

Министерство образования и науки Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет»

Б. М. Соболев, В. В. Куриный

**РАСЧЕТЫ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ ПЛАВКИ СТАЛЕЙ
(УГЛЕРОДИСТЫХ, ЛЕГИРОВАННЫХ, ВЫСОКОЛЕГИРОВАННЫХ)**

Утверждено в качестве учебного пособия

Учёным советом Федерального государственного бюджетного
образовательного учреждения высшего профессионального образования
«Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет»

Комсомольск-на-Амуре
2015

УДК 621.745(07)
ББК 34.327я7
С544

Рецензенты:

С. Г. Жилин, кандидат технических наук, доцент,
заведующий лабораторией химических и фазовых превращений
в материалах ФГБУН «Институт машиноведения и металлургии
Дальневосточного отделения Российской академии наук» (ИМиМ ДВО РАН);
Кафедра «Литейное производство и технология металлов»
ФГБОУ ВПО «Тихоокеанский государственный университет»,
заведующий кафедрой доктор технических наук, профессор Ри Хосен

Соболев, Б. М.

С544 Расчеты в технологических процессах плавки сталей (углеродистых, легированных, высоколегированных) : учеб. пособие / Б. М. Соболев, В. В. Куриный. – Комсомольск-на-Амуре : ФГБОУ ВПО «КнАГТУ», 2015. – 112 с.

ISBN 978-5-7765-1228-5

В учебном пособии приведены краткие сведения по составу шихтовых материалов, технологии плавки литейных сталей в электрических печах с кислой и основной футеровкой, а также основные положения двухстадийной технологии плавки стали в металлургическом производстве. Изложены принципы расчета шихты и методики расчета шихты для плавки стали в электрических печах приближенным методом и на ЭВМ. Приведены примеры расчета шихты для плавки стали в электродуговых и индукционных печах приближенным методом и стандартным симплекс-методом на ЭВМ. Рассмотрены примеры расчета материального баланса плавки стали в электродуговых печах, а также справочные материалы, необходимые для расчета состава шихты и материального баланса.

Пособие предназначено для выполнения практических работ студентами направлений «Металлургия», «Машиностроение».

УДК 621.745(07)
ББК 34.327я7

ISBN 978-5-7765-1228-5

© ФГБОУ ВПО «Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет»,
2015

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
1. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПЛАВКИ СТАЛИ	5
2. ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ ЛИТЕЙНЫХ СТАЛЕЙ В ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧАХ	7
2.1. Технологические основы плавки углеродистых сталей в электродуговых печах переменного и постоянного тока	7
2.1.1. Плавка углеродистой стали в электродуговых печах с основной футеровкой	7
2.1.2. Плавка стали в электродуговых печах с кислой футеровкой	9
2.2. Технологические основы плавки стали в индукционных тигельных печах	10
3. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ ЛЕГИРОВАННЫХ СТАЛЕЙ	11
3.1. Особенности плавки в электродуговых печах высокохромистых низкоуглеродистых сталей	11
3.2. Особенности плавки в электродуговых печах высокомарганцевых сталей	13
4. СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДАХ В ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧАХ	15
4.1. Выплавка полупродукта в электродуговых сталеплавильных печах	15
4.2. Доводка стали в агрегате «ковш-печь»	23
5. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ПЛАВКИ ЛИТЕЙНЫХ СТАЛЕЙ	24
5.1. Составление уравнений для расчета шихты	24
5.2. Методы расчета шихты	26
5.3. Особенности составления шихты для плавки стали	30
6. ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА ШИХТЫ ДЛЯ ПЛАВКИ СТАЛИ	33
6.1. Расчет шихты для плавки стали марки 110Г13Л переплавом приближенным способом	33
6.2. Расчет шихты для плавки стали марки 40ХНЛ на ЭВМ симплекс-методом	38
7. ЗАДАНИЕ НА РАЗРАБОТКУ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ	42
8. ПРИМЕРЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИНСТРУКЦИЙ НА ВЫПЛАВКУ СТАЛЕЙ	43
8.1. Плавка углеродистых сталей в электродуговой печи ДС-5МТ с кислой футеровкой	43
8.1.1. Химический состав	43
8.1.2. Подготовка печи к плавке	43
8.1.3. Подготовка шихты	44
8.1.4. Завалка шихты	45
8.1.5. Продолжительность плавки по операциям	46

8.1.6. Плавление	46
8.1.7. Окислительный период.....	47
8.1.8. Восстановительный период	48
8.1.9. Выпуск плавки.....	49
8.1.10. Разливка	50
8.1.11. Техническая документация.....	50
8.2. Инструкция на выплавку жароупорной стали в электродуговой печи с кислой футеровкой.....	51
8.2.1. Химический состав стали.....	51
8.2.2. Оборудование	51
8.2.3. Подготовка печи к плавке	51
8.2.4. Шихтовые материалы	51
8.2.5. Подготовка шихты	52
8.2.6. Расчет шихты	52
8.2.7. Подготовка печи к плавке и заливке	52
8.2.8. Плавление	52
8.2.9. Окислительный период.....	53
8.2.10. Раскисление и доводка металла по химическому составу....	53
8.2.11. Техника безопасности	53
8.3. Инструкция на плавку стали марки 110Г13Л методом сплавления и переплава в основных электропечах.....	53
8.3.1. Химический состав стали марки 110Г13Л	54
8.3.2. Состав и подготовка шихты	54
8.3.3. Подготовка печи к плавке и загрузка шихтой.....	56
8.3.4. Расплавление шихты	57
8.3.5. Доводка плавки по химическому составу	58
8.3.6. Выпуск плавки.....	60
8.3.7. Техническая документация.....	61
8.3.8. Механические свойства.....	61
9. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛЕЙ.....	61
9.1. Общие положения	61
9.2. Пример расчета материального баланса плавки стали в кислых электродуговой печках (кремневосстановительный процесс).....	63
9.3. Расчет плавки в электродуговой печи с кислой футеровкой (активный процесс)	70
9.4. Расчет плавки стали в основных электродуговых печках	75
9.5. Расчет раскисления стали.....	87
10. ЗАДАНИЕ НА РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПЛАВКИ СТАЛИ	92
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	93
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	94
ПРИЛОЖЕНИЕ. СПРАВОЧНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА ШИХТЫ ДЛЯ ПЛАВКИ СТАЛИ И МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА	95

ВВЕДЕНИЕ

Основной задачей сталеплавильного процесса является получение жидкой стали заданного химического состава с определенными физико-химическими и литейными свойствами, с минимальными затратами времени, материалов и энергоресурсов. В плавильном агрегате в строгой последовательности протекают сложные физико-химические процессы между металлом, шлаком и печной атмосферой. Эти процессы, обычно не достигающие равновесия, в значительной степени определяют основные направления реакций и технико-экономические показатели производства.

В последние годы непрерывно растет удельный вес электростали в балансе стальных отливок и составляет 97 %. Высокий уровень качественных отливок показателей отечественного сталелитейного производства в значительной степени объясняется преимуществом электрометаллургических процессов.

1. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПЛАВКИ СТАЛИ

При выплавке стали в электропечах основной металлической частью шихты является стальной лом. В соответствии с ГОСТ 2787-75 лом подразделяется на две категории (А – углеродистый и Б – легированный), на два класса (стальной и чугунный) и на несколько видов. Вид определяется физическим состоянием и показателями качества лома (кусковой, прессованный, габаритный и так далее). Легированный лом разделяют на 67 групп по химическому составу.

Для получения требуемого содержания углерода в шихту вводится передельный чугун марок П1 и П2 по ГОСТ 805-95, электродный бой, кокс и другие карбюризаторы. Введение чугуна в шихту увеличивает содержание фосфора, поэтому его следует применять в плавках с удалением фосфора. Предпочтительнее использовать чугуны с пониженным содержанием серы и фосфора.

На машиностроительных заводах обычно в состав шихты вводят стружку. Стружку сортируют по группам марок, обжигают для удаления масла и брикетируют. В состав шихты включают до 15 % таких брикетов.

Легирование и раскисление стали производят присадками ферросплавов, реже используют другие сплавы и чистые металлы. Из выпускаемых промышленностью сплавов кремния при производстве стальных отливок применяют преимущественно ферросилиций марок ФС75, ФС65, ФС45 по ГОСТ 1415-93. Для диффузионного раскисления под белыми шлаками в основных электропечах более предпочтителен 65 и 75%-ный ферросилиций, образующий при помолке более дисперсные порошки.

Ферромарганец по ГОСТ 4755-91 подразделяют на низкоуглеродистый (0,5 % С), среднеуглеродистый (1...2 % С) и высокоуглеродистый. Низкоуглеродистый и среднеуглеродистый ферромарганец содержит 85 % марганца (кроме ФМн 2,0, в котором 75 % марганца). В низкоуглеродистом ферромарганце среднее содержание углерода показано в цифровом обозначении марки (ФМн 1,5 % углерода). В высокоуглеродистом ферромарганце в цифровом обозначении показано среднее содержание марганца (содержит 75 % марганца). В маркировке ферромарганца буква А означает пониженное содержание фосфора (менее 0,05 %), буква К – пониженное содержание кремния (до 1 %), С – повышенное содержание кремния (например, ФМн 75АС6 содержит 6 % кремния).

Для преобладающего числа марок сталей используют высокоуглеродистый ферромарганец. Низко- и среднеуглеродистый ферромарганец применяют при выплавке низкоуглеродистых сталей и для снижения количества углерода в высокомарганцевой стали.

Широкое распространение в сталелитейном производстве получил силикокальций – раскислитель, модификатор и глобулизатор включений. Лучший эффект дают сплавы СК25, СК30 по ГОСТ 4762-71.

Хром – легирующий компонент значительной части конструкционных сталей. Феррохром подразделяется: на низкоуглеродистый (ФХ010...ФХ050), содержащий 0,01...0,50 % углерода; среднеуглеродистый (ФХ 100...ФХ400), содержащий 1...4 % углерода; углеродистый (ФХ650 и ФХ800), содержащий 6,5...8,0 % углерода. Во всех марках феррохрома содержание хрома находится в пределах 60...68 %. При выплавке легированных сталей применяют ферровольфрам, ферромolibден, феррованадий, ферротитан, ферросиликохром и другие. Никель и медь используют в виде чистых металлов.

Для раскисления сталей применяют первичный алюминий с содержанием примесей менее 2 %. Сведения о составе шихтовых материалов приведены в [1 – 3].

Все металлургические процессы проводят с участием шлаковой фазы. Количество шлака при выплавке стали в дуговых электропечах обычно составляет 3...7 % массы металлической садки. Для шлакообразования в электропечах применяют свежееобожженную известь, плавиковый шпат, шамотный бой, кварцевый песок, известняк металлургический. Для восстановительных шлаков применяют порошки кокса, молотого ферросилиция и в отдельных случаях алюминия.

Для окислительных процессов используют железную руду, окалину от термообработки, газообразный кислород.

2. ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ ЛИТЕЙНЫХ СТАЛЕЙ В ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧАХ

2.1. Технологические основы плавки углеродистых сталей в электродуговых печах переменного и постоянного тока

В сталелитейных цехах чаще всего применяют печи переменного тока ДСП-3, ДС-5МТ, ДСП-6, ДСП-12, ДСП-25. В цехах крупносерийного производства устанавливают большое количество печей с относительно небольшой массой садки. Различают основной и кислый процессы плавки стали. Основной процесс позволяет удалить из металла серу и фосфор, а также произвести диффузионное раскисление под белым или карбидным шлаком. Кислый процесс требует минимального содержания серы и фосфора в шихтовых материалах, более производительен и широко применяется в литейном производстве. Печи постоянного тока пока не нашли широкого применения, но они имеют, несомненно, определенные достоинства как более экономичные и универсальные (можно плавить не только углеродистые стали и высоколегированные чугуны, но и цветные сплавы). В дальнейшем рассматривается технология плавки стали в электродуговых печах переменного тока.

2.1.1. Плавка углеродистой стали в электродуговых печах с основной футеровкой

В дуговых печах с основной футеровкой получают около 35 % всей стали, выплавляемой для фасонного литья; из них 20 % приходится на долю высокомарганцовистых сталей, 5 % – на долю высокохромистых и хромоникелевых, остальные 10 % – на ответственные марки углеродистых и низколегированных сталей [4].

Плавку сталей при основном процессе ведут либо с окислением примесей, либо методом переплава.

Плавка стали с окислением. Плавка стали основным процессом с окислением получила большое распространение. Этим методом можно выплавлять стали с минимальным содержанием серы, фосфора, азота, водорода и стали с низким содержанием углерода (до 0,02...0,03 %). Такие возможности (исключая удаление серы) обусловлены наличием окислительного периода. При плавке стали с окислением используют нелегированную металлошихту, так как в окислительный период большинство дефицитных легирующих элементов окисляются частично или полностью и теряются со шлаком. Однако отходы, содержащие никель, медь и молибден, могут быть использованы в шихте в любых количествах, так как угар этих элементов незначителен.

В дуговых печах успешно перерабатывается металлическая стружка. Количество мелкой шихты, включая стружку, должно составлять 20...30 %, крупной около 30 %, средних размеров 40...50 %.

При выплавке стали с окислением имеет большое значение порядок введения в расплав легирующих присадок [5].

Феррохром вводится в печь после предварительного раскисления (при плавке сталей с низким содержанием углерода) или в начале рафинирования (при выплавке высокохромистых сталей). При введении феррохрома в нераскисленную сталь возможно небольшое окисление хрома, но в восстановительный период он переходит из шлака в металл, и усвоение его достигает 95 %.

Никель и *медь* почти не угорают в процессе плавки. С этой точки зрения, время присадки их в печь не имеет значения. Но, как правило, медь и никель содержат много водорода или влаги, поэтому целесообразно давать их в завалку. В этом случае водород, внесенный медью и никелем, успешно удаляется в окислительный период.

Ферромарганец вводится в печь в начале доводки (до раскисления) или после раскисления, в зависимости от этого выплавляют или обычные марки стали, или высокомарганцевые.

Молибден окисляется незначительно, и основное количество ферромolibдена вводится в печь в окислительный период плавки.

Вольфрам и *ванадий* в процессе плавки окисляются интенсивно, поэтому ферросплавы вольфрама и ванадия вводят в восстановительный период плавки.

Титан, используемый для легирования, дополнительного раскисления и изменения структуры, является одним из наиболее активно взаимодействующих с кислородом элементов. Поэтому легирование титаном производят в печи перед выпуском стали или же в ковше.

Ферросилиций и *алюминий* применяют обычно в качестве эффективных раскислителей.

При выплавке кремнистых сталей легирование *кремнием* осуществляют в печи за 25...30 мин до выпуска. *Алюминием* легируют в печи перед выпуском или в ковше.

Плавка стали переплавом. Плавка стали основным процессом без окисления применяется преимущественно при выплавке легированных и высоколегированных сталей и сплавов с целью максимального использования легирующих элементов, содержащихся в отходах. Плавку ведут с ограничением окислительных процессов, без подачи руды и кислорода. Шлак, образующийся при плавке, если и удаляют, то только после восстановления легирующих элементов молотым ферросилицием или коксом. В результате существенно повышается усвоение легирующих элементов из металлоотходов. При этом значительно удешевляется стоимость шихты

(за счет сокращения расходов дорогих ферросплавов). Кроме того, расход электроэнергии и длительность плавки уменьшаются на 10...20 %.

Однако при многократном переплаве легирующих отходов содержание водорода и азота повышается, что существенно снижает качество стали.

В таких случаях применяют метод плавки с окислением, но без удаления окислительного шлака. После расплавления шихты путем продувки ванны кислородом окисляют 0,1...0,2 % углерода. Это обеспечивает быстрый нагрев и интенсивное кипение стали. Затем раскисляют шлак молотым ферросилицием и коксом. Легирующие элементы, перешедшие в шлак во время плавления и в окислительный период, восстанавливаются и усваиваются жидкой сталью.

2.1.2. Плавка стали в электродуговых печах с кислой футеровкой

Процесс плавки стали в электродуговых печах с кислой футеровкой в литейном производстве находит широкое применение прежде всего вследствие высокой стойкости кислой футеровки, низкой стоимости огнеупорных материалов (удельные затраты на футеровку кислых печей в 2,5...3,0 раза меньше, чем основных) и большой производительности.

В дуговых печах с кислой футеровкой выплавляют простые углеродистые стали, а также стали, легированные хромом, молибденом, ванадием. Шихта состоит преимущественно из возврата собственного производства и стального лома. При использовании более 50 % стального лома в шихте возрастает выше допустимого содержание серы и фосфора.

Рекомендуется составлять шихту на 70...75 % из крупногабаритных и 25...30 % мелких шихтовых материалов. В шихту можно вводить до 10...12 % металлической стружки. При плавке стали в кислой электродуговой печи сохраняются все основные периоды, за исключением восстановительного, который либо вообще отсутствует, либо проводится по упрощенной технологии.

В окислительный период за счет взаимодействия с оксидом железа, содержащимся в шлаке и образующимся при добавлении железной руды, окисляется 0,1...0,2 % углерода.

По ходу плавки температура стали повышается, содержание оксида железа в шлаке уменьшается, а кремнезема увеличивается. Это создает условия для восстановления кремния из футеровки и шлака углеродом, растворенным в металле. В зависимости от степени развития этой реакции различают активный и пассивный кремневосстановительный процессы.

При активном процессе путем снижения активности кремнезема в шлаке (добавкой известняка, извести) содержание кремния в стали ограничивают 0,18...2,20 %.

При пассивном процессе реакция восстановления кремнезема получает большое развитие, и при очень горячем ходе печи содержание его может превысить допустимые пределы. Регулируя температуру, продолжительность процесса восстановления кремния и шлаковый режим, можно добиться, чтобы содержание кремния не превышало допустимых пределов.

При высоком (в пределах допустимого) содержании кремния последующее раскисление стали ферросилицием не производят.

Пассивный кремневосстановительный процесс применяется в тех случаях, когда плавка выпускается из печи целиком. Когда же плавка разбирается малыми порциями, этот процесс не пригоден, так как оставшийся в печи металл будет обогащаться кремнием.

По завершении окислительного периода производят раскисление стали ферромарганцем, ферросилицием и алюминием. Последний обычно вводят в ковш. Оптимальное количество алюминия, обеспечивающее наиболее высокие пластические свойства, определяется окисленностью стали и обычно составляет 0,1...0,2 % от массы раскисляемого сплава.

2.2. Технологические основы плавки стали в индукционных тигельных печах

Плавку стали в индукционных печах ведут методом переплава. В индукционных печах выплавляют все марки сталей, но особенно перспективно применение печи для получения сталей с низким содержанием углерода и высоколегированных сталей. Для выплавки низко- и среднеуглеродистых сталей используется кислая футеровка. Сплавы, содержащие титан, алюминий, марганец и другие элементы, активно взаимодействующие с кремнеземом, выплавляют в печах с основной футеровкой.

При плавке стали в индукционных печах используют шихтовые материалы с минимальным содержанием серы и фосфора, так как процессы дефосфорации и десульфурации затруднены вследствие низкой температуры шлака. Состав шихты практически предопределяет состав готового металла, так как угар основных легирующих элементов незначителен и мало зависит от футеровки печи.

Шихта обычно состоит из отходов углеродистой и легированной сталей, ферросплавов, присадок. Количество возврата в шихте может достигать 100 %. Для получения заданного содержания углерода в шихту вводят электродный бой или кокс. Усвоение их достигает соответственно 90, 70 %.

3. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ ЛЕГИРОВАННЫХ СТАЛЕЙ

3.1. Особенности плавки в электродуговых печах высокохромистых низкоуглеродистых сталей

Высоколегированные хромистые, хромоникелевые, хромоникель-молибденовые, хромоникельвольфрамовые и другие нержавеющие, кислотостойкие и жаропрочные стали ферритного, феррито-мартенситного и аустенитного классов характеризует высокое содержание хрома, которое достигает в некоторых марках 26 %. Наиболее сложными по технологии плавки являются стали с низкой концентрацией углерода (менее 0,12 %) и высоким содержанием легирующих элементов. Присутствие относительно большого количества титана и алюминия также усложняет процессы плавки.

Наибольшее количество отливок производится из аустенитной хромоникелевой стали марки 12X18H9ТЛ, которая является одновременно нержавеющей, кислотостойкой и жаропрочной. Она содержит до 0,12 % С, 0,2...1,0 % Si, 1...2 % Mn, 17...20 % Cr, 8...11 % Ni, до 0,8 % Ti, до 0,03 % S и 0,035 % P. Указанную сталь выплавляют в дуговых и индукционных печах с основной футеровкой. В дуговых печах плавка проводится на свежей шихте с окислением и методом переплава; в индукционных – только переплавом.

Для плавки с окислением в дуговых печах шихта состоит из низкоуглеродистого лома. В завалку задают руду и известь. По расплавлению фосфористый шлак частично или полностью удаляют и наводят свежий. В хорошо нагретый металл вводят руду или газообразный кислород и осуществляют кратковременный интенсивный кип до нужного уровня содержания углерода (до 0,03...0,04 % С). Длительность операции обычно не превышает 30 мин. После скачивания окислительного шлака проводят осадочное раскисление алюминием (0,1 %), ферросилицием или силикохромом (до 0,2 % Si), добавляют восстановительный шлак и нагретый докрасна низкоуглеродистый феррохром (в 2...4 приема). В процессе и по окончании расплавления феррохрома шлак раскисляют смесями порошков 75%-ного ферросилиция (до 5 кг/т), алюминия (до 2 кг/т) и силикокальция (до 3 кг/т). После корректировки состава и температуры при белом шлаке плавку выпускают в ковш. В сталь, содержащую титан, за 5 мин до выпуска вводят ферротитан (угар до 50 %). Если используют металлические отходы или брикеты губки титана, то их частично или полностью присаживают в ковш. Длительность восстановительного периода до 1,5 ч.

Метод плавки на свежей шихте с окислением из-за невозможности употребления отходов применяют редко и только для ограниченного сортамента марок.

В современной электрометаллургии наиболее распространены методы переплава, ставшие возможными благодаря использованию кислорода.

Обезуглероживание высокохромистой ванны основано на процессе избирательного окисления углерода в присутствии хрома при высоких температурах. Химическое сродство углерода к кислороду непрерывно возрастает с увеличением температуры и при определенном критическом ее значении превышает сродство хрома к кислороду. Чем больше в стали хрома и меньше углерода, тем выше должна быть критическая температура процесса.

При вдувании кислорода температура металла в локальных объемах ванны быстро возрастает до 1800...1900 °С. Если остаточное содержание хрома составляет 10...12 %, то обезуглероживание протекает до 0,06...0,08 % углерода. Обычно в начале продувки хром окисляется на 3...5 %. Термохимические расчеты показывают, что при окислении кислородом 1 % хрома температура ванны повышается примерно на 100 °С. Этому способствуют и экзотермические реакции окисления железа и кремния.

Локальный нагрев металла внутри ванны обеспечивает более низкие температуры шлака и лучшую стойкость подины и футеровки. Ввод кислорода непосредственно в металл вызывает активный барботаж ванны, существенно снижающий содержание водорода и азота в стали (до 30 %).

После продувки отбирают пробу на химический анализ, проводят осадочное раскисление силикохромом и ферросилицием, затем присаживают прокаленный феррохром, никель и другие ферросплавы. В процессе плавления феррохрома проводят раскисление шлака порошками 75%-ного ферросилиция и алюминия. За счет перегрева ванны присадки феррохрома быстро расплавляются, снижая температуру стали до нормальной. В конце операции шлак частично скачивают.

Восстановительный процесс осуществляют под белым шлаком, как и при плавке с окислением на свежей шихте. Для повышения жидкотекучести и пластичности стали, а также уменьшения склонности отливок к трещинам применяют дополнительное модифицирование кальцием и редкоземельные металлы (РЗМ) (по 0,1...0,15 % каждого).

Нержавеющие и кислотостойкие стали, содержащие легкоокисляющиеся элементы, особенно склонны к пленообразованию и дефектам макроструктуры и поверхности. Заливка форм должна проводиться с большой скоростью и в оптимальном интервале температур. Присадки поверхностно-активных металлов, создание защитной атмосферы и особенно разливка в среде нейтральных газов или вакууме существенно улучшают качество отливок.

3.2. Особенности плавки в электродуговых печах высокомарганцевых сталей

Высокомарганцевая аустенитная сталь, сочетающая высокую вязкость и способность к наклепу с отличной износостойкостью, широко применяется для изготовления отливок, используемых в машиностроении, горной, металлургической, химической и строительной промышленности. Содержание элементов в стали 110Г13Л колеблется в широких пределах: 0,9...1,4 % С, 11,5...15,0 % Мn, до 1 % Si, до 1 % Cr, до 0,3 % Cu, до 0,05 % S; до 0,12 % P. Соотношение Mn/C рекомендуется более десяти, однако технические условия отдельных заводов допускают его равным до шести.

Высокомарганцевая сталь отличается высоким содержанием фосфора (до 0,12 %), который вносится при легировании ферромарганцем, что отрицательно сказывается на свойствах стали. Содержание серы в промышленных плавках, вследствие обессеривающей способности марганца, не превышает 0,02 %.

Плавку высокомарганцевой стали ведут в электропечах с основной футеровкой. Наиболее удобными агрегатами являются 6...12-тонные дуговые печи, которые обеспечивают производство относительно крупных отливок и быструю (до 30 мин) разливку металла из ковшей.

Применяют три метода плавки: 1) с окислением на свежей шихте, 2) переплавом и 3) сплавлением. В первом случае используют шихту из лома или отходов углеродистой стали. Для интенсификации процессов плавки желательно после расплавления получить не более 0,3 % углерода. Дефосфорация будет более успешной, если в завалку добавить руду и известь (до 3 % каждого). Окисление проводят форсированно (до 30 мин) и заканчивают при содержании углерода около 0,1 % и фосфора не более 0,02 %. После скачивания окислительного шлака наводят второй восстановительный шлак. В нагретый металл в два – три приема вводят ферромарганец. Одновременно осуществляют диффузионное раскисление шлака порошками кокса и ферросилиция. Содержание закиси железа в шлаке перед выпуском не должно превышать 1 %. Шлак должен рассыпаться в белый порошок. Конечное раскисление производится присадкой 0,03...0,05 % Al. Длительность восстановительного периода около 1 ч.

В целях экономии ферромарганца и использования собственных отходов и покупного лома высокомарганцевой стали широко применяют метод переплава. Шихта может включать возврат собственных отходов, лом траков и низкоуглеродистый стальной лом. Соотношение этих составляющих шихты не ограничивается: в ней может быть до 100 % отходов. На углеродистую часть шихты в завалку подается ферромарганец. Технология плавки существенно упрощается. По расплавлению ванны шлак раскисляют порошками кокса и ферросилиция (для восстановления окислов

марганца) и, если его много, частично скачивают, после чего продолжают раскисление и доводку плавки по составу. Длительность восстановительного периода сокращается до 30 мин.

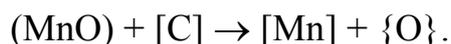
Метод чистого сплавления применяют сравнительно реже из-за его нерациональности. Шихта составляется из низкоуглеродистого стального лома и ферромарганца. Плавка ведется форсированно, как и при переплаве отходов, однако расход ферромарганца остается на том же уровне, что и в плавке с окислением. При одинаковом содержании фосфора в стали все три метода дают практически равноценные показатели.

На Криворожском центральном рудоремонтном заводе горнообогачительного оборудования получены следующие коэффициенты для плавки (массой 8 т), выполненных с окислением (числитель) и методом переплава (знаменатель): удельная производительность, т/ч – 2,3/3,2; расход электроэнергии, кВт·ч/т – 720/620; расход электродов, кг/т стали – 7,5/6; длительность плавки, ч – 3,5/2,5.

Среднегодовой состав шихты на тракторных заводах примерно следующий: 30 % низкоуглеродистого лома, 30 % собственного возврата, 30 % лома траков и 8...10 % ферромарганца (в том числе 2 % малоуглеродистого). Длительность плавки 2,5 ч; расход электроэнергии 620 кВт·ч/т.

Применение кислорода при выплавке высокомарганцевой стали на свежей шихте для подрезки и окисления (взамен руды) позволило сократить плавку на 10 мин, снизить расход энергии, увеличить на 5 % производительность печей.

Избирательное окисление углерода газообразным кислородом в присутствии марганца в значительной степени определяется равновесием эндотермической реакции:



С увеличением содержания марганца для окисления углерода требуется более высокая температура. Так, в период продувки кислородом расплава, включающего 7 % Mn, содержание углерода при 1600 °С и 1700 °С может быть снижено соответственно до 1,1 % и 0,85 %. В печь кислород вводится по металлическим трубкам (18 мм), футерованным огнеупорной массой. В конце процесса плавления осуществляют подрезку кислородом оставшейся на откосах части нерасплавленной шихты. После полного расплавления металл перегревают до температуры свыше 1600 °С и в течение 10...15 мин продувают кислородом. За счет экзотермических реакций окисления кремния, железа и марганца через 3...6 мин температура ванны поднимается до 1700...1750 °С и начинается окисление углерода, сопровождающееся энергичным кипением ванны. Общая длительность продувки 10...15 мин. По окончании продувки ванна продолжает кипеть и успокаивается только после раскисления шлака порошками ферросилиция

и кокса. Средний удельный расход кислорода составляет около 12 м³/т стали, расход трубок – до 1,5 м/т стали.

После продувки ванны для ее доводки по составу и охлаждения присаживают необходимый по расчету ферромарганец и габаритный лом высокомарганцевой стали. При этом для легирования применяют доменный ферромарганец и силикомарганец. По окончании легирования и получения белого шлака при температуре 1500...1520 °С плавку выпускают и разливают по формам.

4. СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДАХ В ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧАХ

4.1. Выплавка полупродукта в электродуговых сталеплавильных печах

На современных металлургических заводах ДСП предназначена только для расплавления шихты и выплавки полупродукта, а рафинирование, легирование, доводка по составу и т. д. осуществляются вне печи методами внепечной обработки. Металлический лом является самым доступным шихтовым материалом. При необходимости снижения содержания цветных металлов в готовой стали, наряду с металлическим ломом в шихту электропечей вводят железосодержащие шихтовые материалы (железо прямого восстановления, горячбрикетированное железо (приложение)). Выплавка полупродукта в ДСП осуществляется методом полного окисления с использованием одношлакового процесса. По способу ведения плавки различают два варианта:

1) с завалкой шихты на «сухую» подину, очищенную от остатков шлака и металла предыдущей плавки. Данный вариант используется после ремонта подины, после ремонта эркера и в случае необходимости осмотра состояния подины и ее заправки;

2) основной – с завалкой шихты на «болото», т.е. на оставшийся от предыдущей плавки шлак и часть металла суммарной массой (10...20) т.

При плавке с одной подвалкой в современной ДСП (рис. 4.1) продолжительность работы трансформатора составляет около 85 % общего времени и делится по уровню вводимой мощности на три этапа.

Быстрое проплавление колодцев после завалки (60...70 % лома) или подвалки с целью защиты свода печи от излучения и замыкание электрической цепи на «болото». Продолжительность этапа составляет 1-2 мин. Для того чтобы уменьшить энергетический уровень дуг, работают на одной или двух ступенях напряжения с относительно короткими дугами. Как только электроды достигают «болота», работа дуг стабилизируется и можно увеличить их мощность до максимума.

На втором этапе плавления лома необходимо вводить максимальную активную мощность. Вторичное напряжение повышают, длина электрической дуги возрастает, поскольку футеровка печи полностью экранирована шихтовыми материалами. Печь работает с коэффициентом мощности равным 0,80...0,81.

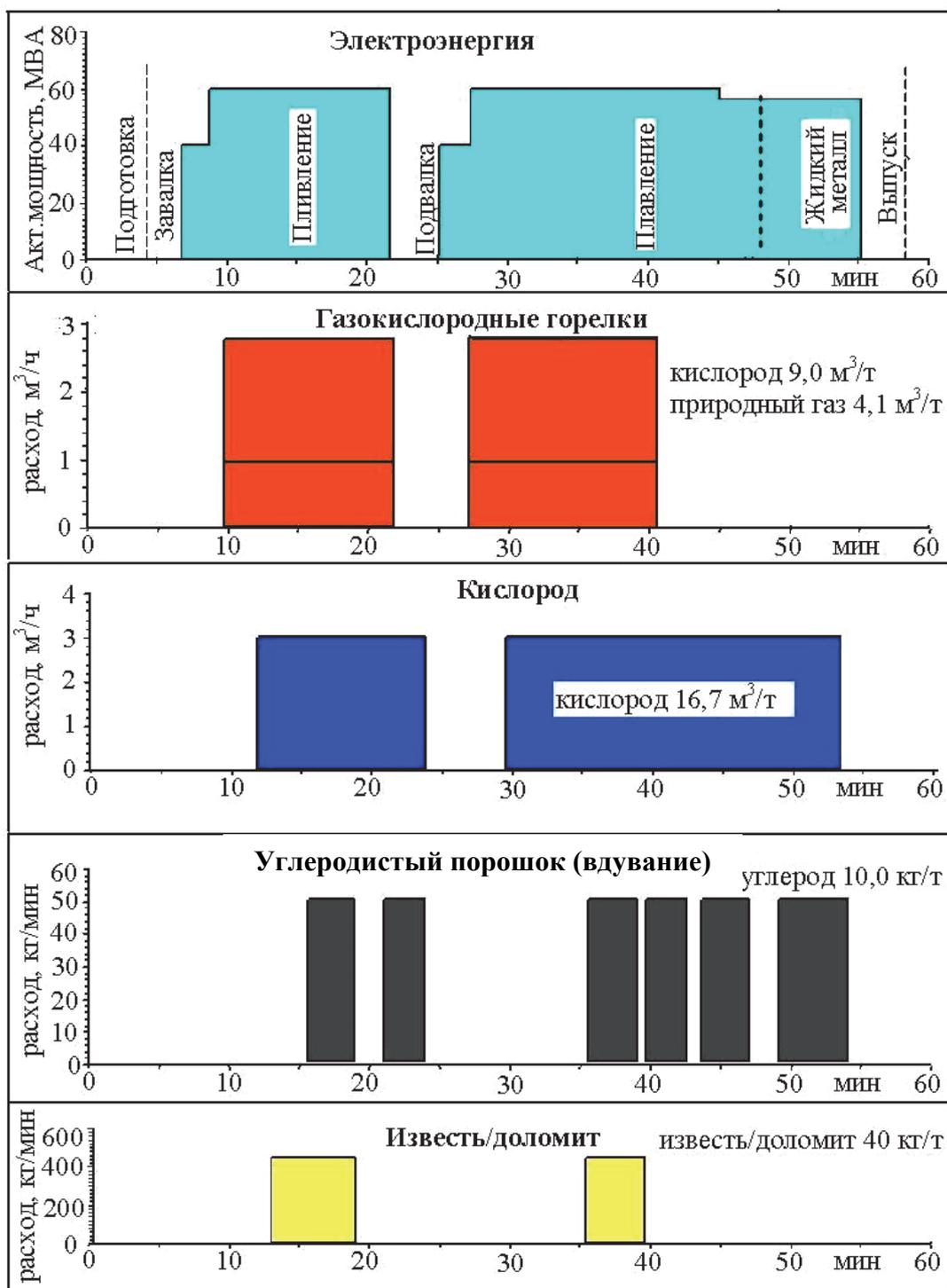


Рис. 4.1. Пример энерготехнологического режима плавки в дуговой сталелитейной печи, вместимостью 100 т

В конце плавки на третьем этапе плавления лома мощность электрической дуги в некоторых случаях принято снижать.

Завершающий этап проводят при высоком значении силы тока в сочетании с пониженным напряжением.

При работе с одной подвалкой после подачи электроэнергии в количестве 280...300 кВтч/т завалки плавление останавливают и проводят подвалку лома.

Качество вспенивания шлака определяет теплоперенос от дуги к жидкой ванне, а его толщина и свойства могут изменить расход энергии на ± 20 кВтч/т. Если дуга погружена в шлак на часть своей длины, то пропорциональное количество энергии, которая в первом случае терялась, передается расплавленной ванне.

Для того чтобы ускорить плавление лома в холодных местах рабочего пространства и не затягивать наступление момента полного плавления лома и получения активной по всей поверхности шлаковой ванны применяют дополнительную энергию топливо-кислородных горелок. Горелки включают сразу же после завалки (см. рис. 4.1). Суммарная продолжительность работы горелок зависит от физических свойств загруженного скрапа и колеблется от 15 до 20 мин, что обычно составляет 20...35 % времени плавки. Считается, что средний термический КПД горелок равен 50...60 %. Обычно топливом служит природный газ. Для сжигания 1 м³ газа требуется около 2 м³ кислорода.

Химическая энергия. Приход тепла химических реакций при проведении окислительных процессов как по классической, так и по современной технологии приблизительно одинаков и составляет в приведенном примере около 190 кВтч/т выплавленной стали (табл. 4.1).

Приход тепла за счет высокзатратных попутных источников энергии в современной печи значительно снижен и составляет около 15 % против 50 % и более в классической печи (окисление железа, графитированных электродов, а для случая классической технологии производства электротехнической стали – раскисление шлака и металла ферросилицием, силикокальцием и алюминием).

Приход тепла в результате окисления примесей металлосодержащей части шихты в современной плавке примерно в два раза ниже, но дисбаланс компенсируется вводом в рабочее пространство углеродистого порошка и организацией его эффективного окисления.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1) уменьшение расхода электроэнергии в современной дуговой печи вызвано, прежде всего, сокращением общего расхода тепла на плавку и снижением его потерь;

2) соотношение между количеством введенной в печь электрической и химической энергии изменилось незначительно;

3) приход химической энергии при проведении современной технологии плавки стали в ДСП основан и полностью зависит от техники ввода углеродистого порошка и газообразного кислорода.

Таблица 4.1

Оценка доли химических источников энергии для классического и современного способа ведения плавки в ДСП

Статьи	Классическая		Современная	
	Количество, кВт·ч	%	Количество, кВт·ч	%
Приход тепла химических реакций				
1. Окисление углерода, в т.ч.	65,9	25,7	124,1	65,3
в расплаве	26,4	10,4	13,2	6,9
твердого	0	0	60,8	32,0
дожигание СО	39,5	15,4	50,1	26,4
2. Окисление кремния	28,4	11,1	19,7	10,4
3. Окисление марганца	10,7	4,2	7,8	4,1
4. Окисление фосфора	4,7	1,8	2,7	1,4
5. Окисление железа	42,2	16,5	18,2	9,6
6. Окисление электродов	34,2	13,4	9,8	5,2
7. Шлакообразование	8,0	3,13	7,7	4,0
Всего при окислении	194,1	75,8	190,0	100
Раскисление и легирование	61,9	24,2	0	0
Итого:	256	100	190	100

Качество стали во многом зависит от применяемого углеродистого материала. При производстве стали массового сортамента наибольшее распространение получили следующие материалы:

- каменноугольный коксик (80 % углерода, до 1,5 % серы, 10 % золы и 7 % влаги);
- антрацит (86 % углерода, до 1,9 % серы, 4,8 % золы и 3,5 % влаги и 1,8 % водорода).

Из практики работы дуговых сталеплавильных печей известны три основных способа использования дисперсного углерода:

1) Науглероживание жидкого металла в печи с последующим окислением растворенного углерода газообразным кислородом, которое можно представить как параллельное протекание следующих реакций:



Учитывая, что доля CO_2 в продуктах реакции невелика, вкладом в процесс реакции (4.1) обычно пренебрегают. Пользуясь значением энтальпии химической реакции при 1600°C , находим, что в процессе окисления 1 кг растворенного в стали углерода газообразным кислородом выделится около 3,26 кВтч тепловой энергии.

Ввод углеродистого материала в ванну проводится либо в завалку, либо вдуванием в расплав.

Преимущество данного способа применения дисперсного углерода заключается в довольно высокой степени использования тепла, которое генерируется непосредственно в расплаве. Вместе с тем способ имеет сравнительно низкий (даже в случае дожигания CO) тепловой эффект. Кроме того, при определенных условиях может наступить нестационарный режим кипения сталеплавильной ванны, который нарушает ход технологического процесса, а иногда бурное вскипание приводит к аварийным выбросам шлака и металла из агрегата.

Начальное содержание углерода по расплавлению должно обеспечивать эффективное пневматическое перемешивание ванны, за счет которого происходит гомогенизация температуры и состава металла и шлака, минимизация содержания азота и водорода в расплаве, увеличение поверхности контакта шлака со сталью и ускорение удаления неметаллических включений в шлак. Скорость реакции окисления углерода значительно увеличивается в случае прямого вдувания кислорода с помощью кислородных фурм. Технология современной плавки предусматривает окисление углерода до низкой концентрации (0,04 – 0,09 %), что позволяет применять менее дорогие железосодержащие шихтовые материалы, иметь на выпуске стабильный состав жидкого полупродукта, использовать для легирования стали более дешевые высокоуглеродистые ферросплавы.

2) Ввод углеродистого порошка на шлак с последующим окислением его газообразным кислородом и оксидами. Процесс можно представить следующими основными химическими реакциями, проходящими в окислительном печном шлаке:



На основании значений энтальпии химических реакций при 1600°C находим, что в процессе окисления находящегося в шлаке 1 кг углерода в ходе реакции (4.2) выделится 2,73 кВтч тепловой энергии, а согласно реакции (4.3) выделяется наибольшее количество тепла – 9,18 кВтч. Поэтому

техника и технология электроплавки направлена на увеличение доли реакции (4.3) в химических процессах.

Немаловажную роль в процессах генерации тепла и поддержания стабильной окисленности шлака играет параллельное прохождение реакций (4.4) и (4.5). Из практики плавки стали известно, что ввод дисперсного углерода в шлак приводит к его вспениванию, которое является результатом восстановления оксидов железа и марганца частицами углерода (4.4), а также локального повышения концентрации углерода в прилегающем к шлаку слое металла. При современной плавке стали в дуговой печи вспененный шлак способствует повышению эффективности нагрева металла электрической дугой и снижению тепловой нагрузки поверхности рабочего пространства печи. Кроме того, колебания тока и напряжения, уровень шума значительно уменьшаются, когда дуга экранирована шлаком.

Для стабилизации пенообразования шлака в практике электроплавки предусмотрены следующие технологические приемы:

- ввод в шлак порошкообразных извести, известняка или доломита;
- поддержание содержания FeO в шлаке на определенном уровне (15...20 %);
- контроль соотношения CaO /SiO₂ в шлаке на уровне 2,5;
- ограничение температуры шлака.

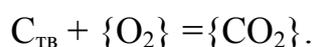
Ввод дисперсного углерода производится, например, сжатым воздухом прямо в шлак через керамическую трубу, встроенную в футеровку стены печи, фурмой манипулятора либо специальными стационарными фурмами, установленными в окнах водоохлаждаемых стеновых панелей.

3) Дожигание выделяющегося из расплава CO путем ввода в рабочее пространство ДСП дополнительного количества газообразного кислорода:



В процессе окисления 1 м³ CO при 1600 °C выделяется 3,45 кВтч тепловой энергии. Современные разработки в области конструирования электропечей направлены на создание техники, которая, с одной стороны, повышает степень дожигания CO, а с другой – усвоение ванной и шихтовыми материалами выделяющейся тепловой энергии. Принято считать, что таким способом возможно утилизировать в рабочем пространстве до 60 % энергии дожигания CO, что составляет приблизительно 4 кВтч/м³ вдуваемого для этой цели кислорода.

4) Частичное или полное окисление газообразным кислородом порошкообразного углерода в струе, вдуваемой в рабочее пространство ДСП:



В случае частичного окисления углеродистого порошка в струе кислорода, он в нагретом состоянии подается в шлак и может растворяться или окисляться газообразным кислородом и печным шлаком (модульная технология).

Пневматическое перемешивание ванны. Как показывает практика, за счет электродинамических воздействий, вдувания кислорода через фурмы и кипения металла не обеспечивается стабильно высокая интенсивность перемешивания расплава в ходе плавки в трехфазной электропечи. Поэтому «технологического» перемешивания обычно недостаточно, чтобы устранить температурную неоднородность в начале плавки, когда крупные куски лома находятся в контакте с «холодным» расплавом. Кроме того, известно, что в отсутствие интенсивного кипения стали (начало и завершение плавки) температура верхних слоев металла и шлака намного (до 100 - 150 °С) превышает среднюю температуру жидкой стали.

Дополнительное перемешивание проводится, как правило, путем продувки инертным газом через пористые пробки, установленные в подине печи, что позволяет в ходе всей плавки обеспечить усреднение температуры и состава жидкой ванны.

При этом как результат ускоряются химические процессы рафинирования, стабилизируется уровень содержания растворенного в стали кислорода и FeO в шлаке.

Рафинирование стали в печи. Фосфор. Работа с «болотом» и пенным шлаком обеспечивает высокую эффективность удаления фосфора, так как скачивание самотеком пенного шлака из печи позволяет удалить значительную часть фосфора. Обычно содержание фосфора в ковше не превышает 0,010...0,015 % и легко достигается традиционными методами.

Сера. В силу быстротечности плавки стали в современной дуговой печи и работы с вспененным шлаком «медленные» диффузионные процессы распределения серы между фазами крайне замедляют десульфурацию. Как правило, содержание серы в выпускаемом из печи полупродукте зависит от загрязненности стального лома (ржавчина, резина и пр.) и качества применяемых углеродистых дисперсных материалов. Обычно в выплавленном в электродуговой печи полупродукте содержится от 0,035 до 0,080 % серы, а в некоторых случаях – в полтора-два раза выше.

Азот. Сталь, выплавленная в электродуговой печи при применении 100 % стального лома в шихте, обычно содержит более 0,0080 % азота. С целью получения в полупродукте пониженного содержания азота принимают следующие меры:

- выпуск плавки проводят сразу после завершения продувки ванны кислородом;
- применяют жидкий чугун в завалку;
- используют для науглероживания чистые по азоту материалы.

Водород. Содержание водорода в стали, выплавленной в ДСП, обычно составляет 0,0004...0,0006 % и зависит, как известно, от влажности воздуха и применяемых материалов.

Примерный достижимый состав получаемого полупродукта, %: С – 0,05...0,06; Mn – 0,03...0,04; Si – 0; S – 0,05; P – 0,007...0,009; Cr – 0,03...0,04; Ni – 0,13...0,21; Cu – 0,25...0,27.

Отсечка печного шлака. Для выпуска плавки печь наклоняют на несколько градусов в положение слива металла перед тем, как открыть выпускное отверстие. Обычно материал заделки выпускного отверстия самопроизвольно высыпается, а за ним сразу же начинается выпуск жидкого полупродукта. Чрезвычайно важно, чтобы скорость наклона не была большой, так как может произойти переполнение эркера, который покрыт водоохлаждаемыми панелями. С другой стороны, уровень зеркала расплава в эркере должен быть постоянным и составлять величину, равную не менее, чем три диаметра сталевыпускного отверстия, в противном случае шлак попадает в ковш во время выпуска стали из-за образующейся воронки.

Возвращают печь в нормальное положение с максимальной скоростью для того, чтобы шлак не попал в ковш в конце выпуска.

В качестве металлошихты при плавке полупродукта используют:

- а) чугуны (жидкий или твердый);
- б) металлолом (в технической литературе «скрап»);
- в) металлодобавки, например продукты прямого восстановления железа (табл. 4.2, приложение) и др.

Расход металлошихты составляет 1100...1150 кг/т жидкой стали.

В России разработан и успешно опробован в производстве новый вид металлошихты, названный суперком (от слов: *суперкомпозит* и *оксид металла*) или синтиком.

Новый шихтовой материал получают следующим образом: железорудные концентраты, окатыши и подобные им материалы заливают расплавленным чугуном (используя для этой цели, например, переоборудованные разливочные машины). Соотношение масс чугун : железорудный материал колеблется в пределах от 9 : 1 до 7 : 3. При соотношении масс чугун : окатыши 8 : 2 состав материала был следующим, %: Fe_{общ} 87,56; Fe₂O₃ 16,63; С 3,61 и менее; Cu 0,05; Pb 0,04; Bi 0,003; As 0,01; Sn 0,003; Sb 0,003, т. е. минимальное содержание цветных металлов и высокое содержание железа.

Таблица 4.2

Сравнение качественных показателей ГБЖ различных производителей

Показатели	ГБЖ высшего сорта ОАО «Лебединский ГОК», ТУ 0726-003-00186803-2001	ГБЖ класс крупности 4...25 мм ОАО «Лебединский ГОК», ТУ 0726-011-00186803-2009	ГБЖ ОАО «МеталлАктивгрупп», ТУ 0725-001-66849891-2011	
			Требования НД (сорт 4)	Фактическое качество
1. Массовая доля Fe _{общ} , %	Не менее 90,0	Не менее 85,0	Не менее 79,6	79,3...81,2
2. Массовая доля Fe _{мет} , %	Не менее 83,0	Не менее 70,0	Не менее 74,8	70,2...74,5
3. Степень металлизации, %	Не менее 92,0	–	Не менее 94,0	88,0...92,9
4. Массовая доля SiO ₂ , %	Не более 4,5	Не более 4,8	Не более 6,7	5,44...5,75
5. Массовая доля С, %	Не менее 1,0	Не менее 0,8	0,2...0,5	0,40...0,64
6. Массовая доля TiO ₂ , %	отс	отс	0,01...3,60	3,32...3,37
7. Массовая доля V ₂ O ₅ , %	отс	отс	0,01...0,80	0,60...0,69
8. Фракционный состав, мм	4...299	4...25	3...20	–
9. Массовая доля фракции < 4 мм, %	Не более 5,0	Не более 10,0	Не более 3,0	–

4.2. Доводка стали в агрегате «ковш-печь»

При доводке стали в ковше выполняются технологические операции раскисления стали, коррекции и усреднения ее температуры и химического состава, а также рафинирования и модифицирования. Компенсация тепловых потерь металла при транспортировке и обработке в ковше 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, работающих на переменном токе промышленной частоты, электрические дуги горят между тремя вертикально расположенными графитированными электродами и расплавом.

Устройства для нагрева стали в ковше получили название «ковш-печь». Процесс перемешивания металла осуществляется вдуваемым через пористую пробку аргоном. На практике применяются агрегаты «ковш-печь» 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, раскислителей, модификаторов) проводят с применением порошковой проволоки, имеющей в своем сечении круг или прямоугольник, стальная оболочка которой обычно завальцована.

Ввод порошковой проволоки в расплав осуществляется по направляющей трубе с помощью специального трайбаппарата, состоящего из подающего и разматывающего устройств (рис. 4.2).

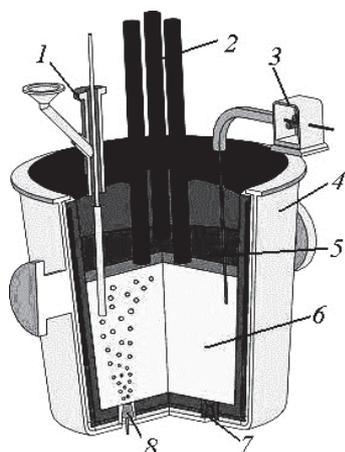


Рис. 4.2. Общая схема установки «ковш-печь»:
 1 – устройство для подачи шлакообразующих и легирующих; 2 – электроды; 3 – трайбаппарат;
 4 – ковш; 5 – шлак; 6 – металл; 7 – отверстие для выпуска металла (шиберный затвор не показан); 8 – пористая пробка для продувки аргоном

5. РАСЧЕТ ШИХТЫ ДЛЯ ПЛАВКИ ЛИТЕЙНЫХ СТАЛЕЙ

5.1. Составление уравнений для расчета шихты

Расчетные уравнения представляют собой систему равенств и неравенств, выражающую ограничения по всем расчетным элементам, технологические ограничения и балансовые уравнения по выходу годного металла.

Если в готовой стали содержание элементов регламентируется в интервале концентрации $\mathcal{E}_i^H \leq \mathcal{E}_i^{спл} \leq \mathcal{E}_i^B$, то расчетный состав сплава задается в интервале концентраций:

$$\mathcal{E}_{i\text{ж}}^H \leq \mathcal{E}_{i\text{ж}}^{\text{расч}} \leq \mathcal{E}_{i\text{ж}}^B,$$

где $\mathcal{E}_{i\text{ж}}^H$, $\mathcal{E}_{i\text{ж}}^B$ – нижнее и верхнее расчетное допустимое содержание элемента \mathcal{E}_i в сплаве.

Эти значения определяются из соотношений:

$$\mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{H}} = \mathcal{E}_{i \text{ спл}}^{\text{H}} + \Delta\mathcal{E}_i; \quad \mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{B}} = \mathcal{E}_{i \text{ спл}}^{\text{B}} - \Delta\mathcal{E}_i,$$

где $\Delta\mathcal{E}_i$ – отклонения содержания элемента \mathcal{E}_i в сплаве из-за погрешности дозирования и колебания содержания расчетного элемента в составляющей шихте, %.

Расчет $\Delta\mathcal{E}_i$ приведен в [6].

1) На основании расчетного состава сплава составляются балансовые уравнения по всем расчетным элементам. Эти уравнения имеют вид неравенства, если ограничения заданы в интервале концентраций:

$$\mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{H}} \leq \sum_{j=1}^n \mathcal{E}_{ij\text{H}} \cdot x_{j\text{ж}} \leq \mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{B}}, \quad (5.1)$$

либо в виде равенств, если расчет ведется по среднему значению элемента в сплаве:

$$\sum_{j=1}^n \mathcal{E}_{ij\text{ж}} \cdot x_{j\text{ж}} = \mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{cp}}, \quad (5.2)$$

где $\mathcal{E}_{ij\text{ж}}$ – количество расчетного элемента \mathcal{E}_i , усваиваемое жидким металлом из j -й составляющей шихты, %; $x_{j\text{ж}}$ – доля j -й составляющей шихты в готовом сплаве.

$$x_{ij\text{H}} = x_{j\text{ш}} \cdot K_j, \quad (5.3)$$

где $x_{j\text{ш}}$ – доля j -й составляющей в шихте; K_j – коэффициент усвоения j -й составляющей шихты, $0 \leq K_j \leq 1$.

Коэффициент усвоения из любой составляющей шихты можно определить по значению ее угара:

$$K_j = (100 - y_j)/100, \quad (5.4)$$

где y_j – угар j -й составляющей шихты в процессе приготовления сплава, %.

Значение y_j рассчитывают по химическому составу составляющей и угару содержащихся в ней элементов:

$$y_j = \sum_{i=1}^m \mathcal{E}_{ij\text{ш}} \cdot y_{\mathcal{E}ij} / 100, \quad (5.5)$$

где m – число компонентов в шихте; $\mathcal{E}_{ij\text{ш}}$ – содержание элемента \mathcal{E}_i в j -й составляющей шихты, %.

2) Технические ограничения обусловлены ресурсами цеха и необходимостью обеспечения требуемой степени освежения шихты. Они задаются в виде неравенств:

$$q \leq x_{j\text{ш}} \leq p, \quad (5.6)$$

где $0 \leq p \leq 1$, $0 \leq q \leq 1$.

или в виде равенств:

$$x_{jш} = h, \quad 0 \leq h \leq 1, \quad (5.7)$$

где q, p, h – допустимые доли составляющих шихты в формировании жидкого сплава (возврат, чугунная и стальная стружка, чугунный лом).

3) Балансовое уравнение по выходу жидкого металла с учетом (5.3) имеет вид:

$$\sum_{j=1}^n x_{jш} \cdot K_j = 1 \quad \text{или} \quad \sum_{j=1}^n x_{jш} = 1/K_{ш}, \quad (5.8)$$

где $K_{ш}$ – коэффициент выхода жидкого металла из всей шихты $0 \leq K_{ш} \leq 1$, определяется по формуле (5.4).

$$y_{ш} = \sum_{j=1}^n y_j,$$

где y_j определяется по формуле (5.5).

В приближенных расчетах значение угара может быть принято для электродуговой печи: $y_{ш} = 1,5 \dots 5,0 \%$; индукционной $y_{ш} = 1 \dots 2 \%$.

5.2. Методы расчета шихты

1) При аналитическом методе задача расчета шихты формируется в виде равенств. Если угар расчетных элементов из отдельных составляющих шихты учитывается дифференцированно, то расчетные уравнения (5.2), (5.7), (5.8) с учетом (5.3) имеют вид:

$$\sum_{j=1}^n \mathcal{E}_{ijш} \cdot K_{эij} \cdot X_{jш} \cdot K_j = \mathcal{E}_{iК}^{cp}; \quad (5.9)$$

$$X_{jш} \cdot K_j = h; \quad (5.10)$$

$$\sum_{j=1}^n X_{jш} \cdot K_j = 1. \quad (5.11)$$

При расчете шихты по среднему значению угара элементов расчетные уравнения имеют вид:

$$\sum_{j=1}^n \mathcal{E}_{ijш} \cdot K_{эij} \cdot X_{jш} = \mathcal{E}_{iш}^{cp}; \quad (5.12)$$

$$X_{jш} = h/K_j; \quad (5.13)$$

$$\sum_{j=1}^n X_{jш} = 1/K_{ш}. \quad (5.14)$$

Расчетные уравнения (5.5) – (5.11) или (5.12) – (5.14) представляют собой систему линейных алгебраических уравнений, для решения которой

рекомендуют метод последовательного исключения Гаусса или формулу Крамера. Пользоваться формулой Крамера и методом Гаусса при числе неизвестных более трех считается нецелесообразным [7] из-за повышенной сложности и громоздкости вычислений.

2) Графические методы расчета шихты основаны на решении системы линейных уравнений вида (5.9) – (5.11) или (5.12) – (5.14) путем графических построений. Эти методы расчета отличаются большой простотой. К их недостаткам следует отнести: невозможность или сложность определения состава шихты при большом числе расчетных элементов и составляющих, сравнительно низкую точность вычислений, обусловленную измерением отрезков.

3) Расчет шихты методом подбора основан на предварительном выборе ее базового состава, проверке материального баланса по расчетным элементам и на последующей компенсации недостающих элементов добавками ферросплавов, чистых металлов, не входящих в базовую шихту.

Какие-либо четко сформулированные принципы выбора базового состава шихты отсутствуют. Его выбирают эмпирически, исходя из накопленного опыта составления шихты. Для этого используют информацию о примерном составе шихты при выплавке сплавов, близких по составу к заданному, определяют перечень шихтовых материалов для базовой шихты и задаются расходом отдельных компонентов (возврата, стружки и так далее). Эта задача упрощается, если базовая шихта рассчитывается по одному - двум основным элементам сплава, обычно по углероду или углероду и основному легирующему элементу, с помощью аналитических уравнений типа (5.9) – (5.11) или (5.12) – (5.14). После выбора начального варианта базового состава шихты проверяют материальный баланс по всем расчетным элементам с учетом технической схемы плавки стали. Если содержание расчетных элементов меньше допустимого, то определяют количество добавок по формуле

$$I_{\text{ш}}^{\text{доб}} = ((M_{\text{ш}} \cdot K_{\text{ш}}) / K_{\text{доб}}) \cdot ((\mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{расч}} - \mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{исх}}) / (\mathcal{E}_{i \text{ ш}}^{\text{доб}} \cdot K_{\mathcal{E} i})),$$

где $M_{\text{ш}}$ – расчетное количество шихты, кг; $K_{\text{ш}}$ – коэффициент выхода жидкого металла из всей шихты; $K_{\text{доб}}$ – коэффициент выхода жидкого металла из добавки; при упрощенных расчетах принимают $K_{\text{доб}} = 1$; $\mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{расч}}$ – содержание расчетного элемента в готовом сплаве, %; $\mathcal{E}_{i \text{ ж}}^{\text{исх}}$ – содержание расчетного элемента в сплаве до введения добавок, приведенное к массе готового сплава, %; $\mathcal{E}_{i \text{ ш}}^{\text{доб}}$ – содержание расчетного элемента, усваиваемое из добавок, %; $K_{\mathcal{E} i}$ – коэффициент усвоения расчетного элемента из добавки.

