

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

**Казахский национальный исследовательский технический
университет имени К. И. Сатпаева**

С. М. Тлеугабулов, Б. С. Тлеугабулов, Г. М. Койшина

ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ И ЧУГУНА

**Рекомендовано Научно-методическим советом университета
в качестве учебного пособия для специальности 5В070900
«Металлургия»**

Алматы 2016

УДК 669.1 (075.8)

ББК 34.327 я73

Т 49

Рецензенты:

Кенжалиев К. Б., д-р техн. наук, проф. Проректор по
инновационной деятельности КБТУ

Телбаев С. А., канд. техн. наук, начальник производственно-
технического отдела РГП «НЦ КПМС РК»

Смагулов Д. У., д-р техн. наук, проф. кафедры «СМиТПМ»
КазННТУ имени К. И. Сатпаева

Печатается по плану издания Министерства образования и науки
Республики Казахстан на 2016 г.

Тлеугабулов С. М.

Т 49 «Производство стали и чугуна»: Учеб. пособие для студентов /
С. М. Тлеугабулов, Б. С. Тлеугабулов, Г. М. Койшина. – Алматы:
КазННТУ им. К. И. Сатпаева, 2016, 173 с: Ил. 55. Библиогр.: (13 назв).

ISBN 978–601–228–955–8

Учебное пособие написано в соответствии с программой курса.

*В краткой форме изложены основы производства чугуна и
стали, начиная с добычи и подготовки сырья. В книге
последовательно рассмотрены процессы подготовки железорудного
сырья, производства чугуна, металлизированных продуктов,
переработки их в сталеплавильных агрегатах. Даны краткие
характеристики подготовленного сырья, чугуна, стали и
металлургических агрегатов.*

*Представленные в учебном пособии материалы предназначены
студентам (бакалаврам) металлургической специальности, могут
быть полезны и магистрантам и научным работникам вузов.*

УДК 669.1 (075.8)

ББК 34.327 я73

ISBN 978-601

© Тлеугабулов С. М., Б. С. Тлеугабулов.,
Койшина Г. М., 2016

© КазННТУ им. К. И. Сатпаева, 2016

ВВЕДЕНИЕ

Металлургия – область науки, техники и производства, посвященная процессам получения металлов из руд и из других содержащих металлы материалов, а также формированию заданных свойств металлическим сплавом, путем изменения их химического состава и строения (структуры), свойств, соответствующих назначению. Таким образом, к металлургии относится широкий круг процессов, начиная от обработки добытых из недр руд с целью их подготовки к извлечению металлов (дробление, обогащение, окускование и пр.); включая непосредственно процессы извлечения металлов из руд и др. металлосодержащих материалов; рафинирование металлов; производство металлических сплавов; термообработка и обработка давлением металлов и сплавов; литейное производство, сварка и пайка металлов и сплавов до получения металлопродукции. Металлургия включает в себя также науку о металлах – металловедение. В целом металлургия основывается на изучении химических, физических, физическо-химических явлений, на законах термодинамики и практически тесно связана с геологией, минералогией, петрографией и горным делом.

Особые свойства металлов по мере их познания человеком постепенно и последовательно вошли в основу жизнедеятельности человечества и превратили их в приоритетное направление хозяйствования. Современный уровень производства и техники не мыслим без производства и использования металла.

Многовековая история развития металлургии проложила путь от кустарного монопроизводства до многоотраслевой мощной индустрии. Именно современные технологии производства металлов связывают множество отраслей экономики технически развитых стран. С одной стороны, металлургические процессы выработали важные и строгие

требования к качеству исходного сырья к технологии его подготовки, с другой – технические требования к качеству выпускаемых металлов и металлоконструкций. Как видно, с начальной стороны металлургия тесно связана с горно-геологическим отраслем, и со стороны выхода – с машиностроительным отраслем. Горное дело, металлургия и машиностроение – это главная основа экономики и технического уровня любой современной страны.

Учитывая это, можно сказать, что металлургическая специальность – это весьма ответственный выбор, обязывающий специалиста изучить и познать сложные явления – как извлечь металлы из сложных природных соединений природы и получить качественный металл – это с одной стороны, кроме того, изучить и познать не менее сложные явления – как придать полученному металлу те необходимые свойства, которые требуются для изготовления разнообразных конструкций деталей машин – с другой. Обладание этими знаниями в-первых, требует необходимого уровня общеобразовательной подготовки, во-вторых, трудолюбия и упорного труда соискателя квалификации металлурга.

Как видно, подготовка кадров по указанным отраслям, среди которых металлургия занимает центральное положение, имеет важное государственное значение. Специалисты, подготовленные по металлургии, востребованы во всех промышленно развитых регионах. Вместе с тем, выбор специальности по металлургии не только престижно, но и требует от обучающихся студентов начальной общеобразовательной подготовки для того, чтобы в дальнейшем в вузовском и послевузовском образовании успешно осваивать законы и закономерности сложных явлений природы, связанных с извлечением металлов из их природных соединений и регулированием качества получаемой металлопродукции. Поскольку выпускаемые металлы заданного качества находят потребление в различных направлениях техники и изготовления деталей машин, специалисту необходимо знать технические условия потребителей и возможные пути технологических процессов для их достижения. Таким образом, сама металлургия, начиная от подготовки металлосодержащих

сырьевых ресурсов до выплавки металлов заданного состава и качества состоит из множества подразделений. Каждое подразделение представляет собой сложный производственно-технологический комплекс: 1) технология производства агломерата и окатышей; 2) комплекс доменного процесса производства чугуна; 3) комплекс кислородно-конвертерной плавки стали; 4) комплекс внепечной обработки и рафинирования стали; 5) комплекс мартеновского производства стали; 6) комплекс электросталеплавильного производства; 7) комплекс ферросплавного производства.

Специалист-металлург с высшим образованием должен владеть технологией всех перечисленных производственных подразделений, что вызывает высокую ответственность и трудолюбие обучающихся в период обучения и далее достойную гордость в результате приобретенной профессии – металлурга.

ЧАСТЬ 1

1. ПРИНЦИПИАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ МЕТАЛЛУРГИИ

1.1. Классификация металлов

Все металлы разделяют на черные и цветные. Железо и сплавы на его основе называют черными *металлами*, все прочие металлы *цветными*. Цветные металлы по физико-химическим свойствам классифицируются условно на пять групп:

1 – тяжелые (медь, никель, свинец, цинк, олово); 2 – легкие (алюминий, щелочные, щелочноземельные); 3 – благородные (золото, серебро, платина и ее спутники); 4 – малые (висмут, мышьяк, сурьма, кадмий, ртуть, кобальт); 5 – редкие (в зависимости от различных признаков относят от 50 до 60 элементов). Редкие металлы в свою очередь распределяют на подгруппы: 5.1 – легкие редкие (литий, бериллий, рубидий, цезий) обладают малой плотностью – до 2 т/м³; 5.2 – тугоплавкие редкие (титан, цирконий, ванадий, вольфрам и др.), температура плавления которых более 1600 °С; 5.3 – рассеянные редкие (галлий, индий, таллий, германий, гафний, рений, селен, теллур); 5.4 – редкоземельные (лантаноиды, скандий, иттрий); 5.5 – радиоактивные редкие (актиноиды, радий, а также искусственные заурановые).

1.2. Ключевая формула металлургии

Основным (ключевым) этапом металлургии является химическое выделение металла из окисла и заключается в успешном проведении следующей реакции:



Схемы получения практически всех металлов (Fe, Cu, Al, Ni, Zn, Co и т. д., ферросплавы) завязаны именно на этой реакции. Это объясняется тем, что металлы в рудах (недрах) присутствуют в виде химических соединений с другими элементами – неметаллами, но, преимущественно – с кислородом (по содержанию в земной коре кислород занимает

первое место). Но даже если металл в перерабатываемом минерале связан, например, с S, P, As, C и т. п. процесс переработки не минует данную стадию. (Исключение составляют, пожалуй, только некоторые металлы, встречающиеся в природе в самородном состоянии – Au, Pt, реже Ag, Cu). Поэтому с достаточным основанием приведенную реакцию можно назвать ключевой формулой металлургии. Предшествующие этапы металлургического цикла являются подготовительными для эффективного осуществления восстановления, а последующие заключаются в очистке (рафинировании) металла, корректировке его свойств и получении из него изделий.

В качестве восстановителя могут использоваться, в зависимости от процесса получения того или иного металла, различные вещества, элементы способные взаимодействовать с кислородом. На практике, в основном, применяются C, CO, H₂, Al, Si. Полнота протекания реакции взаимодействия зависит от величины энергии взаимодействия с кислородом, т. е. от сродства элемента к кислороду. Мерой такого взаимодействия служит величина стандартного изменения энергии Гиббса – $\Delta G^0_{\text{т}}$.

1.3. Принципиальная схема получения металлов

Принципиальная схема получения металлов в целом по металлургии заключается в последовательном осуществлении следующих операций: **добыча руд**→ **усреднение**→ **оптимизация крупности**→ **обогащение**→ **обезвоживание рудного сырья**→ **производство рудного концентрата**→ **окускование концентрата**→ **восстановление металла, производство металлизированных продуктов и промежуточного расплава – чугуна**→ **производства стали**→ **рафинирование металла**→ **корректировка свойств металла**→ **получение металлоизделия**.

Следует учитывать, что хотя схема является принципиальной для производства практически всех видов металлов, последовательность стадий –этапов в ряде случаев может меняться. Например, усреднение должно применяться (особенно в свете развития систем менеджмента качества) на

всех стадиях передела, вплоть до получения готового изделия. И может, или должно начинаться до стадии добычи руды, т. е. после геофизической разведки. Обогащение может опережать добычу, в частности подземное выщелачивание, получение бишофита. Очистка (рафинирование) металла может опережать восстановительную плавку (Ti). Отдельные стадии в некоторых схемах могут отсутствовать.

Принципиальная схема производства в черной металлургии: *добыча руд→ усреднение→ оптимизация крупности→ обогащение→ обезвоживание→ окучкование→ получение чугуна→ производство стали→ корректировка свойств стали внепечной обработкой→ получение заготовки→ получение изделия литьем, обработкой давлением→ повышение качества изделия термообработкой, калибровкой.*

Представленная схема также может быть скорректирована в зависимости от состояния и состава добываемых руд. Добываемая руда может быть мелкой. Песчаной. Тогда отпадает оптимизация крупности путем дробления и сортировки. Если руда сухая, магнетитовая, то может отпадать процесс обезвоживания. В зависимости от категории получаемого изделия, получение изделия литьем может быть реализовано и после выплавки литейного чугуна.

2. ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА

Для организации эффективного производства того или иного металла, а также изделия из него необходимо наличие или привлечение определенных ресурсов, а именно: сырьевых (месторождение руд), энергетических, восстановительных (уголь, нефть, природный газ и т. д.), водных, человеческих (трудовых). С другой стороны умение грамотно распорядиться имеющимися в регионе ресурсами обеспечивает рентабельность процесса и составляет искусство металлургии. Именно избыток или дефицит тех или иных ресурсов определяет структуру конкретного предприятия и особенности организации производства на нем.

Современное металлургическое предприятие состоит из технологически связанных подразделении – производств, цехов, участков и т. п. Основу каждого подразделения составляет производственный процесс. По назначению производства (и по отношению к схеме сквозного передела) различают *основные, вспомогательные, подсобные, побочные и обслуживающие* цехи. Состав и мощность всех производств определяются техническим проектом предприятия в зависимости от конъюнктуры рынка и, опять же, наличия ресурсов и, в дальнейшем, подвергаются постоянному анализу с целью непрерывного улучшения процесса в целом. К основным цехам относятся подразделения, задействованные в прямых циклах производства и обработки металлов, от добычи до получения конечной продукции. К вспомогательным относятся другие цеха. К подсобным – огнеупорный, копровый и т. п. цехи. Группа обслуживающих цехов включает подразделения складского хозяйства, социальной сферы и т. д. Побочные цехи задействованы на производстве побочной продукции, как правило, из вторресурсов.

Современные методы организации и управления производством используют принципы *системного* и *процессного* подхода. Процессный подход предопределяет, что основными составляющими каждого процесса являются *входы* (ресурсы), *преобразование* (собственно процесс) и *выходы*

(продукция – результат процесса). Результативность процесса – оценивается степенью извлечения металла из исходного сырья и его качеством. Эффективность процесса оценивается снижением расхода энергии, уменьшением расхода побочных реагентов на получение единицы металлопродукции, а также снижением ее себестоимости и повышением рыночной стоимости. Системный подход к металлургическому комплексу предполагает рассмотрение подразделений комплекса, который в свою очередь может состоять из ряда подсистем. При этом важно понимать, изменение (сбой или улучшение работы) в подразделении оказывает соответствующее влияние на показатели работы всего комплекса и наоборот, комплекса на подразделение.

Эффективность производства оценивается, в конечном итоге, суммой затрат на выпускаемую продукцию и сопоставляется с доходами полученными от её реализации. Основными критериями экономической эффективности являются себестоимость продукции, прибыль и рентабельность производства.

Себестоимость металла определяется суммой расходов (произведение удельных расходов ресурсов на их стоимость) на производство единицы продукции (1 т или 1 кг) и складывается из следующих статей:

$$C_m = p_r C_r + p_v C_v + p_d C_d + C_{\text{эн}} + P, \quad (2.1)$$

где p и C , соответственно, удельный расход и цена рудного сырья, восстановителя и добавочных материалов; $C_{\text{эн}}$ – удельные энергетические затраты; P – расходы по переделу.

Прибыль – разница между доходами от реализации и себестоимостью (затратами): $Pr = D - C_m$.

Рентабельность – отношение прибыли к себестоимости, %:
 $R = 100 \cdot Pr / C_m$.

Здесь следует заметить, что удельные расходы сырья, восстановителя и добавочных материалов зависят от их качества, прежде всего от концентрации извлекаемых металлов в исходном сырье и степенью восстановления их при заданном температурном режиме. Расход восстановительного реагента

зависит от его восстановительного потенциала, т. е. от степени его использования.

Эффективность организации металлургического производства оценивается не только экономикой. Но и экологической безопасностью. Производственные процессы наряду с получением металлопродукции связаны с выбросами газа, пыли и шлаковых отходов. Поэтому при выборе исходных условий организации металлургического производства необходимо обратить пристальное внимание на химический состав исходных компонентов и не допустить выделение, прежде всего, канцерогенных веществ в атмосферу и чрезмерное увеличение выбросов газов и твердых отходов.

3. ДОБЫЧА И ХАРАКТЕРИСТИКА РУД

Рудой называется горная порода, содержащая металл в такой форме и в таком количестве, что его экономически выгодно извлекать на данном уровне технического развития. Естественные скопления руд образуют месторождение.

Месторождение – участок земной коры, содержащий горные породы с повышенной концентрацией данного металла. В зависимости от целесообразности разработки при существующих условиях различают *промышленные* и *непромышленные* месторождения. По мере совершенствования технологии добычи и обогащения, а также конъюнктурного изменения, непромышленные месторождения могут перейти в категорию промышленных.

Находящимся в месторождении рудам практически всегда сопутствуют нерудные минералы, которые составляют *вмещающую породу*. По-иному данную породу называют пустой. *Пустая порода* – сопутствующие (перемешанные) с рудными, минералы, не содержащие искомого металла и экономически непригодные для промышленного потребления. В настоящее время понятие пустая порода достаточно условно. Отходы от добычи и обогащения руд служат сырьем для других отраслей промышленности. Зачастую также добываемые руды содержат не один, а два и более рентабельных для извлечения металла. Такие руды называются *комплексными* (например, титаномагнетиты, медно-никелевые и т. д.).

Качество руды определяется содержанием основного металла, наличием вредных и полезных примесей, а также составом пустой породы. *Вредными примесями* называются, присутствующие в руде, элементы, ухудшающие свойства получаемых из металла изделий или негативно влияющие на эффективность сквозной переработки. *Полезными примесями* называются ценные элементы, содержащиеся в руде в небольших количествах, которые улучшают свойства металлических изделий, либо могут быть попутно извлечены с повышением общей рентабельности переработки. В частности, *природнолегированные* руды – это руды, содержащие полезные примеси, которые улучшают качество получаемого металла и не

требуют (или значительно снижают) расход лигатуры. Состав пустой породы влияет на температурный уровень дальнейшей пирометаллургической переработки, а также определяет необходимость использования тех или иных флюсующих добавок. Руды с *кислой* пустой породой содержат преимущественно силикаты и алюмосиликаты. Руды с *основной* пустой породой содержат окислы кальция и магния. *Самоплавкие руды* – руды с оптимальным соотношением в пустой породе кислых и основных окислов и не требующие расхода флюсов. Характерным примером влияния состава пустой породы на температурный уровень процесса является затруднительность и ограниченность использования никелевых магнезиальных руд в плавке на штейн.

Добыча руд осуществляется *открытым, подземным* или *специальными* способами. Специальные способы добычи, хотя и перспективны, в промышленных масштабах применяются мало. К ним относятся: подводная добыча, подземное выщелачивание, гидравлическая добыча руд в виде суспензий, подземная газификация (возгонка) и др. Основными же являются первые два способа добычи. При выборе способа разработки между открытым и подземным необходимо провести экономический анализ, кроме тех случаев, когда применение того или иного способа совершенно очевидно (т. е. при глубоком залегании руд применяют подземный, при поверхностном – открытый). Решение данного вопроса определяется расчетом себестоимости добычи 1 т руды разными способами. При этом основным показателем экономической оценки является *коэффициент вскрыши* – объем вынимаемой пустой породы на 1 т или 1 м³ добываемой руды ($K = V_{п.п.}/V_p$). *Граничный*, или экономически целесообразный, *коэффициент вскрыши* определяет наиболее возможный удельный объем вскрыши при открытом способе работ. Граничный коэффициент вскрыши может быть определен как отношение разности себестоимости добычи 1 т руды подземным и открытым способом к полным затратам (C_v) по выемке 1 м³ пустых пород: $K_r = (C_p - C_o)/C_v$.

Открытая разработка по сравнению с подземной имеет ряд преимуществ: высокая производительность и безопасность труда, простота организации работ, более полное извлечение

руд из недр, меньшая себестоимость. В СНГ этим способом добывают около $\frac{3}{4}$ руд черных и цветных металлов. Открытая разработка подразделяется на два вида работ: *вскрышные*, обеспечивающие удаление покрывающих, вмещающих руды пустых пород, и *добычные*, обеспечивающие добычу и транспортировку руд за пределы карьера. Вскрышные работы всегда опережают добычные и включают операции по выемке, погрузке, транспортированию и размещению в отвалах пустых пород. Комплекс открытых горных выработок, а также горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения открытым способом, называют *карьером* (в угольной промышленности –разрезом). В карьере (рис. 1) выемку руд производят отдельными

горизонтальными или наклонными слоями, при этом отработка верхних всегда опережает отработку нижних. Боковые поверхности выработанного пространства, называются *бортами* карьера, а каждый

отдельный, самостоятельно разрабатываемый слой – *уступом*.

Добычные работы на уступах (рис. 2) включают операции по отделению рудных пород от массива (как правило, буровзрывными работами), погрузке и транспортировке их на обогатительные фабрики через промежуточные усреднительные склады или напрямую.

Подземная разработка ведется путем обустройства шахт (рис. 3)

и включает три стадии проведения работ: вскрытие, подготовку и очистную выемку. *Вскрытие* состоит в проведении горных выработок, открывающих доступ с поверхности к рудному телу. Заключается в обустройстве вертикальных или наклонных



Рис. 1. Схема карьера

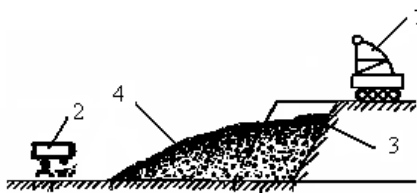


Рис. 2. Схема уступа:
1 – буровой станок; 2 – вагон;
3 – откос; 4 – развал породы

стволов, квершлагов, штолен (квершлаг – горизонтальная подземная горная выработка, не имеющая выхода на поверхность (в отличие от штольни), и прокладываемая по пустым породам для откатки грузов, передвижения людей, стока и др.). Вскрытие штольной возможно только при гористом участке местности.

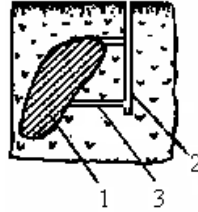


Рис. 3. Схема шахты:
1 – рудное тело;
2 – ствол; 3 – квершлаг

Подготовка – это проведение горных

выработок (штреков, ортов и др.), которыми вскрытая часть месторождения разделяется на обособленные выемочные участки (этажи, блоки и т. д.). Подготовка может включать *нарезные* работы для дальнейшего развития очистных работ путем обустройства вспомогательных штреков, спусков и др. *Очистная выемка* – это технологический процесс извлечения руды из добычного участка и поддержания образующегося при этом очистного пространства. Очистная выемка, в общем случае, включает операции по отделению руды от массива (взрывом, отбойными механизмами и т. д.), перемещение руды (вагонетками, конвейерами) к откаточному горизонту, выдача руды на поверхность (иногда после предварительного дробления).

3.1. Процесс усреднения руд

Усреднением называется процесс, включающий комплекс технологических операций и организационных мероприятий, направленных на повышение однородности состава подлежащего переработке материала. Усреднением обеспечивается стабильность и эффективность любой переработки, поэтому данную операцию желательно проводить перед каждым этапом металлургического передела. Усреднение начинается в забоях рудника (и даже с планирования добычи), продолжается на складах карьеров и шахт, на дробильно-сортировочных, обогатительных, агломерационных (или подобных им) фабриках и заканчивается на металлургических заводах в плавильных и рафинировочных цехах, выпускающих

конечную продукцию. Так как процесс усреднения неизбежно связан с аккумуляцией того или иного материала, попутно обеспечивается и бесперебойная работа определенного цикла, снижаются издержки, связанные с внеплановыми простоями.

Усреднение кусковых и сыпучих материалов (руд, концентратов, топлива, восстановителей, флюсов) осуществляют на складах либо в бункерах путем перемешивания. На складах (рис. 4) это достигается послойным продольным формированием и поперечным разбором штабелей с помощью обычной мобильной (экскаваторы, погрузчики) или специальной стационарной (штабелеукладчики, рудозаборные машины) техники.

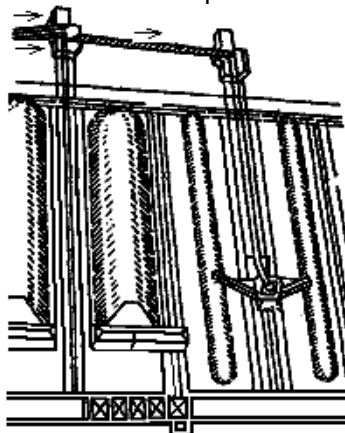


Рис. 4. Усреднительный склад

Усреднение в бункерах обеспечивается за счет одновременной и регулируемой выдачи материала из них (рис. 5).

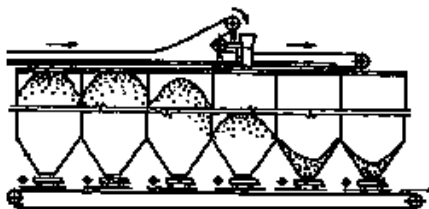


Рис. 5. Усреднение в бункерах

Для оценки качества усреднения применяют различные показатели и критерии, основанные на методах математической статистики. Основным критерием оценки считается среднее квадратичное отклонение параметра (например, содержание основного металла) от среднего значения:

$$\sigma = \sqrt{\sum (x_i - x_{cp})^2 / n}$$
, где x_i – значение параметра в частной пробе, x_{cp} – среднее значение параметра в массиве, n – количество проб. Коэффициент усреднения (К) определяют по

отношению среднеквадратичных отклонений до и после усреднения: $K = \sigma_{\text{п}}/\sigma_{\text{д}}$. На практике качество усреднения зачастую оценивают по количеству проб, укладываемых в пределы колебаний ($\pm 1\%$, $\pm 2\%$ и т. д.) по отношению к общему числу проб и выраженное в процентах.

3.2. Оптимизация крупности

Оптимизация крупности заключается в проведении операций *дробления, измельчения, грохочения и классификации*. Необходимость проведения данных операций обусловлено тем, что добытая руда имеет широкий диапазон крупности – от 0 до 1500 мм. Как чрезмерно крупные куски, так и пылеватый материал проблематично использовать непосредственно в дальнейших переделах, даже если руда не требует обогащения. Для обеспечения же эффективного обогащения необходимо механически разделить рудные минералы и минералы пустой породы, что и достигается измельчением сырья до определенного значения. Таким образом, процессы дробления и измельчения применяются для доведения материала до необходимой крупности, требуемого гранулометрического состава или заданной степени раскрытия минералов.

Способы и принципы разрушения материалов являются общими для операций дробления и измельчения. Рекомендуется разделять операции дробления и измельчения по граничному размеру зерна 5 мм (т. е. при получении продукта крупнее 5 мм – дробление, менее 5 мм – измельчение), а также по используемому оборудованию, соответственно, *дробилки* и *мельницы*. Дробление в свою очередь условно классифицируют на крупное (до 250 мм), среднее (до 50 мм) и мелкое (до 5 мм). Для разрушения материалов применяются следующие виды необратимой деформации: раздавливание, раскалывание, излом, срез, истирание. В зависимости от вида используемой энергии, применяются следующие способы разрушения: механический, пневматический (взрывной), электрогидравлический, электроискровой импульсный, термический, аэродинамический, ультразвуковой.

На горно-обогатительных предприятиях применяются почти исключительно механические дробилки и мельницы,

наибольшее распространение из которых получили щековые, конусные, валковые, молотковые, роторные дробилки; мельницы стержневые, шаровые и самоизмельчения.

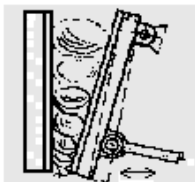


Рис. 6. Дробилка
щековая

Принцип работы щековых дробилок (рис. 6) заключается в циклическом сближении и расхождении дробящих плоскостей (щеки), одна из которых является неподвижной, а другая подвижной. С боковых сторон камера дробления ограничена стенками.

В конусных дробилках (рис. 7) камерой дробления является кольцевое пространство между подвижным дробящим конусом (2) и неподвижной конической чашей (1). Процесс

разрушения происходит непрерывно в результате кругового эксцентричного движения внутреннего конуса внутри чаши, сходного с движением конического маятника. В валковых дробилках (рис. 8) разрушение материала происходит между двумя валками, вращающимися навстречу друг другу.

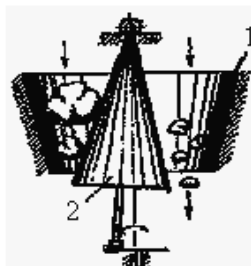


Рис. 7. Дробилка
конусная

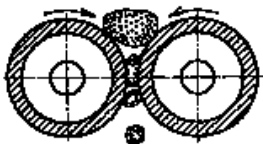


Рис. 8. Дробилка валковая

Принцип работы молотковых (рис. 9) и роторных дробилок схож и основан на ударном разрушении. Дробимый материал подвергается воздействию бил или молотков, закрепленных на быстро вращающемся роторе.

Разрушение происходит за счет непосредственного соприкосновения бил и материала, а также за счет ударов материала об отражательные плиты. В роторных дробилках била жестко закреплены на роторе, в молотковых дробилках била-молотки подвешиваются или шарнирно крепятся на роторе.

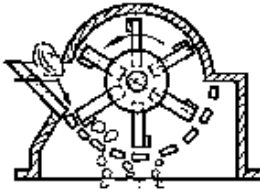


Рис. 9. Дробилка молотковая

Мельница представляет собой вращающийся цилиндр (барабан) с полыми цапфами, через которые с одной стороны непрерывно поступает, а с другой непрерывно удаляется рудный материал. Выгрузка продуктов измельчения может осуществляться за счет разности уровней загрузки и разгрузки, а также за счет выноса продуктов потоком воды или воздуха.

