой ванны или ее отдельных зон, а также на проявляющихся в большей или меньшей степени эффектах виброимпульсного характера.

В результате принудительного перемешивания металлических расплавов в интервале температур кристаллизации столбчатая дендритная структура переходит в равносную.

Это объясняется тем, что турбулентный поток жидкости, вызываемый перемешиванием медленно затвердевающего сплава между температурами ликвидуса и солидуса, приводит к изгибу и подавлению осей дендритов и получению сравнительно мелких равноосных кристаллов.

Различают следующие наиболее существенные особенности затвердевания металлических сплавов при *принудительном перемешивании* жидкой фазы:

– при наличии потоков принудительного перемешивания происходит деформация или полное подавление потоков естественной термогравитационной конвекции, что значительно изменяет условия формирования ликвационных зон и дефектов;

– чтобы при принудительном перемешивании начала образовываться твердая фаза, она должна содержать меньшее количество ликвидирующих элементов (иметь большую температуру затвердевания); если сплав относится к такому типу, в котором ликвационные выделения в жидкую фазу повышают прочность, то структура сплава, получаемая перемешиванием и последующей термообработкой, дает композитный материал с чрезвычайно прочными связями между обогащенной примесью матрицей и мягкой первичной твердой фазой;

– размеры кристаллов, затвердевших в условиях принудительного перемешивания, зависят от интенсивности теплоотвода, гидродинамической схемы развития турбулентных потоков и мощности перемешивания; дробление кристаллов не носит лавинообразного характера и происходит только при достаточно высоких скоростях турбулентного перемешивания расплава;

– увеличение скорости перемешивания жидкой фазы способствует интенсификации теплоотвода от окружающей среды к стенке кристаллизатора и значительному увеличению скорости роста ветвей дендритов.

В зависимости от мощности и интенсивности принудительного перемешивания можно получить такие типы кристаллических структур:

– при медленном перемешивании, когда теплоотвод изменяется незначительно, происходит обычный рост разветвленных дендритов в окружающей его жидкой фазе;

– при умеренном теплоотводе и более интенсивном перемешивании расплава с развитыми ветвями дендритов происходит интенсивное их разрушение и образование многочисленных вторичных центров кристаллизации;

– при очень интенсивном перемешивании, когда процесс обламывания ветвей дендритов прекратился, а теплоотвод от жидкой фазы прогрессивно увеличивается, наступает период быстрого роста уже имеющихся центров кристаллизации сплава.

К числу физических эффектов, возникновение которых обусловливается наложением внешних воздействий с вибрационными эффектами, можно отнести явления:

– подавления потоков термогравитационной и развития потоков вынужденной конвекции;

– развития волновых процессов на поверхности и в объеме расплава;

– кавитации в объеме жидкой фазы;

– зарождения и дробления частиц твердой фазы в расплаве;

– роста частиц твердой фазы в переохлажденном расплаве.

В зависимости от режимов воздействия и способа приложения *вибрации* возможны следующие основные эффекты в жидкой ванне кристаллизатора: а) стабилизация термоконвективных течений; б) разрушение термогравитационных потоков вплоть до их полного подавления; в) формирование новых конвективных потоков как во всем, так и в отдельных частях объема жидкой ванны. Анализируя известные практические данные по исследованию эффекта перемешивания жидкости методами вибрационного воздействия, следует отметить, что во всех случаях имеется возможность интенсивного перемешивания локальных объемов жидкости при сравнительно низкой интенсивности перемешивания всего объема.

ма в целом. Причем максимальная интенсивность перемешивания наблюдается или у поверхности расплава (при наложении вибрации на расплав вместе с емкостью), или в зоне, непосредственно прилегающей к источнику вибрации.

Возникновение волн на поверхности расплава обычно связывается с проявлением эффекта резонанса: совпадением частоты вынуждающего вибрационного воздействия с какой-либо гармоникой частоты собственных колебаний поверхности жидкости в сосуде. Волны на поверхности способствуют, по меньшей мере, перемешиванию жидкой фазы непрерывнолитой заготовки у зеркала и захвату шлакообразующей смеси в металл. Глубина проникновения перемешивающего эффекта стоячих волн в расплав прямо пропорциональна длине волн (обычно высота слоя вовлекаемой в перемешивание жидкости примерно равна длине стоячей волны). Развитие стоячих волн при высоких энергетических параметрах приводит также к спонтанным всплескам (выбросам) жидкости над поверхностью.

Образование большого количества частиц твердой фазы в охлаждающемся расплаве подтверждается в целом ряде работ. Согласно представлениям Дж.Гиббса, В.И.Данилова и Б.Чалмерса, можно утверждать, что различные виброимпульсные воздействия способствует интенсификации зародышеобразования как при гомогенном, так и при гетерогенном механизмах зарождения центров кристаллизации. Зародыши кристаллов в затвердевающих расплавах образуются преимущественно на частицах нерастворимых примесей, поверхность которых полностью или частично смачивается расплавом.

Не менее важным источником возникновения центров кристаллизации в затвердевающем расплаве являются «осколки» матричного сплава, отделившиеся по каким-либо причинам от растущего твердого каркаса. Дополнительно такие частицы могут образовываться в расплаве благодаря следующим динамически развивающимся сопряженным процессам:

— механическому разрушению твердой корочки на поверхности расплава при развитии волновых эффектов и процессов;

— разрушению вторичных и третичных ветвей дендритов на фронте кристаллизации под действием конвективных потоков и ударных нагрузок;

— кавитационному разрушению частиц твердой фазы при схлопывании пузырьков (эффект удара давления).

Вероятность развития того или иного процесса зависит от свойств металла в твердом и жидком состояниях, условий затвердевания, способа и интенсивности виброимпульсного воздействия и пр. Поэтому в количественном отношении при конкретных условиях каждый из вышеперечисленных механизмов может стать определяющим, и число твердых частиц в расплаве может увеличиться на несколько порядков. Разрушение вторичных и третичных ветвей дендритов на фронте кристаллизации под действием конвективных потоков и ударных нагрузок оказывается возможным, если материал, формирующий дендритный каркас, становится достаточно хрупким в области температур, приближающихся к температуре затвердевания.

В целом же, прямым следствием образования и дробления частиц твердой фазы является увеличение их числа в расплаве на несколько порядков при определенных режимах виброимпульсных воздействий. Это, в свою очередь, кардинальным образом изменяет теплофизические условия формирования слитка, что связано с ростом частиц твердой фазы в переохлажденном расплаве и, как следствие, существенным перераспределением температурных полей в жидкой ванне. При этом наличие достаточно большого числа частиц твердой фазы в расплаве может обусловить переход от зоны столбчатых к зоне равносильных кристаллов.

В промышленных масштабах на МНЛЗ наибольшее применение получили следующие методы внешних воздействий: электромагнитное перемешивание; продувка жидкой

ванны металла в кристаллизаторе инертным газом; «мягкое» обжатие в ЗВО.

Идея применения метода электромагнитного перемешивания для управления качеством непрерывнолитых заготовок известна достаточно давно и запатентована впервые З.Юнгхансом. В настоящее время он получил наибольшее распространение в металлургии. Наложение электромагнитного поля на непрерывнолитую заготовку может обеспечивать принудительное перемещение потоков расплава в вертикальной или горизонтальной плоскости, а также их геликоидальное движение. Оборудование для электромагнитного перемешивания в настоящее время хорошо изучено и разработано, а преимущества различных схем его наложения подробно рассмотрены в разделе 4.5.

Вдувание аргона в жидкую ванну кристаллизатора осуществляется, как правило, через внутреннюю полость стопор-моноблока. Расход вдуваемого аргона колеблется в пределах 2-10 л/мин.

При вдувании защитного газа через стопор-моноблок формирующаяся в полости стакана-дозатора струя металла имеет традиционную для свободно вытекающей струи геометрическую форму, а инжектируемый газ располагается, главным образом, во внутренних зонах струи и движется со скоростью жидкостного потока, не нарушая его естественной конфигурации. Учитывая характер расположения и движения пузырьков газа в струе можно предположить, что они также сообщают ей дополнительную устойчивость при движении за счет компенсации уменьшения сечения струи вследствие увеличения объема пузырьков при их нагревании. При вдувании инертного газа через стопор-моноблок наблюдается равномерное распределение пузырьков газа в жидкой ванне кристаллизатора, а глубина проникновения струи металла вглубь жидкой ванны снижается в 1,5-2,0 раза.

Метод «мягкого» обжатия заготовки при наличии жидкой фазы является наиболее радикальным приемом, обеспечивающим повышение качества внутренних зон не-

прерывнолитой заготовки. Вследствие деформации внутренних слоев непрерывнолитой заготовки (при наличии жидкой фазы) происходит разрушение осей дендритов у фронта затвердевания, повышается количество центров затвердевания в жидкотвердой зоне, улучшаются условия питания заготовки жидким металлом, подавляется процесс формирования осевой ликвации и пористости. Эти эффекты могут быть достигнуты только при условии правильного выбора режимов обжатия применительно к конкретным условиям литья. Метод «мягкого» обжатия рассмотрен в разделе 4.6.

4.5 Электромагнитное перемешивание при непрерывной разливке стали

Электромагнитное перемешивание (ЭМП) жидкой стали является одним из эффективных методов повышения качества непрерывнолитой заготовки. Механизм электромагнитного воздействия является результатом сложного взаимодействия электродинамических, магнитогидродинамических и металлургических факторов. Создаваемое системой ЭМП магнитное поле, проникая сквозь затвердевшую оболочку слитка, инициирует в жидкой стали вихревые токи, под действием которых металл начинает вращаться. ЭМП улучшает качество подповерхностной и осевой зоны непрерывнолитых заготовок, так как оно воздействует на формирование кристаллической структуры, перемещение неметаллических включений, химическую сегрегацию и распределение газов.

Индуктивная система ЭМП представляет собой статор асинхронного двигателя, ротором которого является жидкая лунка непрерывного слитка. На практике используются статоры с вращающимися и линейными полями (рисунок 4.18).

Основные электрические параметры устройств ЭМП меняются в широких пределах в зависимости от их конструкции и сечения заготовки. Характер потоков, создаваемых ЭМП, зависит от конкретных условий (сечение заготовки, место приложения воздействия, требования к результатам воздейст-

вия и т.п.). Магнитодинамические потоки, создаваемые ЭМП, состоят из одного или нескольких замкнутых контуров.

Наиболее характерной особенностью распределения полей скоростей конвективных потоков при электромагнитном перемешивании является их максимальное значение непосредственно у источника воздействия с последующим уменьшением интенсивности перемешивания по мере приближения к оси заготовки. Максимальная скорость принудительных потоков при электромагнитном перемешивании регулируется посредством напряженности электромагнитного поля и может достигать значений нескольких метров в секунду. При этом в зависимости от условий воздействия в жидкой фазе могут формироваться ламинарные течения, турбулентные потоки и вихревые зоны.

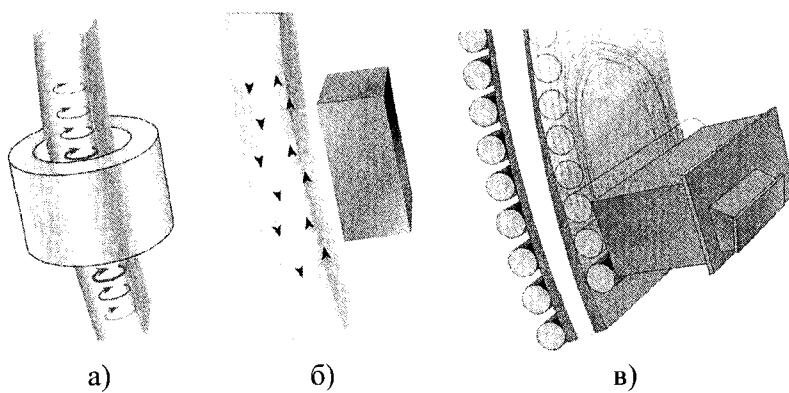


Рисунок 4.18 – Схемы наложения ЭМП с вращающимся (а) и линейным полем (б) для сортовой заготовки и линейным полем для слаба (в)

С точки зрения глубины проникновения электромагнитного поля, влияние индукторов перемешивающих устройств на кристаллизующийся слиток можно разделить на следующие группы:

- для обработки поверхностных и подповерхностных слоев непрерывнолитой заготовки;
- для уплотнения внутренних объемов.

В первом случае применяют вертикальное перемешивание металла в кристаллизаторе, а во втором проводят вращательное перемешивание расплава в горизонтальной плоскости.

По совокупности получаемых эффектов и специфике используемых приемов воздействия на всей протяженности технологической длины непрерывнолитой заготовки можно условно выделить следующие наиболее характерные зоны (рисунок 4.19):

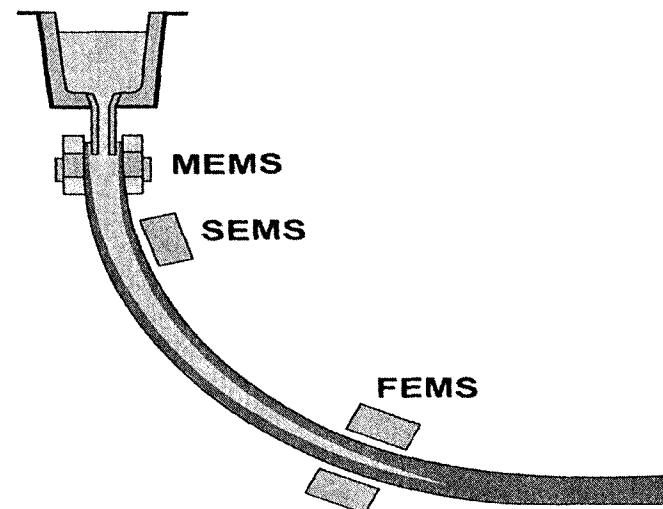


Рисунок 4.19 – Схема возможных точек приложения ЭМП: MEMS – кристаллизатор; SEMS – зона вторичного охлаждения заготовки; FEMS – зумпфовая зона

- зона кристаллизатора (MEMS – mold electromagnetic stirrer) или непосредственно расположенная под кристаллизатором;

- зона вторичного охлаждения (*SEMS – strand electromagnetic stirrer*), удаленная от нижнего торца кристаллизатора на расстояние нескольких метров (то есть зона формирования столбчатых кристаллов);
- зона объемной кристаллизации или зумпфовая зона (*FEMS – final electromagnetic stirrer*).

Основные электрические параметры устройств ЭМП меняются в широких переделах. Для ЭМП мелких заготовок и блюмов под кристаллизатором обычно используются токи промышленной частоты; во всех других случаях необходимо применять токи низкой (от 1 до 20 Гц) частоты, что позволяет снизить потери, связанные с наличием между индуктором и жидкой сталью медных стенок кристаллизатора или толстой оболочки слитка. Другими важными электрическими параметрами являются число фаз (2 или 3), количество полюсов на одну фазу (1 или более), шаг полюсов (для линейных статоров), сила тока (≤ 3000 А), напряжение (≤ 4000 В), установленная мощность (от 10 до 3000 кВА) и т.д.

Скорости потоков металла (в системах с вращающимся магнитным полем), попадающего в зону перемешивания, определяются в основном вязкостными силами, а за зоной ЭМП – инерционными. Вращательное движение, происходящее в кристаллизаторе (при применении ЭМП с вращающимся полем) распространяется по длине НЛЗ от 1,5 до нескольких метров.

Основной эффект ЭМП в кристаллизаторе (рисунок 4.20) следует связывать с изменением гидродинамической обстановки в жидкой ванне кристаллизатора под влиянием принудительных конвективных потоков. Как правило, в этой части МНЛЗ применяют устройства, которые обеспечивают формирование восходящих потоков вдоль фронта затвердевания или вращение стали в горизонтальной плоскости.

Вращающееся магнитное поле в кристаллизаторе при отливке сортовых заготовок открытой струей создает глубокий мениск металла, на дне которого сосредотачиваются неметаллические включения, вращающиеся с меньшей скоро-

стью, чем жидкая сталь. В результате этого эффекта концентрация неметаллических включений в твердой оболочке слитка существенно снижается.

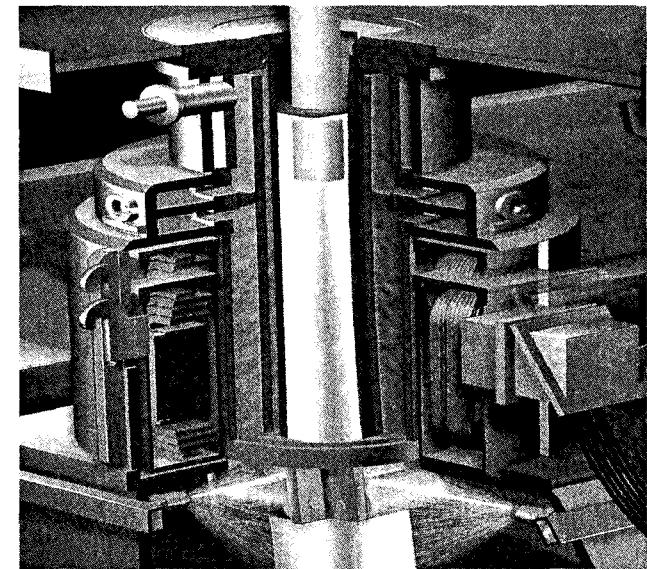


Рисунок 4.20 – Схема кристаллизатора сортовой МНЛЗ с устройствами для ЭМП

В целом положительный эффект ЭМП на процессы формирования непрерывнолитой заготовки посредством принудительных восходящих вдоль фронта затвердевания конвективных потоков следует связывать со следующими явлениями:

- улучшение условий выноса из металла газовых пузырьков, макро- и микро- неметаллических включений вследствие их «запутывания в растущих дендритах»;
- подавление негативных явлений, связанных с внедрением в жидкую ванну струи металла за счет изменения характера движения потоков металла в кристаллизаторе (электромагнитное торможение);

- улучшение условий теплопередачи от «горячей» жидкой сердцевины к границе раздела фаз (в том числе и усреднение жидкой ванны металла по температуре);

- подавление волновых процессов, развивающихся на поверхности металла в кристаллизаторе из-за динамических воздействий, связанных с движением струи металла.

В конечном счете, вышеперечисленные положительные эффекты обеспечивают повышение качества поверхности и корковой зоны непрерывнолитой заготовки, предотвращая при этом возможный прорыв металла под кристаллизатором. При расположении электромагнитного индуктора под кристаллизатором в большинстве случаев положительное влияние на качество заготовки несколько уменьшается.

Наиболее существенными негативными проявлениями, сопровождающими наложение электромагнитного воздействия в кристаллизаторе, принято считать:

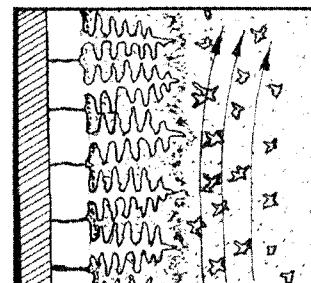
- образование полос отрицательной ликвации («белых» полос на серном отпечатке), которые уменьшают химическую однородность заготовки и могут приводить к повышенному образованию трещин при прокатке;

- увеличение износа погружных стаканов, находящихся в зоне влияния электромагнитного перемешивания.

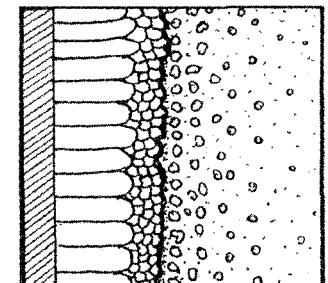
Расположение электромагнитного индуктора в ЗВО имеет своей целью обеспечение улучшения качества непрерывнолитой заготовки в зоне столбчатых (дендритных) кристаллов за счет их измельчения и уплотнения. Помимо этого, наличие восходящих конвективных потоков обеспечивает определенное повышение чистоты металла в этой зоне. Наложение ЭМП в зоне формирования столбчатых кристаллов может препятствовать формированию различного рода перемычек между противоположными фронтами затвердевания, что, в конечном счете, обеспечивает значительное подавление дефектов усадочного (пористость) и ликвационного характера.

При электромагнитном перемешивании (особенно в турбулентном режиме) условия формирования дендритов,

как это видно из рисунка 4.21 *a*, могут существенно изменяться.



a)



b)

Рисунок 4.21 – Схематическое представление механизма воздействия ЭМП в зоне столбчатых кристаллов (*a*) и характера перехода ее в равноосную зону после окончания воздействия (*b*)

Это, в первую очередь, будет относиться к тем дендритам, которые выступают за фронт затвердевания в жидкую фазу. Соответственно, при такой обработке линия фронта затвердевания будет выравниваться, а формирующаяся кристаллическая структура – уплотняться.

При этом существует высокая вероятность того, что под воздействием динамических нагрузок часть вершин дендритов будет механически обламываться (рисунок 4.21 *a*) и осколки твердой фазы попадут в жидкую ванну, где будут постепенно оседать в зумпфовую зону. Наличие частиц твердой фазы перед фронтом затвердевания в зоне роста столбчатых кристаллов, в свою очередь, при определенных условиях способствует ускорению перехода от зоны столбчатых к зоне равноосных кристаллов (рисунок 4.21 *b*).

Измельчение столбчатых кристаллов при электромагнитном перемешивании достигается в достаточно широком диапазоне интенсивности воздействия (при создании верти-

кальных восходящих потоков). Однако этот эффект сопровождается, как правило, образованием полосы «белой» (по серому отпечатку) ликвации, которая при увеличении интенсивности воздействия проявляется все более ярко.

С другой стороны, эффект ЭМП оказывает влияние на формирование заготовки в достаточно малом (по сравнению с общим временем затвердевания) временном интервале. Поэтому при выходе из зоны действия электромагнитного перемешивания оказывается вполне вероятным восстановление первоначальных закономерностей роста зоны столбчатых кристаллов, что снижает однородность кристаллической структуры.

Структура слитка, полученного при использовании ЭМП, может иметь более развитую зону равноосных кристаллов при уменьшении макроликвации (рисунок 4.22).

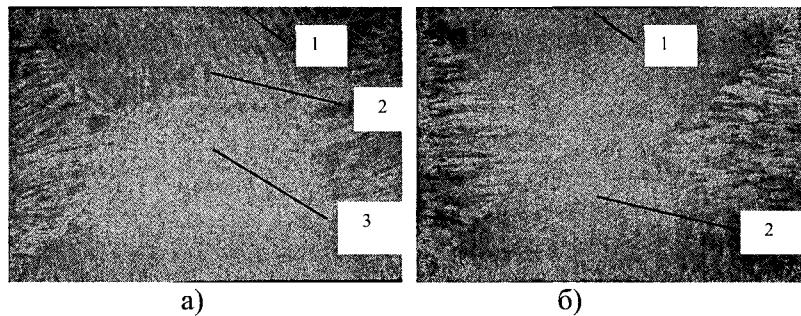


Рисунок 4.22 – Изменение кристаллической структуры блюма при ЭМП (а) в ЗВО в сравнении с блюмом, отлитым без ЭМП (б): 1 – мелкозернистая корка; 2 – зона столбчатых кристаллов; 3 – зона равноосных кристаллов.

Использование ЭМП в зумпфовой зоне (то есть в зоне объемной кристаллизации) направлено на улучшение качества непрерывнолитой заготовки путем подавления дефектов

осевой зоны ликвационного и усадочного характера (рисунок 4.23).

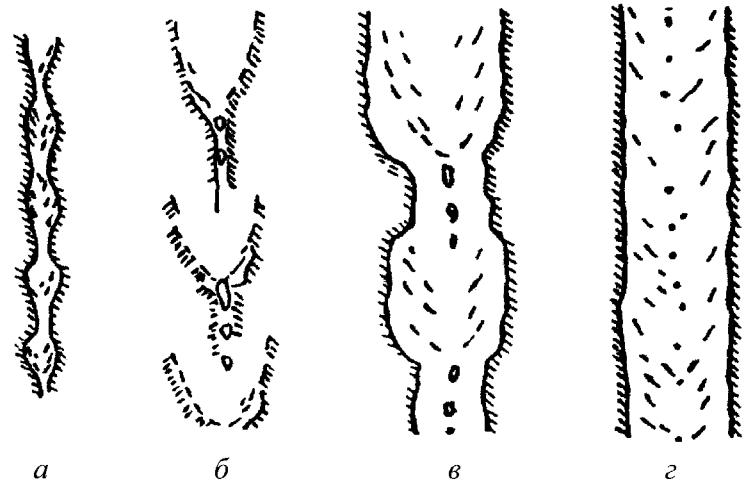


Рисунок 4.23 – Схема характера развития усадочных и ликвационных дефектов в осевой зоне заготовки: а – высокая температура разливки, низкое содержание углерода, сечение заготовки – квадрат 80 мм; б – высокая температура разливки, высокое содержание углерода, сечение заготовки – квадрат 80 мм; в – высокая температура разливки, высокое содержание углерода, сечение заготовки – квадрат 250 мм; г – высокая температура разливки, высокое содержание углерода, сечение заготовки – 330×450 мм)

Выбирая режимы электромагнитного перемешивания для обработки зумпфовой зоны, следует в максимальной степени учитывать условия формирования твердой фазы заготовки. По существу в этой зоне происходит объемная кристаллизация на базе частиц твердой фазы, находящихся в расплаве.

Как правило, такая кристаллизация сопровождается появлением твердого каркаса, который по мере его роста становится все более прочным и его составляющие ветви препят-

ствуют подпитке жидкостью донных объемов жидкотвердой ванны, что способствует развитию осевой пористости. Соответственно, для улучшения условий затвердевания последних (донных) объемов непрерывнолитой заготовки представляется целесообразным принудительное разрушение формирующегося каркаса, которое оказывается возможным при возбуждении конвективных потоков.

Наиболее рациональным технологическим приемом является формирование принудительных циркуляционных потоков, которые располагались бы в плоскости, перпендикулярной оси заготовки, так как в этом случае обеспечивается интенсивное перемешивание металла во всем сечении. Создание же принудительных потоков, движущихся вдоль фронта затвердевания, не может обеспечить повышения качества заготовки, так как зумпфовая зона обогащена ликватами и, следовательно, движение металла вдоль фронта затвердевания будет способствовать развитию дополнительных ликвационных полос положительной ликвации (типа V-образной ликвации).

Рациональный выбор места и интенсивности приложения электромагнитного воздействия обеспечивает существенное уменьшение протяженности жидкой лунки и, соответственно, уменьшение количества макродефектов типа усадочная пористость при измельчении зерна кристаллической структуры. При этом, как правило, несколько уменьшаются осевые пористость и ликвация. Однако в полной мере эти дефекты не подавляются при наложении ЭМП.

Положительное влияние ЭМП на снижение уровня пораженности непрерывнолитого слитка различного рода дефектами иллюстрируется данными таблицы 4.1.

В целом достижение широкого спектра положительных качественных эффектов при использовании электромагнитного перемешивания в каком-либо отдельном месте по технологической длине заготовки оказывается недостаточным. Поэтому на практике достаточно широко используется система с несколькими электромагнитными индукторами (муль-

тиэлектромагнитное перемешивание), расположеннымми вдоль технологической оси заготовки (рисунок 4.24).

Таблица 4.1 – Влияние ЭМП на дефекты непрерывнолитой заготовки

Тип дефекта	Место наложения ЭМП (• снижение дефектообразования)		
	кристиализатор (MEMS)	ЗВО (SEMS)	зумпфовая зона (FEMS)
Шлаковые включения на поверхности	•		
Газовые пузырьки	•		
Газовая пористость	•		
Подповерхностные шлаковые включения	•		
Прорывы металла	•		
Искажение профиля заготовки	•		
Внутренние трещины	•	•	
Уменьшение толщины зоны столбчатых кристаллов	•	•	
Осевая ликвация	•	•	•
Осевая пористость	•	•	•
V-образная ликвация			•

Преимуществами мультиэлектромагнитного воздействия являются более равномерный подвод внешней энергии к жидкой фазе, уменьшение интенсивности воздействия в каждом месте его приложения (снижение вероятности появления «белых» ликвационных полос) и т.п.

Основным же недостатком этой системы является резкое возрастание удельных расходов на обработку.

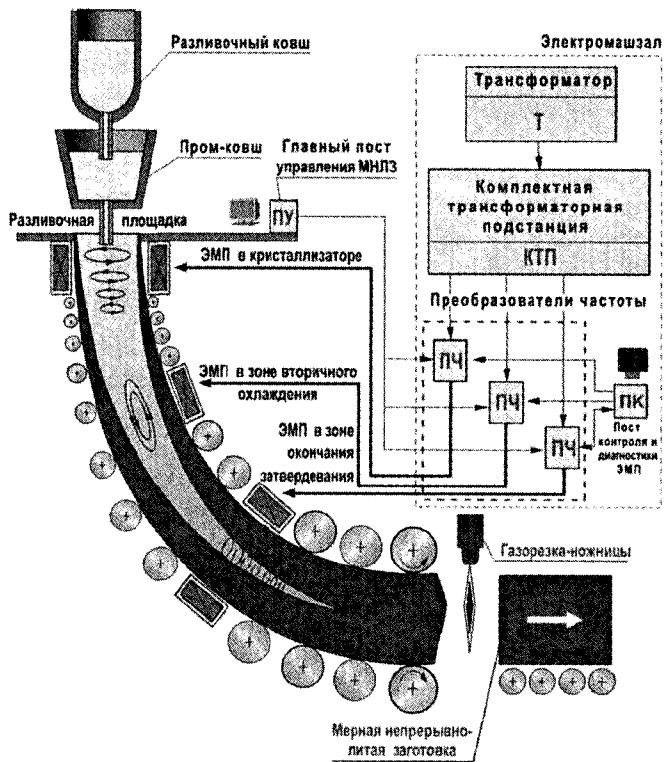


Рисунок 4.24 – Комплексная система ЭМП жидкой фазы заготовки при разливке на МНЛЗ

Таким образом, применение электромагнитного перемешивания позволяет корректировать негативные эффекты, которые обычно связываются с перегревом стали в промковше и колебаниями скорости разливки металла, что повышает стабильность работы МНЛЗ и расширяет возможности автоматизации процесса разливки. Вместе с тем, учитывая достаточно высокие затраты на оборудование для электромагнит-

ного перемешивания, представляется целесообразным его использование в первую очередь для средне- и высокоуглеродистых (в том числе легированных) сталей, к качеству заготовки из которых предъявляются высокие требования.

4.6 Система «мягкого» механического обжатия заготовки для управления усадочными и ликвационными процессами

Идея горячей деформации слитков с наличием жидкой сердцевины известна достаточно давно. Она прошла широкое опробование на металлургических слитках. При этом обжатие слитков с жидкой фазой обеспечивает значительное снижение осевой пористости и повышает однородность внутренней структуры. Вместе с тем, в силу ряда технологических и технических соображений (например, высокая вероятность выливания жидкой фазы) использование ее для слитков оказалось достаточно проблематичным.

В последние два десятилетия для подавления осевой пористости и ликвации при разливке качественных марок стали все большее применение получает метод так называемого «мягкого» механического обжатия (*«soft mechanical reduction»*) непрерывнолитой заготовки. Сущность этого метода заключается в том, что твердая оболочка непрерывнолитой заготовки подвергается дополнительному плавному обжатию (на несколько миллиметров) в нижней части ЗВО, то есть в зоне, где имеется определенное соотношение твердой и жидкой фазы.

Первоначально метод «мягкого» обжатия предполагал деформацию твердой оболочки заготовки с помощью нескольких пар специальных роликов в зоне ее выравнивания. Этот вариант представляется достаточно привлекательным с точки зрения простоты технической реализации. Однако на самом деле, как показали исследования, существует несколько серьезных препятствий для эффективной реализации этой схемы:

– обжатие заготовки должно происходить в строго фиксированных точках, что требует точного контроля температуры разливки и режимов охлаждения, поскольку в противном случае происходит смещение положения точки окончания зоны жидкой фазы, а эффект обработки нивелируется;

– механическое обжатие заготовки требует приложения значительных усилий, величина которых резко возрастает с увеличением доли твердой фазы; при чрезмерно большой доле жидкой фазы эффект механического обжатия оказывается крайне незначительным из-за простого перетекания металла, что практически полностью исключает эффект подавления осевой ликвации и крайне слабо влияет на уменьшение осевой пористости.

По существу задача реализации метода «мягкого» механического обжатия непрерывнолитой заготовки должна включать в себя следующие основные компоненты:

- определение места приложения усилия обжатия (соотношения между количеством жидкой и твердой фазы в момент обжатия);
- определение закона приложения обжатия (обжатие в один или же несколько этапов);
- определение способа приложения усилия обжатия к поверхности заготовки.

Теоретическое определение величины обжатия рекомендуется выполнять по следующей формуле

$$D_o = (D_1 + D_2)/\eta + D_3,$$

где D_1 – суммарное обжатие, требуемое для предотвращения движения (вытекания) жидкой стали из зоны затвердевания;

D_2 – суммарное обжатие, требуемое для предотвращения перетекания стали при выпучивании заготовки;

D_3 – суммарная термическая усадка твердой фазы при понижении температуры в ходе обжатия (определяется

расчетным путем на основании анализа процессов тепло-переноса в зоне обжатия);

η – коэффициент пропорциональности, учитывающий перенос поверхности внутреннего фронта затвердевания и, соответственно, условия горячей деформации заготовки.

Например, для сляба толщиной 280 мм при скорости разливки 1,2 м/мин рекомендуемые оптимальные данные могут иметь следующие значения: $D_1=0,26$ мм/м, $D_2=0,10$ мм/м, $D_3=0,20$ мм/м, $\eta=0,3-0,4$ мм/м, $D_o=0,85-1,07$ мм/м.

С учетом возможности управления процессом «мягкого» обжатия в условиях некоторых колебаний параметров литья на практике предпочтение отдается конструктивной схеме, представленной на рисунке 4.25.

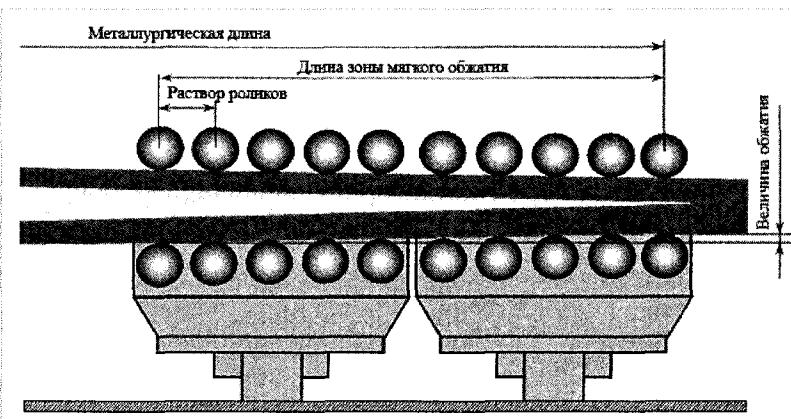


Рисунок 4.25 – Схематическое представление реализации метода «мягкого» обжатия с помощью специальных роликов

Такая схема реализуется системой из 10-12 пар роликов, объединенных, как правило, в две специальные секции. Наличие большого количества точек приложения усилия сжатия позволяет рассредоточить процесс деформации заготовки на

участке длиной в несколько метров. Это снижает вероятность образования внутренних трещин в твердом каркасе заготовки. Кроме того, в зависимости от конкретных условий разливки место начала и окончания процесса деформации может быть скорректировано за счет вывода из работы нескольких пар крайних роликов. Это дает возможность варьировать скорость разливки и режимы охлаждения заготовки. Рассмотренная схема является универсальной и используется в слябовых, блюмовых и сортовых МНЛЗ.

Максимальный эффект подавления осевой ликвации достигается при минимальном колебании параметров разливки в условиях обеспечения минимального выпучивания заготовки в зоне обжатия. Это достигается путем постоянного контроля усилия контакта поверхности обжимных роликов с поверхностью заготовки. В качестве иллюстрации на рисунке 4.26 представлено сравнение фотографий продольных темплетов (горячее травление) непрерывнолитой заготовки с «мягким» обжатием (слева) и без него (справа). В целом они свидетельствуют об эффекте подавления осевой пористости и некотором снижении осевой ликвации при применении «мягкого» обжатия в рациональном диапазоне режимов воздействия.

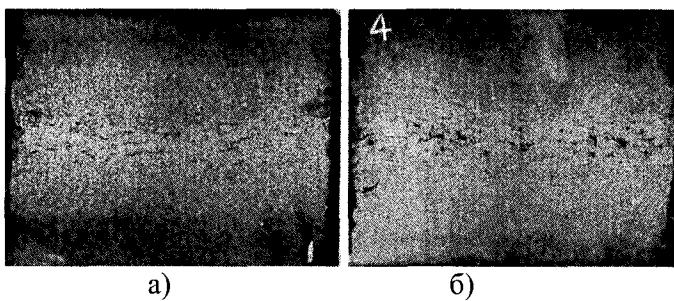


Рисунок 4.26 – Общий вид продольных травленых темплетов с «мягким» обжатием (а) и без него (б)

Определенные особенности имеет применение метода «мягкого» обжатия для динамического воздействия на внут-

ренние объемы затвердевающих блюмов большого сечения. Это следует связывать, прежде всего, с устойчивостью твердого каркаса заготовки. Во-первых, твердый каркас затвердевающего блюма, безусловно, имеет значительно большую жесткость, чем у сляба, что существенно увеличивает требуемое удельное усилие обжатия. Это, в свою очередь, повышает вероятность образования внутренних трещин по границам дендритов.

С другой стороны, приложение обжатия по двум противоположным граням (как это было рассмотрено выше) обязательно вызывает изгиб (выпучивание) двух боковых граней, что в значительной степени может изменить условия движения металла в жидкой сердцевине и снизить до минимума эффект подавления осевой ликвации вследствие эффекта «перетекания» жидкой фазы. Рассмотренные отличия между динамическим «мягким» обжатием слябов и блюмов предопределяют создание специальных технологических приемов.

Для повышения эффективности «мягкого» обжатия на ряде заводов Западной Европы и Японии внутренней полости кристаллизатора придают специальную геометрическую форму, обеспечивающую формирование приливов на поверхностях блюма, подвергаемых дальнейшему обжатию (рисунок 4.27).

В районе зумпфовой зоны (после первой тянущей клети) с помощью специальных обжимных клетей эти приливы металла определенным образом вдавливаются в тело заготовки, которая принимает форму квадрата или прямоугольника. Это обеспечивает уменьшение внутреннего объема заготовки, улучшает условия питания жидким металлом твердого каркаса и предотвращает формирование раковин усадочной пористости.

Достижение максимального положительного эффекта в части подавления осевой усадочной пористости связывается с рациональным выбором объема вдавливаемого металла, а также места начала и окончания обжатия. Наибольший эффект, как правило, достигается при вдавливании приливов в

3-5 этапов с регламентированным расположением точек приложения нагрузки по длине заготовки.

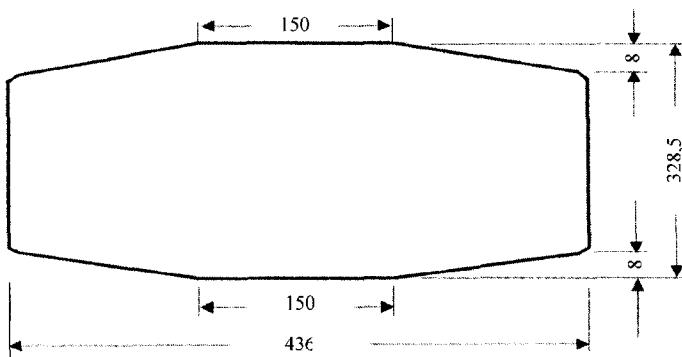


Рисунок 4.27 – Геометрическая форма внутренней полости кристаллизатора для отливки высококачественных блюмов с «мягким» обжатием

В целом для успешной обработки заготовки методом «мягкого» механического обжатия необходимо соблюдать определенную совокупность технических и технологических условий:

- наличие данных об оптимальном соотношении твердой и жидкой фазы в месте приложения усилия обжатия применительно к конкретным условиям;
- определение величины оптимальных значений степени обжатия, значений прилагаемых усилий и динамики приложения усилия обжатия;
- наличие автоматической системы, способной в реальном масштабе времени определять профиль затвердевания в зависимости от скорости литья, марки сталей, условий первичного и вторичного охлаждения и перегрева металла в промковше;
- наличие автоматической системы, позволяющей оперативно корректировать точку приложения усилия обжатия в зависимости от изменения условий разливки.

Контрольные вопросы

1. Какие основные структурные зоны образуются при формировании непрерывнолитого слитка? Опишите их характерные особенности.
2. Что такое ликвация примесей? Какие негативные процессы и явления она вызывает?
3. Охарактеризуйте особенности строения дендрита. Что такое ветви первого, второго и третьего порядка?
4. От каких основных факторов зависит характер развития зоны равноосных дендритов?
5. Охарактеризуйте сущность усадочных явлений имеющих место при кристаллизации слитка. Что такое коэффициент усадки и какова его величина для промышленных марок стали?
6. Назовите наиболее значимые дефекты, связанные с внутренними напряжениями и основные причины их развития.
7. Назовите главные параметры, влияющие на образование внутренних трещин.
8. Какими основными факторами определяется термо-напряженное состояние корочки затвердевающей заготовки и каковы основные виды дефектов вызываемые ими?
9. Опишите влияние механических деформаций на трещинообразование.
10. Охарактеризуйте пластичность стали вблизи температуры солидус.
11. Что такое «ромбичность» заготовки? В каких случаях она возникает?
12. Каковы основные причины образования и меры предупреждения продольных трещин?
13. Каковы основные причины образования и меры предупреждения поперечных трещин?
14. Каковы причины образования и меры предупреждения поясов, заворотов корки и заливин?
15. Назовите основные виды дефектов внутренней структуры, которые характерны для непрерывнолитого слитка.

16. Назовите наиболее характерные зоны непрерывнолитой заготовки для наложения внешнего воздействия.
17. Какими физическими процессами и воздействиями сопровождается нахождение металла в кристаллизаторе?
18. Назовите основные источники возникновения центров кристаллизации в затвердевающем расплаве.
19. Рассмотрите особенности влияния принудительного перемешивания на затвердевание металла.
20. Опишите, каким образом вдувается инертный газ в жидкую ванну кристаллизатора МНЛЗ.
21. В чем заключается механизм воздействия электромагнитных полей на кристаллизующийся слиток? От чего зависит характер потоков, создаваемых ЭМП?
22. В каких зонах непрерывнолитой заготовки наиболее часто применяется ЭМП и с какой целью?
23. Каким образом ЭМП влияет на условия формирования дендритов в зоне столбчатых кристаллов?
24. Каким образом ЭМП влияет на развитие дефектов ликвационного и усадочного характера?
25. Для каких сталей использование ЭМП является наиболее эффективным?
26. Раскройте сущность метода «мягкого» механического обжатия непрерывнолитых заготовок.
27. Какие задачи решаются обжатием слитков с жидкой фазой?
28. В чем заключаются основные недостатки метода «мягкого» обжатия заготовки с помощью специальных роликов в зоне ее выравнивания?
29. Охарактеризуйте особенности динамического воздействия метода «мягкого» обжатия на внутренние объемы затвердевающих блюмов большого сечения.
30. Назовите совокупность условий, которые необходимо соблюдать для успешной обработки заготовки методом «мягкого» обжатия.

5 АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ

Одним из основных преимуществ современных машин для непрерывной разливки стали является высокая степень автоматизации процесса разливки в целом, а также отдельных функциональных и технологических операций.