Если же содержание хотя бы одного расчетного элемента будет больше допустимого в готовом сплаве, то выбирают новый вариант базового

вого состава шихты из новых шихтовых материалов. Затем вновь проверяют материальный баланс шихты с расчетом добавок.

4) Расчет шихты как задача линейного программирования. Задача, в которой отыскивается экстремум функций во множестве, относится к задачам линейного программирования [8].

В общей задаче линейного программирования определяют значения переменных X_1, X_2, \dots, X_n , которые обеспечивают минимум (или максимум) целевой функции:

$$F_{\min} = \lambda_1 X_1 + \lambda_2 X_2 + \dots + \lambda_j X_j + \lambda_n X_n \quad (5.15)$$

и одновременно удовлетворяют следующим условиям – ограничениям:

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot X_j = v_j; \quad X_j \geq 0, \quad (5.16)$$

где λ_j, a_{ij}, v_j – известные постоянные, $j = 1, 2, \dots, n; m \geq n$.

В общей задаче линейного программирования условия (5.16) полностью совпадают с системой балансовых уравнений (5.1), (5.6) – (5.8), которые являются математической моделью задачи расчета шихты. Если система, составленная из условий (5.1), (5.6) – (5.8), дает лишь допустимые решения, то система, составленная из уравнений (5.15), (5.16), позволяет получить оптимальное решение.

Таким образом, расчет оптимального состава шихты равносильен решению задачи линейного программирования, в которой целевая функция является функцией оптимизации.

Придавая постоянным целевой функции λ_j различный смысл, можно получить решения, удовлетворяющие тем или иным задачам. Наиболее часто целевую функцию используют для минимизации затрат на материалы [9, 10].

При расчете шихты двусторонние неравенства преобразуют к двум односторонним и приводят к канонической форме введением дополнительных переменных X_k . Знак последних выбирается в зависимости от характера неравенства.

Например, для неравенства (5.1) получаем:

$$\sum_{j=1}^n \mathcal{E}_{ij \text{ ж}} \cdot X_{j \text{ ж}} + X_k = \mathcal{E}_{i \text{ ж}}^B;$$

$$\sum_{j=1}^n \mathcal{E}_{ij \text{ ж}} \cdot X_{j \text{ ж}} - X_{k+1} = \mathcal{E}_{i \text{ ж}}^H.$$

При этом $K > n$, где n – число основных переменных.

Дополнительные переменные входят в целевую функцию с нулевым коэффициентом. Для решения задачи используют универсальный симплексный метод. По этому методу оптимальное решение определяют методом последовательного многошагового приближения.

Сначала находят одно из решений, которое принимают за базисное. Затем при помощи критерия оптимальности устанавливают, получено ли оптимальное решение. При этом переход от одного базисного решения к другому совершается не произвольно, а так, что при каждом из них значение целевой функции уменьшается. Эти шаги повторяют до тех пор, пока не будет найдено оптимальное решение.

Чтобы упростить нахождение первого решения прибегают к созданию из коэффициентов неизвестных единичной матрицы размерностью $m \cdot m$, где m – число ограничений (5.16).

Прежде всего определяют, содержит ли матрица, составленная из коэффициентов a_{ij} условий ограничений, единичную матрицу (определитель которой равен единице), то есть можно ли перестановкой строк и столбцов матрицы условий получить единичную матрицу необходимой размерности.

Если исходная матрица не содержит единичную матрицу, то составляют искусственный базис. В зависимости от вида ограничений для составления единичной матрицы применяют несколько приемов. Если ограничения имеют вид $\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot X_j < b_j$, то при преобразовании неравенств в равенства, осуществляемом введением дополнительных переменных X_k , образуется новая матрица, содержащая единичную матрицу из коэффициентов +1 при новых переменных. При этом первое базисное решение получается при $X_j \leq h = 0$, то есть при значениях $X_k = b_j$.

В случае, если некоторые или все строки не содержат коэффициент +1, необходимый для образования единичной матрицы, то прибегают к методу искусственного базиса (М – методу).

При ограничениях вида $\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot X_j > b_j$ для получения равенства вводят дополнительные переменные X_k с коэффициентом (-1), которые не могут образовывать единичную матрицу. В этом случае (так же, как и при ограничениях вида $\sum_{j=1}^n a_{ij} \cdot X_j = b_j$) к полученным равенствам прибавляют искусственные переменные X_t ($t > K$), чтобы получить единичную матрицу. Тогда целевая функция принимает вид:

$$F_{\min} = \sum_{j=1}^n \lambda_j \cdot X_j + \sum 0 \cdot X_k + \sum M X_t,$$

где значение M предполагается достаточно большим положительным числом ($M \geq \lambda_j$).

Применение симплексного метода к расширенной задаче (с искусственными переменными) обеспечивает такое решение, в котором каждое из искусственных переменных X_t равно нулю. В процессе решения задачи переменные с коэффициентом M последовательно выводятся из базиса, в оптимальном решении они не содержатся.

Если имеются ограничения смешанного типа, то единичную матрицу и соответственно первое базисное решение получают приемами, описанными выше.

После приведения задачи к канонической форме и получения единичной матрицы составляют симплексную таблицу и приступают к решению.

Процедура решения задач линейного программирования симплексным методом сложна для решения вручную, так как необходимо выполнить большой объем арифметических и логических операций при наличии до 30 переменных и до 20 ограничений. Но алгоритм симплексного метода удобен для реализации на ЭВМ, поскольку состоит, по существу, из одного цикла. При этом нет необходимости составлять для этого программу, так как в вычислительных центрах имеются наборы стандартных программ, в том числе и стандартные программы решения задач линейного программирования.

5.3. Особенности составления шихты для плавки стали

Особенность расчета шихты для плавки стали связана с большой универсальностью сталеплавильных агрегатов, многообразием методов плавки и широким диапазоном изменения физико-химических процессов во время плавки. Подавляющее большинство элементов, входящих в состав стали, неодинаково окисляются по периодам плавки. В периоды плавления и окисления эти элементы выгорают сильнее, чем в процессе доводки и раскисления. Интенсивность угара элементов резко возрастает в окислительный период при введении в ванну печи кислорода или железной руды. Кроме того, продолжительность отдельных периодов плавки, особенно начальных, может значительно колебаться в зависимости от качества шихтовых материалов и от технологии плавки. Большое значение имеет и абсолютное содержание элементов в стали. Таким образом, даже при плавке стали в одной и той же печи могут быть различные технологические варианты, и угар элементов может изменяться в широких пределах. В этих условиях среднее значение угара элементов является трудноустановимой и приближенной характеристикой поведения элементов в процессе плавки. Рассчитывать ее по коэффициенту усвоения элементов из шихтовых материалов, строго говоря, нельзя, так как не известны относительные количества составляющих шихты (это является целью расчета).

При плавке стали шихтовые материалы загружаются в различные периоды плавки, и элементы в них усваиваются неодинаково. Поэтому при расчете шихты устанавливается угар элементов из отдельных составляющих шихты, и определяются их коэффициенты усвоения. Состав шихтовых материалов пересчитывается на усваиваемое жидкой сталью содержание элементов. Подбором шихтовых материалов с приведенным содержанием элементов обеспечивается заданное содержание элементов в жидкой стали.

При плавке стали, как правило, в завалку дают лишь вторичные металлы и карбюризаторы (иногда медь, никель).

Все остальные ферросплавы и легирующие присадки вводят в жидкий металл в конце плавки. Поэтому представляется целесообразным все шихтовые материалы, применяемые для плавки стали, условно разделить на две группы.

Первая группа – *отходы*, к которым относятся все материалы, вводимые в завалку. Это обычно возврат собственного производства, лом углеродистой и легированной сталей, карбюризаторы. Они подвергаются большому окислению, и поэтому элементы из отходов усваиваются в меньшей степени.

Вторая группа – *ферросплавы*, к которым относятся собственно ферросплавы и другие присадки, применяемые для корректировки химического состава, легирования, раскисления. Их вводят в печь в конце плавки, и они усваиваются значительно лучше.

Практикой установлены коэффициенты усвоения элементов из шихтовых материалов, в зависимости от их абсолютного содержания в стали, типа плавильного агрегата и технологии плавки (табл. 5.1, 5.2).

Таблица 5.1

Коэффициенты усвоения элементов из отходов (лома)
и ферросплавов при выплавке стали в электродуговых печах

Легирующий элемент	Отходы (лом)				Ферросплавы	
	Содержание не более, %	Коэффициент усвоения	Содержание более, %	Коэффициент усвоения	Содержание более, %	Коэффициент усвоения
C	-	*/0,9	-	*/0,9	-	1,00
Si	-	0/0,6	-	0/0,6	3	0,90
Mn	5	0,3/0,8*	5	0,7/0,9	5	0,95
S	-	0,9	-	0,9	-	1,00
P	-	0,3-0,5	-	0,3-0,5	-	0,80
Cr	3	0,8-0,85	3	0,8-0,85	3	0,95
Ni	10	0,97	10	0,95	-	0,97
Cu	-	0,95	-	0,95	-	0,97
Al	-	0	-	0	-	0,75
Ti	-	0/0,10	-	0/0,10	1	0,50
W	3	0,90	3	0,90	-	0,95
V	0,7	0,20/0,50	0,7	0,5/0,85	-	0,90
Mo	-	0,95	-	0,95	-	0,97
Co	-	0,95	-	0,95	-	0,97

*В числителе – коэффициент усвоения легирующих элементов при выплавке стали с применением кислорода (с полным окислением), в знаменателе – без окисления (переплавом)

Таблица 5.2

Коэффициенты усвоения элементов из отходов и ферросплавов
при выплавке стали в индукционных печах

Легирующий элемент	Коэффициент усвоения		Легирующий элемент	Коэффициент усвоения	
	из отходов, лома	из ферросплавов		из отходов, лома	из ферросплавов
C	0,90	1,00	Al	0	0,75
Si	0,80	0,95	Ti	0,50	0,90
Mn	0,80	0,90	W	0,95	0,95
S	1,00	1,00	V	0,85	0,95
P	1,00	1,00	Mo	0,97	0,99
Cr	0,85	0,95	Nb	0,95	0,95
Ni	0,97	0,99	Zr	0	0,50
Cu	0,97	0,99	Co	0,95	0,95

При использовании табл. 5.1 и 5.2 необходимо иметь в виду некоторые особенности расчета шихты по содержанию отдельных элементов в зависимости от типа футеровки и вида плавильного агрегата.

В табл. 5.1 указаны все коэффициенты усвоения углерода при выплавке в электродуговых печах. Это связано с угаром углерода в период кипения и науглероживанием стали от электродов во время плавки.

При плавке стали с окислением в электродуговой печи с основной футеровкой в процессе кипения окисляют до 0,25...0,35 % углерода [4; 5].

Тогда расчетное содержание углерода в жидкой стали после расплавления будет

$$C_{ст} = C_{ж} + (0,25...0,35).$$

При плавке стали с окислением в кислой электродуговой печи в процессе кипения окисляется до 0,15...0,20 % углерода. Поэтому расчетное содержание углерода в жидкой стали при плавке в кислой электродуговой печи будет:

$$C_{ст} = C_{ж} + (0,10...0,20).$$

При плавке без окисления вследствие науглероживания стали от электродов содержание углерода в шихте должно быть ниже, чем в готовой стали [4; 5]:

$$C_{ш} = C_{ж}^H - (0,10...0,20),$$

где $C_{ж}^H$ – нижнее допустимое содержание углерода в готовой стали, %.

При плавке стали в индукционной печи содержание углерода в шихте определяют по формуле

$$C_{ш} = C_{ж}^H + (0,05 - 0,1).$$

Кремний при плавке в основных электродуговых печах из отходов выгорает полностью, при плавке переплавом усваивается на 60 %.

При плавке в кислых печах состав стали по кремнию определяется не содержанием его в шихте, а технологией плавки (кремневосстановительным активным или пассивным процессом). Содержание кремния регулируют изменением режима плавки, и расчет ведут для конкретной технологии.

Фосфор и сера при плавке стали в основных электродуговых печах могут быть удалены на 50...70 % от содержания их в шихте. В кислых электродуговых печах содержание серы и фосфора не меняется.

6. ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА ШИХТЫ ДЛЯ ПЛАВКИ СТАЛИ

6.1. Расчет шихты для плавки стали марки 110Г13Л переплавом приближенным способом

1) Исходя из технологических требований к отливке, выбираем сталь марки 110Г13Л. Сталь 110Г13Л имеет следующий химический состав [3] в процентах:

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni
0,9...1,3	0,4...1,0	11,5...14,5	до 0,05	до 0,1	0,5	0,5

2) Выбираем метод плавки, тип плавильного агрегата [3], определяем коэффициенты усвоения элементов (см. табл. 5.1). Плавку стали 110Г13Л следует вести в электродуговой печи с основной футеровкой. Содержание углерода в шихте при плавке стали переплавом из-за науглероживания от электродов должно быть ниже, чем в готовой стали на 0,1...0,2 % (см. раздел 5.3).

Среднее содержание углерода в шихте равно:

$$C_{ш} = ((0,9 + 1,3)/2) - (0,1...0,2) = 1,1 - 0,2 = 0,9 \%$$

Коэффициенты усвоения элементов из шихты при плавке стали 110Г13Л переплавом даны в табл. 6.1.

Таблица 6.1

Коэффициенты усвоения элементов из шихтовых материалов

Группа материала	Коэффициент усвоения						
	K_C	K_{Si}	K_{Mn}	K_S	K_P	K_{Cr}	K_{Ni}
Отходы, лом	0,9	0,6	0,80	0,5	0,5	0,85	0,97
Ферросплавы	1,0	0,9	0,95	1,0	0,8	0,95	0,97

Выбираем марки и составы исходных шихтовых материалов (приложение) и сводим их в табл. 6.2.

Таблица 6.2

Исходный химический состав исходных шихтовых материалов

Материал, марка	Кодовое обозначение	Химический состав, %							Цена, р./т
		C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	
Лом стальной ГОСТ 2787-75	X ₁	0,5	0,4	0,6	0,05	0,05	0	0	58,8
Чугун перелдельный ПЛ2 ГОСТ 805-95	X ₂	4,2	0,6	0,6	0,10	0,08	0	0	66,3
Возврат	X ₃	1,1	0,7	13	0,05	0,10	0,5	0,5	65,0
Ферромарганец 1,5 ГОСТ 4755-91	X ₄	1,5	2,5	85	0,03	0,30	0	0	361,0
Ферросилиций ФС75 ГОСТ 1415-93	X ₅	0,1	77	0	0,03	0,05	0	0	205,0
Феррохром ФХ 200 ГОСТ 4757-91	X ₆	2,0	2,0	0	0,04	0,04	65	0	258,0
Никель Н4 ГОСТ 849-2008	X ₇	0,1	0	0	0,03	0	0	97,6	3400,0

4) Определяем приведенное содержание элементов в шихте. Для этого каждое значение химического состава шихты (см. табл. 6.2) умножаем на коэффициент усвоения элементов соответствующей группы (см. табл. 5.1). Результаты расчета сводим в табл. 6.3.

Таблица 6.3

Приведенный химический состав шихтовых материалов

Материал, марка	Кодовое обозначение	Химический состав, %							Цена, р./т
		C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>
Лом стальной	X ₁	0,450	0,24	0,48	0,025	0,025	0	0	58,8
Чугун перелдельный ПЛ2 ГОСТ 805-95	X ₂	3,780	0,36	0,48	0,050	0,040	0	0	60,3
Возврат	X ₃	0,990	0,42	10,40	0,025	0,050	0,425	0,48	565,0

Продолжение табл. 6.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ферромарганец 1,5 ГОСТ4755-91	X_4	1,350	2,25	80,75	0,030	0,024	0	0	361,0
Ферросилиций ФС75 ГОСТ 1415-93	X_5	0,095	69,30	0	0,030	0,040	0	0	205,0
Феррохром ФХ 200 ГОСТ 4757-91	X_6	1,900	1,80	0	0,040	0,032	55,25	0	258,0
Никель Н4 ГОСТ 849-97	X_7	0,097	0	0	0,030	0	0	94,67	3400

5) Рассчитаем соотношение шихтовых материалов в завалке (расчет ведем на 100 кг). Для этого составляем балансовое уравнение шихты и балансовое уравнение по углероду. При расчете шихты для высоколегированных сталей нужно определить количество ферросплавов, необходимых для получения заданного содержания основного легирующего элемента в сплаве. Для низко- и среднеуглеродистых сталей такой расчет не производится, а сразу составляются балансовое уравнение шихты и балансовое уравнение по углероду.

Примем количество возврата в шихте 40 %, тогда с возвратом будет внесено марганца, кг:

$$Mn = (10,4 \cdot 40)/100 = 4,16.$$

Количество марганца, которое необходимо внести в сплав с ферросплавами, равно $13 - 4,16 = 8,84$ кг.

Количество ферросплава, необходимого для получения заданного содержания марганца, равно:

$$X_4 = 8,84/0,85 = 10,4,$$

где 0,85 – доля марганца в ферросплаве, кг.

Тогда балансовое уравнение шихты и балансовое уравнение по углероду для расчета шихты можно записать:

$$X_1 + X_2 + 40 + 10,4 = 100;$$

$$0,45X_1 + 3,78X_2 + 0,99 \cdot 40 + 10,4 \cdot 1,35 = 0,9 \cdot 100.$$

Решая приведенную систему уравнений, получим, кг:

$$X_1 = 39,38; \quad X_2 = 10,22.$$

б) Определяем количество всех элементов, вносимых шихтовыми материалами, в отдельности и в сумме. Так как в уравнении используются данные приведенного состава шихтовых материалов, то угар элементов в процессе плавки учтен коэффициентами усвоения соответствующих элементов. Например, стальной лом вносит углерода, кг:

$$C = (45,4 \cdot 0,45) / 100 = 0,204.$$

Результаты расчета по всем элементам сводим в табл. 6.4.

7) При расчете раскислителей следует учитывать метод плавки. Так, при плавке переплавом состав стали к моменту раскисления практически не отличается от такового по расплавлению.

Количество раскислителей и элементов для доводки стали до заданного химического состава определяется как разность строк (см. табл. 6.4) «расчетный состав» и «сталь по расплавлению». Например, при доводке стали 110Г13Л по кремнию получаем, что необходимо внести чистого кремния, кг:

$$\Delta Si = ((1,0 + 0,4) / 2) - 0,536 = 0,164.$$

Таблица 6.4

Расчет шихты для плавки стали 110Г13Л (на 100 кг металлозавалки)

Компонент	Количество	Содержание элементов, кг						
		C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni
Расчетный состав	100	0,9-1,3	0,4-1,0	11,5-14,5	0,050	0,100	0,50	0,500
Лом стальной А2	45,4	0,204	0,108	0,217	0,011	0,011	0	0
Чугун передельный ПЛ2	4,2	0,158	0,025	0,020	0,002	0,002	0	0
Возврат	40,0	0,396	0,168	4,160	0,010	0,020	0,17	0,144
Ферромарганец ФМн1,5	10,4	0,140	0,234	8,390	0,003	0,004	0	0
Всего	100	0,898	0,536	12,790	0,026	0,040	0,17	0,194
Сталь по расплавлению	-	0,898	0,536	12,790	0,026	0,040	0,17	0,194
Необходимо внести	-	0	0,164	0	0	0	0,33	0,306
Ферросилиций ФС1,5	0,264	0	0,164	0	0	0	0	0
Феррохром ФХ200	0,597	0,010	0,005	0	0	0	0,330	0
Никель Н4	0,323	0	0	0	0	0	0	0,306
Всего в стали	101,184	0,908	0,705	12,790	0,026	0,040	0,500	0,500
Химический состав стали, %	100	0,894	0,693	12,589	0,026	0,039	0,492	0,492

Затем выбирается марка ферросплава, например ФС75, рассчитывается количество ферросплава, которое внесет нужное количество элемента по формуле

$$FeMe = \Delta Me / \eta_k,$$

где η_k – доля легирующего элемента в ферросплаве с учетом коэффициента усвоения.

Для ферросилиция (см. табл. 6,4) получим, кг:

$$FeSi = 0,164 / 0,693 = 0,264.$$

Рассчитываем количество других элементов, вносимых ферросплавами.

Содержание серы и фосфора, если оно ниже, чем в готовой стали, оставляем на нижнем пределе. Если выше – назначаем технологические операции по удалению серы и фосфора или подбираем новые шихтовые материалы с минимальным содержанием серы и фосфора.

8) Определяем расчетное содержание элементов в стали. Содержание углерода, например в стали (см. табл. 6.4), будет равно, %:

$$C = (0,98 \cdot 100) / 101,184 = 0,897.$$

Содержание углерода получилось ниже нижнего предела в готовой стали на 0,06, поэтому необходимо обеспечить науглероживание либо от электродов, либо рассчитать дополнительное количество карбюризаторов.

9) Определяем расчетный состав шихты, %:

лом стальной	$X_1 = (45,4 \cdot 100) / 101,184 = 44,87;$
чугун передельный	$X_2 = (4,2 \cdot 100) / 101,184 = 4,15;$
возврат	$X_3 = 39,53;$
ферромарганец	$X_4 = 10,28;$
ферросилиций	$X_5 = 0,66;$
феррохром	$X_6 = 0,59;$
никель	$X_7 = 0,32$
<u>ВСЕГО:</u>	<u>100.</u>

10) Определяем стоимость шихты с учетом расчетного состава п. 9 и стоимости шихтовых материалов (см. табл. 6.3), р./т.

$$58,8 \cdot 44,87 / 100 + 66,3 \cdot 4,15 / 100 + 65 \cdot 39,53 / 100 + 361 \cdot 10,28 / 100 + \\ + 205 \cdot 0,26 / 100 + 258 \cdot 0,59 / 100 + 3400 \cdot 0,32 / 100 = 26,38 + 2,75 + \\ + 25,69 + 37,11 + 0,53 + 1,52 + 10,88 = 104,86.$$

6.2. Расчет шихты для плавки стали марки 40ХНЛ на ЭВМ симплекс-методом

Исходя из технологических требований к отливке, выбираем сталь 40 ХНЛ, которая имеет следующий химический состав [3], %:

C – 0,35...0,45	S – до 0,04
Si – 0,20...0,42	Cr – 0,5...0,8
Mn – 0,40...0,90	Ni – 0,5...0,8
P – до 0,04	Cu – до 0,3

Выбираем метод плавки, тип плавильного агрегата [3], определяем коэффициенты усвоения элементов (см. табл. 6.1).

Плавку стали 40 ХНЛ следует вести в электродуговой печи с кислой футеровкой активным кремневосстановительным процессом, в окислительный период при этом удаляется 0,1...0,2 % углерода.

Угар углерода в процессе расплавления из металлозавалки примем 15, из ферросплавов 0 %.

Коэффициенты усвоения, вычисляемые по формуле (5.4), будут 0,85 и 1,0. Коэффициенты усвоения других элементов определяем из табл. 5.1.

Данные сводим в табл. 6.5.

Таблица 6.5

Коэффициенты усвоения элементов из шихтовых материалов для плавки стали 40ХНЛ

Группа материалов	Коэффициенты усвоения							
	K _c	K _{Si}	K _{Mn}	K _p	K _S	K _{Cr}	K _{Ni}	K _{Cu}
Отходы, лом	0,85	0	0,30	0,5	0,9	0,80	0,97	0,95
Ферросплавы	1,00	0,9	0,95	0,8	1,0	0,95	0,97	0,97

Выбираем марки и составы исходных шихтовых материалов и сводим в табл. 6.6.

В отличие от расчета приближенным методом при расчете на ЭВМ каждый компонент шихты может быть двух-трех марок. Основными критериями выбора компонентов являются минимальное содержание вредных примесей серы и фосфора, возможность составления шихты по углероду, кремнию, марганцу и другим элементам. В группе отходов должны быть компоненты с содержанием расчетных элементов меньше и больше, чем в расчетном составе шихты.

Таблица 6.6

Исходный химический состав шихтовых материалов

Материал, марка	Кодовое обозначение	Химический состав, %								Оптовая цена, р./т
		C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu	
Отходы легированной стали	X ₁	0,3	0,3	0,95	0,050	0,04	0,3	0,25	0,3	65,2
Стальная стружка, брикеты	X ₂	0,4	0,3	0,7	0,040	0,04	0,7	0,70	0,3	39,2
Возврат	X ₃	0,4	0,3	0,7	0,040	0,04	0,7	0,70	0,3	57,6
Чугун ПЛ11 ГОСТ 805-95	X ₄	4,2	1,1	0,3	0,010	0,08	0	0	0	62,5
Ферросилиций ФС75 ГОСТ 1415-93	X ₅	0,1	77	0,4	0,030	0,05	0,3	0	0	205
Ферросилиций ФС75Г ГОСТ 1415-93	X ₆	0,1	77	0	0,020	0,03	0	0	0	296
Ферромарганец ФМн75 ГОСТ 4755-91	X ₇	7,0	1	75	0,450	1,00	0	0	0	247
Ферромарганец ФМн78 ГОСТ 4755-91	X ₈	7,0	2	78	0,030	0,35	0	0	0	255
Феррохром ФХ 650 ГОСТ 4757-91	X ₉	6,5	1,5	0	0,060	0,04	65	0	0	235
Электродный бой	X ₁₀	95	0	0	0,100	0	0	0	0	30
Никель Н2 ГОСТ 849-2008	X ₁₁	0,1	0	0	0,003	0	0	98	0	3650

Содержание меди в шихтовых составляющих не превышает 0,3 %, поэтому расчет шихты по меди производить не будем.

Определяем приведенное содержание элементов в шихте. Для этого каждое значение химического состава компонента шихты (см. табл. 6.6) умножаем на коэффициент усвоения соответствующей группы (см. табл. 6.5). Результаты расчета сводим в табл. 6.7.

Таблица 6.7

Приведенный химический состав шихтовых материалов стали 40ХНЛ

Кодовое обозначение	Химический состав, %							Оптовая цена, р./т
	C ^{np}	C _i ^{np}	Mn ^{np}	S ^{np}	P ^{np}	Cr ^{np}	Ni ^{np}	
X ₁	0,26	0	0,285	0,045	0,020	0,240	0,24	65,2
X ₂	0,34	0	0,210	0,036	0,020	0,560	0,66	39,2
X ₃	0,34	0	0,210	0,036	0,020	0,560	0,66	57,6
X ₄	3,57	0	0,090	0,009	0,040	0	0	62,5
X ₅	0,10	69,30	0,380	0,030	0,040	0,285	0	205,0
X ₆	0,10	69,30	0	0,020	0,024	0	0	296,0
X ₇	7,00	0,97	1,250	0,450	0,800	0	0	247,0
X ₈	7,00	1,87	4,100	0,030	0,280	0	0	255,0
X ₉	6,50	1,35	0	0,060	0,320	61,750	0	235,0
X ₁₀	80,75	0	0	0,090	0	0	0	30,0
X ₁₁	0,08	0	0	0,003	0	0	95,06	3650,0

Составляем ограничения на химический состав шихты. Содержание углерода в шихте с учетом удаления в окислительный период 0,10...0,2 % будет, %:

$$C_{\text{ш}} = (0,35 - 0,45) + 0,15 = 0,5 - 0,6.$$

Ограничения на химический состав других компонентов будет соответствовать химическому составу жидкого металла.