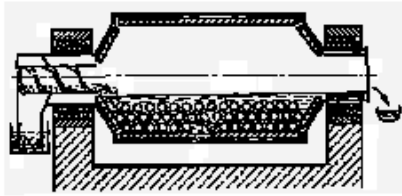


Рис. 10. Мельница шаровая

Основными показателями, характеризующими процессы дробления и измельчения, являются степень дробления (измельчения) и эффективность работы агрегатов (дробилок и мельниц). Степень дробления (i) – отношение диаметра (максимального или средневзвешенного) куска исходного материала к диаметру куска продукта дробления: $i = D/d$. Эффективность работы агрегатов – отношение массы дробленного (измельченного) продукта к израсходованной энергии: $\mathcal{E} = Q/E$, (т/кВт·ч). Величина, обратная эффективности, определяет удельный расход энергии на дробление: $E_{\text{уд}} = E/Q$.

Оптимизация крупности включает также процессы грохочения и классификации.

Грохочение – процесс разделения материала на продукты различной крупности (классы) с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями. При грохочении (рис. 11) получают верхний (надрешетный) и нижний (подрешетный) продукты. В случае грохочения на n ситах (многостадийное грохочение) получают $n + 1$ продуктов. По

технологическому назначению грохочение можно разделить на 4 вида: *вспомогательное, подготовительное, самостоятельное, обезвоживающее.*

Вспомогательное грохочение применяется в сочетании с операцией дробления: перед дроблением – для выделения из исходного материала продукта

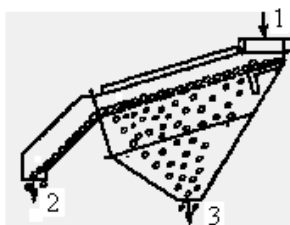


Рис. 11. Схема грохочения:
1 – питание; 2 – надрешетный,
3 – подрешетный продукты

готовой крупности (и тем самым снижения затрат на разрушение), после дробления – для контроля крупности дробленого продукта. Грохочение может применяться также как *подготовительная* операция для раздельной переработки (при обогащении) материала по классам крупности и являться *самостоятельной* операцией для получения классов, представляющих собой товарную продукцию.

Процесс грохочения характеризуется показателем – *эффективность грохочения*, который демонстрирует полноту разделения или степень совершенства процесса и представляет собой отношение массы мелкого класса в подрешетном продукте (q_-) к массе этого класса в исходном материале: $\varepsilon = 100q_-/q_{исх}, \%$.

Для осуществления процесса грохочения применяются устройства называемые грохотами. Упрощенно грохоты можно разделить на неподвижные колосниковые и с движущимися ситами. Неподвижные колосниковые грохоты (рис. 12) представляют собой стационарные

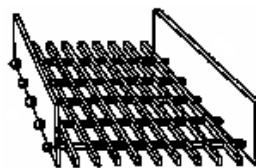


Рис. 12. Стационарный грохот

решетки, составленные из отдельных колосников (прутков, ячеек) и установленные под определенным углом наклона. Из подвижных грохотов в настоящее время наибольшее распространение имеют *вибрационные* грохоты, которые подразделяют на *инерционные, самобалансные, резонансные* и др.

Классификация – процесс разделения материала по крупности за счет различий в скорости падения зерен различных размеров в жидкой (водной) или газообразной (воздушной) среде. Классификацию применяют, в основном, для разделения тонкозернистого материала на более узкие классы, т. к. в этом случае использование грохотов является проблематичным. Силовое поле, под действием которого происходит разделение, может быть гравитационным (силой тяжести) и полем центробежных сил инерции. Поэтому классификацию разделяют на гравитационную и центробежную. Для классификации используются машины и аппараты, получившие названия гидравлических классификаторов (в жидкой среде) и воздушных сепараторов. Воздушные сепараторы имеют ограниченное применение. Принцип работы гидравлических классификаторов заключается в непрерывной подаче в него пульпы, крупные частицы рудного материала оседают, а более мелкие находятся во взвешенном состоянии. Взвесь вместе с избытком воды образует *слив* и удаляется из классификатора самотеком. Осевшие крупные частицы носят название *песков* и разгружаются механически, с помощью специальных устройств, или также самотеком. В практике обогащения повсеместно применяются спиральные классификаторы.

Спиральный классификатор (рис. 13) состоит из наклонного корыта со сливным порогом, в котором помещены один или два вращающихся вала с насаженными на них спиралями для разгрузки песков.

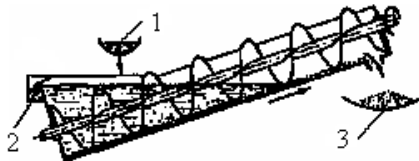


Рис. 13. Спиральный классификатор:
1 – пульпа, 2 – слив, 3 – пески

Классификация, в основном, применяется как вспомогательная операция, сопутствующая измельчению и реже как самостоятельная операция.

Как дробление, так и измельчение может производиться в *открытом* или *замкнутом* цикле, т. е. в сочетании, соответственно, с грохочением и классификацией. Дробление (измельчение) в открытом цикле обеспечивает безвозвратное

прохождение материала, например: *руда*→ *грохочение*→ *надрешетный продукт*→ *дробление*→ *готовый продукт* + *подрешетный продукт грохочения*. Дробление (измельчение) в замкнутом цикле подразумевает контрольное грохочение (классификацию) и постоянный возврат надрешетного продукта (песков) в виде циркуляционной нагрузки вновь на измельчение.

3.3. Обогащение руд

Обогащением руд называется совокупность процессов первичной (механической) обработки минерального сырья для отделения всех полезных минералов (концентрата) от пустой породы. К обогащению относят также процессы взаимного разделения полезных минералов. Целью обогащения руд является повышение в них концентрации полезного элемента.

Продуктами обогащения являются:

- концентрат – материал, в котором сосредоточена основная часть ценного минерала;
- хвосты – материал, состоящий из пустой породы и неизбежных потерь полезного минерала;
- промпродукт – материал, занимающий промежуточное положение по содержанию полезного элемента между концентратом и исходной рудой (подвергается дальнейшему обогащению).

Показатели обогащения:

- содержание полезного элемента в продуктах обогащения. Судить об эффективности обогащения можно по содержанию элемента в продуктах – чем выше содержание его в концентрате и ниже в хвостах, тем эффективнее процесс. Содержание полезного элемента в руде – α , в концентрате – β , в хвостах – ν ;
- выход концентрата (γ) – доля концентрата, получающаяся из единицы массы исходной руды: $\gamma = (\alpha - \nu)/(\beta - \nu)$;
- степень сокращения – величина, обратная выходу концентрата, которая показывает необходимое количество руды, вовлекаемое в переработку, для получения единицы массы концентрата – $1/\gamma$;
- степень обогащения – отношение содержания полезного элемента в концентрате и руде: $\kappa = \beta/\alpha$;

– степень извлечения – отношение массы полезного элемента в концентрате к массе этого элемента в руде, и показывает, какая часть элемента перешла в концентрат: $\varepsilon = \gamma(\beta/\alpha) = \gamma \cdot k$.

Последовательность всех операций обработки, которым руда подвергается на обогатительных фабриках, характеризуется *технологической схемой обогащения*. Всякая схема обогащения включает два основных этапа: раскрытие (разъединение) и разделение минералов. Раскрытие минералов достигается необходимой степенью измельчения (оптимизацией крупности). Для разделения минералов используют различия в физических свойствах: плотность, твердость, цвет, блеск, магнитная восприимчивость, электропроводность, смачиваемость и др.

Способов и методов обогащения существует неимоверное количество, но все их можно разбить на 6 основных групп: *гравитационные, магнитные, электрические, флотационные, специальные и комбинированные*. Наиболее распространенными в металлургии являются: гравитационные, магнитные, электростатические, флотация, а также комбинированные (т. е. основанные на сочетании основных способах обогащения).

Гравитационные способы обогащения

Гравитационные процессы обогащения основаны на различии плотностей полезного минерала и пустой породы. По принципу делятся на статические и динамические методы. Методы: промывка, отсадка, обогащение в тяжелых суспензиях, на концентрационных столах, винтовых сепараторах, шлюзах, желобах.

Промывку применяют для обогащения руд с повышенным содержанием в пустой породе глины и песка. На качество промывки влияют предварительное размачивание, расход воды, её температура и солевой состав. Машины и механизмы, используемые для промывки, характеризуются наличием приспособлений и устройств для интенсивного воздействия воды на обрабатываемый материал: бутары; бичевые промывочные машины; гидровашгерд (наклонный (до 20–40°) желоб с решетом (с отверстиями 10–20 мм), подача материала на который и дезинтеграция последнего производится гидромонитором); корытные мойки (с вращающимися

лопастными валами и со сплошным шнеком); виброгрохоты с подачей на них воды из форсунок; вибромойки (представляют собой трубы с эксцентриковыми и инерционными вибровозбудителями).

Отсадка – процесс разделения по плотности смеси минеральных частиц на решетке под воздействием пульсирующего потока подрешетной воды в вертикальном направлении, а также колебании решета. Материал, попеременно

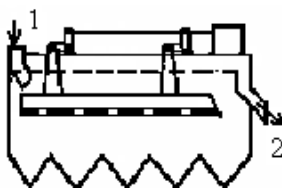


Рис. 14. Отсадочная машина:
1 – питание; 2 – слив

разрыхляясь и уплотняясь, расслаивается: в нижнем слое концентрируются тяжелые частицы, над ними слой из крупных легких частиц с мелкими тяжелыми и сросками, в верхнем – легкие мелкие частицы. Полученные слои раздельно разгружаются. Отсадочные машины (рис. 14)

различаются способом создания пульсаций: движением решета, поршня, диафрагмы, пульсирующей подачей сжатого воздуха.

Обогащение в тяжелых суспензиях – заключается в разделении минералов по плотности (в гравитационном или центробежных полях) в суспензии, плотность которой – промежуточная между плотностями разделяемых частиц. Например, если плотность пустой породы ниже плотности рудного минерала, то в процессе производства подбирают оптимальную плотность суспензии ($\rho_{\text{п}} < \Delta < \rho_{\text{р}}$) и, в этом случае, пустая порода всплывает на поверхность жидкости, а зерна полезного минерала опускаются на дно. Суспензия состоит из взвешенных в воде тонких частиц тяжелых минералов или магнитных сплавов (утяжелителей – ферросилиций, пирит, пирротин, глет, магнетитовый и гематитовый концентраты). Применяемые машины: барабанный сепаратор с элеваторной разгрузкой тяжелого продукта (СБЭ), конусный сепаратор с внутренним аэролифтом, колесный сепаратор, гидроциклонный сепаратор.

Концентрация на столах – разделение минеральных частиц по плотности в тонком слое воды. Пульпа и смывная вода

поступают на наклонную плоскую деку, совершающую при помощи привода возвратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости перпендикулярно к направлению движения воды.

Винтовые и спиральные сепараторы – спиральный сепаратор аналогичен спиральному классификатору, различие состоит в том, что при классификации разделяют зерна различных размеров, но одинаковой плотности, при сепарации наоборот. Винтовой сепаратор представляет собой неподвижный винтообразный желоб с вертикальной осью; пульпа подается в верхнюю часть и тонким слоем стекает вниз, тяжелые частицы сосредотачиваются ближе к вертикальной оси и разгружаются через специальные приемники концентрата, легкие минералы располагаются по периферии желоба у наружного борта и разгружаются внизу, в приемники хвостов.

Обогащение на желобах – обогащение в суживающихся потоках производится в аппаратах, имеющих желоб, суживающийся к нижнему концу, наклоненный под углом 15–20°, или конус. Пульпа с содержанием твердого 50–60 % загружается в широкую верхнюю часть аппарата, благодаря сужению желоба высота потока увеличивается в 5–6 раз (с 2 до 12 мм). В нижних слоях потока на выходе сосредотачиваются частицы большей плотности, в верхних – меньшей. Расслоенные продукты направляются в отдельные приемники.

Шлюз – представляет собой наклонный лоток с уложенными на дне трафаретами для улавливания тяжелых частиц. Разделяются на стационарные и подвижные. При течении пульпы по шлюзу частицы меньшей плотности проносятся во взвешенном состоянии и разгружаются вместе с потоком; частицы большей плотности задерживаются трафаретами. После заполнения ячеек трафаретов прекращают подачу пульпы и производят сполоск для удаления концентрата в отдельный приемник. Ленточный шлюз – конвейер, движущийся навстречу потоку воды, с непрерывной разгрузкой концентрата.

Магнитное обогащение

Магнитное обогащение основано на различии магнитной восприимчивости рудных минералов и пустой породы. Попадая

в магнитное поле, вещества, обладающие магнитными свойствами, притягиваются по силовым линиям к полюсам магнита и, таким образом, отделяются от веществ со слабо выраженными магнитными свойствами. Различают следующие методы магнитного обогащения: сепарация в слабом магнитном поле, сепарация в сильном магнитном поле, высокоградиентная сепарация, магнитная флокуляция. Электромагнитные сепараторы (рис.15) различных типов работают по одинаковому принципу. Руду вводят в магнитное поле, частички, обладающие магнитными свойствами, направляются в одну

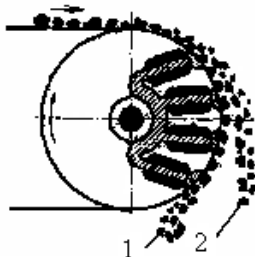


Рис. 15. Магнитный сепаратор:
1 – магнитный концентрат;
2 – пустая порода

сторону, а немагнитные в другую либо силой тяжести, либо потоком воды. После проведения магнитной сепарации магнитный концентрат необходимо (зачастую) подвергнуть размагничиванию в специальных аппаратах с целью дефлокуляции для успешного проведения последующих операций – классификации, фильтрования.

Размагничивание происходит при многократном перемагничивании пульпы в переменном магнитном поле.

Электрическое обогащение

Для осуществления электрического обогащения (сепарации) необходимы поля высокой напряженности и заряженные (наэлектризованные) частицы смеси сыпучего материала. Разделение частиц обусловлено их различными электрофизическими свойствами, в зависимости от которых, под действием электрического поля, изменяется траектория движения частиц. Различают сепарацию в электростатическом поле, в поле коронарного разряда, в комбинированном коронарно-электростатическом поле, и кроме этого разработан трибоадгезионный метод сепарации. Все минералы по электропроводности делятся на проводники, полупроводники и диэлектрики. Частицы сепарируемого материала при соприкосновении с электродом получают одноименный заряд.

Чем больше разница в электропроводности, тем больше разница в приобретенных зарядах. Более электропроводные частицы, получившие значительный заряд, отталкиваются от заряженного электрода, а диэлектрики не изменяют траектории движения. Более совершенным способом зарядки является ионизация молекул воздуха в поле коронного разряда. Частицы минералов, введенные в поток ионов, приобретают разноименные заряды с ближайшим электродом. В то же время ионы воздуха адсорбируются на концах частиц с противоположным зарядом, что приводит к одноименному их заряду с зарядом коронирующего электрода. Благодаря разнице в зарядах электропроводных частиц и диэлектриков они получают различные траектории движения. Трибоадгезионная сепарация основана на силе адгезии (прилипанию), обусловленной молекулярным притяжением. При движении частиц материала по какой-либо поверхности на частицах образуются трибоэлектрические заряды, служащие источником возникновения электрической силы, которая усиливает или ослабляет действие силы адгезии.

Флотация

Флотация (рис.16) – процесс обогащения, основанный на практическом использовании гидрофобности и гидрофильности минеральных частиц, т. е. на различной смачиваемости минералов. Гидрофобность выражается в способности минералов (например, сульфидов) не смачиваться водой, а прилипать к пузырькам воздуха на поверхности раздела с водой. Гидрофильность, свойственная другим минералам, приводит к их смачиванию водой. Флотация широко применяемый способ обогащения, что объясняется его универсаль-

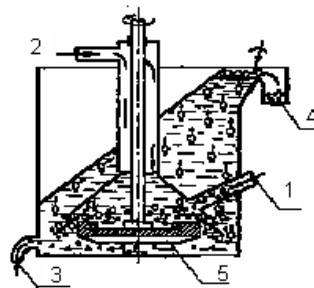


Рис. 16. Флотационная машина:
1 – пульпа (питание); 2 – воздух;
3 – гидрофильный материал;
4 – гидрофобный материал;
5 – импеллер

ностью. Флотацией возможно разделение практически любых минералов. По способам флотации различают пенную, пленочную и масляную. Наибольшее распространение получила пенная флотация, при которой гидрофобные частицы, прилипшие к пузырькам воздуха, пропускаемого через пульпу, выносятся ими на поверхность, образуя слой минерализованной пены, который непрерывно удаляют. Гидрофильные частицы, оставшиеся внутри пульпы, разгружаются отдельно.

Специальные способы обогащения

Данные способы обогащения основаны на различии у минералов специфических свойств. Определенное развитие в этой группе способов обогащения получили: обогащение по трению и форме зерен, селективное раскрытие минералов, радиометрическая сепарация. Реже применяются ручная сортировка, бактериальное обогащение и др.

Обогащение по трению и форме основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых частиц по плоскости под действием силы тяжести. Основным параметром является коэффициент трения. Коэффициенты трения, зависящие от физических свойств частиц, обусловлены также формой частиц. Например, кристаллы слюды пластинчатой формы скользят по наклонной поверхности, а сопутствующие куски породы округлой формы скатываются по ней. Из-за различия коэффициента трения скольжения слюды и трения качения кусков породы они движутся по разным траекториям и попадают в отдельные приемники. Или смесь асбестового волокна и породы – при разнице в их коэффициентах трения по листовой стали (0,7–0,8 и 0,3–0,5) волокна асбеста скользят, а куски породы скатываются быстро по отдельной траектории. Применяемые машины: плоскостные сепараторы, винтовые сепараторы сухого обогащения, ленточный сепаратор.

Селективное раскрытие минералов – это избирательное дробление, измельчение, истирание, декрипитация, криогенное измельчение, т. е. процессы, основанные на различии в твердости и прочности минералов.

При *радиометрической сепарации* разделение минералов происходит в зависимости от их естественной или наведенной радиоактивности.

3.4. Обезвоживание

Большинство способов обогащения связано с проведением процесса в водной среде. В конечных же концентратах содержание влаги лимитируется технологией дальнейшей переработки. Поэтому продукты обогащения в той или иной степени нуждаются в обезвоживании, т. е. удалении излишней воды. Обезвоживание необходимо также и с точки зрения рационального использования природных ресурсов – возвращение воды в оборотный цикл. Продукты обогащения, в зависимости от содержания в них воды, можно условно подразделить на обводненные (жидкие), мокрые (влажность – 15–40 %), влажные (5–15 %), воздушно-сухие (до 5 % влаги) и сухие. Основную массу воды составляет гравитационная влага, свободно перемещающаяся между частицами твердого под действием силы тяжести. Кроме того, влага может удерживаться на поверхности частиц или в их объеме различными возникающими силами взаимодействия (пленочная, капиллярная, гигроскопическая, гидратная) и требует повышенных затрат энергии на удаление.

К параметрам, характеризующим продукты обезвоживания, относятся:

- влажность – отношение массы воды, содержащейся в материале, к массе сырого материала – $W = 100m_v/m_{\text{сыр}}$ или $W = 100(m_{\text{сыр}} - m_{\text{сух}})/m_{\text{сыр}}$;
- плотность пульпы – отношение массы пульпы к занимаемому объему – $\rho = m_p/v_p$;
- содержание твердого в пульпе – отношение массы сухого продукта к массе влажного.

Обезвоживание осуществляется одной или несколькими следующими операциями: *дренирование, сгущение, фильтрование, центрифугирование, сушка.*

Дренирование

Дренирование – процесс стекания воды через промежутки между зернами материала. Обезвоживание может происходить в неподвижном слое твердого (в статике) и когда материал движется. В статике – производят в штабелях, бункерах, конвейерах. В динамике – на грохотах, транспортерах, элеваторах.

Сгущение

Сгущение – процесс осаждения твердых частиц в жидкой среде под действием силы тяжести. При сгущении получают два продукта: сгущенный,

содержащий твердой фазы значительно больше, чем в исходном питании, и слив – осветленную воду. Для сгущения пульп наиболее часто применяют радиальные сгустители-отстойники (рис. 17), представляющие собой цилиндрические емкости (высотой ~ 2 м, диаметром до

30 м) с коническим дном. Пульпа поступает в сгуститель через центральную воронку, после чего поток движется радиально к кольцевому сливному желобу, а осаждаемый материал – к центральному разгрузочному отверстию конического днища с помощью скребков.

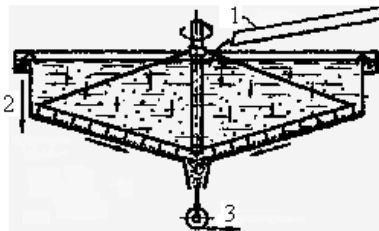


Рис. 17. Радиальный сгуститель:
1 – пульпа; 2 – осветленная вода;
3 – шлам на фильтрацию

Фильтрация

Фильтрация – процесс обезвоживания с помощью пористой перегородки, при котором твердые частицы задерживаются на поверхности перегородки, а жидкость проникает через перегородку.

Процесс осуществляется под действием разности давлений по обе стороны перегородки. Разность давлений создается разрежением (в вакуум-фильтрах) или избыточным давлением (в пресс-фильтрах). В результате фильтрации происходит разделение пульпы на влажный осадок (кек) и жидкость (фильтрат).

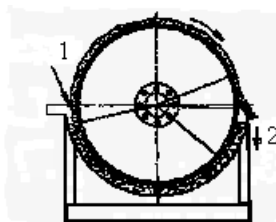


Рис. 18. Барабанный вакуум-фильтр:
1 – питание; 2 – осадок

В качестве фильтрующих перегородок применяют различные ткани из хлопковых, а также капроновых, лавсановых и других синтетических волокон. Для фильтрации в практике применяют

в основном вакуум-фильтры непрерывного действия: барабанные (наружные (рис. 18) и внутренние), дисковые и ленточные.

Центрифугирование

Центрифугирование – процесс разделения жидких или мокрых продуктов на жидкую и твердую фазы под действием центробежных сил. Центрифугирование применяется для ускорения процесса обезвоживания, проходящего недостаточно интенсивно под действием сил тяжести. Процесс обезвоживания по данному способу осуществляется в специальных машинах – центрифугах. Основной рабочий орган центрифуг – ротор, во внутренний объем которого поступает суспензия или влажный материал и при вращении которого и происходит разделение. Различают *центробежное фильтрование* и *осадительное центрифугирование*. При центробежном фильтровании фугат (жидкая фаза) удаляется через перфорированные стенки ротора. При осадительном центрифугировании (рис. 19) ротор выполняется сплошным, фугат удаляется через торцевые сливные окна, а осадок прижимается к внутренней стенке ротора и транспортируется шнеком к разгрузочным патрубкам. Общие закономерности процесса центрифугирования аналогичны закономерностям фильтрования и осаждения под действием гравитационных сил.

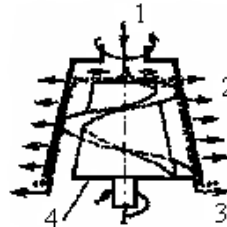


Рис. 19. Центрифуга:
1 – питание; 2 – фугат;
3 – осадок; 4 – ротор

Сушка

Тепловая сушка, основанная на испарении влаги, является операцией для доведения влажности сырья до кондиций, требуемых технологией их дальнейшей переработки. Например, влажность рудных концентратов перед обжигом в многоподовых печах или плавкой в отражательных печах должна составлять 6–8 %, перед электроплавкой 2–4 %, перед транспортировкой 3–4 %.

Для сушки продуктов обогащения применяют барабанные газовые сушилки, газовые трубы-сушилки, сушилки кипящего слоя, паровые сушилки и др. Газовые сушилки подразделяются на сушилки с прямым теплообменом, т. е. при непосредственном соприкосновении высушиваемого материала с горячими газами (по прямоточной или противоточной схеме движения газов и материалов), и на сушилки с косвенным теплообменом, в которых тепло передается от газов к материалу через стенку. Для сушки концентратов и минерального сырья применяют, как правило, прямоточные барабанные сушилки (рис. 20) с прямым теплообменом, а сушилки с косвенным теплообменом – для предотвращения загрязнения или изменения цвета сушимого материала. В качестве теплоносителя и сушильного агента используют дымовые

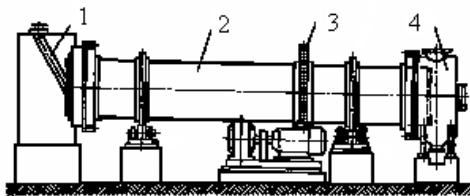


Рис. 20. Сушильный барабан (прямоточный):
1 – загрузка; 2 – корпус; 3 – привод; 4 – разгрузка

газы от продуктов сгорания топлива. Средняя температура газов на входе в сушилку составляет 700–850 °С, на выходе 120–150 °С.

3.5. Обжиг руд

Обжиг рудных материалов применяется, в некоторых случаях, как подготовительная операция перед последующими операциями металлургического передела и заключается в химической обработке газом рудных зерен при умеренных температурах (700–1000 °С). В общем случае целью обжига является либо удаление вредных примесей, либо повышение концентрации, либо придания (увеличения) различия в свойствах рудного минерала и пустой породы. Обжиг осуществляют, в большинстве случаев, в шахтных и вращающихся трубчатых печах, реже в печах кипящего слоя и печах обжига во взвешенном состоянии. Виды обжига: по существу процесса – *окислительный, восстановительный,*

хлорирующий, сульфатизирующий и т. п.; по назначению – магнетизирующий, декарбонизирующий, дегидратирующий.

Окислительный обжиг применяется при переработке сульфидных и арсенидных руд и концентратов. Целью обжига является удаление вредных серы и мышьяка, а также получение растворимых (для гидрометаллургии) окислов или сульфатов:



Сульфатизирующий обжиг применяется для перевода серы и извлекаемых минералов в форму растворимых в воде сернокислых соединений и является разновидностью окислительного:

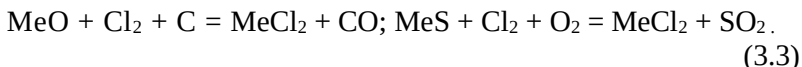


Восстановительный обжиг применяется в случае трудно поддающихся извлечению окисленных соединений, например, для никелевых руд перед аммиачным выщелачиванием, окисных марганцевых и железных руд и др:



В некоторых случаях при данном обжиге добиваются полного восстановления металла. Такими процессами являются, например, вельцевание и получение крицы. Кричный процесс заключается в получении ошлакованного металла (крицы) в результате обжига руды с добавками угля (в частности, переработка железоникелевых окисных руд). Вельцевание – процесс углетермического восстановления в твердых фазах оксидов некоторых металлов, которые при температуре процесса возгораются – переходят в газовую фазу (Hg, Cd, Zn).

Хлорирующий обжиг применяется для перевода нерастворимых сульфидов и трудно восстанавливаемых оксидов в растворимые хлориды:



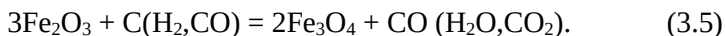
Хлорирующий обжиг используют в технологиях получения Mg, Ti, Zr, Hf, Sn. Особенностью хлоридов металлов является их широкий диапазон кипения (от 60 (Si) до 2000 °С (Ca)), что позволяет осуществлять селективное разделение методом ректификации. В технологиях производства некоторых металлов (урана, бериллия) используют схожий фторирующий обжиг.

Декарбонизирующий обжиг применяется для удаления из рудного минерала углекислоты:



В результате обжига повышается концентрация полезного металла, эффективность последующих переделов. Аналогично проводится обжиг, преследующий цель удаления гидратной (химически связанной) влаги, но при более низкой температуре (~ 300 °С).