В общем виде принято различать автоматические и автоматизированные (компьютеризированные) системы управления. В системах *автоматического* управления (САУ), состоящих из объектов управления и управляющего устройства, человек непосредственного участия в процессе управления не принимает. В отличие от САУ, в *автоматизированных* (компьютеризированных) системах управления (КСУ) предполагается обязательное участие людей в процессах управления. Принципиальное отличие КСУ от традиционной системы управления состоит в том, что в КСУ часть управленческих работ, а именно сбор, анализ, и преобразование информации, выполняется с помощью вычислительной техники.

Основной экономический эффект от внедрения АСУ (КСУ) для технологических процессов непрерывной разливки стали достигается за счет повышения уровня организации процесса разливки, более полной загрузки оборудования, обеспечения ритмичности работы МНЛЗ, сокращения непроизводительных потерь, в том числе и за счет предотвращения аварийных ситуаций, что в итоге повышает производительность труда и снижает издержки производства, а также повышает качество заготовки. Это достигается благодаря полноте, своевременности и оптимальности принимаемых решений, а также экономии управленческого труда без ущерба для качества управления.

Поддержание процесса разливки в автоматическом режиме удается обеспечить за счет работы следующих основных систем управления процессом литья: система автоматического поддержания уровня металла в кристаллизаторе; система прогнозирования и предотвращения прорывов металла

под кристаллизатором; динамическая система охлаждения заготовки в ЗВО; система автоматической подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ и т.д.

Кроме того, на современных МНЛЗ предусмотрено достаточно большое количество подсистем, которые выполняют следующие важные задачи: контроль и поддержание массы металла в промковше, контроль температуры металла в промковше, контроль усилия на тяущей клети, система изменения ширины заготовки в процессе разливки; контроль температуры поверхности заготовки под кристаллизатором (зона 2 или 3), контроль и поддержание параметров качания кристаллизатора и т.п.

5.1 Автоматическое поддержание уровня металла в кристаллизаторе

Система автоматического поддержания уровня металла в кристаллизаторе обеспечивает поддержание уровня металла с точностью $\pm 1,0\text{--}2,0$ мм. Эта система функционирует при разливке открытой и закрытой струей.

Стабилизация уровня металла в кристаллизаторе является важнейшей и наиболее сложной задачей автоматизации МНЛЗ. Колебания уровня металла приводят к заметному снижению качества заготовки. При падении уровня всего на несколько миллиметров происходит окисление внутренней поверхности твердой корочки, что приводит к подповерхностным дефектам вследствие образования несплошностей. При повышении уровня металла на несколько миллиметров происходит его залив за твердую корочку. Это приводит к увеличению глубины следов качания и захвату неметаллических и шлаковых включений.

Положение уровня металла в кристаллизаторе связано с величиной расхода стали, поступающей из промковша, и скоростью вытяжки заготовки из кристаллизатора. Эти величины не зависят от уровня металла в кристаллизаторе (контролируемой величины) и, следовательно, объект регулиро-

вания не обладает свойством самовыравнивания. Между тем, совершенно очевидно, что уровень металла в кристаллизаторе будет оставаться неизменным, если в единицу времени будет поступать и выходить одинаковое количество стали.

При стационарном режиме разливки, как правило, нет интенсивных возмущений, влияющих на положение уровня металла в кристаллизаторе. Главными возмущениями, которые оказывают влияние на уровень металла в кристаллизаторе, являются изменение уровня налива металла в промковше (например, при замене сталеразливочного ковша), размывание или зарастание внутренней полости стакана-дозатора или погружного стакана, размывание или разрушение головки стопора-моноблока, волновые процессы на поверхности металла в кристаллизаторе и т.п.

Контроль уровня металла в кристаллизаторе осуществляется с помощью специальных датчиков, принцип работы которых основан на фиксировании положения уровня посредством радиоактивного или электромагнитного излучения, которые передают сигнал на привод перемещения стопора или ТПК.

В основе измерения уровня при помощи искусственных радиоактивных изотопов лежит принцип поглощения радиоактивного излучения жидкой сталью, расположенной в кристаллизаторе. Луч, излучаемый радиоактивным источником, проникает через кристаллизатор по прямой линии (рисунок 5.1).

На стенке кристаллизатора, лежащей напротив излучателя, расположен приемник, преобразующий принятые лучи в электрические импульсы. Вследствие поглощения радиоактивных лучей жидкой сталью интенсивность принятого излучения зависит от высоты уровня металла в кристаллизаторе.

Радиоактивное измерительное устройство состоит из стержневидного материала кобальт-60, сцинтиляционного счетчика и специального усилителя. Источники радиоактивного излучения и счетчики размещают на кристаллизаторе таким образом, чтобы через участок, на котором в процессе разливки стали должен установиться ее уровень, могли про-

ходить и улавливаться счетчиком радиоактивные изотопы, поступающие от источника их излучения.

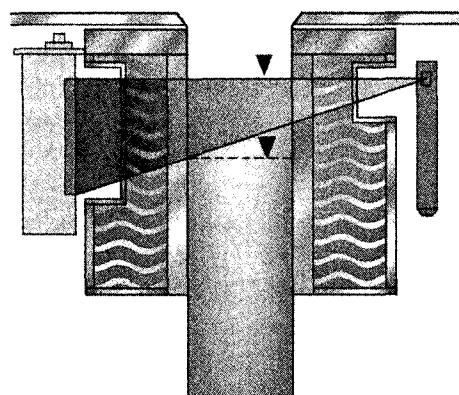


Рисунок 5.1 – Схема установки радиоактивного датчика в кристаллизаторе

Толщина и плотность просвечиваемого материала определяют степень поглощения радиоактивного излучения и, следовательно, число изотопов, улавливаемых счетчиком. При повышении или понижении уровня стали на участке измерения его высоты в кристаллизаторе происходит большее или меньшее перекрытие радиоактивного излучения и вместе с тем изменение числа гамма-квантов, улавливаемых счетчиком. Следовательно, количество попадающих на счетчик гамма-квантов служит мерой высоты уровня жидкой стали в кристаллизаторе.

Мощность источника излучения должна обеспечивать около 3000- 4000 импульсов в секунду, так как при этом наблюдаются меньшие статические колебания. Мощность источника излучения должна быть такой малой, чтобы по возможности не создавалась или создавалась весьма небольшая контролируемая зона; при этом, прежде всего, учитывают опасность для здоровья обслуживающего персонала.

Радиоактивные датчики контроля уровня металла получили наибольшее применение на сортовых и блюмовых машинах. Они устанавливаются стационарно в области кристаллизатора. На мощных слябовых МНЛЗ источник и приемник размещаются непосредственно в стенке кристаллизатора в специальных приливах.

Наряду с широким использованием радиоизотопных измерителей в мире все большее распространение получают новые средства контроля уровня металла в кристаллизаторе, которые более просты с точки зрения размещения их в составе оборудования и более надежны в эксплуатации и безопасны для здоровья обслуживающего персонала. Одним из таких методов является метод, основанный на использовании датчиков вихревых токов, индуктируемых катушкой, размещенной над зеркалом жидкого металла в кристаллизаторе (рисунок 5.2).

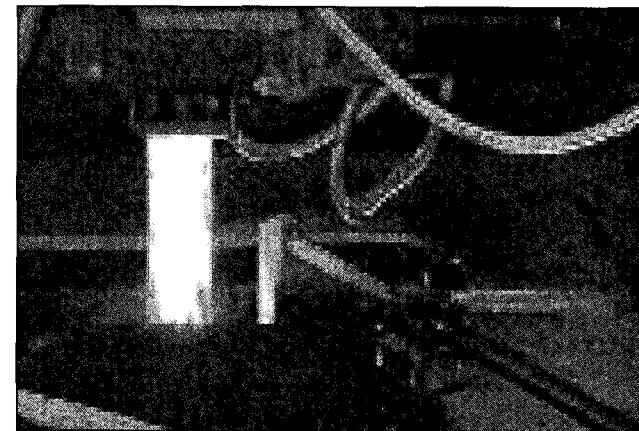


Рисунок 5.2 – Схема установки электромагнитного датчика над кристаллизатором (справа от погружного стакана)

Измерительная катушка получает питание от высокочастотного генератора (50 кГц) через усилитель с положительной обратной связью. В зависимости от положения зер-

кала металла полное сопротивление измерительной катушки, зависящее от ЭДС, наводимой в ней вихревыми токами, также изменяется, что служит мерой положения уровня жидкого металла в кристаллизаторе. Измерительная катушка размещается в специальном защитном керамическом стакане, который охлаждается воздухом. Постоянная времени срабатывания комплекса составляет менее 0,2 с, а точность измерения положения уровня ± 1 мм. Датчик крепится на специальном штативе, который перемещается разливщиками вручную и устанавливается при измерении уровня металла ближе к боковой стенке кристаллизатора. Отличительной особенностью данной конструкции является ее простота. Недостатки такого датчика связываются с неудобствами в работе из-за наличия кабелей связи и шланга, подводящего охлаждающий воздух, которые в большинстве случаев находятся непосредственно на разливочной площадке и подвержены механическим и тепловым воздействиям. Они также могут ограничивать действия разливщика и добавляют дополнительные технологические операции (операции установки и снятия датчика в начале и в конце разливки, а также в аварийных ситуациях). Другим существенным недостатком рассмотренной конструкции является значительный расход комплектующих (датчиков, кожухов, подставок, кабелей, шлангов), особенно при низкой технологической дисциплине персонала.

Конструкция датчика фирмы VUHZ (Чехия), встроенного в кристаллизатор (рисунок 5.3), полностью лишена указанных недостатков и приближается по эксплуатационным характеристикам к изотопным датчикам. Ключевым элементом такой концепции анализа поведения уровня металла в кристаллизаторе является полное понимание источников происхождения различного рода периодических возмущений зеркала металла.

Как показывает практика, колебания поверхности металла в кристаллизаторе могут существенно различаться в течение периода в 10-20 с, имея различные источники происхождения возмущений. Известные формы неустойчивых ко-

лебаний уровня металла в кристаллизаторе могут быть условно разбиты на две группы: внезапно возникающие и периодические возмущения.

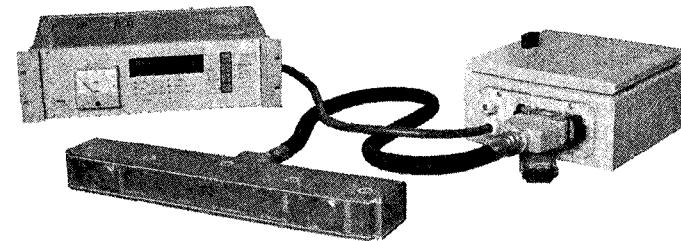


Рисунок 5.3 – Внешний вид датчика, встраиваемого в кристаллизатор

Внезапно возникающие возмущения достаточно легко идентифицируются, поскольку они, как правило, связаны со значимыми для технологического процесса событиями: изменение скорости вытяжки заготовки, прорыв металла под кристаллизатором, зарастание отверстия погружного стакана, разрушение головки стопора и пр.

Весьма характерным примером внезапного изменения расхода металла в кристаллизатор может быть отрыв от поверхности стакана-дозатора некоторого количества отложившегося в процессе литья корунда. Как видно из рисунка 5.4, отложения корунда могут накапливаться на поверхности стакана-дозатора (или стопора) в области вхождения струи в его внутреннюю полость.

По мере накопления отложений позиция стопора изменяется (он поднимается вверх), что обеспечивает требуемый расход стали. Если в этом случае происходит отрыв части накопившихся отложений в металл, то расход стали мгновенно увеличивается, что приводит к повышению уровня металла в кристаллизаторе.

Между тем возмущения уровня металла такого рода достаточно легко отслеживаются благодаря соответствую-

шим электрическим сигналам, поступающим на пульт управления (рисунок 5.5).

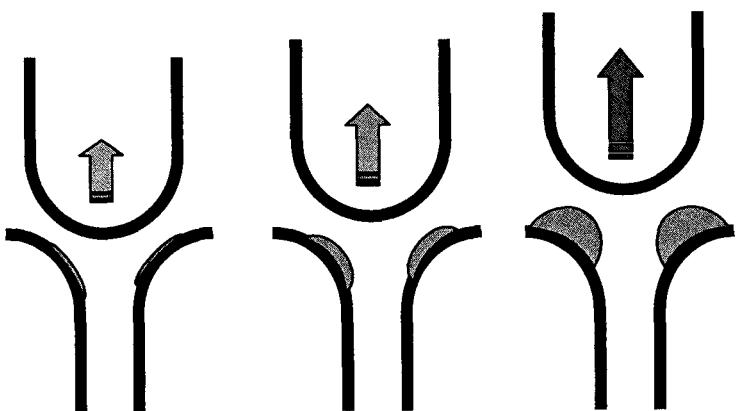


Рисунок 5.4 – Схема накопления (образования) отложений и изменения положения стопора при разливке



Рисунок 5.5 – Изменение положения стопора, скорости разливки и уровня металла в кристаллизаторе вследствие накопления отложений корунда

Периодически возникающие возмущения обычно связаны с проявлением эффекта выпучивания заготовки, гистерезисом (запаздыванием) срабатывания стопорного механизма и с образованием волн на поверхности металла в кристаллизаторе.

Волны на поверхности металла в кристаллизаторе наиболее ярко проявляются в случае разливки широких слябов с высокой скоростью. Частота таких колебаний обычно составляет 0,7-1,2 Гц. При этом меньшие значения частоты относятся к большей ширине кристаллизатора. В некоторых случаях эти волновые возмущения настолько усиливаются, что могут расстроить систему автоматического контроля уровня и привести к всплескам металла или прорывам. Так волны могут усиливаться при изменении ширины сляба в процессе разливки, а также при застое выходных отверстий погружного стакана и изменении скорости истечения из них стали.

Наличие различных источников возмущений требует системного анализа и отработки управляющего импульса, определяющего положение стопора и скорость разливки (для бесстопорной разливки).

Показатель точности дозирования потока стали в системе «стопор – стакан-дозатор» во многом зависит от функциональных возможностей привода механизма положения стопора. Поэтому конструкции механизма перемещения стопора (рисунок 5.6) и его приводу уделяется большое внимание.

Это, прежде всего, относится к точности функционирования механизма регулирования положения стопора и его инерционности. В настоящее время предпочтение отдается стопорным механизмам с электромеханическим приводом.

Типовыми показателями работы системы дозирования стали являются значения расхода в пределах 0,3-1,0 л/сек/мм, что обеспечивает регулирование в пределах хода стопора от 10 до 20 мм. То есть, точность положения стопора, большая, чем 0,1 мм (1% от полного хода), обязательно требуется для удовлетворения гарантированной работы исполнительного механизма его привода.

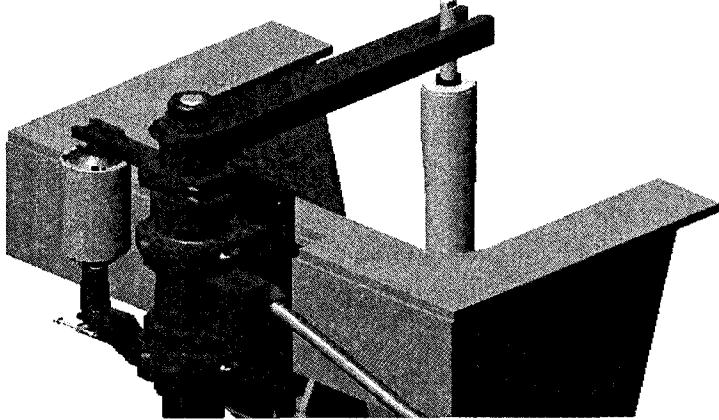


Рисунок 5.6 – Схема системы, обеспечивающей оперативное изменение положения стопора

5.2 Система прогнозирования и предотвращения прорывов твердой корочки

Прорывы металла под кристаллизатором МНЛЗ являются наиболее часто встречающейся технологической ситуацией, которая сопровождается авариями, серьезными потерями производительности машины и ухудшением качества заготовки. Вероятность образования прорывов возрастает с повышением скорости разливки и при отклонении режимов литья от номинальных.

Для предотвращения прорывов необходимо по возможности на более ранней стадии получить информацию о возможности возникновения прорыва. Принято считать, что основной причиной прорывов заготовки под кристаллизатором является прилипание некоторой части твердой корочки к его стенке (рисунок 5.7).

Кроме того, прорывы могут иметь место, при нарушениях технологических операций в процессе замены промковша и на старте (в начале) разливки, при чрезмерных коле-

баниях уровня металла в кристаллизаторе, быстрым изменением скорости вытяжки заготовки, неправильно выбранной или некондиционной ШОС, недостаточной конусности кристаллизатора и интенсивности охлаждения в нем, недостаточной раскисленности стали, повышенном содержании водорода и пр.

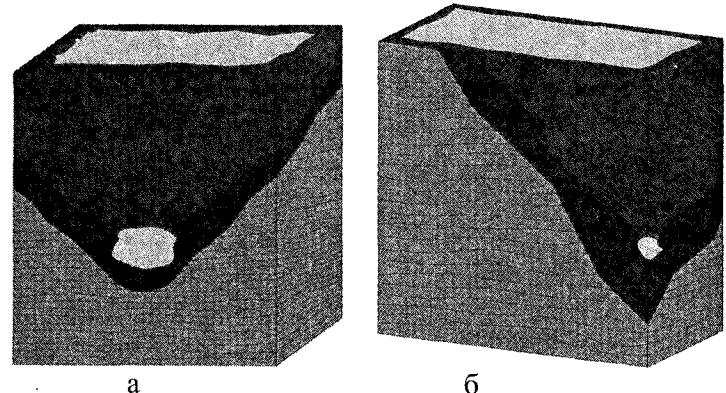


Рисунок 5.7 – Схема образования прорыва в слабовом кристаллизаторе: по грани (а) и по углу (б)

Прилипание корочки происходит непосредственно под зеркалом металла, поскольку корочка в этой зоне тонкая и непрочная. Кроме того расплавленный слой ШОС, выполняющий функцию смазки, в этой зоне еще недостаточно хорошо распределяется по поверхности контакта.

Соответственно, часть твердой корочки контактирует непосредственно с поверхностью кристаллизатора, что повышает силу трения на этом участке. Это приводит к появлению открытой трещины (рис.5.7 а) под местом прилипания, которая все больше открывается с каждым циклом качания.

Принцип обнаружения момента прорыва корочки в кристаллизаторе основывается на замере температуры внутренней поверхности медных стенок кристаллизатора в двух уровнях посредством специальных термопар (рисунок 5.8 а).

Количество и расположение термопар зависит от конфигурации кристаллизатора и максимальной скорости разливки.

Работа системы предотвращения прорывов базируется на сравнении показателей величины разности температур от двух термопар, расположенных одна под другой. При этом температура поверхности заготовки в области разрыва корочки несколько (рисунок 5.8 б) выше, чем в прилегающих зонах, что провоцирует возникновение и развитие трещин в твердой корочке. Соответственно, расширение зоны повышенной температуры система рассматривает как прилипание твердой корочки и возникновение опасности прорыва под кристаллизатором.

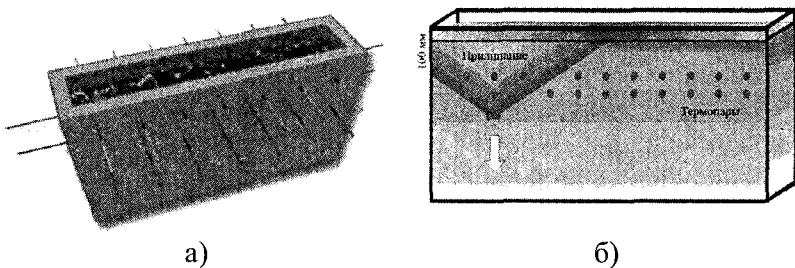


Рисунок 5.8 – Схема расположения термопар в стенках кристаллизатора (а) и индикации прилипания (прорыва) корочки (б)

Характерная ситуация с изменением величины температуры при возникновении прилипания приведена на рисунке 5.9. В течение нормального режима работы показания термопар остаются стабильными (этап I). При этом величина температуры для верхней термопары выше, чем для нижней. Начальный момент появления точки прилипания (этап II) фактически никак не отражается на показаниях термопар. При подходе дефекта (прорыва) корочки к верхней термопаре происходит значительное повышение температуры, фиксируемой верхней термопарой (этап III). При этом показания нижней термопары остаются неизменными.

Далее место дефекта отходит от верхней термопары и подходит к нижней (этап IV) со скоростью вытяжки заготовки, что соответствует прохождению максимума температуры верхней термопарой и повышению температуры, фиксируемой нижней термопарой.

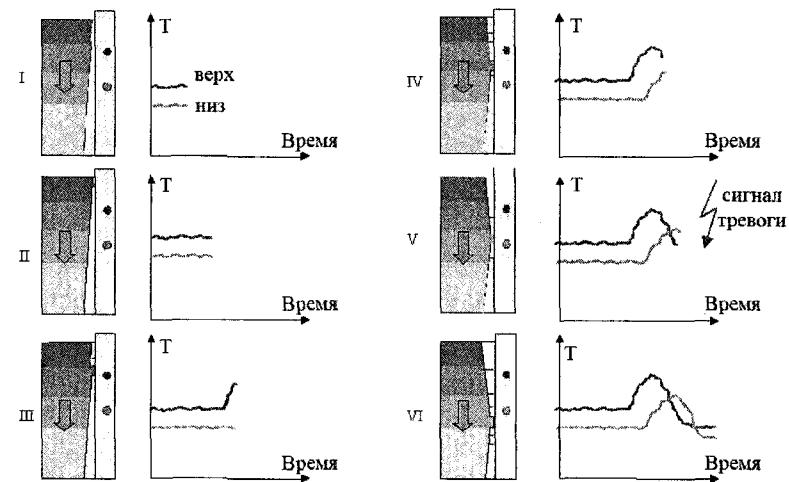


Рисунок 5.9 – Динамика изменения температуры стенки при возникновении прилипания

По мере прохождения местом дефекта нижней термопары происходит падение величины температуры, фиксируемой верхней термопарой, до номинальной величины (до возмущения), а для нижней термопары наблюдается рост величины температуры до максимального значения (этап V). После прохождения дефектом положения нижней термопары ее показания также выходят на номинальный уровень.

Полученные с термопар данными с помощью компьютерной обработки позволяют получить картину распределения температуры по поверхности заготовки в динамике в режиме текущего времени. В случае обнаружения критической ситуации (прорыва корочки) на некоторое время снижается скорость вытяжки заготовки, что позволяет залечить место прорыва.

Для индикации критической ситуации автоматическая система прогнозирования прорывов использует определенную совокупность критериев, позволяющих судить о динамике развития негативных явлений, связанных с прилипанием корочки. Например, расширение зоны прилипания корочки (пониженной температуры) служит исходной информацией для снижения скорости вытяжки заготовки или полной остановки машины. В случае если динамика изменения температур в некоторой идентифицированной зоне имеет склонность к образованию прорыва (например, трещины в твердой корочке заготовки), то система управления извещает об этом оператора МНЛЗ и рекомендует ему выполнить операцию снижения скорости вытяжки заготовки (или эта операция выполняется в автоматическом режиме). Снижение скорости вытяжки заготовки позволяет залечить прорыв и придать корочке необходимую прочность.

Между тем, даже при снижении скорости разливки на поверхности сляба остаются участки, пораженные поверхностными и подповерхностными складками и трещинами (рисунок 5.10), которые рассматриваются как брак готовой продукции и требуют либо огневой зачистки, либо вырезания из сляба.

В конечном счете, любое торможение МНЛЗ следует рассматривать как фактор, который снижает ее производительность и требует дополнительных мероприятий по удалению возникших дефектов заготовки.

Главное окно, которое видит оператор МНЛЗ на экране монитора при работе системы предотвращения прорывов, представлено на рисунке 5.11. На практике такая система предотвращения прорывов обеспечивает снижение аварийных ситуаций, связанных с прорывом металла под кристаллизатором в несколько раз.



Рисунок 5.10 – Фотография поверхности сляба с явно выраженным поверхностным дефектом, связанным с прорывом корочки в кристаллизаторе

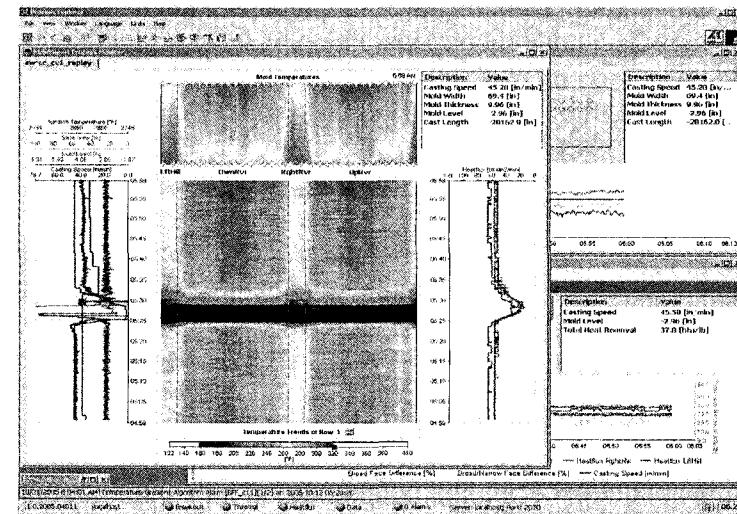


Рисунок 5.11 – Окно монитора оператора МНЛЗ при передаче информации о возможности прорыва

5.3 Система динамического сопровождения заготовки по температуре

Для обеспечения стабильности процесса разливки актуальной задачей является коррекция интенсивности охлаждения заготовки непосредственно в зоне вторичного охлаждения.

При практической реализации эта задача предполагает создание оперативной системы управления режимами охлаждения заготовки, учитывающей происходящие динамические изменения в технологии литья в режиме текущего времени.

В практике управления процессами затвердевания непрерывнолитой заготовки известны два основных подхода: пропорционально-скоростной и динамический режимы управления. Пропорционально-скоростной режим управления является наиболее распространенным для относительно старых МНЛЗ. Он базируется на использовании табличных данных изменения расхода воды в зависимости от скорости разливки. При этом изменение расхода воды происходит одновременно во всех секциях ЗВО одновременно с изменением реальной скорости разливки. Технологическая база табличных данных или управляющих уравнений составляется для всего сортамента разливаемой продукции с учетом размерных факторов, химического состава и температур стали. Скоростной режим управления позволяет достаточно точно поддерживать необходимый температурный профиль при стационарном режиме разливки. Поскольку при непрерывной разливке переходные режимы (изменение скорости) являются неотъемлемой частью технологического процесса, то в ходе разливки появляются переохлажденные или перегретые участки сляба. Это следует связывать с одновременным изменением расхода охладителя во всех секциях. В конечном итоге это негативно влияет на качество продукции.

Динамический режим управления охлаждением заготовки широко используется в современных высокопроизводительных МНЛЗ. Он позволяет свести к минимуму негативное воздействие переходных процессов, которые влияют на

температурный профиль непрерывнолитой заготовки. В металлургической практике известны различные подходы к концепции алгоритма динамической системы управления. Базовым параметром для всех алгоритмов является контроль за так называемой средней скоростью различных сечений сляба вдоль технологической оси заготовки и монотонное изменение расходов воды автономно по секциям в соответствии со значениями средней скорости (рисунок 5.12).

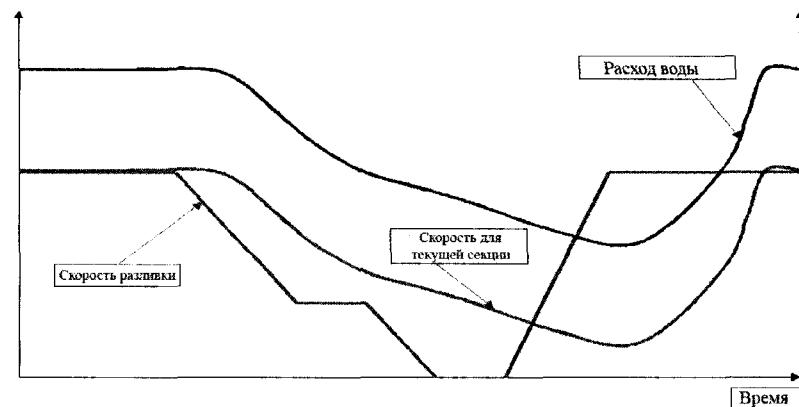


Рисунок 5.12 – Динамическая модель изменения расхода охладителя при изменении скорости вытяжки заготовки

Технологическая база данных, используемая для реализации алгоритма, представляет собой управляющие уравнения, полученные на основе математической модели, описывающей процессы затвердевания заготовки.

Средняя скорость движения заготовки $v_{ср}$ оценивается в средней точке каждой секции зоны вторичного охлаждения. Для того чтобы при начале разливки определить данную скорость для каждой секции, необходимо расстояние от начала секции до ее середины поделить на целое количество участков длиной Δl_s (s – номер секции ЗВО).

$$\Delta l_s = \frac{l_s}{2 \cdot n_s},$$

где l_s – длина s-ой секции ЗВО;

Δl_s – длина участка первой зоны;

n_s – целое число определенное для каждой секции.

После включения механизма вытягивания слитка система начинает слежение за перемещением слитка, то есть рассчитывается (фиксируется) общая длина перемещения торца слитка L . Также фиксируется общее время после начала разливки T и время прохождения слитком участков секции Δt_s (в данном случае кристаллизатора). С этого момента, на каждом цикле опроса перемещения контролируется выполнение условия $L \geq l(kp)$.

При достижении слитком величины длины кристаллизатора $L \geq l(kp)$ начинается формирование усредненной средней скорости для первой секции ЗВО. Формирование производится в соответствии со временем прохождения слитком Δt_s текущего участка секции Δl_s . Время Δt_s при переходе из кристаллизатора в первую секцию равно времени прохождения слитком расстояния $l(kp)$. С учетом дискретизации опроса датчика перемещения (скорости) рассчитывается время прохождения слитком кристаллизатора по формуле

$$t_s = t_{kp} = T - \frac{L - l(kp)}{v_{mgn}},$$

где v_{mgn} – значение мгновенной скорости разливки, зафиксированное за последний такт до события.

Для расчета усредненной скорости для первой секции используется следующее уравнение

$$v_{cp}(1) = \frac{l_s}{t_s},$$

где $l_s = l_{kp} = l_{n1}$ – расстояние от мениска металла в кристаллизаторе до торца слитка, если он не дошел до середины секции;

$t_s = t_{kp}$ – время перемещения торца слитка от мениска до начала первой зоны (выхода из кристаллизатора).

Таким образом, по усредненной скорости для первой секции v_{cp} задается расход воды в этой секции. Для всех остальных секций расход воды остается неизменным.

После того как слиток достиг начала первой секции, то есть выполнилось условие $L \geq l(kp)$, на каждом цикле опроса датчика перемещения оценивается положение начала слитка относительно середины первой секции зоны вторичного охлаждения $L \geq l_c(1)$. Если это условие не выполняется, то необходимо отслеживать перемещение торца слитка на расстояние равное участку первой секции Δl_1 . При этом необходимо также рассчитывать время перемещения слитка по секции на расстояние Δl_1 .

Расчет времени прохождения участка секции выполняется по формуле

$$\Delta t_s = n \cdot \Delta \tau,$$

где $\Delta \tau$ – дискретность опроса датчика скорости, с;

$\Delta t_s = \Delta t_1$ – время прохождения слитком первой секции Δl_1 ;

n – номер цикла опроса датчика скорости, начиная с которого выполняется условие

$$\sum_{j=1}^n \Delta \tau \cdot v_j \geq \Delta l(s),$$

где v_j – мгновенное значение скорости разливки при j -том опросе;
 $\Delta l(s) = \Delta l(1)$ – длина участка первой секции.

Учитывая дискретность опроса датчика скорости, необходимо корректировать значение Δt_s . С учетом коррекции формула расчета времени имеет вид

$$\Delta t_s = n \cdot \Delta \tau - \frac{\sum_{j=1}^n \Delta \tau v_j - \Delta l(s)}{v_j},$$

где $\Delta l(s) = \Delta l(1)$; $\Delta t_s = \Delta t_1$.

Для полученной величины Δt_s рассчитывается усредненная скорость для первой секции

$$v_{cp}(1) = \frac{l_s}{\Delta t(s)},$$

где $l_s = l_{kp} + \Delta l_1 = L$;

$$\Delta t(s) = \Delta t(1) = \Delta t_1 + \Delta t_1.$$

После корректировки скорости и очередного перемещения слитка на расстояние Δl_1 осуществляется возвращение к проверке условия достижения торцом слитка середины первой секции. Цикл повторяется до тех пор, пока не выполнится данное условие достижения слитком середины секции.

После того как головная часть слитка достигла середины первой секции $L = l_c(1)$ средняя скорость рассчитывается по следующей формуле

$$v_{cp}(1) = \frac{l_s}{\Delta t(s)} = \frac{l_c(1)}{\Delta t(1)}.$$

После пересечения началом слитка середины первой секции $L > l_c(1)$, при каждом перемещении слитка на расстояние участка секции выполняется перерасчет средней скорости. Так как расчет задания для расхода воды в секции ЗВО выполняется для середины зоны, то дальнейшее перемещение начала слитка по секции не влияет на значение l_s . После достижения слитком середины секции это значение необходимо рассчитывать по формуле

$$l_s = l_c(s).$$

В свою очередь значение времени прохождения слитком от мениска до середины секции $\Delta t(s)$ будет изменяться при изменении скорости вытяжки заготовки. Для корректировки времени прохождения слитком данного участка в алгоритме определяется промежуток времени, за который слиток пройдет расстояние Δl_s , двигаясь со скоростью $v_{cp}(s)$

$$\Delta t^* = \frac{\Delta l_s}{v_{cp}(s)}.$$

После выполнения этой операции определяется разница между фактическим временем прохождения слитком расстояния Δl_s и рассчитанным по предыдущей формуле

$$\Delta t^{**} = \Delta t_s - \Delta t^*.$$

После возможной фильтрации значения рассчитывается средняя скорость с учетом изменения текущего значения времени

$$\Delta t(s) = \Delta t(s) + \Delta t^{**}.$$

После корректировки средней скорости разливки цикл алгоритма повторяется.

После того как начало слитка достигнет границы следующей секции, расчет средней скорости для новой секции повторяется аналогично расчету, описанному для перехода заготовки из кристаллизатора в первую зону. Разница заключается только в выборе шага перемещения слитка Δl_s . Корректировка средней скорости для предыдущих зон также осуществляется с шагом перемещения соответствующей секции, в которой в текущий момент находится начало слитка.

Эффективная работа системы динамического управления охлаждением заготовки обеспечивается математической моделью затвердевания, позволяющей рассчитывать параметры охлаждения заготовки и оценивать количество подаваемой воды на каждый конкретный участок. В этом случае весьма важным элементом управления являются водовоздушные форсунки для разбрызгивания и оптимальная схема их расположения вдоль поверхности заготовки.

Для описания процессов теплопереноса внутри заготовки используется уравнение, отражающее энергетический баланс в системе

$$\rho C_{\text{эф}} V_c \frac{\partial T}{\partial z} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial y} \right),$$

где T – температура, К;

x, y, z – пространственные координаты, м;

V_c – скорость вытягивания заготовки, м/с;

ρ – плотность стали, кг/м³;

λ – теплопроводность стали, Дж/(м·К·с);

$C_{\text{эф}}$ – эффективный коэффициент теплопроводности, определяемый по формуле

$$C_{\text{эф}} = C + L \frac{df_s}{dT},$$

где C – удельная теплоемкость стали, Дж/(кг·К);
 L – удельная теплота кристаллизации, Дж/кг;
 f_s – доля твердой фазы.

Приведенное уравнение справедливо при допущении, что распространение тепла в направлении аксиальной координаты z происходит главным образом за счет движения заготовки со скоростью V_c . Что же касается гидродинамических процессов в жидкой фазе, приводящих к конвективному теплообмену в жидкой лунке заготовки, то они, как правило, учитываются в неявной форме путем введения соответствующих поправок к коэффициенту теплопроводности λ в этой области. Кроме того, в расчетах учитывается зависимость теплофизических параметров заготовки от температуры: в соответствующих модулях программы они определяются по эмпирическим зависимостям. Для известного поля температур выполняется расчет доли твердой фазы в каждой точке заготовки по модели квазивесной двухфазной зоны

$$f_s = 1 - \left(\frac{T_0 - T}{T_0 - T_L} \right)^{-1/(1-k)},$$

где k – равновесный коэффициент распределения примеси;

T_0 – начальная температура расплава (в сечении мениска);

T_L – температура – ликвидус.

На поверхности заготовки задаются граничные условия, отражающие соответствующие условия охлаждения. На верхней границе заготовки (мениск) предполагается постоянное значение температуры в течение всего периода разливки. Данное условие справедливо в случае отсутствия тепловых потерь с поверхности мениска, что возможно при обеспечении хорошей теплоизоляции. На боковых гранях задается

связь температуры поверхности заготовки с плотностью теплового потока по закону Фурье.

Значение плотности теплового потока q в общем случае определяется с учетом трех основных механизмов теплопереноса – кондуктивного, конвективного и радиационного

$$q = q_{\text{конд}} + q_{\text{конк}} + q_{\text{рад}} = q_{\text{конд}} + \alpha(T_{\text{поверх}} - T_{\text{охладителя}}) + \sigma\varepsilon(T_{\text{поверх}}^4 - T_{\text{окру}}^4)$$

где $q_{\text{конд}}$ – значение доли теплового потока, отводимого теплопроводностью (при контакте заготовки с конструктивными элементами МНЛЗ, в частности, роликами; определяется по эмпирическим данным);

α – локальный коэффициент теплоотдачи (при непосредственном контакте заготовки с охлаждающей средой в ЗВО и в области воздушного охлаждения) или теплопередачи (при контакте с охладителем через разделяющую стенку в кристаллизаторе), $\text{Вт}/(\text{м}^2\text{K})$;

$T_{\text{поверх}}$ и $T_{\text{охладителя}}$ – температуры поверхности заготовки и охлаждающей среды, К;

σ – константа Стефана-Больцмана;

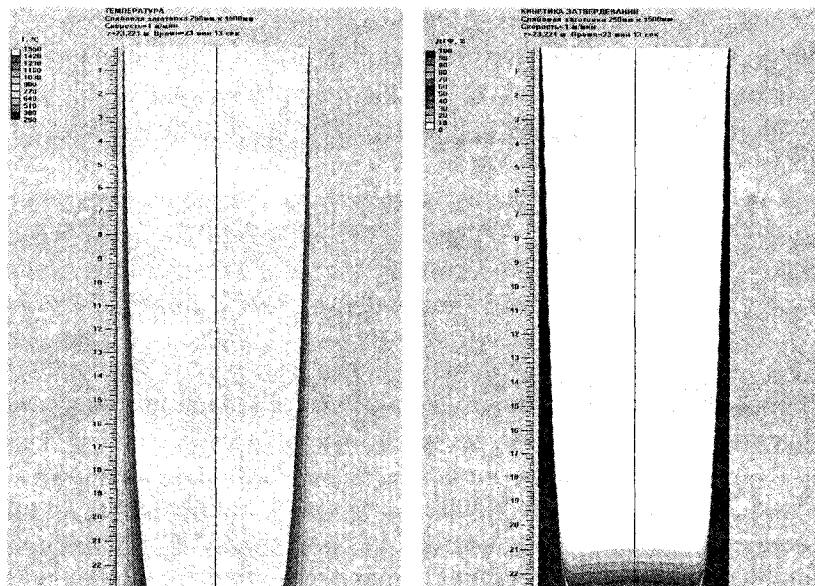
ε – излучательная способность поверхности заготовки при радиационном теплообмене.

На рисунке 5.13 в качестве примера приведены расчетные данные распределения температур и доли твердой фазы в продольном сечении слюба размером 250×1500 мм при скорости вытяжки заготовки 1 м/мин.

Контрольные вопросы

1. Чем отличаются системы автоматического управления (САУ) от автоматизированных (компьютеризированных) систем управления (КСУ)?

2. Назовите основные системы автоматизированного управления процессом литья.



а)

б)

Рисунок 5.13 – Распределение температур (а) и доли твердой фазы (б) для продольного сечения слюба, полученное на математической модели

3. Охарактеризуйте принцип работы системы контроля уровня металла в кристаллизаторе. Какие возмущающие факторы действуют на эту систему?

4. Опишите особенности размещения элементов системы контроля уровня для разливки различных типоразмеров заготовок.

5. Каким образом работа системы дозирования стали влияет на колебания уровня металла в кристаллизаторе?

6. Назовите основные причины образования прорыва металла под кристаллизатором.

7. Почему и в какой части кристаллизатора происходит прилипание корочки заготовки к его поверхности?

8. Раскройте сущность механизма возникновения прорыва металла под кристаллизатором в результате прилипания корочки к его поверхности и меры его предупреждения.

9. На чем основан принцип обнаружения момента прорыва корочки в кристаллизаторе?

10. Опишите сущность работы системы предотвращения прорывов и ее эффективность. Каким образом фиксируется ситуация образования прорыва?

11. Назовите методы управления процессами затвердевания непрерывнолитой заготовки.

12. Раскройте сущность, преимущества и недостатки пропорционально-скоростного метода управления процессами затвердевания непрерывнолитой заготовки.

13. Раскройте сущность, преимущества и недостатки динамического метода управления процессами затвердевания непрерывнолитой заготовки.

14. Какой из методов управления процессами затвердевания непрерывнолитой заготовки является наиболее прогрессивным?

15. Назовите три основных механизма теплопереноса, которые определяют значение плотности теплового потока при затвердевании заготовки.

6 СОВРЕМЕННЫЕ МНЛЗ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ МЕТАЛЛОПРОДУКЦИИ

В последние два десятилетия наблюдается значительный прогресс в конструкционном оснащении и технологическом оформлении машин непрерывного литья заготовок. Это расширило количество типов МНЛЗ и позволило адаптировать процесс непрерывного литья к различным технологическим построениям и видам продукции, которые в максимальной степени учитывают конъюнктуру рынка.

За это время номинальная производительность типовых слябовых и сортовых МНЛЗ возросла, по крайней мере, в 2-2,5 раза. Это создало предпосылки для уменьшения числа ручьев МНЛЗ и сокращения обслуживающей инфраструктуры. При этом объем капитальных вложений при строительстве МНЛЗ возрос в значительно меньшей степени, чем ее производительность. Это позволяет значительно уменьшить реальные инвестиции на тонну разливаемой стали.

6.1 Технологические комплексы и МНЛЗ для производства сортовых заготовок

В стандартах большинства стран мира под сортовой заготовкой (*billet*) подразумевается квадратная (или близкая к квадрату) заготовка с сечением, как правило, от 100×100 мм до 160×160 мм. Кроме того, к сортовым заготовкам относится круглая заготовка диаметром от 100 до 180 мм.

Прямое получение сортовой заготовки обеспечивает существенное технологическое преимущество металлургическому предприятию, поскольку исключает из технологического цикла группу обжимных и крупносортных станов, обеспечивая тем самым существенный энергосберегающий эффект. На рисунке 6.1 представлено схематическое сравнение технологической цепочки процессов получения длинномерной металлопродукции из непрерывнолитых блюма и сортовой заготовки.