Таким образом, ограничения на химический состав шихты для стали 40ХНЛ, вычисленные по уравнению (5.1), можно записать в виде неравенств:

$$\begin{aligned} 0,5 \leq \sum C_{ij}^{\text{np}} \cdot X_j \leq 0,6; & \quad \sum P_{ij}^{\text{np}} \leq 0,04; & \quad \sum S_{ij}^{\text{np}} \leq 0,04; \\ 0,2 \leq \sum Si_{ij}^{\text{np}} \cdot X_j \leq 0,42; & \quad 0,5 \leq \sum Cr_{ij}^{\text{np}} \leq 0,8; \\ 0,4 \leq \sum Mn_{ij}^{\text{np}} \leq 0,9; & \quad 0,5 \leq \sum Ni_{ij}^{\text{np}} \leq 0,8. \end{aligned}$$

Технологические ограничения назначаем в соответствии с уравнением (5.6) следующими (исходя из наличия и целесообразности использования в шихте стружки и возврата):

$$X_2 \leq 0,1; \quad X_3 \leq 0,3.$$

Записываем балансовое уравнение по выходу жидкого металла в соответствии с уравнением (5.8):

$$\sum_{j=1}^n X_{j\text{ш}} = 1/K_{\text{ш}}, \quad K_{\text{ш}} = 0,97.$$

Записываем целевую функцию:

$$\begin{aligned} F_{\text{min}} = & 65,2X_1 + 39,2X_2 + 57,6X_3 + 62,5X_4 + 205X_5 + 296X_6 + \\ & + 247X_7 + 255X_8 + 235X_9 + 30X_{10} + 3650X_{11}. \end{aligned} \quad (6.1)$$

Полученные двусторонние неравенства преобразуем к односторонним и приводим к канонической форме введением дополнительных переменных. В результате получаем следующую систему линейных уравнений:

$$\begin{array}{ll}
 \sum_{j=1}^{11} C_{ij}^{np} \cdot X_j + X_{12} = 0,6; & \sum_{j=1}^{11} Cr_{ij}^{np} \cdot X_j + X_{20} = 0,8; \\
 \sum_{j=1}^{11} C_{ij}^{np} \cdot X_j - X_{13} = 0,5; & \sum_{j=1}^{11} Cr_{ij}^{np} \cdot X_j - X_{21} = 0,5; \\
 \sum_{j=1}^{11} Si_{ij}^{np} \cdot X_j + X_{14} = 0,42; & \sum_{j=1}^{11} Ni_{ij}^{np} \cdot X_j + X_{22} = 0,8; \\
 \sum_{j=1}^{11} Si_{ij}^{np} \cdot X_j - X_{15} = 0,2; & \sum_{j=1}^{11} Ni_{ij}^{np} \cdot X_j - X_{23} = 0,5; \\
 \sum_{j=1}^{11} Mn_{ij}^{np} \cdot X_j + X_{16} = 0,9; & X_2 + X_{24} = 0,1; \\
 \sum_{j=1}^{11} Mn_{ij}^{np} \cdot X_j - X_{17} = 0,4; & X_3 = 0,3; \\
 \sum_{j=1}^{11} P_{ij}^{np} \cdot X_j + X_{18} = 0,04; & \sum_{j=1}^{11} X_j = 1,03. \\
 \sum_{j=1}^{11} S_{ij}^{np} \cdot X_j - X_{19} = 0,04; &
 \end{array}$$

Записываем целевую функцию согласно уравнению (6.1)

$$65,2X_1 + 39,2X_2 + 57,6X_3 + 62,5X_4 + 205X_5 + 296X_6 + 247X_7 + \\
 + 255X_8 + 235X_9 + 30X_{10} + 3650X_{11}.$$

Обращаемся далее к программе `Burdering_2` и получаем решение в следующем виде:

$$X_1 = 0,55104; X_2 = 0,09999; X_3 = 0,29999; X_4 = 0,06072; X_5 = 0,00598; \\
 X_7 = 0,00112; X_8 = 0,00244; X_{10} = 0,00368; Y = 74,22091.$$

Основные и дополнительные переменные, равные нулю, при выдаче решения не печатаются.

Оптимальный состав шихты в процентах для плавки стали 40ХНЛ следующий:

Отходы легированной стали	$X_1 = 0,551 \cdot 100 = 55,1$
Стальная стружка	$X_2 = 0,099 \cdot 100 = 9,9$
Возврат	$X_3 = 0,299 \cdot 100 = 29,9$
Чугун ПЛ1	$X_4 = 0,060 \cdot 100 = 6,0$
Ферросилиций ФС75	$X_5 = 0,006 \cdot 100 = 0,6$
Ферромарганец ФМн75	$X_7 = 0,001 \cdot 100 = 0,1$
Ферромарганец ФМн78	$X_8 = 0,002 \cdot 100 = 0,2$
Электродный бой	$X_{10} = 0,004 \cdot 100 = 0,4$
ВСЕГО шихты	$\sum_{j=1}^n X_j = 1,023 \cdot 100 = 102,3.$

Стоимость металлошихты по оптовым ценам шихтовых составляющих без учета накладных расходов составляет 74,22 у.е./т.

7. ЗАДАНИЕ НА РАЗРАБОТКУ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ СТАЛИ

При изучении раздела «Плавка стали» следует выполнить первое индивидуальное комплексное задание на тему: «Оптимальная технология плавки, раскисления, легирования и разливки стали марки _____ (в плавильном агрегате)». Выполнение задания преследует следующие цели:

- 1) обучение (с помощью задания Вы вынуждены особое внимание уделять определенным материалам и изучать дополнительную литературу);
- 2) оценку Вашего прогресса в освоении и понимании курса;
- 3) оценку способности представлять отчеты в систематизированном виде и делать это точно, убедительно и своевременно.

Задание включает в себя: выбор плавильного агрегата и футеровки, подготовку его к плавке; выбор шихтовых материалов и расчет шихты; выбор методов раскисления и расчет количества раскислителей; разработку технологии подготовки и завалки шихты; разработку технологии плавки и разливки сплава; расчет температуры выпуска и емкости разливочного ковша; разработку методов контроля свойств и температуры.

Варианты заданий приведены в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Задание на разработку оптимальной технологии плавки стали

Вариант	Марка сплава	Производительность, т/ч, или емкость печи, т	Масса металла, заливаемого в форму, кг	Толщина стенки отливки, мм
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>
1	35ХГСЛ	1,0	50	5...8
2	35НГМЛ	1,5	70	8...12
3	08ГДНФЛ	3,0	100	12...15
4	30Л	3,0	600	125
5	35Л	6,0	1500	300
6	40Л	6,0	500	35...50
7	45Л	6,0	400	50...75
8	50Л	15,0	1000	75...100
9	55Л	0,5	35	5...8
10	20ГЛ	6,0	300	8...12
11	27ГЛ	3,0	100	6...20
12	35ГЛ	10,0	500	60
13	40ГЛ	6,0	300	55
14	20ГСЛ	15,0	800	65
15	30ГСЛ	3,0	250	45
16	40ГФЛ	6,0	900	200
17	32Х06Л	6,0	800	150
18	40ХЛ	3,0	150	30

Продолжение табл. 7.1

<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>
19	40ХНЛ	3,0	220	35
20	20ХМЛ	15,0	1000	50
21	35ХМЛ	6,0	590	90
22	30ХНМЛ	10,0	980	80
23	15Л	3,0	125	15...20
24	20Л	6,0	356	25...35
25	25Л	6,0	650	58

8. ПРИМЕРЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИНСТРУКЦИЙ НА ВЫПЛАВКУ СТАЛЕЙ

8.1. Плавка углеродистых сталей в электродуговой печи ДС-5МТ с кислой футеровкой

8.1.1. Химический состав

Химический состав стали приведен в табл. 8.1.

Таблица 8.1

Химический состав стали

Марка стали	Содержание элементов, %						
	С	Mn	Si	S	P	Cr	Ni
				не более			
25Л	0,22 - 0,30	0,45 - 0,90	0,20 - 0,52	0,060	0,060	-	0,30
35Л	0,32 - 0,40	0,45 - 0,90	0,20 - 0,52	0,060	0,060	-	0,30
40Л	0,37 - 0,45	0,45 - 0,90	0,20 - 0,52	0,060	0,060	-	0,30
45Л	0,42 - 0,50	0,45 - 0,90	0,20 - 0,52	0,060	0,060	-	0,30

8.1.2. Подготовка печи к плавке

Состояние футеровки печи, ее механической части и электрооборудования должно обеспечивать нормальное проведение плавки. Включение неисправной печи не допускается.

После выпуска каждой плавки подина и откосы печи тщательно очищаются от остатков металла и шлака и заправляются кварцевым песком, увлажненным раствором жидкого стекла (5...7 % сверх 100 %).

Заправку необходимо проводить интенсивно, но тщательно.

Подина должна обеспечивать слив всего металла во время выпуска плавки и отсутствие срывов наварки по ходу плавки.

Уход за выпускным отверстием и желобом производится согласно инструкции.

Порог рабочего окна должен быть очищен от шлака и металла, а после завалки хорошо заправлен кварцевым песком.

Охлаждающие устройства проверяются на отсутствие течи воды. Проведение плавки при неисправных охлаждающих устройствах не допускается. Температура отходящей воды не должна превышать 60 °С.

Длина электродов должна быть достаточной для проведения всей плавки. Применение электродов с трещинами и сколами не допускается.

8.1.3. Подготовка шихты

Для обеспечения нормального хода плавки шихта должна быть составлена из расчета получения в первой пробе по расплавлению содержания углерода для стали марок, %:

45Л – 0,50...0,55;

35Л – 0,45...0,65;

25Л – 0,40...0,55.

Содержание P и S по расплавлению обеспечивается в пределах до 0,05 %.

Для обеспечения указанного содержания углерода по расплавлению в заливку присаживаются при необходимости брикеты из чугунной стружки и передельный чугун. При отсутствии брикетов и чугуна разрешается применять электродный бой с величиной фракций не более 50 мм.

Расчет шихты производится старшим мастером и передается сменному мастеру.

Стальной лом покупной должен соответствовать требованиям ГОСТ 2787-75.

В шихте допускается использование стальной стружки, которая должна быть дробленой, нержавеющей, незагрязненной маслом и иметь известный химический состав.

Шихта должна быть компактной и удобной для завалки: крупного скрапа должно быть не менее 40...50 %, количество собственных отходов – не более 50 %.

Примерный состав шихты приведен в табл. 8.2.

Все шихтовые материалы для плавки должны быть воздушно-сухими.

Необходимо следить, чтобы в шихте не было взрывоопасных предметов.

Применение материалов, не отвечающих вышеуказанным требованиям, воспрещается и может быть допущено только при наличии оформленной карты отклонений в установленном порядке.

Таблица 8.2

Примерный состав шихты

Наименование материалов	ГОСТ или ТУ	Марка	Состав шихты, %
Металлическая часть шихты			
1. Лом стальной	2787-75	2А	37,28
2. Собственный возврат	-	-	36,00
3. Чугун передельный	805-95	П1, гр.Ш, кл. А, Б	1,41
4. Брикетты из чугунной стружки	2787-75	23А	1,41
5. Ферромарганец доменный	-	ФМн 5А	1,30
6. Ферросилиций	1415-93	ФС 45	0,30
7. Стружка стальная	2787-75	14А, 15А	7,50
8. Прочий лом	2787-75	2А	14,80
Всего:	-	-	100,00
Раскислители и флюсы			
9. Алюминий вторичный	295-98	АВ 97	0,113
10. Известняк	Металлург.	сорт 1	2,000
11. Руда железная	Мартен	21 кл.	0,300
12. Коксовая мелочь	-	-	0,380
13. Песок кварцевый	Формовочный		

8.1.4. Завалка шихты

Все компоненты шихты, загружаемой в печь, обязательно взвешиваются.

Завалка печи производится бадьей с раскрывающимся дном. Порядок загрузки бадьи: на дно дается мелочь или стружка, затем загружается крупный лом, а наверх – опять особо мелкий лом и стружка. Наилучшей является шихтовка, состоящая из 30 % мелочи и 70 % крупной шихты.

Объемный вес шихты должен быть 3,0...4,5 т/м³.

Качество и вес шихтовых материалов должен обязательно проверяться мастером.

Ферросплавы для раскисления и корректировки плавки подаются к печам отдельно.

Перед включением печи свод и токоведущие части следует обдуть сжатым воздухом для удаления пыли.

Для уменьшения подсоса воздуха необходимо обеспечить плотное прилегание заслонки рабочего окна и своевременно закрыть выпускное отверстие. Для обеспечения более спокойного горения электрических дуг рекомендуется подкладывать под электроды кокс или стружку.

По окончании завалки сталевар, проверив состояние электродов, систему охлаждения и прочее, включает печь.

8.1.5. Продолжительность плавки по операциям

Продолжительность плавки по операциям приведена в табл. 8.3.

Таблица 8.3

Продолжительность плавки по операциям

Наименование операции	Время, мин		
	Сталь марки 45Л	Сталь марки 35Л	Сталь марки 25Л
1. Очистка и заправка печи	15	15	15
2. Заливка шихты	10	10	10
3. Плавление	70	70	70
4. Окислительный период	25	35	40
5. Восстановительный период (не менее)	25	25	25
6. Выпуск плавки	5	5	5
ВСЕГО:	150	160	165

8.1.6. Плавление

По мере расплавления во избежание образования мостов куски шихты сталкиваются под электроды.

При образовании мостов печь отключается, а в образовавшиеся колодцы забрасывается новая шихта и снова плавится. Операция повторяется до полного разрушения моста.

Плавление шихты ведется форсированно с использованием полной мощности трансформатора.

Примечание. Рекомендуется для облегчения зажигания дуги и предохранения перегрева свода начинать плавление на низкой ступени мощности и напряжения (4...5 мин, указатель положения – 4). В дальнейшем плавление следует вести на 5-й ступени.

Еще до расплавления по мере образования жидкого металла следует дать в печь небольшими порциями сухой песок (или горелую землю) и известняк, чтобы к расплавлению ванна имела нормальный шлаковый покров.

Если по расплавлении образовалось много шлака, то сталевар скачивает лишний шлак и удаляет его комья.

После полного расплавления и надлежащего подогрева ванна перемешивается и берется проба металла для определения экспресс-анализом содержания С, Мn, S, P, Cr и Ni.

Отбор и обработка пробы производится согласно инструкции.

В случае получения низкого расплава по углероду ванну необходимо науглеродить.

8.1.7. Окислительный период

Дальнейший ход плавки зависит от выплавляемой марки стали и расплава по углероду:

а) плавка стали марки 45Л при содержании углерода по расплавлению 0,50...0,55 % ведется без дачи руды, металл подогревается до самопроизвольного кипа, который поддерживается 10...15 мин, и плавка переходит в восстановительный период;

б) плавка сталей марок 35Л, 25Л, а также стали марки 45Л при расплаве $C > 0,55$ % ведется с обязательной дачей железной руды.

Руда присаживается в печь периодически порциями не более 6 кг. Последующая порция руды присаживается в печь после того, как кип ванны от предыдущей присадки ослабеваает.

Кип ванны должен быть достаточно интенсивным, не слишком бурным – без выплесков металла и шлака через порог. Металл не должен терять жидкотекучесть, а шлак – жидкоподвижность.

Скорость выгорания углерода необходимо выдерживать в пределах 0,30...0,50 % в час.

Присадка железной руды прекращается при содержании углерода для стали марок, % (определяется по излому бруска):

- 45Л – 0,45;
- 35Л – 0,35;
- 25Л – 0,24.

После дачи последней порции руды ванна становится на «чистый кип», продолжительность которого должна быть 7...10 мин.

Для сталей марок 35Л, 25Л в период чистого кипения в ванну небольшими порциями присаживается мелкоизмельченный известняк для предупреждения восстановления кремния.

Во время окислительного периода цвет шлака в изломе меняется от черного до темно-серого и зеленовато-серого.

Окислительный период разрешается вести на высоких ступенях напряжения при шунтированном дросселе. За время периода металл должен быть нагрет не ниже температуры выпуска. Во избежание перегрева металла можно переключить трансформатор на «звезду» (9-е положение и ниже). Категорически запрещается полное отключение печи во время кипения ванны.

По окончании «чистого кипа» ванна перемешивается, и производится отбор пробы на экспресс-анализ для определения содержания C, Mn, Si.

Содержание углерода в данной пробе должно обеспечивать получение среднего предела углерода в заданной марке и быть равным:

- для стали марки 25Л – 0,18...0,20;
- стали марки 35Л – 0,30...0,32;

- стали марки 40Л – 0,37...0,39;
- стали марки 45Л – 0,39...0,41.

По достижении указанного содержания углерода часть окислительного шлака (50...60 %) спускается самотеком и с помощью скребка. Затем наводится новый шлак присадкой сухого песка или горелой формовочной земли и известняка, и плавка переходит в восстановительный период.

Рекомендуется присадить для создания «повторного кипения» 2 кг/т доменного ферромарганца.

8.1.8. Восстановительный период

Для стали марки 45Л процесс раскисления ведется с восстановлением кремния и диффузионным раскислением через шлак. Для восстановления кремния шлак загущается сухим песком, дается приблизительно 1,5 кг/т сухой коксовой мелочи, печь плотно закрывается и повышается нагрузка на фазах. Через 5 мин металл перемешивается и берется проба на экспресс-анализ для определения содержания С, Мп, Si.

Одновременно проверяется раскисленность металла заливкой пробы. Металл в стаканчике должен застывать без вспучивания, искрения и давать усадку.

Если металл в ложке показывает достаточное восстановление кремния и шлак начинает чрезмерно густеть, то в печь дается известняк.

Качество шлака контролируется сливом шлака на плиту. Шлак должен застывать лепешкой 4...7 мм с блестящей коричневой поверхностью и иметь светло-зеленый или голубой излом.

В течение восстановительного периода температура металла не должна снижаться ниже температуры выпуска. В случае необходимости (при задержках плавки) трансформатор переключается на «звезду» (указатель 9 и ниже).

При наличии в печи нормального шлака и содержании углерода, обеспечивающем «попадание» в заданный анализ, за 10...15 мин до выпуска производится присадка кускового ферросилиция (если количество свежевосстановленного кремния недостаточное).

Минут за пять до выпуска присаживается ферромарганец в количестве, обеспечивающем «попадание» в заданный химанализ, учитывая остаточный марганец в последней пробе.

После этого металл еще раз проверяется на раскисленность и температуру и производится раскисление в печи вводом 0,3 кг/т алюминия на штанге, затем плавка выпускается.

Примечание. В сомнительных случаях при проверке металла на раскисленность следует производить ковку пробы под молотом (пробу нужно отковывать до толщины 2 мм). Отсутствие рванин свидетельствует о хорошей раскисленности металла.

Окончательное раскисление стали производится вводом в металл алюминия в количестве 0,7 кг на 1 т жидкой стали на желоб печи.

Выборочно, один раз в неделю, производится контроль плавов на содержание меди и остаточного алюминия из контрольных образцов. Остаточного алюминия должно быть 0,03...0,06 %, меди не более 0,30 %.

Для стали марки 25Л (и других низкоуглеродистых марок) раскисление следует начинать сразу же кусковым ферросилицием. Шлак раскисляется также молотым коксом. Жидкотекучесть шлака регулируется присадкой известняка.

Если плавка выпускается на плац ручной формовки, то конечное раскисление алюминием следующее: в печь перед выпуском подают на штанге приблизительно 3 кг алюминия на плавку и в ковш на штанге приблизительно 4 кг алюминия (на 5 т жидкого металла).

Рекомендуется перед выпуском послать пробу на экспресс-анализ с тем, чтобы в случае отклонения прекратить заливку форм.

Категорически запрещается выпускать плавки под черным шлаком.

8.1.9. Выпуск плавки

За 5 мин до выпуска к печи подается раздаточный чайниковый ковш. Выпуск плавки производится согласно инструкции.

Перед выпуском плавки проверяется температура, печь отключается и наклоняется с таким расчетом, чтобы в начале выпуска в ковш шел металл без шлака.

Проба металла на маркировочный анализ и образцы на механические испытания отбираются при разливке плавки согласно инструкции.

Температура металла перед выпуском должна соответствовать времени пленообразования в ложке 35...45 с, на желобе при выпуске – 1590...1640 °С, на стенде при переливе в малый ковш – 1480...1520 °С (по оптическому пирометру без поправки).

Температура заливки форм устанавливается согласно требованиям технологического процесса изготовления каждой отливки.

Перед началом разливки плавки на конвейере металл проверяется на загазованность заливкой пробы в чистый подогретый металлический стаканчик.

Если проба при остывании не дает усадки, а наблюдается ее рослость (вспучивание), то плавка бракуется, то есть возвращается на доводку или разливается в изложницы.

8.1.10. Разливка

После установки и закрепления раздаточного ковша на стенде производится наполнение разливочного ковша полной струей без разбрызгивания.

Разливочный ковш должен иметь хорошо заправленный носок и исправную чайниковую перегородку.

Заливочные ковши должны подаваться под заливку в нагретом до красна состоянии, наполнение ковша должно быть не более $7/8$ высоты. Заливочное устройство должно быть в исправном состоянии и иметь защелку, предохраняющую опрокидывание ковша при транспортировке.

Заливка форм производится ровной струей, направленной в центр литниковой чаши. Скорость заливки формы должна быть такой, чтобы литниковая чаша не опорожнялась в процессе заливки более чем наполовину.

В случае бурления металла в ковше, что свидетельствует о недостаточной просушке его, металл необходимо немедленно слить в изложницу.

Высота носка ковша над формой при заливке не должна превышать 400 мм.

Запрещается производить заливку форм с перерывом струи металла, разбрызгивающейся струей, холодным металлом.

Шлак с поверхности металла перед заливкой очищается счищалкой.

Время заполнения форм, температура заливки определяются технологической картой детали.

Кроме алюминия, введенного в раздаточный ковш или печь, при заливке в каждый разливочный ковш дается 100...120 г алюминия.

По окончании заливки остаток металла сливается в изложницы, но ни в коем случае не на землю.

Контролю подлежат:

- а) содержание углерода по расплавлению (инспекторский контроль);
- б) характеристики шлака;
- в) проба на раскисленность металла (инспекторский контроль);
- г) отбор проб на химический анализ.

8.1.11. Техническая документация

Все технологические показатели плавки заносятся в плавильный журнал установленной формы. Мастером, ведущим плавку, должны быть записаны следующие показатели:

- а) вес компонентов шихты и присадок и время присадки;
- б) время отбора и результаты проб металла на экспресс-анализ, на раскисленность;
- в) консистенция шлака, вид поверхности и цвет излома в окислительный период и в период доводки;

г) температура металла перед выпуском на желобе, в начале и в конце разливки;

д) длительность периодов плавки и электрический режим по ходу плавки;

е) состояние печи после выпуска;

ж) все отклонения по ходу плавки.

Замечания контролера заносятся в плавильный журнал.

Все работы по плавке и разливке стали должны производиться в соответствии с инструкциями по технике безопасности.

Примечание. Определение содержания серы проводится только по расплаву и считается маркировочным.

8.2. Инструкция на выплавку жароупорной стали в электродуговой печи с кислой футеровкой

8.2.1. Химический состав стали

Химический состав стали марки 15Х25Н19С2Л должен соответствовать следующим данным:

Химический состав	C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni
Сталь марки 15Х25Н19С2Л	≤ 0,2	0,5-1,5	2,0-3,0	≤ 0,03	0,035	2,3-2,7	18,0-20,0

8.2.2. Оборудование

Выплавка стали производится в кислой электродуговой печи ДС-5МТ.

Рабочий инструмент применяется тот же, что и для выплавки углеродистой стали.

Металл принимается в ковши, футерованные кислыми огнеупорами.

8.2.3. Подготовка печи к плавке

Металл предыдущей плавки (углеродистой) должен быть полностью слит. Откосы печи должны быть тщательно заправлены, так как окислы хрома имеют склонность к разъеданию кислой футеровки.

8.2.4. Шихтовые материалы

Металлозавалка: лом стальной (пакеты) (ГОСТ 2787-75) класса 9А; возврат собственного производства; отходы 15Х25Н19С2Л; никель Н-2.

Ферросплавы: ферромарганец среднеуглеродистый (ГОСТ 4755-91), марка ФМн 1,0; ферросилиций кусковой ФС45; феррохром ФХ010А; алюминий вторичный АВ-97.

Флюсы: кварцевый песок или формовочная земля (сухие); известняк металлургический.

8.2.5. Подготовка шихты

Плавка жароупорной стали производится с использованием возврата собственного производства.

Для того чтобы расплав по углероду был наименьшим, необходимо в качестве стального нелегированного лома применять пакеты (А6-1).

При отсутствии пакетов можно применять другой стальной лом, но с наименьшим содержанием углерода. Никель может даваться как в бадью, так и в печь после расплавления и доведения углерода не более 0,20 %.

Перед подачей феррохрома следует скачать окислительный шлак, навести новый и раскислить FeMn и FeSi.

8.2.6. Расчет шихты

Расчет шихты производится на 100 кг жидкой стали.

Примерный состав шихты приведен в табл. 8.4.

Таблица 8.4

Примерный состав шихты

Наименование материала	ГОСТ	Марка	В шихте, %	Масса, кг
1. Лом стальной (пакеты)	2787-75	А6-1	10,99	610
2. Возврат собственного производства	-	-	32,00	1760
3. Отходы 15Х25Н19С2Л	-	-	16,15	900
4. Ферромарганец среднеуглеродистый	4755-91	ФМн1,0	1,72	100
5. Феррохром	4757-91	ФХО10А	25,60	1405
6. Никель	849-97	Н-2	11,50	610
7. Ферросилиций кусковой	1415-93	ФС-45	2,04	115
ИТОГО:			100,00	5500

8.2.7. Подготовка печи к плавке и заливке

После выпуска предыдущей плавки на подине не должно быть остатков металла. Следует тщательно заправить печь, учитывая разъедающее действие хромистого шлака.

8.2.8. Плавление

Процесс плавления тот же, что и при выплавке углеродистой стали. Не дожидаясь полного расплавления, задать в печь шлакообразующую смесь (песок, известняк).

После полного расплавления берется проба на химический анализ на С, Mn, Si.

8.2.9. Окислительный период

Если по расплавлении окажется углерода более 0,2 %, то необходимо провести окисление ванны дачей железной руды.

Следует помнить, что руду можно давать только в очень нагретый металл. При недостаточно нагретом металле будет гореть хром, а не углерод.

После проведения окислительного периода необходимо скатать окислительный шлак и навести новый.

8.2.10. Раскисление и доводка металла по химическому составу

После скачивания окислительного шлака и наведения нового необходимо раскислить металл марганцем и кремнием, затем задать весь феррохром и довести содержание марганца и кремния до заданных значений по химическому составу.

Температура металла при заливке из малого ковша в опоку должна быть в пределах 1450...1500 °С по пирометру без поправки.

8.2.11. Техника безопасности

Все применяемые для плавки стали материалы должны быть воздушно-сухими. Запрещается производить завалку шихты на жидкий металл. Запрещается производить загрузку печи магнитной шайбой. Включение печи при наличии влаги в приямке запрещается. Применяемый инструмент должен быть исправным. Все работы по плавке и разливке стали должны производиться в соответствии с инструкцией по технике безопасности.

8.3. Инструкция на плавку стали марки 110Г13Л методом сплавления и переплава в основных электропечах

Настоящая инструкция является руководством для ведения плавки в основной электропечи и устанавливает порядок и последовательность операций ведения плавки.

Рабочее место у электропечи должно быть обеспечено следующим инструментом: ложками для взятия проб металла и шлака; заправочной лопатой; скребками для очистки откосов и подины; кочережками для стаскивания шихты и откосов; штырями для разделки выпускного отверстия; ключом для свинчивания электродов; металлическим ниппелем.

Плавка производится в печи типа ДС-5М с трансформатором мощностью 3250 кВт. Сила тока и напряжение на низкой стороне трансформатора приведены в табл. 8.5.

Таблица 8.5

Сила тока и напряжение на низкой стороне трансформатора

Род включения	Максимальная сила тока, А	Напряжение, В
Треугольник	7340	220
Звезда	6000	127

Процесс плавки методом переплава в отличие от обычного процесса ведется без окисления металлической ванны, без скачивания окислительного шлака под амфотерным (полуокислым) или карбидным (белым) шлаком.

Примечание. Специальные плавки ведутся только под карбидным шлаком.

8.3.1. Химический состав стали марки 110Г13Л

Химический состав стали марки 110Г13Л приводится в табл. 8.6. Отношение содержания марганца к содержанию углерода должно быть не менее 8 при содержании С и Мп в пределах допуска марки стали.

Таблица 8.6

Химический состав стали марки 110Г13Л

Содержание элементов	С	Si	Mn	P	S	Cr	Li	Cu
Требуемое	0,9-0,15	0,4-1,0	11,5-14,5	≤ 0,12	≤ 0,05	≤ 0,5	≤ 0,5	≤ 0,3
Рекомендуемое	1,0-1,2	0,6-0,8	12-13	≤ 0,10	≤ 0,04	≤ 0,5	≤ 0,5	≤ 0,3

8.3.2. Состав и подготовка шихты

Состав и расчет шихты приводится в табл. 8.7.

Загрузка шихты на каждую плавку производится в шихтовом пролете цеха в бадью с раскрывающимся дном в следующей последовательности.

На дно бадьи дается слой мелкого стального лома или отходов пресового производства, затем известняк в количестве 200...300 кг, стружка россыпью и в брикетах, крупный лом и возврат собственного производства, сверху дают вновь стружку. Наполненная шихтой бадья электротележкой подается в плавильное отделение. Материалы, предназначенные для доводки стали по химическому составу и ее раскисления, подаются к печам отдельно в специальной таре.

Таблица 8.7

Состав и расчет шихты для плавки стали марки 110Г13Л

Наименование шихтовых материалов	ГОСТ, марка металла	Содержание в шихте в % от металлосвалки	C		Si		Mn		S		P	
			в ме-талле	в шихте								
Лом стальной заводекой	2787-75, 1А	13,0	0,4	0,052	0,3	0,039	0,5	0,065	0,05	0,006	0,05	0,006
Лом стальной углеродистый	2787-75, 1А	0,98	0,4	0,004	0,3	0,003	0,5	0,005	0,05	0,0005	0,05	0,0005
Лом стальной высокомарганцевистый	2787-75, В-22	51,2	1,3	0,66	0,8	0,4	11,0	5,63	0,04	0,02	0,11	0,056
Возврат литейного производ-ства	-	26,5	1,4	0,371	0,7	0,185	12,0	3,18	0,04	0,01	0,11	0,029
Ферромарганец углеродистый	4755-91 ФМн75	6,4	6,0	0,384	2,0	0,128	75,0	4,8	0,03	0,001	0,35	0,02
Ферромарганец среднеуглеродистый	4755-70 ФМн1,0	1,5	1,0	0,015	2,0	0,03	85,0	1,27	0,03	0,0004	0,3	0,004
Силикомарганец	4756-91, СМн14ГрБ	0,42	2,5	1,496	2,0	0,063	65,0	0,273	0,03	-	0,35	0,001
ИТОГО:	-	100,0	-	1,496	15,0	0,848	-	15,22	0	0,0379	-	0,116
Угар	-	-	-2,0	0,03	-24,0	0,2	-20	3,0	-	-	-	-
Содержание в жидком металле	-	-	-	1,466	-	0,648	-	12,22	-	-	-	-

8.3.3. Подготовка печи к плавке и загрузка шихтой

После слива предыдущей плавки и снятия напряжения мастер и сталевар тщательно осматривают подину, откосы, свод печи и электроды. Подина печи очищается от остатков шлака и металла железным скребком. Удаление металла из местных углублений в подине облегчается после замешивания составов жидкого металла сухим магнезитовым порошком. Заправка дефектных мест подины и откосов печи производится магнезитовым порошком, замешанным на растворе жидкого стекла в воде в соотношении 1:2. Во избежание чрезмерного остывания печи очистка и заправка производятся в возможно короткий срок.