Цель магнетизирующего обжига – перевод немагнитных соединений железа в магнитные для последующей сепарации. Красные, бурые железняки, гематит, лимонит, гидрогетит (т. е. содержащие 3-х валентное железо) подвергают восстановительному магнетизирующему обжигу:



Окислительный магнетизирующий обжиг применяется для перевода в магнетит карбонатного железа:



4. ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

Гидрометаллургические методы основаны на избирательном растворении минералов в водных растворах химических реагентов с выделением из раствора извлекаемого компонента. Они применяются для извлечения металлов и удаления вредных примесей из сырья, плохо поддающегося механическому обогащению. Сходство гидрометаллургической переработки с обогащением заключается в извлечении небольшой части компонентов из материала и в необходимости предварительной подготовки сырья (дробление, измельчение и т. д.). В то же время, в ряде схем гидрометаллургии конечным продуктом является восстановленный металл, выделяющийся в аморфном состоянии из раствора при осаждении восстановителями (например, Cu, Ni, Pb при пропускании водорода через раствор).

Общая схема гидрометаллургических процессов включает следующие операции: **оптимизация крупности**→ **модификация химического состава**→ **выщелачивание**→ **получение чистого раствора**→ **выделение (осаждение) полезного компонента (из раствора)**→ **обработка полученного концентрата**.

Оптимизация крупности, т. е. дробление, измельчение в совокупности с грохочением преследует цель раскрытия зерен минералов для обеспечения контакта с растворителями. Измельчать достаточно до частичного раскрытия минералов, т. к. сrostки не препятствуют растворению, но надо учитывать ускорение растворения из-за увеличения активной поверхности. Оптимальная крупность устанавливается экспериментально.

Модификация химического состава – изменение химического состава руды для перевода извлекаемых компонентов в растворимую форму. Непосредственному выщелачиванию хорошо поддаются самородные металлы, простые окислы, некоторые соли и т. п. Ряд соединений нуждаются в подготовке к выщелачиванию для получения легко растворимых соединений. С этой целью применяют различные виды обжига и спекание.

Выщелачивание – основная операция гидрометаллургического процесса, заключающаяся в переводе извлекаемых компонентов в раствор. Выщелачивание классифицируют по механизму процесса (химическое, микробиологическое), по способу осуществления (кучное, автоклавное), по виду среды (водное, щелочное, кислотное). В основном, механизм выщелачивания, за исключением водного, основан на возможности получения водорастворимых соединений извлекаемого металла, в результате его химического взаимодействия с растворителем. Выбор растворителя для выщелачивания определяется селективностью его действия по отношению к конкретному материалу; при этом важными факторами являются коррозионное действие на аппаратуру, стоимость и возможность его регенерации. В качестве растворителей используются вода, водные растворы солей, кислоты, щелочи. В частности, вода применяется для выщелачивания огарков сульфатизирующего и хлорирующего обжига; водные растворы солей: сульфат железа – для сульфидных минералов, сода – для урановых руд, цианистый натрий – для золота и серебра. В качестве кислотного растворителя чаще всего используется серная кислота, как достаточно эффективный и относительно дешёвый реагент, например, для окисленных руд и бедных марганцевых. Выщелачивание щелочами имеет следующие достоинства: незначительная коррозия аппаратуры, высокая селективность процесса, возможность – с высоким содержанием карбонатов. Щелочное выщелачивание применяется для извлечения алюминия и вольфрама (гидроокисью натрия); меди и никеля (аммиаком).

Получение чистого раствора – это отделение и очистка раствора от взвешенных частиц и примесей. Для получения чистого раствора взвешенные частицы пустой породы отделяют в сгустителях и фильтрах по аналогии с процессами обезвоживания.

Для выделения металлов или их соединений из очищенных растворов применяют процессы *кристаллизации, осаждения, сорбции, экстракции, электролиза, гидролиза*. *Кристаллизация* – выделение растворенного соединения в виде кристаллов при

упаривании, охлаждении. *Осаждение* – перевод металла в нерастворимую форму с выделением осадка. Частным случаем осаждения является *цементация* – вытеснение из раствора одного металла другим, например, меди железной стружкой. *Сорбция* – поглощение сорбентом (твёрдым телом или жидкостью) металлов из раствора. *Экстракция* заключается в перемешивании раствора с органическим растворителем, не смешивающимся с водой, насыщением металлом органической фазы и последующим выделением из неё (реэкстракции) металла. *Электролиз* – пропускание через раствор электрического тока и осаждение металла на электроде. *Гидролиз* – воздействие на соединение металла молекулами воды с образованием гидроокисей, в данном случае, нерастворимых.

Обработка полученного концентрата заключается, в большинстве случаев, в обезвоживании осадка, а также его дальнейшей очистки от нежелательных примесей.

5. ОКУСКОВАНИЕ КОНЦЕНТРАТОВ

Получаемые после обогащения руд мелкие концентраты затруднительно использовать в дальнейшей пирометаллургической переработке. Превращение мелких частиц в крупные куски (до 20–40 мм) составляет основную цель процессов окускования. Процессы окускования начали развиваться с конца XIX века, в большей степени, по технологии брикетирования руды. Впоследствии процесс брикетирования руды в значительной степени уступил место процессу агломерации как более производительному и эффективному. С середины XX в. начало широко развиваться производство обожженных окатышей, особенно для окускования тонкоизмельченных концентратов железных руд. В настоящее время окускование осуществляется следующими способами: *брикетированием, агломерацией, производством обожженных окатышей, получением безобжиговых окатышей и процессом HPS.*

Брикетирование

Процесс брикетирования осуществляется без изменения химического состава и структуры руды. Сущность брикетирования заключается в том, что мелкий сыпучий материал, увлажненный и тщательно перемешанный с небольшим количеством связующих добавок (5–10 %) или без них, подается на брикет-прессы (рис. 21), где под давлением 50–100 МПа формуется брикеты разнообразной формы, размером от 20 до 300 мм. Необходимая прочность брикетов достигается в результате их сушки или тепловой обработки при температурах 150–500 °С. В качестве связующих используют ССБ (сульфитспиритная барда), жидкое стекло, известь, цемент и др. Брикетирование применяется в цветной металлургии, для окускования при малотоннажном



Рис. 21. Схема валкового брикет-пресса

производстве, а также для вторичных ресурсов. По технико-экономическим показателям уступает агломерации и производству окатышей.

О механизме движения материала во вращающемся барабане

Не только в металлургии, но и во многих отраслях промышленности широко применяют для той или иной обработки цилиндрические агрегаты, непрерывно вращающиеся вдоль своей продольной оси, называемые барабанами. Назначение вращающихся барабанов самое различное. Это и сушилки, и обжиговые печи, и смесители, и окомкователи, и прочие агрегаты.

Общая схема движения сыпучего материала в таких барабанах заключается в следующем. Материал, поднимаясь на некоторую высоту, ссыпается вниз под действием силы тяжести. Поскольку, в большинстве случаев, барабаны устанавливают под некоторым углом к горизонту, ниспадающий материал одновременно перемещается на некоторое расстояние вдоль его оси к разгрузочному концу. Каждый элементарный объем материала совершает множество подобных циклов и по истечении определенного времени от момента загрузки выходит из барабана, пройдя в нем определенную обработку. Движение материала вдоль оси вращения определяет производительность агрегата, а движение в поперечном сечении барабана влияет на режим обработки. Характер движения материала в поперечном сечении барабана может быть представлен четырьмя основными типами (рис. 22): **челночный (1)**, **переката (2)**, **водопадный (3)**, **циклический (4)**. Челночный режим возникает при небольших



Рис. 22. Схема движения сыпучего материала в поперечном сечении вращающегося барабана

скоростях вращения и малых силах трения между материалом и внутренней поверхностью барабана. Режим переката обеспечивается достаточной силой трения и невысокой

скоростью вращения. Материал при этом, поднимаясь на некоторую высоту, скатывается по низлежащим слоям без отрыва от внутренней поверхности и цикл повторяется. Для возникновения водопадного режима требуется переход материала во второй квадрант барабана за счет более высоких скоростей, по сравнению с режимом переката и, естественно, определённой силы трения. Элементарный объем материала, достигнув верхней точки, отрывается от внутренней поверхности, движется в воздухе по параболической траектории и внедряется в слой остального материала. При ещё большей скорости вращения и, в случае небольшой степени заполнения барабана, материал, после отрыва от внутренней поверхности, возвращается в условно исходную точку движения, что характеризуется циклическим режимом.

Агломерация

Процесс агломерации, изобретенный в 1887 г. англичанами Ф. Геберлейном и Т. Хантингтоном, первоначально использовался в цветной металлургии для обжига и окускования сульфидных руд, сера которых служила топливом для процесса спекания.

Агломерация – это процесс окускования в результате сжигания топлива в слое спекаемых материалов. Агломерацию следует рассматривать шире, чем окускование, т. к. при этом удаляются вредные примеси, разлагаются карбонаты, формируются шлакообразующие минералы.

Сущность процесса заключается в том, что, после возгорания содержащегося в аглошихте топлива, в слое развиваются температуры достаточные для расплавления некоторого объема материала. Сформировавшийся вокруг горячей частички топлива, расплав растворяет, находящиеся с ним в контакте, минералы. Образуется своеобразный блок (рис. 23). Размер частички коксика определяет размер блока. По мере выгорания топлива в зоне снижается температура и происходит кристаллизация расплава. Охлаждение



Рис. 23. Формирование агломерата

усиливается непрерывно поступающим воздухом. Готовый агломерат представляет собой пористый материал, состоящий из своеобразного минерала сложного состава, определяемого исходной шихтой, с включениями рудного концентрата и других шихтовых добавок. В процессе агломерации протекают процессы на уровне химических преобразований, так что данный процесс можно отнести к пирометаллургическому.

Общая схема производства агломерата (рис. 24) включает следующие этапы и операции: *подготовка компонентов шихты (усреднение, измельчение флюсов, топлива)→ дозировка компонентов→ смешивание→ увлажнение→ окомкование→ подогрев шихты (до температуры не менее 53 °С)→ загрузка шихты→ зажигание (1100-1200 °С)→ спекание→ дробление спека→ грохочение→ охлаждение агломерата.*

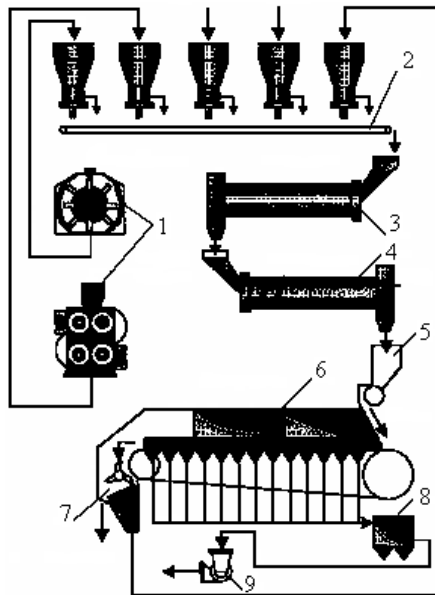


Рис. 24. Схема производства агломерата:
1 – подготовка компонентов; 2 – дозировка;
3 – смеситель; 4 – окомкователь; 5 – загрузка;
6 – аглолента; 7 – дробилка и грохот
агломерата; 8 – газоочистка; 9 – эксгаустер

Подготовка компонентов шихты подразумевает усреднение каждого из них на складах аглопроизводства и доведение крупности до необходимого оптимального уровня. Оптимальная крупность для твердого топлива составляет 0,5–3 мм, флюсов – не более 3 мм, руды – не более 8 мм. Дозирование компонентов шихты обеспечивает заданный химический состав готового агломерата и осуществляется путем выдачи заданного расхода каждого компонента на сборный транспортер. Смешивание осуществляется в специальном агрегате – смесителе, как правило, барабанного типа, в котором обеспечивается водопадный режим движения материала. Для лучшего смешивания, т. е. для повышения однородности шихты, последняя должна иметь влажность не более 4–5 %. Увлажнение шихты производится для эффективного осуществления следующей операции – окомкования. Содержание влаги в шихте должно быть оптимальным, поскольку при её недостатке доля капиллярных сил, обеспечивающих сцепление частичек материала, мала, а при её избытке шихта превращается в полужидкую (тестообразную) массу, газопроницаемость которой низка. Увлажнение проводится попутно с процессами смешивания и окомкования (реже при транспортировании шихты) и осуществляется в тех же агрегатах. Подогрев шихты проводится для повышения эффективности процесса спекания, а именно с целью устранения зоны переувлажнения шихты. Точка росы или температура, при которой возможно выпадение влаги из отходящих газов, при агломерации соответствует ~ 53 °С. Подогрев шихты осуществляется путем введения в шихту горячего возврата – обратного продукта агломерации, или внешнего нагрева шихты – паром, продуктами сгорания топлива. Окомкование проводится в специальных агрегатах – окомкователях. Наиболее распространенными являются барабанного типа аналогичные смесителям. В окомкователе должно быть обеспечено движение материала в режиме переката, при котором мелкие частицы накатываются на более крупные – зародыши. В некоторых схемах аглофабрик процессы смешивания и окомкования совмещают в одном агрегате. Подготовленную шихту направляют на спекание, осуществляемое на колосниковой решетке. Для равномерной

укладки шихты по ширине агломашины, а также для поддержания заданной высоты слоя, используют барабанный питатель с бункером, а для предотвращения забивания колосников и повышения газопроницаемости слоя (следовательно, производительности), шихту укладывают на слой постели – выделенный из возврата крупный класс. Чтобы процесс начался, специальным зажигательным устройством – горном – нагревают верхний слой шихты до $\sim 1200^\circ\text{C}$ и топливо воспламеняется. В дальнейшем горение поддерживается за счет принудительного поступления в слой воздуха. Зона горения постепенно продвигается по высоте слоя. В процессе спекания каждый элементарный слой шихты проходит через следующие зоны: *переувлажнения – сушки – нагрева – воспламенения топлива – горения топлива и плавления шихты – кристаллизации расплава и охлаждения агломерата*. Готовый агломерат подвергают дроблению и выделению из него путем грохочения требуемого класса крупности. Для дробления применяют щековые, зубчатые валковые, роторные дробилки; для грохочения – стационарные или вибрационные грохота. Подрешетный продукт грохочения (возврат) возвращается в аглошихту, а надрешетный продукт, представляющий собой годный агломерат, подвергается охлаждению. Охлаждение проводится либо на специально выделенном участке в хвостовой части агломашины, либо в отдельном агрегате – охладителе. Конструкции применяемых охладителей различны: линейные, кольцевые и др. Хладагентом во всех типах охладителей является воздух.

В настоящее время процесс агломерации повсеместно осуществляется на ленточной агломерационной машине при создании вакуума под колосниковой решеткой с помощью отсасывающего вентилятора – эксгаустера. Ленточная агломашина представляет собой замкнутую цепь движущихся тележек – паллет. Под рабочей ветвью агломашины располагаются вакуум-камеры, объединенные коллектором отходящих газов. Коллектор через систему газоочистки подсоединен к всасу эксгаустера, чем и обеспечивается удаление из аглопроцесса отходящих газов и создание в системе разрежения.

Получение обожженных окатышей

Наиболее целесообразным способом окускования тонкоизмельченных концентратов является получение окатышей – сферических гранул диаметром 15–20 мм, обладающих достаточно высокой прочностью на раздавливание 2–3 кН/ок. Технология производства состоит из двух этапов: формирование сырых окатышей и упрочняющий обжиг. Шихта для получения окатышей может состоять из нескольких компонентов: концентрата, связующих добавок, флюсов, специальных добавок (сульфидизаторы, хлораторы). При этом высокие требования предъявляются к качеству измельчения составляющих шихты.

Сырые окатыши формируются при окатывании тонкодисперсного материала, увлажненного до оптимальной степени. Процесс формирования гранул представляет собой совокупность различных явлений – смачивания, капиллярного насыщения, осмоса, набухания, поверхностного диспергирования и др. В дисперсных (гидрофильных) системах стремление к уменьшению энергии реализуется путем снижения величины поверхностного натяжения на границе раздела фаз (при взаимодействии с водой) и укрупнения частиц (в результате их сцепления). Четкое и ясное представление о процессе формирования сырых окатышей раскрывает теория, обоснованная В. И. Коротичем. В начальной стадии формирования гранул, мелкие частицы, в присутствии жидкой фазы, образуют флоккулы или агрегаты за счет проявления капиллярных сил. В дальнейшем под действием динамических нагрузок частицы сближаются между собой до расстояний, соизмеримых с толщиной пленки воды, а избыток влаги выжимается из микросистемы. При этом капиллярные силы исчезают, но возникают силы межмолекулярного взаимодействия. Поэтому ведущим фактором, определяющим прочность сцепления частичек во влажном состоянии, является удельная поверхность материала, которая тем больше, чем выше содержание наиболее мелких фракций. Другим важным фактором, влияющим на окомкование, является содержание влаги в шихте. Силы сцепления частиц пропорциональны максимальной молекулярной влагоемкости, которая характеризует энергетическое состояние концентрата.

Сырые окатыши должны обладать достаточной прочностью во избежание деформации и разрушения при их доставке к обжиговому или другому агрегату, а также хорошей термостойкостью, т. е. способностью не разрушаться при нагреве. Для усиления этих свойств в шихту окатышей вводят связующие добавки (бентонит, его смесь с водой, известь, хлористый кальций, железный купорос, гуминовые вещества и др.). Наибольшее распространение получил бентонит, который в количестве 0,5–2 % вводят в шихту перед окомкованием. Бентонит – это глины, отличающиеся тонкой дисперсностью, ионообменной способностью, высокой степенью набухаемости при увлажнении, связностью, способностью постепенно выделять воду при нагреве. В основном бентонит состоит из монтмориллонита – $(Al, Mg)_{2-3}(OH)_2 \cdot (Si_4 O_{10}) \cdot nH_2O$ и близких к нему по составу минералов. Часть катионов кристаллической решетки способна замещаться ионами Ca^{2+} и Na^+ . При увлажнении бентонит интенсивно поглощает воду, увеличиваясь в объеме в 15–20 раз и образует гели с чрезвычайно развитой удельной поверхностью (600–900 м²/г), которая примерно в 7 раз больше поверхности частиц других сортов глин. Бентонит увеличивает пористость сырых окатышей, что благоприятно сказывается на скорости удаления влаги во время сушки окатышей без снижения их прочности.

Прочность сырых окатышей должна быть не менее 45–55 Н.

Сырые окатыши получают в окомкователях барабанных, тарельчатых и чашевых типов. Барабанный окомкователь – полый цилиндр, с гладкой внутренней поверхностью, диаметром до 3 м, длиной до 11 м, установленный под углом до 5–6° к горизонту. Скорость вращения барабана составляет 4–8 об/мин. Зародыши окатышей при движении в барабане под

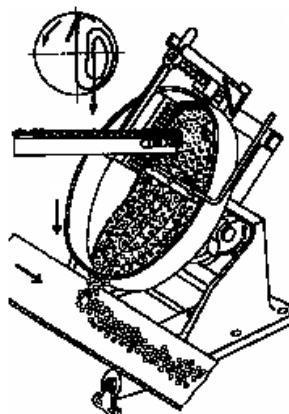


Рис. 25. Тарельчатый гранулятор

действием силы тяжести и центробежной силы прижимаются к поверхности барабана. При этом на них накатывается слой тонких фракций концентрата. Тарельчатый гранулятор (рис. 25) – самый распространенный тип окомкователя, представляет собой наклонно установленный диск с бортом (0,6–0,8 м), диаметром 4–7 м, углом наклона 40–60° и скоростью вращения 4–9 об/мин. Исходная шихта, загружаемая во вращающуюся чашу, располагается меж бортом и днищем и поднимается на некоторую высоту. Скатываясь по наклонному днищу, зародыши накатывают на себя слой тонкого концентрата, превращаясь в частицы шарообразной формы. Учитывая, что частицы больших размеров и массы могут подниматься на большую высоту по борту, высота борта регулирует конечный размер сырых окатышей. Чашевые грануляторы, получившие небольшое распространение за рубежом, представляют собой коническую чашу и являются своего рода синтезом барабанных и тарельчатых окомкователей.

Для обжига окатышей используется 3 типа агрегатов: *шахтные печи, конвейерные машины и комбинированные установки*. Основным механизмом упрочнения окатышей является твердофазное (или с минимальным образованием расплава) спекание частиц шихты под действием высоких температур. Тепловая обработка осуществляется газообразными продуктами сжигания топлива, в большинстве случаев, природного газа, реже – коксового, доменного газа, нефтепродуктов, угля.

Шахтные печи работают по принципу противотока: горячие газы поднимаются сквозь столб опускающихся окатышей. В верхней части происходят сушка, подогрев и обжиг окатышей; в нижней – охлаждение окатышей холодным воздухом до 100–150 °С. *Конвейерная машина* (рис. 26) представляет собой замкнутую цепь движущихся спекательных тележек (паллет). В соответствии с технологией процесса обжига машина разделена на технологические зоны: сушки (1–2 секции), подогрева, обжига (1–3 секции), рекуперации и охлаждения. Тепловой режим в каждой секции устанавливается независимо от режима других секций. Газы из каждой секции отсасываются отдельными дымососами. Сушка в 1-й зоне

осуществляется теплом газа из зоны рекуперации, а подогретый воздух из зоны охлаждения используется в горелках зон обжига, подогрева и сушки 2. (На рисунке: 1,2 – зоны сушки, 3 – подогрева, 4 – обжига, 5 – рекуперации, 6,7 – охлаждения.)

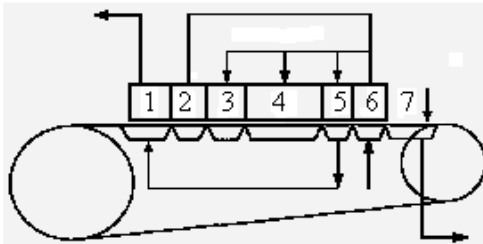


Рис. 26. Схема обжиговой конвейерной машины:
1, 2 – зоны сушки; 3 – зона подогрева; 4 – зона обжига;
5 – зона рекуперации; 6, 7 – зоны охлаждения

Комбинированная установка представляет собой облегченную конвейерную машину для сушки и подогрева окатышей и трубчатую вращающуюся печь для высокотемпературного обжига. Газы, отходящие из трубчатой печи, используются как теплоноситель для подогрева и сушки сырых окатышей на конвейерной машине.

В целом, общая схема получения обжиговых окатышей включает следующие этапы и процессы: **подготовка компонентов шихты (усреднение, измельчение флюсов, связующего) → дозировка компонентов → смешивание → увлажнение (до 8-9 %) → грануляция → сушка (100-200 °С) → подогрев (200-800 °С) → обжиг (1200-1300 °С) → охлаждение.**

Получение безобжиговых окатышей

Основные эксплуатационные и капитальные затраты на производство окатышей связаны со стадией обжига. Поэтому ведутся поиски метода упрочнения окатышей без использования их высокотемпературной обработки. Перспективы получения окатышей безобжиговым путем до сих пор не являются ясными ввиду отсутствия надежных промышленных технико-экономических данных их производства и дальнейшего

использования. В той или иной степени опробованы следующие способы получения безобжиговых окатышей:

– *химико-каталитический метод* – сухой (не более 2–2,5 %) тонкоизмельченный концентрат, измельченное сухое топливо и гашеная известь после перемешивания и увлажнения водным раствором катализатора подвергаются грануляции, сушке теплым (105–130 °С) воздухом, а затем обрабатываются в карбонизационной камере увлажненными дымовыми газами (20–25 % CO₂), нагретыми до 40–60 °С. Упрочнение – за счет интенсивно протекающей реакции образования мелкокристаллического карбоната кальция.

– *автоклавный метод* – упрочнение происходит в результате образования связи цементационного типа, представляющей гель, состоящий из окислов кальция, магния, кремния. Связка образуется при взаимодействии извести, добавляемой к концентрату, с кремнеземом. Преобладающими минералами связи являются гидросиликаты кальция. Взаимодействие извести с кремнеземом происходит в результате 2–5 ч выдержки в автоклаве при температуре 180–200 °С и давлении пара 1–1,5 МПа.

– производство окатышей на *цементной связке* – в качестве связки используется портландцементный клинкер. Упрочнение окатышей происходит в результате реакций гидратации основных клинкерных минералов: алита (Ca₃SiO₅), пятикальциевого триалюмината (Ca₅Al₆O₁₄), четырехкальциевого алюмоферрита (Ca₄Fe₂Al₂O₁₀) и др., в результате которых в окатышах образуется связка сложного состава, подобная получаемой при автоклавной обработке. Продолжительность процесса упрочнения составляет 20–30 суток. При выдержке продукции на складе необходимо принимать меры против слипания окатышей.

Процесс HPS

Hybrid pellet sinter – процесс, основанный на совокупности операций приготовления окатышей и производства агломерата. Процесс целесообразен и реален к осуществлению при высоком расходе на 1 т окучкованного продукта тонкоизмельченного концентрата (не менее 700 кг). На стадиях подготовки шихты к спеканию материалы проходят стадии как при получении сырых

окатышей (дозировка, смешивание, увлажнение, грануляция). Высокие требования предъявляются к измельчению известняка. Топливо на подготовительной стадии может добавляться, но ограниченно, т. к. приводит к снижению прочности сырых окатышей и ухудшает процесс грануляции. При укладке окатышей на аглоленту добавляется твердое топливо и, в дальнейшем, процесс протекает как агломерационный. В результате получаются блоки (конгломераты) окатышей.

Гибридный агломерат по прочности, восстановимости и газопроницаемости значительно превосходит обычный агломерат. Преимущества по сравнению с окатышами: более высокая производительность, восстановимость, пониженная себестоимость, отсутствие или релаксация эффекта разбухания окатышей при низкотемпературном восстановлении.

Перевод агломашины №5 «*Nippon Kokan*» в Фукуяме на процесс *HPS* привело к увеличению производительности с 1,45 до 1,65 т/м²ч, повышению прочности, восстановимости по показателю *RI* с 55–60 до 70–75 %. При использовании такого агломерата в доменной печи расход топлива снизился с 517,5 до 505 кг, производительность повысилась с 2,08 до 2,21 т/м³су

6. ВОССТАНОВИТЕЛИ

Под восстановителем следует понимать элемент или химическое соединение, имеющее при данных термодинамических условиях большее сродство к кислороду (в некоторых случаях к другому окислителю – S, Cl), чем восстанавливаемый металл. В ряде процессов получения металлов в качестве восстановителя применяются: Al (алюмотермия) для получения тугоплавких металлов из окислов – Cr, Mn (в этих процессах в короткое время выделяется такое количество тепла, что реакция идет без внешнего подогрева и все продукты получаются в жидком состоянии); Si (силикотермия) для V, Cr, Mn; Mg для получения Ti; Ca для U и т.д. В большинстве же металлургических процессах в качестве восстановителя используются углерод- или углеводородсодержащие вещества. Это обусловлено их распространенностью в природе и доступностью, а также способностью выделять тепло при окислении, достаточное для расплавления продуктов плавки, что в свою очередь необходимо во многих процессах для отделения шлака.

Исходя из вышеизложенного, можно сформулировать основные требования при выборе восстановителя: 1 – более высокое сродство к кислороду; 2 – восстановитель должен служить источником тепла; 3 – стоимость восстановителя должна быть значительно ниже стоимости получаемого металла; 4 – восстановители должны обеспечивать эффективное протекание процессов, так как в ряде процессов, особенно в шахтных агрегатах, они служат в качестве разрыхлителя и фильтрующей насадки, обеспечивая газопроницаемость.

Произвести классификацию восстановителей можно, разделив их на 3 группы: 1. *металлические восстановители* (Al, Si и др.); 2. *твердые углеродсодержащие восстановители* (кокс, уголь, древесный кокс, угольные брикеты); 3. *газообразные восстановители* (CO, H₂).