Рисунок 6.1 – Сравнительная схема технологической цепочки получения длинномерной металлопродукции из непрерывнолитых блюма и сортовой заготовки

Мировое производство сортовой непрерывнолитой заготовки в настоящее время оценивается на уровне 260-

280 млн. т в год, и оно постоянно наращивается. Сортовые МНЛЗ устанавливаются как в конвертерных, так и в электросталеплавильных цехах. Однако, максимальное применение сортовые МНЛЗ нашли, прежде всего, в технологических построениях типа мини- завод.

В Украине высокопроизводительные сортовые МНЛЗ успешно эксплуатируются на ООО «Донецкий электрометаллургический завод», ОАО «Енакиевский металлургический завод», ООО «Электросталь» (г.Курахово), ОАО «Днепровский металлургический комбинат» (всего 5 машин и 28 ручьев). Производственный потенциал этих МНЛЗ обеспечивает разливку свыше 5 млн. т стали в год.

В конструкционном плане машины для разливки на сортовые заготовки представляют собой, главным образом, радиальные МНЛЗ, что объясняется их простотой и высокой функциональностью (рисунок 6.2).

Базовый радиус скоростных сортовых МНЛЗ обычно составляет 7-9 м. Зона вторичного охлаждения имеет, как правило, 4-5 секций, которые оборудованы форсунками для разбрызгивания воды (для последних секций это может быть также водовоздушная смесь). Как правило, сортовые машины обеспечивают разливку квадратной заготовки нескольких сечений со стороной в диапазоне 100-150 мм. В ряде случаев сортовые машины охватывают более широкий спектр сечений, в том числе позволяют разливать круглую заготовку диаметром до 180 мм.

В последнее полтора десятилетия резко обозначилась тенденция использования многоручьевых сортовых МНЛЗ с высокой (до 6-7 м/мин) скоростью разливки, что позволяет получать сортовую заготовку в сталеплавильных цехах с плавильными агрегатами высокой единичной производительности. Современная сортовая МНЛЗ обеспечивает разливку 200-250 тыс.т стали в год или 0,45-0,55 т/мин на ручей. Разливка стали с повышенными скоростями обычно обусловливается технологическими ограничениями длительности разливки одного ковша большой емкости (60-80 минут) при фиксированном числе ручьев МНЛЗ.

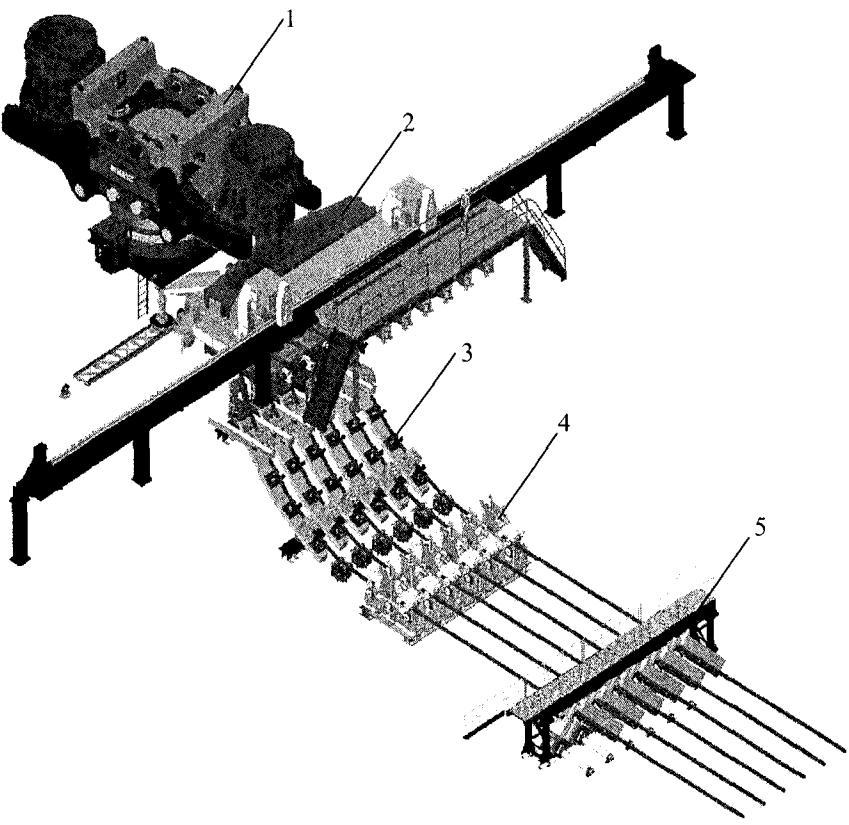
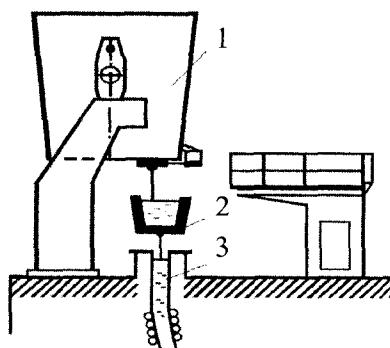


Рисунок 6.2 – Схема сортовой МНЛЗ ОАО «ЕМЗ» конструкции АО «Новокраматорский машиностроительный завод»: 1 – поворотный стенд со сталеразливочными ковшами; 2 – промковш; 3 – разливочная дуга и ЗВО; 4 – ТПМ; 5 – ножницы для порезки заготовки

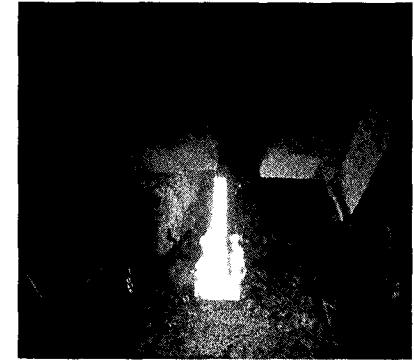
Для многоручьевых сортовых МНЛЗ количество ручьев колеблется в пределах от 4 до 8 единиц. При этом распространение 7-8 ручьевых МНЛЗ в мире носит все же ограниченный характер (всего несколько десятков МНЛЗ). Масса жидкого металла в промковше обычно составляет 4,5-5 т из рас-

чета на один ручей.

Наиболее широкое промышленное распространение для сортовых МНЛЗ получила разливка стали открытой струей (рисунок 6.3) через стакан-дозатор строго регламентированного диаметра.



a



b

Рисунок 6.3 – Схема (а) и фотография (б) разливки стали на сортовой МНЛЗ открытой струей: 1 – сталеразливочный ковш; 2 – промежуточный ковш; 3 – кристаллизатор

Открытой струей обычно разливают стали, не подвергающиеся строгому контролю макроструктуры при дальнейшей прокатке и предназначенные для получения металлопродукции в виде периодического профиля, уголков, двутавров, проволоки, арматуры и пр.

Большая производительность таких сортовых МНЛЗ достигается за счет высокой скорости вытяжки заготовки (до 5-6 м/мин) обусловленной применением многоступенчатых (параболических) кристаллизаторов, длина которых составляет 1,0-1,1 м. Гильзы кристаллизаторов современных сортовых МНЛЗ представляют собой высокотехнологичные изделия, которые выполняются с высокой размерной точностью, а на их рабочую поверхность наносится специальное износостойкое покрытие на

основе хрома, никеля и др. металлов. Как показывает практика, конструкция кристаллизатора современной сортовой машины должна предотвращать возможность коробления стенок гильзы в процессе литья. Это достигается применением гильз с толщиной стенки 14-18 мм для заготовок сечением от 100×100 мм до 150×150 мм. Последние два десятилетия эксплуатации различных гильз показали, что рациональная величина радиуса внутренних углов кристаллизатора составляет 3-4 мм. При этом обеспечивается минимальное растрескивание заготовок по углам.

Для обеспечения минимальной деформации профиля гильзы кристаллизатора уровень налива металла должен составлять 100-150 мм от ее верхнего торца. Более высокий уровень налива приводит к перемещению зоны максимального расширения в более высокие горизонты, что обуславливает более сильное коробление гильзы в области крепления ее верхней части. При более низком расположении уровня металла происходит сокращение времени пребывания заготовки в кристаллизаторе, что обуславливает коррекцию режимов разливки.

Одной из основных проблем, препятствующих стабильной разливке стали на сортовых МНЛЗ в течение длительного времени, является износ или зарастание внутренней полости стакана-дозатора промежуточного ковша. Эта проблема в значительной степени решается путем применения устройства для быстрой замены стакана-дозатора.

Основной стратегической задачей разливки стали открытой струей на сортовых МНЛЗ является минимизация производственных издержек, которая в наибольшей степени может быть реализована при разливке длинными и сверхдлинными сериями из одного промковша. В настоящее время длительность серии на сортовых МНЛЗ достигает 70-100 ковшей и более.

В этом плане важнейшее функциональное значение приобретает работа промковша в процессе разливки и, в частности, стойкость его футеровки. Рабочий слой футеровки (толщина 60-80 мм) выполняется путем торкретирования с использованием огнеупорных масс на основе магнезита.

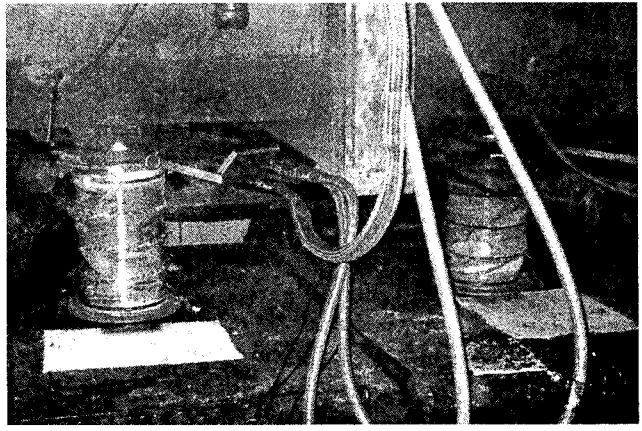
Основными зонами износа рабочего слоя футеровки промковша являются область, прилегающая к месту падения струи стали, вытекающей из сталеразливочного ковша. Кроме того, повышенный износ футеровки промковша наблюдается, как правило, по всему периметру шлакового пояса, что объясняется химической активностью покровного шлака по отношению к рабочему слою футеровки.

Для снижения негативного воздействия на футеровку и погашения энергии струи, вытекающей из сталеразливочного ковша, используются специальные металлоприемники. При этом функциями металлоприемника являются не только прием и гашение падающей струи металла, но также и направление потоков стали вдоль стенок промковша к дальним ручьям. Это минимизирует износ рабочего слоя и повышает температурную однородность стали в промковше.

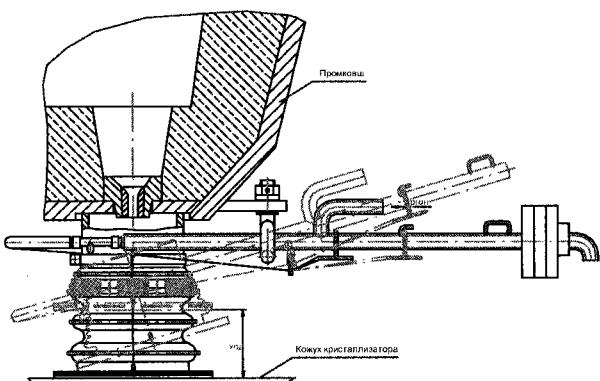
При этом между промковшом и кристаллизатором струя может быть открытой или защищенной специальными приспособлениями (например, герметичным сильфоновым уплотнением (рисунок 6.4)).

Более прогрессивной с точки зрения обеспечения высокого уровня качества заготовки представляется схема подачи металла из промковша в кристаллизатор с помощью системы «стопор-моноблок» – «стакан-дозатор» – «погружной стакан». При этом струя стали между промковшом и кристаллизатором защищается посредством специально устанавливаемого погружного стакана.

Такая схема требует специальных конструкционных решений в части погружного стакана, которые обеспечивают свободное пространство (20-30 мм) между внешней поверхностью погружного стакана и стенками кристаллизатора. Кроме того, использование погружного стакана практически исключает возможность разливки длинными сериями в силу невозможности его замены в результате износа. Поэтому разливка стали закрытой струей на сортовых МНЛЗ применяется в настоящее время в том случае, когда речь идет о качественных низколегированных и легированных сталях.



a)



б)

Рисунок 6.4 – Фото (а) и схема (б) перелива стали из промковша в кристаллизатор открытой струей и с использованием герметичного сильфона

При разливке с высокими скоростями необходимо также соблюдать определенные требования в отношении режимов качания кристаллизатора, что обеспечивает повышение качества поверхности заготовки. Известно, что минимальные следы качания

возникают тогда, когда кристаллизатор колеблется с высокой частотой и относительно коротким ходом, чтобы обеспечить короткий промежуток времени периода опережения (или проскальзывания). На практике оптимальное значение этого промежутка времени при разливке сортовой заготовки рекомендуется принимать на уровне 0,12-0,14 секунды. При этом величина амплитуды качания кристаллизатора должна находиться в пределах 4-10 мм.

В конструкционном плане наибольшее распространение для сортовых МНЛЗ получили механизмы качания с электромеханическим приводом. Между тем в последнее время отмечается тенденция переоснащения действующих сортовых МНЛЗ высокой производительности механизмами качания с гидроприводом. Это, видимо, объясняется возможностью разливки стали с несинусоидальными режимами качания, которые повышают качество поверхности заготовки и уменьшают вероятность прорывов.

В настоящее время при разливке качественных сталей на высокоскоростных сортовых МНЛЗ широко используются электромагнитные мешалки, которые обеспечивают торможение струи стали, падающей из промковша. Однако применение метода динамического воздействия на жидкую сталь следует рассматривать как довольно дорогостоящее мероприятие, целесообразность использования которого должна определяться технологическими и экономическими соображениями в каждом конкретном случае.

Зона вторичного охлаждения сортовых МНЛЗ выполняется, как правило, из четырех или пяти секций. По меньшей мере, три из этих секций используют водяную систему охлаждения, а остальные (нижние) могут быть как с водяной, так и с водовоздушной системой подачи охладителя. Подача охлаждающей воды на поверхность заготовки осуществляется форсунками с круглым либо овальным факелом.

Порезка заготовок на мерные длины выполняется либо специальными газовыми резаками, либо на гидроножницах. Более предпочтительной с точки зрения товарного вида заготовки являются газовые резаки, поскольку они не деформируют профиль

заготовки в месте порезки.

После порезки заготовки транспортируются (рисунок 6.5) для охлаждения на специальном участке, где предусматривается их обдув воздухом. Размеры участка охлаждения должны предусматривать возможность охлаждения всего разливаемого количества заготовок при работе в непрерывном цикле.

Основные технические характеристики современных сортовых МНЛЗ ведущих фирм-производителей представлены в таблице 6.1. Обобщая приведенные данные, следует отметить, что сортовые МНЛЗ от разных фирм-производителей достаточно близки по совокупности конструкционных и технологических параметров.

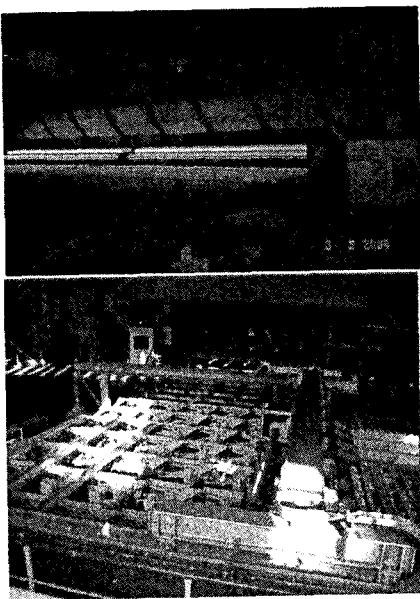


Рисунок 6.5 – Перемещение непрерывнолитой заготовки на участке холодильника

Таблица 6.1 – Основные технические характеристики современных сортовых МНЛЗ ведущих производителей

Параметр	ЗАО «Донецкий электрометаллургический завод»	ОАО «Енакиевский металлургический завод»	Металлургический комбинат ООО «Элекстросталь», г.Курахово	ОАО «Днепровский металлургический комбинат» «Северсталь», г.Череповец
Производитель оборудования	Danieli	НКМЗ	STB	Techint-Rokop
Год запуска МНЛЗ	1999	2002	2008	2008
Емкость сталеразливочного ковша, т	120	145	60	125
Емкость промковша, т	28-30	27-28	15-17	40
Сечение отливаемых заготовок, от 100×100 до 150×150	от 100×100 до 150×150	от 100×100 до 140×140	от 100×100 до 150×150	от 130×130 до 200×200
Длина заготовок, мм			6000-12000	3500-12000
Скорость разливки, м/мин	2,8-5,5	2,5-5,0	3,0-4,5	3-6
Радиус машины, м	8	7	8	10
Количество ручьев, шт.	6	6	3	6
Тип охлаждения в ЗВО		Водяное		Водовоздушное
Количество секций ЗВО		4		5
Устройство для разделения заготовок на мерные длины	Машины газовой резки	Гидроноски	Машины газовой резки	4
Головной объем производства, млн. т	1,0	1,2	0,40	1,2
				1,7

Дальнейший прогресс в разливке сортовой заготовки и конструкции МНЛЗ, вероятно следует ожидать в части дальнейшего повышения удельной производительности одного ручья, расширения разливки металла закрытой струей, а также усовершенствований конструкции кристаллизатора с целью повышения качества поверхности заготовки

6.2 МНЛЗ для разливки блюмов и фасонной заготовки

Традиционно производство блюмовой непрерывнолитой заготовки предполагает, что она будет использована для получения длинномерного проката, а также для получения поковок, используемых затем в различных отраслях машиностроения. Соответственно технологические построения блюмовых МНЛЗ могут существенно отличаться по требованиям, предъявляемым к качеству продукции и производительности машины, а, следовательно, и сечению заготовки.

Обычно на блюмовых МНЛЗ обеспечивают получение заготовки прямоугольного или квадратного сечения с минимальным размером стороны свыше 180-200 мм. Соотношение между сторонами, как правило, не превышает 1:1,5. Кроме того, с определенной степенью условности по основным конструктивным признакам к блюмовым МНЛЗ можно отнести машины для получения круглой заготовки и фасонных балок.

Современные блюмовые МНЛЗ можно условно классифицировать по следующим признакам:

- по назначению (для разливки рядовых и качественных сталей общего назначения, для разливки высококачественных сталей, для разливки сталей специального назначения);
- по конструкции (вертикальная, вертикальная с загибом после затвердевания, радиальная, криволинейная);
- по сечению заготовки (квадрат или прямоугольник сечением 200-280 мм; блюм большого сечения с минимальным размером стороны 300 мм; круглая заготовка диаметром более 200 мм, фасонная заготовка типа «собачья кость»);

- по числу ручьев (одноручьевые, двухручьевые и многоручьевые – 3-6 ручьев).

Для разливки рядовых и качественных сталей общего назначения используются, как правило, блюмовые МНЛЗ радиального и криволинейного типа. Для МНЛЗ этого класса характерно наличие возможности получения заготовок нескольких сечений. Причем сечение заготовки определяется, главным образом, требованиями сопряженных прокатных цехов. Обычно к таким блюмовым МНЛЗ предъявляется условие обеспечения высокой производительности. Для выполнения этой задачи в практике многих металлургических заводов мира применяются многоручьевые машины. Основная часть блюмовых МНЛЗ имеет 2-4 ручья. На долю 6-ручьевых машин приходится около 1/5 от всего количества блюмовых ручьев МНЛЗ, и они расположены в крупных конвертерных цехах с большой единичной емкостью плавильных агрегатов. Кроме того, применение многоручьевых МНЛЗ требует использования промковшей большой протяженности, а также обеспечения повышенных требований к температурной однородности стали и пр.

Для разливки высококачественных сталей используются МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным кристаллизатором, а также вертикального типа с загибом твердой заготовки. Большее распространение получили машины с вертикальным кристаллизатором и многоточечным загибом и разгибом заготовки. Как правило, это одно-, двух- или четырехручьевые МНЛЗ, которые расположены в электросталеплавильных цехах, оснащенных вакуумными станциями и агрегатами «ковш-печь». На таких МНЛЗ разливают высоколегированные и нержавеющие стали, а также стали с особыми свойствами. Скорость вытягивания заготовки при этом оказывается достаточно низкой (0,35-0,50 м/мин). В отдельных случаях для получения высококачественной блюмовой заготовки применяются вертикальные МНЛЗ, что обеспечивает оптимальные условия для ее формирования в процессе затвердевания и охлаждения.

Например, в электросталеплавильном цехе фирмы Edelstahl Witten-Krefeld GmbH (Германия) функционирует вертикальная

блюмовая МНЛЗ (сечение заготовки 340×475 мм, количество ручьев – 2). Марочный спектр разливаемых сталей исключительно широк: кроме качественных конструкционных и шарикоподшипниковых сталей в нем присутствует весь сортамент коррозионно-, кислото- и жаростойких сталей, низко- и высоколегированных инструментальных сталей, включая быстрорежущие, а также многочисленные специальные сплавы с содержанием легирующих элементов до 70%. Каждый ручей машины оборудован двумя электромагнитными мешалками с вращающимся магнитным полем: одна из них обслуживает кристаллизатор, а другая перемешивает металл в зоне вторичного охлаждения. Последняя имеет возможность перемещаться в области 10-15 м ниже мениска жидкого металла, чтобы обеспечить оптимальную зону перемешивания в зависимости от состава и скорости разливки. Кроме того МНЛЗ оснащена системой «мягкого» механического обжатия. Разливка на вертикальной МНЛЗ обеспечивает минимизацию поверхностных и подповерхностных трещин на заготовках.

По размерам поперечного сечения блюмовые МНЛЗ можно классифицировать на машины для разливки заготовок крупного и малого прямоугольного (или квадратного) сечений, а также машины для круглых и фасонных заготовок (рисунок 6.6).

Это разделение, как правило, достаточно условно, поскольку с целью оптимальной загрузки МНЛЗ для круглых и фасонных заготовок в их конструкции предусматривается возможность получения блюмов прямоугольного сечения. Например, предназначенная для получения фасонной заготовки нескольких типоразмеров (для проката колонных профилей и широкополочных балок) двухручьевая радиальная МНЛЗ ОАО «Нижнетагильский металлургический комбинат» также позволяет отливать блюм сечением 200×(500...600 мм). Предполагается, что после реконструкции эта машина будет работать в режиме разливки блюмов сечением 300×380 мм на четыре ручья.

В целом же выбор сечения заготовки во многом определяется требованиями к качеству конечной металлопродукции и возможностями сопряженных прокатных станов.

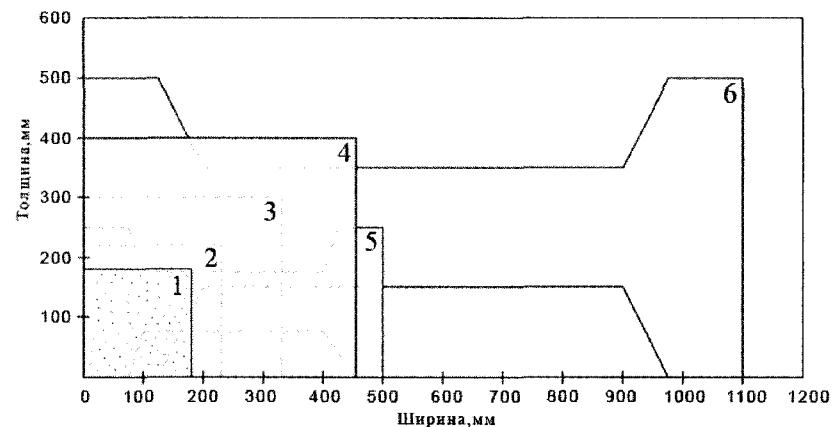


Рисунок 6.6 – Диаграмма основных размерных сечений прямоугольных и фасонных блюмов

Наиболее часто блюмовая заготовка перекатывается непосредственно на том же металлургическом заводе, где и производится. Поэтому блюмовая заготовка крупного сечения предназначена для переката на крупносортных прокатных станах.

Производство двутавровых широкополочных профилей из фасонной непрерывнолитой заготовки (рисунки 6.7, 6.8) фактически создало все необходимые предпосылки для обеспечения реализации этого процесса в условиях мини-металлургических заводов. В условиях расширения строительного сектора на базе крупных металлоконструкций это позволило распространить такое производство в ряде новых стран.

Наиболее важным функциональным элементом в МНЛЗ для получения фасонной заготовки является кристаллизатор, имеющий крайне сложную (в сравнении с традиционными сечениями заготовки) геометрическую конфигурацию. При разработке конструкции внутренней формы кристаллизатора необходимо оптимизировать условия охлаждения заготовки по ее периметру, а также корректировать конусность отдельных участков с учетом усадки металла по мере продвижения заготовки.

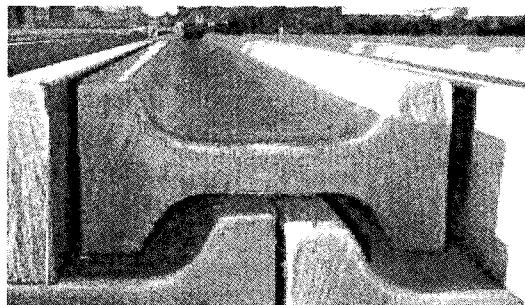


Рисунок 6.7 – Поперечное сечение непрерывнолитой фасонной заготовки



Рисунок 6.8 – Непрерывная разливка фасонной заготовки

В практике разливки наибольшее распространение получили сборные кристаллизаторы коробчатого типа, которые обеспечивают достаточно высокую размерную точность (рисунок 6.9). На рабочую поверхность стенок кристаллизатора наносится защитное покрытие. Длина кристаллизатора обычно составляет 700 мм.

Подача стали в кристаллизатор осуществляется либо открытой (для малых сечений), либо закрытой струей. Характерной особенностью технологии разливки стали в кристаллизатор является

ется ее подача двумя струями в места с наибольшим поперечным сечением тела заготовки (рисунок 6.10).

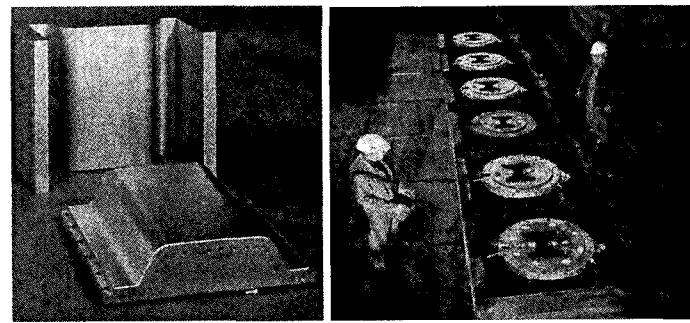


Рисунок 6.9 – Кристаллизатор для разливки фасонной заготовки (а) и расположение кристаллизаторов на 6-ти ручьевой МНЛЗ (б)

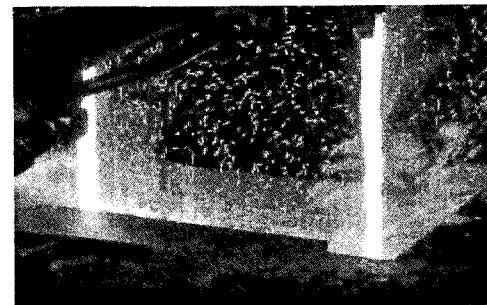


Рисунок 6.10 – Подача стали открытой струей в кристаллизатор фасонной МНЛЗ

При разливке открытой струей в кристаллизатор в качестве смазки подается масло, а при разливке более крупных сечений подача стали в кристаллизатор осуществляется посредством двух погружных стаканов. В качестве смазки при этом применяется шлакообразующая смесь.

Основным конструкционным отличием ЗВО машин для фасонной заготовки является расположение форсунок для распыления охлаждающей жидкости. Их расположение учитывает конфигурацию заготовки, условия охлаждения отдельных участков и требования к ее качеству.

В целом же расширение объемов производства фасонной заготовки на базе высокоеффективных МНЛЗ в совокупности с соответствующими прокатными станами в значительной степени способствует прогрессу в области теории и практики разливки. Это, прежде всего, относится к расширению возможностей современных мини- заводов, а также к снижению экологической нагрузки на окружающую среду.

6.3 Современные МНЛЗ для получения сляба

Прогресс в конструкции и функциональных возможностях слябовых МНЛЗ, наблюдающийся последние 20 лет, в целом сформировал достаточно четкую архитектуру машин, которая используется всеми ведущими производителями (рисунок 6.11).

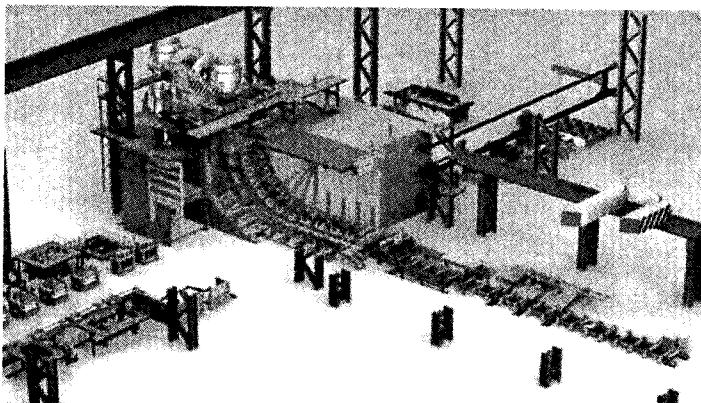


Рисунок 6.11 – Общий вид современной одноручьевовой слябовой МНЛЗ

Основные характерные черты современных слябовых МНЛЗ заключаются в следующем:

- конструктивно основная рабочая ось МНЛЗ выполняется криволинейной;
- кристаллизатор МНЛЗ выполнен вертикальным и имеет длину 0,8-1,0 м, что обеспечивает улучшение условий флотации неметаллических включений (рис.1.12);
- под кристаллизатором предусматривается вертикальный участок ЗВО длиной 1,5-2,5 м;
- после окончания вертикального участка предусматривается секция многоточечного (непрерывного) загиба заготовки до базового радиуса (количество точек загиба колеблется в пределах 4-8) (рисунок 6.12);

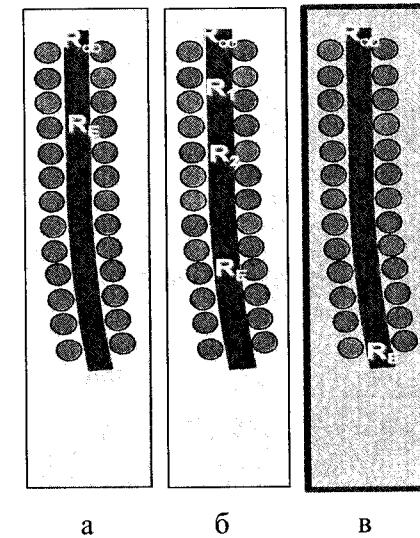


Рисунок 6.12 – Схема загиба заготовки в одной точке (а), многоточечный загиб (б) и непрерывный загиб (в)

- механизм качания кристаллизатора выполняется с гидравлическим приводом, позволяющим обеспечить свободный выбор

амплитуды и частоты колебаний в процессе разливки и корректировать эти параметры при изменении скорости вытяжки заготовки (например, амплитуда качаний увеличивается, а частота качаний уменьшается по мере увеличения скорости разливки) с целью минимизации следов качания и расхода ШОС;

– конструкция кристаллизатора предусматривает возможность изменения ширины сляба непосредственно в процессе разливки;

– с учетом возрастающих требований к качеству сляба и скорости разливки производители стремятся уменьшить диаметр поддерживающих роликов (в верхних секциях до 100-120 мм) путем специальных решений (дополнительных опор), предупреждающих их прогиб (рисунок 6.13);

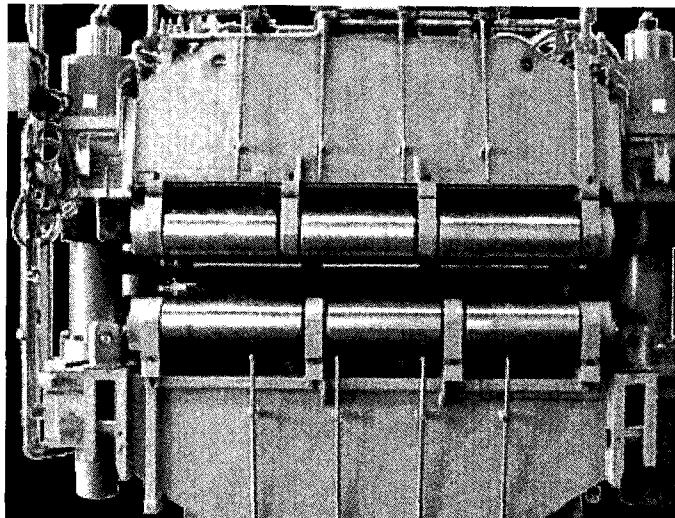


Рисунок 6.13 – Конструкция опорных роликов верхних секций (с промежуточными опорами)

– величина базового радиуса составляет, как правило, 6-10 м и выбирается в зависимости от толщины сляба, скорости разливки и требований к качеству сляба; для слябов толщиной 200-

250 мм и более в настоящее время базовый радиус составляет, как правило, не менее 10 м;

– зона вторичного охлаждения разбивается на 10-15 секций, и охлаждение осуществляется путем применения форсунок для водовоздушного распыления (за исключением зоны подбоя); при этом особое внимание уделяется равномерности распыления хладагента и перекрытия полей форсунок (рисунок 3.68).

– разгиб заготовки (рисунок 6.14) осуществляется в специальных секциях по многоточечной (непрерывной) схеме (количество точек разгиба находится в пределах 4-10), что обеспечивает минимизацию напряжений на межфазной границе;

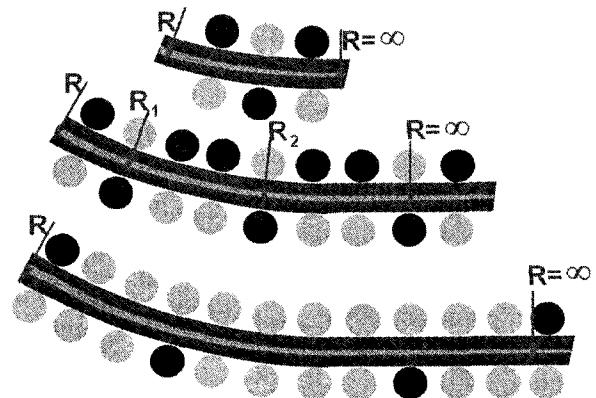


Рисунок 6.14 – Схема разгиба заготовки (сверху вниз – в одной точке, многоточечный и непрерывный разгиб)

– практически обязательным элементом конструкции слябовой МНЛЗ является операция «мягкого» обжатия (рисунок 6.15), которая осуществляется на участке ЗВО в зоне, где доля твердой фазы достигает величины 0,5-0,7 (величина обжатия составляет несколько миллиметров); цель динамического мягкого обжатия заключается в том, чтобы предотвратить затратоемкое снижение качества, поэтому в течение всего процесса разливки зона мягко-

го обжатия регулируется таким образом, чтобы ее положение соответствовало положению окончания затвердевания;

– при разливке стали обязательно предусматривается система автоматического контроля уровня металла в кристаллизаторе, система автоматического предотвращения прорывов, а также система динамического сопровождения процесса охлаждения заготовки;

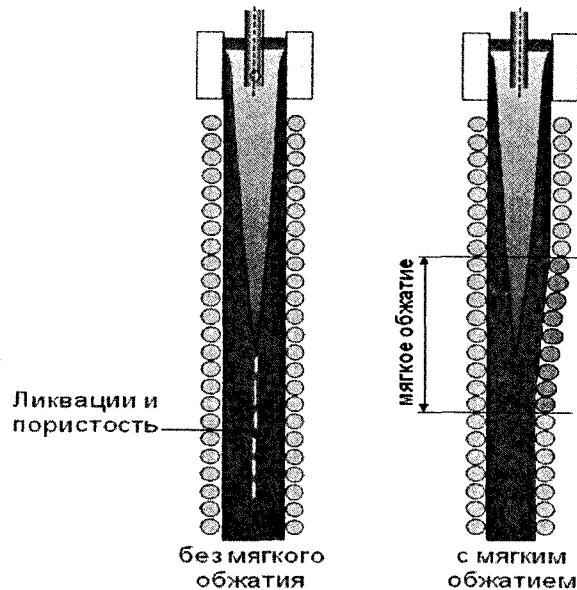


Рисунок 6.15 – Схема мягкого обжатия сляба

– разливка на слябовых МНЛЗ предусматривает максимальную защиту стали от вторичного окисления посредством использования изостатических оgneупоров (защитная труба, стопор-моноблок, стакан-дозатор и погружной стакан);

– при разливке слябов, к которым предъявляются требования повышенного качества, предусматривается применение электромагнитного перемешивания в кристаллизаторе или ЗВО (рисунок 6.16).

Между тем выбор толщины и ширины получаемого сляба во многом определяется возможностями прокатных станов, профилем и назначением конечной продукции. Наиболее крупным потребителем листовой продукции является автомобильная промышленность и строительство, а наиболее толстые слябы предусматриваются для прокатки толстых листов, предназначенных для получения сварных труб большого диаметра, используемых для транспортировки газа.

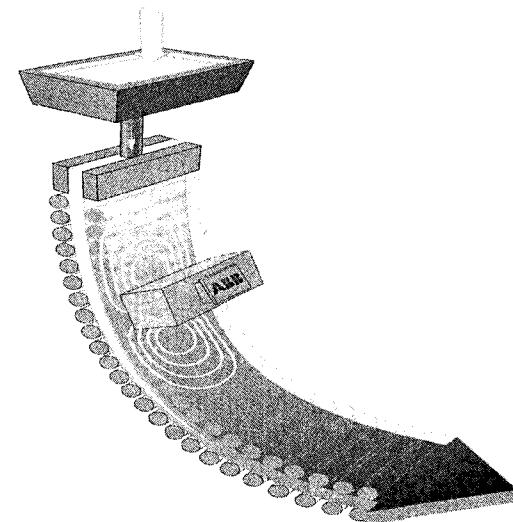


Рисунок 6.16 – Расположение ЭМП в ЗВО

Основными производителями слябовых МНЛЗ в мире являются фирмы Siemens-VAI и SMS-Demag, имеющие, как видно из таблицы 6.2, весьма похожие концепции.

В целом для современных слябовых МНЛЗ характерно обеспечение высокой производительности (1,3-1,5 млн. т стали в год на один ручей) при условии обеспечения требуемого качества заготовки в совокупности с обеспечением рационального геометрического сечения. При этом ширина сляба может варьироваться в диапазоне 0,8-2,2 м, а толщина 150-300 мм.

Таблица 6.2 – Основные технические характеристики современных слабовых МНЛЗ ведущих производителей

Параметр	Алчевский металлургический комбинат	Металлургический комбинат им. Ильи-ча	Krupp Mannesmann, Дуйсбург, Германия	Металлургический комбинат «Азовсталь»
Производитель оборудования	Siemens-VAI	Siemens-VAI	SMS-Demag	Danieli
Год запуска МНЛЗ	2004	2005	2001	2008
Емкость сталеразливочного ковша, т	300	150	280	330
Емкость промковша, т	60	26	65	55
Толщина сляба, мм	200-250	150-200	260	220-270
Ширина сляба, мм	1000-1800	1100-2000	850-2100	950-2000
Скорость разливки, м/мин	Max 1,9	Max 1,5	Max 1,5	Max 1,5
Радиус МНЛЗ, м	10	8	9,125	9,5
Количество ручьев, шт.	2	1	2	2
Металлургическая длина, м	32	28	36,4	29,5
Годовой объем производства, млн. т	2,5	1,1	3,0	2,5

6.4 Разливка металла на тонкие слябы и литейно-прокатные модули

С начала 90-х годов прошлого века в практику создания эффективных технологических систем по производству плоского прокатаочно вошло понятие **литейно-прокатный модуль (ЛПМ)**, в котором органично совмещается процесс непрерывной разливки стали на заготовку и ее последующая, без охлаждения, горячая прокатка.

Принято считать, что первый промышленный ЛПМ былпущен в эксплуатацию в 1989 г. в г. Крофордсвилле (США): компания «Nucor» ввела в эксплуатацию завод, оснащенный электродуговыми печами и МНЛЗ для получения сляба толщиной 50 мм.

При этом слябы передавались непосредственно на стан горячей прокатки. Этот процесс получил название CSP (*Compact Strip Production*), а разработка была выполнена фирмой «Schloemann-Siamag» (Германия).

В целом технологическая система на базе ЛПМ может быть представлена следующим образом: выплавка стали в дуговой печи (или конвертере) → доводка стали на установке «ковш-печь» → (вакуумирование стали в ковше) → разливка стали на сляб (толщина сляба 50-70 мм) и его горячая прокатка в технологической цепочке ЛПМ → прокатка на станах холодной прокатки. При этом, как показала практика, для получения 1 тонны холоднокатаного листа достаточно 1,10-1,12 тонны жидкой стали, а значительный энергосберегающий эффект (рисунок 6.17) достигается, главным образом, за счет сокращения технологической цепочки и исключения дополнительных циклов охлаждения и нагрева заготовки.

Лидером в создании ЛПМ (по объему разработок и количеству реализованных агрегатов) является фирма «SMS-Demag» (Германия). Собственную концепцию ЛПМ разработала фирма «Mannesmann Demag» и дала ей название ISP (*Inline Strip Production*). Она реализована в 1992 г. на заводе в Кремоне фирмы Arvedi.

Глубокие научные и конструкторские разработки в этой области выполнены итальянской фирмой "Danieli". Фирма "Siemens-VAI" также рассматривает создание ЛПМ как перспективное направление. Однако их разработки базируются на получении сляба средней толщины (80-130 мм) и его последующей прокатке (например, металлургический завод в г. Острава, Чехия).

Схема расположения основных функциональных единиц ЛПМ (линейное расположение) представлена на рисунке 1.16. Современная практика применения ЛПМ показывает, что их разливочный модуль представляет собой, как правило, высокофункциональную одноручьевую МНЛЗ, в которой совмещены все основные достижения в области разливки стали. Прокатная часть ЛПМ может быть совмещена с одной или двумя МНЛЗ в зависимости от номинальной производительности цеха.

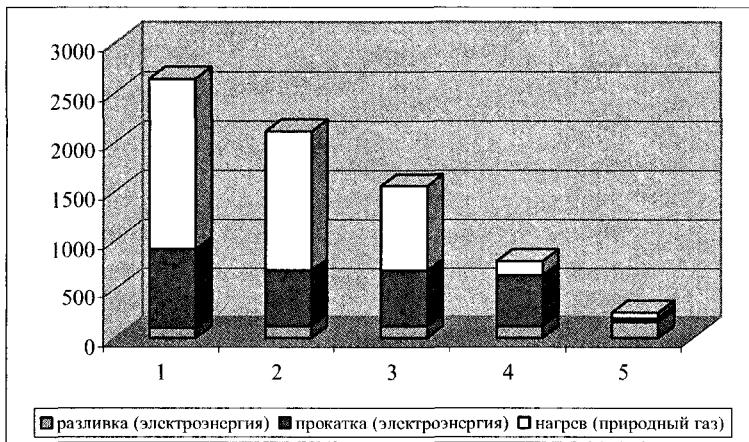


Рисунок 6.17 – Затраты энергии (МДж/т) на производство тонкого листа по различным технологическим схемам: 1 – разливка стали в слитки с последующей прокаткой; 2 – разливка стали на слабовой МНЛЗ с охлаждением слитков до нормальной температуры и с последующей прокаткой; 3 – разливка стали на слабовой МНЛЗ и передачей слябов горячими для последующей прокатки; 4 – разливка стали на тонкослябовой МНЛЗ (ЛПМ); 5 – разливка стали непосредственно на тонкий лист на двухвалковой МНЛЗ и холодной прокатке

Основные решения, обеспечивающие совмещение технологии разливки на МНЛЗ тонких слябов и их прокатку, заключаются в следующем:

1. Сокращение до минимума числа промежуточных этапов технологического процесса (исключение промежуточных этапов охлаждения и нагрева заготовки и т.п.) за счет гармонизации процесса разливки стали и прокатки заготовки. Предполагается, что скорость вытяжки непрерывно-литой заготовки и ее последующей прокатки совпадают по величине (удельный расход металла). Стабильность работы литейной части модуля достигается за счет автоматизации работы всех его составных частей и механизмов.