Если подина и откосы сильно разъедены и требуют только слоя заправки, то после их заправки закрывают на несколько минут печь и опускают раскаленные электроды. Затем покрывают толстозаправленные места отходами листового железа. Не рекомендуется выкатывать печь до подачи завалочной бадьи из шихтового пролета.

Загрузка шихты в печь производится бадьей с раскрывающимся дном. При открывании замка днища бадьи малым крюком крана последняя не должна находиться выше 1 м от пода печи.

После завалки сталеваром проверяется качество укладки шихты в печь, при необходимости производится ее выравнивание крюком или осаживание специально предназначенным для этой цели технологическим грузом. Затем печь закатывают в рабочее положение и опускают свод. Разравнивание шихты сводом при закатке ванны запрещается.

После проверки состояния электродов и системы водоохлаждения пультовщиком включается печь. В случае плохого зажигания дуг рекомендуется под электроды положить куски металла, электробоя или стальную стружку.

Примечание. В случае поступления влажной шихты бадья перед завалкой выдерживается под печью 5...10 мин.

После загрузки следует тщательно заделать выпускное отверстие магнезитовым порошком.

При неисправности электрооборудования, механической части, в случае выхода из строя системы охлаждения или вентиляции работать на печи запрещается.

8.3.4. Расплавление шихты

В течение всего периода плавания дверца рабочего окна должна быть плотно закрыта. Открывать ее рекомендуется только для сталкивания шихты с откосов. Зазор между стенами печи и сводом устраняется подсыпкой песка.

Расплавление шихты ведется на треугольнике при полной мощности печи трансформатора с номинальной силой тока. Когда 30...40 % шихты расплавляется, необходимо периодически сталкивать с откосов нерасплавленную шихту к центру, тем самым исключая возможность отвала шихты и поломки электродов. К моменту полного расплавления металл должен быть покрыт шлаковым покровом нормальной консистенции и основности.

Для корректировки качества шлака используются известняк и шамотный бой.

В конце плавания шихты в печь присаживается на каждую тонну жидкой стали 3...5 лопат известняка и 0,5...1 лопата восстановленной смеси, состоящей из мелкого ферросилиция и коксового порошка в соотношении 1:1.

После полного расплавления шихты и прогрева металла ванна печи тщательно перемешивается металлическим скребком и отбирается предварительная проба «ПР 1»:

- а) дробь – для определения содержания С и Р химическим методом;
- б) проба в стержневой стаканчик – для определения содержания Si, Mn, Cr, Cu спектральным методом.

Проба в стержневой стаканчик после затвердевания освобождается от стержня и затем охлаждается в воде.

При получении повышенного содержания Si в предварительной пробе снижение его производится за счет скачивания не менее 50 % шлака и наведения нового. При получении в предварительной пробе содержания С более 1,5 % или Р более 0,12 % производится разбавление металла за счет добавки сухого низкоуглеродистого лома вручную через завалочное окно.

При получении стали с завышенным содержанием Cr, Ni, Cu, металл следует слить в ковш и разлить по печам, если это разбавление обеспечит получение стали без отклонений по химическому составу. В противном случае металл необходимо слить в «козла» и отправить в скрапоразделочный цех с указанием на прикрепленной бирке химического анализа этих элементов.

При завалке на подину скордовины (козла) с большим содержанием песка необходимо после расплавления скачать не менее 50 % первоначального шлака с последующей подачей в печь удвоенного количества известняка.

8.3.5. Доводка плавки по химическому составу

После отбора первой пробы металла на экспресс-анализ в печь периодически до выпуска плавки присаживается восстановительная смесь.

Все материалы, присаживаемые в печь в восстановительном периоде, должны быть сухими. Контроль за этим осуществляют мастер и сталевар.

После введения восстановительной смеси рабочее окно печи плотно закрывается и ванна выдерживается в течение 6...8 мин. По окончании выдержки ванны металл и шлак тщательно перемешиваются, и отбирается проба шлака на раскисленность. Для плавков, идущих на заливку траков, допускается амфотерный шлак. Для специальных плавков шлак при остывании должен рассыпаться в белый или серый порошок.

Если белый или серый рассыпающийся шлак получить не удалось, то следует повторить присадку в печь на шлак восстановительной смеси с последующей выдержкой ванны в течение 6...8 мин.

Одновременно с пробой шлака отбирается проба металла на температуру. Металл в ложке должен быть полностью открытым, а ложка полной. Образование пленки в ложке должно быть через 45...55 с, что соответствует 1520...1550 °С.

Общее время выдержки металла под восстановительным шлаком должно быть не менее 35 мин.

После рафинирования ванны под шлаком производят корректировку металла по химическому составу высокоуглеродистым ферромарганцем и силикомарганцем. Последний при этом играет роль хорошего комплексного раскислителя, минимально загрязняющего сталь продуктом раскисления, поэтому, если позволяет содержание Si в стали, предпочтительнее использовать силикомарганец.

В табл. 8.8 приведены средние значения повышения процентного содержания элементов в металле при присадке 15 кг различных ферросплавов на каждую тонну в печи.

По ходу операции доводки металла продолжается (вплоть до выпуска) периодический контроль качества шлака и температуры металла, которая к концу операции доводки должна достигнуть температуры выпуска плавки 1490...1500 °С.

После корректировки по химическому составу и тщательного перемешивания ванны отбирается на повторный химический анализ проба «ПР 2» для определения содержания Si и Mn, а в случае необходимости и других элементов.

Категорически запрещается перегревать металл на любой стадии плавки во избежание получения дендритной структуры в отливках, так как последующее охлаждение жидкой стали не устраняет полностью вредных последствий перегрева. Выпуск плавки следует производить при образовании пленки в ложке через 60...70 с.

Запрещается готовую к сливу плавку держать в печи более 15 мин.

Таблица 8.8

Средние значения повышения процентного содержания элементов в металле

Наименование ферросплава	Масса присадки в кг на 1 т жидкого металла	Вводится в металл, %			
		С	Mn	Si	P
1. Ферромарганец углеродистый ФМн-78А ГОСТ 4755-91	15	0,1	1,2	0,03	0,001
2. Ферромарганец углеродистый ФМн-78 ГОСТ 4755-91	15	0,1	1,2	0,03	0,005
3. Ферромарганец доменный ФМн-5 ГОСТ 4755-91	15	0,1	1,1	0,03	0,006
4. Ферромарганец доменный ФМн-1,0А ГОСТ 4755-91	15	0,01	1,3	0,03	0,001
5. Ферромарганец доменный ФМн-1,0 ГОСТ 4755-91	15	0,01	1,3	0,03	0,04
6. Ферромарганец доменный ФМн-1,0 ГОСТ 4755-91	15	0,02	1,3	0,04	0,04
7. Силикомарганец СМн-20 ГОСТ 4756-91	15	0,01	1,0	0,035	0,003
8. Силикомарганец СМн-17 ГОСТ 4756-91	15	0,02	1,0	0,3	0,005
9. Силикомарганец СМн-14А ГОСТ 4756-91	15	0,04	1,0	0,25	0,003
10. Силикомарганец СМн-14 ГОСТ 4756-91	15	0,04	1,0	0,25	0,005
11. Ферросилиций ФС-45 ГОСТ 1415-93	15	-	-	0,7	-

8.3.6. Выпуск плавки

Выпуск металла должен производиться в хорошо подготовленный и нагретый до 500 °С ковш, который подается к печи за 2...3 мин до слива. Желоб должен быть тщательно очищен и просушен.

Слив металла производится одновременно со шлаком. Причем большая часть шлака сливается в начальный период. Перед сливом защелки ковша необходимо засыпать песком.

Окончательное раскисление металла производится в ковше силико-кальцием СК 15 (ГОСТ 4762-71) и алюминием АВ 91 (ГОСТ 295-98) при выпуске плавки из расчета по 1 кг на 1 т жидкой стали каждого. При этом 0,5 кг Al дается в металл во время выпуска и 0,5 кг Al на штанге в наполненный ковш.

Для определения окончательного химического анализа проба (клин и дробь) отбирается после того, как плавка слита и поставлена на стенд, из третьего или четвертого разливочного ковша в присутствии контролера БТК (для определения содержания Mn, Si, Ni и Cu).

Отбор пробы (дробь) для определения углерода и фосфора производится сталеваром хорошо ошлакованной ложкой в присутствии контролера.

Примечание. Ориентировочное среднее падение температуры металла при выпуске плавки в стопорные ковши – 50...90 °С, а при выпуске в чайниковые – 40...50 °С.

Продолжительность операций ведения плавки массой 6 т приведена в табл. 8.9.

Таблица 8.9

Продолжительность операций ведения плавки весом 6 т

Наименование операции	Время на операцию, мин
1. Очистка и заправка печи	10
2. Присадка известняка	5
3. Завалка шихты в печь	5
4. Расплавление шихты	60
5. Раскисление и доводка по химическому составу и температуре	40
6. Выпуск плавки	5
7. Время на наращивание электродов и смену свода на 1 плавку	5
8. Общая продолжительность плавки	210

8.3.7. Техническая документация

На каждую электросталеплавильную печь должен быть отдельный плавильный журнал установленной формы. Запись в журнале на каждую плавку ведет пультовщик печи по указанию сталевара. Не реже одного раза в две недели проверяется состояние записей в журнале, при необходимости делаются пометки.

8.3.8. Механические свойства

Для проверки механических свойств стали отливается в стержневые формы три комплекта образцов (по три образца на растяжение и четыре образца на удаление вязкости в комплекте) из середины плавки. Конфигурация и растворы образцов должны соответствовать ГОСТ 977-88.

Отлитые образцы с прибылями проходят термообработку (закалку) в печах совместно с отливками.

После термообработки образцы вместе с прибылями отправляются в механическую лабораторию. Механические свойства стали должны соответствовать:

- временному сопротивлению разрыву σ_b – не менее 45 кгс/мм²;
- ударной вязкости a_n не менее 7 кгс/см²;
- относительному удлинению δ не менее 9 %.

9. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛЕЙ

9.1. Общие положения

В зависимости от химического состава и требуемых свойств стали плавку ведут кислым или основным процессом. Основные положения расчета плавки одинаковы как для мартеновского, так и для электродугового процессов. Необходимо лишь учитывать разные технологические характеристики плавки: процент угара элементов, расход железной руды, флюсов, скорость окисления примесей и т. д.

При расчете плавка делится на периоды:

- от начала завалки до полного расплавления шихты;
- от полного расплавления до раскисления;
- раскисление и выпуск.

Расчет плавки целесообразно выполнять на 100 кг металлической шихты в следующем порядке:

- 1) по заданному соотношению чугуна и скрапа и их составу рассчитать средний химический состав шихты;
- 2) рассчитать количество и состав металла и шлака для конца каждого периода;

3) рассчитать угар примесей шихты в каждом периоде и необходимый расход кислорода на их окисление с учетом окислительной способности атмосферы рабочего пространства печи;

4) рассчитать расход железной руды для отдельных периодов плавки по балансу кислорода:

$$O_2 = O_{2(\text{пр})} + O_{2(\text{ж.шл})} - O_{2(\text{ок})} - O_{2(\text{CO}_2)} - O_{2(\text{ат})},$$

где O_2 – необходимое количество кислорода; $O_{2(\text{пр})}$ – кислород на окисление примесей; $O_{2(\text{ж.шл})}$ – кислород на образование окислов железа в шлаке; $O_{2(\text{ок})}$ – кислород окалина на скрапе; $O_{2(\text{CO}_2)}$ – кислород из CO_2 после разложения известняка; $O_{2(\text{ат})}$ – кислород из атмосферы печи;

5) рассчитать количества составляющих, поступающих из различных источников, определить количество и состав сбегавшего и скачиваемого шлака;

6) определить количество, состав шлака и расход известняка (извести) для 1-го и 2-го периодов плавки;

7) составить балансы железа и кислорода по периодам плавки;

8) рассчитать количество выделившихся из ванны газов;

9) составить материальные балансы по отдельным периодам и всей плавке;

10) проверить:

– полученную основность шлака по отдельным периодам плавки;

$$h = 0,1q G / (\rho_{\text{шл}} \cdot S_{\text{под}}),$$

где h – толщина шлакового слоя (должна быть 0,05...0,07 м), м; q – масса конечного шлака на 100 кг металлической шихты, кг; G – масса плавки, кг; $\rho_{\text{шл}}$ – плотность шлака, кг/м³; $S_{\text{под}}$ – площадь пода печи, м²;

– полученную основность шлака по отдельным периодам плавки;

– распределение серы между шлаком и металлом (должно быть к концу основной плавки 8...10);

– распределение фосфора между шлаком и металлом (к концу основной плавки должно быть 90...130).

Ниже приводятся примеры расчета различных плавков. Перед выполнением расчета необходимо подробно ознакомиться с технологией плавки по лекциям и рекомендуемой литературе.

9.2. Пример расчета материального баланса плавки стали в кислых электродуговой печах (кремневосстановительный процесс)

При выборе шихтовых материалов, прежде всего, следует возможно полнее использовать собственные отходы, представляющие наиболее дешевый материал, более или менее точно соответствующий нужному составу. Но, с другой стороны, многократный переплав может привести к накоплению нежелательных примесей в металле и к насыщению его газами. Поэтому количество отходов в шихте ограничивается.

В связи с невозможностью удалять из металла серу и фосфор при кислом процессе плавки в шихте часто используется специально выплавленная шихтовая заготовка с низким содержанием примесей.

Расход чугуна в кремневосстановительном процессе в зависимости от состава конечной стали колеблется в пределах от 10 до 50 %. В завалку даются чугун, стальной лом, возврат, ферромарганец.

Во время кипения производится присадка марганцевой руды, извести, ферросплавов.

Расчет шихты по углероду ведется с расчетом, чтобы в первой пробе при расплавлении получить углерода больше заданного на 0,2...0,8 %.

Угар углерода за период завалки и плавления составляет 15...30 %.

Концентрация марганца в шихте должна быть в пределах 0,5...1,4 %.

Износ кладки за период завалки и плавления – 1,0 %, за период доводки – 1,2 %.

В процессе кипения в значительной мере восстанавливаются кремний и марганец, поэтому сталь получается раскисленной в печи. Ниже приводится пример расчета плавки в 100-тонной мартеновской печи. Шихта составляется из чугуна, стального лома, ферромарганца (табл. 9.1). Состав готовой стали приведен в табл. 9.2, состав неметаллической части шихты и кладки – в табл. 9.3. Продолжительность периодов плавки: завалка – 2,5 ч, плавление – 3 ч, кипение – 2,75 ч, период стабилизации – 2 ч.

Таблица 9.1

Химический состав шихтовых материалов

Материал	C	Si	Mn	P	S
1. Чугун	4,00	1,20	2,00	0,015	0,015
2. Стальной лом	0,05	0,15	0,19	0,005	0,008
3. Ферромарганец	1,00	2,00	78,0	0,35	0,03
4. Феррохром, 50 %	2,00	2,00	Cr=50	0,10	-
5. Ферромolibден 50 %	0,10	0,50	Mo=50	0,10	0,35
6. Ферросилиций	1,00	46,0	1,00	0,08	-

Таблица 9.2

Состав готовой стали

Материал	C	Si	Mn	P	S	Ni	Cr	Mo
Готовая сталь	0,3 -0,4	0,2-0,3	0,32-0,50	0,03	0,02	0,3-0,4	0,8-1,0	0,3-0,4
Ванна по расплавлению	1,0	0,003	0,061	0,012	0,01	0,34	0,02	-
Сталь перед выпуском	0,35	0,200	0,410	0,015	0,01	0,34	0,85	0,3
Готовая сталь (варианты)	0,10-0,16	0,20-0,25	0,30-0,40	0,04	0,04	-	-	-
1-й вариант	0,15-0,25	0,30-0,40	0,80-0,90	0,06	0,05	-	-	-
2-й вариант	0,20-0,30	0,25-0,35	0,80-1,00	0,02	0,02	-	-	-
3-й вариант	0,25-0,35	0,15-0,25	0,40-0,60	0,03	0,04	0,3-0,4	0,6-0,8	0,3-0,4
4-й вариант	0,35-0,45	0,26-0,32	0,50-0,70	0,05	0,05	0,6-0,8	1,0-1,2	0,2-0,3
5-й вариант	0,40-0,50	0,32-0,38	0,55-0,75	0,06	0,06	0,8-1,0	1,2-1,4	0,5-0,6

Таблица 9.3

Состав неметаллической части шихты и кладки

Материал	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	MnO ₂	Fe ₂ O ₃	H ₂ O
Железная руда	7,80	5,4	0,5	0,50	2,5	-	81,9	1,40
Марганцевая руда	10,00	1,4	3,0	1,40	-	79,0	2,6	2,60
Известь	4,50	1,5	92,2	1,20	-	-	0,6	-
Кладка печи	97,00	1,5	1,5	-	-	-	-	-

1-й период плавки (от начала до полного расплавления)**Расчет количества чугуна в шихте**

Содержание углерода в конечной стали – 0,35 %. Принимаем для первой пробы содержание углерода 1 %. За период завалки и плавления угар углерода составляет 25 %, отсюда среднее содержание углерода в шихте должно быть примерно равным 1,3 %.

Составляем балансовое уравнение по углероду. Обозначим: x – расход чугуна, по данным практики расход ферромарганца примем 0,4 %, тогда расход заготовки будет: $100 - 0,4 - x = 99,6 - x$.

Балансовое уравнение по углероду

$$4x + (99,6 - x) \cdot 0,05 + 0,4 \cdot 1,0 = 1,3 \cdot 100, \text{ откуда } x = 31,5 \%$$

Шихта состоит (табл. 9.4): чугун – 31,5 %, стальной лом – 68,1 %, ферромарганец – 0,4 %.

Таблица 9.4

Средний состав шихты

Составляющие шихты	Содержание, %	Количество вносимых примесей, кг						
		C	Si	Mn	P	S	Ni	Cr
Чугун	31,5	1,260	0,377	0,630	0,008	0,005	-	-
Заготовка	68,1	0,034	0,102	0,129	0,003	0,005	0,34	0,08
Ферромарганец	0,4	0,004	0,008	0,312	0,001	-	-	-
Средний состав шихты	100	1,298	0,487	1,071	0,012	0,010	0,34	0,08

Расчет остаточной концентрации кремния

Из выражения константы равновесия реакции распределения кремния $2[Fe] + (SiO_2) = 2(FeO) + [Si]$ получаем:

$$\lg K_{Si} = \lg(FeO)^2 \cdot [Si]; \quad \lg K_{Si} = -19057/T + 11,101, \quad (9.1)$$

где (FeO) – концентрация окиси железа в шлаке в момент расплавления, принимаемая по данным практики и равная 23 %,

или $\lg(FeO) \cdot [Si] = 0,231, \quad [Si] = 0,003 \%$.

Расчет концентрации марганца по расплавлению

Для реакции $(MnO) + [Fe] = (FeO) + [Mn]$

$$\lg K_{Mn} = \lg((FeO)[Mn]/(MnO)); \quad \lg K_{Mn} = -7940/T + 3,172. \quad (9.2)$$

Содержание окиси марганца в шлаке по данным практики принимаем 30 %: $[Mn] = 0,061 \%$.

Таким образом, металл по расплавлению имеет следующий состав: C – 1,0 %; Si – 0,003 %; Mn – 0,016 %; P – 0,012 %; S – 0,01 %; Cr – 0,02 %.

За период завалки и плавления выгорает примесей:

углерода – $1,298 \dots 1,000 = 0,298 \%$;

кремния – $0,487 \dots 0,003 = 0,484 \%$;

марганца – $1,071 \dots 0,061 = 1,010 \%$;

хрома – $0,080 \dots 0,020 = 0,060 \%$.

Расход кислорода и количество полученных окислов рассчитываем в табл. 9.5 (с учетом того, что расчет ведется на 100 кг шихты).

Угар железа определим из условия, что шлак при расплавлении содержит 45 % SiO_2 .

Количество SiO_2 в шлаке равно, кг:

из шихты – 1,037 (табл. 9.5);

из кладки – $1 \cdot 0,97 = 0,97$.

ВСЕГО: $1,037 + 0,97 = 2,007$.

Таблица 9.5

Расчет расхода кислорода и количества окислов

Примесь	Окисляется примесей, кг	Образующийся окисел	Расход кислорода, кг	Масса окисла, кг
C	0,298	CO	$0,298 \cdot 16/12 = 0,397$	0,695
Si	0,484	SiO ₂	$0,484 \cdot 32/28 = 0,553$	1,037
Mn	1,010	MnO	$1,010 \cdot 16/55 = 0,294$	1,304
Cr	0,060	Cr ₂ O ₃	$0,060 \cdot 48/102 = 0,028$	0,088
Fe	0,801	FeO	$0,801 \cdot 16/56 = 0,230$	1,031
$\Sigma = 2,651$			$\Sigma O_2 = 1,502$	$\Sigma = 4,156$

По количеству SiO₂ определяем количество шлака, кг:

$$L = 2,007 \cdot 100/45 = 4,46.$$

Масса закиси железа с учетом содержания окислов составит, кг:

$$FeO = 4,46 - 1,00 - 1,037 - 1,304 - 0,088 = 1,031,$$

где 4,46 – общая масса шлака кг; 1,00 – масса шлака из кладки кг; 1,037; 1,304; 0,088 – соответственно масса окислов кремния, марганца, хрома.

Угар железа, кг:

$$Fe = 1,031 \cdot 56/72 = 0,801,$$

где 56 – атомная масса железа; 72 – молекулярная масса закиси железа.

Результаты расчета приведены в табл. 9.6.

Таблица 9.6

Количество и состав шлака по расплавлению, кг

Источники поступления	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	FeO	MnO	Cr ₂ O ₃	Сумма
Шихта	1,037	-	-	1,031	1,304	0,088	3,460
Кладка	0,970	0,015	0,015	-	-	-	1,000
Всего, кг	2,007	0,015	0,015	1,031	1,304	0,088	4,460
Всего, %	45	0,34	0,34	23,05	29,3	1,97	100

Выход металла при расплавлении:

$$100 - 2,653 = 97,347 \text{ кг},$$

где 2,653 – угар примесей.

Материальный баланс 1-го периода плавки:

Поступило, кг:		Получено, кг:	
Чугуна.....	31,5	Металла.....	97,347
Возврат.....	68,1	Шлака.....	4,460
Ферромарганец.....	0,4	CO.....	0,695
Из кладки.....	1,0		
Кислород из атмосферы печи.....	1,502		
ИТОГО:.....	102,502	ИТОГО:.....	102,502

2-й период плавки (от расплавления до выпуска)

Расчет содержания марганца перед выпуском

Принимаем температуру стали перед выпуском 1670 °С, тогда при восстановлении кремния по данным анализа до $[Si] = 0,204 \%$ концентрация закиси железа перед выпуском рассчитывается из уравнения (9.1) ($(FeO) = 9,65 \%$). Принимаем содержание закиси марганца в шлаке 26 %. Подставив известные величины в уравнение (9.2), получим $Mn = 0,33 \%$.

Расчет количества выгоревших, восстановленных и введенных примесей и добавок, %

Углерод выгорит до выпуска: $1,00 - 0,35 = 0,65 \%$.

Кремния восстановится: $0,204 - 0,003 = 0,201 \%$,
марганца восстановится $0,330 - 0,061 = 0,269 \%$.

На окисление углерода требуется кислорода: $0,65 \cdot 16/12 = 0,866$ кг.

Образуется CO: $0,650 + 0,866 = 1,516$ кг.

На восстановление 0,201 кг кремния расходуется кремнезема

$$0,201 \cdot 60/28 = 0,430 \text{ кг.}$$

На восстановление 0,269 кг марганца расходуется закиси марганца

$$0,269 \cdot 71/55 = 0,347 \text{ кг.}$$

Освободится кислорода

$$(0,430 - 0,201) + (0,347 - 0,269) = 0,307.$$

Для окисления углерода нужно 0,866 кг кислорода, поэтому ванне требуется кислорода $0,866 - 0,307 = 0,559$ кг. Принимаем обычный средний расход марганцевой руды 0,5 %.

В период доводки присаживают в ванну ферромолибден из расчета получения в стали 0,3 % молибдена ($0,3/0,5 = 0,60$ кг). Молибден в стальной ванне практически не окисляется. Феррохром добавляют в ванну перед выпуском. При угаре хрома 5 % расход феррохрома составит:

$$(0,85 - 0,02)/(0,95 \cdot 0,5) = 1,74 \text{ кг.}$$

0,04 кг хрома окисляется до Cr_2O_3 , на что потребуется кислорода $0,04 \cdot 48/104 = 0,018$ кг, получится Cr_2O_3 : $0,04 + 0,018 = 0,058$ кг.

Чтобы остановить процесс восстановления кремния, производят присадку извести, расход которой находят из расчета содержания в конечном шлаке 3 % CaO.

Окислительная способность печи в 1-й период при контакте шихты с печными газами примерно в два раза больше, чем окислительная способность печи в период доводки (когда ванна покрыта малоактивным шлаком).

За 5,5 ч завалки и плавнения для 100 т мартеновской печи поступило из атмосферы печи в 1-й период 1,502 кг кислорода, за час поступило: $1,502/5,5 = 0,273$ кг. За час в период доводки в ванну поступит кислорода в два раза меньше: $0,273/2 = 0,1365$ кг.

За время кипения в течение 2,75 ч в ванну поступит кислорода: $0,1365 \cdot 2,75 = 0,375$ кг. Ванне требуется кислорода:

$$0,559 + 0,018 = 0,577 \text{ кг.}$$

0,5 кг марганцевой руды внесет в ванну 0,395 кг MnO_2 , который, восстановившись до MnO , освобождает кислорода: $0,395 \cdot 16/87 = 0,072$ кг, где 87 – молекулярная масса MnO .

Получится MnO : $0,395 - 0,072 = 0,323$ кг. В результате восстановления окислов марганца из шлака дефицит кислорода составит:

$$0,577 - 0,375 - 0,072 = 0,130 \text{ кг.}$$

При восстановлении 0,013 Fe_2O_3 , содержащейся в марганцевой руде, до FeO выделится кислорода: $0,013 \cdot 16/160 = 0,001$ кг, где 160 – молекулярная масса Fe_2O_3 .

Получится FeO : $0,013 - 0,001 = 0,012$ кг.

В результате восстановления окиси железа дефицит кислорода составит: $0,130 - 0,001 = 0,129$ кг.

Для покрытия дефицита кислорода должно восстановиться закиси железа:

$$0,129 \cdot 72/16 = 0,580 \text{ кг.}$$

Перейдет железа в сталь $0,580 - 0,129 = 0,451$ кг. Количество и состав стали перед выпуском приведено в табл. 9.7.

Таблица 9.7

Количество и состав стали перед выпуском

Источники поступления	C	Si	Mn	P	S	Mo	Ni	Cr	Fe	Сумма
Металл 1-го периода	1,000	0,003	0,061	0,012	0,010	-	0,34	0,02	95,901	97,34
выгорит	0,650	-	-	-	-	-	-	0,04	-	0,690
восстановится	-	0,201	0,269	-	-	-	-	-	0,451	0,921
Ферромolibден	0,001	0,003	-	0,001	0,002	0,30	-	-	0,293	0,600
Феррохром	0,035	0,035	-	0,002	-	-	-	0,87	0,798	1,740
ИТОГО: кг	0,386	0,242	0,330	0,015	0,012	0,30	0,34	0,85	97,443	99,918
ИТОГО: %	0,39	0,24	0,34	0,016	0,012	0,30	0,34	0,85	97,512	100

Количество и состав шлака перед выпуском без учета присадок известны, кг, приведены в табл. 9.8.

Таблица 9.8

Количество и состав шлага перед выпуском без учета присадок извести

Источник поступления	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Сумма
Шлак 1-го периода	2,007	0,015	0,015	-	1,304	1,031	0,088	4,460
Марганцевая руда	0,050	0,007	0,015	0,007	0,323	0,012	-	0,414
Кладка	1,160	0,020	0,020	-	-	-	-	1,200
Окисление хрома	-	-	-	-	-	-	0,058	0,058
Восстановится из шлага	-	-	-	-	0,347	0,580	-	1,357
ИТОГО в шлаке	2,787	0,042	0,050	0,007	1,280	0,463	0,146	4,775

Масса шлага до присадки извести составляет 4,775 кг; шлак содержит 0,05 кг CaO, поэтому масса шлага без CaO составит: $4,775 - 0,050 = 4,725$ кг.

Содержание CaO равно 3 %, количество шлага – 97 % от общего количества шлага. Масса шлага изменяется с учетом примесей в извести (из табл. 9.3): $3/0,922 = 3,25$ %.

Количество шлага перед выпуском: $4,725 \cdot 100/(100 - 3,25) = 4,884$ кг.

Необходимо добавить извести: $4,884 - 4,775 = 0,109$ кг.

Количество и состав шлага после присадки извести, кг, приведены в табл. 9.9.