Зачастую в курсах по изучению металлургических процессов понятия топлива и восстановителя смешиваются. В этом нет большой ошибки, поскольку: во-первых, топливо это и есть восстановитель; а во-вторых, все реакции восстановления

металлов можно представить как диссоциацию окислов, а смещение равновесия в нужную сторону обеспечивается созданием требуемого теплового режима и удалением из зоны реакции окислителя.

6.1. Получение восстановителей

Восстановители также как и руды нуждаются в предварительной подготовке к использованию в металлургии. Из находящихся в природе веществ, только уголь может использоваться в первозданном состоянии в качестве восстановителя. Но даже уголь, для повышения эффективности металлургического производства, подвергается определенному циклу подготовительных операций: обогащению, оптимизации крупности, окускованию, коксованию. Большая часть добываемого угля подвергается обогащению для удаления минеральных примесей от вмещающих пород. Основными методами обогащения, используемыми на углеобогащательных фабриках, являются гравитационный и флотационный (магнитный для регенерации суспензии). Реже уголь из относительно чистых и богатых пластов и разрезов используется без обогащения для частичной замены основного восстановителя. Для этого путем дробления и грохочения из него выделяется нужный класс крупности.

Все остальные перечисленные в классификации восстановители являются искусственно полученными материалами. При этом производство металлических восстановителей, т. е. металлов, является составляющей общей металлургии и, естественно, отдельно в данной главе не рассматривается. Ниже описано получение основных восстановителей 2-й и 3-й групп классификации.

Производство древесного угля

До середины XVIII в. древесный уголь был единственным видом углеродсодержащего восстановителя. Установить, кто первый, и в какой стране провел плавку металла на древесном угле, невозможно. Однако известно, что древнейшие цивилизации Египта, Китая, Индии использовали этот вид топлива в металлургии.

Древесный уголь представляет собой продукт неполного термического разложения древесины, при нагревании ее без доступа воздуха до 300–700 °С. При таком нагревании древесина разлагается с образованием твердого обугленного остатка и смеси жидких и газообразных продуктов. Самым примитивным способом производства древесного угля было выжигание его в кучах дров, покрытых слоем глины и земли. Современный способ его производства состоит в том, что закрытые камеры, наполненные дровами, проталкивают через тоннельную печь, температура в которой изменяется по заданной программе.

Древесный уголь в зависимости от температуры его получения содержит от 70 до 95 % нелетучего углерода, 10–30 % летучих веществ, 1–2 % золы, следы серы и 0,01–0,04 % фосфора. Чистота древесного угля по содержанию серы и фосфора позволяет получать высококачественный металл. Пористость кусков древесного угля составляет 70–90 %, что обеспечивает его активность как восстановителя и интенсивность горения. В то же время механическая прочность угля недостаточно высокая, что затрудняет его использование в современных металлургических процессах. И это не единственный его недостаток. Большие затраты труда на производство древесного угля и, особенно, быстрое уничтожение лесных массивов при интенсивном развитии черной металлургии заставляли постоянно искать новые виды топлива. Тем не менее, в Бразилии древесноугольные металлургические процессы занимают существенную долю. Оборот рубки эвкалипта составляет всего 7 лет (вместо 60–70 лет для хвойных лесов на Урале).

Производство каменноугольного кокса

Кокс – это твердый, спекшийся, прочный кусковый продукт, образующийся при нагревании без доступа воздуха (коксовании) коксующегося каменного угля до температуры 1000–1100 °С. Общемировое производство каменноугольного кокса в настоящее время составляет около 300 млн тонн. Поэтому он является основным видом восстановителя в металлургических процессах.

Официальной датой получения кокса и использования его в металлургии считается 1735 г. – получение патента англичанином Авраамом Дерби. Однако первые закрытые и потом утерянные патенты на коксование каменного угля относятся к периоду 1590–1620 гг. Также имеются отрывочные сведения, что в Китае кокс умели получать более 2-х тысяч лет назад.

Не все каменные угли способны при нагревании образовывать прочный кусковый кокс. Наиболее важным свойством угля является его спекаемость, т. е. способность образовывать при нагревании прочный спек – кокс. Наилучшей спекаемостью обладают коксовые и жирные угли и их смеси при содержании летучих 20–25 %, толщине пластического слоя 10–20 мм. Однако запасы таких углей сравнительно невелики (25–30 % от общего количества каменных углей). Газовых и тощих углей намного больше, и залегают они не глубоко. Поэтому в настоящее время высококачественный кокс для металлургии получают из угольных смесей, содержащих не только жирные и коксовые угли, но также газовые и тощие угли.

Угли, поступающие на коксование, обязательно должны быть измельчены до крупности частиц не выше 3 мм. На коксохимические заводы, как правило, поступает несколько различных сортов углей, из которых в процессе складирования и усреднения в штабелях формируют так называемые шихтогруппы. Затем усредненные компоненты загружают в бункеры, из которых их точно дозируют при составлении шихты для коксования, а затем смешивают.

Процесс коксования осуществляется в коксовых печах, объединенных в коксовую батарею по 70–80 штук. Принцип работы батареи заключается в следующем (рис. 27). Коксовая шихта поступает в угольную башню (1), расположенную над батареей, и, с помощью загрузочного вагона (2), заполняет через сводовые отверстия (3) коксовые печи. Коксовая печь (4) представляет собой узкую камеру высотой 4,5–7,0 м и длиной 14–17 м. Для ускорения прогрева и уменьшения температурной неоднородности по сечению слоя спекаемой шихты ширину печи принимают 400–500 мм, слегка расширяя в сторону выдачи готового кокса. Объем современной коксовой печи достигает

40–42 м³. В печь загружают за один раз 22 и более тонн шихты и получают из нее около 20 т кокса. С так называемой машинной

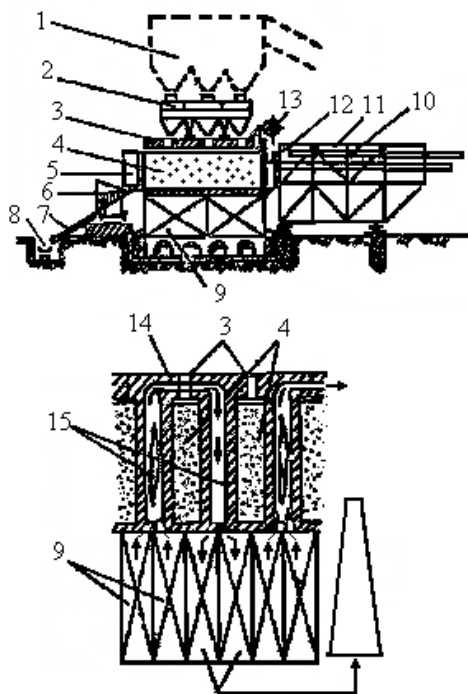


Рис. 27. Устройство коксовой батареи

стороны коксовая батарея обслуживается коксовыталькивателем (11), перемещающимся по рельсовому пути. После засыпки шихты в камеру коксовыталькиватель специальной рейкой – планиром (10) выравнивает её поверхность. После этого печь герметизируется и включается ее обогрев. Каждая коксовая печь снабжена двумя герметичными торцевыми дверями (5, 12). Стены печей выложены из высокоогнеупорного динасового кирпича. Печи в батарее расположены параллельно и разделяются полами отопительными простенками (15), в которых сжигается газообразное топливо (например, смесь коксового и доменного газов). Для повышения экономичности

процесса коксования воздух, идущий на горение топлива, а часто и газ предварительно нагреваются до 900–1000 °С в регенераторах (9), расположенных под каждым простенком. Каждая печь коксовой батареи заключена между двумя отопительными простенками и тепло продуктов сгорания передается теплопроводностью к угольной шихте с двух сторон от стенок. Продукты горения с температурой до 1400 °С поднимаются вверх, проходят по переходному каналу (14) и опускаются вниз по другому простенку, обогревая две другие стенки камер. Далее продукты горения проходят через соседнюю пару регенераторов, нагревают их и, с температурой 300–400 °С, уходят в дымовую трубу. Периодически (через 20–30 мин.) происходит смена направления движения газов: через нагретые регенераторы подают воздух и газ, а через остывшие – продукты горения. Выделяющиеся в результате пиролиза угля химические продукты (грязный коксовый газ) отсасываются в газосборник (13) и по газоотводу направляются в химические цехи. Продолжительность периода коксования составляет около 15–17 часов. За это время происходит нагрев шихты и образующегося кокса до температуры 1000–1100 °С. Производительность современной коксовой батареи составляет около 1500 т кокса в сутки. По окончании периода коксования на стороне выдачи кокса специальная двересъемная машина снимает дверь (5). В это время с другой стороны коксовыталкиватель снимает другую дверь (12) и вводит в камеру штангу, которой выталкивает коксовый пирог в металлический коксотушильный вагон (6). Выход коксового пирога из камеры облегчается его усадкой при коксовании, и, кроме того, ширина камеры увеличивается в сторону разгрузки. Коксотушильный вагон отвозит раскалённый кокс в тушильную башню, где он по традиционной технологии заливается водой (4–5 м³/т кокса). После этого кокс выгружается на специальную наклонную площадку – рампу (7), где он в течение 30–40 минут охлаждается за счет испарения влаги. Затем транспортером (8) кокс подается на сортировку.

Мгновенное охлаждение кокса при указанном способе тушения создает в нем значительные внутренние напряжения, измельчает его, увеличивает трещиноватость, снижает

прочность. Тепло коксового пирога при этом теряется. Кроме того, в зависимости от расхода воды влажность кокса изменяется в широких пределах (от 2 до 10 %), что осложняет его дальнейшее использование.

Существует более прогрессивная технология сухого тушения кокса холодным азотом (рис. 28). Кокс к тушильной установке доставляется в специальных тушильных вагонах со

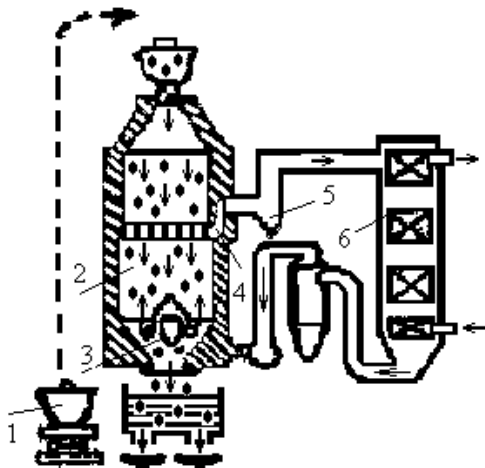


Рис. 28. Установка сухого тушения кокса

съемными кузовами (1), их снимают с тележек подъемником и устанавливают на загрузочное устройство, которым кокс загружается в камеру тушения (2), представляющую собой цилиндрическую шахту с конусообразной верхней частью (форкамера) – накопителем раскаленного кокса. В нижней части расположено дутьевое устройство (3). При сухом тушении тепло горячего кокса передается газообразному теплоносителю (азоту), который удаляется через боковые каналы (4) и, пройдя пылеочистку (5), поступает в котел-утилизатор (6), где получают перегретый (до 450 °С) водяной пар. Таким образом, удастся почти полностью утилизировать теплоту коксового пирога, охладить кокс по более мягкому режиму, улучшить его качество, в т.ч. снизить влажность до 0,2–0,5 %. Охлаждённый

до 200–250 °С кокс выдаётся разгрузочным устройством на рампу. Затем конвейером он направляется в отделение коксортировки. Расход циркулирующего по контуру охлаждения азота составляет 75–80 тыс. м³/ч или 1,5 тыс. м³/т кокса. Все вновь сооружаемые коксовые батареи оснащены установками сухого тушения кокса. Это значительно улучшает экологическую обстановку коксохимических производств и позволяет экономить большое количество топлива за счет утилизации тепла охлаждаемого кокса.

Кокс на сортировке подвергается дроблению до крупности 80–100 мм. и грохочению. Фракция более 25 мм. используется в шахтных печах, 10–25 мм. или 10–40 мм. в ферросплавном или энергетическом производстве, 0–10 мм. для агломерации.

Сущность процессов, происходящих при коксовании, можно представить следующим образом. При нагревании угольной шихты от стенок печи в поперечном сечении спекаемого слоя имеет место градиент температурного поля. В ходе коксования на различном расстоянии от стенок в спекаемом материале образуются зоны, в которых шихта нагрета до различных температур, а, следовательно, находится на различных стадиях превращения в кокс. При нагревании шихты до 100–120 °С в зоне сушки происходит испарение влаги; последующее нагревание до 300–350 °С в зоне сопровождается потерей адсорбированных углём газов и легколетучих продуктов разложения органической массы. Начиная с температур 350–380 °С в зоне появляется жидкая фаза, образующаяся в результате плавления легкоплавких составляющих угля; со временем при дальнейшем повышении температур этот расплав растворяет в себе остальную массу угля. В этот период из размягченной массы шихты интенсивно выделяются летучие, меняется состав спекаемого вещества, которое начинает загустевать. При этом фиксируется пористая структура материала, образовавшаяся ранее при бурном выделении газообразных продуктов разложения угля. При температуре 450–500 °С в печи из размягченной пластической массы вновь образуется твердый продукт – *полукокс*. Дальнейший нагрев приводит к образованию кокса. В этот период заканчивается выделение летучих и усадка пирога,

приводящая к образованию в нем большого количества трещин. По мере повышения температуры до 1000–1100 °С происходит стабилизация кристаллической решетки углерода кокса, что благоприятно отражается на его качестве, в частности снижается его реакционная способность.

Следует отметить, что качество кокса неодинакового по толщине коксового пирога. Наиболее высокими свойствами обладает кокс, находившийся у стенок камеры, который наибольшее время подвергался воздействию максимальных температур. Общепринятой характеристикой кокса, кроме, конечно же, его прочности, является технический анализ, т. е. содержание в нем золы – A , летучих веществ – L , серы – S , влаги – W и нелетучего углерода – $C_n = 100 - (A + L + S)$.

При производстве кокса из угля одновременно получается большое количество других продуктов. Летучими химическими продуктами коксования являются коксовый газ, бензол, фенолы, нафталин, каменноугольная смола, сульфат аммония, каменноугольный пек. Эти продукты представляют собой ценное сырье для химической промышленности органического синтеза. Из 1 т сухой угольной шихты получают 750–800 кг кокса, 320–330 м³ коксового газа, около 33 кг каменноугольной смолы, 11 кг бензола и 3–3,5 кг аммония. Очищенный коксовый газ содержит, %: 55–60 H₂, 23–28 CH₄, 6–8 CO, 2–4 CO₂, 2–4 C_mH_n, 2–7 N₂. Теплотворная способность коксового газа составляет 17000–18000 кДж/м³. Коксовый газ используется в качестве топлива и восстановителя в металлургических печах.

Общая схема получения кокса из каменного угля включает следующие этапы и процессы: **подготовка углей (обогащение, усреднение, измельчение) → дозировка сортов → смешивание → загрузка в печь → коксование (подэтапы: сушка (~100 °С) → подогрев и удаление летучих (~300 °С) → оплавление (400 °С) → получение полукокса (500 °С) → получение кокса (1000 °С)) → выгрузка → охлаждение → сортировка.**

Производство угольных брикетов

Брикетирование углей процесс окускования угольной мелочи путем прессования под давлением, с целью получения брикетов – кусков геометрически правильной формы и одинаковых размеров. Брикетированию подвергаются торф,

бурые угли, мелкие классы каменных углей и антрацитов, полукоксовая и коксовая мелочь и др. По сравнению с угольной мелочью брикеты обладают более высокими теплотехническими показателями: калорийностью, полнотой сгорания, лучше сохраняются, являются транспортабельными.

Различают брикетирование углей без связующих веществ, при повышенном давлении прессования (свыше 80 МПа) и с добавкой связующих веществ при малых давлениях прессования (15–25 МПа). Без связующих брикетируют торф и молодые (мягкие) бурые угли, со связующим – мелочь каменных и старых (твердых) бурых углей, антрацитовый штыб, полукоксовую и коксовую мелочь.

Технологическая схема получения буроугольных брикетов (без связующего) заключается в следующем. Исходный уголь влажностью 55–56 % после грохочения и дробления до 6 мм поступает в барабанную паровую сушилку, где высушивается до влажности 18–20 %. Для сушки бурого угля применяют барабанные паровые и газовые трубы–сушилки, в качестве теплоносителя в первых используется перегретый пар, во вторых – топочные газы. Угольную мелочь перед прессованием охлаждают до 313–323 К и брикетируют в специальных прессах под давлением 98–118 МПа. Для брикетирования бурых углей в промышленности наибольшее распространение получили штемпельные прессы, являющиеся машинами периодического действия с открытым матричным каналом. Процесс образования брикета в матричном канале штемпельного пресса складывается из нескольких последовательно протекающих этапов: загрузки формовочного канала высушенным углем, его сжатия в брикет, проталкивания брикетной ленты и возвращения штемпеля в первоначальное положение. Брикет, выталкиваемый из матричного канала, имеет температуру 343–353 К. Во избежание самовозгорания, брикеты охлаждают на охлаждающих лотках и сетчатых конвейерах, а затем направляют в отгрузку потребителям или на склад.

Брикетиrowание углей со связующими применяется для каменных углей и антрацитов. Наибольшее применение в качестве связующих получили нефтяные битумы (остаточные продукты переработки нефти). Нефтяные битумы представляют

собой сложные коллоидные системы, состоящие из различных углеводородов, а также некоторого количества кислородных, сернистых и азотистых соединений. Они размягчаются и становятся текучими при температуре 300–350 К. Технология брикетирования антрацитового штыба (0 – 6 мм) с применением в качестве связующего нефтебитума включает ряд операций. Сушку штыба до влажности 3–4 % и его подогрев осуществляют в барабанных газовых сушилках. Предварительно высушенный продукт и связующее в жидком виде перемешиваются в винтовых смесителях, а затем в паровых. Здесь за счет тепла связующее становится еще более текучим и покрывает поверхности подогретых угольных частиц. На выходе из парового смесителя шихта имеет температуру 368–371 К. Для сокращения времени затвердевания связующего в брикете и повышения его начальной прочности шихту охлаждают. Она становится вязкой, пластичной и под давлением легко формуются. Брикетирование осуществляется в вальцовых прессах при давлении 20 МПа. Охлажденные брикеты подвергаются грохочению для отсева неспрессовавшейся мелочи и боя.

Производство нефтяного кокса.

Кокс нефтяной получают при коксовании остаточных продуктов переработки нефти на установке замедленного коксования. В качестве сырья коксования используются вакуумные остатки первичной переработки нефти, полученные, в свою очередь, на установках атмосферно – вакуумной перегонки и крекинг – остаток термического крекинга тяжелых остатков вторичных процессов переработки нефти.

Сырье сначала подается в ректификационную колонну, в которую поступают также пары из коксовых камер. Кубовый остаток этой колонны подается в противоточные печи, где подогревается до 500 °С. Продукт из печей направляется в коксовые камеры, находящиеся на стадии коксования, при температуре до 490 °С и давлении 0,4 МПа. Другие камеры в это время пропаривают, охлаждают, освобождают от кокса и разогревают для подготовки к коксованию.

Продолжительность цикла коксования составляет от 24 до 40 часов в зависимости от установленной производительности установки.

Обезвоживание кокса происходит на специальной площадке в течение 48 часов, после чего его перемещают с помощью ленточного конвейера на классификацию (грохочение). Нефтяной кокс, прошедший классификацию хранится раздельно в силосах, откуда происходит отгрузка потребителю.

Нефтяной кокс, в отличие от каменноугольного, содержит повышенное количество летучих (8–20 %), серы (~ 2 %), имеет пониженную прочность, но обладает более высокой теплотой сгорания и низкой зольностью (до 2 %).

В России нефтяной кокс получают на 6-ти заводах, общим объемом производства 0,85 млн тонн.

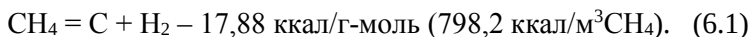
Производство формованного кокса.

Технология производства формованного кокса из некоксующихся углей (практически из любых углей), впервые предложена проф. Сапожниковым Л. М. в 1956 г. Основная идея этой технологии заключается в скоростном нагреве угольной шихты (3–0 мм) в установках кипящего слоя. Скорость нагрева в этих аппаратах настолько велика, что угольная шихта при температуре до 350 °С не успевает отдать летучие вещества в газовую фазу и частично плавится. После выдержки (1–2 мин) в области плавления угольного вещества шихта формуется под давлением (0,2–0,5 МПа) в брикеты, которые затем прокаливаются в шахтной печи, нагреваясь от 350 до 800 °С в течение 2 ч. Прочность формованного кокса, полученного по этой технологии, оказывается более высокой, чем у обычного кокса. Впервые формованный кокс был использован в промышленном масштабе в СССР в 1972 г. в доменном производстве. В дальнейшем, многочисленные промышленные опыты работы доменных печей на формованном коксе (Япония 1987г, объем печи 4250 м³) показали, что его качество полностью отвечает современным требованиям. Его производство является экологически более чистым, что наряду с экономическими преимуществами открывает перспективу для более широкого применения этого процесса.

Конверсия природного газа. Получение восстановительных газов.

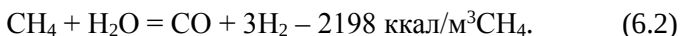
Природный газ, состоящий в основном из метана, не может непосредственно использоваться в качестве восстановителя, т. к.

при нагреве до 400–500 °С и более высоких температур он диссоциирует на водород и сажистый углерод:



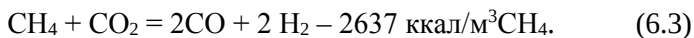
Выделяющийся сажистый углерод и графит за короткое время заполняют рабочее пространство реактора, забивают межкусковые промежутки восстанавливаемого слоя и поры кусков, отлагаются на стенках газопровода. Нельзя также не учитывать, что при этом поглощается большое количество тепла, в то время как восстановительный газ должен быть, по большинству схем получения металлов, поставщиком тепла. В связи с этим широко осуществляется конверсия природного газа, в результате которой получают восстановительные газы, состоящие главным образом из СО и Н₂.

Паровая конверсия.



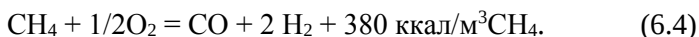
При температурах ниже 830 °С данная реакция обратима и существует опасность выпадения графита и сажистого углерода из газовой смеси. Обычно эту реакцию осуществляют с никелевым катализатором при температуре около 900 °С. В зону реакции подводят необходимое для конверсии и нагрева (1200 ккал/м³) тепло. Практически природный газ в смеси с паром пропускают через пакет заполненных катализатором труб, обогреваемых снаружи продуктами горения природного газа.

Углекислотная конверсия.



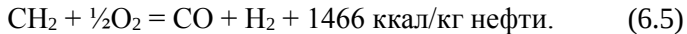
Проводится в присутствии никелевого катализатора при температуре, близкой к 1000 °С, т. к. при более низких температурах из газовой смеси выпадает графит и сажистый углерод. Эта реакция требует относительно больше тепла, чем паровая конверсия, и дает восстановительный газ с меньшей концентрацией водорода.

Кислородная конверсия. Осуществляется за счет неполного горения метана в кислороде:

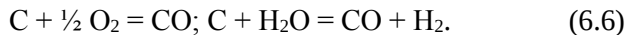


В действительности метан сначала частично сгорает в H_2O и CO_2 , которые затем реагируют с CH_4 с образованием конечного состава восстановительного газа. Несмотря на то, что реакция слабо экзотермична, в зону реагирования необходимо подводить тепло для нагрева газовой смеси до $900\text{--}1000\text{ }^\circ\text{C}$. Обычно нагревают воздух, подаваемый в конверсионную установку, до $1100\text{--}1200\text{ }^\circ\text{C}$.

Получение восстановительного газа из нефти. Требуется менее интенсивного обогрева реакционного пространства. Процесс резко экзотермичный и достигается неполным сжиганием нефти:

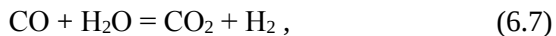


Газификация кускового угля. Осуществляется в газогенераторах при реакции неполного его горения в кислороде или воздухе, содержащем некоторое количество водяных паров:



Процесс проводится в шахтных газогенераторах с жидким золоудалением, т. к. высокие температуры в зоне горения ($1400\text{--}1500\text{ }^\circ\text{C}$) превышают температуру плавления золы угля. Газификация пылевидного угля может проводиться в реакторе с кипящим слоем. Конструкция наиболее современных газогенераторов с неподвижным слоем кускового угля и с кипящим слоем разработаны фирмами Винклер, Копперс–Тотцек, Лурги (Германия, США).

Получение водорода. В будущем большое значение получит технический чистый водород, как эффективный восстановитель, позволяющий избежать науглероживания металлов. В отличие от CO , водород не токсичен, а газообразными продуктами восстановления являются водяные пары. Водород может быть получен при термическом разложении метана ($\text{CH}_4 = \text{C} + \text{H}_2$) или по реакции:



с последующим вымыванием CO_2 из газовой смеси этаноламином ($\text{HO}\cdot\text{CH}_2\cdot\text{CH}_2\cdot\text{NH}_2$). Применяется также метод

глубокого охлаждения и частичного сжижения коксового газа с выделением из него чистого водорода, которого в этом газе содержится до 60 % (об). Наконец может быть использован электролиз воды, экономическая эффективность которого зависит от цены на электроэнергию в регионе.

Применение других видов углеродсодержащих восстановителей

Пылеугольное топливо (ПУТ) – представляет собой тонкоизмельченный (до 20–30 микрон) в специальных мельницах каменный уголь. Его достоинства – низкая стоимость, высокая теплотворная и реакционная способность. Предназначено для подачи в реакционное пространство пневмотранспортом. Недостатки – сернистость, зольность, относительная абразивность.

Мазут – тяжелый остаток прямой перегонки и крекинга нефти, состоящий из тяжелых углеводородов (содержит 83–85 % С и 10–11 % Н). Достаточно дорогостоящий вид топлива, но, обладая высокой теплотворной способностью, широко применяется в отражательных печах, особенно, в мартеновских. Теплота сгорания мазута составляет 6,1–6,4 МДж/кг, что несколько меньше, чем для кокса и ПУТ, и значительно больше, чем для природного газа. К существенным недостаткам мазута относится также повышенное содержание серы и относительно высокая вязкость (для снижения вязкости требуется подогрев).

Угольно–мазутная суспензия – смесь пылеугольного топлива и мазута. Облегчает эксплуатацию оборудования при подаче к металлургическому агрегату. В остальном – сочетает в себе положительные качества мазута и ПУТ, но, вместе с тем, и недостатки.

«Городское» топливо – брикеты из бытовых отходов. Производство данных брикетов преследует цель рациональной утилизации отходов. В частности, использование «городского» топлива (крупностью 5 мм) на одной из японских аглофабрик позволило заменить ими дефицитную и дорогостоящую коксовую мелочь.

7. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ АГРЕГАТЫ (ПЕЧИ)

Большинство процессов, связанных с восстановлением и, в целом, с производством металлов (обжиг, спекание, плавление, термообработка и т.д.), протекают успешно только при создании необходимых термодинамических условий – умеренных (500–900 °С) или высоких температурах (1500–2000 °С), определенном давлении или разряжении, удалении продуктов из зоны реакции. Осуществление пирометаллургических процессов проводят в специальных агрегатах – реакторах или печах.

Общие принципы устройства печей следующие. Рабочее пространство печи отделено от окружающей среды ограждением из огнеупорных материалов. Между наружным металлическим кожухом и огнеупорной (кирпичной) кладкой помещают слой теплоизоляционного материала, предупреждающего большие потери тепла в окружающее пространство. Печи оборудованы устройствами для загрузки и выгрузки обрабатываемого материала (руд, металла), топливосжигающими или другими устройствами для выделения в рабочем пространстве необходимого количества тепла. Во избежание преждевременного выхода из строя некоторые металлические конструкции печи или огнеупорная футеровка охлаждаются водой.