2. Концепция ЛПМ не предусматривает промежуточный контроль качества заготовки и, тем более, ее сортировку и доводку. В таких условиях стабильность работы литейной части модуля достигается за счет жесткого обеспечения ряда показателей качества жидкой стали в ковше перед разливкой (включая температуру). Поэтому оптимальное сочетание технологических операций на стадии выплавки и ковшевой обработки в совокупности с техническими параметрами агрегатов имеет определяющее значение, как в отношении производительности, так и качества металлопродукции.

3. Создание системы сопряженных технических решений, обеспечивающих разливку с высокими скоростями на тонкий сляб. Основной задачей при этом является обеспечение стабильного подвода жидкой стали в вертикальный кристаллизатор и равномерное ее распределение по всей ширине сляба. С этой целью фирмой «SMS-Demag» запатентовано оригинальное решение для внутренней полости кристаллизатора, который в верхней части имеет воронкообразную форму, позволяющую беспрепятственно вводить погружной стакан (рисунок 6.18).

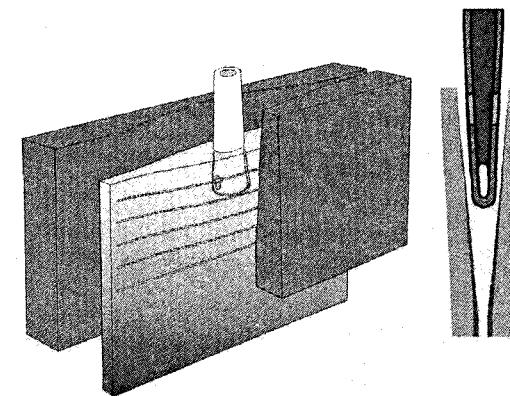


Рисунок 6.18 – Принципиальная схема подачи стали в кристаллизатор тонкослябовой МНЛЗ

4. Конструкция кристаллизатора тонкослябовой МНЛЗ (рисунок 6.19) предусматривает возможность изменения ширины сляба непосредственно в процессе разливки (максимальное изменение ширины, как правило, составляет не более двух раз). Длина кристаллизатора составляет 0,9-1,0 м. Скорость вытяжки сляба в таких МНЛЗ составляет 5-10 м/мин.

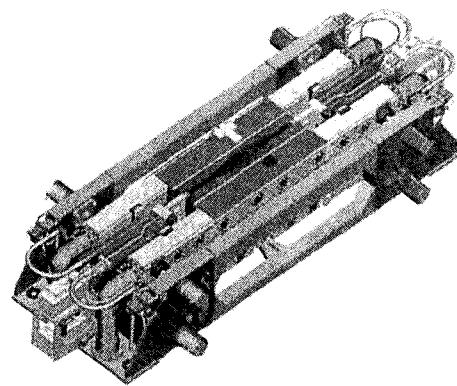


Рисунок 6.19 – Кристаллизатор тонкослябовой МНЛЗ с возможностью изменения ширины сляба

5. Применение системы электромагнитного торможения потока металла, подаваемого в кристаллизатор (EMBr). Электромагнитный тормоз создает в верхней части кристаллизатора регулируемое по напряжению электромагнитное поле. Втекающая в него сталь пересекает это поле и в ней наводятся напряжения и токи, которые закорачиваются в жидкой стали. Вызываемые этим процессом силы тормозят потоки стали и обеспечивают равномерно распределенное движение металла вниз и по сечению сляба.

6. Механизм качания кристаллизатора выполняется с гидравлическим приводом, позволяющим обеспечить свободный выбор амплитуды и частоты колебаний в процессе разливки и корректировать эти параметры при изменении скорости вытяжки заготовки. С целью минимизации глубины следов качания и расхода ШОС, например, амплитуда качаний кристаллизатора увеличива-

ется, а частота качаний уменьшается по мере увеличения скорости разливки. Закон качания кристаллизатора – несинусоидальный.

7. Обеспечение вертикального участка ЗВО на всей протяженности затвердевания тонкого сляба и последующий его загиб с выходом на горизонтальную плоскость (рисунок 6.20).

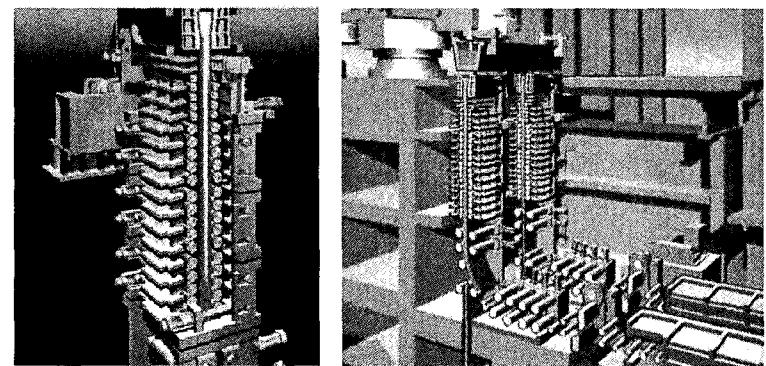


Рисунок 6.20 – Схема вертикального участка ЗВО и участка загиба тонкослябовой МНЛЗ

8. Реализация технологии разливки с дополнительным многоочечным обжатием заготовки с жидкой сердцевиной непосредственно под кристаллизатором в ЗВО (до толщины 35-40 мм) (рисунки 6.21, 6.22). На современных тонкослябовых МНЛЗ, которые имеют высокий уровень автоматизации, это достигается посредством непрерывного определения конфигурации жидкой лунки с соответствующей коррекцией начала и окончания обжатия. Общая величина такого обжатия для тонкослябовых МНЛЗ достигает 20-30 мм. При этом меньшая толщина сляба позволяет добиться большей производительности при прокатке его в тонкий лист.

9. Установка устройства для удаления окалины с поверхности сляба перед ножницами для порезки заготовки на мерные длины.

10. Использование туннельной печи для выравнивающего подогрева заготовки (непосредственно после порезки и без дополнительного охлаждения).

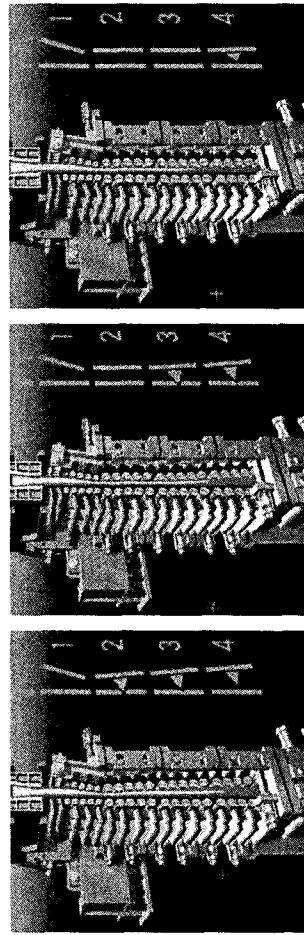
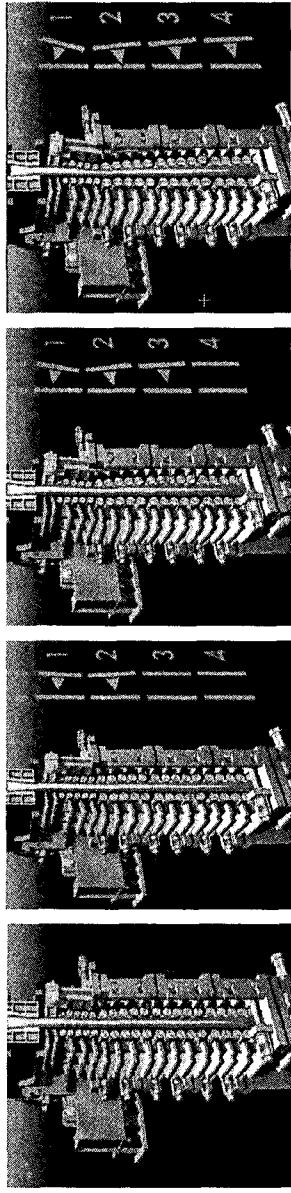


Рисунок 6.21 – Первая стадия мягкого обжатия тонкого слайда

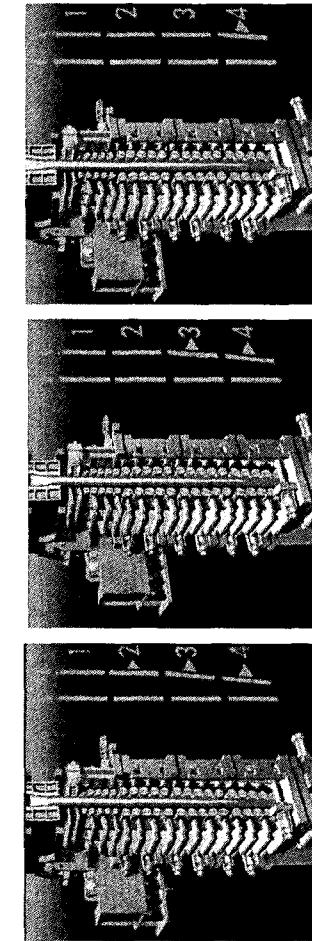
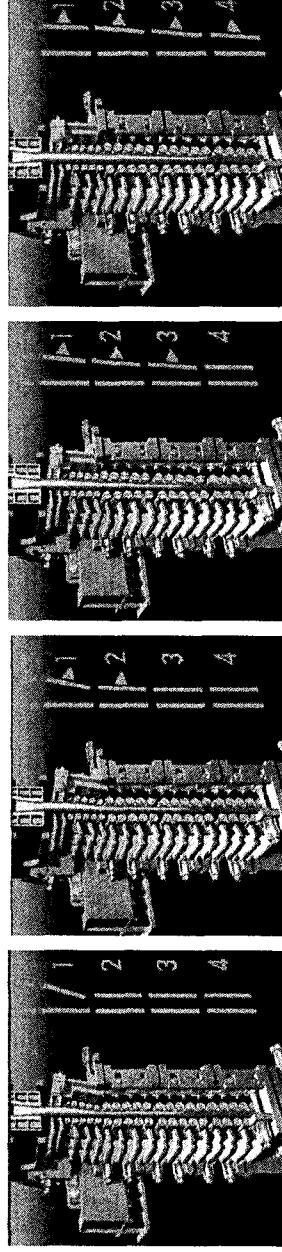


Рисунок 6.22 – Вторая стадия мягкого обжатия тонкого слайда

Длительность пребывания тонкого сляба в печи обеспечивает практически полную равномерность распределения температуры по ширине, толщине и длине сляба. Точность выравнивания температуры – $\pm 10^{\circ}\text{C}$. Поэтому последующие операции (прокатку и охлаждение) ведут при постоянной скорости.

11. Прокатка тонкого сляба в группе черновых и чистовых клетей с целью получения проката в рулонах (толщина листа до 1-1,2 мм). Для этих целей применяются две различные схемы: система непрерывной прокатки (рис.1.16) и система прокатки на стане Стеккеля (рисунок 6.23).

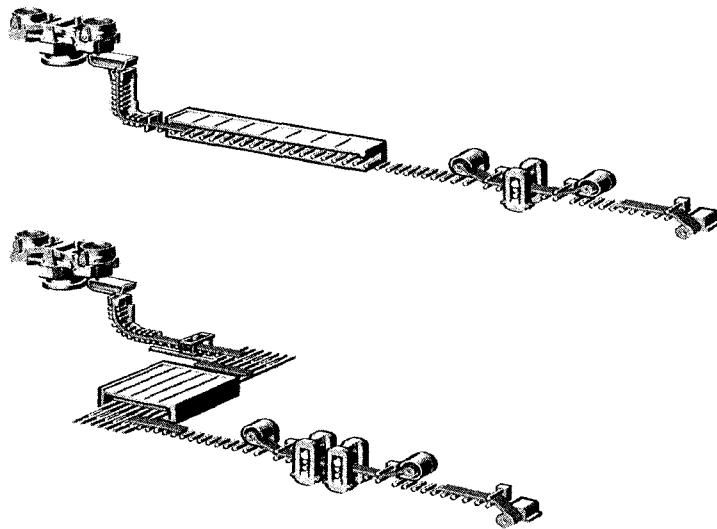


Рисунок 6.23 – Схема ЛПМ для получения листа с применением стана Стеккеля

12. Общая система автоматического управления ЛПМ, обеспечивающая переработку больших объемов информации и выполнение скоростных операций, что необходимо для производства высококачественной продукции на стане горячей прокатки.

В целом же все ведущие фирмы, производящие металлургическое оборудование, занимаются разработкой литейно-прокатных агрегатов, обеспечивающих разливку на тонкий или средний сляб, совмещенную с прокаткой на тонкий лист (таблица 6.3).

Так, фирмой «Маннесман Демаг Хюттентехник» разработан процесс ISP, который во многом аналогичен процессу CSP. Тонкий сляб толщиной 60 мм выходит из кристаллизатора с еще жидким сердечником и на участке опорных роликов подвергается мягкому обжатию до толщины 45 мм. Затем после полного затвердевания сляб прокатывается в трехклетьевой группе на полосу толщиной 15-20 мм. После индукционного промежуточного подогрева и прокатки полоса подвергается смотке в рулон. На установке ISP фирмы «Арведи» (Италия) можно получать полосу толщиной 1,1 мм и более.

В целом совмещенные литейно-прокатные модули представляют собой высокоеффективные агрегаты для получения тонкого листа, которые весьма успешно вписываются в современные конвертерные и электросталеплавильные цехи, что обеспечивает им высокую конкурентоспособность. За годы промышленной эксплуатации ЛПМ показали себя как надежная система технологий со стабильными показателями, удовлетворяющими требованиям мировых стандартов.

Внедрение процесса совмещенного литья тонких слябов и горячей прокатки полосы в черной металлургии в странах с традиционной металлургией идет более медленными темпами, чем в других регионах мира. Это объясняется в основном высоким уровнем развития традиционной технологии производства плоского проката и возможностью удовлетворения всех рыночных нужд.

Следует ожидать, что в обозримом будущем технология ЛПМ получит еще большее распространение на действующих металлургических заводах Европы, и в частности, Украины и России.

Это будет обусловлено дальнейшим моральным и физическим (это главное) старением прокатных станов для плоского проката. Модернизация таких станов будет требовать привлече-

ния таких финансовых средств, которые соизмеримы с затратами на сооружение ЛПМ.

Таблица.6.3 – Основные характеристики ЛПМ различных фирм – производителей

Параметр	Thyssen Krupp Stahl Bruck-hausen, Германия	Выксунский металлургический завод, Россия	Anshan Iron & Steel Group, пр. Ляонинг, КНР	Corus IJmuiden Steel Plant, Голландия
Производитель оборудования	Schloemann-Simag	Danieli	VAI	Mannesmann Demag -Corus
Год пуска МНЛЗ	1999	2008	2000	2000
Емкость сталеразливочного ковша, т	380	150	95	320
Емкость промковша, т	60	26	35	75
Толщина сляба, мм	48-63	70-90	100; 135	70-90
Ширина сляба, мм	900-1600	1100-2000	900-1620	750-1560
Длина сляба, м		Max 37,5	11,0-15,5	
Скорость разливки, м/мин	Max 6	Max 3,5	Max 3,5	Max 6,0
Конструкция кристаллизатора	Вертикальный	Вертикальный, воронкообразный	Вертикальный	Радиальный/ вертикальный
Радиус МНЛЗ, м	5	5	6,5	5,2
Толщина прокатываемого листа, мм	0,8-6,35	2-8	1,0-4,5	0,7-2,5
Объем производства, млн. т/год	2,5	1,2	1,45	1,3

6.5 Полунепрерывная разливка слитков

В историческом плане машины полунепрерывной разливки металла в значительной степени явились прототипами МНЛЗ. Первые из пилотных (опытных) образцов появились сразу же после второй мировой войны в нескольких индустриально развитых странах, в том числе и СССР. В дальнейшем процесс полунепрерывной разливки получил самостоятельное развитие преимущественно для разливки специальных сталей, используемых в машиностроении.

В основе метода полунепрерывной разливки стали в слитки лежит принцип радиально-направленного теплоотвода при затвердевании заготовки стали в медном водоохлаждаемом кристаллизаторе и затем ниже - в зоне вторичного охлаждения. Фактически этот метод предполагает разливку металла одного ковша небольшой вместимости на сечение (круг, квадрат, сляб и т.п.), приближенное к конечной продукции с учетом последующей горячей деформации.

Принципиальная схема разливки стали на машине полунепрерывной разливки (МПНЛЗ) с вертикально расположенной осью показана на рисунке 6.24. Металл из сталеразливочного ковша 1 через защитную трубу 4 и промковш 2 подается в медный водоохлаждаемый кристаллизатор 3 или приемную воронку, оснащенные погружным стаканом 6. Дозирование стали осуществляется с помощью стопора и стопорного механизма 5. Кристаллизатор 3 посредством специального механизма совершает возвратно-поступательные движения с определенной частотой и амплитудой. Заготовку 7 вытягивают из кристаллизатора в зону вторичного охлаждения с помощью затравки посредством тяущей клети. Ход затравки определяет длину заготовки, и при данном размере ее сечения, количество ручьев и массу плавки, которую можно разлить на машине. Разливка заканчивается с прекращением движения затравки. В этом положении заготовка охлаждается до нормальной температуры.

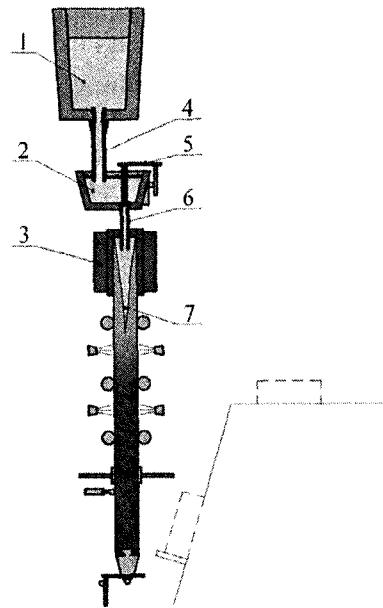


Рисунок 6.24 – Схема разливки на вертикальной МПНЛЗ

Скорость вытяжки заготовки зависит от химического состава разливаемых сталей, а также технологических условий конкретного производства. Время разливки на МПНЛЗ обычно составляет 20-50 минут. Выдача заготовки из машины производится путем ее кантовки из вертикального положения в горизонтальное на рольганг. В настоящее время имеется большой промышленный опыт отливки заготовок на установках МПНЛЗ вертикального типа крупных слитков длиной 7-9 м и массой до 30-50 т.

При разливке на несколько ручьев металл распределяют по кристаллизаторам через промковш или футерованный желоб. При этом промковш имеет несколько (по числу ручьев) независимых стопорных устройств, что позволяет регулировать расход металла в каждый кристаллизатор. Зеркало металла в промковше покрывают теплоизолирующей смесью, что обеспечивает снижение тепловых потерь.

Для отливки крупных слитков широкое распространение получил способ подвода металла под уровень в кристаллизаторе через удлиненные погружные стаканы. Огнеупорный материал погружных стаканов (обычно корундографит или плавленый кварц) должен выдерживать термические удары, быть стойким против химического воздействия металла и шлака и не терять прочностных свойств при высоких температурах. Погружные стаканы могут быть изготовлены прямоточными с одним центральным выходным отверстием или глуходонными с двумя или четырьмя боковыми отверстиями. Боковые отверстия обеспечивают поступление горячих порций металла ближе к мениску, что дает более равномерное формирование твердой корочки заготовки. Для усиления этого эффекта боковые отверстия иногда располагают под углом 10-15° к горизонтали.

Технологический процесс полунепрерывного литья слитков включает подготовительные операции, непосредственно разливку металла, охлаждение слитка до полного охлаждения и выдачу его из МПНЛЗ.

К числу подготовительных операций на МПНЛЗ относится предварительный подогрев футеровки промковша до температуры 700-800 °С и установка его на рабочую позицию. Для обеспечения старта процесса разливки во внутренней полости кристаллизатора на высоте 0,5-0,7 общей его длины устанавливается специальная затравка. Зазор между затравкой и кристаллизатором уплотняют невоспламеняющимся шнуром или огнеупорной массой. На дно затравки укладывают металлические холодильники, которые обеспечивают быстрое затвердевание головной части слитка и, соответственно, начало вытягивания заготовки.

Начало разливки осуществляют следующим образом. Сначала начинают заполнение жидкой сталью промежуточного ковша. После заполнения его на 30-50% поднимают стопор и начинают заполнять металлом кристаллизатор. В процессе наполнения кристаллизатора на зеркало металла подают шлакообразующую смесь, которая выполняет функцию защиты зеркала металла от вторичного окисления и тепловых потерь. Кроме того, при рас-

плавлении шлакообразующей смеси она выполняет функцию смазки между стенкой кристаллизатора и поверхностью заготовки.

После заполнения кристаллизатора и формирования достаточно прочной твердой оболочки заготовки включают механизм качания кристаллизатора и тянувшую клеть для вытягивания заготовки. Разливка ведется с постоянной скоростью вытягивания, которую выбирают в зависимости от сечения заготовки, температуры стали и ее химического состава. Для заготовок с линейными размерами сечений от 300 до 400 мм скорость вытяжки составляет примерно 0,15-0,50 м/мин, а для заготовок с линейными размерами от 520 до 670 мм – 0,10-0,20 м/мин. В верхней части зоны вторичного охлаждения отвод тепла от заготовки осуществляется путем разбрызгивания на ее поверхность воды, а в нижней – путем охлаждения на воздухе.

Завершение процесса разливки на МПНЛЗ происходит путем перекрытия подачи металла из промковша в кристаллизатор и остановки движения заготовки. В этом положении полученный слиток завершает свое охлаждение. При этом в верхней части слитка формируется усадочная раковина, размеры которой оказываются достаточно большими. В результате до 10% от всего металла слитка идет в отходы.

Применение традиционных методов уменьшения глубины усадочной раковины, которые предполагают обогрев или теплоизоляцию не только зеркала металла, но и боковой поверхности головной части слитка, при полунепрерывном литье сопряжено со значительными технологическими трудностями. В частности, дефицитом времени для установки в кристаллизатор теплоизолирующих надставок, экзотермических втулок и т.п. в конце разливки.

С целью сокращения протяженности усадочной раковины рекомендуется после окончания процесса разливки быстро выводить слиток из кристаллизатора в зону интенсивного вторичного охлаждения. При этом объем уже затвердевшего металла под действием системы охлаждения сокращается, что компенсирует усадку жидкой сердцевины. Однако такая технология не всегда целесообразна для получения крупных слитков вследствие по-

вышения вероятности образования в них осевых усадочных дефектов типа «мост».

Одним из эффективных способов уменьшения глубины усадочной раковины является понижение скорости вытягивания слитка в конце процесса разливки, что, в сущности, является усовершенствованием метода доливки металла. Однако этот способ имеет определенные ограничения в связи с возможным ухудшением качества поверхности слитка при его медленном вытягивании из кристаллизатора.

После охлаждения слиток извлекается из МПНЛЗ, и она подготавливается к следующей разливке. Известны различные способы извлечения слитка. Например, слиток может разрезаться на мерные длины и подниматься вверх с помощью специального подъемного устройства.

Таким образом, технология разливки стали на МПНЛЗ включает в себя как элементы технологии непрерывной разливки, так и элементы разливки в изложнице. Соответственно процесс полунепрерывного литья предопределяет своеобразные условия формирования слитка: если при непрерывном литье затвердевание заготовки по сечению заканчивается непосредственно в процессе разливки, то при полунепрерывном литье полное затвердевание заготовки заканчивается спустя некоторое время после ее окончания. Следовательно, формирование наружных слоев заготовки происходит аналогично процессу непрерывного литья, а сердцевина затвердевает как в слитке, отлитом в изложницу. Такой характер затвердевания по сравнению с процессом формирования слитков в изложнице повышает физическую и химическую однородность металла, но по сравнению с непрерывным литьем вызывает развитие ликвационных явлений и усадочной раковины.

В целом метод полунепрерывной разливки металла получил достаточно широкое распространение в производстве сплошных и полых заготовок для машиностроения (прежде всего, это относится к круглым и квадратным заготовкам). Достоинством метода полунепрерывного литья для таких слитков является возможность получения качественных слитков и заготовок с широким диапазоном типоразмеров и массы. При этом использование

МПНЛЗ дает возможность производить и разливать достаточно небольшие порции металла, которые определяются единичной производительностью плавильного агрегата. Дополнительным преимуществом МПНЛЗ является возможность ее расположения непосредственно в сталелитейном цехе конкретного завода, что позволяет переплавлять легированные отходы, накапливающиеся в результате обработки заготовок резанием.

Весьма широкое распространение метод полунепрерывной разливки получил в цветной металлургии. При литье слитков тяжелых цветных металлов и сплавов наибольшее распространение получили вертикальные МПНЛЗ с опускающимся с постоянной скоростью столом, имеющим винтовой привод. Полученные слитки предназначены для последующей обработки давлением с целью выпуска деформированных полуфабрикатов.

6.6 Развитие технологий и оборудования для непрерывной разливки в Украине

В последние два десятилетия технология непрерывной разливки стали во многом повлияла на развитие отечественного сталеплавильного комплекса. Это, прежде всего, относится к модернизации конвертерных цехов Украины. Процесс непрерывной разливки, являющийся стержневым элементом в построении типа «мини-завод», безусловно, способствует появлению новых металлургических предприятий небольшой мощности в Украине. Динамика увеличения объемов стали, разливаемой на МНЛЗ, представлена на рисунке 6.25.

По объемам разливаемой непрерывным способом стали в 2009 г. украинская металлургия занимает 12-ю позицию в мире и 4-ю (после России, Германии и Италии) в Европе. Непрерывная разливка стали как базовый технологический процесс присутствует на 11 металлургических предприятиях Украины (табл.6.4), из которых 5 являются предприятиями полного металлургического цикла с производством стали в конвертерах. Однако доля стали, разливаемой непрерывным способом, составляет чуть ме-

нее 50% (по данным 2009 г.), что следует рассматривать как крайне низкий показатель.

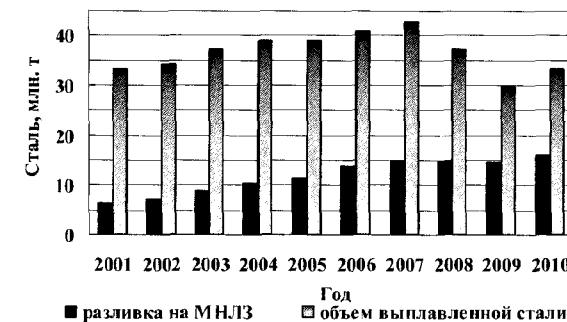


Рисунок 6.25 – Динамика изменения объемов разливки стали на МНЛЗ в Украине

Одна из первых крупных промышленных установок для непрерывной разливки слябов в мире была успешно запущена в июне 1960 г. в мартеновском цехе Донецкого металлургического завода. Рассматривая это событие в историческом ракурсе, можно утверждать, что в Украине в 1960 г. появились технологии и оборудование, которые олицетворяли собой будущий прогресс в мировой черной металлургии. Фактически эта машина для непрерывной разливки стала базовым объектом для дальнейших исследований и развития процессов литья, а также обучения кадров для многих металлургических предприятий в СССР и за его пределами. В течение многих лет промышленная эксплуатация донецкой МНЛЗ сопровождалась эффективной совместной работой ученых-теоретиков, исследователей, конструкторов и заводских специалистов. Примечательно, что эта машина продолжает работать и в настоящее время. Так, вся сталь, произведенная в мартеновском цехе в 2009 г., была разлита именно на ней.

Появлению промышленной установки для непрерывной разливки стали в Донецке предшествовала целая совокупность событий. Во-первых, эта установка стала результатом колossal-

ных усилий ведущих институтов, специальных лабораторий и конструкторских бюро: ЦНИИЧермет им. И.П.Бардина, СКБ института «Стальпроект», Всесоюзный институт огнеупоров, ВНИИметмаш, Уралмашзавод, Южно-Уральский машиностроительный завод. В Украине основные усилия по изучению процесса непрерывной разливки в 60-70-е годы прошлого века были сконцентрированы в научно-исследовательском институте УкрНИИмет (г.Харьков). При этом в отличие от преобладающей в ЦНИИЧермет идеологии развития вертикальных МНЛЗ в УкрНИИмет развивали концепцию радиальных МНЛЗ.

Значимую роль в успешной реализации непрерывной разливки в мартеновском цехе сыграла тщательная подготовка кадров: бригадиров, операторов и мастеров. Декан металлургического факультета и заведующий кафедрой «Металлургия стали» Донецкого политехнического института М.Н.Стрелец за несколько лет до пуска подобрал группу студентов, которые проявили интерес работать на установке непрерывной разливки. Эта группа студентов прошла практику на промышленной установке непрерывной разливки в г.Сормово и выполнила дипломные работы по этой теме. Учитывая отсутствие достаточного для обучения студентов объема информации о непрерывной разливке, М.Н.Стрелец издает в 1961 г. первое в своем роде учебное пособие «Непрерывная разливка стали». В последующие годы кафедра «Металлургия стали» совместно с инженерно-техническими специалистами Донецкого металлургического завода стала главным центром подготовки кадров для непрерывной разливки.

В 60-е – начало 70-х годов применительно к Украине распространение непрерывной разливки сдерживалось вполне объективными причинами: отсутствием новых цехов и наличием большого количества мартеновских цехов (и блюмингов), где реализация технологии непрерывной разливки представлялась наиболее затруднительной. Это привело к формированию целого спектра противоречивых проблем в металлургическом комплексе Украины, которые предопределили ее несбалансированность в экономическом и технологическом плане, проявившуюся наиболее остро в последние два десятилетия.

Таблица 6.4 – Основные данные машин для непрерывной разливки стали Украины на начало 2010 г.

Продприятие	Тип плавильных агрегатов (номинальная емкость, т)	Внешняя обработка	Начало эксплуатации/реконструкция*	Количество машин × ручьев	Тип МНЛЗ (конструкция)	Сечение заготовки, мм	Годовое производство, млн. т		
							2007	2008	2009
ОАО «Донецкий металлургический завод «Донецк-Сталь», г.Донецк	Мартен (150т)	Ковш-печь	1960 2003*	1×4	Вертикальная	150×600+ 200×1200	0,58	0,50	0,5
ОАО «Металлургический комбинат «Азовсталь», г.Мариуполь	ККЦ (330 т)	Продувка аргоном в ковше, вакуум-топ VD	1977 2005*	3×2	Радиальная	200×1200	4,41	4,08	3,81
ДП «Завод утяжеленных и ведущих бурильных труб», г. Сумы	ЭСПЦ (18 т)	ASEA-SKF VOD	1987	1×2	Вертикальная	200×50	0,05	0,04	0,04
ОАО «Мариупольский металлургический комбинат им. Ильчча», г.Мариуполь	ККЦ (160 т)	Продувка аргоном в ковше	1993	2×1	Радиальная	250× 1500÷1900	2,97	2,82	1,91
			2006	1×1	Криволинейная с загибом	150× 1100÷1900			

Продолжение таблицы 6.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
ОАО «Днепровский металлургический комбинат», г. Днепропетровск	ККЦ (230 т)	Продувка аргоном в ковш, ковш-печь	1994 2008	2×6 1×7	Радиальная Радиальная	335×400 $\bar{=}$ 100×160	1,40	1,41	2,33
ЗАО «Миниметаллургический завод» (ISTIL) (Украина), г. Донецк	ЭСПЦ (120 т)	Ковш-печь, вакууматор VD	1999	1×6	Радиальная	$\bar{=}$ 100÷150 • 120÷180	0,87	0,97	0,52
ОАО «Енакиевский металлургический завод», г. Енакиево	ККЦ (160 т)	Ковш-печь	2001 2002	2×6	Радиальная	$\bar{=}$ 120÷150	2,27	2,26	2,27
ОАО «Алчевский металлургический комбинат», г. Алчевск	ДСПА (2×300т) ККЦ (300 т)	Ковш-печь Вакууматор VD/VOD	2005 2006	2×2	Криволинейная с загибом	200÷300× 1000÷2000	2,16	2,52	2,42
ООО «Электросталь», г. Курахово	ЭСПЦ (50 т)	Ковш-печь	2008	1×3	Радиальная	$\bar{=}$ 100÷135	—	0,10	0,41
ЗАО «Азовэлектросталь», г. Мариуполь	ЭСПЦ (60 т)	Ковш-печь, вакууматор VD	2008	1×2	Радиальная	$\bar{=}$ 250 • 400	—	—	0,16
Стр. Группа «ТСА», г. Павлоград	ЭСПЦ (2×15 т)	Ковш-печь	2009	1×2	Радиальная	$\bar{=}$ 110÷150	—	—	0,00 3
В целом по Украине									
14,71 14,70 14,4									

Только в 1977 г. в Украине был сделан следующий шаг в освоении непрерывной разливки стали: на Мариупольском металлургическом комбинате «Азовсталь» был запущен в эксплуатацию один из крупнейших в мире кислородно-конвертерных цехов (2 конвертера по 330 т) с 100% разливкой стали на слябовых МНЛЗ. Всего было построено и扑щено в эксплуатацию три двухручьевых слябовых МНЛЗ с годовым номинальным объемом производства 4,5 млн. т. Максимальный размер сляба 315×1900 мм. Этот цех и в настоящее время остается одним из ведущих производителей сляба в Украине. Уже в 2005 г. две МНЛЗ были реконструированы: проект реконструкции и изготовление оборудования осуществлено Новокраматорским машиностроительным заводом. Кроме того, в 2008 г. на комбинате в эксплуатацию введена современная слябовая МНЛЗ (производитель оборудования – фирма «Danieli», Италия). Продукция комбината «Азовсталь» высоко котируется на мировом рынке.

В 1984 г. в новом ЭСПЦ Донецкого металлургического завода была запущена в эксплуатацию вертикальная четырехручьевая блюмовая МНЛЗ. В течение ряда лет на этой машине был отработан комплекс технологических процессов по внепечной обработке (вакуумированию) и разливке качественных низколегированных сталей, в том числе трубных и подшипниковых. В 90-е годы эта МНЛЗ была выведена из эксплуатации по ряду соображений технического характера.

В 1987 году в составе ОАО СМНПО им. Фрунзе (г. Сумы) был построен и введен в эксплуатацию уникальный мини-завод по производству утяжеленных бурильных и ведущих труб для нефтяной промышленности. Итальянская фирма «Danieli» создала завод малой мощности, специализирующийся на производстве высококачественной конкурентоспособной на мировом рынке продукции с номинальным годовым объемом производства около 80-90 тыс.тонн стали. Непрерывная разливка стали осуществляется на 2-х ручевой вертикальной МНЛЗ, позволяющей получать блюмы сечением от 190×190 до 500×500 мм. Кроме этого в цехе запущена в

эксплуатацию установка вакуумкислородного обезуглероживания (VOD) для производства коррозионностойких сталей и углеродистых сталей с ультранизким содержанием углерода.

В 1989 г. в марганцовском цехе Краматорского металлургического завода была сооружена четырехручьевая сортовая МНЛЗ горизонтального типа конструкции ВНИИметмаш, которая предполагала получение квадратной заготовки сечением 175×175 мм с производительностью 80 т/час. Несмотря на значительные усилия, приложенные сотрудниками института и специалистами завода в течение нескольких лет, стабильной разливки и проектных показателей достигнуто не было. Это объясняется, прежде всего, определенными концептуальными недоработками в конструкции МНЛЗ (в частности, узла сопряжения промковша и кристаллизатора), а также сложностями в подготовке стали к разливке в условиях старого марганцовского цеха. В 90-е годы эта МНЛЗ была демонтирована.

В 1993 г. после завершения реконструкции кислородно-конвертерного цеха Мариупольского металлургического комбината им. Ильича, имеющего в своем составе 3 конвертера емкостью 160 т, были запущены в эксплуатацию две одноручьевые МНЛЗ с максимальным сечением слюба 315×1900 мм. В течение последующих лет комбинат достиг выдающихся результатов в части эффективности работы МНЛЗ. Так, серийность разливки из одного промковша составляет в среднем 20-24 плавки при работе машины в режиме «nonstop» в течение 120-130 часов. В 2006 г. запущена в эксплуатацию третья слябовая МНЛЗ (производитель – фирма «VAI», Австрия). В этом цехе полностью освоена технология химического подогрева стали и обработки ее порошковыми проволоками различного химического состава.

В 1994 г. выполнена реконструкция кислородно-конвертерного цеха Днепровского металлургического комбината (ДМК), имеющего в своем составе 2 конвертера емкостью 250 т каждый и две шестиручьевые блюмовые МНЛЗ. На ДМК впервые для стран СНГ была освоена разливка длинными и сверхдлинными сериями (20-24 плавки) из шестиручье-

вого промковша. Кроме того, в промышленном масштабе была освоена разливка сортовой заготовки закрытой струей «под уровень» на двух ручьях, одновременно с разливкой блюмовой заготовки на остальных ручьях. В 2008 г. в конвертерном цехе ДМК успешно запущена в эксплуатацию семиручьевая сортовая МНЛЗ с номинальным объемом производства 1,7 млн. т заготовки в год (производитель – фирма «Siemens-VAI»). В конце 2010 г. на месте демонтированной блюмовой МНЛЗ сооружена и запущена в эксплуатацию вторая сортовая МНЛЗ с аналогичными эксплуатационными параметрами. С ее пуском в 2010 г. на комбинате созданы условия для разливки на МНЛЗ практически всей выплавляемой стали.

В 1999 г. после выделения из состава Донецкого металлургического завода ряда цехов и организаций нового предприятия ЗАО «Мини-металлургический завод «ИСТИЛ (Украина)», запущена шестиручьевая сортовая МНЛЗ (производитель фирма «Danieli»). Эта МНЛЗ позволяет получать высококондиционную сортовую заготовку квадратного и круглого сечения при разливке открытой и закрытой струей. МНЛЗ входит в состав сталеплавильного комплекса,ключающего современную 120-тонную электродуговую печь, ковш-печь и вакуумную станцию VD/VOD. Достигнутый рекордный объем разливки стали на сортовой МНЛЗ составил 0,97 млн. т в год.

В 2002-2003 г.г. после реконструкции кислородно-конвертерного цеха ОАО «Енакиевский металлургический завод» в эксплуатацию были запущены две шестиручьевые сортовые МНЛЗ для производства квадратной заготовки. Машины были сконструированы и изготовлены на Новокраматорском машиностроительном заводе. В период 2007-2009 г.г. объем разливаемой стали составил 2,27 млн. т в год. При этом рекордное производство одной МНЛЗ за 1 месяц составляет 110 тыс. т. Высокая производительность этих МНЛЗ достигнута в результате комплекса технологических мероприятий, обеспечивающих гармонизацию процессов выплавки, внепечной обработки и разливки стали. Благодаря

этому обеспечена разливка стали сверхдлинными сериями (среднемесячный показатель серийности составил 35-43 плавки), что обеспечивает существенный энерго- и ресурсосберегающий эффект, а также повышение производительности машин. В настоящее время ОАО «Енакиевский металлургический завод» является одним из крупнейших производителей сортовой заготовки в Европе. Дальнейшее развитие процесса производства сортовой заготовки на ОАО «ЕМЗ» рассматривается в ракурсе повышения экспортного потенциала и конкурент способности металлопродукции.

В 2005-2006 г.г. в рамках коренной реконструкции и сооружения современного конвертерного цеха в ОАО «Алчевский металлургический комбинат» успешно введены в эксплуатацию две высокопроизводительные двухручьевые слабовые МНЛЗ (производитель – фирма «Siemens-VAI»). Построенный конвертерный цех, оснащенный двумя 300-т конвертерами с комбинированной продувкой, двухпозиционной установкой ковш-печь и вакууматором VD/VOD, имеет номинальный показатель годового производства на уровне 5,5-6,0 млн. т. В настоящее время конвертерный цех и, в частности, МНЛЗ ОАО «Алчевский металлургический комбинат», являются высокофункциональным технологическим построением, соответствующим лучшим мировым аналогам. На комбинате освоено производство и разливка широкого спектра высококачественных сталей, начиная со сверхнизкоуглеродистых, и заканчивая высокопрочными для производства труб ответственного назначения.

Весной 2008 г. был запущен в эксплуатацию сталеплавильный комплекс ООО «Электросталь» (г.Курахово), построенный по концепции мини-завода со стратегией минимизации издержек. Запуск был произведен силами специалистов ООО «Электросталь» и фирмы «STB» (Италия). В состав комплекса входят 50-т дуговая печь, установка «ковш-печь» и трехручьевая сортовая МНЛЗ. Уже после трех месяцев работы комплекса была достигнута его проектная мощность на

уровне 25 тыс. т. заготовки в месяц, а по итогам 2009 г. произведено 418 тыс. тонн стали, что почти в 1,5 раза превышает проектный показатель. Разливка стали производится с использованием системы быстрой замены стаканов-дозаторов, что обеспечивает среднюю серийность на уровне 40 плавок (рекордная серия – 63 плавки длительностью 60 часов 40 мин при средней производительности 62 т/час).

Осенью 2008 г. успешно запущен в эксплуатацию еще один мини-завод – ЗАО «Азовэлектросталь», построенный на базе электросталеплавильного цеха концерна «Азовмаш» (г.Мариуполь). В состав сталеплавильного комплекса входит 50-т дуговая сталеплавильная печь, установка «ковш-печь», вакуумная станция VD/VOD и двухручьевая бломовая МНЛЗ, позволяющая получать квадратную и круглую заготовку. Основным поставщиком оборудования выступила итальянская фирма «STB». Проектная мощность комплекса оценивается специалистами на уровне 300 тыс. т качественной заготовки в год. Завод ориентирован на получение товарной непрерывнолитой заготовки, поскольку не располагает собственным прокатным производством.

В конце 2009 г. стартовало сортовое производство на новом мини-металлургическом заводе ЗАО «Стайл Групп «ТСА» (г. Павлоград). Сталеплавильный комплекс оснащен двумя 15-т дуговыми сталеплавильными печами, установкой «ковш-печь» и двухручевой сортовой МНЛЗ. Проектный объем производства – 200 тыс. т заготовки в год. Предполагается, что в будущем получаемая заготовка будет перекатываться непосредственно на заводе.

Технологии непрерывной разливки металла также широко используются при производстве цветных металлов и сплавов. На ОАО «Артемовский завод по обработке цветных металлов», например, успешно эксплуатируются вертикальные машины для полунепрерывной разливки меди и ее сплавов на круглые и плоские слитки крупных сечений, горизонтальные МНЛЗ для получения круглой и трубной полой заготовки, а также литейно-прокатный модуль для получения катанки.

Отечественный машиностроительный комплекс располагает собственным производителем оборудования для слябовых и сортовых МНЛЗ (Новокраматорский машиностроительный завод), который успешно конкурирует с ведущими мировыми производителями на внутреннем и мировом рынках.