Таблица 9.9

Количество и состав шлага после присадки извести

Источник поступления	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Сумма
Шлак	2,787	0,042	0,050	0,007	1,280	0,463	0,146	4,775
Известь	0,005	0,002	0,100	0,002	-	-	-	0,109
ИТОГО: кг	2,792	0,044	0,150	0,009	1,280	0,463	0,146	4,884
ИТОГО: %	57,2	0,9	3,07	0,18	26,2	9,55	3,0	100

Материальный баланс 2-го периода плавки:

Поступило, кг:		Получено, кг:	
Металл 1-го периода.....	97,347	Стали.....	99,918
Шлак 1-го периода.....	4,460	Шлага.....	4,884
Марганцевая руда.....	0,500	СО	1,516
Ферромolibден.....	0,600	Влаги.....	0,013
Феррохром.....	1,740		
Из кладки.....	1,200	ИТОГО:.....	106,331
Извести.....	0,109		
Кислорода.....	0,375		
ИТОГО:.....	106,331		

Материальный баланс всей плавки:

Поступило, кг:		Получено, кг:	
Чугуна.....	31,50	Стали.....	99,918
Заготовки.....	68,10	Шлака.....	4,884
Ферромарганца.....	0,400	СО.....	2,211
Из кладки.....	2,200	Влаги.....	0,013
Марганцевая руда.....	0,500	ВСЕГО:.....	107,026
Ферромolibден.....	0,600		
Феррохром.....	1,740		
Известь.....	0,109		
Кислород.....	1,877		
ВСЕГО:.....	107,026		

Из печи сталь выпускают раскисленной.

Дуговая электропечь является довольно простым, удобным и широко распространенным агрегатом для мелкого и среднего стального литья. На отечественных заводах широко применяются кислые и реже основные печи, так как экономически целесообразнее плавка в кислых печах.

Кислый процесс имеет три варианта ведения плавки: кремневосстановительный, активный и активный с дополнительным раскислением шлака. Кремневосстановительный процесс считают рациональным при выплавке сталей с содержанием углерода более 0,25 %.

При выплавке низкоуглеродистых сталей роль углерода как восстановителя резко снижается.

9.3. Расчет плавки в электродуговой печи с кислой футеровкой (активный процесс)

1-й период плавки

Первый период активного кислого процесса почти не отличается от первого периода кремневосстановительного процесса. Все данные для первого периода кислого процесса берутся из расчета 1-го периода кремневосстановительного процесса.

2-й период плавки

Во втором периоде активного процесса не допускается восстановление кремния. Для этого в период доводки в ванну присаживают железную и марганцевую руды и известь. По этой причине период доводки и кипения протекает более энергично, чем в кремневосстановительном процессе и принимается равным 0,5...3,5 ч, исключая полностью период стабилизации, период мертвого стояния ванны.

В этом процессе мало восстанавливается кремния и марганца, поэтому кроме других ферросплавов применяют ферросилиций и ферромарганец.

Угар кремния принимаем равным 10 %, марганца – 25 %, хрома – 5 % (как и в предыдущем расчете).

Исходные данные для расчета – те же, что и в кремневосстановительном процессе.

Принимаем температуру стали перед выпуском 1660 °С, тогда содержание кремния в соответствии с выражением (9.1) составит 0,08 %.

(FeO) = 15 %, что соответствует наблюдаемым концентрациям окислов железа к концу плавки.

При (FeO + MnO) = 40 % содержание (MnO) перед выпуском должно быть: (MnO) – 40 – 15 = 25 %.

Содержание марганца по уравнению (9.2) составляет 0,200 %.

Сталь перед выпуском будет иметь следующий состав: С – 0,3 %; Si – 0,08 %; Mn – 0,2 %; S – 0,01 %; P – 0,012 %; Ni – 0,34 %; Cr – 0,02 %.

По данным практики принимаем:

- расход железной руды – 1 %;
- расход марганцевой руды – 0,5 %.

Для активизации процесса вместо извести применяют известняк следующего состава: SiO – 2 %; Al₂O₃ – 0,6 %; CaO – 53,5 %; MgO – 0,7 %; Fe₂O₃ – 0,6 %; CO₂ – 42,6 %.

Известняк присаживают из расчета получения в конечном шлаке 5 % CaO.

Принимаем: износ кладки во втором периоде – 1,3 %; продолжительность кипения 3,5 ч при ликвидации периода стабилизации.

За периоды кипения окисляются и восстанавливаются следующие примеси, %:

	C	Si	Mn	S	P	Ni	Cr
Сталь по расплавлению.....	1,0	0,003	0,001	0,01	0,012	0,34	0,02
Сталь перед раскислением.....	0,3	0,080	0,200	0,01	0,012	0,34	0,02
Окисляется.....	0,7	-	-	-	-	-	-
Восстановится.....	-	0,077	0,139	-	-	-	-

Количество окислов, внесенных 1 кг железной и 0,5 кг марганцевой руды:

Руда	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MnO	MnO ₂	Fe ₂ O ₃	H ₂ O	Сумма
Марганцевая....	0,007	0,050	0,007	0,015	-	0,395	0,013	0,013	0,500
Железная.....	0,006	0,078	0,054	0,015	0,025		0,818	0,014	
ВСЕГО	0,013	0,128	0,061	0,020	0,025	0,395	0,831	0,027	1,500

На окисление углерода потребуется кислорода: $0,7 \cdot 16/12 = 0,93$ кг.

Из атмосферы печи поступит кислорода в ванну: $0,1365 \cdot 3,5 = 0,48$ кг, где 0,1365 – количество кислорода, поступающего за 1 ч в ванну.

При восстановлении 0,077 кг кремния и 0,139 кг марганца выделится кислорода, кг:

– из SiO_2 Si: $0,077 \cdot 32/28 = 0,088$;

– из MnO Mn: $0,139 \cdot 16/55 = 0,041$.

ВСЕГО кислорода: $0,088 + 0,041 = 0,129$.

При восстановлении кремния и марганца израсходуется окислов, кг:

– SiO_2 : $0,077 \cdot 60/28 = 0,165$;

– MnO : $0,139 \cdot 71/55 = 0,180$.

Окислы железа и марганцевой руды должны внести кислорода: $0,93 - (0,480 + 0,129) = 0,321$ кг.

Выделится кислорода, кг: из MnO_2 при диссоциации с образованием MnO : $0,395 \cdot 16/87 = 0,072$, из Fe_2O_3 при диссоциации с образованием FeO : $0,831 \cdot 16/160 = 0,083$.

ВСЕГО выделится кислорода: $0,072 + 0,083 = 0,155$.

Образуется окислов, кг:

– MnO : $0,395 - 0,072 = 0,323$;

– FeO : $0,831 - 0,083 = 0,748$.

В результате восстановления закиси железа выделится кислорода, кг: $0,321 - 0,155 = 0,166$; восстановится закиси железа, кг: $0,166 \cdot 72/16 = 0,748$.

В сталь перейдет железа, кг: $0,748 - 0,166 = 0,582$.

Таким образом, закись железа, полученная от присадки железной руды, восстановится.

Раскисление и легирование стали производится в печи присадками ферросилиция, ферромарганца, феррохрома и ферромolibдена. Раскислить сталь можно также присадками силикомарганца.

Расход 45%-ного ферросилиция

В конечной стали должно быть 0,25 % Si; в ванне имеется 0,08 % Si. Необходимо внести в ванну Si: $0,25 - 0,08 = 0,17$ %.

С учетом угара кремния (10 %) расход ферросилиция составит: $0,17/0,9 \cdot 0,46 = 0,41$ кг.

Ферросилиций внесет в сталь, кг:

углерода $0,41 \cdot 0,01 = 0,004$;

марганца..... $0,41 \cdot 0,01 = 0,004$;

фосфора..... $0,41 \cdot 0,0008 = 0,0003$;

кремния..... $0,17$;

железа..... $0,215$.

Угар кремния составляет: $0,17 \cdot 0,1 = 0,017$ кг. Потребуется кислорода для окисления кремния $0,017 \cdot 32/28 = 0,019$.

Образуется кремнезема: $0,017 + 0,019 = 0,036$ кг.

Определяем расход ферромарганца. В готовой стали должно быть 0,33 % Mn, перед раскислением сталь содержит 0,20 % Mn. Необходимо внести в сталь $0,33 - 0,20 = 0,13$ % Mn. С учетом угара надо ввести в сталь ферромарганца (с 78 % Mn) $0,13/(0,75 \cdot 0,78) = 0,222$ кг. Угар марганца составляет $0,13 \cdot 0,25 = 0,032$ кг. Угаром углерода из ферромарганца пренебрегаем.

Для окисления марганца потребуется кислорода: $0,032 \cdot 16/55 = 0,009$ кг. Образуется закиси марганца: $0,032 - 0,009 = 0,041$ кг.

Ферромарганец внесет в сталь, кг:

углерода..... $0,222 \cdot 0,01 = 0,02$;
 кремния..... $0,222 \cdot 0,02 = 0,004$;
 фосфора..... $0,222 \cdot 0,0035 = 0,0007$;
 марганца..... 0,13.

Количество ферромolibдена и феррохрома такое же, как в кремневосстановительном процессе.

Угар марганца – 0,032 кг, угар железа – 0,053 кг.

Всего потребуется кислорода для окисления примесей, содержащихся в ферросплавах: $0,028 + 0,019 + 0,009 = 0,056$ кг.

Количество и состав шлака без учета присадок известняка, кг, приведены в табл. 9.10.

Таблица 9.10

Количество и состав шлака без учета присадок известняка

Источник	SiO ₂	A ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Сумма
Шлак 1-го периода	2,007	0,015	0,015	-	1,304	1,031	0,088	4,460
Железная и марганцевая руды	0,128	0,061	0,200	0,013	0,348	-	-	0,570
Кладка	1,264	0,018	0,018	-	-	-	-	1,300
Окисление примесей	0,036	-	-	-	0,041		0,580	0,135
ВСЕГО:	3,435	0,094	0,053	0,013	1,693	1,031	0,146	6,465
Восстановится	0,165	-	-	-	0,180	-	-	0,345
ИТОГО:	3,270	0,094	0,053	0,013	1,513	1,031	0,146	6,120

Сумма всех составляющих шлака равна 6,120 кг, количество шлака без учета CaO составит: $6,120 - 0,053 = 6,067$ кг.

Это количество шлака соответствует 95 % всего шлака, но с учетом нелетучих составляющих известняка масса шлака больше на 5,36 %:

$$5 \cdot (2 + 0,6 + 0,7 + 0,6 + 53,5)/53,5 = 5,36 \%$$

Масса конечного шлака: $L = 6,067 \cdot 100/(100 - 5,36) = 6,410$ кг.

Количество СаО в шлаке должно быть:

$$6,410 - 6,067 - 0,0036 \cdot 6,410 = 0,320 \text{ кг.}$$

В шлаке имеется 0,053 кг СаО, надо ввести в ванну путем присадки известняка: $0,320 - 0,053 = 0,500$ кг.

Расход известняка равен $0,267 \cdot 0,535 = 0,500$ кг, где 0,535 – содержание СаО в 1 кг известняка.

При ведении электроплавки активным процессом шихта составляется из стального лома, возврата с требуемым содержанием фосфора и серы.

Содержание углерода в металле по расплавлению должно быть на 0,10...0,15 % выше, чем в готовой стали, для чего в шихту дают карбюризаторы (бой электродов).

Количество и состав конечного шлака, кг, приведены в табл. 9.11.

Таблица 9.11

Количество и состав конечного шлака

Источник	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Сумма
Шлак (см. табл. 9.10)	3,270	0,094	0,053	0,013	1,513	1,031	0,146	6,120
Известняк	0,010	0,003	0,267	0,004	-	0,003	-	0,287
ВСЕГО: кг	3,280	0,097	0,320	0,017	1,513	1,034	0,146	6,407
ВСЕГО: %	51,10	1,50	5,00	0,24	23,70	16,21	2,25	100

При разложении известняка выделится СО₂: $0,500 - 0,267 = 0,233$ кг.
Кислорода из атмосферы печи поступит: $0,480 + 0,056 = 0,536$ кг.

Количество и состав конечной стали, кг, приведены в табл. 9.12.

Таблица 9.12

Количество и состав конечной стали

Источник	C	Si	Mn	S	P	Ni	Cr	Mo	Fe	Сумма
Сталь 1 периода	1,000	0,003	0,061	0,010	0,012	0,34	0,02	-	95,901	97,34
Окислилось	0,700	-	-	-	-	-	-	-	-	0,700
Осталось	0,300	0,003	0,061	0,010	0,012	0,034	0,02	-	95,901	96,647
Восстановилось	-	0,077	0,0139	-	-	-	-	-	0,582	0,798
Ферромолибден	0,001	0,003	-	0,002	0,001	-	-	0,3	0,293	0,600
Ферросилиций	0,004	0,170	0,004	-	0,0003	-	-	-	0,215	0,393
Феррохром	0,035	0,035	-	-	0,002	-	0,83	-	0,798	1,700
Ферромарганец	0,002	0,004	0,130	-	0,0007	-	-	-	0,530	1,190
ИТОГО: кг	0,342	0,292	0,334	0,012	0,016	0,34	0,85	0,30	97,842	101,328
ИТОГО: %	0,34	0,29	0,33	0,01	0,01	0,34	0,85	0,30	97,53	100,00

Материальный баланс 2-го периода плавки:

Поступило, кг		Получено, кг	
Металла 1-го периода.....	97,347	Стали.....	101,328
Шлака 1-го периода.....	4,460	Шлака.....	6,407
Железной руды.....	1,000	СО.....	1,630
Марганцевой руды.....	0,500	СО ₂	0,233
Известняка.....	0,500	Влаги.....	0,027
Ферромарганца.....	0,222	ВСЕГО:	109,625
Феррохрома.....	1,740	Невязка	(-1,01)
Ферромolibдена.....	0,600	ИТОГО:.....	108,615
Ферросилиция.....	0,410		
Из кладки.....	1,300		
Кислорода.....	0,536		
ВСЕГО:.....	108,615		

Материальный баланс всей плавки:

Поступило, кг		Получено, кг	
Чугуна.....	31,500	Стали.....	101,328
Заготовки.....	68,100	Шлака.....	6,407
Железной руды.....	1,000	СО.....	0,695+1,630
Марганцевой руды.....	0,500	СО ₂	0,233
Известняка.....	0,500	Влаги.....	0,027
Ферромарганца.....	0,400+0,222	ВСЕГО:	110,320
Феррохрома.....	1,740	Невязка	(-1,01)
Ферромolibдена.....	0,600	ИТОГО:.....	109,310
Ферросилиция.....	0,410		
Из кладки.....	2,300		
Кислорода.....	1,502+0,536		
ВСЕГО:.....	109,31		

9.4. Расчет плавки стали в основных электродуговых печах

Расчет плавки ведется при различном содержании чугуна 25...45 % и скрапа 55...75 %. Количество чугуна и скрапа в шихте определяется следующим образом. Например, для заданной марки стали с конечным содержанием углерода перед раскислением 0,25 % технологической инструкцией предусмотрено проводить в течение 1 ч кипение со средней скоростью выгорания углерода 0,45 % в час и доводку в течение 0,5 ч со средней скоростью выгорания углерода 0,24 % в час. Следовательно, потребуется иметь в ванне после полного расплавления всей металлической шихты $0,25 + 0,45 + 0,12 = 0,82$ % С.

Если за время завалки и расплавления в рассматриваемый период 40 % углерода из шихты успевает окислиться за период завалки и плавления, то в шихте потребуется иметь:

$$0,82 \cdot 100/0,6 = 1,3 \text{ \% углерода.}$$

Допустим для данного случая, что по установленному на заводе расходному коэффициенту можно расходовать не более 32 % чугуна в шихту, тогда для данной марки стали потребуется подавать скрапа и возврата со средним содержанием углерода:

$$0,32 \cdot 40 + 0,68 \cdot x = 1,36 \text{ \%}, \quad x = (1,36 - 1,28)/0,68 = 0,12 \text{ \%},$$

т.е. шихта должна состоять (для приводимого примера) из 32 % чугуна со средним содержанием углерода 4 % и 68 % скрапа со средним содержанием углерода 0,12 %.

Произведем расчет шихты для плавки стали марки 45Л в 50-тонной мартеновской печи. Расход чугуна принят 40 %, скрапа 60 %. Продолжительность плавки – 5 ч.

Состав шихты и конечной стали, %, приведен в табл. 9.13.

Таблица 9.13

Состав шихты и конечной стали

Материал	C	Mn	S	P	Si
Чугун (40 %)	4,00	1,75	0,040	0,18	0,80
Скрап (60 %)	0,42	0,60	0,040	0,04	0,25
Готовая сталь	0,42...0,50	0,5...0,8	0,035	до 0,03	0,17...0,25
по расплавлению	0,90	0,10	0,048	0,03	-
перед раскислением	0,40	0,15	0,030	0,02	-

Загрязненность чугуна песком принимаем за 1 %, окисленность скрапа – 1 %. Состав исходных неметаллических материалов приведен в табл. 9.3.

Расход заправочных материалов, переходящих в шлак, %, принимаем по табл. 9.14, средний состав шихты – по табл. 9.15.

Таблица 9.14

Расход заправочных материалов

Материал	1-й период	2-й период	За плавку
Доломит	1,20	0,25	1,45
Магнезит	0,20	0,15	0,35
Хромомагнезит	0,06	0,06	0,10

Таблица 9.15

Средний состав шихты

Источник поступления	C	Si	Mn	S	P
Чугун	1,600	0,32	0,70	0,70	0,072
Скрап	0,252	0,15	0,36	0,36	0,024
Средний состав	1,852	0,47	0,47	1,06	0,096

Угар примесей, кг:

углерод $1,852 - 0,9 = 0,952$;

кремний $0,470$;

марганец $1,06 - 0,10 = 0,960$;

фосфор $0,096 - 0,03 = 0,066$

ИТОГО: $2,448$.

Расход кислорода на окисление примесей в период расплавления шихты и количество образующихся окислов приводятся ниже:

Окисляется примесей, кг:	Окисел	Расход кислорода, кг	Масса окисла
C 0,952	CO	$0,952 \cdot 16/12 = 1,269$	2,221
Si..... 0,470	SiO ₂	$0,470 \cdot 32/28 = 0,537$	1,007
Mn..... 0,960	MnO	$0,960 \cdot 16/55 = 0,280$	1,240
P..... 0,066	P ₂ O ₅	$0,066 \cdot 80/62 = 0,085$	0,151
ВСЕГО..... 2,448		O ₂ = 2,171	4,619

Для данного расчета примем основность шлака – 1,8. Расход известняка – x кг. Находим количество CaO и SiO₂, поступающих из всех источников:

	SiO ₂	CaO
Окисление кремния металлической шихты	1,00700	-
Загрязнение чугуна.....	0,40000	-
Доломит.....	$1,2 \cdot 0,02 = 0,0240$	$1,20 \cdot 0,53 = 0,6360$
Магнезит.....	$0,20 \cdot 0,03 = 0,0060$	$0,20 \cdot 0,026 = 0,0052$
Хромомагнезит.....	$0,04 \cdot 0,06 = 0,0036$	$0,06 \cdot 0,02 = 0,0012$
Известняк.....	0,02x	0,53x
Сумма	$1,4406 + 0,02x$	$0,6424 + 0,53x$

$$(0,6424 + 0,53x)/(1,4406 + 0,02x) = 1,8; \quad x = 3,95 \text{ кг.}$$

Расход известняка в завалку определяется по основности шлака по расплавлению, которая колеблется в диапазоне 1,4...1,8; причем для углеродистых качественных сталей принимается верхний предел. Принимаем содержание FeO в шлаке по расплавлению – 8 % Fe₂O₃.

Масса шлака без окиси железа равна 6,4564 кг (табл. 9.16), что соответствует 90 %, так как масса окислов железа – 10 %.

Таблица 9.16

Масса шлака без окислов железа

Составляющие	Из металлической шихты	Из свода	Из доломита	Из магнетита	Из известняка	Загрязнения	ВСЕГО
SiO ₂	1,0070	0,00360	0,0240	0,0060	0,0790	0,4	1,5196
Al ₂ O ₃	-	0,00240	0,0240	0,0032	0,0118		0,0414
MnO	1,2400	-	-	-	-		1,2400
MgO	-	0,0396	0,4320	0,1800	0,0790		0,7306
CaO	-	0,0012	0,6600	0,0052	2,0395		2,7599
P ₂ O ₅	0,1510	-	-	-	0,0028		0,1538
S	0	-	-	-	0,0039		0,0039
Cr ₂ O ₃	-	0,0072	-	-	-		0,0072
ВСЕГО	2,3980	0,0540	1,1400	0,1944	2,2160	0,4	6,4564

Общее количество шлака, кг:

$$L = 6,4564 \cdot 100/90 = 7,1738.$$

Масса окислов железа, кг:

$$7,1738 - 6,4564 = 0,7174,$$

в том числе:

$$\text{FeO} - 0,7174 \cdot 8/10 = 0,5736 \text{ кг}, \quad \text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,7174 - 0,5736 = 0,1438 \text{ кг}.$$

Состав шлака по расплавлению:

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	S	Cr ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	Всего
кг	1,5196	0,0414	1,24	0,7306	2,7599	0,1538	0,0039	0,0072	0,1438	0,5736	7,1738
%	21,2	0,58	17,40	10,12	38,40	2,14	0,06	0,1	2,0	8,0	100

Количество окислов железа, вносимое в шлак материалами, кг:

	Fe ₂ O ₃	FeO
Доломит.....	1,2 · 0,003 = 0,0036	-
Магнетит.....	0,2 · 0,2 = 0,004	-
Хромомагнетит.....	0,06 · 0,01 = 0,006	-
Известняк.....	3,95 · 0,002 = 0,0079	-
Окалина скрапа.....	0,6 · 160/232 = 0,4140	0,6 · 72/232 = 0,186
ИТОГО:.....	0,4355	0,186

Окислится железа до FeO: $0,5736 - 0,186 = 0,3876$ кг.

Восстановится Fe₂O₃ до Fe: $0,4355 - 0,1438 = 0,2917$ кг.

Расход кислорода на окисление Fe до FeO: $0,3876 \cdot 16/72 = 0,0861$ кг.

При восстановлении Fe_2O_3 выделится кислорода: $0,2917 \cdot 48/160 = 0,0875$ кг.

Выделится кислорода: $0,0875 - 0,0861 = 0,0014$ кг.

Окислится железа: $(0,3876 - 0,0861) - (0,2917 - 0,0875) = 0,0973$ кг.

Количество растворенного кислорода в стали в кипящей ванне:

$$[\text{O}] = ((0,0124 + 0,05 \cdot [\%C])/[\%C]) \cdot (16/72);$$

$$[\text{O}] = ((0,0124 + 0,05 \cdot 0,9)/0,9) \cdot (16/72).$$

Выход жидкого металла:

$$100 - 2,448 - 0,0973 - 0,40 - 0,60 + 0,016 = 96,4707 \text{ кг},$$

где 2,448 – количество выгоревших примесей; 0,0973 – количество окислившегося железа; 0,40 – загрязнение чугуна; 0,60 – окалина скрапа; 0,016 – кислород, растворенный в стали.

Выделится CO_2 из материалов, кг:

известняка $3,95 \cdot 0,415 = 1,6392$;

доломита $1,20 \cdot 0,025 = 0,0300$;

магнезита $0,20 \cdot 0,008 = 0,0016$

ВСЕГО: 1,6708.

Условно принято, что участвует в окислительных реакциях 30 % или 0,5 кг CO_2 , что внесет $0,5 \cdot 16/44 = 0,1818$ кг кислорода и образуется 0,3182 кг CO .

Общее количество CO : $2,221 + 0,3182 = 2,5392$ кг.

Количество CO_2 : $1,6708 - 0,5 = 1,1708$ кг.

Внесут H_2O материалы, кг:

доломит $1,2 \cdot 0,022 = 0,0264$;

известняк $3,95 \cdot 0,0083 = 0,0327$.

ВСЕГО: 0,0591.

Расход кислорода составляет:

$$2,1710 - 0,1818 + 0,0160 - 0,0014 = 2,0038 \text{ кг}.$$

Материальный баланс 1-го периода плавки.

Поступило, кг		Получено, кг	
Чугуна.....	40,000	Металла.....	96,4707
Скрапа.....	60,000	Шлака.....	7,1738
Известняка.....	3,950	CO	2,5392
Доломита.....	1,200	CO_2	1,1707
Магнезита.....	0,200	H_2O	0,0591
Хромомагнезита.....	0,060	ВСЕГО:.....	107,4135
Кислорода из печи.....	2,0038	Невязка.....	0,0003
ВСЕГО:.....	107,4138	ИТОГО:.....	107,4138

2-й период плавки

После полного расплавления в ванну обычно присаживают некоторое количество железной руды для дефосфорации, после чего скачивают шлак. Расход железной руды определяем по предварительному балансу кислорода.

1) Скачиваем 3 кг шлака.

Состав шлака отличается от состава шлака 1-го периода более высоким содержанием P_2O_5 и окислов железа, так как скачивание производится вскоре после присадки железной руды.

Скачиваемый шлак унесет следующие окислы, кг:

$$SiO_2 - 3 \cdot 0,2 = 0,6; Al_2O_3 - 3 \cdot 0,005 = 0,015; MnO - 3 \cdot 0,17 = 0,510;$$

$$MgO - 3 \cdot 0,11 = 0,33; CaO - 3 \cdot 0,36 = 1,08; P_2O_5 - 3 \cdot 0,025 = 0,075;$$

$$S - 3 \cdot 0,0006 = 0,0018; Cr_2O_3 - 3 \cdot 0,001 = 0,003;$$

$$FeO - 3 \cdot 0,100 = 0,300; Fe_2O_3 - 3 \cdot 0,0284 = 0,0852.$$

ВСЕГО: 3,000.

На образование окислов железа требуется кислорода, кг:

$$FeO - 0,3 \cdot 16/72 = 0,0665,$$

$$Fe_2O_3 - 0,0852 \cdot 48/160 = 0,0255$$

ВСЕГО: 0,0920.

2) Для технологических целей необходимо иметь в печи слой шлака 0,03...0,06 м, для данного расчета принимаем 0,03 м, тогда количество шлака на 100 кг металлической шихты должно составлять: $3000 \cdot 0,03 \cdot 29/500 = 5,2$ кг, где 3000 – плотность шлака, kg/m^3 ; 29 – площадь пода 50-тонной печи, m^2 .

Содержание окислов железа в конечном шлаке определяем по табл. 9.17. При основности 2,8 содержание FeO составляет 1 % и $Fe_2O_3 - 2,6$ %.

Зависимость концентрации окислов железа в шлаке от его основности (В) и содержания углерода в металле перед раскислением приведена в табл. 9.17.

Таблица 9.17

Зависимость концентрации окислов железа в шлаке от его основности и содержания углерода в металле

Содержание углерода	Основность шлака					
	В = 2		В = 3		В = 4	
	FeO	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃
0,1	10,5	3,2	14,0	5,5	17,0	7,0
0,2	8,5	2,2	11,0	4,1	13,5	5,2
0,3	8,0	2,0	10,0	3,8	11,9	5,0
0,4	8,0	2,1	9,8	3,7	11,8	4,8

Тогда в конечном шлаке должно быть, кг:

$$\text{FeO} - 5,2 \cdot 0,091 = 0,473;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 5,2 \cdot 0,026 = 0,135.$$

Для образования этих окислов потребуется кислорода, кг:

$$\text{FeO} - 0,473 \cdot 16/72 = 0,1050;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,125 \cdot 48/160 = 0,0405$$

$$\text{ВСЕГО:} \quad \quad \quad 0,1455.$$

3) В оставшемся количестве шлака 1-го периода содержится кислорода:

$$4,1738 \cdot 0,08 \cdot 16/72 + 4,1738 = 0,0985 \text{ кг.}$$

4) Поступит из атмосферы печи при удельном поступлении кислорода $5 \text{ кг/м}^2 \text{ ч}$ и продолжительности доводки 5 ч:

$$5 \cdot 1,5 \cdot 29/500 = 0,433 \text{ кг.}$$

5) В 1 кг железной руды содержится кислорода без учета потерь 0,2621 кг.

б) Расход кислорода на окисление примесей.

Количество выгоревших примесей, кг:

	C	Si	Mn	S	P
Сталь по расплавлению	0,9	-	0,10	0,04	0,03
Сталь перед раскислением.....	0,1	-	0,15	0,03	0,02
Выгорит.....	0,5	-	-	0,01	0,01
Восстановится.....	-	-	0,05	-	-

Угар примесей составляет 0,47 кг. На окисление примесей потребуется кислорода, кг.

$$\text{C} -> \text{CO} \quad 0,5 \cdot 16/12 = 0,670;$$

$$\text{P} -> \text{P}_2\text{O}_5 \quad 0,01 \cdot 80/62 = 0,013$$

$$\text{ВСЕГО:} \quad \quad \quad 0,683.$$

Выделится кислорода при восстановлении 0,5 кг марганца: $0,5 \cdot 16/55 = 0,015 \text{ кг}$, поэтому потребуется кислорода $0,683 - 0,015 = 0,668 \text{ кг}$, образуется CO: $0,50 + 0,67 = 1,17 \text{ кг}$.

Железная руда вносит кислорода:

$$0,668 + 0,092 - 0,985 + 0,1455 - 0,433 - 0,005 = 0,369 \text{ кг,}$$

где 0,005 – количество высвобождающегося кислорода при переходе серы в шлак.

Расход железной руды составит: $0,369/0,2621 = 1,40 \text{ кг}$.

Определение расхода извести производится по основности шлака – 2,8. Расход боксита принимаем 0,3 кг, расход извести обозначим y , кг.

Количество SiO_2 из материалов, кг:

шлака первого периода –	1,5196;
железной руды –	$1,4 \cdot 0,040 = 0,0560$;
доломита –	$0,25 \cdot 0,02 = 0,0050$;
магнезита –	$0,15 \cdot 0,03 = 0,0045$;
хромомгнезита –	$0,04 \cdot 0,06 = 0,0024$;
бокситов –	$0,30 \cdot 0,10 = 0,030$;
известей –	$0,035 \cdot y$
ВСЕГО:	$1,6175 + 0,035 \cdot y$.