Более подробное знакомство с устройством и работой большого количества разнообразных печей студенты изучают в курсе «Металлургические печи» и непосредственно по своим специализированным курсам. Здесь же уместно лишь произвести их классификацию.

Различают следующие группы печей или реакторов.

А. По виду рабочего пространства:

- шахтные – рабочее пространство вытянуто вверх по вертикали;
- подовые, отражательные – рабочее пространство вытянуто в горизонтальной плоскости;
- вращающиеся трубчатые – процессы протекают в длинном цилиндрическом пространстве;
- камерные.

Б. По виду используемой энергии:

- топливные – тепло, необходимое для обработки материала, выделяется за счет сжигания твердого, жидкого или газообразного топлива;

- электрические – тепло образуется в результате преобразования электрической энергии;

- атомные – используется физическое тепло охлаждения атомного реактора;

- солнечные – тепло образуется за счет концентрации лучистой солнечной энергии.

В. По принципу организации теплоотдачи:

- печи–теплогенераторы, в которых тепло выделяется – генерируется в объеме обрабатываемого материала (конвертеры, индукционные печи);

- печи–теплообменники, в которых тепло нагреваемому материалу передается извне (нагревательные, обжиговые печи);

- печи смешанного типа (доменные).

Г. По назначению:

- нагревательные (сушильные, обжиговые, термические для нагрева твердого металла и др.);

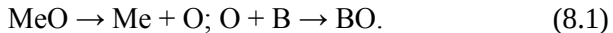
- плавильные – для превращения твердых шихтовых материалов в жидкие продукты – расплавы;

- теплообменники – для аккумуляции тепла, уносимого газом из печей, и его последующего использования (рекуператоры, регенераторы, котлы-утилизаторы).

Д. По динамичному состоянию шихты: реакторы с неподвижным слоем; реакторы с «кипящим» слоем; печи с пересыпающимся слоем и т. п.

8. ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

Согласно теории, развитой акад. А. А. Байковым, процесс восстановления, осуществляемый одновременно воздействием нагрева и восстановителя, представляет собой совокупность двух одновременно совершающихся превращений: диссоциации окисла и соединения кислорода с восстановителем с образованием нового окисла с меньшей в данных условиях упругостью диссоциации:



8.1. Классификация восстановительных процессов

В соответствии с классификацией восстановителей, процессы восстановления характеризуют по применяемому восстановителю: **1. металлотермические** – алюмотермия, силикотермия и проч.; **2. углетермические** – с использованием углерода твердого топлива; **3. процессы с использованием газообразных восстановителей**; **4. автогенные** – в качестве восстановителей используются соединения (компоненты), содержащиеся в сырье.

Кроме того, восстановительные процессы классифицируют по агрегатному состоянию восстанавливаемого материала, а, точнее, получаемого продукта восстановления (металла):

твердофазное восстановление, восстановление в **псевдоожиге** состоянии (кипящий слой), **жидкофазное** восстановление, восстановление в **газовой** фазе, **плазменное** восстановление.

Восстановительные процессы классифицируют также по конструкции применяемого реактора (агрегата, печи). Например, печи кипящего слоя, восстановление в агрегатах шахтного типа и др.

8.2. Краткая характеристика восстановительных процессов

Твердофазное восстановление осуществляется при обжиге (восстановительный обжиг), который частично рассмотрен выше. В качестве восстановителя может использоваться как

твердое топливо, так и нагретые, до необходимой температуры протекания реакции, восстановительные газы. Твердофазное восстановление преследует цель избежания затрат на расплавление шихтовых материалов и продуктов плавки. Для твердофазного восстановления применяют трубчатые, подовые (многоподовые), шахтные, муфельные, тоннельные, кольцевые печи, обжиговые конвейерные машины и др.

Восстановление в газовой фазе получает развитие в тех случаях, когда температура кипения восстанавливаемого металла и/или его окислов ниже температуры рабочего пространства реактора или восстановительной атмосферы. Например, температура возгона окисла селена менее 350 °С, температура кипения восстановленного селена 685 °С. Некоторые процессы восстановления цинка, кадмия, ртути, вельцпроцесс также можно отнести к восстановлению в газовой фазе. Вельцевание осуществляется в трубчатых вращающихся печах, имеющих уклон в сторону разгрузки 3–5°, с противоточным движением горячих газов. Продуктами вельцевания являются возгоны, содержащие до 70 % Zn, Pb, Cd, и клинкер, состоящий в основном из сопутствующего металла, шлакообразующих, остатков топлива и возгоняемых металлов.

Плазма – четвертое агрегатное состояние вещества – представляет собой ионизированную газовую систему, общий заряд которой равен нулю. Степень ионизации плазмы равна отношению количества положительных ионов к общему числу частиц: $\alpha = n/N$. Высокотемпературная плазма (более 50000 К) практически полностью ионизирована, низкотемпературная (5000–30000 К) имеет степень ионизации от 1 до 60 %. Плазму получают в плазмотронах, представляющих собой камеру в которой горит дуговой разряд с высокой плотностью тока и через которую проходит с большой скоростью газ. *Плазменное восстановление* имеет место при введении в плазму порошков окислов металла, где они плавятся, испаряются и восстанавливаются. В частности, путем карботермического восстановления MgO получают металлический магний. При этом восстановителем является углерод, входящий в состав электродов. Перспективно использование плазмы восстановительных газов, в частности водорода или монооксида

углерода, для восстановления оксидов металлов в плазменной струе, при этом восстановитель может быть как рабочим газом (т. е. плазмообразующим), так и подаваться в плазму инертного вещества. Преимуществом плазменного восстановления оксидов является возможность получения тонких и ультратонких порошков таких металлов, как молибден, вольфрам, рений, никель и др. Плазменно-металлургические процессы применяются преимущественно для получения тугоплавких металлов, в остальном же применение плазмы сдерживается высокими удельными затратами энергии, несовершенством конструкций известных плазмотронов.

Восстановление в псевдооживленном состоянии проводится в печах кипящего слоя и представляет собой, по сути, твердофазное восстановление – восстановительный обжиг. В качестве восстановителей используются, как правило, газообразные. В псевдооживленном состоянии частицы руды свободно, хаотично перемещаются в потоке газа, подаваемого снизу, без вылета из слоя. Переход от неподвижного к кипящему слою происходит при увеличении скорости газового потока, когда его подъемная сила уравнивается массой сыпучего материала. Преимущество кипящего слоя заключается в тесном контакте газа и частицы руды, огромной поверхности теплообмена и реагирования частиц, взвешенных в потоке газа. Это позволяет резко интенсифицировать теплопередачу и восстановление. К недостаткам метода следует отнести большой вынос пыли и низкую степень использования восстановительной способности газов (из-за большой их скорости). Метод не требует предварительного окускования рудного материала. Однако экономия затрат на процессы окускования приводит к увеличению затрат на очистку газов от пыли и на восстановительный газ. Печи кипящего слоя могут состоять из одной или нескольких рабочих камер. Реакционный газ подают снизу через воздушную коробку и газораспределительный под, а газообразные продукты удаляют из подсводовой части. По мере восстановления металлов из окислов, увеличивается плотность частиц твердого материала, они оседают на дно слоя, откуда и выгружаются.

Процессы жидкофазного восстановления, т. е. процессы, сопровождающиеся расплавлением шихтовых материалов и получаемого металла, в металлургии получили наибольшее развитие и заслуживают отдельного рассмотрения. Общим для данных процессов является необходимость расхода восстановителей и тепла (энергии) для расплавления исходных материалов и перегрева расплава для придания жидким фазам нужных свойств (в первую очередь, снижение вязкости), а также получение двух и более жидких фаз, отличающихся по плотности и не смешивающихся между собой. При жидкофазном восстановлении обеспечивается полный контакт между реагентами и, следовательно, высокая эффективность процесса; отделение пустой породы от восстановленного металла в шлак, а полученный металлический расплав удобен для проведения последующего рафинирования и получения изделий (например, литьем). По комбинации воздействия на металлсодержащую шихту тепла (для её расплавления) и восстановителя, жидкофазное восстановление достигается 3 способами. В одном случае, восстановитель одновременно служит источником тепла (т. е. часть восстановителя используется как топливо). В другом – внешний подвод тепла и ввод восстановителя (т. е. плавление и восстановление) осуществляется в одном реакционном пространстве. В третьем – восстановитель вводится в предварительно подготовленный расплав.

8.3. Основные процессы жидкофазного восстановления

Шахтная плавка

Шахтную плавку используют для получения металлов из кускового сырья. Шахтные печи работают на принципе противотока: шихта и твердое топливо, которое является и восстановителем, загружаются сверху и опускаются вниз, воздушное дутье подается снизу, взаимодействует с топливом с образованием газообразных продуктов сгорания, которые, поднимаясь вверх, пронизывают шихту, нагревая её. Для обеспечения высокой производительности столб шихты должен обладать хорошей газопроницаемостью. Особенностью шахтной

плавки является непременное использование кокса или другого кускового топлива, который исполняет роль фильтрующей насадки. Физико-химические процессы протекают при нагреве и расплавлении шихты, печной газ должен иметь состав и определенную скорость движения, обеспечивающие получение заданных продуктов плавки. Передача тепла от газа к материалу осуществляется за счет конвекции. Коэффициент использования тепла в шахтной печи $\sim 80\%$. Преимущества шахтной плавки: высокая удельная производительность, непрерывность процесса, высокая степень использования тепла, низкий расход огнеупоров, высокая рентабельность.

Отражательная плавка

Сущность процесса заключается в том, что нагрев и расплавление шихты осуществляется за счет тепла от сжигания топлива в газовом пространстве над ванной печи. Отражательная печь имеет горизонтально расположенную рабочую зону, и дымовые газы свободно проходят над поверхностью расплава. Передача тепла преимущественно за счет излучения свода. Работа печи может быть организована как в непрерывном, так и в периодическом режиме. Восстановительный характер плавки обеспечивается за счет введения восстановителей в шихту или в расплав. Основным достоинством отражательной плавки является её универсализм, т. е. печи данного типа могут использоваться как для восстановления, так и для рафинирования металлов, а также для ряда других вспомогательных процессов (переплавные процессы, сократительная плавка и т. п.). К другим преимуществам отражательной плавки следует отнести возможность использования неокускованного сырья (мелкодисперсного) и жидких расплавов, получение металла заданного качества (регулирование состава за счет длительности и полукоткрытости процесса). Недостатки: высокий расход тепла (степень использования $25\text{--}30\%$), меньшая производительность и повышенная длительность процесса, высокий расход огнеупоров.

Электроплавка

Электроплавка отличается от других пирометаллургических процессов источником энергии для

осуществления физико-химических превращений. Необходимая для проведения процесса температура поддерживается за счет тепла, получаемого путем преобразования электрической энергии в тепловую. Получение тепла возможно различным путем: в дуговом разряде, при протекании тока через сопротивление, при индукционном нагреве. Коэффициент использования тепла в электропечах составляет около 70 %. Восстановление осуществляется за счет введения в шихту твердых восстановителей, вдувания восстановительных газов или использования расходующего углеродного электрода. Положительной особенностью работы электропечей является движение расплава. Преимущества: универсальность, большая возможность оперативного регулирования процесса за счет изменения силы тока, возможность переработки тугоплавких шихт. Недостатки: зависимость от электроэнергии (цена и обеспечение), ограничения по содержанию влаги и фракционному составу, более высокий расход огнеупоров (чем в шахтной плавке).

Плавка в жидкой ванне

Активно развивающийся в последние годы процесс, разработанный первоначально акад. Ванюковым для переработки медьсодержащего сырья. Сущность плавки заключается в том, что перерабатываемое сырье с твердым восстановителем (топливом) и необходимыми добавками непрерывно подается на поверхность интенсивно барботируемого воздухом или кислородом шлакового расплава (т. е. дутье подается в слой жидкого шлака). Восстановление происходит в результате взаимодействия оксидного расплава с находящимся в нем твердым восстановителем (в основном, углем) и газообразным восстановителем (CO), образующимся от неполного сгорания топлива. Температурный уровень процесса поддерживается за счет выгорания углерода топлива и сульфидной серы. Жидкие продукты плавки (шлак, металл или штейн) удаляются из печи, непрерывно или периодически, с разделением благодаря разности плотностей. Барботажа ванны обеспечивает высокую скорость процесса в целом. В частности, в результате интенсивного перемешивания, снижения кажущейся вязкости достигается быстрое растворение

компонентов шихты, максимальный контакт восстановителя с окислами металлов, наиболее полное разделение продуктов плавки. Процесс не предъявляет жестких требований к качеству подготовки шихтовых материалов. Уникальность процесса состоит в его исключительной универсальности. В настоящее время, по тем или иным запатентованным способам (COREX, ROMELT и т. д.) плавка в жидкой ванне применяется для получения меди, никеля, цинка, свинца, железа, комплексных сплавов, а также используется для обеднения шлаков, переработки вторичного сырья и отходов (вплоть до бытовых и токсичных).

Металлотермическая плавка

Процесс заключается во взаимодействии металлического восстановителя с предварительно подготовленным расплавом окислов или солей. Металлотермия основана на восстановлении металлов из их соединений другими металлами за счет большего химического сродства последних к кислороду или другому неметаллу, связанных с восстанавливаемым металлом. Процесс осуществляют в плавильных камерах или горнах, а также в электропечах. Основное количество тепла необходимое для протекания процесса и плавления материалов выделяется в ходе экзотермических реакций окисления восстановителей, в качестве которых обычно используют Al, Si, Mg, Ca, Na, сплавы и лигатуры данных металлов, ферросплавы. Если процесс проводят в камерах или горнах, а исходные шихтовые материалы находятся в твердом состоянии, то для начала протекания реакции используют запальные термитные смеси (например, состоящие из селитры и стружки магния, алюминия или железа). В некоторых случаях количество выделяющегося тепла при экзотермической реакции восстановления столь значительно, что процесс приобретает взрывоопасный характер. Для предотвращения этого явления в шихту вводят теплопоглощающие компоненты (шлак, флюсы и др.). При недостатке выделяющегося тепла для расплавления получаемых материалов процесс осуществляют в электропечах, т. е. применяют внешний подвод тепла. Металлотермическая плавка целесообразна в случае невозможности использования по термодинамическим причинам более распространенных и

дешевых восстановителей 2-й и 3-й групп классификации, либо в случае необходимости получения металла, чистого по содержанию С и Н.

Конвертирование – процесс обработки расплавов (полупродуктов), заключающийся в продувке их воздухом или кислородом с целью окисления примесей и перевода последних в шлак или газ. Конвертирование широко применяется в процессах рафинирования металлов (например, является основным способом переработки чугуна в сталь). В процессах жидкофазного восстановления конвертирование имеет ограниченное значение и применяется, пожалуй, только в автогенных процессах, например, при получении черновой меди из штейна по следующим реакциям: $\text{Cu}_2\text{S} + 1,5\text{O}_2 = \text{Cu}_2\text{O} + \text{SO}_2$; $\text{Cu}_2\text{S} + 2\text{Cu}_2\text{O} = 6\text{Cu} + \text{SO}_2$.

Фьюмингование – продувка восстановительным газом шлаковых расплавов для получения легколетучих металлов (свинец, цинк, олово) или осаждения нелетучих металлов. Для продувки используют пылеугольное топливо с воздухом (углевоздушная смесь), природный газ после конверсии, смесь воздуха с природным газом или жидкими углеводородами (мазут).

Пироселекция – способ обработки расплава полиметаллического сырья с целью селективной возгонки летучих компонентов. Пироселекцию, в основном, применяют для переработки вторичного сырья. Общая схема процесса заключается в загрузке твердых материалов (лом, флюс, кокс, оборотная пыль) в печь, заливке их полупродуктом (штейн, черновая медь), продувке расплава воздухом (возможно, с углем или природным газом), сливе шлака и повторной продувке. Продуктами процесса являются жидкий металл, газ, возгоны.

9. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ РАСПЛАВЫ

Пирометаллургические процессы плавки (жидкофазное восстановление и жидкофазное рафинирование) протекают с образованием жидких фаз. Расплавы подразделяют на металлические (собственно расплавы металлов), для которых характерно взаимодействие катионов со свободными электронами и неметаллические – с ионными связями. Плотность металлических расплавов (т/м^3) зависит от типа металла от 0,534 – литий до 22,5 – осмий. Плотность сплавов на основе железа около 7, веркблея (сплав свинца с другими металлами) около 11, алюминия около 2,7.

9.1. Неметаллические расплавы

– *шлаки* – расплав оксидов, получаемых из пороодообразующих компонентов шихты. Основной функцией шлаков является ассимиляция пустой породы. Плотность шлаков – 2,8–3,2 т/м^3 ;

– *штейны* – расплав сульфидов переменного состава, в котором при плавке концентрируются металлы. Плотность штейнов выше плотности шлаков минимум на единицу – 4,5–5 т/м^3 ;

– *шпейзы* – продукт плавки (расплав), состоящий из арсенидов и/или антимонидов металлов. Плотность шпейзы – 5,6–6,5 т/м^3 .

9.2. Рафинирование металлов

Рафинированием называется процесс очистки металлов от содержащихся в нем нежелательных примесей. Рафинирование металлов осуществляется *пирометаллургическими* и *электрохимическими* способами. Примеси в металле могут находиться в механически связанном, растворенном или химически связанном состоянии. В зависимости от этого применяются химические и физические методы очистки. Технология получения ряда металлов, в зависимости от требуемой чистоты конечного продукта, может включать несколько стадий рафинирования с использованием различных способов.

9.3. Электрохимическое рафинирование

Электрохимическое рафинирование заключается в электролизе расплавов или водных растворов. Электрохимическое рафинирование преследует цель получения основного металла высокой чистоты и, в ряде случаев, попутного извлечения ценных металлов в виде концентрированного продукта (шлама). Из школьного курса известно, что электролиз – процесс обратный, протекающему в гальваническом элементе, заключается в пропускании электрического тока через растворы или расплавы. При этом положительно заряженные ионы восстанавливаются на катоде, а отрицательно заряженные окисляются на аноде, создавая тем самым направленное движение – ток. Порядок или первоочередность разрядки ионов на электродах зависит от природы вещества, определяемого величиной стандартного электродного (иначе, водородного) потенциала. В частности, для элементов – положение, занимаемое ими в ряду напряжения металлов.

Общие принципы электрохимического рафинирования заключаются в следующем. Черновой, т. е. подлежащий очистке, металл используется в виде анода, а катодом служат уже рафинированные тонкие листы этого металла. В качестве электролита применяется подкисленный (т. е. с добавлением кислоты) раствор соли рафинируемого металла. В процессе электролиза анод растворяется, образуя растворимую соль, катод же, за счет осаждения на нем металла, постепенно увеличивает свою массу. Электролит является переносчиком ионов и подвергается относительно медленному изменению. Примеси, содержащиеся в черновом металле можно разбить на три основные группы по отношению к водородному потенциалу основного металла: металлы, более электроположительные; металлы с близкими потенциалами выделения; металлы, более электроотрицательные. Более электроположительные металлы оседают в виде анодного шлама, поскольку величина анодного потенциала недостаточна для их окисления и перевода в раствор. Более электроотрицательные металлы, в присутствии ионов основного металла, осаждаться на катоде не могут,

поэтому остаются в растворе и способствуют растворению анода. Металлы с близкими потенциалами выделения, если они образуют с кислотным остатком электролита нерастворимую соль, переходят в шлам, который периодически удаляется из электролитной ванны. Если же образуется растворимая соль, то данные металлы могут выделяться на катоде вместе с основным металлом. Для предотвращения этого либо удаляют такие примеси в процессе пирометаллургического рафинирования, либо создают перетекание электролита от катода к аноду (например, путем разделения катодного и анодного пространств фильтрующей диафрагмой и создания в катодной ячейке гидростатического напора). В последнем случае электролит, обогащенный примесями, непрерывно отводится из анодной ванны, подвергается очистке и подается обратно в катодную ванну.

Для эффективного рафинирования требуется подбор оптимальных значений напряжения и силы тока. Величины создаваемых напряжений должны обеспечивать растворение анода и осаждение на катоде только основного металла. Увеличение силы тока (или плотности тока), хотя и повышает производительность, приводит к загрязнению катодного металла осаждающимися на нем более электроположительными элементами.

9.4. Пирометаллургическое рафинирование

Пирометаллургическое рафинирование заключается в удалении примесей из основного металла путем той или иной обработки расплавов при высоких температурах и получении несмешивающихся фаз с последующим их разделением. Химические способы перевода и концентрации примесей в одну из этих фаз основаны на взаимодействии примесей с реагентами, в результате которого образуются легко отделяемые соединения. Физические способы пирометаллургического рафинирования базируются на особенностях кристаллизационных процессов, а также на различной склонности металлов к переходу в газообразное состояние при определенных термодинамических условиях (проще говоря, на

разнице в температурах кипения). Основные химические способы пирометаллургического рафинирования: *окислительное, хлорирование, шлако-щелочная обработка, йодидная очистка, карбонилирование*. Основные физические способы пирометаллургического рафинирования: *ликвация, направленная кристаллизация, зонная плавка, дистилляция, ректификация, вакуумирование, продувка инертными газами*.

Окислительное рафинирование – селективное окисление примесей кислородсодержащим реагентом. Основано на большем сродстве к кислороду примесей по сравнению с основным металлом; при этом получаемый оксид примеси ограниченно растворим в основном металле. Окисление осуществляют путем продувки расплава воздухом, кислородом (в частности, конвертированием) или путем обработки жидкого металла твердыми оксидами (окалина, богатая руда или концентрат). Механизм рафинирования состоит в протекании реакции замещения между окислом основного металла и примесью (т. е. даже при использовании газообразных окислителей в первую очередь окисляется основной металл – по закону масс - и уже затем примеси): $MeO + Pr = Me + PrO$. В зависимости от природы примеси, образующий её оксид переходит либо в газовую, либо в жидкую шлаковую фазу. В последнем случае необходимо ошлакование образующихся оксидов флюсами для получения легкоплавкой, жидкоподвижной и хорошо отделяемой от металла фазы, которую желательно регулярно удалять (скачивать) для исключения обратного перехода примесей в металл. Для максимального окисления примесей расход окислителей задается в переизбытке (по сравнению со стехиометрическим). Оставшийся атомарный кислород растворяется в металле, снижая его качество, и тоже нуждается в удалении. Избыток кислорода удаляют путем проведения операции *раскисления* – восстановления оксида основного металла. Таким образом, окислительное рафинирование включает в себя следующие операции: ***расплавление, окисление, шлакообразование, скачивание шлака, раскисление, разливка***. Следует отметить, что окислительное рафинирование – наиболее распространенный пирометаллургический процесс в технологиях производства различных металлов (Fe, Cu, Pb, Ni и др.).

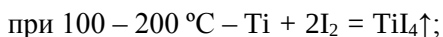
Шлако-щелочная обработка – заключается в извлечении примесей в шлаковую фазу и основано на различном средстве основного металла и примесей к химическим элементам. Включает ряд способов: обработка синтетическими шлаками, вдувание шлакообразующих порошков, использование щелочей, электрошлаковый переплав, металлотермическое рафинирование. Шлако-щелочная обработка, кроме последнего способа, применяется, в основном, в совокупности с окислительным рафинированием или раскислением, в зависимости от характера происходящих химических реакций. Такие примеси, как P, As, Sb, Sn требуется перевести в состав кислотного окисла и связать их основным окислом в устойчивое соединение. Например: $3(\text{CaO}) + 5(\text{MeO}) + 2[\text{P}] = (\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2) + 5[\text{Me}]$. Или, при щелочном рафинировании: $2[\text{As}] + 4\text{NaOH} + 2\text{NaNO}_3 = 2\text{Na}_3\text{AsO}_4 + \text{N}_2 + \text{H}_2\text{O}$. Сера же удаляется по реакции замещения, например: $\text{MeS} + \text{CaO} = \text{CaS} + \text{MeO}$; с последующим раскислением (например, $\text{Si} + \text{MeO} = \text{SiO}_2 + \text{Me}$). Металлотермическим рафинированием удаляется сера металлическим магнием: $[\text{S}] + \text{Mg} = (\text{MgS})$.

Хлорирование – заключается в продувке металлического расплава газообразным хлором. Образующиеся хлориды примесей газифицируются или всплывают на поверхность жидкой ванны с последующим их удалением. Физико-химический механизм хлорирования схож с окислительным рафинированием металлов, но не требует использования флюсов, т. к. хлориды имеют невысокую температуру плавления. Данный способ является основным при рафинировании алюминия. Вообще же, хлорирование в качестве рафинировочного процесса применяется ограниченно, хотя имеет достаточное значение при использовании совместно с ректификацией для разделения комплексного сырья на предварительных этапах металлургического передела.

Карбонилирование – процесс, основанный на способности некоторых металлов образовывать с CO соединения – карбонилы. Уникальные свойства карбониллов заключаются в их невысокой температуре кипения и склонностью к разложению полученных паров при более высоких температурах. Карбонил-процесс применим только для нескольких металлов 6 ÷ 8 групп периодической системы (например, Ni, Mo, W). Наибольшее

промышленное значение карбонил-процесс имеет в металлургии никеля. Суть процесса состоит в обрабатывании при температуре $\sim 100\text{ }^{\circ}\text{C}$ никельсодержащего материала окисью углерода под давлением, затем образовавшийся Ni(CO)_4 разлагают, повышая температуру до $200\text{ }^{\circ}\text{C}$, осаждают никель, а окись углерода возвращают в производство: $\text{Ni} + 4\text{CO} \rightarrow \text{Ni(CO)}_4 \uparrow \rightarrow \text{Ni} \downarrow + 4\text{CO}$.

Йодидная очистка – заключается в обработке металла парами йода с получением летучей соли, которая при более высокой температуре разлагается по аналогии с карбонильным процессом. Йодидная очистка применяется для рафинирования титана по следующим реакциям:



Ликвация – основана на ограничении растворимости компонентов расплава при его охлаждении, т. е. первоначально однородный состав гетерогенизируется с образованием двух фаз, различных по плотности и не смешивающихся между собой. Примесь концентрируется в одной из фаз, степень её удаления определяется не только составом фаз, но и полнотой их разделения.

Направленная кристаллизация – заключается в том, что ёмкость с гомогенизированным расплавом постепенно и медленно выводят из обогреваемого пространства печи. При этом происходит кристаллизация, в первую очередь, чистого металла, а примеси остаются в жидкой фазе. На этом основан и способ *получения монокристаллов* – вытягивание металла из расплава.

Зонная плавка – заключается в том, что вдоль относительно длинного слитка медленно перемещается узкая зона плавления, создаваемая специальным подвижным индуктором. Примеси увлекаются жидкой фазой и концентрируются на конце слитка.

Дистилляция – однократная высокотемпературная отгонка, основана на различной летучести паров основного металла и примесей. Дистилляцией, например, удаляют примеси цинка и кадмия, имеющие температуры кипения, соответственно, $907\text{ }^{\circ}\text{C}$ и $767\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Ректификация – также основана на различии в температурах кипения металлов и состоит в многократном повторении испарения и конденсации, что позволяет разделять компоненты, имеющие близкие температуры кипения.

Вакуумирование – обработка металлического расплава, заключающаяся в создании над его поверхностью разрежения. Вакуумирование применяется для повышения эффективности дистилляции и для удаления из металла растворенных газов. Механизм действия данного способа состоит в смещении равновесия фазового превращения в сторону образования паров.

Продувка инертными газами – также как и вакуумирование обеспечивает удаление из металла растворенных газов. При этом механизм действия этого способа такой же, т. е. дегазация происходит в результате снижения парциального давления растворенного компонента над жидкостью. При продувке инертными газами достигается попутно удаление из объема металла нерастворимых взвесей за счет явлений коагуляции, флотации, снижения кажущейся вязкости. Для продувки наиболее часто используют азот и аргон.

10. СХЕМЫ ПРОИЗВОДСТВА ОСНОВНЫХ МЕТАЛЛОВ

Схема производства алюминия.