Контрольные вопросы

1. Укажите, заготовки какого сечения относятся к сортовым?
2. Перечислите основные конструктивные особенности сортовых МНЛЗ.
3. Какие скорости разливки достигаются на современных сортовых МНЛЗ?
4. Назовите основные требования к параметрам механизма качания высокоскоростных сортовых МНЛЗ.
5. Охарактеризуйте особенности построения ЗВО сортовых МНЛЗ.
6. Какие заготовки (конфигурация и сечение) получают на блюмовых МНЛЗ?
7. Перечислите основные признаки, по которым можно классифицировать современные блюмовые МНЛЗ.
8. Укажите основные конструктивные особенности блюмовых МНЛЗ. Какие типы машин используют для производства блюмов?
9. Назовите основные преимущества разливки балочных фасонных заготовок.
10. Как расположены форсунки в ЗВО МНЛЗ для разливки фасонных заготовок?
11. Какие непрерывнолитые заготовки относятся к сляbam?
12. Назовите основные характерные черты современных слябовых МНЛЗ.
13. Охарактеризуйте конструкцию ЗВО современных слябовых МНЛЗ.

14. Охарактеризуйте схему разгиба непрерывнолитого сляба.
15. Дайте характеристику системе защиты стали от вторичного окисления на слябовых МНЛЗ.
16. Опишите технологическую схему получения металлопродукции с использованием ЛПМ.
17. Сравните затраты энергии на производство тонкого листа по различным технологическим схемам, используемым в настоящее время в металлургии.
18. Назовите основные решения, обеспечивающие совмещение технологии разливки на МНЛЗ тонких слябов и их прокатку.
19. Назовите основных мировых производителей ЛПМ, присущие им технические решения в архитектуре агрегатов и технологии.
20. Почему внедрение процесса совмещенного литья тонких слябов и горячей прокатки полосы в черной металлургии в странах с традиционной металлургией идет более медленными темпами, чем в других регионах мира?
21. Раскройте сущность полунепрерывной разливки стали и приведите схему МПНЛЗ.
22. Опишите особенности технологического процесса полунепрерывного литья.
23. Сравните технологию и параметры полунепрерывной разливки с непрерывной и разливкой в изложнице.
24. Особенности отливки крупных слитков на МПНЛЗ.
25. Величина выхода годного при разливке на МПНЛЗ.
26. Охарактеризуйте современное состояние непрерывной разливки стали в Украине.
27. Опишите схему разливки стали в условиях кислотно-конвертерного цеха ОАО «ЕМЗ».
28. Опишите схему разливки стали в условиях конвертерного цеха ОАО «Алчевский металлургический комбинат».
29. Опишите схему разливки стали в условиях сталеплавильного комплекса ООО «Электросталь» (г.Курахово).
30. Назовите основного производителя МНЛЗ в Украине.

7 ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ

7.1 Подготовка МНЛЗ к разливке стали

Полнота и точность выполнения операций по подготовке МНЛЗ к работе очень важны, так как от этого во многом зависит развитие процесса разливки стали и качество отливаемых заготовок.

Основными условиями нормального протекания процесса непрерывной разливки стали являются:

- своевременная подача выплавленного в сталеплавильных агрегатах и обработанного на установке внепечной доводки стали металла для разливки;
- тщательная подготовка к приему плавки сталеразливочных и промежуточных ковшей;
- установка в сталеразливочных и промежуточных ковшах разливочных стаканов необходимого диаметра и конфигурации;
- подготовка и проверка всех функциональных узлов машины непрерывного литья заготовок перед разливкой;
- обеспечение необходимых режимов вторичного охлаждения заготовки;
- строгое соблюдение действующих на предприятии технологических инструкций по подготовке металла и его разливке на МНЛЗ, а также инструкций по охране труда.

Подготовку технологического оборудования к разливке проводят бригады операторов МНЛЗ и разливщиков стали под контролем сменного производственного мастера разливки.

Подготовку и проверку механического, электрического, гидравлического оборудования, систем связи, систем КИПиА и АСУ ТП, систем энергообеспечения проводит дежурный персонал соответствующих служб под руководством и контролем старшего в смене.

При проверке подъемно-поворотного стенда (ППС) необходимо убедиться в:

- исправности механизмов подъема – опускания и поворота ППС как в ручном, так и в автоматическом режимах, гидроцилиндров шиберного затвора и пультов для управления им и ППС;
- отсутствии утечек масла на шлангах гидроцилиндров шиберного затвора и утечки воздуха на шланге для охлаждения шиберного затвора, наличии на шлангах теплоизоляционной обмотки;
- исправности систем аварийного закрытия шиберного затвора, аварийного разворота ППС, механизмов подъема–опускания и поворота крышек сталеразливочных ковшей, футеровки крышек;
- наличии и исправном состоянии защиты от брызг и выплесков металла и шлака.

При проверке тележек промежуточных ковшей (рисунок 7.1) необходимо убедиться в:

- исправности приводов перемещения и позиционирования тележек, пультов промковшей, гидроцилиндров, манипулятора защитной трубы, систем гидравлики тележек;
- отсутствии течи гидравлических шлангов и соединений, наличии теплоизоляционной обмотки на гидравлических шлангах, теплоизоляционной обмотки на шлангах аргоно-проводка, исправности и герметичности аргонопровода.

Для аварийного слива металла проверяют состояние аварийного ковша, желоба, шлаковни и аварийных емкостей в резервной позиции тележки промежуточного ковша.

Подготовка промежуточного ковша. Рекомендуемый уровень остатка металла в промковше после разливки серии плавок должен быть около 250 мм. При необходимости прожигается канал одного из стаканов промковша и остатки металла сливаются в аварийную емкость. В случае, когда уровень оставшегося металла в промковше более рекомендуемого, перед транспортировкой ковша металл охлаждается до образования на поверхности плотной корки.

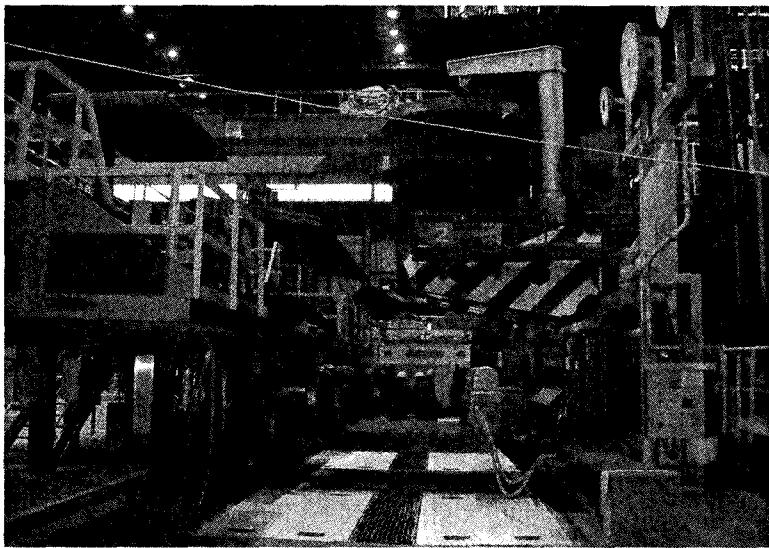


Рисунок 7.1 – Тележка промковша

Подготовленный к разливке промковш с новой футеровкой (рисунок 7.2) устанавливается на разливочную тележку и центрируется относительно имитаторов кристаллизаторов.

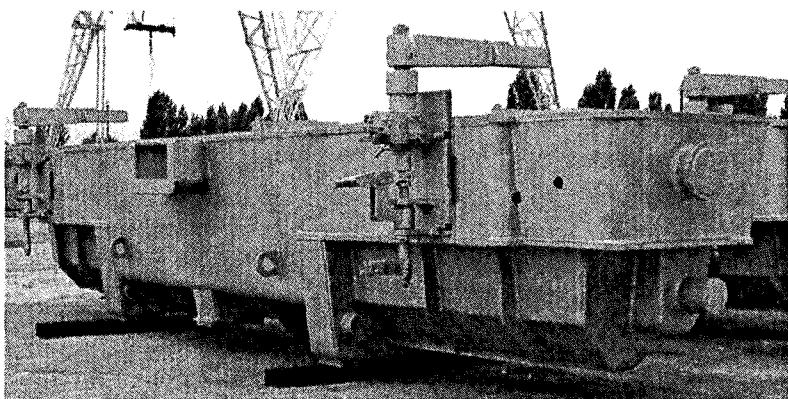


Рисунок 7.2 – Промковш слабовой МНЛЗ

После установки промковша на тележку необходимо проверить:

- состояние его футеровки, крышек и брони;
- правильность установки стопора и крепления стопорного механизма, механизма быстрой замены погружных стаканов и его работоспособность (рисунок 7.3);
- выставку хода стопора (~ 60 мм) (рисунок 7.4);
- исправность и герметичность аргонопровода.

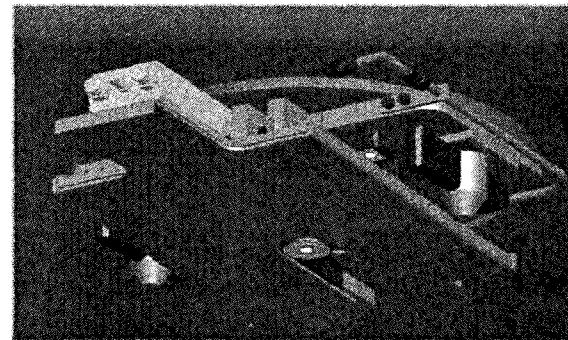


Рисунок 7.3 – Схема расположения устройства для быстрой замены стаканов-дозаторов на промковшее сортовой МНЛЗ

При использовании для дозирования стали стаканов-дозаторов их выходные отверстия затыкаются снизу специальными пробками, а внутренняя полость дозирующего узла на 1/3 высоты заполняется прокаленной хромитовой засыпкой.

Находящийся на тележке в резервной позиции промковш накрывается огнеупорной крышкой и не позднее, чем за 2 часа до начала разливки производится разогрев футеровки. Разогрев промковша производится до температуры 1100-1150 °C (футеровка должна иметь ярко-малиновый цвет), скорость разогрева промковшей регулируется выбором режима разогрева на пульте управления станции их разогрева.

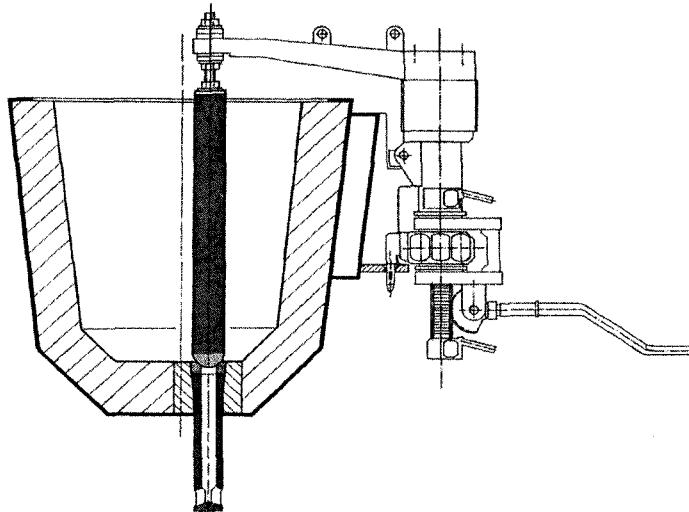


Рисунок 7.4 – Схема устройства для управления стопором

При разливке под уровень, для подвода металла из промковша в кристаллизатор применяются корундографито-цирконовые погружные стаканы, которые перед установкой разогреваются в специальных устройствах до температуры 800-1000 °С (рисунок 7.5). Время между извлечением стакана из устройства и началом разливки не должно превышать 40-50 с. Специальные «холодные» стаканы, не требующие предварительного разогрева, рекомендуется перед установкой просушить.

Подготовка гильзовых кристаллизаторов сортовых МНЛЗ (рис.7.6) включает:

- очистку плитных настилов и крышек от скрапин, шлака и мусора;
- обдув сжатым воздухом внутренних полостей гильз до отсутствия на них твердых частиц (огнеупорной массы, окалины);

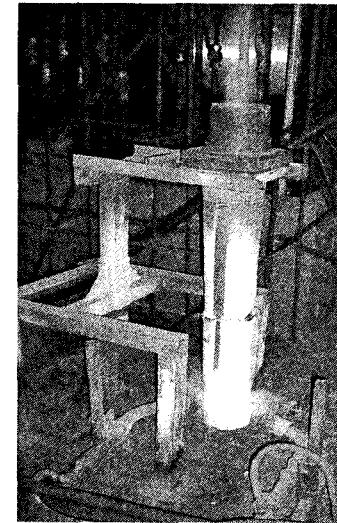


Рисунок 7.5 – Нагрев погружных стаканов перед разливкой

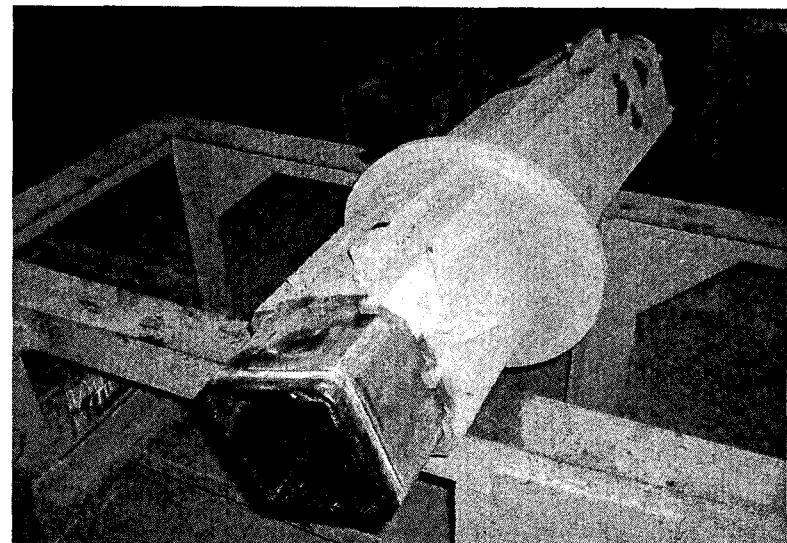


Рисунок 7.6 – Гильза кристаллизатора с обечайкой

– оценку состояния гильз кристаллизаторов на предмет истирания рабочей поверхности, растрескиваний и деформаций;

– смачивание специальной очищающей жидкостью с помощью шомпола и тщательную протирку ветошью рабочих стенок гильз.

При необходимости, дефекты поверхности гильз и нагар от смазки в районе мениска зачищаются мелкой наждачной бумагой (вручную или с помощью пневматической шлифовальной машинки).

Перед установкой нового кристаллизатора поверхность стола качания тщательно обдувается воздухом, проверяется отсутствие засорений стаканов подвода-отвода воды и каналов для подачи жидкой смазки (если она предусмотрена) в кристаллизаторы.

При подготовке сборного слябового кристаллизатора (рисунок 7.7) особое внимание уделяется состоянию его рабочих поверхностей и подвесных роликов.

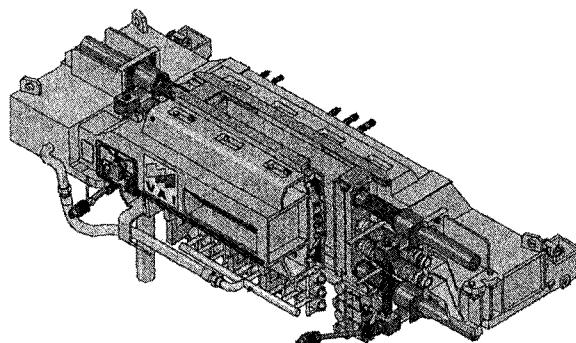


Рисунок 7.7 – Схема слябового сборного кристаллизатора

Для дальнейшей эксплуатации не допускаются кристаллизаторы, имеющие:

– выбоины, задиры, вмятины, поджоги глубиной более 2 мм на расстоянии ниже 250 мм от верхней кромки кристаллизатора, повреждения кристаллизатора на расстоянии 250 мм от верхнего края;

– выработку широких и узких стенок кристаллизатора более 0,5 мм, измеренной в середине медных пластин, по всей высоте;

– износы узких стенок в нижней части в районе углов более 3 мм;

– течи воды в рабочую полость кристаллизатора;

– наличие зазоров более 0,3 мм в стыке стенок и попадание в зазор металла и его загрязнение;

– отклонение боковой подвески от плоскости стенки кристаллизатора более 0,2 мм;

– заклинивание роликов боковой подвески и роликов кристаллизатора;

– повреждения боковой подвески кристаллизатора.

Для удаления загрязнений между узкой и широкой стороной разводятся широкие стенки кристаллизатора, и рабочая поверхность обдувается просушенным воздухом.

Также проверяется соосность кристаллизатора и загибочной секции («бендер»): отклонение не должно превышать 0,2 мм.

Проверка работы *механизма качания* производится после замены кристаллизаторов, в планово-предупредительные ремонты (ППР) и в период профилактики МНЛЗ и предусматривает проверку настройки частоты качания и плавности хода механизма.

Проверка элементов поддерживающей системы (рисунок 7.8) включает контроль состояния поверхности роликов, которая должна быть без выбоин и вмятин. Не допускается наличие скрепин и других посторонних предметов между роликами, а вращение роликов должно быть легким, без заеданий. Работа со сломанными роликами и подшипниками, не вращающимися и не охлаждающимися роликами, а также с течью воды из трещин по бочке ролика не допускается. При

необходимости производится калибровка сегментов.

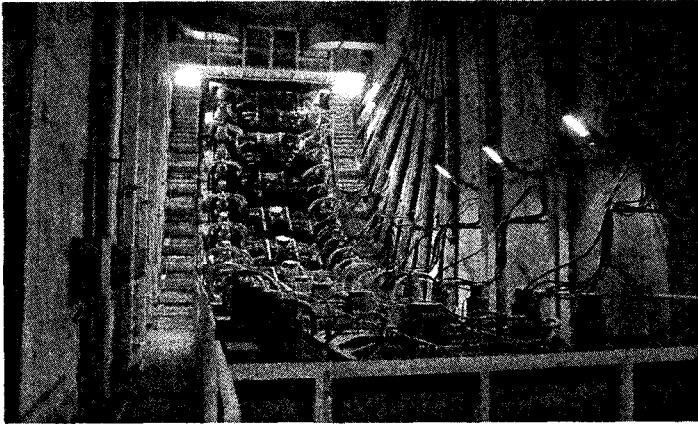


Рисунок 7.8 – Внешний вид ручья слябовой МНЛЗ

Подготовка элементов ЗВО предусматривает:

- проверку исправности и надежности крепления рукавов для подвода воды и воздуха к коллекторам;
- очистку засоренных и замену вышедших из строя форсунок и коллекторов (рисунок 7.9);
- проверку выставки секций ЗВО относительно технологической оси МНЛЗ.

Кроме того, проверяют исправность, ориентацию и качество факела форсунок системы зоны вторичного охлаждения (ЗВО), подачу воды и воздуха поочередно на разные зоны вторичного охлаждения.

Ввод затравки и выставка кристаллизатора. Перед за-ведением затравки необходимо убедиться в окончании работ в ручьях, проверить состояние головок затравок и их головных звеньев, позиционирование затравки на тележке, при необходимости отцентрировать, а на сборных кристаллизаторах развести стенки.

В зависимости от ширины и толщины ручья необходимо установить соответствующую головку.

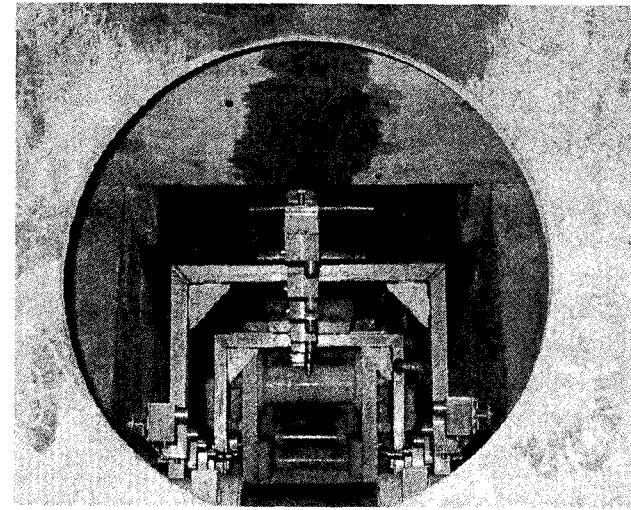


Рисунок 7.9 – Коллектор вторичного охлаждения

Ширину головки затравки регулируют креплением на-кладок сбоку соответствующей головки. Ширина головки должна выставляться на 7-10 мм меньше ширины заданного сечения сляба, а при разливке сортовой заготовки зазор между головкой затравки и стенкой кристаллизатора составляет обычно 1,5-3,5 мм.

При вводе затравки снизу она подводится к кристаллизатору на расстояние около 800 мм от нижнего его торца. На головки затравок надеваются защитные пластмассовые колпаки и вставляются «замораживаемые» элементы. Сверху, в полость кристаллизатора может вводиться шланг-проводник, который одевается на «замораживаемые» элементы. Головки затравок центруются по сечению кристаллизаторов и заво-дятся в кристаллизаторы до уровня около 150 мм от их ниж-него торца.

На головку затравки с помощью мерной емкости засы-паются сухие древесные опилки, которые утрамбовываются. При этом толщина уплотненного слоя опилок должна состав-лять 20-30 мм. На слой опилок, с помощью мерной емкости,

засыпается просушенная окалина, которая разравнивается по сечению гильзы и уплотняется трамбовкой. Толщина слоя окалины должна составлять 5-7 мм.

Для сортовой МНЛЗ в полость кристаллизатора устанавливается пирамидка-холодильник, при этом основание пирамидки не должно касаться его стенок, а «замораживающий» элемент должен находиться в центре холодильника.

На рисунке 7.10 представлен процесс заведения затравок в кристаллизаторы шестиручьевой сортовой МНЛЗ. В начале операции три затравки находятся в резервной позиции, а три другие начинают движение по роликовым проводкам до тянуще-правильной машины и далее с ее помощью подаются к кристаллизаторам.

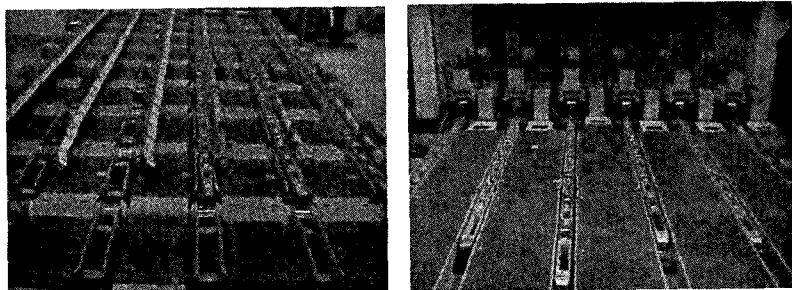


Рисунок 7.10 – Заведение затравок в кристаллизаторы

Ввод затравки в сборные кристаллизаторы слябовых МНЛЗ осуществляется, как правило, сверху в автоматическом режиме и с использованием пульта дистанционного управления до тех пор, пока ее головная часть не будет ниже уровня роликовой подвески стен кристаллизатора (рисунок 7.11). После этого стенки кристаллизатора сводятся на рабочее сечение (предварительно перемещается тележка затравки в направлении подъемника и из кристаллизатора убирается защитный экран).

В обязательном порядке проверяются заданные и фактические размеры кристаллизатора, а также его конусность. В

случае отличия измеренных значений от заданных проводится соответствующая калибровка размеров внутренней полости кристаллизатора. Конусность узких стенок кристаллизатора должна быть ~ 1%, а для перитектических марок сталей – 0,9 %. Допустимые отклонения по конусности ± 0,3 мм.

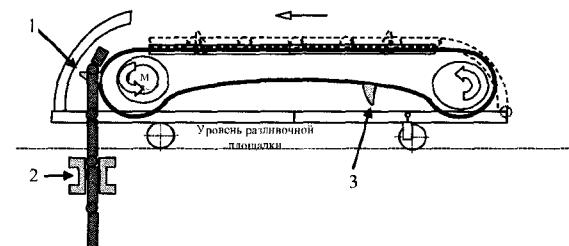


Рисунок 7.11 – Схема подачи затравки в кристаллизатор: 1 – затравка; 2 – кристаллизатор; 3 – фиксатор

Зазор между головкой затравки и стенками кристаллизатора должен быть равномерным по всему периметру. Заделка зазоров бумажным или асбестовым шнуром производится при помощи специального оборудования. Углы кристаллизатора от «головки» затравки до верхней кромки медных плит замазывают силиконовой массой. На головку затравки укладывают металлические «холодильники» (рисунок 7.12). Не допускается использовать влажные металлические «холодильники». Пространство между крышкой и медными пластинами, а также щели для направляющей узкой стенки кристаллизатора и датчик уровня металла в кристаллизаторе необходимо заполнить асбестом или каолиновой ватой, для защиты в случае перелива кристаллизатора.

При подготовке и проверке машины газовой резки (МГР) к разливке необходимо:

- подсоединить и проверить работоспособность ручных резаков;
- проверить наличие и давление кислорода, газа, воды и воздуха перед МГР, открытие всех отсечных клапанов, на-

стройку газовых резаков – при необходимости заменить мундштуки, движение и ход всех узлов, смазку и охлаждение измерительных роликов, работоспособность редукторов давления, их герметичность, работоспособность и герметичность регулирующих клапанов, правильность размещения термозащиты и газорезательных машин, наличие повреждений, работоспособность форсунок охлаждения роликов;

- очистить фильтры газа и кислорода, гидросмыв от окалины, а предохранительные пластины (регуляторы высоты) от шлака и проверить их работоспособность;
- освободить короб для обрези или заменить его.

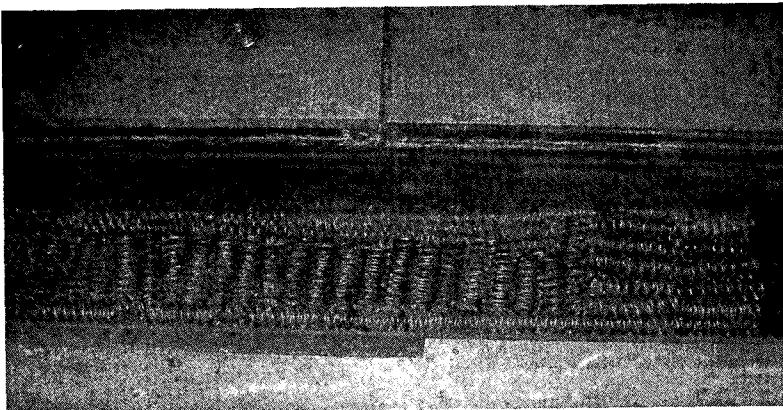


Рисунок 7.12 – Положение затравки в кристаллизаторе (в качестве холодильников использованы витые изделия)

Маркировочную машину обдувают внутри сжатым воздухом, визуально осматривают на наличие механических повреждений, проверяют герметичность линии сжатого воздуха, функционирование распылительной насадки, остаток маркировочной проволоки на катушках (при необходимости устанавливают полные катушки), световые датчики, а также очищают направляющие перемещением маркировочной машины.

Машина для удаления заусенцев (грат), образующихся при газовой резке, визуально осматривается на наличие механических повреждений, а также проверяется крепление всех нитей защитного цепного экрана, герметичность линий подачи воздуха, воды и гидравлических линий, световые датчики и освобождается или заменяется короб для настылей.

Расход воды на охлаждение кристаллизатора регулируется совместно оператором МНЛЗ и дежурным энергетиком. Рекомендуемые параметры расходов воды на охлаждение кристаллизаторов, при разливке сортовой заготовки сечений $100 \times 100 \div 150 \times 150$ мм, составляют 1300-1900 л/мин (при средней скорости разливки 5-2,5 м/мин), а при разливке слябов в зависимости от толщины кристаллизатора приведены в таблице 7.1.

После выполнения всех подготовительных операций производится проверка готовности рабочих мест. Разливщики проверяют наличие на рабочих местах вспомогательного инструмента и приспособлений («заморозок» для закрытия каналов дозаторов промковша, ломиков, кислородных трубок, приспособлений для подачи шлакообразующей смеси в кристаллизатор и удаления шлака из кристаллизатора), манипуляторов для замены погружных стаканов, энергоносителей в питающих системах (кислород, вода, природный газ), подготовленных шлакообразующих смесей (ШОС) для кристаллизатора, шлакообразующих и теплоизолирующих смесей (ТИС) для промковша, пробоотборников, термопар для замера температуры металла в промковше и т.п.

Таблица 7.1 – Примерный расход воды на охлаждение кристаллизатора в зависимости от толщины сляба

Толщина кристаллизатора, мм	Расход воды на стенки, л/мин	
	узкие	широкие
200	500	4950
220	500	4950
250	590	4850
300	670	4750

Не менее чем за 15 мин до начала разливки проверяется возможность открытия задвижки аварийного охлаждения кристаллизатора, ЗВО и закрытого контура машины, готовность промковшей и погружных стаканов, а также отдается команда на обратный цикл о начале разливки и для запуска насосов ЗВО.

7.2 Процесс разливки стали на МНЛЗ

Температура стали в сталеразливочном ковше, подаваемом на разливку, регламентируется соответствующей технологической картой на процесс. Температуру стали в сталеразливочном ковше при разливке первой плавки на промковше и 1-й и 2-й плавки на сталеразливочном ковше необходимо заказывать на $5-10^{\circ}\text{C}$ выше, чем обычно заказываемая температура для данной марки стали.

Рекомендуемый перегрев стали в промковше в зависимости от содержания углерода приведен в таблице 7.2. Допускается отклонение температуры стали в промковше на 5°C выше максимально допустимой при разливке первой плавки.

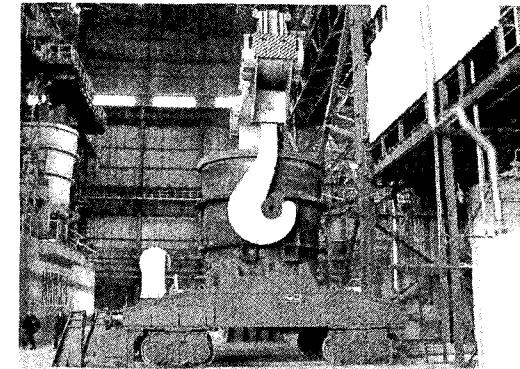
Сталеразливочный ковш с металлом передают в отделение непрерывной разливки посредством транспортировки на сталевозе, который перемещается по специальным рельсам.

Таблица 7.2 – Перегрев над температурой ликвидус в промковшие

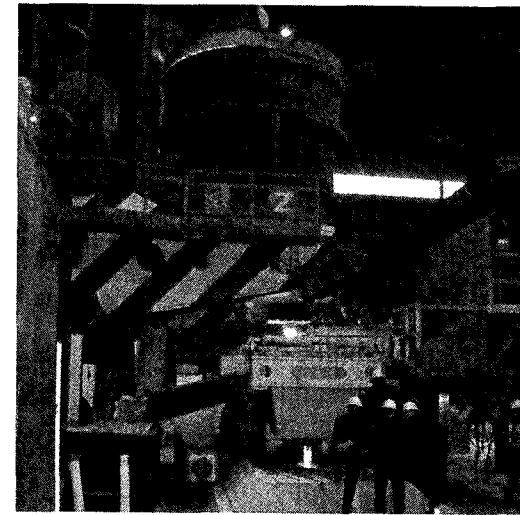
Содержание углерода в стали, %	Перегрев над температурой ликвидус в промковше, $^{\circ}\text{C}$
$0,02 \leq [\text{C}] \leq 0,08$	30 ± 5
$0,09 \leq [\text{C}] \leq 0,24$	25 ± 5
$0,25 \leq [\text{C}] < 0,45$	20 ± 5
$[\text{C}] \geq 0,45$	15 ± 5

После установки ковша на поворотном стенде его освобождают от грузозахватных устройств и производят подсоединение и фиксацию гидроцилиндра шиберного затвора, а

также накрывают ковш теплоизолирующей крышкой и разворачивают из резервной позиции в рабочую (рисунок 7.13).



а)



б)

Рисунок 7.13 – Подача сталеразливочного ковша в отделение непрерывной разливки стали (а) и установка его на подъемно-поворотном стенде (б)

После установки сталеразливочного ковша на консоль подъемно-поворотного стенда оператор МНЛЗ вводит данные о плавке и режимах разливки (группа и код марки стали, режимы охлаждения и обжатия) в АСУ ТП.

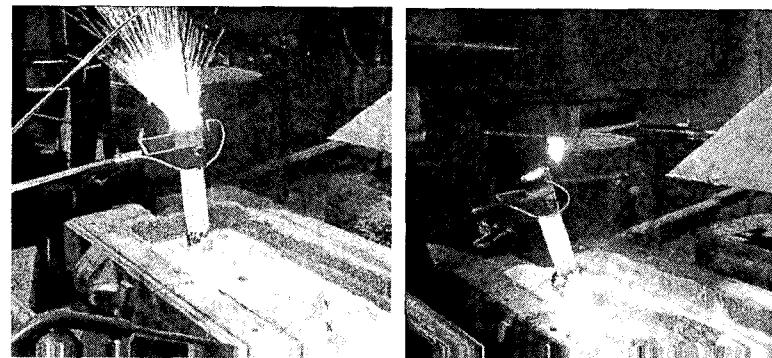
После этого выполняются операции по установке промковш в рабочую позицию, проверяется перемещение стопоров и устанавливаются погружные стаканы и «глухие» заглушки в механизм быстрой замены погружных стаканов. Убедившись в том, что горелки станции разогрева промковш и консоль ППС, находящаяся в рабочем положении, подняты, промежуточный ковш из резервной позиции перемещается в позицию разливки. После установки промковш в положение разливки производится подсоединение стопорных механизмов к системе гидравлического управления и выполняется центровка погружных стаканов относительно стенок кристаллизатора. При разливке слябов смещение в сторону широких граней должно не превышать ± 5 мм, а в сторону узких граней $\pm 3,0$ мм. Для блюмовой и сортовой заготовки допускается смещение не более ± 2 мм и ± 1 мм соответственно.

После этого промковш опускается в рабочее положение, выдвигается площадка для обслуживания шиберного затвора сталеразливочного ковша и устанавливается гидроцилиндр для управления шибером.

На пульте МНЛЗ включается режим «Разливка» и выбирается установка рабочей скорости разливки. Основным вариантом запуска ручьев МНЛЗ является автоматический.

При разливке металла с защитой струи от вторичного окисления на участке сталеразливочный – промежуточный ковш, с помощью манипулятора устанавливается защитная труба и производится подключение системы подачи аргона (рисунок 7.14).

Для наполнения промковш жидким металлом полностью открывается шиберный затвор сталеразливочного ковша. При необходимости, канал разливочного стакана промывается с помощью кислорода, подаваемого через специальную стальную трубку.



а)

б)

Рисунок 7.14 – Очистка кислородом (а) и установка защитной трубы (б)

При наполнении промковш сортовой МНЛЗ металлом до уровня около 400-450 мм (для слябовых 100-150 мм) в ковш в район стопоров подают шлакообразующую смесь в количестве около 0,30 (0,7) кг/т стали и включают подачу аргона на защитную трубу с расходом 3-5 м³/час. Рабочий уровень металла в промковше зависит от его конструкции и составляет, как правило, 700-900 мм. Открытие дозирующих узлов (стопоров) и наполнение кристаллизаторов начинается от средних ручьев к крайним при наполнении промковш металлом до уровня 400-500 мм (250-300).

При дозировании стали с помощью стаканов-дозаторов промковш из их каналов извлекаются пробки (выполненные из проволоки и асBESTового шнурА), засыпка высыпается и начинается поступление металла в полость кристаллизатора. При необходимости, каналы дозаторов снизу прожигаются с помощью кислорода.

С целью уменьшения вторичного окисления металла при разливке без защиты струй, после запуска ручьев и стабилизации процесса разливки, сталеразливочный ковш на по-

воротном стенде и промковш на разливочной тележке, опускаются в максимально возможное нижнее положение.

Открытие стакана-дозатора осуществляется путем плавного подъема стопора, что обеспечивает свободное поступление жидкого металла в полость кристаллизатора. В течение 5-10 с рекомендуется наполнять кристаллизатор тонкой струей для прогрева стакана. Время наполнения слябового кристаллизатора должно составлять 4 с на каждые 100 мм его ширины. Во избежание заплескивания торцов кристаллизатора, рекомендуется вставлять в выпускные отверстия погружного стакана просущенную кислородную трубку, для рассеивания струи металла.

Во время наполнения кристаллизатора проверяют работоспособность (закрытие) стопора: после покрытия жидкой сталью металлических холодильников; при уровне металла на середине выходных отверстий погружного стакана; после полного наполнения кристаллизатора (70-100 мм от верхней кромки медных плит).

При достижении уровня металла в кристаллизаторе верхней кромки выходных отверстий погружного стакана в кристаллизатор подают ШОС.

После наполнения кристаллизатора в автоматическом режиме обеспечивается плавное увеличение скорости вытягивания заготовки до номинального рабочего значения и поддержание мениска металла в кристаллизаторе в оптимальном диапазоне.

При бесстопорной разливке запуск ручьев в ручном режиме осуществляется с прерыванием струи металла из промковша. При этом первые порции металла выливаются на отсечной желоб. После нормализации процесса формирования струи, кристаллизатор наполняется металлом на уровень 300-350 мм от верхнего торца. В течении 7-15 с (в зависимости от сечения НЛЗ) производится отсечка струи желобом и выдержка 5-10 с. Затем желоб отводится и кристаллизатор наполняется металлом до рабочего уровня, после чего выполняется запуск механизма вытягивания слитка. Одновременно

с началом процесса разливки автоматически включается система подачи технологической смазки и механизм качания кристаллизатора для исключения подвисания заготовки на стенках гильзы и образования заворотов твердой корочки. Расход смазки в зависимости от сечения заготовки и скорости разливки составляет 0,08-0,1 кг/т стали.

Поддержание уровня металла в кристаллизаторе может осуществляться в ручном и автоматическом режимах. Допустимые колебания уровня металла в кристаллизаторах составляют $\pm 3\ldots 5$ мм.

При разливке металла из промковша с защитой струй с помощью погружных стаканов используется ШОС с удельным расходом 0,5-1,2 кг/т стали. Подача ШОС в кристаллизаторы осуществляется либо в автоматическом режиме с помощью специального механизма, либо вручную.

Частота качания кристаллизатора задается в зависимости от скорости разливки и требований к качеству поверхности. Для квадратных заготовок со стороной 100-150 мм она составляет 122-175 цикла/мин при скоростях 2,5-5 м/мин.

Расход воды на вторичное охлаждение сортовых заготовок устанавливается в зависимости от скорости разливки и марки разливаемой стали в соответствии с заданным режимом и колеблется в пределах от 1,2 до 2,3 м³/т.

Запуск слябовой машины осуществляется после доведения уровня металла в кристаллизаторе до 70-100 мм от верхней кромки медных плит. Одновременно с пуском машины запускают механизм качания кристаллизатора. Набор скорости производят ступенчато в автоматическом или ручном режиме (рисунок 7.15).

Отбор проб и замер температуры металла в промковше производится в начале, середине и конце разливки каждой плавки. При превышении максимальной температуры стали на каждые 5 °C максимальную скорость разливки понижают примерно на 10%. По ходу разливки необходимо контролировать зону полной кристаллизации сляба, которая не должна превышать 90% металлургической длины МНЛЗ. Увеличение

и снижение скорости разливки осуществляют плавно ($\pm 0,1$ м/мин – за 10-15 с).

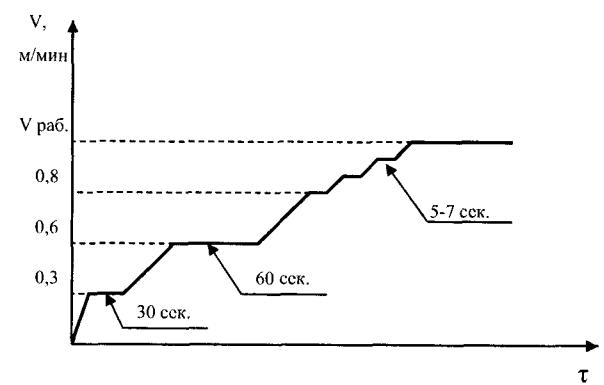


Рисунок 7.15 – Примерный график набора скорости при запуске слябовой МНЛЗ

Уровень металла в кристаллизаторе после запуска поднимают до рабочего (50-100 мм от верхней кромки медных плит) и, убедившись в отсутствии на мениске металлических настылей, при достижении необходимой скорости разливки включают систему автоматического регулирования уровня металла в кристаллизаторе. В это же время включают подачу воздуха на охлаждение устройства для быстрой замены погружного стакана, аргона на стакан-дозатор (не менее 2 л/мин) и в стопор (в пределах 4-6 л/мин). Заглубление погружного стакана должно составлять 140-200 мм от уровня металла до верхней кромки выходных отверстий.

При достижении в промковше уровня 250-300 мм в район стопоров подают ТИС, а при достижении уровня заглубления погружной трубы 200 мм ТИС подают в приемную часть промковша. Рекомендуемый расход ТИС для 1-й плавки: под стопора – по 0,3 кг/т, в приемную часть – 0,15 кг/т, а для последующих: под стопора - по 0,1-0,13 кг/т и в приемную часть - 0,07-0,1 кг/т.

При продвижении затравки и сляба в ручье поочередно включаются зоны вторичного охлаждения: при достижении головной частью сляба соответствующей зоны вторичного охлаждения. Оператор контролирует прохождение затравки и сляба в ручье, оставшееся расстояние до отделения затравки, готовность отделительного ролика и подъемника затравки (после отливки 5 м по ручью подъемник автоматически опускается вниз) на экране компьютера.

Температура охлаждающей воды на входе в кристаллизатор не должна превышать 35 °C. Разница температур воды на входе и выходе из кристаллизатора не должна превышать 10 °C.

По ходу разливки продолжают подачу смеси в кристаллизатор небольшими порциями, равномерно рассыпая по поверхности мениска стали. Бурления в кристаллизаторе, оголения зеркала металла и покраснения большой площади полкового шлака не допускаются.

В процессе разливки при необходимости (износ, разрушение, затягивание и др.) производят замену защитной трубы. Как правило, ее заменяют на переходах между плавками. Замену погружного стакана осуществляют либо при помощи механизма быстрой замены стаканов, либо с помощью манипулятора.

При затягивании стакана-дозатора промежуточного ковша и невозможности обеспечить требуемый массовый расход стали допускается производить замену погружного стакана с «промыванием» стакана-дозатора кислородом. В этом случае замену стакана осуществляют на мерной длине сляба с учетом технологической обрези (200 мм до «пояса» и 500-600 мм после «пояса» в зависимости от времени «промывки»).

При этом за один метр до мерной длины начинают плавно снижать скорость с рабочей до 0,5-0,6 м/мин. При достижении мерной длины сляба закрывают стопор, снижают скорость разливки до 0,2 м/мин. Далее заменяют отработанный погружной стакан на специальную защитную плиту с

отверстием и аккуратно «промывают» канал стакана-дозатора кислородом.

После промывки в рабочее положение устанавливают новый погружной стакан, открывают стопор и выводят «пояс» из кристаллизатора на скорости 0,4 м/мин, при этом обновив смесь в кристаллизаторе. Далее плавно разгоняют ручей до рабочей скорости.