Количество Al_2O_3 из материалов, кг:

шлака первого периода –	0,0414;
железной руды –	$11,4 \cdot 0,040 = 0,0560$;
доломита –	$0,25 \cdot 0,02 = 0,0050$;
магнезита –	$0,15 \cdot 0,0016 = 0,0024$;
хромомгнезита –	$0,04 \cdot 0,04 = 0,0016$;
бокситов –	$0,30 \cdot 0,54 = 0,1620$
известей –	$0,005 \cdot y$
ВСЕГО:	$0,2404 + 0,005 \cdot y$.

Количество MnO из материалов, кг:

шлака первого периода –	1,2400
железной руды –	$1,4 \cdot 0,003 = 0,0042$
ВСЕГО:	1,2442
восстановилось –	0,0650
ИТОГО:	1,1792.

Количество MgO из материалов, кг:

шлака первого периода –	0,7306
железной руды –	$1,40 \cdot 0,004 = 0,0056$
доломита –	$0,25 \cdot 0,36 = 0,0900$
магнезита –	$0,15 \cdot 0,90 = 0,1350$
хромомгнезита –	$0,04 \cdot 0,66 = 0,0264$
известей –	$0,035 \cdot y$
ВСЕГО:	$0,9876 + 0,035 \cdot y$.

Количество CaO из материалов, кг:

шлака первого периода –	2,7599
железной руды –	$1,40 \cdot 0,008 = 0,0112$
доломита –	$0,25 \cdot 0,55 = 0,1375$
магнезита –	$0,15 \cdot 0,26 = 0,0039$
хромомгнезита –	$0,04 \cdot 0,02 = 0,0008$
бокситов –	$0,30 \cdot 0,01 = 0,0030$
известей –	$0,85 \cdot y$
ВСЕГО:	$2,9163 + 0,85 \cdot y$.

Количество P_2O_5 и S из материалов, кг:

	P_2O_5	S
металлической шихты ...	0,010	0,010
шлака первого периода ...	0,1538	0,0039
железной руды.....	$1,4 \cdot 0,001 = 0,0014$	$1,4 \cdot 0,0002 = 0,0003$
боксита.....	$0,3 \cdot 0,0008 = 0,0002$	$0,3 \cdot 0,001 = 0,0003$
извести.....	$0,001 \cdot y$	$0,0013 \cdot y$
ВСЕГО:.....	$0,1564 + 0,001 \cdot y$	$0,145 + 0,0013 \cdot y$

Количество Cr_2O_3 из материалов, кг:

шлак первого периода –	0,0072
хромомagneзит –	$0,04 \cdot 0,12 = 0,0048$
ВСЕГО:	0,1200.

Количество конечного шлака с учетом скачиваемого шлака;

$$SiO_2 - 1,6175 + 0,035y - 0,600 = 1,0175 + 0,035y.$$

$$Al_2O_3 - 0,2404 + 0,005y - 0,015 = 0,2254 + 0,005y.$$

$$MnO - 1,1792 + 0,510 = 0,6692.$$

$$MgO - 0,9876 + 0,035y - 0,330 = 0,6576 - 0,035y.$$

$$CaO - 2,9163 + 0,85y - 1,080 = 1,8363 + 0,85y.$$

$$P_2O_5 - 0,1654 + 0,001y - 0,075 = 0,0904 + 0,001y.$$

$$S - 0,0145 + 0,0013y - 0,0018 = 0,0127 + 0,0013y.$$

$$Cr_2O_3 - 0,0120 - 0,003 = 0,0090.$$

$$FeO - 0,091 L_{шл}.$$

$$Fe_2O_3 - 0,026 L_{шл}.$$

$$0,883 L_{шл} = 4,5181 + 0,9273y.$$

$$L_{шл} = (4,5181 + 0,9273y) / 0,883.$$

По основности шлака определяем величину y :

$$CaO / SiO_2 = 2,8; (1,8363 + 0,85y) / (1,0175 + 0,035y) = 2,8; y = 1,305 \text{ кг,}$$

$$L_{шл} = 6,52 \text{ кг.}$$

Всего переходит в сталь:

$$0,7318 - 0,1069 = 0,6249 \text{ кг.}$$

Растворяется кислорода в стали:

$$[\%O] = ((0,0124 + 0,05 \cdot 0,4) / 0,4) \cdot 16 \cdot 72 = 0,018 \text{ \%}.$$

В металле 1-го периода было растворено 0,016 кг кислорода, и поэтому в стали дополнительно растворяется:

$$0,018 - 0,016 = 0,002 \text{ кг.}$$

Выход стали:

$$96,4707 - 0,47 + 0,6249 + 0,002 = 96,6276 \text{ кг.}$$

Баланс кислорода:

При восстановлении Fe_2O_3 до Fe выделится кислорода:

$$0,7318 \cdot 48/112 = 0,3136 \text{ кг.}$$

При окислении железа до FeO потребуется кислорода:

$$0,1069 \cdot 16/56 = 0,0305 \text{ кг.}$$

Поступит кислорода из атмосферы:

$$0,668 - 0,005 - 0,3136 + 0,0305 + 0,002 = 0,3819 \text{ кг.}$$

Поступит CO_2 из материалов, кг:

извести – $1,305 \cdot 0,0692 = 0,0903$;

доломита – $0,25 \cdot 0,025 = 0,0062$;

бокситы – $0,30 \cdot 0,008 = 0,0024$;

магнезита – $0,15 \cdot 0,008 = 0,0012$

ВСЕГО: $0,1001$.

Поступит H_2O из материалов, кг:

доломита – $0,25 \cdot 0,022 = 0,055$;

бокситы – $0,30 \cdot 0,0902 = 0,0270$;

железной руды – $1,40 \cdot 0,0138 = 0,0190$

ВСЕГО: $0,0515$.

Баланс железа 2-го периода:

Источники	Из Fe_2O_3 (кг)	Из FeO(кг)
Железная руда.....	$1,40 \cdot 0,77 \cdot 0,7=0,7515$	$1,4 \cdot 0,14 \cdot 0,78=0,1429$
Доломит.....	$0,25 \cdot 0,003 \cdot 0,7=0,0005$	-
Магнезит.....	$0,15 \cdot 0,02 \cdot 0,7=0,0021$	-
Хромомagneзит.....	$0,04 \cdot 0,10 \cdot 0,7=0,0028$	-
Боксит.....	$0,30 \cdot 0,25 \cdot 0,7=0,0525$	-
Шлак 1-го периода	$0,1438 \cdot 0,7=0,1006$	$0,5736 \cdot 0,78=0,4470$
ИТОГО.....	$0,9100$	$0,5899$
Скачиваемый шлак уносит...	$3 \cdot 0,0284 \cdot 0,7= 0,0596$	$3 \cdot 0,10 \cdot 0,78= 0,2340$
Остается в шлаке.....	$0,1695 \cdot 0,7=0,1186$	$0,5934 \cdot 0,78= 0,4628$
ИТОГО.....	$0,1782$	$0,6968$
Переходит и сталь.....	$0,9100 - 0,1782=0,7318$	$0,5899 - 0,6968=-0,1069$

Определение состава конечного шлака:

Составляющие	Значения	кг	%
SiO ₂	1,0175 + 0,035 · 1,305	1,0732	16,30
Al ₂ O ₃	0,2254 + 0,005 · 1,305	0,2319	4,16
MnO.....	0,6692	0,6692	10,20
MgO.....	0,6576 + 0,035 · 1,305	0,7032	10,40
CaO.....	1,8363 + 0,85 · 1,305	2,9655	45,40
P ₂ O ₅	0,0904 + 0,001 · 1,305	0,0917	1,40
S.....	0,0127 + 0,0013 · 1,305	0,0144	0,20
Cr ₂ O ₃	0,0090	0,0090	0,14
FeO.....	0,091 · 6,52	0,5934	9,10
Fe ₂ O ₃	0,026 · 6,52	0,1695	2,60
ВСЕГО:		$L_{\text{шл}} = 6,520$	100 %

Материальный баланс 2-го периода плавки:

Поступило, кг		Получено, кг	
Металла 1-го периода.....	94,4707	Стали.....	96,6276
Шлака 1-го периода.....	7,1738	Шлака.....	9,5200
Железной руды.....	1,4000	СО.....	1,1700
Доломита.....	0,2500	СО ₂	0,1001
Магнезита.....	0,1500	Н ₂ О.....	0,0515
Хромомagneзита.....	0,0400	ВСЕГО.....	107,4692
Бокситов.....	0,3000	Невязка.....	0,0022
Извести.....	1,3050		
Кислорода из атмосферы....	0,3819		
ВСЕГО.....	107,4714		

Материальный баланс плавки до раскисления:

Поступило, кг		Получено, кг	
Чугуна.....	40,000	Стали.....	96,6276
Скрапа.....	60,000	Шлака.....	9,5200
Известняка.....	3,950	СО.....	3,7092
Железной руды.....	1,400	СО ₂	1,2708
Доломита.....	1,450	Н ₂ О.....	0,1106
Хромомagneзита.....	0,100		
Бокситов.....	0,300	Невязка.....	0,0025
Извести.....	1,305	ВСЕГО.....	111,2407
Кислорода из атмосферы.....	2,3857		
ВСЕГО.....	111,2407		

По составу шлака перед раскислением следует проверить возможное содержание марганца и фосфора в металле при заданной температуре и возможное распределение серы между шлаком и металлом.

В том случае, если содержание марганца в металле окажется больше, чем принято в расчете (возможно при высокой основности шлака и большом содержании в нем закиси марганца), то следует снизить расход ферромарганца при раскислении на соответствующую величину.

3-й период плавки

Раскисление ведется в печи ферромарганцем и в ковше 45%-ным ферросилицием и алюминием.

В основных электродуговых печах сталь выплавляют двумя способами:

- 1) с полным окислением и применением свежих легирующих добавок;
- 2) методом переплава легированных отходов как без окисления, так и с окислением технически чистым кислородом.

При расчете основных плавков с полным окислением следует руководствоваться следующими соображениями:

1) Содержание углерода по расплавлению должно обеспечить продолжительность кипения для углеродистых марок сталей не менее 30...50 мин, а для конструкционных легированных сталей не менее 50...70 мин при скорости выгорания углерода 0,5...0,6 % в час, т.е. содержание углерода в ванне по расплавлению должно быть на 0,30 % выше для высокоуглеродистых сталей и на 0,40 % для средне- и низкоуглеродистых сталей, чем в готовой стали.

2) Содержание кремния к моменту расплавления не должно превышать 0,10...0,30, так как более высокое его содержание затрудняет начало кипения, поэтому предпочитают малокремнистые чугуны.

3) Содержание фосфора не должно превышать 0,05...0,06 %.

4) Завалка должна содержать минимальное количество хрома (0,40 %), так как, окисляясь в период кипения, хром образует трудновосстановимые окислы, растворимые в шлаке и в металле, замедляет окисление фосфора и образует густые шлаки, а также минимальное количество титана, алюминия, циркония.

5) По расплавлению шихты металл должен содержать 0,5...0,8 % марганца на плавках средне- и малоуглеродистых марок стали. Высокое содержание марганца в ванне тормозит ее кипение, низкое содержание не позволяет соблюдать определенный режим по марганцу.

6) Целесообразно, чтобы завалка состояла на 20...30 % из мелкого лома, 30 % – из крупного и 40 % – среднего лома. Допускается применение стружки до 10 %.

7) Угар хрома составляет 20 %, марганца до 30 %, угар углерода не учитывается, так как его содержание может даже увеличиваться из-за науглероживающего действия электродов.

При выплавке без окисления высоко- и среднеуглеродистых сталей содержание углерода в шихте должно быть на 0,10 % меньше нижнего предела в готовой стали, а при выплавке низкоуглеродистых сталей на 0,05 % ниже этого предела.

При работе методом переплава с продувкой кислорода плавку шихтуют с содержанием углерода на 0,25...0,30 % выше заданного в готовой стали.

Содержание в шихте фосфора, меди, никеля для нелегированных никелем сталей должно быть ниже заданного в готовой стали.

Для снижения содержания углерода в шихту вводят техническое железо.

При выплавке легированной стали методом переплава отходов шихта составляется из 70...80 % легированных отходов и 20...30 % стального лома с низким содержанием углерода (0,10...0,15 %), фосфора и серы (< 0,03).

При расчете принимается общий угар металла 3...4 %.

Угар элементов: Si – 5 %, Mn – 20...30 %, Cr – 15 % (при скачивании шлака), науглероживающее действие электродов печи составляет 0,03 %.

В качестве флюсов применяют известняк (чаще известь в количестве 2...4 % от веса шихты) и плавиковый шпат.

9.5. Расчет раскисления стали

Завершающим этапом выплавки стали является период раскисления. Это вызвано тем, что при окислении примесей ванны окисляется железо. Находящийся в стали кислород снижает ее механические свойства. Особенно нежелательно содержание закиси железа в стали, поскольку она вместе с сернистым железом образует в стали легкоплавкую эвтектику, что вызывает краснеломкость.

В качестве раскислителей применяют элементы, имеющие большое сродство к кислороду. Эти элементы применяют либо в чистом виде (Al), либо в сплаве с железом (FeSi, FeMn).

Для определения расхода раскислителей или легирующих присадок необходимо знать следующие величины:

- массу плавки;
- содержание данной примеси в расплаве до присадки ферросплавов;
- содержание раскисляющего элемента в ферросплаве;
- предполагаемый угар раскисляющего элемента;
- состав стали до и после раскисления.

Расход ферросплавов определяется по формуле

$$X = a \cdot G / (b \cdot c),$$

где X – требуемое количество ферросплава, кг; a – количество раскисляющего элемента, которое необходимо внести в расплав (конечное содержание данного элемента в стали минус содержание в металле перед присадкой ферросплава), %; G – масса плавки, кг; b – содержание раскисляющего элемента в раскислителе, %; c – доля усвоения раскисляющего элемента.

Пример 1. Определить расход ферромарганца, если нужно ввести в металл 0,3 % Mn, масса плавки 190 т, содержание марганца в ферромарганце 75 %, угар марганца 40 %. Расход ферромарганца составит, кг:

$$X = 0,3 \cdot 190 \cdot 1000 / (75 \cdot 0,6) = 1270.$$

Для определения расхода легирующих присадок: никеля, меди и молибдена, которые практически не окисляются в сталеплавильной ванне, применима формула

$$X = a \cdot G \cdot / b.$$

Пример 2. Определить расход ферромolibдена, если необходимо ввести в сталь 0,22 % Mo; масса плавки 190 т, содержание молибдена в ферромolibдене 50 %.

$$X = 0,22 \cdot 190 \cdot 1000 / 50 = 835 \text{ кг.}$$

Пример 3. Произвести расчет раскисления стали марки 40X. Расчет обычно ведется на 100 кг металлической шихты. Состав раскислителей и легирующих приведен в табл. 9.18, а состав стали с указанием необходимой добавки легирующих – в табл. 9.19. Масса стали перед раскислением 102,5 кг.

Таблица 9.18

Состав раскислителей и легирующих присадок

Материал	C	Si	Mn	Cr	Mo	S	P	Fe
FeMn	6,50	1,50	71,50	-	-	0,04	0,50	19,96
FeSi (12 %)	1,50	2,50	1,50	-	-	0,03	0,10	84,37
FeSi (45 %)	0,18	5,40	0,40	-	-	0,05	0,08	53,89
FeCr	0,60	2,50	1,00	50,0	-	-	0,10	45,80
FeMo	0,20	2,00	1,00	-	50,0	-	0,20	46,40

Таблица 9.19

Состав стали 40X, %

Сталь	C	Si	Mn	Cr	Ni
Готовая сталь	0,45	0,25	0,70	0,90	<0,25
Сталь перед раскислением	0,38	-	0,30	0,50	0,05
Необходимо ввести	0,07	0,25	0,40	0,40	0,20

Определим расход 12%-ного (доменного) ферросилиция.

Расход доменного ферросилиция для предварительного раскисления в печи колеблется в пределах 0,8...1,0 %. Принимаем расход равным 1 %.

1 кг доменного ферросилиция вносит, кг:

углерода – $1,0 \cdot 0,015 = 0,015$;
кремния – $1,0 \cdot 0,125 = 0,125$;
марганца – $1,0 \cdot 0,015 = 0,015$;
серы – $1,0 \cdot 0,0003 = 0,0003$;
фосфора – $1,0 \cdot 0,001 = 0,001$;
железа – $1,0 \cdot 0,8437 = 0,8437$

ВСЕГО: 1,000.

Кремний окисляется до остаточного количества 0,03 %, следовательно, выгорит кремния: $0,125 - 0,03 = 0,095$ кг.

Потребуется кислорода: $0,095 \cdot 32/28 = 0,108$ кг.

Образуются SiO₂: $0,095 + 0,108 = 0,203$ кг.

Определим расход 45%-ного ферросилиция.

Необходимо ввести в сталь кремния путем присадки 45%-ного ферросилиция: $0,25 - 0,03 = 0,22$ кг.

При угаре кремния в ковше 20 % расход 45%-ного ферросилиция составит: $0,22 / (0,45 \cdot 0,80) = 0,61$ кг.

45%-ный ферросилиций вносит в сталь, кг:

углерода $0,61 \cdot 0,0018 = 0,0011$;
кремния $0,61 \cdot 0,45 = 0,274$;
марганца $0,61 \cdot 0,004 = 0,0024$;
серы $0,61 \cdot 0,0005 = 0,0003$;
фосфора $0,61 \cdot 0,0008 = 0,0005$;
железа $0,61 \cdot 0,5389 = 0,33$

ВСЕГО: 0,61.

Выгорит кремния: $0,274 - 0,22 = 0,052$ кг.

Потребуется кислорода: $0,052 \cdot 32/28 = 0,059$ кг.

Образуются SiO₂: $0,052 + 0,059 = 0,111$ кг.

Определим расход феррохрома.

Расход феррохрома при угаре хрома 15 % составит: $0,40 / (0,5 \cdot 0,85) = 0,95$ кг.

Феррохром вносит в сталь, кг:

углерода $0,95 \cdot 0,006 = 0,0057$;
кремния $0,95 \cdot 0,025 = 0,0237$;
марганца $0,95 \cdot 0,010 = 0,0095$;
хрома $0,95 \cdot 0,500 = 0,475$;

фосфора	$0,95 \cdot 0,001 = 0,00095;$
железа	$0,95 \cdot 0,458 = 0,435$
<u>ВСЕГО:</u>	<u>0,950.</u>

Кремний из феррохрома полностью выгорает, так как феррохром добавляют до ввода 45%-ного ферросилиция. Для окисления кремния требуется кислорода: $0,0237 \cdot 32/28 = 0,0270$ кг.

Угар хрома составит: $0,475 - 0,40 = 0,075$ кг.

Потребуется кислорода: $0,075 \cdot 48/104 = 0,042$ кг.

Всего потребуется кислорода: $0,042 + 0,027 = 0,069$ кг.

Образуется окислов, кг:

$Cr_2O_3 - 0,075 + 0,042 = 0,117;$

$SiO_2 - 0,0237 + 0,027 = 0,0507$

<u>ВСЕГО:</u>	<u>0,167.</u>
---------------	---------------

Расход ферромарганца при угаре его 40 % составляет $0,4/(0,715 \cdot 0,6) = 0,932$ кг.

Ферромарганец вносит, кг:

углерода $0,932 \cdot 0,065 = 0,0604;$

марганца $0,932 \cdot 0,715 = 0,665;$

кремния $0,932 \cdot 0,015 = 0,014;$

серы $0,932 \cdot 0,0004 = 0,00037;$

фосфора $0,932 \cdot 0,005 = 0,0046;$

железа $0,932 \cdot 0,1996 = 0,186$

<u>ВСЕГО:</u>	<u>0,932.</u>
---------------	---------------

Выгорает, кг:

марганца $0,665 - 0,4 = 0,265;$

кремния 0,014

<u>ВСЕГО:</u>	<u>0,279.</u>
---------------	---------------

Потребуется кислорода, кг:

на окисление марганца $0,265 \cdot 16/55 = 0,077;$

на окисление кремния $0,014 \cdot 32/28 = 0,016$

<u>ВСЕГО:</u>	<u>0,093.</u>
---------------	---------------

Получится окислов, кг:

$MnO - 0,265 + 0,077 = 0,342;$

$SiO_2 - 0,014 + 0,016 = 0,030$

<u>ВСЕГО:</u>	<u>0,372.</u>
---------------	---------------

Никель вводят в ванну в период кипения. Расход никеля составит: $0,20/0,965 = 0,207$ кг.

Никель вносит, кг:
 хрома $0,207 \cdot 0,02 = 0,00414$;
 никеля $0,207 \cdot 0,965 = 0,198$;
 железа $0,207 \cdot 0,015 = 0,0041$
 ВСЕГО: $0,206$.

Хром, внесенный никелем, выгорит полностью, для этого потребует-ся кислорода: $0,00414 \cdot 48/104 = 0,0019$.

Образуется $Cr_2O_3 - 0,00414 + 0,00191 = 0,00605$.

Для раскисления качественных сталей применяют алюминий в коли-честве 0,5...1,0 кг/т; для данного расчета принимаем расход алюминия 0,5 кг/т или 0,05 кг на 100 кг металлической шихты.

Считаем, что весь алюминий выгорит, для этого потребуется кисло-рода: $0,05 \cdot 48/54 = 0,044$ кг.

Образуется $Al_2O_3 - 0,05 + 0,044 = 0,094$ кг.

Всего потребуется кислорода:

$0,108 + 0,059 + 0,069 + 0,093 + 0,0019 + 0,044 = 0,375$ кг.

Масса раскислителей и легирующих присадок составит:

$1,00 + 0,61 + 0,95 + 0,932 + 0,20 + 0,05 = 3,74$ кг.

Количество выгоревших примесей равно:

$0,095 + 0,052 + 0,075 + 0,279 + 0,00414 + 0,05 = 0,555$ кг.

Переходит в сталь: $3,74 - 0,555 = 3,185$ кг.

Получится окислов:

$0,203 + 0,111 + 0,167 + 0,372 + 0,00605 + 0,094 = 0,953$ кг.

Масса стали: $10 + 95 + 3,185 = 105,685$ кг.

Материальный баланс раскисления:

Поступило, кг		Получено, кг	
Стали.....	102,500	Стали.....	105,685
Ферросилиция 12 %-ного.....	1,000	Окислов.....	0,953
Ферросилиция 45 %-ного.....	0,610		
Феррохрома.....	0,950		
Ферромарганца.....	0,932		
Никеля.....	0,200		
Алюминия.....	0,050		
Кислорода.....	0,375		
ВСЕГО:.....	106,63	ВСЕГО:.....	106,63

Определение массы составляющих стали марки 45X после раскисле-ния приведено в табл. 9.20.

Таблица 9.20

Определение массы составляющих стали марки 45X

Источник поступления	C	Si	Mn	Cr	Ni
Сталь перед раскислением	0,38	-	0,30	0,50	0,05
Ферросилиций 12%-ный	0,0015	0,03	0,015	-	-
Ферросилиций 45%-ный	0,0011	0,22	0,0024	-	-
Феррохром	0,0057	-	0,0095	0,40	
Ферромарганец	0,0604	-	0,4	-	-
Никель	-	-	-	-	0,20
ВСЕГО, кг	0,462	0,25	0,727	0,90	0,25

Определение состава полученной стали производится следующим образом:

углерода $0,462 \cdot 100/105,685 = 0,437 \%$;

кремния $0,25 \cdot 100/105,685 = 0,236 \%$;

марганца $0,727 \cdot 100/105,685 = 0,688 \%$;

хрома $0,90 \cdot 100/105,685 = 0,851 \%$;

никеля $0,25 \cdot 100/105,685 = 0,236 \%$.

Состав стали марки 45X колеблется в следующих пределах: 0,42...0,50 % C; 0,17...0,37 % Si; 0,50...0,80 % Mn; 0,80...1,10 % Cr; до 0,25 % Ni, т.е. состав полученной стали соответствует заданному составу.

10. ЗАДАНИЕ НА РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПЛАВКИ СТАЛИ

Приведенные методы расчета шихты (раздел 5) являются ориентировочными. Полный расчет плавки включает в себя обязательный расчет материального баланса плавки. Поэтому темой второго задания является расчет материального баланса плавки стали заданной марки (в соответствии с первым заданием (см. табл. 7.1)) в кислой (основной) печи (электродуговой, индукционной и т.п.) одним из выбранных методов плавки (с полным окислением, переплавом и др.).

Цели и задачи остаются прежними. Отчет выполняется в соответствии с требованиями РД ГОУВПО «КНАГТУ» 013-2013 «Текстовые студенческие работы. Правила оформления».

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Современные процессы плавки сталей основаны на подборе качественных шихтовых материалов, оптимальных расчетах плавки и эффективного внепечного рафинирования. При плавке литейных сталей стремятся использовать плавку переплавом или с частичным окислением примесей технически чистым кислородом, что обеспечивает высокую производительность плавильного агрегата.

Изложенного материала в пособии недостаточно, чтобы в полной мере осознанно подойти к разработке технологической инструкции на плавку различных марок сталей. Необходимы еще глубокие знания тепловых и металлургических процессов, происходящих в плавильных печах, и конструктивных особенностей печей. Необходимая литература по основным разделам плавки стали приведена в библиографическом списке. Предполагается, что периодические издания также постоянно изучаются и используются в работе (журналы, рефераты, патенты и др.)

В пособии представлены стандартные, их можно назвать классическими, методы расчета шихты (метод подбора, графические и даже приближенный аналитический). На практике их точность оказывалась достаточной для расчетов плавки нелегированных сплавов, особенно при наличии на предприятии экспресс-лабораторий для контроля состава сплава.

Современные компьютерные технологии позволяют решать задачу расчета шихты симплексными методами более точно, однако проблемы с дозированием шихты и сейчас не позволяют получить расплав только на основе расчета. Приходится контролировать состав сплава и по ходу плавки вводить или удалять легирующие примеси. Проблемы дозирования шихты связаны главным образом с подготовкой шихты. Так как куски шихты имеют разную массу (15 кг, 25 кг и более), то и точность дозирования будет пропорциональна массе куска.

Расчет и выбор шихтовых материалов для получения заданного сплава – это важно. Но не менее важно осуществить технологический процесс плавки так, чтобы результат соответствовал требованиям, предъявляемым к сплаву. Поэтому приведенные примеры технологических инструкций и особенности плавки, раскисления и легирования стали имеют большое практическое значение.

При плавке сталей точным методом расчета плавки считают расчет материального баланса. В пособии приведены примеры расчета материального баланса некоторых методов плавки углеродистых сталей.

В целом пособие предназначено для выполнения самостоятельной комплексной работы по разделу «Плавка сталей».