Алюминий занимает третье место среди элементов по распространенности в земной коре (содержание – 8,8 %). Из большого количества разнообразных минералов Al (около 250) промышленное значение имеют корунд – Al_2O_3 , бемит – $AlOON$, нефелин – $(Na,K)_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$, гиббсит – $Al(OH)_3$, каолинит – $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$. Основным рудным сырьем для производства алюминия являются бокситы. Содержание глинозема в бокситах составляет 30÷70 %, кремнезема 0,5÷20 %, окиси железа 2÷50 %. Характеристикой качества бокситов является отношение Al_2O_3 / SiO_2 , называемое кремневым модулем. Для рентабельной переработки он должен быть не менее 2,6.

Бокситы плохо обогащаются, поэтому процесс их переработки на начальном этапе – гидрометаллургический и заключается в переводе соединений алюминия в растворимое состояние с последующим извлечением глинозема. В дальнейшем глинозем подвергают электролизу в расплаве криолита и получают металлический алюминий.

Получение глинозема осуществляется по способу Байера (для богатых бокситов) или по способу спекания (для бокситов с содержанием SiO_2 более 5 %). Перевод в растворимое состояние алюминия заключается в воздействии на глинозем концентрированной щелочи натрия: $Al_2O_3 + 2NaOH = 2NaAlO_2 + H_2O$; окислы железа, значительная часть двуокиси кремния и прочая пустая порода остаются в твердом остатке (шламе). Выщелачивание (по Байеру) ведут в автоклавах при 250° и давлении до 3Мпа. При повышенном содержании кремнезема в сырье предварительно проводят спекание последнего с каустической содой и известняком. При этом, в конечном итоге, образуется алюминат натрия и двухкальциевый силикат: $Al_2O_3 + Na_2CO_3 = 2NaAlO_2 + CO_2$; $2CaCO_3 + SiO_2 = 2CaO \cdot SiO_2 + 2CO_2$. Растворение проводят при атмосферном давлении и температуре 70-80 °C (т. к. реакции образования прошли при спекании), как правило, совмещая с (мокрым) измельчением.

Отделение алюминатного раствора от шлама производят сгущением и фильтрацией.

Декомпозиция – процесс кристаллизации глинозема. Для этого раствор разбавляют водой и охлаждают до 50–55 °С, в результате гидролиза ($\text{NaAlO}_2 + \text{H}_2\text{O} = \text{Al}(\text{OH})_3 \downarrow + \text{NaOH}$) гидроксид алюминия выпадает в осадок. Обжиг – *кальцинацию* – проводят для удаления гидратной влаги при температуре 1200 °С в трубчатых печах: $2\text{Al}(\text{OH})_3 = \text{Al}_2\text{O}_3 + 3\text{H}_2\text{O} \uparrow$. На 1 т глинозема расходуется, в зависимости от качества, от 2 до 3 т бокситов при степени извлечения от 82 до 88 %.

Алюминий отличается высоким сродством к кислороду. Поэтому применяют электролиз расплава глинозема в криолите – $3\text{NaF} \cdot \text{AlF}_3$. Криолит, в свою очередь, получают из плавикового шпата: $\text{CaF}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CaSO}_4 + 2\text{HF} \uparrow$; $\text{Al}(\text{OH})_3 + 3\text{HF} = \text{AlF}_3 + 3\text{H}_2\text{O}$; $\text{Na}_2\text{CO}_3 + 2\text{HF} = 2\text{NaF} + \text{H}_2\text{O} + \text{CO}_2$. При растворении глинозема в расплаве криолита образуются ионы AlOF_2^- и Na^+ . Электролиз проводят в электрических печах – алюминиевых ваннах, электролизерах. Катодом является подина ванны, выполненная из углеродистого материала; анод также выполняется из угольной массы и в процессе – самообжигается. Катодный процесс: $3\text{AlOF}_2^- + 6e = 2\text{Al} \downarrow + \text{AlO}_3^{3-} + 6\text{F}^-$ или $\text{Al}^{3+} + 3e = 3\text{Al} \downarrow$. Анодный процесс $3\text{AlOF}_2^- - 6e = 3\text{Al}^{3+} + 6\text{F}^- + 1,5\text{O}_2$ или $\text{O}^{2-} - 2e = 0,5\text{O}_2$. Образующийся на аноде газообразный кислород тут же реагирует с углеродом, из которого состоит анод: $\text{C} + \text{O}_2 = n\text{CO}_2 + m\text{CO}$. Таким образом, электролиз сводится к восстановлению глинозема углеродом: $\text{Al}_2\text{O}_3 + 2\text{C} = 2\text{Al} + \text{CO}_2 + \text{CO}$. Данное утверждение верно и в том плане, что основными расходными материалами являются глинозем и углерод, из которого состоит анодный электрод. Процесс электролиза – непрерывный. По ходу процесса периодически в расплав добавляют глинозем и откачивают (раз в сутки) жидкий алюминий. На 1 т алюминия расходуется до 2 т глинозема, 0,6 т анодной массы, 50 кг криолита и других добавок и около 15 МВт*ч электроэнергии. В себестоимости алюминия сырье и основные материалы занимают около 50 %, а электроэнергия примерно 30 %.

Очистку алюминия от примесей – рафинирование – осуществляют продувкой слоя жидкого металла хлором.

Образующиеся соединения всплывают на поверхность и удаляются.

Общая схема получения алюминия: **оптимизация крупности – (спекание для бедных руд) – выщелачивание – сгущение – фильтрация – декомпозиция – кальцинация – электролиз – рафинирование.**

Схема производства меди.

Медной рудой признается руда, содержащая не менее 0,5 % меди. Зачастую медные руды являются комплексными и содержат никель, цинк, свинец, золото, серебро и др. Перерабатываемые медные руды содержат от 0,5 до 7 % меди. Медь в природных минералах содержится в основном в виде сульфидов, в небольших количествах в виде окислов и редко – в самородном (свободном) виде. Пустая порода состоит из различных силикатов, содержащих окислы кальция, магния, алюминия, железа, а также кварц, пирит, карбонаты кальция и магния.

Сульфидные минералы относятся к плохо смачиваемым материалам, а окислы пустой породы к хорошо смачиваемым. Поэтому в качестве способа обогащения применяется флотация. Получаемый концентрат содержит от 10 до 40 % меди, 15–40 % серы, 5–30 % кремнезема, 10–38 % железа общего, 2–10 % глинозема, 0,5–3 % (CaO + MgO).

В промышленном производстве применяются два метода получения меди: пирометаллургический (более 80 % мирового производства) и гидрометаллургический (до 18 % мирового производства). Гидрометаллургия меди основана на растворении медных минералов в растворах серной кислоты, солей трехвалентного железа с последующим электролизом.

Пирометаллургия меди отличается своеобразием – медь получается автогенным восстановлением: $2\text{Cu}_2\text{O} + \text{Cu}_2\text{S} = 6\text{Cu} + \text{SO}_2$. Все операции предшествующие данной реакции имеют цель получение максимально чистого сульфида меди – штейна. Перед плавкой на штейн бедные и содержащие избыточную серу концентраты подвергают предварительному обжигу. Перед обжигом тонкозернистый концентрат иногда подвергают окомкованию с получением окатышей.

Сутью плавки на штейн является отделение медьсодержащих соединений от основного количества пустой породы, благодаря химическому преобразованию с получением двух отличающихся по плотности расплавов – штейна ($\sim 4,5 \text{ т/м}^3$) и шлака (менее 3 т/м^3). Химические преобразования заключаются в протекании реакций окисления серы: $\text{CuS} + 1,5\text{O}_2 = \text{CuO} + \text{SO}_2$; $2\text{CuS} + \text{O}_2 = \text{Cu}_2\text{S} + \text{SO}_2$; $2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{CuS} = \text{Cu}_2\text{S} + 4\text{FeO} + \text{SO}_2$; $6\text{CuO} + 4\text{FeS} = 3\text{Cu}_2\text{S} + 4\text{FeO} + \text{SO}_2$; частичной диссоциации окиси меди (содержащейся в шихте или образующейся) до закиси ($4\text{CuO} = 2\text{Cu}_2\text{O} + \text{O}_2$); широкого развития реакции замещения между закисью меди и сульфидом железа (вследствие большего сродства к сере у меди, чем у железа) – $\text{Cu}_2\text{O} + \text{FeS} = \text{Cu}_2\text{S} + \text{FeO}$. Образующаяся закись железа ошлаковывается кремнеземом, содержащемся в пустой породе или в добавляемом кварците. Для снижения температуры плавления и вязкости шлака в шихту вводят небольшое количество извести (известняка). Выплавка штейна проводится, в основном, в шахтных (перед плавкой концентрат необходимо окусковать) или отражательных печах; реже в электропечах, печах Ванюкова и печах взвешенной плавки. Продуктом данной первичной плавки является роштейн – сплав сульфидов меди и железа.

Полученный роштейн подвергается конвертированию (бессемерованию). При этом в первую очередь происходит окисление сульфидов железа (первый период) и, пока в штейне присутствует FeS , закись меди не образуется. Полученная закись железа ошлаковывается кремнекислотой и по мере накопления удаляется из конвертера. Процесс бессемерования ведется до получения чистой полусернистой меди – фاینштейна или белого штейна. При дальнейшей продувке получается черновая медь, содержащая 97–99 % Cu , 0,01–0,04 % Fe , 0,02–0,1 % S . В черновую медь переходят все благородные металлы, а также никель, олово, сурьма и т. п.

Для получения меди необходимой чистоты её подвергают огневому и электролитическому рафинированию, извлекая, при этом, благородные металлы. Огневое рафинирование (в отражательных печах) сводится к окислению вредных примесей, переводу их в шлак и газы. Полученная красная медь содержит

примесей 0,2–0,8 %, состоящих большей частью из благородных металлов. Красную медь разливают в пластины и используют в качестве анодов при электролизе. Электролиз проводят в электролите – растворе медного купороса с добавкой серной кислоты. Благородные металлы осаждаются в шлам. Нарощенные катоды извлекают, промывают, переплавляют и разливают в слитки. Остатки анодов возвращают на плавку огневого рафинирования.

Схема пирометаллургического получения меди: **оптимизация крупности – обогащение (флотация) – (окускование, обжиг) – плавка на штейн – конвертирование (получение черновой меди) – рафинирование (огневое и электролиз).**

Схема производства никеля.

Сырьем для производства никеля служат сульфидные и окисленные руды. «Бортовое» содержание никеля в руде 0,7 %. Сульфидные руды содержат медь, поэтому называются медно-никелевыми.

Схема переработки сульфидных руд, до получения медно-никелевого файнштейна, аналогична производству меди. Определенная сложность заключается в разделении соединений меди и никеля. Для этого файнштейн медленно охлаждают, особенно в интервале температур от 1135 до 575 °С, что позволяет раскристаллизовать сульфиды меди, никеля и металлическую фазу. После охлаждения файнштейн дробят, измельчают, подвергают флотации в сильно щелочной среде с получением медного (70 % меди и 3,5–6 % никеля) и никелевого концентрата (65–68 % никеля и 2–4 % меди). Медный концентрат перерабатывают известными способами, а никелевый концентрат подвергают окислительному обжигу, восстановительной электроплавке, переплавляют на аноды и рафинируют электролизом или карбонильным (Монда) способом.

Схема переработки окисленной никелевой руды включает операции: **усреднение – оптимизация крупности – окускование – сульфидирующая плавка на штейн – конвертирование (получение файнштейна) – измельчение – окислительный обжиг – восстановление – грануляция – рафинирование.** Окисленные никелевые руды отличаются

непостоянством состава, большой влажностью, высоким содержанием глины. Усреднение окисленных никелевых руд обеспечивает надлежащий шлаковый режим шахтной плавки на штейн. Окускование осуществляют брикетированием или агломерацией. При брикетировании связующим служит глина вмещающей породы. Плавку на штейн проводят в шахтных печах. Сульфидизатором служит пирит (FeS_2) или гипс (CaSO_4). Полученный штейн содержит ~ 20 % Ni, ~20 % S, ~60 % Fe. Извлечение никеля в штейн составляет около 80 %. Конвертированием отделяют, переводом в шлак, железо и получают файнштейн, содержащий ~ 75 % Ni и ~20 % S. После измельчения файнштейн обжигают в печах кипящего слоя и трубчатых печах с получением оксида никеля, содержащего около 2 % примесей. При наличии в полученном огарке примесей меди производят обезмеживание, путем хлорирующего обжига и выщелачивания хлорида меди. Восстанавливают никель коксом в дуговых печах, присаживают в конце плавки NiO для окисления карбида, полученный расплав гранулируют или разливают в изложницы. Черновой металл содержит около 99 % Ni. Для получения более чистого никеля его рафинируют электролизом или карбонильным способом.

Схема производства магния.

Сырьем для получения магния являются карбонатные – магнезит, доломит и хлоридные – карналлит, бишофит – минералы.

Наиболее распространенным способом является электролиз хлоридов. Доломит и магнезит подвергаются для этого хлорированию при $500\text{--}700^\circ\text{C}$: $2\text{MgO} + \text{C} + 2\text{Cl}_2 = 2\text{MgCl}_2 + \text{CO}_2 + 56,74 \text{ кДж}$; а карналлит и бишофит обезвоживают и затем плавят в электропечи. Расплав электролита поступает в электролизеры. Магний восстанавливается и всплывает у стального катода, а хлор разряжается у графитизированного анода. Во избежание взаимодействия анод отделен от катодов керамической перегородкой, а сама ванна изолирована. Напряжение на электродах 4,5–6 В, расход электроэнергии 14–15 МВт*ч/т магния. Извлеченный вакуумным насосом магний переплавляется с флюсами в слитки. Получаемый хлор, как высокотоксичный газ, должен утилизироваться. Поэтому он

возвращается на хлорирование, при использовании в качестве сырья карбонатов. При переработке природных хлоридов магния, избыток хлора используют также для хлорирования специально завозимых карбонатов, либо совмещая производства магния, титана, алюминия на одном предприятии. Общая схема: **обжиг и хлорирование – электроплавка(750–800°C) – электролиз – щелочное рафинирование.**

Магний также получают и силикотермическим способом, используя ферросилиций, по реакции: $2\text{MgO} + \text{FeSi} + \text{CaO} = 2\text{Mg}_\text{г} + 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 + \text{Fe}$. Восстановление магния становится термодинамический возможным в условиях глубокого вакуума при температурах превышающих температуру кипения магния (1107°) – 1160–1170 °С. Парообразный магний непрерывно удаляется из зоны реакции в конденсатор, а кремнезем связывается кальцием. Достоинством способа является использование дешевого доломита.

Схема производства титана.

Сырьем для производства титана являются ильменитовые ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$) и рутиловые (TiO_2) концентраты. На ильменитовом концентрате проводят восстановительную плавку в электропечах с получением чугуна и шлака, содержащего 70–80 % окиси титана. Шлак измельчают, сепарируют, смешивают с углем и пеком, брикетируют при нагреве до 800 °С без доступа воздуха. Полученные брикеты загружают в хлораторы – шахтные, солевые, кипящего слоя. Хлорирование ведется при 900–1000 °С путем подачи в фурмы хлора, который, поднимаясь вверх, расходуется в реакционной зоне высотой 0,8–1,0 м полностью: $\text{TiO}_2 + 2\text{C} + 2\text{Cl}_2 = \text{TiCl}_4 + 2\text{CO}$. Тетрахлорид титана получается в виде паров. Кроме титана в газ переходят другие хлориды, которые отделяют ректификацией. Восстанавливают титан из хлорида магнием в реакторах при 800–900 °С: $\text{TiCl}_4 + 2\text{Mg}_\text{ж} = \text{Ti}_\text{тв} + 2\text{MgCl}_{2\text{ж}}$. Твердые частицы титана спекаются в губку, хлорид магния удаляются через летку. Остатки хлоридов удаляют дистилляцией в вакууме. Губку переплавляют в вакуумной дуговой электропечи с расходуемым электродом.

Принципиальная схема: **получение концентрата – брикетирование – хлорирование – ректификация – магниетермия – вакуумная дистилляция – переплавка.**

ЧАСТЬ 2

1. ЖЕЛЕЗНЫЕ РУДЫ И ИХ ПОДГОТОВКА К ПЕРЕРАБОТКЕ

1.1. Сырьевая база черной металлургии

По распространенности в земной коре железо занимает четвертое место (после кислорода, кремния, алюминия). Особенностью месторождений железных руд является достаточно высокая концентрация железа в рудах – до 40–65 %.

Вследствие легкой обогатимости руд, нет четкой нижней границы по содержанию железа для квалификации руд как железных. Всё зависит от конкретных условий, обуславливающих рентабельность переработки. В большинстве случаев к железным относят руды с содержанием железа («бортное» содержание) – не менее 25 %, но может быть и ниже (Качканарское месторождение ~ 15 % железа в руде).

Железные руды по минералогическому типу делятся на четыре основных вида: 1) гематитовые руды – рудный минерал – гематит – Fe_2O_3 ; 2) магнетитовые руды – магнетит – Fe_3O_4 ; 3) бурые железняки – гидроксиды железа различной степени гидратации – $m\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$; 4) сидериты – FeCO_3 . Прочие разновидности руд (мартит, полумартит, титаномагнетит и др.) занимают промежуточное положение между указанными видами, либо содержат включения других элементов (металлов) в кристаллической решетке рудного минерала.

Пустая порода железных руд состоит в основном из окислов кремния, алюминия, кальция и магния. Вредными примесями при производстве черных металлов являются, в первую очередь, сера и фосфор, а также мышьяк, которые ухудшают качество металлоизделий – снижают прочность в горячем (S) и холодном (P, As) состоянии. Цинк, свинец и щелочи не растворяются в железе, но вредно воздействуют на кладку печей, чем снижают экономическую эффективность производства. Также к нежелательным примесям относятся, в большинстве случаев, хром, титан, медь, осложняющие ведение процессов. К полезным примесям железных руд можно отнести

марганец, ванадий, никель, кобальт, особенно при условии их комплексной или рациональной переработки.

Месторождения и проявления железных руд имеются практически во всех уголках земного шара. Значительными разведанными и достоверными запасами железных руд обладают Россия, Бразилия, Австралия, Украина, Китай, Канада, США, Индия, Гвинея, ЮАР. В России сосредоточены почти 17 % мировых запасов, расположенных на севере европейской части (Ковдорское, Оленегорское, Костомукшское), в центре – Курская магнитная аномалия (Лебединское, Михайловское, Яковлевское), на Урале (Северо-Ивдельское, Тагило-Кушвинское, Качканарское, Бакальское, Орско-Халиловское), в Сибири (Горная Шория, Хакасия, Коршуновское, Нижне-Ангарское), Таежное в Якутии.

Крупнейшие производители руд, млн т/год: Бразилия, Китай, Россия, Австралия – по 85–100; Украина, США – 50–75; Индия, Канада – около 40; ЮАР, Швеция, Казахстан, Либерия – 15–25; Венесуэла, Мавритания – на уровне 10. Крупнейшие потребители: Китай, Россия, США, Япония, Украина, Германия, Англия, Казахстан, Италия, Франция.

1.2. Подготовка железных руд к плавке

В настоящее время практически все добываемые руды, после комплекса подготовительных операций (дробление, грохочение, измельчение, классификация), подвергаются обогащению. Применяемые методы обогащения: *флотация, промывка, обжиг, гравитационный, электромагнитный*. Флотация, несмотря на универсальность метода, для обогащения железных руд применяется достаточно редко. Это связано с необходимостью, в большинстве случаев, с предварительной обработкой руды для придания различий в смачиваемости пустой породы и железосодержащих минералов. Промывка применяется для отделения от руды глинистой пустой породы и для получения кусковой «мытой» руды для использования непосредственно в металлургических печах. Обжиг используется для повышения концентрации железа в

руде за счет удаления углекислоты (сидерит) и гидратной влаги (бурые железняки), а также для увеличения магнитной восприимчивости соединений железа (магнетизирующий обжиг – предварительная стадия для магнитной сепарации). Гравитационные методы чаще используются совместно с магнитными, например, для полноты извлечения железа из хвостов.

Самый распространенный метод обогащения железных руд, естественно, электромагнитный, так как основан на уникальных магнитных свойствах железа и ряда его соединений. На практике магнитную сепарацию организуют по двум вариантам: сухую (СМС) и мокрую (ММС). При СМС материал подвергается только дроблению, грохочению и непосредственно сепарации, стадии измельчения и классификации отсутствуют. Концентрат СМС крупностью, примерно, 0–12 мм содержит железа на уровне 50 %, влаги на уровне 3 %. Используется либо в качестве компонента агломерационной шихты (используется также в качестве твердого окислителя в сталеплавильных процессах, как сырье в некоторых процессах внедоменного получения железа), либо как промпродукт для мокрой магнитной сепарации. Концентрат ММС проходит весь цикл подготовительных операций, содержит железа, как правило, более 60 %, влаги на уровне 10 %, имеет крупность менее 0,1 мм. Концентрат ММС из-за высокой степени измельчения и повышенной влажности непригоден для непосредственного использования в традиционных технологиях получения черных металлов и является основой для получения окускованного продукта – в основном, агломерата и окатышей.

Основными процессами окускования в черной металлургии являются производство агломерата и обожженных окатышей. В шихте современных металлургических агрегатов (в первую очередь, в доменных печах) использование сырой кусковой руды, в среднем, не превышает 2 %, доля агломерата составляет около 70 %, доля окатышей примерно 27 %. Ограниченное распространение в окусковании железных руд имеют процессы брикетирования, получения безобжиговых окатышей и перспективный процесс *HPS*.

2. ДОМЕННОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Наиболее распространенным способом получения металла из руды является доменный процесс. По классификации восстановительных процессов (см. часть 1) доменный относится к процессам жидкофазного восстановления, а именно к шахтной плавке. Целью процесса является получение чугуна – сплава железа с углеродом, содержание которого составляет около 4 %. В чугуне также всегда присутствуют примеси других элементов попутно восстанавливающихся в ходе процесса и растворяющихся в металле: Si, Mn, S, P и др. Сущность доменного процесса заключается в восстановлении железа до металлического состояния из окислов и отделении от металла пустой породы путем расплавления и за счет различия в плотностях (в 2,5 раза) чугуна и шлака. Процесс осуществляется в доменной печи – непрерывно действующем агрегате оригинальной конструкции, принцип действия которого основан на загрузке сверху шихтовых материалов и подачи снизу дутья, в результате чего происходит противоточное движение.

Входами современного доменного процесса (исходя из принципов процессного подхода) являются шихта, состоящая из железорудного кускового материала (агломерат, окатыши, руда), кокса, некоторых добавок, и комбинированного высоконагретого дутья. В количественном отношении расход материалов на одну тонну получаемого передельного чугуна составляет примерно: железорудная часть шихты – 1,6–1,8 т; кокс – 0,5 т; дутье – 1,5–2 тонн. Выходами процесса являются чугун, шлак, доменный газ и колошниковая пыль. Удельный (на тонну чугуна) приблизительный выход шлака до 0,5 т, газа – 2,5–3 т, пыли (вместе со шламами) около 0,07 тонн.

Суть преобразований заключается в последовательно-параллельных процессах восстановления, горения топлива, теплообмена, плавления и разделения продуктов плавки.

2.1. Конструкция доменной печи

Доменная печь представляет собой агрегат шахтного типа переменного (круглого) сечения. Внутреннее очертание рабочего пространства, ограниченное огнеупорной футеровкой,

называется профилем доменной печи. Профиль (рис.1) состоит из пяти составных частей (последовательно сверху вниз): *колошник* (1), *шахта* (2), *распар* (3), *заплечики* (4) и *горн* (5).

Колошник – верхняя цилиндрическая часть печи, на которую поступают шихтовые материалы. Колошник футеруется шамотным кирпичом и дополнительно, с внутренней стороны, защищается от ударных и истирающих воздействий стальными плитами (сегментами). Шахта – наибольшая по объему часть печи в виде усеченного конуса, расположенная между колошником и распаром. Распар – наиболее широкая часть печи, имеющая форму низковысотного цилиндра. Заплечики представляют собой перевернутый усеченный конус. Горн – нижняя цилиндрическая часть печи,

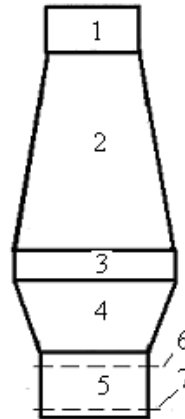


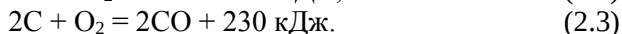
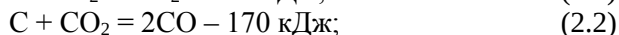
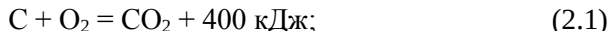
Рис. 1. Профиль доменной печи

оборудованная в верхней части равномерно расположенными по окружности на одном уровне (6) воздушными фурмами (10–40 штук в зависимости от объема печи), а в нижней – называемой металлоприемником, летками (от 1 до 4) для выпуска чугуна и шлака (7 – уровень леток). Снизу профиль доменной печи ограничен *лещадью* – подиной горна. Доменная печь опирается на фундамент. Фундамент состоит из надземной части – *пня* и подземной – *подошвы*. Снаружи доменная печь заключена в стальной кожух, толщиной 30–50 мм. Между кладкой и кожухом располагаются холодильники, а также оставляется компенсационный (от температурных расширений) зазор, заполняемый огнеупорными порошками.

2.2. Основные принципы доменного процесса

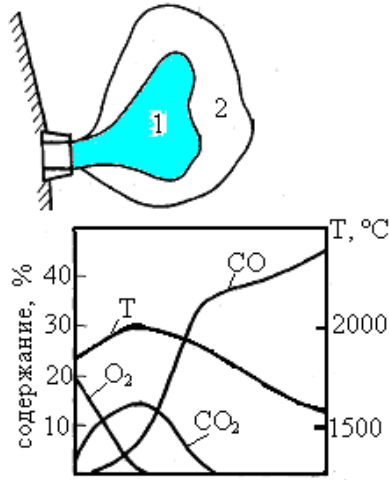
Горение топлива и образование восстановительных газов осуществляется в горне, где встречаются два потока: поступающее извне через фурмы воздушное (обогащенное кислородом и нагретое) дутье и, опускающиеся с верхних

горизонтов печи, видоизмененные шихтовые материалы, так как к данному моменту они подверглись восстановительно-тепловой обработке. Кокс в доменном процессе выполняет несколько функций и является источником тепла (топливом), восстановителем, разрыхлителем столба шихты, обеспечивает наличие фильтрующей насадки и получение восстановительных газов. По мере продвижения от колошника к горну кокс претерпевает мало изменений, освобождаясь лишь от влаги и летучих, и нагреваясь. Содержащийся в шихте кокс располагается в горне и занимает часть объема последнего, образуя коксовую насадку. Коксовая насадка постоянно расходуется за счет взаимодействия с кислородом дутья и тут же пополняется новыми порциями нагретого кокса сверху, на освободившееся от его газификации место. Кокс, попадая в район фурмы, под воздействием кинетической энергии струи дутья образует зону циркуляции, т. е. отбрасывается на некоторое расстояние и вновь возвращается в образовавшуюся пустоту. Горение углерода кокса у фурм доменной печи протекает по следующим основным реакциям¹:



Горение кокса – процесс гетерогенный и протекает на границе раздела твердой и газовой фаз. Кислород, адсорбируясь на поверхности твердого топлива, образует с углеродом комплексы переменного состава – C_mO_n , распадающиеся затем на CO и CO₂, которые десорбируются, переходя в газовую фазу. Монооксид углерода тут же окисляется до двуокиси при наличии свободного кислорода, в то же время молекулы CO₂, встречаясь с коксом, превращаются в молекулы CO. У каждой фурмы в доменной печи образуются зоны, характеризующие последовательность протекания процесса горения (рис. 2).