Во время разливки возможно изменять ширину кристаллизатора. Изменение сечения производят при скорости разливки – 0,6-1,5 м/мин. Во время изменения ширины сечения ШОС в кристаллизатор не подают. Переходной сляб относят к плавке с меньшим сечением (если не изменилась марка стали).

Количество плавок разливаемых через один промковш определяется состоянием его футеровки, стопоров и стаканов-дозаторов. Непосредственно перед заменой сталеразливочного ковша с учетом допустимой скорости разливки уровень металла в промковше поднимают до максимально возможного, а падение его за время перековшовки ниже 400 мм не допускается. Также не допускается попадание значительного количества шлака из сталеразливочного ковша в промковш.

Не позднее, чем за 10 мин до окончания разливки из данного сталеразливочного ковша на резервную позицию подъемно-поворотного стенда устанавливают новый сталеразливочный ковш со следующей плавкой. При появлении шлака в струе металла шиберный затвор закрывают, снимают защитную трубу и разворотом подъемно-поворотного стола заменяют отработанный сталеразливочный ковш на «новый» (рисунок 7.16).

После промывки защитной трубы кислородом ее устанавливают на «новый» сталеразливочный ковш, после чего открывают шиберный затвор. В случае отсутствия истечения стали из сталеразливочного ковша, сняв защитную трубу, прожигают канал шиберного затвора кислородом. Защитная труба должна быть установлена через 3-5 мин после прожигания канала шиберного затвора.

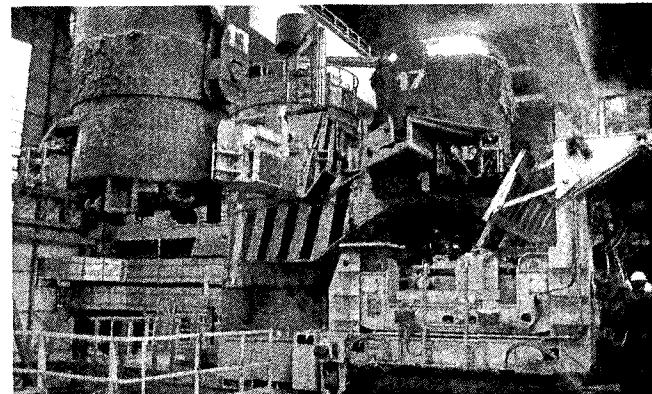


Рисунок 7.16 – Замена отработанного сталеразливочного ковша на новый

В случае необходимости разливки серии плавок из различных марок стали без замены промковша при переходе на другую марку необходимо опустить уровень металла в промковше перед открытием «нового» ковша до уровня 300-350 мм и вырезать переходной сляб, состоящий из двух зон: зоны проникновения (2 м до открытия новой плавки) и зоны смешивания (до 6-10 м после открытия новой плавки). Последний сляб предыдущей плавки и первый (после переходного) «новой» плавки рекомендуется отрезать с припуском + 50 мм по длине, для отбора проб на химический анализ.

Замену промковшей и погружных стаканов производят при стыковке двух плавок. При необходимости допускается выполнять эту операцию на мерной длине заготовки.

Замену промковша производят следующим образом:

- перекрывают шиберный затвор и поднимают траверсу подъемно-поворотного стенда в верхнее положение;
- разливают оставшийся металл, не допуская попадания шлака в кристаллизатор и закрывают стопорами стаканы-дозаторы промковша;

- скорость разливки снижают в два-три раза ниже рабочей;
- поднимают промковш в верхнее положение и переводят его на свободную резервную позицию с помощью транспортной тележки;
- новый промковш с предварительно установленными и разогретыми погружными стаканами переводят из резервной позиции в рабочую;
- опускают сталеразливочный ковш в нижнее положение;
- наполняют промковш металлом до уровня не менее 250-300 мм, открывают стопора и наполняют кристаллизатор, не допуская всплесков;
- время перерыва подачи металла в кристаллизатор не должно превышать 2 мин, а уровень металла в кристаллизаторе не должен опускаться ниже половины высоты кристаллизатора;
- через 1 мин от начала поступления металла в кристаллизатор (для сортовых машин) скорость разливки плавно увеличивают до рабочей (время разгона слябовых машин составляет 4-5,5 мин после наполнения кристаллизатора).

Во время перековшовки разливщик должен контролировать состояние мениска металла под слоем ШОС. Не допускается образование корочки застывшего металла, для предотвращения прорыва по поясу из-за перековшовки.

Порезка непрерывнолитой заготовки в процессе разливки производится в автоматическом режиме. Однако в случае необходимости допускается порезка заготовок и в ручном режиме. Отрезанные на ножницах заготовки маркируются и с помощью рольгангов транспортируются к холодильнику. Головные и донные части заготовок обрезаются и удаляются устройством для уборки обрези. Для сляба, например, головная обрезь составляет 600-800 мм, хвостовая – 1000-1500 мм, а обрезь сляба при перековшовке – 1500-2000 мм до спая и до 2000 мм после спая. При остановке машины до 10 с обрезь составляет 200 мм до спая и 300-350 мм после спая, а при ос-

тановке более 10 с и при промывке стакана-дозатора – 200 мм до спая и 400-600 мм после спая.

Окончание процесса разливки (так называемый вывод на «концы»), по одному из ручьев рекомендуется делать на мерной длине сляба. При разливке на двухручьевой слябовой МНЛЗ для получения качественной продукции рекомендуется выводить на «концы» один из ручьев до снижения уровня в промковше менее 450-500 мм. Вторым выводимым на «концы» ручьем прекращают разливку при уровне металла в промежуточном ковше 250-300 мм.

Порядок вывода ручья на «концы» следующий:

- за 2-3 м до мерной длины или до окончания разливки из промковша прекращают подачу смеси в кристаллизатор;
- за 1 м до мерной длины или до окончания процесса разливки скорость плавно снижают в 1,5-2,0 раза, а управление стопорным механизмом переводится в ручной режим;
- из кристаллизатора специальными совками удаляется шлакообразующая смесь и шлак, попадающий из промковша;
- при достижении мерной длины сляба или уровня в промковше 250-300 мм стопор закрывают, а стакан-дозатор промковша перекрывают «заглушкой» с помощью устройства для быстрой замены погружного стакана;
- скорость разливки плавно снижают до 0,2 м/мин и удаляют погружной стакан;
- верхний слой металла в кристаллизаторе перемешивают загнутой трубкой до усадки сляба, после чего в кристаллизатор подают воду в таком количестве, чтобы происходило ее полное испарение (для более быстрого «замораживания» в верхний слой металла допускается установка «холодильника» (рисунок 7.17) в виде металлической пластины);
- после того, как корочка на хвостовой части заготовки полностью сформировалась, заготовку выводят из кристаллизатора и затем на рабочей скорости ее удаляют из МНЛЗ; выводить из кристаллизатора хвостовую часть заготовки с жидким металлом запрещается.

После выдачи последней заготовки на выходной участок закрываются задвижки подачи аварийного охлаждения кристаллизатора, ЗВО и закрытого контура машины. Отключение привода механизма качания кристаллизатора и выключение секций вторичного охлаждения производятся в автоматическом режиме.

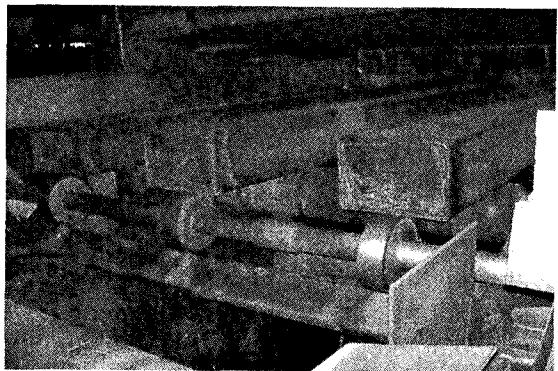


Рисунок 7.17 – Хвостовые части блюмовых заготовок с «замороженными» холодильниками-пластинами

Заготовки, выдаваемые на МНЛЗ, маркируются на приемном рольганге (рисунок 7.18).

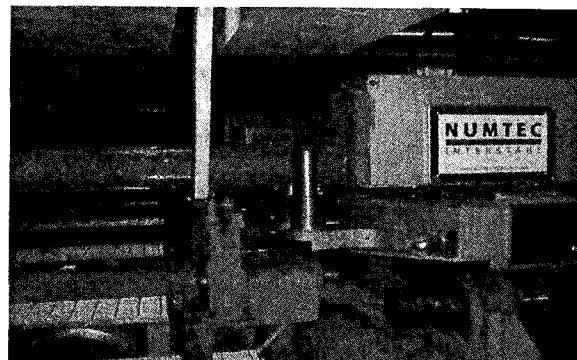
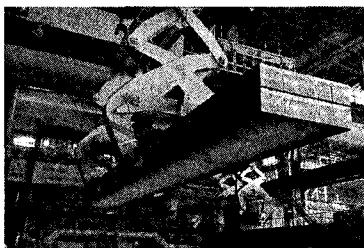


Рисунок 7.18 – Клеймитель заготовок

Обычно на заготовке указываются дата и номер плавки, номер агрегата, номер МНЛЗ и ручья, порядковый номер заготовки, товарный знак производителя, клеймо ОТК и т.п. На заготовках из низколегированной стали может также указываться марка стали. После маркировки слябы передаются с помощью клещевого крана на склад слябов (рисунок 7.19 а).

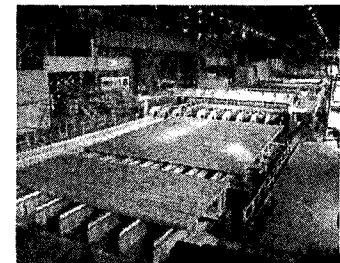
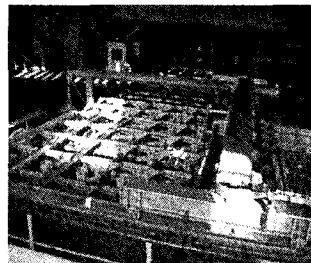


а) б)

Рисунок 7.19 – Транспортировка слябов с МНЛЗ (а) и их ишабелирование (б)

Охлаждение слябов производят в штабеле (рисунок 7.19 б) в течение не менее 36 часов, а для сталей с содержанием углерода ниже 0,20% – не менее 72 часов.

Для охлаждения сортовых заготовок используют поворотные холодильники (рисунок 7.20).



а) б)

Рисунок 7.20 – Зона поперечной транспортировки заготовок (а) и поворотный холодильник сортовой МНЛЗ (б)

Контроль параметров процесса разливки стали (скорость вытягивания заготовок, температура металла в промковше, расход воды на охлаждение кристаллизаторов и ЗВО, работа ТПМ и устройства разделения заготовок на мерные длины и т.п.) осуществляется оператором центрального пульта управления МНЛЗ по соответствующим приборам.

К фиксируемым параметрам относятся: номер и марка стали плавки, поданной на участок разливки; время начала и окончания разливки, плавки; номера используемых сталеразливочного и промежуточного ковшей, а также номера плавок в серии; продолжительность и режим разогрева футеровки промковша; характер открытия дозирующих узлов промковша; центровка струй металла из промковша относительно кристаллизаторов; номера кристаллизаторов по ручьям; скорость вытягивания заготовок по ручьям МНЛЗ; результат и время замеров температуры металла в промковше; расходы воды на охлаждение кристаллизаторов; расходы воды по секциям зон вторичного охлаждения заготовок для каждого ручьям МНЛЗ; потери ручьев при разливке стали и их причины; возможные отклонения в процессе разливки стали; замечания по работе механизмов МНЛЗ.

7.3 Основные аварийные ситуации и возможные неполадки при непрерывной разливке стали

Возникновение аварийных ситуаций и неполадок в процессе разливки стали на МНЛЗ может быть обусловлено неисправностью и выходом из строя элементов технологического оборудования, отклонениями от нормальных технологических параметров в ходе процесса непрерывного литья, нарушениями в подготовке металла к разливке, использованием некачественных материалов, ошибками в работе персонала и т.д.

Обеспечение заданных технико-экономических параметров разливки стали на МНЛЗ и высокого качества получаемых слитков в значительной степени зависит от строгого выполнения действующих на предприятии технологических

инструкций, что, в свою очередь, способствует недопущению и предупреждению различного рода аварий и неполадок, способных привести не только к значительным потерям металла, но и дорогостоящего технологического оборудования.

Тем не менее, даже при высоком уровне технологической и трудовой дисциплины нежелательные аварийные ситуации и неполадки иногда возникают и обслуживающий персонал должен уметь быстро их ликвидировать, обеспечив минимальный ущерб производству.

В случае *прогара футеровки сталеразливочного ковша*, который может возникнуть при превышении ее эксплуатационного ресурса, нарушении технологии подготовки или применения некачественных оgneупоров, вне зависимости от места прогара, разливщики обязаны незамедлительно покинуть опасную зону, необходимо закрыть шиберный механизм, развернуть поворотный стенд в резервную позицию, отсоединить гидроцилиндр. Принять меры к переливу металла (если это возможно) в другой ковш или слить металл в аварийную ёмкость. После разворота ковша разливщики могут вернуться на свои рабочие места и закончить разливку в обычном режиме.

Если из-за высокой температуры на разливочной площадке, а также наличия горячих настылей стали и т.п. вывод ручьев «на концы» представляется технически невозможным (или этот процесс будет слишком длительным), то ручей МНЛЗ необходимо «захолодить», то есть остановить движение заготовки.

Охлаждение ручья также производится в случае если заготовку уже невозможно вывести из ручья (механические или электрические неполадки, из-за перелива или прорыва, слишком долгий простой и т.п.) и ее необходимо «захолодить» непосредственно на установке. Охлаждение осуществляется максимальным объемом воды форсуночного охлаждения (в зависимости от соответствующей марки стали). После охлаждения осуществляется аварийная порезка заготовки с последующим выведением ее из криволинейного и горизонтального участков МНЛЗ.

Неполное закрытие шиберного затвора сталеразливочного ковша может быть вызвано неисправностью механизмов управления шиберным затвором, размывом отверстий огнеупорных плит при прожигании кислородом, нарушением технологии установки плит шиберного затвора и т.п. В данной ситуации необходимо увеличить скорость разливки до максимально допустимой и попытаться «приработать» плиты шиберного затвора. Если данная операция не приносит успеха, разливка прекращается.

При интенсивном истечении стали из шиберного затвора сталеразливочного ковша в случае, когда продолжать процесс разливки невозможно, из-за перелива шлаковни и аварийного желоба, ковш необходимо развернуть к аварийному ковшу. При повороте персонал должен соблюдать безопасную дистанцию.

Если не открывается шиберный затвор ковша, необходимо:

- проверить наличие сигналов концевых выключателей «промковш и сталеразливочный ковш в позиции разливки», при отсутствии, наладить сигнал;
- проверить плотность шланговых креплений и подсоединение гидроцилиндра, исправность пульта управления гидроцилиндром, открыты ли клапаны гидроконтроллеров шиберного затвора.

Если шиберный затвор открыть не удается, ковш необходимо повернуть и снять с ППС.

Проход металла между огнеупорными плитами шиберного затвора сталеразливочного ковша возможен при неисправности механизмов управления шиберным затвором, нарушении технологии установки плит шиберного затвора, размыве отверстий огнеупорных плит при прожигании кислородом. В случае прохода металла между огнеупорными плитами шиберного затвора, необходимо прекратить разливку, передать ковш для перелива остатков металла в другой ковш или аварийную ёмкость, чтобы избежать повреждений персонала и оборудования МНЛЗ.

Затягивание канала разливочного стакана сталеразливочного ковша обычно происходит при разливке стали с низкой температурой, повышенной загрязнённостью неметаллическими включениями, а также при разливке металла с повышенным содержанием алюминия или других химических элементов, снижающих жидкотекучесть стали.

В этой ситуации необходимо закрыть и снова открыть шиберный затвор. Если при этом сталь не пошла, то следует произвести прожигание коллектора шиберного затвора с помощью кислородной трубы. В случае разливки с защитой струи из сталеразливочного ковша, огнеупорная труба отсоединяется от коллектора и отводится в сторону. Повторная установка трубы производится после прожигания коллектора и прогрева его металлом в течение 5-6 мин. Между тем, любое использование кислорода будет оказывать негативное влияние на уровень качества металла вследствие его загрязнения оксидными неметаллическими включениями.

Прогар футеровки промковша возможен в том случае, когда разливка осуществляется при превышении эксплуатационного ресурса футеровки, использовании некачественных огнеупоров, нарушении технологии ее подготовки и непопадании струи металла из сталеразливочного ковша на бойную плиту.

Шиберный затвор сталеразливочного ковша и стопора промковша должны быть немедленно закрыты, а вытяжные приводы остановлены (аварийная остановка). По возможности промковш необходимо передвинуть в резервное положение (не поднимая), а разливщики должны немедленно покинуть опасную зону. Тележка промковша может быть перемещена в резервную позицию при помощи аварийного гидравлического перемещения.

Как только промковш будет установлен в безопасное положение, разливщики могут вернуться к кристаллизаторам.

Некрытие стопора промежуточного ковша возможно при использовании некачественных стопоров-моноблоков или неисправности стопорного механизма. В процессе разливки может происходить частичное разрушение головки стопора-

моноблока. В данной ситуации необходимо немедленно закрыть шиберный затвор сталеразливочного ковша и попытаться приработать стопор. Если это помогло, то можно продолжать разливку при нормальной скорости разливки, переключив датчик уровня кристаллизатора в автоматический режим.

В противном случае, для того, чтобы избежать перелива, попытаться закрыть стопор аварийным закрытием. При неизбежности перелива – необходимо немедленно закрыть стакан-дозатор аварийной плитой механизма замены погружного стакана и вывести ручей «на концы».

Затягивание дозирующих узлов промковша происходит при разливке металла с низкой температурой, повышенным содержанием алюминия и загрязнённостью неметаллическими включениями. Основной мерой ликвидации такой аварийной ситуации является прожигание канала дозатора кислородной трубкой.

Выход из эксплуатации погружной трубы или погружного стакана имеет место при растрескивании оgneупоров, затягивании рабочего канала и отрыве, износе нижней части стакана, трубы. При этом производится очистка канала коллектора и защитной трубы с помощью кислорода, а при необходимости, замена оgneупорного изделия. Если замена погружного стакана представляется невозможной, то вставляется аварийная плита в устройство его замены, а ручей выводится «на концы».

При проходе стали между стаканом-дозатором и погружным стаканом необходимо немедленно закрыть стакан-дозатор аварийной плитой механизма замены погружного стакана и вывести ручей «на концы». Если это не помогло, необходимо переместить промковш в резервное положение над аварийными емкостями.

Переполнение (перелив) кристаллизатора происходит при ошибочных действиях разливщика стали (при ручном режиме поддержания уровня металла в кристаллизаторе), неисправности тянуще-правильной машины или устройств для разделения заготовки на мерные длины и сбоях в работе сис-

темы автоматического поддержания уровня металла в кристаллизаторе. В случае перелива металла и невозможности оперативно прекратить его подачу необходимо остановить ручей и оперативно обрезать настыли металла. В том случае, если время простоя ручья вследствие выполненных действий не превысило максимально допустимое (4-8 мин для слябовых МНЛЗ), то можно продолжить разливку вnomинальном режиме. При невозможности прекращения подачи металла в кристаллизатор следует «заглушить» стакан-дозатор защитной плитой и вывести ручей «на концы».

Прорыв металла через корку слитка под кристаллизатором возможен по следующим причинам: зависание (прилипание) оболочки заготовки в кристаллизаторе, наличие грубых скоплений шлака у мениска металла, захваченных в подкорковый слой слитка, превышение предельной скорости разливки, нарушение режима охлаждения слитка, увеличение температуры разливаляемого металла выше рекомендуемой, а также неудовлетворительная центровка струи металла из промковша в кристаллизатор.

Признаками прорыва является резкое понижение уровня металла в кристаллизаторе, появление зеленоватого пламени над ним и громкие хлопки. При первых признаках прорыва разливщику необходимо оперативно закрыть стопор промковша и понизить скорость разливки при включенном приводе механизма качания. При этом охлаждение в ЗВО выполняется на минимальном уровне. Далее через 2-3 мин (в случае восстановления уровня и отсутствия хлопков) можно плавно увеличивать скорость разливки и интенсивность охлаждения до номинальных значений.

Сразу же после обнаружения прорыва необходимо проверить, остановился ли сляб или все еще продолжает движение. В случае если сляб не движется, тянущие приводы необходимо немедленно остановить. Также необходимо остановить приводы и «захолодить» ручей, если вытяжное усилие превышает обычное значение на 50 % (вытяжное усилие до прорыва) вследствие образования настылей.

Подвисание корочки слитка в кристаллизаторе имеет место при отсутствии (недостатке) смазки между стенками кристаллизатора и твердой оболочкой слитка, короблении стенок кристаллизатора, появлении грубых дефектов и повреждений на рабочей поверхности его стенок, нарушении режима качания кристаллизатора и несоосности кристаллизатора с технологической осью МНЛЗ.

В случае выдачи аварийного сигнала системой раннего обнаружения подвисания необходимо снизить скорость разливки до 0,2-0,4 м/мин до стабилизации системы. После стабилизации процесса разливки ручей плавно выводится на рабочую скорость разливки.

Если в течении 20 с при разливке с низкой скоростью ситуация в системе раннего обнаружения подвисания не стабилизируется, то следует на 5-10 с остановить ручей, а затем плавно вывести его на рабочую скорость разливки.

При визуальном обнаружении подвисания слитка (опустив уровень металла на 50-70 мм) следует немедленно остановить ручей на 10-30 с. Далее, следует вывести пояс из кристаллизатора на скорости 0,5-0,6 м/мин (в течение 1,5 мин) и плавно увеличить скорость разливки до рабочей.

Если при запуске МНЛЗ на первых 2 метрах получен аварийный сигнал системы раннего обнаружения подвисания, необходимо опустить уровень металла в кристаллизаторе на 50-70 мм и осуществить визуальную проверку на наличие факта подвисания. Далее, в случае обнаружения подвисания необходимо действовать по ранее описанной схеме.

При повторных зависаниях разливка на данном ручье прекращается, а затем осматривается рабочая полость кристаллизатора, проверяется его выставка относительно технологической оси, работа механизма качания и работоспособность системы подачи смазки.

Отрыв затравки от заготовки возможен при преждевременном запуске механизма вытягивания заготовки, неправильной установке холодильных элементов на головку затравки, резком наборе скорости вытягивания заготовки и подвиса-

нии заготовки в кристаллизаторе. В данном случае необходимо немедленно прекратить разливку на данном ручье.

Простой ручья может быть вызван различными технологическими и организационными причинами и предусматривает сокращение до минимума расхода охлаждающей воды. При внезапной остановке, если не получается запустить ручей в течение двух минут, дальнейшая разливка запрещается (опасность прорыва). Максимально допустимое время простоя ручья (при плавном снижении скорости перед остановкой) определяется для каждого заданного сечения заготовки и может составлять от 1-2 мин для мелкого сорта до 8-10 мин для крупных слябов.

Задержка подачи сталеразливочного ковша может происходить из-за задержек при внепечной обработке, транспортировке, подготовке ковша и т.п. В этом случае необходимо снизить скорость разливки до уровня ожидаемой задержки. Минимально допустимая скорость разливки определяется для каждой марки стали и сечения заготовки. Если этого снижения скорости недостаточно для того, чтобы обеспечить последовательную разливку, скорость необходимо увеличить опять до нормального уровня, а разливку следующей плавки отменить.

Следует иметь в виду, что снижение скорости разливки должно быть крайней мерой для обеспечения серийной разливки и не должно негативно отражаться на качестве сляба (поверхность и размеры), а также вызывать большую нагрузку на направляющую ручья. Поэтому, необходимо принять все меры для того, чтобы сохранить необходимый цикл разливки.

При неполадках в работе оборудования механизма качания кристаллизатора следует немедленно снизить скорость до уровня 0,2 м/мин. Если в течение 2-х минут работа механизма качания не возобновится, необходимо остановить ручей, а в случае, когда в течение 2-х минут после остановки работы механизма качания все же не возобновится – вывести ручей «на концы».

Процесс разливки необходимо прекратить в том случае, если при штатном расходе воды разность температур на вхо-

де и выходе из кристаллизатора превышает 12 °С. Рекомендуемая нормальная разность температур при номинальном режиме работы обычно составляет 4-8 °С.

В случае выхода из строя системы охлаждения кристаллизатора (сбой электропитания, поломка насоса, прекращение подачи воды) включается звуковое и визуальное оповещение. При этом необходимо немедленно закрыть стопора и шиберный затвор. Затем на максимально допустимой скорости разливки необходимо опустить металл в кристаллизаторе до уровня ~ 700 мм от верхней кромки медных плит и остановить ручей. После того как будет «захоложен» хвост сляба (2-3 мин) следует вывести сляб из кристаллизатора, плавно увеличивая скорость до рабочей.

Если аварийное охлаждение кристаллизатора не сработало, то необходимо на максимальной скорости вывести сляб из кристаллизатора.

При неполадках в работе системы форсуночного охлаждения (сбой электропитания, поломка насоса) включается сигнал оповещения. Аварийное охлаждение включается автоматически. При этом необходимо проверить работу насосов подачи воды на ЗВО и попытаться возобновить подачу воды на ЗВО. Если ситуация стабилизировалась, то можно отключить аварийное охлаждение ЗВО. Если подача воды на ЗВО не возобновляется, то необходимо вывести ручьи «на концы».

В случае полного выхода из строя системы пароотсоса необходимо закрыть шиберный затвор сталеразливочного ковша и продолжать разливку до минимального уровня металла в промковище, а затем вывести ручьи «на концы».

7.4 Основные вопросы охраны труда и техники безопасности при разливке стали на МНЛЗ

Весь обслуживающий персонал, работающий на машине непрерывного литья заготовок, должен соблюдать требования «Правил техники безопасности в сталеплавильном производстве», а также действующей инструкции по технике

безопасности для разливщиков и операторов МНЛЗ данного предприятия (цеха).

При передвижении по цеху обслуживающему персоналу необходимо пользоваться предназначенными для этого пешеходными проходами, переходами, галереями и т.п. Все запасные выходы должны быть свободными и иметь опознавательные надписи.

МНЛЗ должна эксплуатироваться в соответствии с требованиями всех стандартов и норм, действующих на момент использования машины, а также с соблюдением всех требований в отношении защиты здоровья, окружающей среды и мероприятий, обеспечивающих безопасность. Все МНЛЗ оборудуются громкоговорящей и телефонной связью, сигнализацией и при необходимости телевизионными устройствами для наблюдения за работой отдельных агрегатов. На пульте управления МНЛЗ необходимо иметь набор принадлежностей для оказания скорой медицинской помощи, содержание набора необходимо периодически осматривать и пополнять.

Проведение опытных работ на технологическом оборудовании допускается только при наличии разработанной и утверждённой ответственным лицом предприятия временной инструкции, в которой должны быть предусмотрены меры, обеспечивающие необходимый уровень безопасности.

Все производственные процессы на МНЛЗ, начиная с разливки металла и заканчивая выдачей заготовок на стеллажи, должны быть механизированы и по возможности автоматизированы. Однако в конструкции МНЛЗ обязательно предусматривается возможность и ручного (аварийного) управления работой всех механизмов.

Большую часть технологических операций по разливке стали обслуживающий персонал выполняет непосредственно с расплавленным металлом и шлаком. Неправильное выполнение этих операций может вызвать взрывы, всплески, выбросы металла, приводящие к ожогам и травмам. Особенно опасным является соприкосновение жидкого металла с влажными пористыми материалами. Поэтому от рабочих и инженерно-

технических работников требуется тщательное выполнение правил техники безопасности, особенно при транспортировке наполненных металлом ковшей от сталеплавильного агрегата к МНЛЗ. Трасса на пути перемещения ковша должна быть свободна от посторонних объектов, а транспортировка сопровождается постоянным звуковым сигналом. Целесообразно зону перемещения ограждать предупредительными знаками.

Зона вторичного охлаждения обычно выделяется в отдельное помещение, имеющее теплоизолирующие стены и вытяжную вентиляцию. При этом двери, ведущие в помещение, во время литья металла должны быть закрыты на замок, а для обслуживания ЗВО устраиваются площадки и лестницы. Технологическое оборудование, расположенное ниже ЗВО до тянувших механизмов включительно, размещается в помещении с огнестойкими стенами и доступ в него обслуживающего персонала во время разливки металла запрещается.

В системе охлаждения кристаллизатора и зоны вторичного охлаждения предусматривается аварийное водоснабжение для случая отключения основной системы подачи воды. Резервный запас воды должен обеспечивать разливку всей стали, находящейся в сталеразливочном ковше. При прекращении или уменьшении подачи воды в кристаллизатор и в ЗВО на пост управления МНЛЗ должны автоматически подаваться звуковые и световые сигналы и разливка стали немедленно прекращается. Наличие влаги (или подтеканий воды) во внутренней полости кристаллизатора не допускается, а начинать разливку стали до подачи воды в систему охлаждения кристаллизатора и в ЗВО категорически запрещается.

Для предупреждения механического разрушения твердой оболочки заготовки, образующейся в кристаллизаторе, и прорыва жидкого металла под кристаллизатором необходимо: обеспечивать рациональные параметры возвратно-поступательного движения кристаллизатора (в соответствии с технологической инструкцией); производить пуск тянувших устройств после заполнения кристаллизатора металлом до уровня, предусмотренного инструкцией по разливке, плавно

с постепенным увеличением скорости до ее рабочей величины; обеспечивать равномерное охлаждение заготовок в ЗВО и подачу ШОС (или масла) в кристаллизатор и т.п.

Для ввода затравки в кристаллизатор используются специальные устройства (машины), которые располагаются на разливочной площадке. Ввод затравки производится согласно инструкции по безопасности труда.

Пост управления МНЛЗ на разливочной площадке должен быть расположен в отдельном помещении с теплоизолирующими стенами, теплозащитным остеклением, защищенным металлической сеткой, и иметь, как правило, два выхода на разливочную площадку. Расположение поста управления должно обеспечивать оператору хорошую видимость операций, проводимых на машине. На время разливки металла между постом управления и кристаллизатором должен устанавливаться передвижной экран.

Разливочная площадка МНЛЗ (рисунок 7.21) обычно выкладывается огнеупорным кирпичом, имеет перильное ограждение. Она имеет не менее двух выходов и оснащена специальными устройствами (вентиляторами) для воздушного душирования рабочих мест.

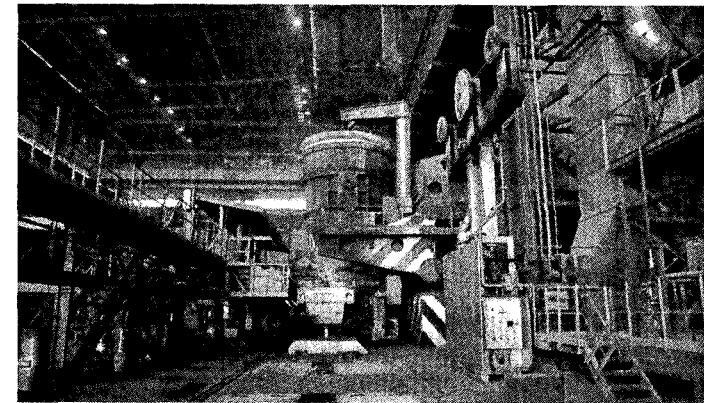


Рисунок 7.21 – Разливочная площадка МНЛЗ

Пости управления газовыми резаками располагаются в помещениях с теплоизолирующими стенами и имеют смотровые окна с теплозащитным остеклением. Устройство резаков, а также подводы газа и кислорода должны соответствовать требованиям соответствующих стандартов и Правил безопасности в газовом хозяйстве предприятий черной металлургии. Резаки газорезки необходимо охлаждать водой, а их крепление на тележке должно обеспечивать возможность удобного и безопасного съема любого из них для ремонта при кратковременных перерывах в работе установки.

Для аварийного слива металла из сталеразливочного ковша предусматриваются специальные емкости (рисунок 7.22), обеспечивающие прием всего металла.

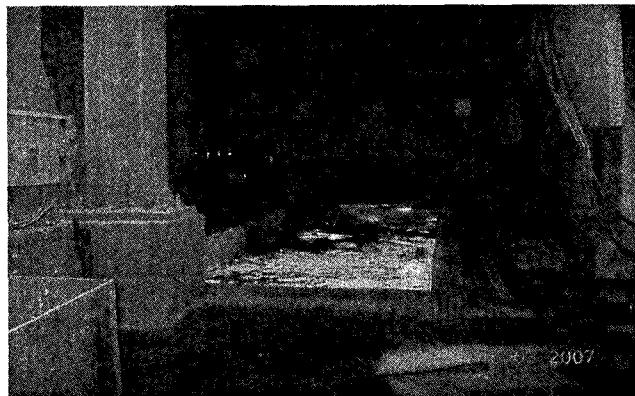


Рисунок 7.22 – Аварийная емкость для слива жидкотекучей стали

Насосно-аккумуляторные станции МНЛЗ располагаются в отдельных помещениях, соответствующих требованиям противопожарных норм и имеют стоки или сборники для масла. Устройство и эксплуатация сосудов, установленных в насосно-аккумуляторных станциях, должны соответствовать требованиям Правил устройства и безопасной эксплуатации сосудов, работающих под давлением.

Подъемник для выдачи заготовок из МНЛЗ оборудуется ограждением, исключающим вход обслуживающего персонала в зону его действия во время работы. Уборка и погрузка заготовок, а также уборка окалины должны быть механизированы.

Конструкция сталеразливочных и промежуточных ковшей должна исключать опасность самопроизвольного их опрокидывания. Кольцо и цапфы ковша после изготовления и не реже одного раза в год подвергаются проверке методом неразрушающего контроля, а также не реже одного раза в шесть месяцев - тщательному осмотру. Износ цапф во всех измерениях не должен превышать 10% от первоначальных размеров. Управление стопорами и шиберными затворами ковшей должно быть дистанционным, а в гидроприводах шиберных затворов сталеразливочных ковшей использоваться негорючие рабочие жидкости.

При транспортировании сталеразливочных и промежуточных ковшей не допускается их приближение к соседним ковшам и оборудованию на расстояние менее 0,5 м. Присутствие людей и всякие работы в зоне менее 1,5 м от транспортируемого ковша запрещаются. Наполненный сталеразливочный ковш следует перемещать плавно (без рывков), чтобы избежать больших динамических нагрузок на отдельные части мостового крана и выплесков металла и шлака из ковша. При подготовке ковша к приему плавки должно быть проверено состояние его футеровки, дна и прилегающих к нему рядов футеровки стенки, а также кожуха и цапф. Подавать к приему плавки промковши, имеющие ненадежную футеровку или неисправный стопорный механизм не допускается.

Разливщик стали и оператор МНЛЗ обязаны: выполнять только ту работу, которая разрешена инструкцией, и при условии, что безопасные способы её выполнения им известны; работать в исправной спецодежде пожаробезопасного исполнения (суконная куртка и брюки), спецобувь и средствах индивидуальной защиты (защитная каска с затемнёнными очками, щитки, наушники, беруши, вачеги).

При работе разливщик стали и оператор МНЛЗ должны соблюдать осторожность и использовать предусмотренные инструкциями защитные инструменты и приспособления, поскольку выполнение ими производственных функций связано с опасными или вредными факторами. Не допускается работать на неисправном оборудовании, неисправным инструментом и без защитных или предохранительных устройств – ограждений, блокировок, сигнализации и т.п.

Все устройства и инструмент для пожаротушения должны быть соответствующего класса, должным образом заполнены, располагаться в доступных местах, иметь опознавательные знаки и регулярно проверяться.

На разливочной площадке не должны находиться легко воспламеняемые (возгораемые) материалы, если в них нет необходимости в данный момент. Не допускается утечка масла в зоне работы с кислородом, а также в зоне возможных прорывов жидкого металла.

В качестве *специальных требований* правил техники безопасности при непрерывной разливке стали можно выделить следующие основные моменты:

– кожух промковша должен соответствовать требованиям технической документации изготовителя (поставщика), не иметь трещин, больших вмятин, коробления (деформаций), механических повреждений цапф и т.п.;

– перед приёмом жидкого металла футеровка промковша должна быть прогрета до определенной температуры (1000-1100 °C) и не иметь видимых повреждений (разрушений, обвалов) рабочего слоя;

– аварийные ёмкости, желоба, внутренняя полость кристаллизатора, головки затравок и материалы, укладываемые на нее при подготовке ручья МНЛЗ, а также другие детали оборудования, непосредственно контактирующие с жидким металлом обязательно должны находиться в сухом состоянии;

– аварийные ковши и ёмкости должны регулярно освобождаться от остатков металла для последующей возможности их наполнения при возникновении аварийных ситуаций;

– промковши и аварийные ёмкости, заполненные жидкостью сталью в аварийных ситуациях, не должны подниматься краном до достаточного ее затвердевания;

– перед использованием кислорода необходимо проверить, чтобы шланг и искрогаситель были исправными и чистыми (от масла) и убедиться, что никто из работников не попадает под траекторию полета брызг жидкого металла;

– не допускается использование кислорода вместо сжатого воздуха для обдува (удаления) пыли, мусора и т.п.;

– все детали, оборудование, которые могут быть в контакте с кислородом, должны быть чистыми от смазки и масла (эти требования также относятся и к спецодежде обслуживающего персонала);

– рампы клапанов для гидравлики, газа, сжатого воздуха должны быть защищены специальными экранами, если они находятся в зоне, где могут быть подвержены воздействию излучаемого тепла от горячих заготовок;

– во время процесса разливки металла доступ обслуживающего персонала в камеру ЗВО категорически запрещается вследствие опасности поражения брызгами жидкого металла в момент прорыва;

– радиоизотопный источник системы контроля уровня металла в кристаллизаторе (сортовые МНЛЗ) разрешается открывать только непосредственно перед разливкой, закрывать сразу же после окончания разливки;

– необходимо строго соблюдать правила техники безопасности при эксплуатации и транспортировке радиоактивного источника.

7.5 Охрана окружающей среды при непрерывной разливке стали

К середине XX века и особенно в последние десятилетия в результате быстрого развития промышленности, транспорта и энергетики резко усилилась антропогенная нагрузка на природу. В связи с этим стала очевидной опасность исто-

щения естественных ресурсов, а также необратимого загрязнения и изменения окружающей среды.

Статистические данные свидетельствуют о том, что на планете ежегодно сжигается свыше 1 млрд. тонн условного топлива, выбрасываются в атмосферу десятки млн. тонн окислов азота и серы (часть из них возвращается в виде так называемых кислотных дождей), более 400 млн. тонн золы, сажи и пыли. Загрязнение атмосферного воздуха, пресной воды, плодородной почвы приняло глобальный характер. При этом масштабы загрязнений столь велики, что естественные способности биосфера к нейтрализации вредных веществ и самоочищению практически исчерпаны.

Источником интенсивного загрязнения окружающей среды в нашей стране являются, в ряду прочих, предприятия металлургической отрасли. Строительство большинства из них пришлось на первую половину прошлого века, а также послевоенный период восстановления промышленности. В этот период вопросы природоохранной деятельности предприятий не представлялись столь актуальными и в лучшем случае реализовывались по остаточному принципу.

Сложившаяся в индустриальных районах Украины ситуация требует поиска новых эффективных путей и подходов к решению экологических проблем, связанных с функционированием промышленного производства. Очевидно, что это должен быть целый комплекс организационных и технических мероприятий, направленных на предотвращение или существенное снижение неблагоприятного воздействия производственной деятельности на окружающую среду и, как следствие, на здоровье человека.

Особенностью отечественного металлургического производства является негативное воздействие на все составляющие окружающей среды: загрязнение почв по причине массового складирования отходов, сброс недостаточно очищенных производственных вод в естественные водоемы, а также выбросы в атмосферу большого количества вредных веществ и пыли.

Так, например, для большинства металлургических предприятий актуальна проблема переработки техногенных образований. Известно, что для выработки одной тонны стали традиционным способом, в производство вовлекается более трех тонн первичных природных сырьевых ресурсов.

В общем балансе промышленного водопотребления на долю черной металлургии приходится 15-16%, что в целом соответствует доле промышленного энергопотребления и выбросам вредных веществ в атмосферу этой отраслью. При этом в большинстве случаев, после промышленного использования эта вода не обрабатывается должным образом и загрязненная попадает в поверхностные и грунтовые воды. Тяжелые металлы, отработанное масло, различного рода фенолы и ряд других вредных элементов, присутствующие в сбрасываемой воде, делают ее непригодной для дальнейшего использования, а порой становятся причиной массовой гибели биоресурсов в близлежащих водоемах. Очевидно, что важнейшими пунктами экологических программ металлургических предприятий должно стать сокращение объема забора свежей технической воды и снижение объема сброса производственных вод.

Установлено, что предприятия черной металлургии выбрасывают в атмосферу до 25% металлоконтентов пыли и окиси углерода от общего количества этих веществ, попадающих в атмосферу в результате промышленной деятельности. На металлургию, например, приходится распространение в атмосфере почти 50% неутилизируемых промышленностью окислов серы. Кроме того, технологический цикл подразумевает выбросы в атмосферу целого спектра токсичных для человеческого организма веществ, включая бензопирен, фториды, соединения марганца, ванадия, хрома и пр. Подобное загрязнение воздуха крайне негативно сказывается на здоровье населения, проживающего в непосредственной близости от металлургических предприятий, многие из которых имеют статус градообразующих.

В настоящее время вопросы экологии находятся в центре внимания руководства и общественных организаций метал-

лургического комплекса, однако на устранение проблем, копившихся десятилетиями, потребуется определенный период времени. Так, даже действующие нормативные документы нуждаются в уточнении, поскольку металлургам довольно часто приходится сталкиваться с комплексом нерешенных юридических вопросов.

Важнейшим документом в области природоохранной деятельности металлургических предприятий должен быть экологический стандарт, разработанный на базе международной системы стандартов ISO 14000, которой, в свою очередь, руководствуются страны Европейского Союза, Японии, США и многие другие. Особенностью данной системы стандартов является ее ориентирование не на конкретные технологии или количественно-качественные показатели (объем выбросов, концентрации веществ и т.п.), а на систему экологического менеджмента (СЭМ) или СУОС – система управления охраной окружающей среды.

Следует отметить, что экологический менеджмент отнесен к высшему приоритету промышленной деятельности в XXI веке, что было продекларировано на Конференции объединенных наций по окружающей среде и развитию в Рио-де-Жанейро (1992г.).

Кроме того, системой стандартов ISO 14000 предусматривается создание производств, которым должны быть присущи: безотходность, экологически благоприятные технологии, производимая продукция и высокая культура персонала.

Для отечественных металлургических предприятий такая сертификация является непременным условием маркетинга продукции на международных рынках, поскольку ЕЭС объявило о своем намерении допускать на рынок стран Содружества только сертифицированные в рамках ISO 14000 компании. Кроме того, наличие авторитетного экологического сертификата является существенным конкурентным преимуществом предприятия при получении государственного заказа.