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Воздвиженский, В. М. Литейные сплавы и технология плавки в машиностроении / В. М. Воздвиженский, В. А. Грачев, В. В. Спасский. – М. : Машиностроение, 1984. – 432 с.
2. Шульте, Ю. А. Производство отливок из стали / Ю. А. Шульте. – Киев – Донецк : Вища школа, 1983. – 184 с.
3. Сойфер, В. М. Выплавка стали в кислых электропечах / В. М. Сойфер. – М. : Metallurgia, 1987. – 120 с.
4. Дуговые печи в сталелитейном цехе / В. М. Сойфер, Л. Н. Кузнецов. – М. : Metallurgia, 1989. – 176 с.
5. Шульте, Ю. А. Прогресс в электрометаллургии сталелитейного производства / Ю. А. Шульте // Литейное производство. – 1980. – № 11. – С. 1-3.
6. Крамаров, А. Д. Производство стали в электропечах / А. Д. Крамаров. – М. : Metallurgia, 1969. – 349 с.
7. Врублевский, В. И. Дозирование литейных материалов / В. И. Врублевский, К. С. Богдан, В. Н. Горбенко. – Киев : Наукова думка, 1973. – 192 с.
8. Демидович, Б. П. Основы вычислительной математики / Б. П. Демидович, И. А. Марон. – М. : Наука, 1966. – 664 с.
9. Юдин, Д. Б. Задачи и методы линейного программирования / Д. Б. Юдин, Е. Г. Гольцштейн. – М. : Советское радио, 1964. – 736 с.
10. Курдюмов, А. В. Расчет оптимального состава шихты на ЭВМ / А. В. Курдюмов, Э. Б. Тен. – М. : Metallurgia, 1984. – 72 с.
11. Липницкий, А. М. Справочник рабочего-литейщика / А. М. Липницкий, И. В. Морозов. – Л. : Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1976. – 344 с.
12. Производство чугуновых и стальных отливок : учеб. пособие / А. М. Михайлов, В. П. Соловьев, Э. Б. Тэн, И. Н. Ильинский. – М. : Московский институт стали и сплавов, 1987. – 134 с.
13. Metallургические мини-заводы : моногр. / А. Н. Смирнов, В. М. Сафонов, Л. В. Дорохова, А. Ю. Цупрун. – Донецк : Норд-Пресс, 2005. – 469 с.
14. Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали : учебник для вузов / В. А. Кудрин. – М. : Мир, ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с.
15. Соболев, Б. М. Расчеты в технологических процессах плавки литейных сталей (углеродистых, легированных, высоколегированных) : учеб. пособие / Б. М. Соболев, М. Б. Соболев. – Комсомольск-на-Амуре : ГОУВПО «КНАГТУ», 2004. – 98 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ

СПРАВОЧНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА ШИХТЫ ДЛЯ ПЛАВКИ СТАЛИ И МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА

Таблица П1

Химический состав отливок из углеродистой стали [11]

Марка стали	Химический состав, %			Примечание				
	Углерод	Марганец	Кремний					
15Л	0,12 - 0,20	0,30 - 0,90	0,20 - 0,42	Допустимое содержание серы и фосфора в зависимости от группы отливок, %:				
20Л	0,17 - 0,25	0,35 - 0,90	0,20 - 0,42					
25Л	0,22 - 0,30	0,35-0,90	0,20 - 0,42					
30Л	0,27 - 0,35	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	Группа	Основной процесс		Кислый процесс	
35Л	0,32 - 0,40	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42		Сера	Фосфор	Сера	Фосфор
40Л	0,37 - 0,45	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42					
45Л	0,42 - 0,50	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42		I	0,050	0,05	0,06
50Л	0,47 - 0,55	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	II	0,045	0,04	0,06	0,06
55Л	0,52 - 0,60	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	III	0,045	0,04	0,05	0,05

Химический состав отливок из легированных сталей

Марка стали	Химический состав, %																
	Углерод	Марганец	Кремний	Фосфор Не более	Сера Не более	Хром	Никель	Медь	Молибден	Ванадий	Титан						
<i>I</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>						
20ГЛ	0,15 - 0,25	1,20 - 1,60	0,20 - 0,42	0,04	0,04	Не более 0,30	8	9	10	11	12						
27ГЛ	0,22 - 0,32	1,10 - 1,50	0,20 - 0,42	0,05	0,05												
35ГЛ	0,30 - 0,40	1,20 - 1,60	0,20 - 0,42	0,04	0,04												
40ГЛ	0,35 - 0,45	1,20 - 1,60	0,20 - 0,42	0,04	0,035												
20ГСЛ	0,16 - 0,22	1,00 - 1,30	0,60 - 0,80	0,03	0,03												
30ГСЛ	0,25 - 0,35	1,10 - 1,40	0,60 - 0,80	0,04	0,04												
40ГФЛ	0,35 - 0,45	1,60 - 1,90	0,20 - 0,42	0,04	0,04												
32Х06Л	0,25 - 0,35	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,05	0,05							0,50 - 0,80	Не более 0,30	-	-	-	-
40ХЛ	0,35 - 0,45	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,04	0,04							0,80 - 1,10	Не более 0,30	0,30	-	-	-
40ХНЛ	0,35 - 0,45	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,04	0,04							0,50 - 0,80	1,00 - 1,50	До 0,30	-	-	-
20ХМЛ	0,15 - 0,25	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,04	0,04	0,40 - 0,70	Не более 0,30	0,30	0,40 - 0,60	-	-						

Продолжение табл. П2

<i>I</i>	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
35ХМЛ	0,30 - 0,40	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,04	0,04	0,80 - 1,10	Не более 0,30	0,20 - 0,30	-	-	-
30ХНМЛ	0,25 - 0,35	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,04	0,04	1,30 - 1,60	До 0,30	0,20 - 0,30	-	-	-
35ХГСЛ	0,30 - 0,40	1,00 - 1,30	0,60 - 0,80	0,04	0,04	0,60 - 0,90	Не более 0,30	-	-	-	-
35НГМЛ	0,32 - 0,42	0,80 - 1,20	0,20 - 0,42	0,64	0,04	До 0,30	0,8 - 1,20	До 0,30	0,15 - 0,25	-	-
08ГДНФЛ	До 0,10	0,60 - 1,00	0,15 - 0,40	0,035	0,035	До 0,30	1,15 - 1,55	0,80 - 1,20	-	0,1	-
13ХНДФТЛ	До 0,16	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,03	0,03	0,15 - 0,40	1,20 - 1,60	0,65 - 0,90	-	0,06 - 0,12	0,04 - 0,10
12ДН2ФЛ	0,08 - 0,16	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,035	0,035	До 0,30	1,80 - 2,28	1,20 - 1,50	-	0,08 - 0,15	-
40ХНТЛ	0,38 - 0,45	0,40 - 0,90	0,20 - 0,42	0,04	0,04	0,70 - 1,00	1,50 - 1,90	До 0,30	-	-	0,02 - 0,10
12ДХН1МФЛ	0,10 - 0,15	0,30 - 0,55	0,20 - 0,42	0,03	0,03	1,20 - 1,70	1,40 - 1,80	0,40 - 0,65	0,20 - 0,30	0,08 - 0,15	-

Состав передельного чугуна по ГОСТ 805-95

Марка чугуна	углерода	кремния	Массовая доля, %			
			марганца			
			I	II	III	IV
<i>I</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
П1	4,0 - 4,5	0,5 - 0,9	До 0,5	0,5 - 1,0	1,0 - 1,5	-
П2	4,0 - 4,5	До 0,5	До 0,5	0,5 - 1,0	1,0 - 1,5	-
ПЛ1	4,0 - 4,5	0,8 - 2,2	До 0,3	0,3 - 0,5	0,5 - 0,9	0,9 - 1,5
ПЛ2	4,0 - 4,5	0,5 - 0,8	До 0,3	0,3 - 0,5	0,5 - 0,9	0,9 - 1,5

Продолжение табл. ПЗ

Марка чугуна	Массовая доля, %							
	фосфора, не более			серы				
	класса			категории				
	A	Б	В	I	II	III	IV	V
<i>I</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>	<i>14</i>	<i>15</i>
П1	0,1	0,2	0,3	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05
П2	0,1	0,2						
ПЛ1	0,08	0,12						
ПЛ2	0,08	0,12						

Таблица П4

Состав передельного высококачественного чугуна по ГОСТ 805-95

Марка чугуна	Массовая доля, %													
	углерода	кремния	марганца			фосфора, не более			серы, не более					
			группы			класса			категории					
			I	II	III	A	Б	В	Г	I	II	III		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13		
ПВК1	4,0 - 4,5	0,9 - 1,2												
ПВК2	4,0 - 4,5	0,5 - 0,9	До 0,5	0,5-1,0	1,0-1,5	0,02	0,03	0,04	0,05	0,015	0,020	0,025		
ПВК3	4,0 - 4,5	До 0,5												

Таблица П5

Состав неметаллических материалов для плавки стали

Материалы	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	F ₂ O ₃	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	S	H ₂ O	CO ₂	Cr ₂ O ₃
Железная руда	4,00	2,00	14,00	77,00	0,30	0,40	0,80	0,01	0,02	1,38	-	-
Известняк	2,00	0,30	-	0,20	-	2,00	53,00	0,07	0,10	0,83	41,50	-
Известь	3,50	0,50	-	0,35	-	3,50	85,00	0,10	0,13	-	6,92	-
Доломит обоженный	2,00	2,00	-	0,30	-	36,00	55,00	-	-	2,20	2,50	-
Магнезит	3,00	1,60	-	2,00	-	90,00	2,60	-	-	-	0,80	-
Хромомagneзит	6,00	4,00	-	10,00	-	66,00	2,00	-	-	-	-	12,00
Боксит	10,00	54,00	-	25,00	-	-	1,00	0,08	0,10	9,02	0,80	-

Примерный химический состав лома по ГОСТ 2787-75 [12]

Группа лома	Содержание элементов, %					Примечание
	C	Si	Mn	P	S	
Нелегированный стальной лом	0,1 - 0,8	До 0,4	0,5 - 0,7	До 0,05	До 0,05	Бандажи, оси, якоря, цепи, шкивы, швеллеры, уголки и т.д.
Лом и отходы качественного чугуна	2,8 - 3,3	1,5 - 2,2	0,6 - 1,0	0,1 - 0,3	0,04 - 0,15	Цилиндры, блоки цилиндров, тормозные барабаны, детали гусеничных тракторов, автомобилей и т.д.
Лом и отходы чугуна обыкновенного качества	3,2 - 3,5	1,8 - 2,5	0,5 - 0,9	0,2 - 0,5	0,13 - 0,15	Все отливки из серого и отбеленного чугуна, кроме перечисленного
Лом и отходы ковкого чугуна	3,0 - 2,5	0,5 - 1,3	0,4 - 0,6	До 0,2	0,05 - 0,15	Все детали для автомобилей, сельскохозяйственной и строительной техники
Лом валков	2,8 - 3,5	0,5 - 0,8	0,5 - 0,7	До 0,4	0,05 - 0,10	Валки прокатных станков
Лом изложниц	3,2 - 3,5	1,5 - 2,0	0,5 - 0,6	До 0,3	0,08 - 0,12	Изложницы для стальных отливок
Лом и отходы чугуна с повышенным содержанием фосфора	3,2 - 3,7	2,0 - 3,0	0,3 - 0,7	0,5 - 1,0	0,08 - 0,15	Художественное, печное и посудное литье. Отопительные и бытовые приборы и т.д.

Таблица П7

Виды вторичных черных металлов, предназначенных для использования в качестве металлической шихты в различных плавильных агрегатах по ГОСТ 2787-75

Плавильные агрегаты	Виды вторичных черных металлов	Условное обозначение	
Дуговые электропечи емкостью до 20 т	Стальные лом и отходы № 1	1А, 1Б	
	Стальные лом и отходы № 2	2А, 2Б	
	Шихтовые слитки	4А, 4Б	
	Брикеты из стальной стружки	7А, 7Б	
	Пакеты № 1 } Пакеты № 2 } Пакеты № 3 }	Размерами не более 600х600х600 мм	8А, 8Б
			9А, 9Б
			10А
Чугунная стружка	21А, 21Б		
Индукционные электропечи для выплавки стали	Стальные лом и отходы № 1	1А, 1Б	

Таблица П8

Состав ферромарганца по ГОСТ 4755-91

Группа ферромарганца	Марка основы сплава	Массовая доля, %					серы
		марганца	углерода	кремния	фосфора для классов		
					А	Б	
не более							
Низкоуглеродистый	ФМн90	85,0 - 95,0	0,5	1,8	0,05	0,30	0,02
Среднеуглеродистый	ФМн88	85,0 - 95,0	2,0	3,0	0,10	0,40	0,02
Высокоуглеродистый	ФМн78	75,0 - 82,0	7,0	6,0	0,05	0,70	0,02
	ФМн70	65,0 - 75,0	7,0	6,0	0,30	0,70	0,02

Таблица П9

Состав ферросилиция по ГОСТ Р50422-92

Марка	Массовая доля, %									
	кремния		алюминия		фос- фора	серы	угле- рода	мар- ган- ца ¹	хро- ма ¹	тита- на ¹
	более	до и вклю- чительно	более	до и вклю- чительно						
FeSi10	8,0	13,0	-	0,2	0,15	0,06	2,0	3,0	0,8	0,30
FeSi15	14,0	20,0	-	1,0	0,15	0,06	1,5	1,5	0,8	0,30
FeSi25	20,0	30,0	-	1,5	0,15	0,06	1,0	1,0	0,8	0,30
FeSi45	41,0	47,0	-	2,0	0,05	0,05	0,20	1,0	0,5	0,30
FeSi50	47,0	51,0	-	1,5	0,05	0,05	0,20	0,8	0,5	0,30
FeSi65	63,0	68,0	-	2,0	0,05	0,04	0,20	0,4	0,4	0,30
FeSi75A/1	72,0	80,0	-	1,0	0,05	0,04	0,15	0,5	0,3	0,20
FeSi75A/1,5	72,0	80,0	1,0	1,5	0,05	0,04	0,15	0,5	0,3	0,20
FeSi75A2	72,0	80,0	1,5	2,0	0,05	0,04	0,20	0,5	0,3	0,30
FeSi75A/3	72,0	80,0	2,0	3,0	0,05	0,04	0,20	0,5	0,5	0,30
FeSi90A/1	87,0	95,0	-	1,5	0,04	0,04	0,15	0,5	0,2	0,30
FeSi90A/2	87,0	95,0	1,5	3,0	0,04	0,04	0,15	0,5	0,2	0,30

¹Приведенные максимальные величины даются только для информации.

Таблица П10

Состав ферробора [1]

Марка	Массовая доля, %						
	бор	крем- ний	алюми- ний	С	С	Р	Сu
				не более			
ФБО	20	До 2	До 3	0,05	0,01	0,015	0,05
ФБ1	17	До 3	До 5	0,2	0,02	0,030	0,10
ФБ2	8	7-15	7-15	-	-	-	-
ФБ3	6	До 12	До 12	-	-	-	-

Приложение П11

Состав феррохрома по ГОСТ 4757-91

Марка	Массовая доля, %					
	хрома, не менее	углерода	кремния	фосфора	серы	алюминия
Феррохром высокоуглеродистый						
ФХ650А	65	6,5	2,0	0,03	0,06	
ФХ650Б				0,05	0,08	
ФХ800А		8,0		0,03	0,06	
ФХ800Б				0,05	0,08	
ФХ850А		8,5		0,03	0,05	
ФХ850Б				0,05	0,08	
ФХ900А		9,0		0,03	0,04	
ФХ900Б				0,05	0,06	
Феррохром среднеуглеродистый						
ФХ100А	6,5	1,0	2,0	0,03	0,02	
ФХ100Б				0,05	0,04	
ФХ200А		2,0		0,03	0,02	
ФХ200Б				0,05	0,04	
ФХ400А		4,0		0,03	0,04	
ФХ400Б				0,05	0,04	
Феррохром низкоуглеродистый						
ФХ001А	68	0,01	1,5	0,02	0,02	0,2
ФХ001Б				0,03		
ФХ002А		0,02		0,02		
ФХ002Б				0,03		
ФХ003А		0,03		0,02		
ФХ003Б				0,03		
ФХ004А		0,04		0,02		
ФХ004Б				0,03		
ФХ005А	65	0,05	2,0	0,03	0,02	
ФХ005Б				0,05		
ФХ006А		0,06		0,03		
ФХ006Б				0,05		
ФХ0010А		0,10		0,03		
ФХ0010Б				0,05		
ФХ0015А		0,15		0,03		
ФХ0015Б				0,05		
ФХ0025А		0,25		0,03		
ФХ0025Б				0,05		
ФХ0050А	0,50	0,03				
ФХ0050Б		0,05				

Таблица П12

Состав силикокальция по ГОСТ 4762-71

Марка	Массовая доля, %				
	кальция	кремния	алюминия	углерода	фосфора
	не менее		не более		
СК10	10	45	1,0	0,2	0,02
СК10Р	10	50	1,5	0,5	0,04
СК15	15	45	1,0	0,2	0,02
СК15Р	15	50	1,5	0,5	0,04
СК20	20	45	1,0	0,5	0,02
СК20Р	20	50	2,0	1,0	0,04
СК25(ч)	25	50	1,0	0,2	0,02
СК25	25	50	2,0	0,5	0,02
СК25Р	25	55	2,0	1,0	0,04
СК30(ч)	30	50	1,0	0,2	0,02
СК30	30	50	2,0	0,5	0,02
СК30Р	30	55	2,0	1,0	0,04

Таблица П13

Состав силикомарганца по ГОСТ 4756-91

Марка основы сплава	Массовая доля, %					
	кремния	марганца	углерода	фосфора, классов		серы
				А	Б	
не менее		не более				
СнМ26	Св. 25,0	60,0	1,5	0,05	0,25	0,02
СнМ22	20,0 - 25,0	65,0	1,0	0,10	0,35	0,02
СнМ17	15,0 - 20,0	65,0	2,5	0,10	0,60	0,02
СнМ12	10,0 - 15,0	65,0	3,5	0,20	0,60	0,02

Таблица П14

Состав ферротитана по ГОСТ 4761-91

Марка	Массовая доля, %					
	титана	алюминия	кремния	углерода	фосфора	серы
	не более					
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
ФТи70С05	68 - 75	5	0,5	0,2	0,05	0,05
ФТи70С08	68 - 75	4	0,8	0,3	0,03	0,03
ФТи70С1	65 - 75	5	1	0,4	0,05	0,05
ФТи35С5	28 - 40	8	5	0,2	0,04	0,04
ФТи35С7	28 - 40	9	7	0,2	0,07	0,05
ФТи35С8	28 - 40	14	8	0,2	0,07	0,07
ФТи30	28 - 37	8	4	0,12	0,04	0,03

Продолжение табл. П14

Марка	Массовая доля, %						
	меди	ванадия	молибдена	циркония	олова	марганца	хрома
	не более						
<i>1</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>	<i>14</i>
ФТи70С05	0,2	0,6	0,6	0,6	0,10	-	-
ФТи70С08	0,3	1,8	2,0	1,5	0,15	0,8	0,8
ФТи70С1	0,4	3,0	2,5	2,0	0,15	-	-
ФТи35С5	2	0,4	0,4	0,2	0,04	-	-
ФТи35С7	2	0,8	0,5	0,2	0,05	-	-
ФТи35С8	3	1,0	1,0	0,7	0,08	-	-
ФТи30	0,4	0,8	0,4	0,2	0,01	-	-

Таблица П15

Состав ферромолибдена по ГОСТ 4759-91

Марка	Массовая доля, %								
	молибдена, не менее	вольфрама	кремния	углерода	фосфора	серы	меди	олова	сурьмы
	не более								
ФМо60(нк)	60	0,3	0,5	0,05	0,05	0,10	0,5	0,01	0,01
ФМо60	60	0,3	0,8	0,05	0,05	0,10	0,5	0,01	0,01
ФМо58(нк)	58	0,5	0,5	0,08	0,05	0,10	0,8	0,02	0,02
ФМо58	58	0,5	1,0	0,08	0,05	0,12	0,8	0,02	0,02
ФМо55	55	0,8	1,5	0,10	0,10	0,15	1,0	0,05	0,05
ФМо50	50	-	3,0	0,50	0,10	0,50	2,0	0,10	0,10

Таблица П16

Состав ферросиликохрома по ГОСТ 11861-91

Марка	Массовая доля, %				
	кремния	хрома, не менее	углерода	фосфора	серы
			не более		
ФХС20	16 - 23	48	4,5	0,04	0,02
ФХС20Р				0,05	
ФХС33	30 - 37	40	0,9	0,03	
ФХС33Р				0,04	
ФХС40	37 - 45	35	0,2	0,03	
ФХС40Р				0,04	
ФХС48	Св. 45	28	0,1	0,03	
ФХС48Р				0,04	

Таблица П17

Состав ферровольфрама по ГОСТ 17293-93

Марка	Массовая доля, %						
	вольфрама, не менее	молибдена	марганца	кремния	углерода	фосфора	серы
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>
ФВ80(а)	80	6,0	0,2	0,8	0,10	0,03	0,02
ФВ75(а)	75	7,0	0,2	1,1	0,15	0,04	0,04
ФВ70(а)	70	7,0	0,3	2,0	0,2	0,06	0,06
ФВ72	72	1,0	0,4	0,5	0,3	0,04	0,08
ФВ70	70	2,0	0,5	0,8	0,5	0,06	0,10
ФВ65	65	6,0	0,6	1,2	0,7	0,10	0,15

Продолжение табл. П17

Марка	Массовая доля, %						
	меди	мышьяка	олова	алюминия	свинца	висмута	сурьмы
<i>1</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>	<i>14</i>	<i>15</i>
ФВ80(а)	0,10	0,04	0,04	3,0	0,01	0,01	0,01
ФВ75(а)	0,20	0,05	0,05	5,0	-	-	-
ФВ70(а)	0,30	0,06	0,08	6,0	-	-	-
ФВ72	0,15	0,04	0,08	-	0,02	0,02	0,02
ФВ70	0,20	0,05	0,10	-	-	-	-
ФВ65	0,30	0,08	0,20	-	-	-	-

Таблица П18

Состав кобальта по ГОСТ 123-2008

Марка	Кобальт не менее	Химический состав, %							
		Примеси, не более							
		алюминий	висмут	железо	кремний	кадмий	марганец	медь	мышьяк
КО	99,98	0,001	0,0003	0,003	0,001	0,0003	0,0005	0,001	0,0005
К1Ау	99,35	-	0,0004	0,2	-	0,001	0,03	0,02	0,001
К1А	99,30	-	0,0005	0,2	-	0,001	0,07	0,03	0,002
К1	99,25	-	-	0,2	-	-	0,07	0,03	0,002
К2	98,30	-	-	0,5	-	-	0,1	0,08	0,005

Таблица П19

Состав никеля по ГОСТ 849-2008

Марка	Химический состав, %							
	Содержание никеля + кобальта, не менее	В том числе кобальта, не более	Примеси, не более					
			углерод	магний	алюминий	кремний	фосфор	сера
Н-О	99,99	0,005	0,0005	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001
Н-1у	99,93	0,10	0,01	0,001	-	0,002	0,001	0,001
Н-1	99,93	0,10	0,01	0,001	-	0,002	0,001	0,001
Н-2	99,80	0,15	0,02	-	-	0,002	-	0,003
Н-3	98,60	0,70	0,10	-	-	-	-	0,03
Н-4	97,60	0,70	0,15	-	-	-	-	0,04

Таблица П20

Состав алюминия для раскисления по ГОСТ 295-98

Марка алюминия	Химический состав, %							
	Алюминий + магний		Примеси, не более					
	всего, не менее	в том числе магний, не более	медь	цинк	кремний	свинец	олово	Всего примесей
АВ97	97,0	0,10	0,1	1,0	0,1	0,1	0,1	3,0
АВ92	92,0	3,0	3,0	0,8	1,0	0,2	0,1	8,0
АВ91	91,0	3,0	3,0	0,8	3,0	0,3	0,2	9,0
АВ8	88,0	3,0	3,5	3,0	4,0	0,3	0,2	12,0

Таблица П21

Химический состав феррованадия по ГОСТ 27130-94

Марка	Массовая доля, % не более									
	Ванадий	Кремний	Алюминий	Углерод	Сера	Фосфор	Мышьяк	Медь	Марганец	Никель
FeV40	35,0-50,0	2,0	4,0	0,30	0,10	0,10	-	-	-	-
FeV60	50,0-65,0	2,0	2,5	0,30	0,05	0,06	0,06	0,10	-	-
FeV80	75,0-85,0	2,0	1,5	0,30	0,05	0,06	0,06	0,10	0,50	0,15
FeV80A112	75,0-85,0	1,5	2,0	0,20	0,05	0,06	0,06	0,10	0,50	0,15
FeV80A114	70,0-80,0	2,0	4,0	0,20	0,10	0,01	0,10	0,10	0,50	0,15

Таблица П22

Химический состав кускового и гравитационного
плавиковошпатовых концентратов по ГОСТ 29219-91

Марка	Массовая доля фтористового кальция, не менее	Массовая доля примесей, не более		
		двуокиси кремния	общей серы	фосфора
ФК-95А	95	2,0	0,15	0,1
ФК-95Б	95	2,5	0,15	0,1
ФК-92	92	5,0	0,20	0,2
ФГ-92	92	5,0	0,20	0,2
ФК-85	85	10,0	0,30	0,3
ФГ-85	85	10,0	0,30	0,3
ФК-75	75	20	0,30	0,3
ФГ-75	75	20	0,30	0,3
ФГМ-75	75	20	0,30	0,3
ФК-65	65	30	0,30	0,3
ФКМ-65	65	-	-	-
ФГ-65	65	-	-	-
ФГ-55	55	-	-	-

Таблица П23

Состав меди для легирования по ГОСТ 859-2001

Обо- зна- чение марки	Химический состав, %							
	Медь, не менее	Примесей не более						
		железо	никель	свинец	олово	сера	фосфор	другие
МОО б	99,99	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,0003	0,0047
МО б	99,97	0,003	0,002	0,003	0,001	0,003	0,002	0,016
МОО	99,96	0,001	0,001	0,001	0,001	0,002	0,0005	0,0335
МО	99,93	0,004	0,002	0,003	0,001	0,003	-	0,067
М1	99,90	0,005	0,002	0,005	0,002	0,004	-	0,082
М1 р	99,90	0,005	0,002	0,005	0,002	0,005	0,012	0,069
М1 ф	99,90	0,005	0,002	0,005	0,002	0,005	0,04	0,061
М2 р	99,70	0,05	0,2	0,01	0,05	0,01	0,06	-
М3 р	99,50	0,05	0,2	0,03	0,05	0,01	0,06	0,1
М2	99,70	0,05	0,2	0,01	0,05	0,01	-	-
М3	99,50	0,05	0,2	0,05	0,05	0,01	-	0,14

Таблица П24

Карбюризаторы для науглероживания [1]

Карбюризатор	Массовая доля элемента и примесей, %				Степень усвоения углерода, %
	углерод	летучие примеси	зола	влага	
Электродный бой	95 - 97	до 3,0	1,0 - 1,5	0,5 - 1,2	90 - 95
Графитизированный коксик	85 - 90	до 1,0	8 - 10	3 - 5	80
Графит: скрытокристаллический	80 - 85	2 - 4	12 - 16	до 1,0	75
кристаллический	90 - 95	1 - 2	6 - 10	до 1,0	75 - 80
Тигельный бой	90 - 95	1 - 2	2 - 5	5 - 10	85 - 90
Древесный уголь	85 - 90	5 - 10	1 - 2	5 - 10	80
Кокс литейный	95 - 98	2 - 4	10 - 15	4 - 6	70
Термоантрацит	95 - 98	1 - 3	5 - 10	3 - 6	75 - 80

Таблица П25

Угар химических элементов из добавок, вводимых в расплав при плавке в электрических печах [4]

Плавильный агрегат	Футеровка	Угар элементов, %			
		углерод	кремний	марганец	сера
Дуговая электропечь	Кислая	20 - 25	5 - 10	20 - 25	25 - 50
	Основная	25 - 30	40 - 55	25 - 30	40 - 60
Индукционная тигельная печь промышленной частоты	Кислая	10 - 15	0	10 - 20	25 - 50
	Основная	5 - 10	5 - 10	5 - 10	30 - 60
Индукционная тигельная печь высокой частоты	Кислая	15 - 25	0 - 10	15 - 25	15 - 40
	Основная	10 - 20	5 - 15	10 - 20	20 - 45

Таблица П26

Известняк металлургический [12]

Компоненты	Химический состав, %, по сортам известняка		
	I	II	III
CaO, не менее	52	50	49
SiO ₂ , не более	1,75	3	4
Нерастворимого остатка	2,15	3,75	5,0
Al ₂ O ₃ +Fe ₂ O ₃ , не более	2	3	3
MgO	3,5	3,5	3,5
P ₂ O ₅	0,02	0,04	0,05
SO ₃	0,25	0,35	0,35
Примечание. Содержание CO ₂ при прокаливании в пределах 40 - 44 %.			

Таблица П27

Температура заливки стали в формы [10]

Группа стали и отливки	Толщина стенок, мм	Масса, кг	Температура по оптическому пирометру, °C	
			без поправки	с учетом поправки
Углеродистая и низколегированная сталь:				
отливки сложные тонкостенные	6 - 20	100	1450 - 1500	1540 - 1580
то же	12 - 25	500	1450 - 1420	1520 - 1560
то же	20 - 30	3000	1430 - 1400	1520 - 1550
отливки средней массы	30 - 75	5000	1420 - 1400	1520 - 1540
отливки тяжелые	75 - 125	5000 - 25 000	1415 - 1400	1520 - 1530
отливки особо тяжелые	150 - 500	-	1400 - 1390	1510 - 1520
Высоколегированная сталь:				
отливки марганцевые	-	-	1350 - 1380	1420 - 1450
отливки хромоникелевые	-	-	1450 - 1520	1530 - 1580

Таблица П28

Угар элементов при различных перегреве и выдержке
в электропечах с кислой футеровкой

Температура расплава, °С	Угар элементов в зависимости от длительности выдержки, %					
	углерод			кремний		
	1 ч	2 ч	3 ч	1 ч	2 ч	3 ч
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
1350	0,08	0,19	0,45	0,00	0,00	0,00
1400	0,55	1,29	2,11	0,00	0,00	0,00
1450	2,48	4,48	6,74	-0,84	-0,68	-1,18
1500	5,00	8,96	14,90	-0,99	-2,31	-1,58
1550	7,95	14,50	24,50	-3,22	-7,15	-11,30

Продолжение табл. П28

Температура расплава, °С	Угар элементов в зависимости от длительности выдержки, %					
	марганец			хром		
	1 ч	2 ч	3 ч	1 ч	2 ч	3 ч
<i>1</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>
1350	0,00	0,57	1,73	1,80	3,64	3,64
1400	0,00	1,23	1,92	1,60	3,22	3,22
1450	0,00	1,20	1,82	1,34	3,00	4,45
1500	1,77	2,87	4,00	1,53	4,61	7,70
1550	2,00	4,00	5,48	5,60	8,45	-
Примечание. Знак минус (-) означает пригар элементов						

Таблица П29

Примерный химический состав металлизированных окатышей [13]

Состав	Содержание, %	Состав	Содержание, %	Состав	Содержание, %
Fe _{общ}	90,5	MgO	0,3	Sn	0,002
Fe _{мет}	87,0	MnO	0,3	Pb	0,001
C	1,7	S	0,004	Ti	0,020
SiO ₂	3,9	P	0,011	Sb	1·10 ⁻³
CaO	2,0	Си	0,006	As	1·10 ⁻³
Al ₂ O ₃	0,3	Zn	0,002		

Учебное издание

Б. М. Соболев, В. В. Куриный

**РАСЧЕТЫ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ ПЛАВКИ СТАЛЕЙ
(УГЛЕРОДИСТЫХ, ЛЕГИРОВАННЫХ, ВЫСОКОЛЕГИРОВАННЫХ)**

Учебное пособие

Научный редактор – доктор технических наук,
профессор А. И. Евстигнеев

Редактор Е. В. Безолукова

Подписано в печать 21.12.2015.

Формат 60 × 84 1/16. Бумага 80 г/м². Ризограф EZ570E.
Усл. печ. л. 6,74. Уч.-изд. л. 6,51. Тираж 50 экз. Заказ 27530.

Редакционно-издательский отдел
Федерального государственного бюджетного образовательного
учреждения высшего профессионального образования
«Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет»
681013, г. Комсомольск-на-Амуре, пр. Ленина, 27.

Полиграфическая лаборатория
Федерального государственного бюджетного образовательного
учреждения высшего профессионального образования
«Комсомольский-на-Амуре государственный технический университет»
681013, г. Комсомольск-на-Амуре, пр. Ленина, 27.