В области природоохранной деятельности показателен пример металлургических предприятий ряда стран Западной

Европы, например, Финляндии. Лидирующим производителем металла в этой стране по праву считается корпорация Ruukki (ведущий европейский поставщик решений из металла для строительства и машиностроения), которой принадлежит несколько заводов на юго-западе Финляндии, а также крупнейший металлургический комбинат в г. Раахе на севере страны. Построенный в начале 60-х годов с привлечением советских специалистов, комбинат в настоящее время является основным производителем металла и металлоконструкций в Финляндии. Предприятие находится практически в центре небольшого городка с населением 22,4 тыс. человек на территории международного морского порта. В области охраны окружающей среды предприятие оснащено по последнему слову науки и техники. Оно не оказывает негативного влияния на инвестиционную привлекательность прилегающих территорий, и они не нуждаются в статусе «санитарно-защитная зона» – такого понятия на Западе вообще нет.

В интересах сохранения природного равновесия и минимизации вреда, наносимого окружающей среде, от предприятий металлургического комплекса Украины требуется в самые сжатые сроки решить множество экологических задач. Основными среди них должны стать: оценка фактического состояния окружающей среды, выявление путей снижения негативного воздействия на природу, реконструкция (строительство новых) производств с учетом требований природоохранного законодательства и мнения общественности, внедрение экологически чистых технологий, создание СУОС, осознавая, что затраты на экологию не могут быть убыточными.

При ведении технологических процессов по разливке стали на МНЛЗ должны соблюдаться нормы и требования по охране окружающей среды, в соответствии с действующим законодательством. Все операции, предусмотренные технологией разливки стали на МНЛЗ, должны обеспечивать минимальные выбросы вредных веществ.

Известно, что непрерывная разливка стали обеспечивает существенное энерго- и ресурсосбережение по сравнению с

разливкой в слитки. Наиболее важной составляющей при этом является радикальное повышение выхода годной продукции. Замена традиционной разливки стали в изложнице на непрерывную разливку способствует увеличению выхода годного проката с 73-75 до 95-97 %. Основные экологические преимущества разливки стали на МНЛЗ по сравнению с разливкой в изложнице иллюстрируются рисунком 7.23.

Большие перспективы открываются перед производством при использовании разработанных специалистами – инженерами-металлургами высокоеффективных новых технологий (рисунок 7.24).

Основное количество вредных веществ на МНЛЗ выделяется на разливочной площадке из струи и зеркала металла в кристаллизаторе, в промежуточных разливочных устройствах при разогреве перед заливкой стали, в зоне газорезки при разрезке слитков на заготовки и т.п. Промковши, как правило, отапливаются природным или коксовым газом. При этом топливо сгорает не полностью, поэтому в атмосферу цеха выделяются оксид углерода и метан.

С поверхности металла в кристаллизаторе, струи из ковша и промежуточного ковша также выделяется некоторое количество пыли и оксида углерода. Дополнительное выделение пыли (вредных для экологии и здоровья людей веществ) также происходит вследствие периодической подачи теплоизолирующей смеси в промковш и шлакообразующей смеси в кристаллизатор.

Допустимая концентрация этих вредных веществ регламирована соответствующими стандартами и санитарными нормами. Предельно допустимыми концентрациями считаются такие, которые при еженедельной восьмичасовой работе в течение всего рабочего стажа не вызывают у работающих заболеваний и отклонений в состоянии здоровья, обнаруживаемых современными методами исследования. Предельно допустимые концентрации газов, пыли и аэрозолей преимущественно фиброгенного действия оценивают относительно рабочей зоны (пространство высотой 2 м над уров-

нем рабочей площадки). Они не должны превышать величин представленных в таблице 7.3.

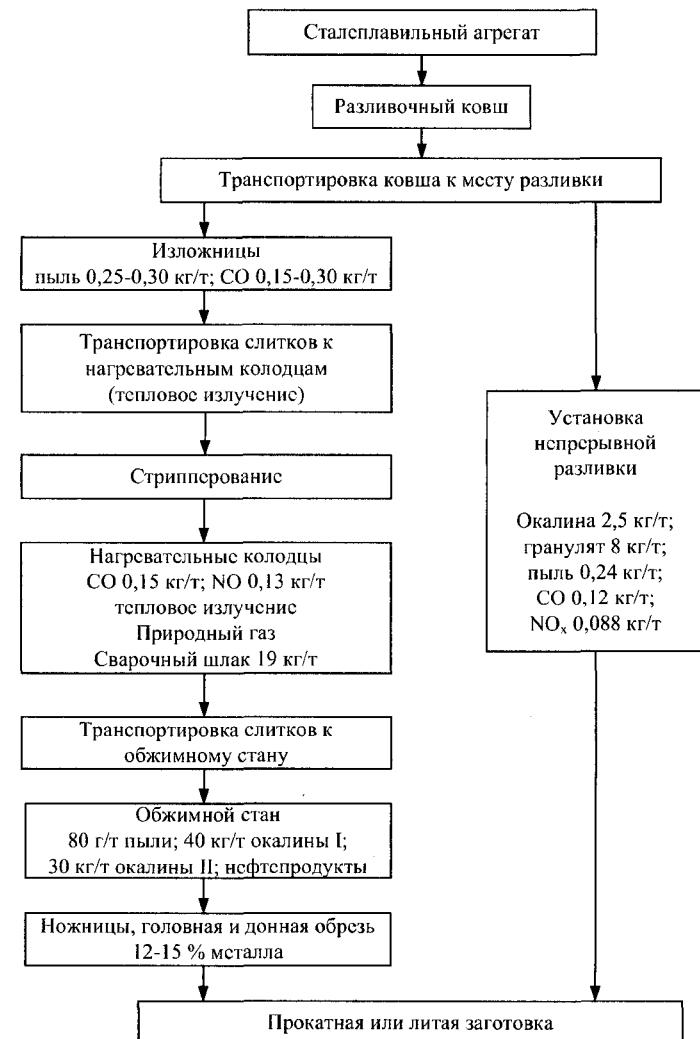


Рисунок 7.23 – Сравнительная схема получения заготовки при разливке стали в слитки и непрерывным способом

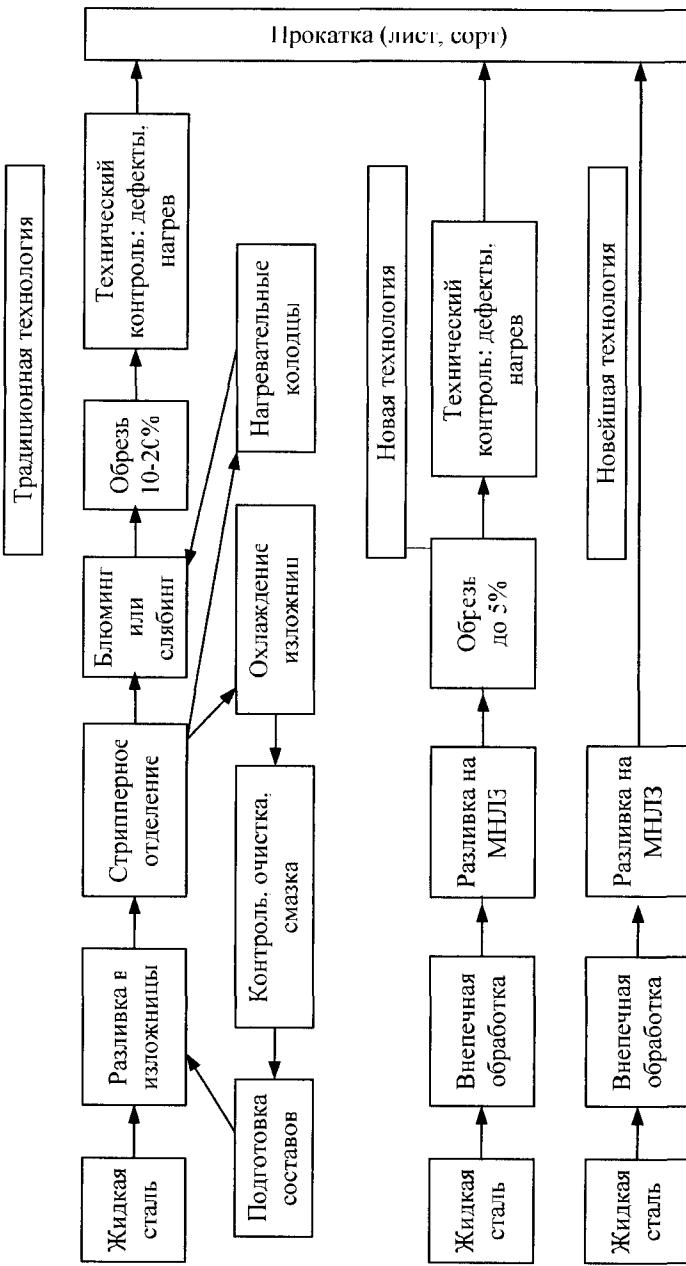


Рисунок 7.24 – Традиционная, новая и новейшая технологические схемы получения стального проката

Таблица 7.3 – Предельно допустимые концентрации некоторых вредных веществ сопровождающих процесс непрерывной разливки стали

Вредные вещества	ПДК, мг/м ³
Окислы азота (в перечете на NO ₂)	5
Окись углерода	20
Хлор	1
Фтористый водород	0,5
Фториды	0,3
Двуокись хлора	0,1
Борный ангидрид	5
Окись алюминия	2
Окись железа с примесью окислов марганца до 3%	6
Окись железа с примесью фтористых или 3-6% марганцевых соединений	4
Известняк	6
Кремнийсодержащая пыль: кварц	1
угольная пыль	4
Силикаты и силикатосодержащие пыли: асбест	2
тальк, слюда (флогопит и мусковит)	4
цемент, апатит	6
титан и его двуокись	10
Углеродсодержащие пыли: кокс нефтяной, пековый, сланцевый	6
каменный уголь с содержанием SiO ₂ до 2%	10

В последние десятилетия при непрерывной разливке стали все больше применяются гранулированные теплоизолирующие и шлакообразующие смеси, которые практически не создают пыли.

В зоне вторичного охлаждения и тянувших клетей на поверхности заготовки образуется окалина (2,5 кг/т), которая попадает в воду и уносится в систему оборотного водоснабжения (рисунок 7.25). После соответствующей подготовки,

окалину необходимо использовать как компонент шихты при агломерации, доменном или сталеплавильном производстве, так как она содержит до 70 % железа и представляет собой ценное сырье для использования в металлургическом процессе. Вывоз же таких отходов в отвалы приводит к потере от 20 до 50 кг железа на тонну проката.

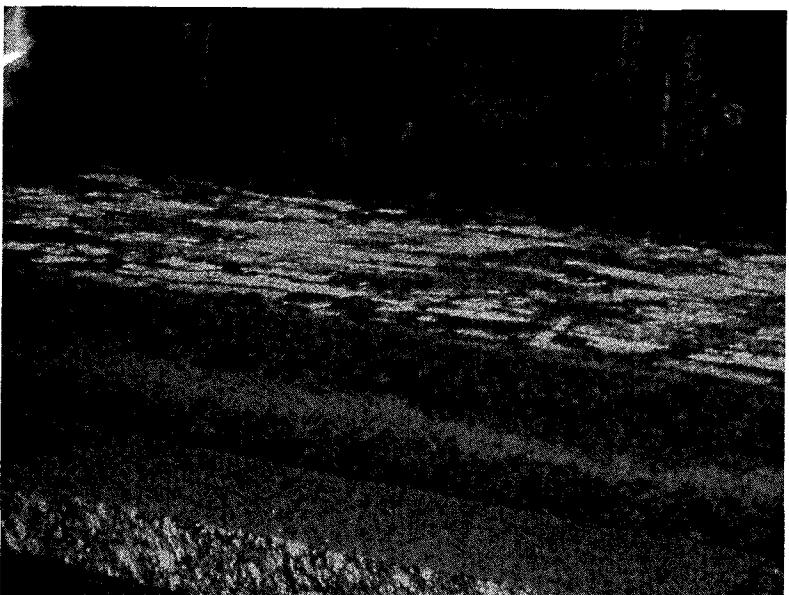


Рисунок 7.25 – Расположение окалины на поверхности сляба в зоне порезки

Кроме того от МНЛЗ отводится с водой также до 10-15 г/т масла и 150-200 г/т взвешенных частиц.

На современных МНЛЗ используются замкнутые бессточные системы водяного охлаждения оборудования и заготовок в кристаллизаторе, а также ЗВО. Технологическая вода по специальным трубопроводам и желобам поступает в отстойники и через систему регенерации вновь подается для водоснабжения цеха.

В системах с повторным использованием применяемая вода обрабатывается – подвергается охлаждению, очистке, стабилизации, кондиционированию и т.д., в зависимости от необходимых для технологического процесса исходных показателей. Потом она частично или полностью возвращается для вторичного использования или передается другим потребителям, но в естественный водоем в виде стока в количестве, которое равно водопотреблению, не поступает.

Системы, где сточная вода после обработки многократно возвращается в одно и то же производство, называют оборотными, а системы без стока в естественные водоемы – замкнутыми или безотходными. Последний термин является условным, поскольку при использовании воды всегда образовываются очень концентрированные стоки, которые подлежат захоронению тем или другим образом. Использование свежей воды составляет 5-7% от ее общих затрат, а в водоемы в виде стоков попадает 2-3%, то есть 93-95% воды используется в обороте повторно. Для сточных вод предполагается соответствующая очистка. Выделенные при очистке отходы (жидкие и твердые осадки, воды с высоким солесодержанием) перерабатываются на установках обезвоживания, выпаривания, сушки и извлечения ценных веществ и продуктов, которые могут использоваться в других производствах в качестве сырья.

Образующиеся, например, в системе ЗВО окалиносодержащие сточные воды осветляются в яме для окалины (I ступень очистки), в горизонтальном отстойнике (II ступень очистки) и на напорных песчаных фильтрах (III ступень очистки), после чего охлаждаются на вентиляторной градирне. По мере накопления окалины в отстойнике она удаляется и направляется на повторную переработку. Организация данного замкнутого цикла водоснабжения позволяет существенно сократить потребление природных пресных вод, а также снизить и в дальнейшем исключить сброс отработанных вод в водоемы и водотоки.

Доля капитальных затрат для создания прямоточных систем водоснабжения составляет около 2%, для систем с по-

вторным использованием воды – 3%, для оборотных систем с очисткой загрязненной воды – до 10%, а для бессточных малоотходных систем доля капитальных затрат на водоснабжение возрастает до 30% и более от общих затрат на строительство предприятия и имеет тенденцию к росту.

Сточные воды характеризуются, главным образом, составом, который оценивается по химическому потреблению кислорода, содержанию щелочей, общей жесткости, содержанию взвешенных веществ и их крупности, ионному составу и pH, а также температуре.

Современная техника позволяет получить из стоков воду, которая, по стандартизованным показателям, не отличается от природной, и, учитывая ухудшение качества воды в естественных водоемах вследствие их загрязнения, даже чище. Однако стоимость очистки при этом возрастает нелинейно. Так, повышение степени очистки с 85 до 95% увеличивает ее стоимость в 2-3 раза, а каждый следующий процент эффективности очистки требует десятикратного увеличения капитальных затрат. В настоящее время экономически целесообразно удалять из сточных вод до 95% органических и 40% неорганических соединений. Между тем, при такой степени очистки загрязнение окружающей среды будет интенсивно продолжаться. Поэтому, с экологической точки зрения, альтернативы замкнутым бессточным системам не существует.

Также необходимо отметить, что при непрерывной разливке используют три отдельные системы водоснабжения – охлаждение кристаллизаторов, охлаждение механизмов машины и вторичное охлаждение. Затраты воды существенно сокращаются в случае перехода от чисто водного охлаждения заготовок к водовоздушному. В системах воздушного охлаждения используют форсунки специальной конструкции. Внедрение систем водовоздушного охлаждения позволяет в 1,5-2,0 раза сократить затраты воды на вторичное охлаждение, а вместе с этим капитальные затраты на водоподготовку и очистку, а также сбросы воды в природные водоемы.

Полученные в результате разливки заготовки разрезают газопламенными горелками в нижней части машины. В зоне газорезки выделяются пыль, оксиды углерода и азота, которые удаляются при помощи вытяжной вентиляции. Образующиеся при порезке заготовок на мерные длины окалина и шлам собираются в отстойниках замкнутого цикла водоснабжения и утилизируются.

Для зачистки поверхности непрерывнолитого металла от остатков окалины применяют машины огневой зачистки, в которых при помощи горелок, работающих на природном газе в смеси с кислородом, на поверхности металла создается температура до 2000 °С. При этом поверхность металла прожигается на глубину 1,5-2,5 мм. Для удаления гранулированных шлаков с поверхности металла в факел подают воду под высоким давлением. В результате этого процесса выделяется большое количество газа, содержащего мелкодисперсную пыль и водяные пары.

Количество газа, выделяющегося от машины огневой зачистки, зависит от ее производительности и в смеси с воздухом колеблется от 150 до 200 тыс. м³/ч. Температура газовой смеси составляет 65-70 °С. Влагосодержание отсасываемого газа равно в среднем 40-60 г/м³. Химический состав отсасываемой газовоздушной смеси примерно следующий: 1,7% CO₂; 28,5% O₂; 69,2% N₂; 0,6% CO. Запыленность газа составляет от 3 до 6 г/м³. Дисперсный состав пыли приведен в таблице 7.4.

Таблица 7.4 – Дисперсный состав пыли, выделяющейся при огневой зачистке

Размер частиц, мкм	0,5-5	5-10	10-15	15-20
Содержание, %	11	16	8	5
Размер частиц, мкм	20-30	30-40	40-50	>50
Содержание, %	10	5	5	40

В пыли преобладают окислы железа и в небольшом количестве содержатся окислы марганца, кальция, кремния и других элементов. Плотность пыли составляет 4 г/см³. Вслед-

ствие высокой дисперсности пыли очистку газа рекомендуют осуществлять в скоростном пылеуловителе, состоящем из турбулентных промывателей для укрупнения пыли и мокрых центробежных аппаратов для осаждения укрупненной пыли. Применяемая на некоторых предприятиях очистка газа только в мокрых центробежных аппаратах малоэффективна, так как они не могут обеспечить улавливание из газа мелкодисперсных частиц. После очистки газ выбрасывается дымососом или мельничным вентилятором через дымовую трубу в атмосферу.

Как было отмечено выше, экологическая эффективность производства в значительной степени зависит от степени использования природных ресурсов. Так, каждая тонна стали, которая разлита непрерывным способом, обеспечивает снижение удельного расхода металла на прокат в среднем на 120-200 кг и, кроме того, экономию энергетических ресурсов: 150 кг условного топлива и 160 кВт·ч электроэнергии.

Поэтому одной из главных задач развития технологии разливки и конструкций МНЛЗ является проведение комплекса мероприятий по организационному и эксплуатационно-технологическому совершенствованию и технической модернизации элементов установок, позволяющих существенно повысить их производительность с целью использования резервов энерго- и ресурсосбережения сталеплавильного производства.

Следует обратить особое внимание на то, что повышение производительности МНЛЗ и выхода годной заготовки может быть достигнуто при увеличении серийности разливки с возможным увеличением длительности эксплуатации каждого промковша. Увеличение серийности разливки, например, до 15-20 плавок позволяет стабилизировать работу сталеплавильных агрегатов за счет уменьшения в 2-3 раза числа плавок, перегретых на 10-15 °С. Необходимость таких плавок определяется потребностью в подогреве футеровки промковша на первой и второй плавках. Установлено, что увеличение серийности разливки позволяет снизить удельный расход энергии в среднем на 2,5-3,0 кг условного топлива на

тонну стали. Снижение тепловой нагрузки на футеровку сталеплавильного агрегата позволило повысить длительность ее эксплуатации в среднем на 60-80 плавок, что эквивалентно снижению удельного расхода оgneупоров в среднем на 0,08-0,1 кг на тонну стали.

Увеличение серийности разливки позволяет значительно снизить удельный расход оgneупоров на тонну разливающей стали и уменьшить затраты природного газа на подогрев промковшей перед разливкой. По разным оценкам разливка длинными сериями позволяет уменьшить расход природного газа на подготовку промковшей в среднем на 1,45-1,75 нм³ на тонну разливающей стали (при экономии расхода энергии в целом на 21-25 кг у.т./т стали), снизить расход оgneупоров в среднем на 1,2-2,5 кг/т стали, обеспечить выход годной заготовки в пределах 98,5-99,3 % и т.п.

Дальнейшее снижение удельного расхода оgneупоров может быть достигнуто при применении технологии нанесения специального торкрет-покрытия на основе MgO на наливную высокоглиноземистую бетонную футеровку. Магнезитовое торкрет-покрытие используется только в течение одной серии, бетонный слой используется многократно. В настоящее время на сортовых МНЛЗ (бесстопорная разливка) из одного промковша в серию разливают 50-100 плавок и более.

В целом же совершенствование технологии непрерывной разливки стали и повышение производительности МНЛЗ являются ключевыми элементами при разработке комплекса энерго- и ресурсосберегающих мероприятий в рамках современного сталеплавильного производства. Такой подход является наиболее оптимальным с экологических позиций, так как позволяет при увеличении выпуска продукции сократить объем выбросов загрязняющих веществ в атмосферу, уменьшить выход промышленных отходов, при использовании оборотной системы водоснабжения и комплексной переработки отходов.

Контрольные вопросы

1. Назовите основные условия нормального протекания процесса непрерывной разливки стали.
2. Охарактеризуйте особенности подготовки промковша к разливке стали на МНЛЗ.
3. Опишите процесс ввода затравки в кристаллизаторы различного типа.
4. Раскройте сущность подготовки гильзовых и сборных кристаллизаторов к процессу непрерывного литья.
5. Опишите особенности подготовки ЗВО к разливке и основные параметры охлаждения непрерывнолитого металла в кристаллизаторе.
6. Назовите требования к температурному режиму металла, разливаемого на МНЛЗ.
7. Охарактеризуйте особенности начала процесса непрерывной разливки.
8. Охарактеризуйте величину уровня металла в промковше и кристаллизаторе в различные периоды процесса непрерывного литья.
9. Опишите особенности разливки металла методом «плавка на плавку» и перековшовки без замены и с заменой промежуточного ковша.
10. Охарактеризуйте особенности окончания процесса непрерывной разливки.
11. Назовите основные аварийные ситуации, связанные с сталеразливочным ковшом, меры по их предотвращению и ликвидации.
12. Назовите основные аварийные ситуации, связанные с промковшом, меры по их предотвращению и ликвидации.
13. Назовите основные аварийные ситуации, связанные с кристаллизатором, меры по их предотвращению и ликвидации.
14. Назовите основные аварийные ситуации связанные с ЗВО, меры по их предотвращению и ликвидации.
15. Охарактеризуйте основные причины затягивания дозирующих устройств и назовите меры по предотвращению и ликвидации этой аварийной ситуации.
16. Назовите основные требования к безопасной эксплуатации МНЛЗ.
17. Опишите основные источники пылевыделения при эксплуатации МНЛЗ.
18. Охарактеризуйте требования безопасности к устройству и обслуживанию сталеразливочных и промежуточных ковшей.
19. Охарактеризуйте общие требования правил техники безопасности при непрерывной разливке стали.
20. Раскройте сущность специальных требований правил техники безопасности при разливке на МНЛЗ.
21. Охарактеризуйте основные проблемные вопросы экологии металлургических предприятий.
22. Сравните вредные факторы и влияние на экологию при непрерывной разливке и разливке в изложницы.
23. Сущность и основные характеристики систем замкнутого водооборотного цикла, используемого на МНЛЗ.
24. Охарактеризуйте экологические и санитарные проблемы, имеющие место при подготовке и использовании смесей при непрерывной разливке.
25. Оцените влияние совершенствования технологии непрерывной разливки стали и повышения производительности МНЛЗ на энерго- и ресурсосбережение, а также экологическую обстановку.

Рекомендованный библиографический список

1. Еланский Г.Н. Разливка и кристаллизация стали / Г.Н.Еланский. – М.: МГВМИ, 2010. – 192 с.
2. Дюдкин Д.А. Производство стали. Том 4. Непрерывная разливка металла. / Д.А.Дюдкин, В.В.Кисиленко, А.Н.Смирнов. – М.: Теплотехник, 2009. – 528 с.
3. Смирнов А.Н. Процессы непрерывной разливки. / А.Н.Смирнов, В.Л.Пилющенко, А.А.Минаев, С.В.Момот, Ю.Н.Белобров. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.
4. Бровман М.Я. Непрерывная разливка металлов. / М.Я. Бровман. – М.: ЭкоМет, 2007. – 484 с.
5. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин. – М.: Мир, ООО "Издательство АСТ", 2003. – 528 с.
6. Буранов Л.В. Машины непрерывного литья заготовок. Теория и расчет / Л.В.Буранов, Л.Г.Корзунин, Е.П.Парфенов, Н.А.Юровский, В.Ю.Авдонин – Екатеринбург: Уральский центр ПР и рекламы, 2003. – 320 с.
7. Сталь на рубеже столетий. / Под научн. ред. Ю.С.Карабасова. – М.: МИСИС, 2001. – 664 с.
8. Чернега Д.Ф. Основи металургійного виробництва металів і сплавів. / Д.Ф.Чернега, В.С.Богушевський, Ю.Я.Готвянський, С.Г.Грищенко – К.: Вища школа, 2006. – 503 с.
9. Воскобойников В.Г. Общая металлургия. / В.Г.Воскобойников, В.А.Кудрин, А.М.Якушев. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. – 768 с.
10. Смирнов А.Н. Металлургические мини-заводы. Монография / А.Н.Смирнов, В.М.Сафонов, Л.В.Дорохова, А.Ю.Цупрун. – Донецк: Нор-Пресс, 2005. – 469 с.
11. Огурцов А.П. Непрерывная разливка стали. / А.П.Огурцов, А.Г.Величко, Е.И.Исаев, А.В.Гресс. – Днепродзержинск: ДГТУ, 1999. – 306 с.
12. 50 лет непрерывной разливки стали в Украине: Сб. научн. трудов / Под ред. Д.А.Дюдкина, А.Н.Смирнова. – Донецк: Изд-во «Ноулидж», 2010. – 529 с.
13. Достижения в области непрерывной разливки стали: Труды международного конгресса. Пер. с англ. Евтеева Д.П., Колыбалова И.Н. – М.: Металлургия, 1987. – 224 с.
14. Огнеупорные материалы. Структура, свойства, испытания: справочник / Под. ред. Г.Роучка, Х.Вутнау. – М.: Интермет Инжиниринг, 2010. – 392 с.
15. Новокщенова С.М. Дефекты стали. / С.М.Новокщенова, М.И.Виноград, Б.А.Клыпин и др. – М.: Металлургия, 1984. – 199 с.
16. Смирнов А.Н. Затвердевание металлического расплава при внешних воздействиях. / А.Н.Смирнов, В.Л.Пилющенко, С.В.Момот, В.Н.Амитан. – Донецк: ВИК, 2002.- 169 с
17. Григорьев В.П. Конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства. / Григорьев В.П., Нечкин Ю.М., Егоров А.В., Никольский Л.Е. // Учебник для вузов. – М.:МИСИС. – 1995. – 506 с.
18. Величко А.Г. Внепечная обработка стали. / А.Г. Величко – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 199 с.
19. Дукмасов В.Г. Состояние и развитие технологий и оборудования в мировой черной металлургии / В.Г.Дукмасов, Л.М. Агеев. // Справочное издание. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. – 187 с.
20. Ефимов В.А. Технологии современной металлургии. / В.А. Ефимов, А.С. Эльдарханов – М.: Новые технологии, 2004. – 784 с.
21. Casting Volume. / Editor A.W.Cramb. – Pittsburgh, PA: The AISE Steel Foundation, 2003. – 886 p.
22. Sahai Y., Emi T. Tundish Technology for Clean Steel Production. – New Jersey: World Scientific, 2008. – 316 p.
23. Innovation and Excellence in Continuous Casting / Editor H.Marti – StahlEisen: 2003. – 167 p.
24. Wolf.M. History of Continuous Casting // Steelmaking in 20th Century. 75th Steelmaking Conference, April 5-8, 1992, Toronto (Canada). – Warrington, PA: Iron and Steel Society, 1992. – P.47-101.
25. Tanner H.A. Continuous Casting: a Revolution in Steel. - Ft.Lauderdale: Write Stuff Enterprises Inc., 1998. – 238 p.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

РАСЧЕТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ

A.1 Определение температуры металла при разливке на МНЛЗ

Во время непрерывной разливки стали очень важно поддерживать оптимальный уровень температуры металла.

Точный расчет и поддержание температуры металла во время разливки необходимы для обеспечения высокого качества непрерывнолитой заготовки и стабильности процесса.

Повышенный перегрев металла над температурой ликвидуса способствует увеличению трещиночувствительности заготовок, развитию столбчатой структуры слитка и таких дефектов макроструктуры, как осевая ликвация и центральная пористость. Кроме того, чрезмерно высокая температура разливаемого металла может привести к прорывам непрерывнолитой заготовки по трещинам. При увеличении температуры металла в промежуточном ковше выше оптимальной величины необходимо снижение уровня скорости вытягивания непрерывнолитой заготовки (ориентировочно, превышение оптимальной температуры разливки на 10 °С требует снижения скорости разливки на 5%).

Необходимая температура металла при непрерывной разливке рассчитывается, исходя из температуры ликвидуса для каждой марки стали.

A.1.1 Методы определения температуры ликвидуса и солидуса

Для определения температуры ликвидуса (t_L) и солидуса (t_C) сталей используют два простых метода – или по диаграмме состояния системы Fe-C, или в приближении аддитивного

влияния примесей, которые содержатся в стали, на температуру плавления чистого железа

$$t_L = t_{nFe} - \frac{\sum a_{L(i)} [\%i]}{i},$$
$$t_C = t_{nFe} - \frac{\sum a_{C(i)} [\%i]}{i}, \quad (A.1)$$

где $a_{L(i)}$ – коэффициенты, которые показывают, на сколько градусов изменяется температура ликвидуса стали при добавлении 1% i -го компонента;

$a_{C(i)}$ – коэффициенты, которые показывают, на сколько градусов изменяется температура солидуса стали при добавлении 1% i -го компонента.

Значения $a_{L(i)}$ и $a_{C(i)}$ для основных компонентов сталей, найденные по диаграмм состояния двойных систем Fe- i , представлены в таблице А.1.

Определение температур ликвидуса сталей по диаграмме состояния системы Fe- i дает ошибку 10÷40 °С. Этот метод рекомендуется для низколегированных углеродистых сталей.

Для высоколегированных марок сталей, для определения температуры ликвидуса рекомендуется уравнение

$$t_L = t_{nFe} - \frac{\sum \Delta t_{L(i)}}{i},$$
$$t_C = t_{nFe} - \frac{\sum \Delta t_{C(i)}}{i}, \quad (A.2)$$

где $\Delta t_{L(i)}$ – изменение температуры ликвидуса согласно диаграмме состояния бинарной системы Fe- i при концентрации компонента i , которая равняется его содержанию в стали.

Рассчитанные по уравнению (A.2) значения t_{ll} хорошо согласуются с экспериментальными данными. Среднеквадратичное отклонение составляет 3°C , а максимальное 10°C .

Таблица А.1 – Коэффициенты $a_{l(i)}$ и $a_{C(i)}$, характеризующие снижение температур ликвидуса и солидуса при введении 1% i -го компонента

Компонент	a_l , $^{\circ}\text{C}$	a_c , $^{\circ}\text{C}$	Интервал использования a_c	Примечание к определению t_c
C	73 180	410 180	[%C] ≤ 0,10 0,13 ≤ [% C] ≤ 2,14	0,10 ≤ [%C] ≤ 0,13 $\Delta t_c = 41^{\circ}\text{C}$
S	30	696	[%S] ≤ 0,25	–
Mn	3	6,5	[%Mn] ≤ 9,5	–
Si	12	19	[% Si] ≤ 14,4	–
P	30	173	[%P] ≤ 2,8	–
Cu	7	9	[%Cu] ≤ 6,5	–
Ni	3,5	6,5	[%Ni] ≤ 3,5	3,5 ≤ [%Ni] ≤ 6,5 $\Delta t_c = 22^{\circ}\text{C}$
Cr	1	2	[%Cr] ≤ 2,5	2,5 ≤ [%Cr] ≤ 2,5 $\Delta t_c = 25^{\circ}\text{C}$
Mo	3	6,5	[%Mo] ≤ 10	–
W	1	1,5	[%W] ≤ 10	10 ≤ [%W] ≤ 33 $\Delta t_c = 17,5^{\circ}\text{C}$
Al	3	9	[%Al] ≤ 15	–
V	2	6	[%V] ≤ 10	–
Ti	20	18	[%Ti] ≤ 13	–
Co	1,5	2	[%Co] ≤ 17,3	–

Расчет температуры ликвидуса стали может быть выполнен также по формуле

$$t_{ll} = 1534 - K_1 \times [\%C] - K_2 \times [\%Mn + \%Si + \%P + \%S + \%Cr + \%Ni + \%Cu], \quad (\text{A.3})$$

где K_1 и K_2 – коэффициенты для разных химических элементов в стали;

%C; %Mn; %Si; %P; %S; %Cr; %Ni; %Cu – содержание химических элементов в стали.

Значения K_1 и K_2 для разных химических элементов стали, которые позволяют рассчитать температуру ликвидуса, представлены в таблицах А.2 – А.3.

Таблица А.2 – Коэффициент K_1 для разного содержания углерода в стали для расчета температуры ликвидуса

Содержание углерода в стали, %	0,06 ÷ 0,10	0,11 ÷ 0,50	0,51 ÷ 0,60
K_1	86	88	86

Таблица А.3 – Коэффициент K_2 для различных химических элементов в стали для расчета температуры ликвидуса

Химический элемент	Mn	Si	P	S	Cr	Ni
K_2	5	8	30	25	1,5	4,0
Химический элемент	H	N	O	As	Sn	Cu
K_2	1300	90	80	14	10	5
Химический элемент	Co	Nb	Mo	Al	Cu	V
K_2	2,25	7,9	1,2	3,4	5,0	2

Пример 1. Определить температуру ликвидуса стали состава:

0,30% C; 0,22% Si; 0,73% Mn; 1,03% Cr; 0,21% Mo.

Снижение температуры плавления железа от содержания в нем примесей определим по данным таблиц А.2 – А.3

$$\Delta t = 0,30 \cdot 88 + 0,22 \cdot 8 + 0,73 \cdot 5 + 1,03 \cdot 1,5 + 0,21 \cdot 1,2 = 33,6 \approx 34^{\circ}\text{C},$$

$$t_{ll} = 1534 - 34 = 1500^{\circ}\text{C}.$$

Пример 2. Определить температуру ликвидуса стали состава:

0,35% C; 0,66% Si; 0,94% Mn; 21% Ni; 25% Cr.

$$\Delta t = 0,35 \cdot 88 + 0,66 \cdot 8 + 0,94 \cdot 5 + 21 \cdot 4 + 25 \cdot 1,5 = 162,28 \approx 162 {}^{\circ}\text{C},$$

$$t_d = 1534 - 162 = 1372 {}^{\circ}\text{C}.$$

Пример 3. Определить температуру солидуса стали состава, %: 0,14% C; 0,95% Si; 0,65% Mn; 0,65% Ni; 0,75% Cr; 0,025% S; 0,025% P.

$$t_C = 1534 - (180 \cdot \% \text{C} + 19 \cdot \% \text{Si} + 6,5 \cdot \% \text{Mn} + 2 \cdot \% \text{Cr} + 6,5 \cdot \% \text{Ni} + 173 \cdot \% \text{P} + 696 \cdot \% \text{S}) = 1534 - (180 \cdot 0,14 + 19 \cdot 0,95 + 6,5 \cdot 0,65 + 2 \cdot 0,75 + 6,5 \cdot 0,65 + 173 \cdot 0,025 + 696 \cdot 0,025) = 1465 {}^{\circ}\text{C}.$$

A.1.2 Определение температурных параметров непрерывной разливки

Одним из важнейших технологических параметров непрерывной разливки стали является температура в сталеразливочном и промежуточном ковшах, а также кристаллизаторе МНЛЗ.

Температура стали на разных этапах технологии зависит от определенных потерь тепла, связанных с переливом металла, контактом с футеровкой промковша и рабочими стенками кристаллизатора, потерями тепла через зеркало металла в сталеразливочном и промежуточном ковше, а также кристаллизаторе.

На основании анализа практических данных работы отечественных и зарубежных МНЛЗ для определения температурных параметров разливки можно рекомендовать такие потери температуры на разных этапах технологии и необходимые значения перегрева:

- в процессе перелива металла из сталеразливочного ковша в промковш и из промковша в кристаллизатор – 25–35 {}^{\circ}\text{C} (в зависимости от типа футеровки промежуточного ковша, номера плавки в серии и способа защиты струи металла на этих участках);
- перегрев металла в кристаллизаторе МНЛЗ необходимо поддерживать на уровне 7–12 {}^{\circ}\text{C}.

В условиях ОАО «ЕМЗ» для ковшей емкостью 160 т суммарное рекомендованное превышение температуры металла в сталеразливочном ковше над температурой ликвидуса перед разливкой на МНЛЗ должно составлять:

– 65–85 {}^{\circ}\text{C} – для низко- и среднеуглеродистых марок стали;

– 55–75 {}^{\circ}\text{C} – для высокоуглеродистых марок стали.

Для условий ОАО «АМК» во время разливки на слябовой МНЛЗ рекомендованы следующие величины перегрева стали:

– для низкоуглеродистых легированных и близких к перитектическим маркам – в промковше над ликвидусом 30 {}^{\circ}\text{C} (для первой плавки в серии 35 {}^{\circ}\text{C}), в сталеразливочном ковше над промежуточным 30 {}^{\circ}\text{C} (для первой плавки в серии 35 {}^{\circ}\text{C});

– для ультранизкоуглеродистых легированных марок – в промковше над ликвидусом 35 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C}), в сталеразливочном ковше над промежуточным 30 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C});

– для среднеуглеродистых легированных и перитектических марок – в промковше над ликвидусом 25 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C}), в сталеразливочном ковше над промежуточным 30 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C});

– для высокоуглеродистых легированных марок – в промковше над ликвидусом 20 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C}), в сталеразливочном ковше над промежуточным 30 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C});

– для ультравысокоуглеродистых легированных марок – в промковше над ликвидусом 15 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C}), в сталеразливочном ковше над промежуточным 30 {}^{\circ}\text{C} (35 {}^{\circ}\text{C}).

Для каждого конкретного предприятия эти температурные параметры определяются в зависимости от технологической схемы внепечной обработки и разливки стали, а также используемого оборудования.

Во время внепечной обработки в промежуточном ковше МНЛЗ, а также при использовании аргона для усреднения металла и защиты от вторичного окисления также необходимо учитывать более существенные потери температуры в сравнении с плавками, на которых эти технологические операции не используются.

На основании определенных выше температур ликвидуса можно выбрать основные температурные параметры непрерывной разливки.

Пример 4. Определить значения температуры стали в кристаллизаторе, промежуточном и сталеразливочном ковшах, если температура ликвидуса составляет 1504°C .

Температура стали в кристаллизаторе (на входе в кристаллизатор) составит

$$t_{kp-p} = t_{\text{л}} + 7 \div 12^{\circ}\text{C} = 1504 + 7 \div 12 = 1511 \div 1516^{\circ}\text{C}.$$

Для дальнейших расчетов рекомендуется принимать среднюю температуру, т.е. 1514°C .

Температура стали в промковше МНЛЗ составит

$$t_{\text{п/к}} = t_{kp-p} + 25 \div 35^{\circ}\text{C} = 1514 + 25 \div 35 = 1539 \div 1549^{\circ}\text{C}.$$

Для дальнейших расчетов принимаем температуру 1544°C .

Температура стали в сталеразливочном ковше составит

$$t_{c/k} = t_{\text{п/к}} + 25 \div 35^{\circ}\text{C} = 1544 + 25 \div 35 = 1569 \div 1579^{\circ}\text{C}.$$

Для дальнейших расчетов принимаем температуру 1574°C , а общий перегрев стали в среднем составит 70°C .

Значения температур ликвидуса и солидуса можно использовать для оценки трещиночувствительности стали и склонности ее к усадке.

Пример 5. Расчетным методом определить, какая из марок стали 30 или 60 больше склонна к усадке и трещиночувствительна. Химический состав марок стали представлен в таблице А.4.

Таблица А.4 – Химический состав стали

Марка стали	Содержание элементов, %							
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu	S	P
30	0,3	0,6	0,2	0,1	0,1	0,1	0,035	0,035
60	0,6	0,6	0,2	0,1	0,1	0,1	0,035	0,035

Известно, что склонность стали к усадке и трещинообразованию в процессе затвердения зависит от изменения объема при переходе из жидкого состояния в твердое и увеличиваются с ростом интервала температур кристаллизации при охлаждении.

На первом этапе определим температуры ликвидус и солидус для указанных марок стали.

Для стали 30:

$$t_{\text{л}} = 1534 - (88\% \text{C} + 8\% \text{Si} + 5\% \text{Mn} + 1,5\% \text{Cr} + 4\% \text{Ni} + 5\% \text{Cu} + 3,6\% \text{Al} + 30\% \text{P} + 25\% \text{S}) = 1534 - (88 \cdot 0,3 + 8 \cdot 0,2 + 5 \cdot 0,6 + 1,5 \cdot 0,1 + 4 \cdot 0,1 + 5 \cdot 0,1 + 30 \cdot 0,035 + 25 \cdot 0,035) = 1500^{\circ}\text{C},$$

$$t_C = 1534 - (180\% \text{C} + 19\% \text{Si} + 6,5\% \text{Mn} + 2\% \text{Cr} + 6,5\% \text{Ni} + 173\% \text{P} + 696\% \text{S}) = 1534 - (180 \cdot 0,3 + 19 \cdot 0,2 + 6,5 \cdot 0,6 + 2 \cdot 0,1 + 6,5 \cdot 0,1 + 173 \cdot 0,035 + 696 \cdot 0,035) = 1441^{\circ}\text{C}.$$

Для стали 60:

$$t_{\text{л}} = 1534 - (88\% \text{C} + 8\% \text{Si} + 5\% \text{Mn} + 1,5\% \text{Cr} + 4\% \text{Ni} + 5\% \text{Cu} + 3,6\% \text{Al} + 30\% \text{P} + 25\% \text{S}) = 1534 - (88 \cdot 0,6 + 8 \cdot 0,2 + 5 \cdot 0,6 + 1,5 \cdot 0,1 + 4 \cdot 0,1 + 5 \cdot 0,1 + 30 \cdot 0,035 + 25 \cdot 0,035) = 1474^{\circ}\text{C},$$

$$t_C = 1534 - (180\% \text{C} + 19\% \text{Si} + 6,5\% \text{Mn} + 2\% \text{Cr} + 6,5\% \text{Ni} + 173\% \text{P} + 696\% \text{S}) = 1534 - (180 \cdot 0,6 + 19 \cdot 0,2 + 6,5 \cdot 0,6 + 2 \cdot 0,1 + 6,5 \cdot 0,1 + 173 \cdot 0,035 + 696 \cdot 0,035) = 1387^{\circ}\text{C}.$$

Для стали 30 разность между t_C и $t_{\text{л}}$ составляет 59°C , а для стали 60 – соответственно 87°C . Таким образом, сталь 60 более склонна к усадке, чем сталь 30.

A.2 Расчет толщины корочки в кристаллизаторе, времени полного затвердевания и metallurgической длины МНЛЗ

В инженерных расчетах толщину затвердевшей корки слитка часто определяют по закону квадратного корня, который удовлетворяет многочисленным экспериментальным данным, полученным для разных режимов охлаждения, и может быть использован для инженерных расчетов. Отклонение от условия $t_n = \text{const}$ учитывается с помощью коэффициента K_3 .

Толщина корки по закону квадратного корня

$$\delta = K_3 \cdot \sqrt{\tau}, \quad (\text{A.4})$$

где δ – толщина затвердевшей корки, м;

K_3 – коэффициент кристаллизации стали, м/мин^{0,5} (для сортовых заготовок из высокоуглеродистых сталей составляет 0,031, среднеуглеродистых – 0,032, низкоуглеродистых – 0,033; блюмы: 0,028 – высокоуглеродистые стали, 0,029 – среднеуглеродистые, 0,030 – низкоуглеродистые; слябы: 0,025 – высокоуглеродистые стали, 0,026 – среднеуглеродистые, 0,027 – низкоуглеродистые;

τ – время от начала кристаллизации, мин.

Полное время кристаллизации слитка рассчитывается по формуле

$$\tau = a^2 / 4K_3^2, \quad (\text{A.5})$$

где τ – время полной кристаллизации, мин.;

a – толщина заготовки, мм;

K_3 – коэффициент кристаллизации стали, мм/мин^{0,5}.

Металлургическую длину машины (участок затвердения) можно рассчитать по базовому радиусу R_0 (для радиальных и криволинейных машин),

$$L^{R_0} = \frac{\pi \cdot R_0}{2}, \quad (\text{A.6})$$

или по времени полного затвердевания заготовки τ и скорости непрерывной разливки V

$$L^\tau = V \cdot \tau. \quad (\text{A.7})$$

Такие расчеты на этапе проектирования МНЛЗ позволяют правильно выбрать базовый радиус.

Базовый радиус радиальной МНЛЗ считается выбранным правильно, если металлургическая длина машины, рассчитанная по базовому радиусу, на 25% для сортовых МНЛЗ и на 10% для слябовых превышает металлургическую длину МНЛЗ, рассчитанную по времени полного затвердевания. Это необходимо для учета возможного увеличения времени кристаллизации в связи с колебаниями скорости и времени разливки.

В случае невыполнения этого условия необходимо увеличивать базовый радиус машины или уменьшать скорость разливки. Оба приема имеют существенные отрицательные последствия, связанные с конструкцией МНЛЗ и ее производительностью. Одним из наиболее современных способов решения этой проблемы является переход от радиального типа МНЛЗ к криволинейному.

Пример 6. Найти толщину затвердевшей корочки непрерывнолитой заготовки из высокоуглеродистой стали через 10, 20, 30 и 40 с после попадания металла в кристаллизатор и на выходе из кристаллизатора сечением 300×1500 мм и эффективной длиной 1 м при скорости разливки 0,96 м/мин. Выполнить графическое изображение изменения толщины корочки по длине кристаллизатора.

При длине кристаллизатора L_{kp} и скорости разливки V время пребывания заготовки в кристаллизаторе составит

$$\tau = L_{kp}/V = 1/0,96 = 1,04 \text{ мин.}$$

Тогда толщину корочки на выходе из кристаллизатора можно определить по формуле (А.4)

$$\delta = 0,025\sqrt{1,04} = 0,0255 \text{ м.}$$

Аналогичные расчеты толщины корочки заготовки через 10, 20, 30 и 40 с представлены в таблице А.5, а изменение толщины корочки по длине кристаллизатора - на рисунке А.1.

Таблица А.5 – Изменение толщины корочки по длине кристаллизатора для заданных значений времени

Время, с	10	20	30	40	62,5
Толщина корочки, мм	10,2	14,4	17,7	20,4	25,5

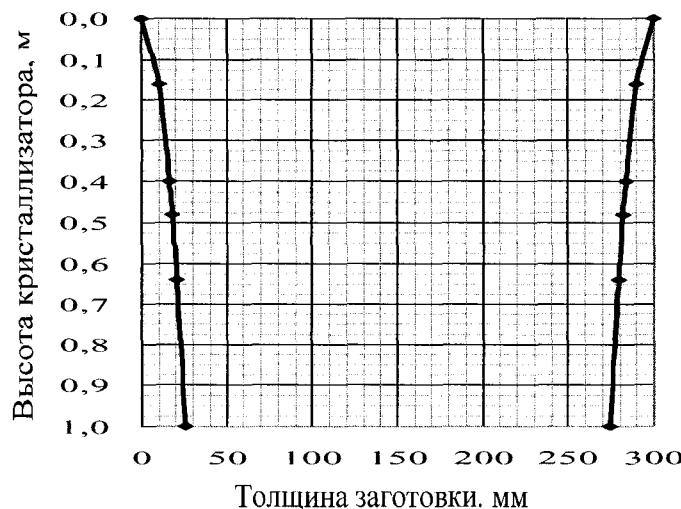


Рисунок А.1 – Изменение толщины корочки заготовки по высоте кристаллизатора

Пример 7. Определить время полного затвердения заготовки и длину жидкой фазы при разливке сляба сечением 315×2000 м из низкоуглеродистой стали со скоростью V= 0,7 м/мин.

Полное время кристаллизации слитка рассчитывается по формуле (А.5)

$$\tau = 315^2 / (4 \cdot 27^2) = 34 \text{ м.}$$

Металлургическую длину машины определим по формуле (А.7)

$$L' = 0,7 \cdot 34 = 23,8 \text{ м.}$$

A.3 Расчет производительности МНЛЗ

A.3.1 Пропускная способность МНЛЗ

Пропускная способность МНЛЗ (т/год) для заданного профиля разливаемого слитка рассчитывается по формуле

$$P = 1440 \cdot n \cdot M \cdot \Phi \cdot \varphi_1 / (n \cdot \tau_1 + \tau_2), \quad (\text{A.8})$$

где n – количество плавок в серии во время разливки методом плавка на плавку (слябовые МНЛЗ $n = 50-100$ плавок, сортовые и блюмовые – $n = 25-80$);

M – масса металла, которая равна вместимости сталеразливочного ковша, т;

Φ – фонд времени работы установки непрерывной разливки стали, суток;

τ_1 – время разливки стали из сталеразливочного ковша, мин;

τ_2 – пауза, время подготовки машины к приему плавки без изменения размеров слитка, мин (может быть принятая в пределах 40 ÷ 60 мин);

$n \cdot \tau_1 + \tau_2$ – цикл разливки плавки (мин), который может быть определен также по соотношениям: для сортовых МНЛЗ $30+3 \cdot N+7 \cdot n$, для слябовых МНЛЗ $50+3 \cdot N+7 \cdot n$;

N – количество ручьев МНЛЗ;

φ_1 – коэффициент, который учитывает степень загрузки оборудования (для слябовых машин $\varphi_1=0,9$; для сортовых $\varphi_1=0,85$).

Фонд времени работы МНЛЗ составляет обычно $290 \div 320$ суток в год и определяется по формуле

$$\Phi = 365 - [T_{\text{кан}} + T_{\text{n.n.}} + T_{\text{ном}} + T_n], \quad (\text{A.9})$$

где $T_{\text{кан}}$ – продолжительность капитального ремонта установки непрерывной разливки стали – 5–15 суток;

$T_{\text{тек}}$ – продолжительность текущих ремонтов – зависит от количества типоразмеров разливаемых на МНЛЗ заготовок, так как во время этого нужна замена кристаллизаторов и верхней секции охлаждения, а также время на устранение прорывов металла и других аварийных ситуаций. В зависимости от типоразмера заготовки и марки стали текущие ремонты составляют $20 \div 40$ суток в год.

$T_{\text{n.n.}}$ – продолжительность планово-предупредительных ремонтов (обычно 3–4 раза в месяц, а в месяц проведения капитального ремонта 2–3 раза, установка останавливается на 8 часов и осуществляется планово-предупредительный ремонт с заменой отдельных узлов МНЛЗ, регулированием системы охлаждения и всей технологической линии).

Учитывая то, что в году 52 недели и из расчета того, что в неделю выполнения капитального ремонта планово-предупредительный ремонт не осуществляется, общая продолжительность простоев машины, связанных с планово-предупредительными ремонтами, составит

$$T_{\text{n.n.}} = 8 \cdot 51 / 24 = 17 \text{ сут.}$$

На отдельных предприятиях этот вид ремонтов выполняется один раз в месяц по 24 часа (за исключением месяца капитального ремонта). Таким образом, продолжительность планово-предупредительных ремонтов может составлять $11 \div 17$ сут.

T_n – время внеплановых простоев, которые составляют 5% от годового времени работы МНЛЗ.

A.3.2 Подготовка МНЛЗ

Подготовка машины состоит из следующих операций: опорожнение промежуточного ковша, перестановка в резервную позицию и передача ковша на обработку и ремонт; вывод слитка из каждого ручья; очищение стенок кристаллизатора и его осмотр; осмотр основных узлов и очищение их от грязи и окалины; проверка, очищение и замена форсунок ЗВО; введение затравок в каждый ручей МНЛЗ и уплотнение головок затравок относительно стенок кристаллизаторов; установка промковша, проверка стопоров и разливочных стаканов; установка сталеразливочного ковша в рабочее положение, установка защитных труб и стаканов для разливки металла под уровень; открытие стакана сталеразливочного ковша и наполнение металлом промковша. Ряд операций по подготовке установки к разливке осуществляется одновременно, поэтому продолжительность паузы между сериями составляет обычно около 60 мин.

Продолжительность разливки одного ковша определяется сечением заготовки, маркой стали, типом машины и может быть определена по формуле

$$\tau_1 = M / (N \cdot V \cdot m_{\text{ног}} \cdot \varphi_2), \quad (\text{A.10})$$

где M – масса металла в ковше, кг;

N – количество работающих ручьев, шт.;

V – скорость разливки (вытягивания) заготовки, м/мин;

$m_{\text{ног}} = a \cdot b \cdot \rho$ – масса 1 м (погонного) заготовки, кг, a и b – толщина и ширина заготовки, м, ρ – плотность стали, кг/м³;

φ_2 – коэффициент, который учитывает потери времени (задержки) во время разливки и равняется 0,9. Коэффициент задержки разливки зависит от количества ручьев машины и может быть вычислен по формуле

$$\varphi_2 = 0,95 - 0,025 \cdot N. \quad (\text{A.11})$$

Продолжительность разливки τ_1 не должна превышать максимально допустимого времени разливки из сталеразливочного ковша. Максимально допустимая продолжительность разливки, обусловленная тепловыми потерями для ковшей разной вместительности, приведена в таблице А.6.

Кроме того, допустимое время разливки можно определить из выражения

$$\tau_3 \leq 12 \cdot \sqrt{M} - 0,3 \cdot M - 12. \quad (\text{A.12})$$

Количество ручьев МНЛЗ и количество машин в отделении определяются в зависимости от сортамента разливающей стали и сечения слитка, вместительности

сталеплавильного агрегата и ритма подачи сталеразливочных ковшей в отделение. При проектировании МНЛЗ для определения количества ручьев следует пользоваться выражением

$$N \geq M / (\rho \cdot \varphi_2 \cdot V \cdot a \cdot b \cdot \tau_3), \quad (\text{A.13})$$

где τ_3 – максимально допустимое время разливки, мин.

Таблица А.6 – Максимально допустимая продолжительность разливки стали из ковшей разной емкости

Емкость ковша, т	50	100	160	200	300	400
Максимально допустимое время разливки, мин.	60	75	85	90	110	120

Следует учитывать, что увеличение количества ручьев усложняет конструкцию и обслуживание МНЛЗ, увеличивает необходимую площадь под установки и капитальные затраты. Уменьшение количества ручьев МНЛЗ ведет к увеличению количества установленных в цехе машин и соответственно росту капитальных затрат.

При разливке на МНЛЗ расширенного сортамента сталей состав МНЛЗ (необходимое количество ручьев) следует рассчитывать по наиболее трудоемкому (минимальному) сечению.

Сегодня находятся в эксплуатации сортовые машины с количеством ручьев до восьми, блюмовые до четырех, слябовые до двух.

Пример 8. Определить количество МНЛЗ и их производительность в составе конвертерного цеха, который состоит из трех конвертеров вместительностью $M = 250$ т. Металл разливается на заготовки сечением 300×400 мм. Стали – углеродистые обычновенного качества и низколегированные конструкционные. Продолжительность

плавки в конвертере $\tau_{\text{пл}} = 36$ мин. $\varphi_1 = 0,86$, $\varphi_2 = 0,9$. Плотность стали 7650 кг/м^3 . Фонд времени работы МНЛЗ $\Phi = 290$ суток. Продолжительность паузы между сериями τ_2 составляет 60 мин. Скорость разливки стали $V=0,7-0,8 \text{ м/мин}$.

Кислородно-конвертерный цех работает по схеме: два конвертера в работе, один – в резерве. Ритм подачи ковшей в отделение непрерывной разливки стали составит $\tau_p = 36/2 = 18$ мин, а годовая производительность конвертерного цеха по жидкой стали

$$P_{\text{KKЦ}} = (1440 \cdot M / \tau_p) \cdot 365 = 1440 \cdot 250 / 18 \cdot 365 = 7,3 \times 10^6 \text{ м.}$$

Состав МНЛЗ (количество ручьев) при допустимом времени разливки $\tau_3 = 90$ мин составит

$$N \geq \frac{M}{\rho \cdot a \cdot b \cdot V \cdot \tau_3 \cdot \varphi_2} = \frac{250 \times 10^3}{7650 \cdot 0,3 \cdot 0,4 \cdot 0,75 \cdot 90 \cdot 0,9} = 4,48.$$

Принимаем к установке машины с пятью ручьями.

Время разливки τ_1 на пятиручьевой МНЛЗ при скорости разливки $V=0,75 \text{ м/мин}$ составит

$$\tau_1 = \frac{M}{N \cdot V \cdot \rho \cdot a \cdot b \cdot \varphi_2} = \frac{250 \times 10^3}{5 \cdot 0,75 \cdot 7650 \cdot 0,3 \cdot 0,4 \cdot 0,9} = 80,7 \text{ мин.}$$

Принимаем продолжительность разливки $\tau_1 = 72$ мин. Кратность разливки τ_1/τ_p составит $72/18=4$ (кратность разливки всегда должна быть только целым числом. Если по результатам расчета это не выполняется, то необходимо корректировать продолжительность разливки, или по возможности – продолжительность плавки в сталеплавильном агрегате), а скорость разливки $V=0,84 \text{ м/мин}$.

Эта скорость превышает заданные скоростные параметры и не может быть использована для разливки данного сечения.

При увеличении времени разливки до 90 мин получим кратность разливки $90/18=5$, а скорость разливки $V=0,67 \text{ м/мин}$, которое также выходит за заданную границу скорости.

Таким образом, необходимо увеличить количество ручьев до 6.

Время разливки τ_1 на шестиручьевой МНЛЗ при скорости разливки $V=0,75 \text{ м/мин}$ составит

$$\tau_1 = \frac{M}{N \cdot V \cdot \rho \cdot a \cdot b \cdot \varphi_2} = \frac{250 \times 10^3}{6 \cdot 0,75 \cdot 7650 \cdot 0,3 \cdot 0,4 \cdot 0,9} = 67,3 \text{ мин.}$$

Принимаем продолжительность разливки $\tau_1=72$ мин. Кратность разливки τ_1/τ_p составит $72/18=4$, а скорость разливки $V=0,7 \text{ м/мин}$.

Пропускная способность (мощность) МНЛЗ при разливке стали сериями по 40 плавок составит

$$P = \frac{1440 \cdot n \cdot M \cdot \Phi \cdot \varphi_1}{n \cdot \tau_1 + \tau_2} = \frac{1440 \cdot 40 \cdot 250 \cdot 290 \cdot 0,85}{40 \cdot 72 + 60} = 1,207 \times 10^6 \text{ м.}$$

Количество МНЛЗ для конвертерного цеха составит

$$N_{\text{МНЛЗ}} = P_{\text{KKЦ}} / P = 7,3 \times 10^6 / 1,206 \times 10^6 = 6,05 \text{ шт.}$$

Таким образом к установке принимаем 7 МНЛЗ. Тогда производительность установленной МНЛЗ составит

$$P^{\text{изм}} = P_{\text{KKЦ}} / N_{\text{МНЛЗ}} = 7,3 \times 10^6 / 7 = 1,042857 \times 10^6 \text{ м.}$$

Пример 9. В цехе планируется строительство 3-ручьевой МНЛЗ для получения заготовки следующих типоразмеров:

■ 100, ■ 125, ■ 135 при условии равных объемов производства каждого типоразмера заготовок. Найти пропускную способность МНЛЗ, если масса плавки составляет 40 т, скорость разливки для сечений ■ 100, ■ 125, ■ 135 будет составлять 3,5, 3,0 и 2,5 м/мин соответственно, а среднее количество работающих ручьев – 2,5.

Приняв $T_{kan} = 10$ суток, $T_{n.n.} = 11$ суток, $T_{tex} = 20$ суток определим время всех годовых ремонтов МНЛЗ

$$T_{vod} = T_{kan} + T_{n.n.} + T_{tex} = 10 + 11 + 20 = 41 \text{ сут},$$

Тогда время внеплановых простоев составит

$$T_h = (365 - 41) \times 0,05 = 16,2 \text{ суток},$$

а фонд рабочего времени МНЛЗ

$$\Phi = 365 - 41 - 16,2 = 307,8 \text{ сут} (7387 \text{ час}).$$

Продолжительность разливки одной плавки рассчитаем по формуле

$$\tau_1 = \frac{M}{N \cdot V \cdot \rho \cdot a \cdot b \cdot \phi_2}.$$

Для сечения ■ 100 мм

$$\tau_{100} = \frac{40 \times 10^3}{2,5 \cdot 3,5 \cdot 7650 \cdot 0,1 \cdot 0,1 \cdot 0,9} = 66,4 \text{ мин.}$$

Расчет годовой производительности МНЛЗ выполним по формуле

$$A = 60 \times k \times (\Phi \times Q \times N) / (N \times T_1 + T_2),$$

где Φ – фонд рабочего времени МНЛЗ, 7387 часов;
 Q – масса плавки, 40 т;
 N – 6 (среднее количество плавок в серии);
 T_1 – время разливки плавки;
 T_2 – 30÷40 мин. – время подготовки МНЛЗ к разливке (без замены кристаллизаторов);
 k – 0,96 - коэффициент запаса.

Для сечения ■ 100 мм

$$A_{100} = 60 \times 0,96 \times (7387 \times 40 \times 6) / (6 \times 66,4 + 40) = 232933 \text{ т/год.}$$

Результаты аналогичных расчетов для других сечений представлены в таблице А.7.

Средняя годовая пропускная способность МНЛЗ по жидкотекущей стали (с учетом равных объемов производства каждого типоразмера заготовок) составит

$$A = (A_{100} + A_{125} + A_{135}) / 3 = \\ = (232933 + 302482 + 295138) / 3 = 276851 \text{ т/год.}$$

Таблица А.7 – Результаты расчета продолжительности разливки одной плавки и производительности МНЛЗ для разных сечений

Сечение заготовки, мм	Расчетные параметры	
	τ_1 , мин	A, т/год
■ 125	49,6	302482
■ 135	51,0	295138

Производительность МНЛЗ по годной литой заготовке составит

$$276851 \times 0,98 = 271314 \text{ т/год},$$

где 0,98 – коэффициент выхода годного при разливке.

Пример 10. Определить выход годного металла при разливке одной плавки массой 120 т на заготовки сечением 100×100 мм со скоростью 6,5 м/мин на 6-ручьевом МНЛЗ и при серийности разливки 15 плавок. При этом величина обрези от головной и хвостовой части заготовки будет составлять по 0,5 м, а масса «козла» в промковше – 5 т.

Определим массу обрези от одной заготовки

$$Q_{\text{заг}} = a \times b \times (L_{\text{гол}} + L_{\text{мин.}}) \times \rho = 0,1 \times 0,1 \times 1 \times 7650 = 76,5 \text{ кг},$$

где a , b – толщина и ширина заготовки, м;

$L_{\text{гол}}$ – величина головной обрези, м;

$L_{\text{мин.}}$ – величина хвостовой обрези, м;

ρ – плотность стали, кг/м³.

Масса отходов при разливке составит

$$Q = Q_{\text{заг}} \times N + Q_{\text{пп.}} = 76,5 \times 6 + 5000 = 5459 \text{ кг},$$

где N – количество ручьев;

$Q_{\text{пп.}}$ – масса остатка в промковше, кг.

Выход годного при разливке одной плавки составит

$$\eta = 100 - (Q \times 100) / (M \times n) = 100 - (5459 \times 100) / (120000 \times 1) = 95,45 \%,$$

где M – масса плавки, кг;

n – количество плавок в серии, шт.

Выход годного при разливке 15 плавок в серии составит

$$\eta = 100 - (Q \times 100) / (M \times n) = 100 - (5459 \times 100) / (120000 \times 15) = 99,6 \%.$$

Пример 11. Определить диаметр стакана-дозатора для безстопорной разливки заготовки сечением 100×100 мм при скорости 6,5 м/мин. Высота металла в промковше составляет 0,7 м, а толщина шлака – 0,05 м.

Массовый расход металла при разливке составит

$$M_p = \mu \cdot \rho_m \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \sqrt{2g \cdot (H_m + h_{шл} \cdot \rho_{шл} / \rho_m)}, \quad (\text{A.14})$$

где μ – коэффициент расхода,

ρ_m – плотность жидкого металла, т/м³;

d – диаметр стакана-дозатора, м;

g – ускорение силы тяжести, м/с²;

H – высота металла в промковше, м;

h – высота шлаков в промковше, м;

$\rho_{шл}$ – плотность шлаков, т/м³.

Зная сечение заготовки и скорость разливки, массовый расход можно также определить по формуле

$$M_p = a \times b \times \rho \times V = 0,1 \times 0,1 \times 7,65 \times 6,5 = 0,49 \text{ т/мин},$$

где a , b – толщина и ширина заготовки, м;

ρ – плотность стали, т/м³;

V – скорость разливки, м/мин

Из выражения А.14 определим необходимый диаметр стакана-дозатора

$$d = \sqrt{4M_p / (\mu \cdot \rho_m \cdot \sqrt{2g \cdot (H_m + h_{шл} \cdot \rho_{шл} / \rho_m)})} = \\ = \sqrt{4 \cdot 0,49 / (3,14 \cdot 7 \cdot \sqrt{2 \cdot 9,8 (0,7 + 0,05 \cdot 3 / 7)})} = 0,02 \text{ м}.$$

A.4 Алгоритм выбора ШОС и ее расхода для заданных условий разливки

Расход ШОС Q_S (кг/м²) представляет собой массу подаваемой смеси на единицу поверхности заготовки

$$Q_S = \frac{\Delta m}{\Delta S}, \quad (\text{A.15})$$

где Δm – масса подаваемой смеси, кг;

ΔS – поверхность заготовки, на которую расходуется Δm кг смеси, м².

Площадь поверхности заготовки, на которую расходуется смесь, можно выразить через размеры кристаллизатора (a и b) и скорость разливки V_p

$$\Delta S = 2 \cdot (a + b) \cdot V_p \cdot \Delta t, \quad (\text{A.16})$$

где a и b – размеры кристаллизатора, м;

V_p – скорость разливки, м/мин;

Δt – промежуток времени, за которое подается Δm кг смеси, мин.

Расход смеси Δm_t за единицу времени рассчитывается по формуле (A.17)

$$\Delta m_t = 2 \cdot (a + b) \cdot V_p \cdot Q_S. \quad (\text{A.17})$$

Оптимальный расход ШОС Q_S (кг/м²) может рассчитываться по формуле (A.18)

$$Q_S = \frac{2}{R - 5}, \quad (\text{A.18})$$

где R – параметр кристаллизатора, м.

Параметр кристаллизатора R определяют из уравнения (A.19)

$$R = \frac{2 \cdot (a + b)}{a \cdot b}, \quad (\text{A.19})$$

где a и b – размеры сторон кристаллизатора, м.

С учетом уравнения (A.18) получим простое выражение (A.20) для определения необходимого расхода ШОС в единицу времени

$$\Delta m_t = \frac{4 \cdot (a + b)}{R - 5} \cdot V_p. \quad (\text{A.20})$$

Следует отметить, что в формулу (A.17) вместо величины Q_S можно подставлять любое известное выражение для расчета оптимального расхода ШОС. Наиболее точными из них являются выражения (A.21) – (A.23)

$$Q_S = \frac{k \cdot \beta}{T_{sol}^{1,6} \cdot \eta^{0,5}} \cdot \frac{A^{0,4}}{V_p} \cdot \cos^{-1} \left(\frac{1000 \cdot V_p}{2\pi \cdot f \cdot A} \right), \quad (\text{A.21})$$

$$Q_S = \frac{0,015 \cdot f \cdot t_p}{\eta^{0,5} \cdot V_p}, \quad (\text{A.22})$$

$$Q_S = 0,04 \cdot \left(\frac{1}{A^{0,3}} \right) \cdot \left(\frac{60}{f} \right) \cdot (\eta \cdot V_p^2)^{-0,5} + 0,22, \quad (\text{A.23})$$

где f – частота качаний кристаллизатора, мин⁻¹;

A – амплитуда качаний кристаллизатора, м;

η – вязкость жидкого шлака, Па·с;

V_p – скорость разливки, м/мин;

T_{sol} – температура затвердения, $^{\circ}\text{C}$;

t_p – время опережения заготовки кристаллизатором, с;

k, β – константы.

Эмпирическое выражение (A.18) наиболее адекватно описывает оптимальный расход ШОС (рис. А.2). Выражения А.21 – А.23 можно использовать для расчета необходимой вязкости разрабатываемой ШОС. Так, например, из выражения (A.22) следует, что вязкость ШОС для температуры $1300\ ^{\circ}\text{C}$ будет составлять (A.24)

$$\eta = \left(\frac{0,015 f \cdot t_p}{Q_s \cdot V_p} \right)^2, \text{ пуз.} \quad (\text{A.24})$$

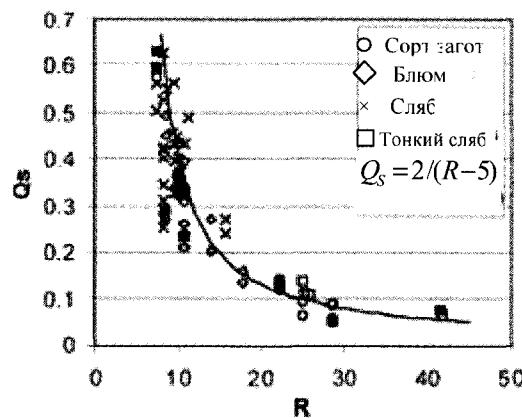


Рисунок А.2 – Зависимость оптимальных затрат ШОС от параметра R

Для определения глубины проникновения жидкого шлака в зазор между слитком и кристаллизатором, а также для характеристики степени кристалличности пленки шлака в этом зазоре используют величину температуры начала затвердения

ШОС $T_{затв}$ (ее еще называют температурой начала выделения кристаллической фазы или температурой «излома»), которую определяют по точке излома на кривой $\Delta m - 1/T$.

Для разливки разных марок стали величина $T_{затв}$ должна иметь разные (вполне определенные) значения. Для оценки величины $T_{затв}$ для разливки разных марок стали используют выражения (A.25 – A.27)

$$F_p = 0,8 - 1,1 \quad T_{затв} (\text{ }^{\circ}\text{C}) = 1375 + 60 \cdot \ln \eta, \quad (\text{A.25})$$

$$F_p < 0,3 \text{ и } F_p > 1,5 \quad T_{затв} (\text{ }^{\circ}\text{C}) = 1340 + 68 \cdot \ln \eta, \quad (\text{A.26})$$

$$F_p (\text{др}) \quad T_{затв} (\text{ }^{\circ}\text{C}) = 1307 + 76 \cdot \ln \eta, \quad (\text{A.27})$$

где F_p – ферритный потенциал определенной марки стали;

η – вязкость жидкой ШОС для температуры $1300\ ^{\circ}\text{C}$, Па·с.

Ферритный потенциал стали рассчитывают по формуле (A.28)

$$F_p = 2,5 \cdot (0,5 - (\%C_p)), \quad (\text{A.28})$$

где $(\%C_p)$ – углеродный эквивалент

$$(\%C_p) = (\%C) + 0,04(\%Mn) + 0,1(\%Ni) + 0,7(\%N) - 0,14(\%Si) - 0,04(\%Cr) - 0,1(\%Mo) - 0,24(\%Ti) - 0,7(\%S) \quad (\text{A.29})$$

На рисунке А.3 приведена диаграмма склонности стали к прорывам и трещинообразованию в зависимости от величины ферритного потенциала, а на рисунке А.4 – алгоритм расчета необходимых расходов и свойств ШОС.

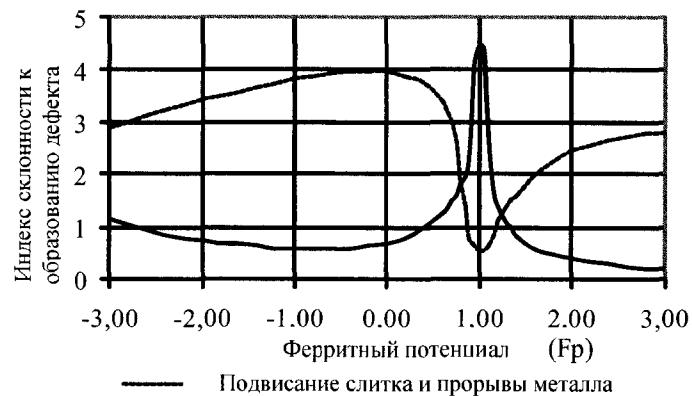


Рисунок А.3 – Диаграмма склонности стали к образованию дефектов в процессе непрерывной разливке

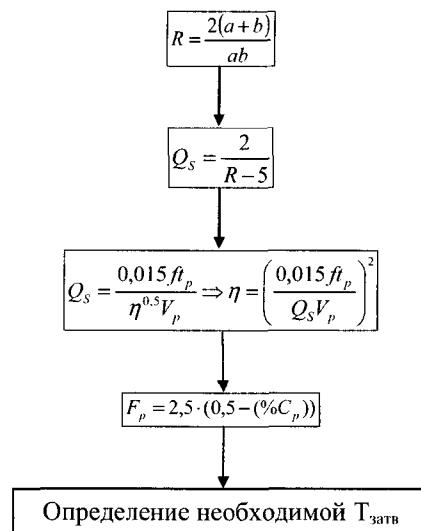


Рисунок А.4 – Схема алгоритма расчета необходимых затрат и некоторых свойств ШОС для определенных условий разливки

Пример 12. Рассчитать необходимые свойства ШОС и величину ее расхода для исходных данных, представленных в таблицах А.8, А.9.

Таблица А.8 – Исходные данные для расчета необходимых свойств ШОС и величины ее расхода

Параметр	Единицы измерения	Значение
Скорость разливки (V_p)	м/мин.	1,5
Размеры кристаллизатора: а б	м	1,040
	м	0,200
Частота качания криSTALLизатора (f)	мин ⁻¹	120
Время опережения заготовки кристаллизатором (t_p)	с	0,25

Таблица А.9 – Химический состав разливающей стали, (Х70)

Химический состав стали, % масс.								
C	Mn	Si	Ni	Cr	Mo	Ti	S	N
0,09	1,55	0,38	0,3	0,3	0	0,035	0,004	0,01

Вычисляем параметр кристаллизатора по формуле (A.19)

$$R = \frac{2 \cdot (1,040 + 0,200)}{1,040 \cdot 0,200} = 11,9 \text{ м}$$

С помощью выражения (A.18) вычисляем необходимый расход ШОС

$$Q_s = \frac{2}{11,9 - 5} = 0,29 \text{ кг/м}^2$$

Расход ШОС в единицу времени определяем по формуле (A.17)

$$\Delta m_t = 2 \cdot (1,040 + 0,200) \cdot 1,5 \cdot 0,29 = 1,079 \text{ кг/мин.}$$

Используемая ШОС должна иметь следующую вязкость (формула (A.24))

$$\eta = \left(\frac{0,015 \cdot 120 \cdot 0,25}{0,29 \cdot 1,5} \right)^2 = 1,07 \text{ пуз} = 0,107 \text{ Па} \cdot \text{с}.$$

Рассчитаем ферритный потенциал разливаемой марки стали. Для этого по формуле (A.29) определим значение углеродного эквивалента

$$(\%C_p) = 0,1 + 0,04 \cdot 1,65 + 0,1 \cdot 0,3 + 0,7 \cdot 0,01 - 0,14 \cdot 0,265 - 0,04 \cdot 0,3 - 0,1 \cdot 0 - 0,24 \cdot 0,02 - 0,7 \cdot 0,004 = 0,146.$$

Ферритный потенциал рассчитываем с помощью выражения (A.28)

$$F_p = 2,5 \cdot (0,5 - 0,146) = 0,884.$$

Для $F_p = 0,8 - 1,1$ температуру затвердевания рассчитаем по формуле (A.25)

$$T_{затв} = 1375 + 60 \cdot \ln \eta = 1375 + 60 \cdot \ln 0,107 = 1240^{\circ}\text{C}.$$

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

Аварийное водоснабжение	425	Замкнутые бессточные системы
Аварийные ситуации и неполадки	415	охлаждения
Автоматическое поддержание		Запуск слябовой машины
уровня	311	Зародыши кристаллов
Амплитуда качания	180	Засыпка для шиберных затворов
Бессторонняя разливка	444	Затвердевание
Вакуумирование нераскисленной		Затравка:
стали	100	головка
Вакуумное обезуглероживание	72	жесткая
Ввод затравки	395	машина для введения
Вдувание аргона	123	функции
Ведущие производители МНЛЗ	19	цепного типа
Виброимпульсные воздействия	287	защитная труба
Виды непрерывнолитой заготовки	21	Зола рисовой щелухи
Влияние толщины плака на нагрев	85	Зона вторичного охлаждения:
Внутренние трещины по сечению	277	водовоздушное охлаждение
Вогнутость граней	268	длина
Водовоздушное охлаждение	441	конструкция
Водопотребление	440	неполадки в работе системы
Волны на поверхности	286	форсуночного охлаждения
Вредные вещества	431	параметры воды
Выбросы пыли	431	плотность теплового потока
Выход ручья на «концы»	412	ролики
Выпучивание граней	268	струйное водяное охлаждение
Выход из эксплуатации погружной		температура поверхности
трубы или погружного стакана	419	теплоотвод
- - пароотсоса	423	функции
- - системы охлаждения		- зумпфовая
криSTALLизатора	423	- неориентированных равноосных
Газовая резка	227	кристаллов
Дегазация металла	104	- столбчатых кристаллов
Дефект	268	Изостатическое прессование
Дефекты профиля	266	Интенсивность износа
Деформация допускаемая	258	огнеупоров
- межфазная	260	- продувка
- поверхностная	260	Камерное вакуумирование
Завороты корочки	265	Капитальные затраты на
Задержка подачи ковша	422	водоснабжение
Заглубление погружного стакана	407	Ковш-печь:
Заливины	269	назначение
Замена погружного стакана	153, 419	элементы
- защитной трубы	408	Концентрационное (диффузионное)
- промковща	410	переохлаждение
- сталеразливочного ковша	410	Концепции мини-завода
Замер температуры	400	Коэффициент мощности

Кристаллизатор:			
аварийное охлаждение	205	- для отливки тонких слябов	36
бломовый	199	- для прямого получения листа	37
возвратно-поступательное движение	173	- криволинейная	34
всплытие воды	206	- насосно-аккумуляторные станции	427
гильзовый	204	- преимущества	20
время опережения	174	- радиальные	30
замена гильз и плит	207	- разливочная площадка	426
изменение температуры металла и шлака		- типы	31
- ширины	198	- этапы конструирования	14
индекс опережения	201	- тонкослябовые	36
интенсивность теплопередачи	174	Металлургическая длина	30
каналы для воды	157	Механические гидравлические ножницы	229
качество охлаждающей воды	168	Мини- завод	46
материал	205	Модифицирование	74
назначение	167	Модульное построение цехов	41
наполнение	239	Мощность трансформатора	77
неполадки механизма качания	404	Мягкое обжатие	289
несинусоидальный закон движения	422	Набор скорости	406
основные конструктивные параметры	175	Направления развития непрерывной разливки	22
параболический	196	Неметаллические включения в стали	64
перелив	56	Оборотные системы водяного охлаждения	440
подвисание корочки слитка	398	Общий расход воды	411
покрытие	421	на охлаждение	30
привод механизма качания	160	- схема непрерывной разливки	11
сборный	174	Объемы производства стали	39
синусоидальный закон движения	202	Окончание разливки	409
скорость охлаждающей воды	173	Оптимальное содержание	
слябовый	206	алюминия	166
температура рабочей поверхности	200	Осевая ликвация	265
тепловой поток	167	Отбор проб	406
характер движения потоков стали	160	Отклонение от заданных размеров	268
шероховатость и волнистость	162	Открытие канала шиберного затвора	115
поверхности	164	- стаканов-дозаторов	404
Ликвационные полосы	259	Отрыв затравки от заготовки	421
Ликвация	252	Отходы газорезки	442
Литейно-прокатный модуль:		- при отгневой зачистке поверхности	442
расположение основных функциональных единиц	42	Охлаждение слябов и заготовок	414
технологическая схема	42	- ручья	416
Маркировка	414	Охрана окружающей среды	430
МНЛЗ:	42	- труда и техника безопасности	423
- вертикальная	14	Очистка сточных вод	440
- горизонтальная	16	Погружной стакан	144
		Потери металла	31
		- тепла сталью	79

Преимущества разливки фасонной заготовки	55	назначение	117
- сухого торкретирования	138	наполнение	131
Проверка тележек промковшей	388	некрытие стопора	418
- подъемно-поворотного стенда	388	подогрев металла	120
- поддерживающей системы	394	пороги и перегородки	123
- работы механизма качания	394	приемные устройства	123
Перемешивание расплава аргоном	80	тележка	113
-- электромагнитным полем	88	требования к конструкции	121
Поверхностные пузыри	275	уровень металла	121
Повышенная кривизна	268	функции	117, 118
Подача ТИС	407	- футеровка:	
Подготовка гильзовых кристаллизаторов	391	арматурный слой	135
- маркировочной машины	399	наливная	135
- машины газовой резки	398	рабочий слой	135
-- для удаления заусенцев	400	теплоизоляционный слой	135
- МНЛЗ	387	устройство	123
- промковша	388	функции	134
- сборного слябового кристаллизатора	393	Прорыв металла под кристаллизатором	420
- элементов ЗВО	395	Простой ручья	22
Поддерживающие ролики	203	Проход стали между стаканом-дозатором и погружным стаканом	419
Поддержание уровня металла	406	Процесс разливки стали	410
Подкорковые пузыри	280	Равномерность тепловой нагрузки	87
Подъемник для выдачи заготовок	428	Разгиб заготовки	214
Показатели усреднения стали	79	Разливка бломов	52
Порезка	411	- круглых заготовок	52
Пористые пробки и блоки	91	- различных марок	410
Пост управления МНЛЗ	425	- сортовых заготовок	52
-- газовыми резаками	427	- тонкого листа	37
Пояс	265	- фасонной заготовки	52
Предел прочности	256	Разогрев футеровки и стаканов	390
Предельно допустимые концентрации	435	Раскиление диффузионное	65
Принудительное перемешивание	284	- осажддающее	68
Пробковая зона	247	Расход воды в ЗВО	406
Прогар футеровки промковша	418	- на кристаллизатор	400
-- сталеразливочного ковша	416	- ТИС	407
Прогнозирование прорывов	310	Регулирование температуры жидкой стали	79
Производительность МНЛЗ	20	Ромбичность	258
Производство:	39	Сила трения во время качания	172
конвертерной стали	49	Скорость разливки	30
стали в ДСП	419	Следы качания	177
Промковш:	121	Снижение температуры металла в ковшах	80
геометрическая форма	419	Современный конвертерный цех	39
затягивание дозирующих узлов	121	Содержание газов в стали	72
емкость	142	- неметаллических включений	66
металлоприемник			

- вредных примесей	66	Тянувшая клеть	226
Специальные требования правил		Увеличение серийности	443
техники безопасности	446	Удаление серы	71
Стаканы-дозаторы:		Ужимины	258
быстрая замена	128	Усадка	253
внутренний диаметр	126	Усилие между роликами и слитком	213
функции	125	Установка промковша	390
Сталеразливочный ковш:		Участок повышенной травимости	260
затягивание канала разливочного		Формирование корочки во время	
стакана	418	качания	171
назначение	110	Химический подогрев стали	81
неполное закрытие - открытие		Холодильник	230
шиберного затвора	417	Циркуляционное вакуумирование	96
проход металла между плитами		Частота качания	145
шиберного затвора	417	Шиберный затвор:	
стойкость	112	недостатки	115
футеровка	112	функции	114
Сталеразливочный стенд	113	Шлаковые включения	300
Стопор	124	- и неметаллические включения	265
Стопор-монаоблок	138	Шлакообразующие смеси:	
Структурные зоны	247	вязкость	187
Суть процесса непрерывной		гранулированные	190
разливки	11, 26	исходные материалы	186
Сухие магнезиальные массы	138	оптимальная толщина	184
Схемы дозирования металла	126	основные компоненты	192
Твердая корочка:		подача в кристаллизатор	184
деформация	263	порошковидные	190
необходимая толщина	171	расход	183
прилипание	171	рекомендованные свойства	185
растягивающие напряжения	169	состав	191
расчет толщины	160	температура затвердевания	187
уменьшение толщины	169	- плавления	187
- начала выделения		- начала	
Температура ликвидус	156	криSTALLической фазы	187
- охлаждающей воды	408	- размягчения	187
- разливаемой стали	401	- растекания	187
Теплопроводность	160	функции	181
Термонапряженное состояние	258	Экологические задачи	434
Типы кристаллических структур	285	Электромагнитное перемешивание	288
Торкрет-масса	135	Электросталеплавильный цех	39
Транскристаллизация	248	Эффективность дугового нагрева	86
Требования к качеству металла	64		
Требования правил техники			
безопасности	423		
Трешины:			
возникновение	255		
осевые	278		
наукообразные	265		
поперечные поверхностные	270		
продольные поверхностные	260		

Підписано до друку 05.04.2011 р. Формат 60x84 1/16.
Ум. друк. арк. 30,125. Друк лазерний. Зам. № 645. Накл. 500 прим.

Надруковано в ТОВ «Цифрова типографія»
Адреса: м. Донецьк, вул. Челюскінців, 291а, тел.: (062) 388-07-31, 388-07-30



Смирнов Алексей Николаевич,
Заслуженный деятель науки и техники Украины,
доктор технических наук, профессор, заведующий
кафедры «Металлургия стали» Донецкого
национального технического университета. Автор
свыше 500 научных работ, среди которых 12
монографий и учебных пособий, 70 авторских
свидетельств и патентов, 2 научных открытия, а
также десятки докладов на престижных
международных симпозиумах и конференциях.
Лауреат Государственной премии Украины в
области науки и техники.



Куберский Сергей Владимирович,
кандидат технических наук, доцент, заведующий
кафедры «Металлургия черных металлов»
Донбасского государственного технического
университета. Автор 145 научно-методических
работ, среди которых 1 монография, 2 учебных
пособия, 11 авторских свидетельств и патентов на
изобретения.



Штепан Евгений Викторович,
кандидат технических наук, доцент кафедры
«Металлургия стали» Донецкого национального
технического университета. Имеет 32
публикации, в том числе 1 патент и
1 монографию. Принимал участие в реализации
ряда значительных инновационных проектов по
созданию новых и модернизации существующих
МНЛЗ и технологий непрерывной разливки стали
в Украине и России.