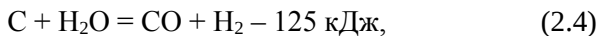
¹Здесь и далее тепловые эффекты реакций даются (кДж/моль) в приближенных целых значениях.



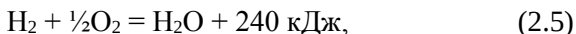
Расстояние от фурмы
Рис. 2. Фурменная зона

У самого устья фурмы состав газа определяется параметрами исходного дутья. По мере удаления от фурмы содержание кислорода непрерывно уменьшается, а диоксида углерода увеличивается. Максимум концентрации CO₂ достигается при полном исчезновении из газовой фазы свободного кислорода. Максимальному содержанию CO₂ соответствует максимальная температура очага горения. В дальнейшем содержание CO₂ непрерывно снижается и на определенном расстоянии (от фурм) достигает нуля. Полное исчезновение из газовой фазы CO₂ определяет размеры, так называемой, окислительной фурменной зоны, которая, таким образом, состоит из двух частей – кислородной (1) и углекислотной (2) зон. Монооксид углерода появляется в газовой фазе на некотором удалении от фурмы и концентрация его возрастает в направлении к оси печи. За пределами окислительной зоны углерод в газовой фазе находится только в виде CO, следовательно, конечным продуктом горения кокса у фурм доменной печи является только монооксид углерода. При этом содержание его выше теоретического, за счет протекания

реакции восстановления закиси железа. Сформировавшийся горновой газ состоит из трех компонентов: монооксида углерода (35–45 %), азота (55–60 %) и водорода (1–10 %). Водород в доменной печи образуется по реакции:



за счет естественной влажности воздуха, а также в результате применения *комбинированного* дутья. Комбинированное дутье – подаваемый в печь увлажненный до постоянного значения и обогащенный кислородом воздух с топливными добавками (природный газ, мазут, угольная пыль). При вдувании топливных добавок процесс их окисления начинается уже в канале фурмы, поэтому содержание кислорода у устья ее ниже, чем в исходном дутье. Водород, содержащийся в добавках, сгорает с образованием водяного пара:



который в окислительной зоне реагирует с углеродом кокса по предыдущей реакции, вновь образуя водород, а также окись углерода.

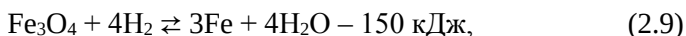
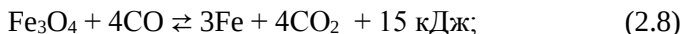
Следует отметить, что в количественном отношении объем образующихся горновых газов больше объема дутья, как минимум, на объем содержащегося в дутье кислорода.

Преобразование газов по ходу процесса. По мере продвижения газа от горна к колошнику состав и температура его непрерывно меняется. Температура снижается примерно с 2000 °С в горне до 200–300 °С на выходе из печи за счет передачи тепла шихте. Соответственно снижается их объем. Состав же газа изменяется вследствие реализации его восстановительной способности, т. е. из-за протекания реакций восстановления окислов железа и некоторых других металлов, содержащимися в газе монооксидом углерода и водородом. В составе газа появляются следующие новые компоненты (помимо CO, H₂, N₂): H₂O, CO₂. Покидающий печь доменный (колошниковый) газ в количественном отношении имеет следующий примерный состав, %: N₂ – 40; CO – 26; CO₂ – 20; H₂ – 6; H₂O – 8.

Восстановительные процессы и преобразование шихты по ходу процесса. С момента попадания шихты на колошник доменной печи, она подвергается воздействию горячего доменного газа, обладающего восстановительной способностью. На колошнике интенсивно происходит удаление гигроскопической (100 °С) и гидратной (~ 200 °С) влаги, содержащейся в компонентах шихты. В верхней части шахты, в диапазоне температур 300 – 600 °С, получают развитие процессы последовательного (от высшей степени окисленности к нулевой) восстановления железа составляющими газа по реакциям:



Данные реакции необратимы, а образующийся магнетит (Fe_3O_4) в данной области (т. е. в диапазоне температур 400–570 °С) может частично восстанавливаться до металлического железа:



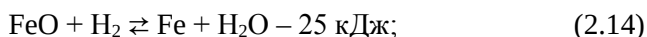
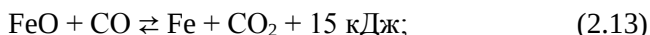
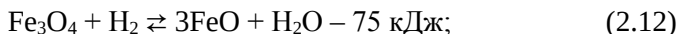
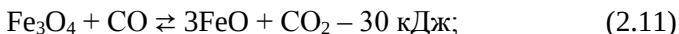
так как при температуре ниже 570 °С закись железа неустойчива. Эти реакции обратимы и полнота восстановления до металлического состояния ограничивается составом газовой фазы.

В верхней части шахты может происходить также разложение карбонатов железа, марганца, магния (кроме CaCO_3 , температура химического кипения которого более 900 °С, поэтому он разлагается на нижних горизонтах с существенным потреблением тепла)

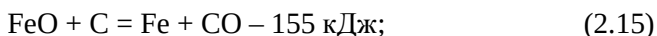


но в современных условиях ведения доменной плавки процессы декарбонизации так же, как и процессы дегидратации и испарения, утратили актуальность, что связано с работой на подготовленном окускованном сырье и коксе сухого тушения.

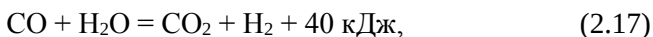
По мере опускания и нагрева шихтовых материалов выше 600 °С, в них уже не содержится Fe_2O_3 и дальнейшее восстановление железа газом протекает по реакциям:



возможность протекания которых ограничивается температурой плавления. Таким образом, в шахте доменной печи восстановление железа может осуществляться по двум схемам: при температуре ниже 570 °С – $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}$; при температуре выше 570 °С (и до ~ 1000 °С) – $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$. В шахте при умеренных (400–600 °С) температурах протекает также реакция $2\text{CO} \rightarrow \text{C} + \text{CO}_2$ в присутствии свежевосстановленного железа. Выделившийся сажистый углерод при более высоких (500 – 700 °С) температурах принимает участие в восстановлении и карбидообразовании:



При температуре ниже 810 °С термодинамический возможна реакция водяного газа:



а образующийся водород реагирует с окислами железа с образованием паров воды, которые вновь взаимодействуют с монооксидом углерода.

В шахте или «сухой» зоне железо восстанавливается на 70–80 %, а окончательное его восстановление завершается при температурах выше 1000 °С в результате взаимодействия расплава с углеродом кокса в нижних частях печи – заплечиках и горне. Реакции восстановления непосредственно углеродом окислов железа, наибольшее развитие из которых в доменной

печи имеет восстановление закиси, называют *прямым* восстановлением в отличие от *косвенного* восстановления газообразными восстановителями (CO , H_2). Они протекают со значительным потреблением тепла и поэтому необходимо стремиться к минимизации их протекания.

Поведение элементов неизбежно попадающих в доменную печь вместе с шихтой, в целом, характеризуется сродством к кислороду или местом, занимаемым в ряду напряжения металлов, относительно железа. Возможны следующие варианты:

- элементы (P, Ni, Cu, Co, As) полностью восстанавливаются и входят в состав чугуна с образованием раствора, карбида или соединения с железом;

- элементы полностью восстанавливаются, но не входят в состав чугуна из-за более высокой плотности (Pb, Bi, Ag, Au) или низкой температуры кипения (Zn, Cd);

- элементы восстанавливаются не полностью (Mn, Si, V, Cr, Ti) и в той или иной степени распределяются между чугуном и шлаком;

- элементы (Ca, Mg, др. щелочноземельные металлы, Al, B) не восстанавливаются и полностью переходят в шлак в виде оксидов;

- окислы щелочных металлов не восстанавливаются, но, имея невысокую температуру парообразования, циркулируют в рабочем пространстве, постепенно накапливаясь и откладываясь в футеровке.

Сера в восстановительной атмосфере образует с металлами, в т. ч. и с железом, сульфиды, которые распределяются между чугуном и шлаком, а часть серы в виде H_2S уносится с газом. В реальных условиях в чугун переходит не более 5 % серы от её поступления, в шлак ~ 90 %, в газ ~ 5 %.

Плавление шихтовых материалов осуществляется в определённом интервале температур. В распаре, при температуре выше 1000 °C, материал находится в пластично-вязком состоянии и здесь начинается образование жидкого шлака из пустой породы шихты. Понижению температуры плавления шлака способствуют ещё не восстановленные оксиды железа и марганца. В стекающем вниз шлаке под действием

возрастающей температуры (от 1100 до 1500 °С) постепенно расплавляется вся пустая порода, а после сгорания кокса и его зола. Свежевосстановленное железо, как уже было показано, заметно науглероживается еще в твердом состоянии. По мере науглероживания температура плавления его понижается. Науглероживаемое железо, содержащее около 4 % углерода и ~ 1–4 % примесей (Si, Mn, S, P и др.) плавится при температуре 1130–1150 °С и стекает в виде капель чугуна в горн. Окончательный состав чугуна и шлака формируется после взаимодействия жидких продуктов плавки с раскаленным коксом в заплечиках и горне, а также при фильтрации капель чугуна через слой шлака в нижней части горна – металлоприемнике. В заплечиках и горне углеродом кокса и чугуна восстанавливается основная доля трудновосстановимых элементов, входящих в состав чугуна (Si, Mn, V), из их оксидов, растворенных в шлаке, например:



Десульфурация чугуна в данной области протекает по реакции



В горне чугун и шлак из-за различия в плотностях разделяются на несмешивающиеся слои. Чугун располагается на лещади, а шлак непосредственно над ним, что предохраняет чугун от возможного окисления дутьем.

Теплообмен в доменной печи. В доменной печи теплообмен происходит в противотоке газа и шихты. Образующийся от сгорания кокса и топливных добавок в горне печи газ, с температурой около 2000 °С, поднимается вверх и вступает во взаимодействие со встречными шихтовыми материалами.

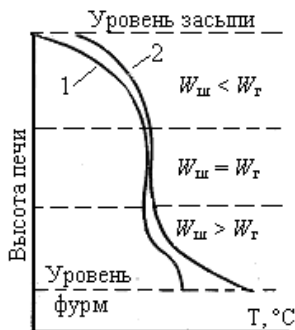


Рис. 3. Схема доменного теплообмена:
1 – температура шихты,
2 – температура газа

При этом в нижней части печи тепло газов расходуется, помимо нагрева материалов, на покрытие тепловых потребностей эндотермических реакций (в частности, прямое восстановление) и фазовое превращение (плавление).

Для оценки интенсивности теплообмена пользуются понятием *водяного эквивалента*. *Водяной эквивалент* или *водяное число* потока – это теплоемкость потока (W) равное произведению расхода потока (G) на теплоемкость вещества потока (C):

$$W = G \cdot C. \quad (2.20)$$

В доменной печи два потока (шихты и газа) характеризуются своими водяными числами: $W_{\text{ш}}$ и $W_{\text{г}}$. Возможны три варианта соотношений теплоемкости потоков и все они имеют место в доменной печи (рис. 3):

1. $W_{\text{ш}} < W_{\text{г}}$ или $m < 1$, если $m = W_{\text{ш}} / W_{\text{г}}$ – верхняя ступень интенсивного теплообмена, когда газовый поток всегда имеет избыток тепла и поэтому не охлаждается до температуры поступающей шихты; данный вариант отличает тепловую работу верхней части доменной печи (колошник и верхняя часть шахты);

2. $W_{\text{ш}} \approx W_{\text{г}}$ или $m \approx 1$ – «холостая» (резервная) зона замедленного теплообмена, когда теплопередача осуществляется пассивно, причем изменение теплосодержания одного из потоков меняет на такую же величину теплосодержание другого потока (т. е. охлаждение газового потока на 1°C приводит к нагреву потока шихты также на 1°C); данный вариант характерен для средней части доменной печи (нижняя часть шахты и распар);

3. $W_{\text{ш}} > W_{\text{г}}$ или $m > 1$ – нижняя ступень интенсивного теплообмена, когда газы охлаждаются практически до температуры поступающей шихты, а тепла газового потока не хватает на нагрев шихты до исходной температуры газов; этим вариантом характеризуется тепловая работа нижней части доменной печи (заплечики, верхняя часть горна).

В целом, благодаря наличию двух зон интенсивного теплообмена, доменная печь отличается высокой степенью использования тепла топлива. Коэффициент полезного использования тепла в ней превышает 80 %.

2.3. Работа печи и основное оборудование

Действующая печь (рис. 4) заполнена материалами и газами, герметизирована и находится под давлением. Дутье вырабатывается воздуходувными машинами (1), обогащается кислородом, увлажняется и поступает в воздухонагреватели (2), где нагревается до температуры свыше 1000 °С.

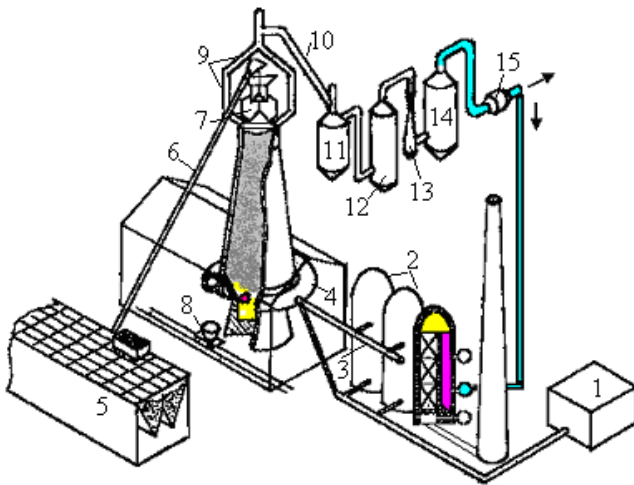


Рис. 4. Комплекс доменной печи

Воздухонагреватель представляет собой теплообменник регенеративного типа, т. е. работающий попеременно в режиме нагрева и охлаждения внутренней насадки. Каждая печь имеет комплекс из 3–4 воздухонагревателей, один из которых находится под дутьем (отдает накопленное насадкой тепло воздуху), а остальные под нагревом насадки. Топливом для нагрева насадки воздухонагревателей служит колошниковый газ, выходящий из доменной печи, иногда в смеси с природным или коксовым газом.

Нагретое дутье по прямому (3) и кольцевому (4), окружающему печь, воздухопроводу поступает на фурмы, в которые дополнительно могут подаваться топливные добавки (природный газ, мазут, угольная пыль).

Прием компонентов доменной шихты в непосредственной близости у печи осуществляется, как правило, на бункерной эстакаде (5). Бункерная эстакада предназначена для создания оперативного запаса, усреднения, механизации погрузочно-разгрузочных работ и представляет собой комплекс бункеров. Каждый компонент шихты находится в бункерах отдельно от других и дозируется в строгой пропорции. Доставка материалов от бункерной эстакады на колошник печи осуществляется через дозирочные устройства, наклонный подъемник (6) и засыпное колошниковое устройство (7). Дозировка шихты может быть организовано различными способами. Обычно это происходит путем набора порции материала из бункера вагон-весами, которые перемещаются от подбункерного пространства до наклонного подъемника, или через транспортеры весовыми воронками, расположенной над нижней частью наклонного подъемника. Наклонный подъемник состоит из моста с уложенными на него рельсами и двух *скипов* – саморазгружающихся вагонеток. На некоторых доменных печах подъем материалов на колошник осуществляется наклонными транспортерами. Засыпное колошниковое устройство предназначено для упорядоченной укладки шихты на колошник, а также для предотвращения выхода доменного газа в атмосферу. На доменных печах используются различные конструкции засыпных устройств, среди которых можно выделить два типа, получивших наибольшее распространение – двухконусный засыпной аппарат и лотковый распределитель шихты. Двухконусный аппарат состоит из приемной воронки, в которую поступает материал с наклонного подъемника, вращающегося распределителя шихты, обеспечивающего подачу материала в заданный сектор колошника, малого и большого конуса. В последнее время двухконусный засыпной аппарат повсеместно заменяется бесконусными засыпными устройствами (БЗУ). БЗУ лоткового типа содержит приемную воронку, два бункера с верхними и нижними газоуплотнительными клапанами и вращающийся лоток, расположенный в пространстве печи над уровнем засыпи.

Железорудная шихта, кокс и добавки поступают на колошник в заданном соотношении, определёнными порциями –

подачами, периодически (через 5–10 минут) – по мере опускания столба шихты. Сигналом для поступления очередной подачи служит опускание материала на некоторую величину, устанавливаемым уровнем засыпи. Опускание столба шихты происходит вследствие непрерывных процессов горения кокса, плавления материалов с образованием чугуна и шлака. По мере накопления в горне жидких продуктов плавки производят их выпуск из печи через летку на литейный двор – придоменную площадку. Открытие чугунных леток осуществляют бурмашинами, которые продельвают в леточной массе канал. Чугун, а затем шлак из горна по каналу летки попадают в главный желоб, где происходит их окончательное взаимное разделение. Главный желоб оборудован с противоположного от печи конца скимерной разделительной плитой, которая пропускает чугун через нижнее отверстие и сдерживает шлак, направляя его в боковое русло. По окончании выпуска летку заделывают специальной массой при помощи электропушки. Периодичность выпусков составляет обычно около двух часов. Чугун и шлак с литейного двора попадают в ковши (8) и в жидком виде отправляются по назначению.

Доменный (колошниковый) газ, содержащий значительное количество пыли, покидает печь через 4 отверстия в куполе печи (верхняя часть кожуха, на которое опирается засыпное устройство). С наружной стороны к куполу присоединены газоотводы (9), которые объединяются сначала симметрично попарно, а затем в один газопровод (10). По газопроводу газ поступает в пылеуловитель (11), где происходит первая стадия очистки его от пыли сухим гравитационным методом. Дальнейшая более тонкая очистка газа проводится в скрубберах (12), трубах Вентури (13), электрофильтрах (14), дроссельной группе (15), хотя основное назначение последней создание и поддержание повышенного давления в рабочем объеме печи (давление под колошником). Очищенный от пыли и обезвоженный газ используется как топливо для воздухонагревателей и на заводские нужды. Пыль и шламы направляются на окускование.

3. ВНЕДОМЕННЫЕ СПОСОБЫ ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА

Доменная печь как достаточно экономичный агрегат высокой производительности в настоящее время не имеет серьезных конкурентов и в обозримом будущем останется основным агрегатом для производства чугуна. Однако в доменном производстве имеются следующие недостатки: необходимость использования кокса и подготовленного железорудного сырья. Это предопределяет наличие в металлургическом цикле обогатительных, коксохимического и агломерационного производств. Во всем мире ощущается недостаток коксующихся каменных углей (во многих странах их вообще нет). С каждым годом становится более дорогой добыча коксующихся углей – основная масса их добывается шахтным способом, при этом глубина шахт достигает 1 км и больше. Если до 2000 г. цена на коксующийся уголь не превышала \$40/т, то в 2004 г. она составила ~ \$60/т, а в 2005 г. ~ \$100/т. На заводах с полным металлургическим циклом расход первичных энергоносителей в доменном цехе составляет 70 % общего расхода всех переделов. Немаловажно и то, что агломерационное и коксохимическое производства серьезно ухудшает экологическую обстановку. Кроме того, получение стали по схеме «доменная печь – сталеплавильный агрегат» содержит серьезное внутреннее противоречие: на первой стадии – в ходе доменной плавки – происходит не только восстановление железа из оксидов, но и насыщение железа углеродом, а в некоторых случаях серой и др. элементами, содержащимися в золе кокса. Это вынуждает организовывать вторую стадию – удаление избытка углерода и других примесей путем окисления.

Указанные проблемы подталкивают металлургов к созданию новых методов получения черных металлов, имеющих названия внедоменное или прямое получение железа, а также бескоксовая металлургия. Под внедоменными способами понимают химические, электрохимические и химико-термические процессы, которые позволяют получать непосредственно из руд, минуя доменную печь, металлическое железо в виде губки, крицы или жидкого металла без использования кокса.

Из около 30 известных и запатентованных способов производства металла прямым восстановлением, техническое значение имеют только 15 способов. В соответствии с классификацией восстановительных процессов, внедоменные способы делятся на 2 основные группы: *получение твердого губчатого железа* и *получение жидкого металла*. По виду применяемого восстановителя (жидкофазные процессы – углестермические) методы получения твердого железа подразделяются на подгруппы: углестермические и с применением газообразных восстановителей. В качестве газообразного восстановителя используется восстановительный газ, полученный при конвертировании природного газа или газификации угля, а также водород. В свою очередь, каждую подгруппу методов можно разбить на виды – по типам используемых агрегатов. Углестермические: в ретортах (способ Хоганесс); во вращающихся печах (*SL/RN*, Круп-Айзеншвамм, Электрокемиск, Стретиджик Юди); на конвейерной машине (Дуайт-Ллойд-Мак-Вейн). С применением газообразных восстановителей: в кипящем слое (*H-Iron*, *HIB*, *FIOR*); в ретортах (*HuL*); в шахтных печах (Мидрекс, Армко, Пурофер, Виберг).

В получении *твердого губчатого железа* преобладают процессы восстановления в шахтных печах газами, полученными после конверсии природного газа. Принципиальные отличия конкретных способов заключаются в методах конверсии природного газа и формах использования отходящих газов. Наибольшую популярность имеет способ Мидрекс (более 50 % мирового производства) и в несколько меньшей степени способ *HuL* (~ 25 %). В России действуют только два производства внедоменного получения железа промышленного масштаба (оба находятся в Белгородской области и принадлежат одной кампании). Одно из них реализовано на Оскольском электрометаллургическом комбинате в 1984 г. по способу Мидрекс, другое – на Лебединском ГОКе в 2000 г. по способу *HuL*. Исходным сырьем служит суперконцентрат (~ 70 % железа) из руды Лебединского ГОКа, отличающейся чистотой по содержанию вредных примесей. Из концентрата предварительно производят обожженные окатыши. Производцией

первого производства являются металлизированные окатыши, которые направляются в электросталеплавильный цех этого же предприятия. Продукцией Лебединского ГОКа являются брикеты горячего прессования, предназначенные для реализации на сторону (в основном, на экспорт).

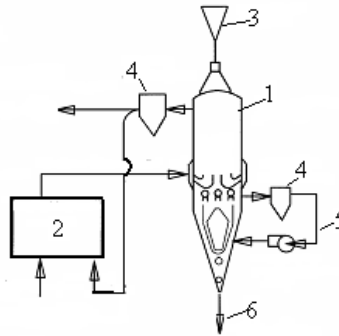


Рис. 5. Схема процесса Мидрекс (фрагмент):
 1 – шахтная печь; 2 – конверсионная установка;
 3 – загрузка; 4 – скруббер; 5 – циркуляция газа
 охлаждения; 6 – выгрузка

Технологическая схема металлизации по способу Мидрекс (рис. 5) основана на углекислотной конверсии природного газа и восстановлении окискованного сырья (окатышей) в шахтной печи. Источником углекислоты для конверсии служат отходящие газы, очищенные от пыли и воды. Шахтная печь по высоте разделена на две зоны: восстановления и охлаждения. Газ подается между зонами и на входе в агрегат имеет температуру около 750 °С, а на выходе из него около 400 °С. Охлаждение восстановленных окатышей происходит за счет циркуляции в нижней части печного газа через контур внешнего охлаждения. Металлизированный продукт, содержащий до 95 % Fe и 1–2 % C, выгружается в герметизированный бункер, где хранится в инертной атмосфере во избежание вторичного окисления.

В процессе *HyL* применяется паровая конверсия природного газа. По основной схеме данного процесса (существуют разновидности процесса – *HyL II*, *HyL III*)

восстановительный газ последовательно проходит через три реторты, заполненные кусковым железорудным сырьем. Перед подачей в каждую реторту газ подогревают до температуры $\sim 1000^\circ\text{C}$, а после выхода из неё охлаждают для удаления воды и повышения восстановительной способности. Периодически (через 2–3 часа) меняют позицию реторт, добавляя в схему реторту со свежим сырьем и удаляя из цикла реторту с максимально металлизированным материалом (т. е. прошедшим три позиции). Полученное губчатое железо частично охлаждается природным газом с одновременным науглероживанием до 2 % и подвергается горячему брикетированию. Брикетированием обеспечивается повышение плотности продукта и стойкости его против вторичного окисления.

Для оценки полноты протекания твердофазного восстановления и качества губки пользуются понятием – *степень металлизации* – процентное отношение содержания железа металлического к общему содержанию железа в продукте ($100\text{Fe}_{\text{мет}}/\text{Fe}_{\text{общ}}$). Степень металлизации окатышей в вышеприведенных процессах составляет 90–95 %.

Процессы *жидкофазного восстановления*: COREX, DIOS, HISMELT, PLASMASMELT, SUMITOMO, KAWASAKI, AusIron, LUBATTI, ROMELT и пр.

Определенное распространение получил COREX-процесс, разработанный в Германии в 1976 г. Сущность процесса состоит в загрузке руды и флюсов в восстановительную шахту, соединенную газовыми коллекторами с ниже расположенной плавильной газификационной камерой. Материал нагревается и восстанавливается до губчатого железа горячими восстановительными газами из плавильной камеры, а губчатое железо шнеком подается в плавильную газификационную камеру, где происходит окончательное восстановление и плавление. Уголь подается непосредственно в плавильную камеру на поверхность расплава, где сгорает за счет вдувания в слой шлака кислорода. Жидкими продуктами плавки являются чугун и шлак, которые периодически выпускаются через летку. COREX-процесс, по сути, представляет собой доменную печь, разделенную на две части. В данный момент права на данный

процесс принадлежат компании «Фест-Альпине», а в мире насчитывается четыре печи *Corex* (два в Индии, в Южной Корее, в ЮАР, строятся в Китае и Болгарии), которые являются модулями мини-завода (стана 2000) с выпуском продукции не более 1 млн тонн.

Перспективным процессом следует считать *ROMELT*, который реализован в опытно-промышленном варианте в Липецке. Принцип работы процесса (рис. 6) заключается в том, что в печь с расплавом через нижние фурмы (1) вдувается воздушно-кислородная смесь, барботирующая шлак. Непрерывно загружаемая сверху на поверхность шлака шихта (3) состоит из рудной части, флюсов и угля. Уголь обеспечивает восстановление окислов и является источником тепла. Дополнительный приход тепла обеспечивается дожиганием выделяющихся газов верхним рядом фурм (2) над ванной печи. Металл (4) и шлак (5) выпускаются раздельно через летки разных уровней. Отходящие газы (6) направляются на утилизацию физического и химического тепла, а затем – на газоочистку.

Получаемое по всем внедоменным способам железо является полупродуктом и нуждается в дальнейшем рафинировании и обработке.

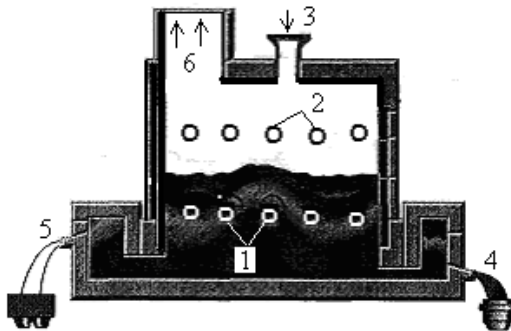


Рис. 6. Схема процесса Ромелт

Мировое производство чугуна превышает 0,5 млрд т, производство губчатого железа составляет около 17 млн т,

производство внедоменного жидкого полупродукта (по способу *Corex* и др.) на уровне 2 млн тонн. Экономические преимущества способов прямого восстановления, по сравнению с доменным процессом, определяются более низкими удельными капитальными затратами и более полным удовлетворением требований охраны окружающей среды, поскольку отпадает производство кокса. Однако новые технологии по энергопотреблению и производительности всё же уступают традиционной схеме. Процессы, связанные с потреблением природного газа, в связи с прогнозируемым истощением его запасов, не могут считаться перспективными. Доля металла, получаемого внедоменными процессами, остается на невысоком уровне – 3 %.

4. ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

Ферросплавы – сплавы железа с легирующими элементами или с элементами-раскислителями. Ферросплавы являются важными составляющими в процессе изготовления стали, так как их добавки в расплавленную сталь в заданных количествах позволяют получать стали со специальными физическими и химическими свойствами. Использование их в производстве стали вместо чистых металлов или простых веществ экономически и технологически более выгодно за счет меньшей стоимости, снижения угара, более низкой температуры плавления.

Основные типы ферросплавов, используемых в металлургии: ферромарганец (Fe-Mn), силикомарганец (Si-Mn), ферросилиций (Fe-Si), феррохром (Fe-Cr), силикохром (Fe-Cr-Si), феррованадий (Fe-V), ферротитан (Fe-Ti), феррофосфор (Fe-P), ферроникель (Fe-Ni), ферробор (Fe-B), феррониобий (Fe-Nb), ферромолибден (Fe-Mo), ферровольфрам (Fe-W).

К слову сказать, технология выплавки любой стали не обходится без применения марганцевых сплавов – Si-Mn или Fe-Mn. Качество широко применяемых ферросплавов регламентируется стандартами. Зачастую, по специальным техническим условиям, также применяют комплексные ферросплавы (содержащие несколько легирующих элементов) называемые *лигатурой*.

Исходным сырьем для получения ферросплавов служат руды (Mn, Si, Cr) или концентраты. Процесс получения ферросплавов сводится к восстановлению окислов конкретного металла-элемента и его растворению в расплавленном железе, что, в свою очередь, способствует ускорению и полноте протекания реакции восстановления.

В зависимости от вида применяемого восстановителя, ферросплавы получают углестермическим или металлостермическим способами. До недавнего времени некоторые ферросплавы (ферромарганец, ферросилиций, феррохром, ферроникель, феррофосфор) углестермическим способом получали в доменных или шахтных печах. В настоящее время основным методом получения ферросплавов

является электроплавка. Данный метод существенно снижает расход кокса (кокс используется только как восстановитель), позволяет применять кокс более мелкой и, соответственно, дешевой фракции (так называемый коксовый «орешек» – размер фракции 10–25 мм, а также коксик размером фракции 3–15 мм). При этом также обеспечивается возможность получения требуемой и регулируемой температуры процесса и исключается необходимость подачи кислорода (воздуха) для горения топлива (а значит и отсутствует вторичное окисление восстановленного металла).

Восстановительные ферросплавные электропечи (рис. 7) являются дугowymi и работают в непрерывном режиме:

шихтовые материалы в заданной пропорции загружаются в печь по мере их проплавления, а сплав и шлак периодический (каждые 1,5–4 ч) выпускаются через летку и сливной желоб в ковши. Нагрев и плавление шихты в ферросплавной печи происходит под действием тепла электрических дуг, возникающих между угольными электродами, погруженными в твердую шихту, и металлической ванны. Печи снабжены мощными трансформаторами (до 65 МВА и выше),

обеспечивающие работу при большой силе тока – 40–90 кА. Используемые угольные электроды – непрерывные, самоспекающиеся. Футеровка печи – углеродистая.

В частности, такими печами и указанным режимом их работы обеспечивается технология производства наиболее распространенных ферросплавов – ферросилиция, ферромарганца, феррохрома. Шихта для выплавки этих ферросплавов состоит из соответствующей руды, коксового

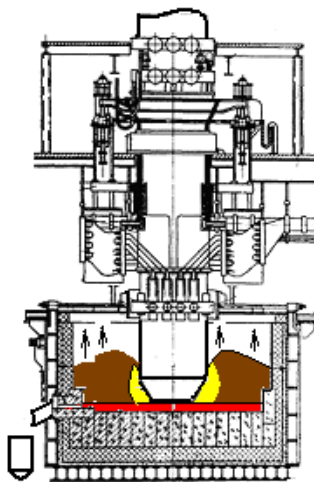


Рис. 7. Разрез ферросплавной электропечи

«ореха», железной стружки. Расход кокса около 500 кг/т сплава. Восстановление кремния, марганца, хрома требует ведение процесса при высоких температурах. Температура в пространстве печи при производстве ферросилиция составляет около 1700 °С, феррохрома ~ 1600 °С. В этих условиях степень восстановления составляет, %: кремния – 98; железа – 99; хрома – 90; алюминия – 10–55; фосфора – 100. Восстановленные кремний и железо переходят в сплав практически полностью, а алюминий, кальций, фосфор – наполовину (другая половина испаряется). Распределение марганца между сплавом, шлаком и угаром, соответственно – 60 %, 30 % и 10 %. В ферромарганце и феррохроме довольно активно растворяется углерод шихты, содержание которого в этих сплавах достигает 7–8 %. Поэтому такие сплавы называют углеродистыми. Кремний же ограничивает растворение углерода в ферросилиции. Углеродистый ферромарганец выплавляют флюсовым или бесфлюсовым методом. Во втором случае шлак, с содержанием MnO до 50–55 %, служит сырьем для получения силикомарганца.

Металлотермический способ восстановления используют для получения ферросплавов с трудно восстанавливаемыми ведущими элементами (ферротитан, феррованадий и др.) и при необходимости получения безуглеродистых ферросплавов по аналогии с металлотермической плавкой жидкофазного восстановления [4, стр. 47]. В качестве восстановителей обычно используют кремний, алюминий, ферросилиций или их смеси.

5. СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Чугун, содержащий около 94 % железа и 6 % примесей, обладает невысокими механическими свойствами и плохо поддается обработке. Поэтому изделия из чугуна, получаемые методами литья, имеют относительно ограниченную область применения. Состав чугуна для этих целей стандартизирован по маркам в зависимости от содержания кремния и называется *литейным*. Подавляющее же количество выплавляемого чугуна, называемого *передельным*, подвергается дальнейшей переработке. Цель сталеплавленного производства заключается в том, чтобы, используя чугун как сырье, получить сплав – сталь, т. е. материал с заданными потребительскими свойствами. Это достигается (и является сущностью процесса) удалением вредных примесей (рафинирование металла) и добавкой полезных элементов, т. е. получение металла заданного химического состава.

Способы производства стали можно разделить на две группы: с использованием конвертеров и с использованием печей. В конвертерах сталь получают без внешнего подвода тепла (энергии) за счет употребления уже готового расплава (жидкого чугуна) и выделяющегося тепла от экзотермических реакций окисления примесей металла. Использование твердых видов шихты (лома) в данных агрегатах лимитировано. Конвертерные способы различаются видом дутья (воздушное и кислородное), методами продувки (донная, сверху, боковая), футеровкой (кислая или основная). В печных способах осуществляется внешний подвод тепла, поэтому доля твердой шихты в них не ограничена. Данные способы различаются, в первую очередь, по виду используемой энергии (за счет горения топлива или преобразования электроэнергии). В настоящее время сталь получают по двум основным способам – кислородно-конвертерным (более 60 %) и в дуговых электропечах (до 30 %). Первым способом рациональна переработка жидкого чугуна, вторым – металлолом и твердое губчатое железо.

5.1. Основные принципы сталеплавильного производства

Входами сталеплавильного процесса (по процессному подходу) являются металлошихта, окислители, флюсы, внешнее тепло. Выходами процесса являются сталь, шлак, отходящий газ и пыль.

Для получения стали из чугуна необходимо удалить нежелательные примеси: C, Si, P, S путем окисления. Сталеплавильное производство является, по сути, рафинировочным процессом и носит окислительный характер. По мере удаления примесей из металла температура плавления последнего повышается и поэтому для производства стали требуются более высокие температуры – 1580–1620 °С.

Отличительной особенностью существующих распространенных сталеплавильных технологий является периодический характер производства (учитывая то, что в металлургическом цикле процессы до сталеплавильного агрегата – обогащение, окускование, производство чугуна – и после – непрерывная разливка, прокатка – носят непрерывный характер). В этом плане сталеплавильное производство – «узкое» место в общей схеме металлургических предприятий и в настоящее время ведутся работы по организации непрерывных сталеплавильных процессов.

Вне зависимости от конкретного способа получения стали и, используемого для этого, агрегата общая схема сталеплавильного процесса включает следующие этапы: **заправка→ завалка→ заливка→ плавление→ окислительный период→ формирование и удаление шлака→ раскисление→ легирование→ выпуск плавки.**

Заправка заключается в оперативном восстановлении разрушенных участков футеровки с помощью огнеупорных порошков.

Завалка – загрузка шихты в сталеплавильный агрегат. В шихту сталеплавильных агрегатов входит: металлическая часть (металлошихта), которая помимо чугуна может содержать лом, продукты прямого восстановления железа, ферросплавы, комбинированный (с окислителем) материал (суперком,

синтиком); твердые окислители (руда, окалина, агломерат и т. п.) и флюсующие шлакообразующие добавки (известь, доломит, боксит, плавиковый шпат).

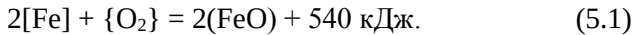
Заливка жидкого чугуна производится сразу после завалки. Использование чугуна в жидком виде, без сомнения, повышает эффективность передела, поэтому предприятия с полным металлургическим циклом имеют более экономичное производство, чем сталепрокатные заводы. Для обеспечения стабильности сталеплавильного производства жидкий чугун предварительно усредняют в миксерах. Стационарный миксер представляет собой стальную цилиндрическую емкость (типовой вместимостью 1300 и 2500 т) футерованную изнутри огнеупорами и отопляемую горелками. Чугун, поступающий в чугуновозных ковшах из доменного цеха, заливают в миксер сверху, а сливают через боковой носок поворотом вокруг оси. Миксерное отделение связано эстакадой с рабочей площадкой сталеплавильного цеха. По эстакаде чугун в ковшах поступает непосредственно к агрегатам. Наличие миксера позволяет иметь постоянный запас чугуна и выравнивать состав и температуру поступающего чугуна различных плавок (выпусков) от разных доменных печей. В миксерах могут выполняться какие-либо технологические операции (например, удаление кремния). Такие миксеры называют активными. Иногда для усреднения чугуна используют ковши миксерного типа («торпеда») емкостью до 600 т.

Плавление – перевод твердых составляющих шихты в жидкое состояние с образованием двух несмешивающихся фаз – металлического расплава и шлака. В этот период обеспечивается максимальная тепловая нагрузка печи.

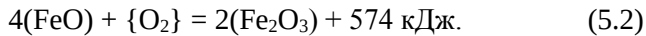
Окислительный период – процесс окислительного рафинирования – основной процесс и основное назначение сталеплавильного производства. В этот период происходит удаление углерода и одновременно примесей (Si, P, Mn) за счет окисления их кислородом. Источником кислорода является внешняя атмосфера (окружающий воздух), принудительно вдуваемый в расплав технический кислород или воздух и окислы железа (или иногда других легко восстановимых металлов), входящих в состав шихты в качестве твердых

окислителей. Химизм окислительного периода можно представить по следующей упрощенной схеме.

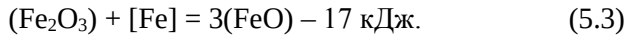
Окисление примесей обеспечивается наличием в расплаве металла кислорода, присутствие которого в свою очередь обеспечивается преимущественно (по закону масс) за счет окисления железа:



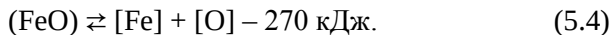
Закись железа, образующаяся и поступившая с твердыми окислителями, находится в шлаковой фазе и окисляется до окиси кислородом газовой фазы:



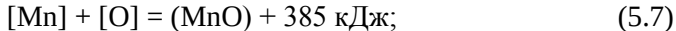
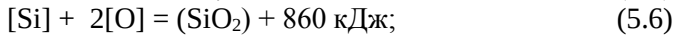
Окись железа (как образующаяся, так и поступившая с твердыми окислителями) реагирует с металлическим железом:



Так или иначе образующаяся закись железа, равно как и пришедшая с шихтой, распределяется между металлом и шлаком (т. е. может растворяться как в шлаке, так и в металле). При этом переход закиси в расплав металла обычно представляют в виде:



Примеси и, в первую очередь, углерод окисляются по реакциям:



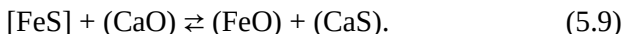
Углерод в сталеплавильных процессах окисляется именно с образованием монооксида, доля образования двуокси мала и ею можно пренебречь. Реакцию окисления углерода называют основной реакцией сталеплавильных процессов (напомним, что

основным отличием стали от чугуна является содержание углерода). Все реакции окисления примесей экзотермические, протекают с выделением большого количества тепла, что приводит к повышению температуры металла. Это, с одной стороны, является необходимостью, поскольку, по мере удаления примесей, повышается температура плавления стали (снижение содержания углерода на 1 % приводит к увеличению температуры плавления стали примерно на 70 °С), а с другой – создает условия для возможного восстановления примесей и обратного перехода их в металл.

Формированием шлака надлежащего состава окислы примесей связываются в относительно устойчивые соединения. Образование шлака начинается с момента плавления шихты. Источниками образования шлака являются добавки, флюсы, загрязнения с шихтой, а затем продукты окисления железа и примесей, разрушение футеровки. Требования к шлаку меняются в зависимости от периода плавки (и используемого агрегата). В начальный период шлак должен обеспечивать теплопередачу и переход кислорода из атмосферы в металл, в дальнейшем ассимилировать и удерживать (от обратного перехода) вредные примеси, в заключительный период препятствовать газонасыщению и угару металла, а на протяжении всей плавки – максимальную сохранность футеровки. Разъеданию футеровки препятствует наведенная основность шлака. Большинство агрегатов имеют основную футеровку, поэтому уже в завалку задают известь и доломит, а отношение CaO/SiO_2 сталеплавильных шлаков составляет 2–2,5. Теплопередача и переход кислорода из атмосферы в металл достигается наличием в шлаке окислов железа (~15 % FeO и ~5 % Fe_2O_3) в периоды плавления и окисления. Окисление кремния и фосфора идет в начале периода окисления при сравнительно невысоких температурах. Их удалению из металла и удерживанию в шлаке способствует взаимодействие с FeO с образованием Fe_2SiO_4 и $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2$. Более прочные соединения образуются при взаимодействии окислов кремния и фосфора с CaO с образованием Ca_2SiO_4 и $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$. Во избежание обратного перехода фосфора в металл при более высоких температурах этот шлак с повышенным содержанием фосфора

удаляется из конвертера или печи – производят скачивание шлака. При переработке высокофосфористых чугунов эту операцию повторяют 2–3 раза. Таким образом, удается во много раз уменьшить содержание фосфора в стали.

Сера обладает неограниченной растворимостью в жидком железе и удаляется из металла по обратимой реакции:



Однако, несмотря на высокую основность сталеплавильных шлаков, сера из стали удаляется недостаточно полно и в сталь переходит около 50 % серы шихты. Главной причиной плохой десульфурации является высокое содержание FeO в сталеплавильных шлаках, обусловленное окислительным характером процесса.

Угар железа в окислительный период достигает 2 %, а часть окисленного металла переходит в шлак. Содержание окислов железа в шлаке – 20–25 %, а выход шлака при плавке стали составляет 10–20 % от массы металла.

По мере окисления углерода возрастает концентрация в стали растворенного кислорода. Наличие кислорода ухудшает механические свойства стали и не позволяет получать заданный углерод. В связи с этим проводят операцию раскисления. Перед раскислением обычно проводят удаление первичного шлака, чем обеспечивают благоприятные условия для дальнейших периодов.

Раскисление стали – удаление из металла, растворенного или связанного кислорода. Это достигается путем введения в жидкую сталь (осаждающее или глубинное раскисление) или в шлак (диффузионный способ раскисления и обработка синтетическими шлаками) небольших количеств элементов, обладающих более высоким сродством к кислороду, чем железо или углерод. В качестве элементов-раскислителей применяются Mn, Si, Ti (в виде ферросплавов), Al, Ca, комплексные сплавы и сплавы редкоземельных металлов. В общем виде раскисление можно представить в виде:



В данной реакции [Me] может быть и [Fe] (при раскислении шлаками) в результате смещения её равновесия в сторону образования закиси железа. Продукты раскисления в виде окислов всплывают (из-за различия в плотности) и переходят в слой шлака. Раскисление достигается также при обработке металла вакуумом за счет растворенного в стали углерода. Применение конкретной технологий раскисления зависит от способа производства стали и от конкретной марки получаемой стали.

Легирование – изменение состава стали путем введения дополнительных элементов. Это позволяет улучшить свойства и получить требуемое качество металла, расширить область применения и повысить долговечность стальных изделий, что в итоге должно приводить к снижению металлопотребления в тех или иных отраслях хозяйствования. Легирующие элементы, в качестве которых используют, в основном, V, Ti, Mn, Cr, Ni, Mo, B, W, Nb, вводят в жидкую сталь главным образом в виде их ферросплавов.

Выпуск готовой плавки производят, после открытия специального отверстия (летки) в печи или наклона агрегата, по сливному желобу в сталеразливочные ковши. В период выпуска стали могут проводиться операции раскисления, легирования и дополнительная обработка металла на желобе или в ковше. В этот период должны быть обеспечены мероприятия, сводящие к минимуму угар и потери металла.

5.2. Основные сталеплавильные технологии

5.2.1. Мартеновское производство стали

В 1864 г. Пьер Мартен провел первую плавку стали в печи своей конструкции и почти век после этого подавляющее количество стали в мире выплавлялось в мартеновских печах. Это было связано с универсальностью данного способа производства – возможность получения любых марок стали с использованием любых типов чугунов в любом соотношении жидкого и твердого металла (чугуна и скрапа) и при существовавших ранее методах контроля и анализа. В

настоящее же время от мартеновских печей отказались все металлурги мира, только в странах СНГ доля мартеновского производства ещё составляет около 30 % (в мире, за счет этого, около 3 %). Но и в СНГ мартеновские печи постепенно выводятся из эксплуатации, в частности, ожидается, что в России к 2010 г. доля мартеновской стали не превысит 10 %.

Мартеновская печь (рис. 8) представляет собой агрегат отражательного типа. Комплекс печи включает следующие

основные элементы: рабочее пространство (1), головки (2), вертикальные каналы (3), шлаковики (4), регенераторы (5), борова, перекидные клапаны, котел-утилизатор (6), газоочистка (7), дымовая труба (8), вентилятор (9). Рабочее пространство печи ограничено передней и задней стенками, сверху – сводом, снизу – подом, с торцов – головками. В передней стенке расположены

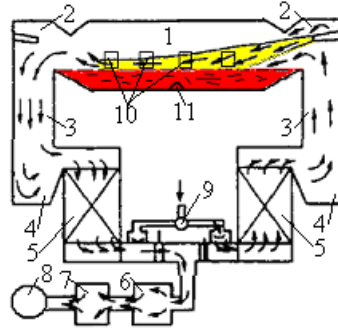


Рис. 8. Устройство мартена

завалочные окна (10) для загрузки шихты и заливки (по желобу) чугуна, а в низу задней (на стыке с подом) – стальной выпускное отверстие (11). Футеровку печи выполняют комбинированной: арматурный – из шамота, между ним и стальным корпусом – теплоизоляционный слой (пористый шамот), рабочий (внутренний) слой – в зависимости от характера плавки (на кислых или основных шлаках) – из динаса или магнезита, а поверх рабочего слоя делается соответствующая наварка (песок или магнезитовый порошок). Производство стали мартеновским способом осуществлялось преимущественно в основных печах. Свод печи изготавливают из термостойкого магнезитохромитового или динасового кирпича. Через головки подают топливо и воздух и удаляют продукты горения (дым), периодически сменяя направление движения газа над ванной. Рабочее пространство от головок и через вертикальные каналы и шлаковики соединено с регенераторами. Регенераторы являются обязательным элементом мартеновских печей, без которых

невозможно было достичь требуемой температуры и получать сталь в расплавленном состоянии. Шлаковики служат для грубой очистки отходящих газов за счет оседания в них крупных частиц пыли. Дымовые газы после регенераторов по боровам либо поступают напрямую в дымовую трубу, либо перед сбросом в атмосферу проходят газоочистку (например, сухие электрофилтры) для более тонкой очистки газов и котел-утилизатор для утилизации их тепла. Дымовая труба должна создавать тягу, обеспечивающую преодоление сопротивления газового тракта. Поэтому высота дымовых труб крупных мартенов превышает 100 м.

Для переработки высокофосфористых чугунов использовались качающиеся мартеновские печи, которые имели цилиндрическую нижнюю поверхность и могли отклоняться от вертикали, что позволяло многократно скачивать шлак через завалочные окна. Такие печи применяются также в литейных цехах, где требуется часто выдавать жидкую сталь небольшими порциями.

Емкость средних мартенов составляла 125–300 т, а большегрузных достигала 900 тонн. Особенностью мартеновской плавки является то, что тепло и кислород к ванне металла поступает сверху через слой шлака. Поэтому для обеспечения надлежащей скорости процесса печь имеет большую поверхность расплавленного металла ($0,5 \text{ м}^2/\text{т}$) при небольшой глубине ванны ($\sim 1 \text{ м}$).

Принцип работы печи заключается в том, что после загрузки шихты, через одну из головок подают топливо (мазут, природный газ) и подогретый в регенераторе до $\sim 1200^\circ\text{C}$ воздух от вентилятора, что обеспечивает температуру факела $\sim 1900^\circ\text{C}$. Факел для эффективной теплопередачи должен соприкасаться с ванной и расстилаться по ее поверхности. Тепло от факела к ванне передается примерно на 85 % излучением, а 15 % – конвекцией. Отходящий газ выходит из печи через головку на другом конце печи с температурой $\sim 1500^\circ\text{C}$ и отдает основное количество тепла огнеупорной насадке противоположного регенератора. По мере остывания регенератора «под дутьем» и нагрева регенератора «под газом»,

производят перекидку клапанов, в результате которой направление газового потока меняется на обратное.

В мартеновском процессе имеется температурная неоднородность по длине и глубине ванны, при этом температура шлака всегда выше температуры металла. Выравниванию температуры способствует организация «кипения» ванны за счет выделяющихся пузырьков СО от окисления углерода. Источником кислорода являются избыток его в нагнетаемом (для сжигания топлива) воздухе, продукты сгорания (CO_2 , H_2O), а также дополнительно вводимые твердые окислители. По достижении определенного состава и температуры металла, прекращают кипение ванны вводом раскислителей и легирующих.

Общая продолжительность мартеновской плавки превышает 6 часов, коэффициент использования тепла составляет менее 50 %.

В зависимости от состава шихты мартеновский процесс имеет две разновидности: *скрап-рудный* и *скрап-процесс*. В наиболее распространенном скрап-рудном процессе доля в шихте жидкого чугуна достигает 60 % (доля скрапа не более 30 %), что требует повышенного расхода твердых окислителей – руды, агломерата, окатышей – около 10 %, а также флюсов. В скрап-процессе основой шихты является стальной лом и требуется только переплав металла. Это позволяет вести процесс на кислом поду (футеровке), что обеспечивает повышенную чистоту стали по газовым и неметаллическим включениям. Для «кипения» ванны в шихту специально вводят карбюризаторы – углеродсодержащие добавки (твердый чугун, кокс и др.).

В заключение необходимо еще раз отметить, что, несмотря на хорошо отработанную технологию плавки, мартеновский процесс в значительной степени проигрывает конвертерному и электросталеплавильному производству во всех отношениях. Поэтому мартеновские печи и технология плавки относятся уже больше к истории металлургии, также как и пудлинговый процесс.

5.2.2. Производство стали в конвертерах

Выделение большого количества тепла при окислении примесей железа кислородом воздуха позволяет перерабатывать жидкий чугун в сталь без дополнительных затрат на нагрев металла. Впервые такой процесс передела чугуна в сталь разработал в 1856 г., а затем в 1860 г. реализовал англичанин Генри Бессемер. Суть процесса, получившего название бессемеровского, заключалась в продувке воздухом жидкого металла через днище специального агрегата – конвертера. Конструкция конвертера, которая принципиально не изменилась до сих пор, представляла собой грушевидный сосуд, состоящий из стального кожуха и внутренней футеровки, который мог поворачиваться вокруг горизонтальной оси. Бессемеровским процессом перерабатывались чугуны чистые по содержанию вредных примесей (S и P) и с повышенным содержанием кремния (~1,5 %). За счет окисления последнего, а также марганца и железа, в первые минуты продувки температура металла резко возрастала до 1650 °С и можно было без опасения за снижение жидкоподвижности расплавов (из-за повышения температуры плавления) продолжать продувку с целью удаления углерода. Ход процесса хорошо наблюдается визуально: окислению углерода сопутствует пламя, образующееся за счет догорания монооксида углерода в атмосфере над ванной; падение пламени и появление бурого дыма (окисление железа) свидетельствуют о снижении содержания углерода (до 0,1–0,2 %) и необходимости прекращать продувку. Поскольку бессемеровский шлак состоит из силикатов железа и марганца, футеровка конвертера должна выполняться кислой, т. е. из кремнеземсодержащих материалов (динас, кварц и т. п.). Это не позволяет вводить известь и эффективно удалять из металла фосфор и серу.

В томасовском² процессе футеровка конвертера выполнялась основной (из обожженного доломита), предварительно загружалась известь для ошлакования фосфора, кремния, серы и перерабатывались чугуны с высоким

² Впервые осуществлен англичанином С. Томасом в 1878 г.

содержанием фосфора (1,5–2 %), окисление которого служило основным источником тепла для нагрева металла. Применяемым для продувки окислителем здесь также являлся воздух, а состав чугуна лимитировался по содержанию кремния (до 0,7 %).

Оба процесса имели большое значение для технического прогресса. Высокая скорость передела чугуна в сталь – продолжительность плавки около 30 минут (при чистом времени продувки 15–20 минут) – позволило организовать массовое производство стали. Вместе с тем, данным способам присущи существенные недостатки, связанные с применением воздушного дутья. Азот, содержащийся в воздухе, является балластом в тепловом и энергетическом отношении (т. е. тратятся лишние тепло на нагрев и энергия на вдувание азота). Выделяющегося тепла от окисления примесей хватает только на передел жидкого чугуна в сталь, попутная переработка лома при данных процессах невозможна. При этом в чугуне должно быть обеспечено необходимое содержание примесей, или, иными словами, чугун должен быть определенного состава. К тому же азот растворяется в стали (до 0,03 %), что отрицательно влияет на ее качество.

После освоения (в конце 40-х годов XX в.) способов разделения воздуха появилась возможность получать кислород в промышленных масштабах и использовать его в металлургических процессах. Применение в конвертерах кислородного дутья взамен воздушного незамедлительно продемонстрировало своё преимущество, однако оказалось неприемлемым из-за низкой стойкости донных фурм (требовалась замена после каждой плавки) и возможности прогара днища. Поэтому некоторое время (1950–1965 гг.) практиковались технологии переработки чугуна продувкой воздухом, обогащенным кислородом, парокислородной смесью, смесью кислорода с углекислым газом. Разработка и реализация (в середине 50-х гг. XX в.) методов продувки металла в конвертере сверху, позволили все-таки перейти на полностью кислородное дутье, что позволило перерабатывать любые виды чугуна с получением стали хорошего качества (в частности, содержание азота в металле снижается в 10 раз). Данный процесс получил название кислородно-конвертерного (также *LD*

и ВОР) и к настоящему времени является основным способом получения стали в мире.

Кислородно-конвертерный процесс заключается в выплавке стали из чугуна с добавкой до 30 % лома в конвертере с основной футеровкой за счет вдувания сверху кислорода через независимую водоохлаждаемую фурму. Конструкция кислородного конвертера (рис. 9), также как и бессемеровского, имеет грушевидную форму, в которой можно выделить три части: верхнюю (шлемную) в виде усеченного конуса, среднюю цилиндрическую и сферическое днище. Корпус конвертера выполняется сварным, обычно глухондным, но может быть и с разъемным днищем. Верхняя часть корпуса имеет приварную летку для выпуска стали (1) со сменным обрам-

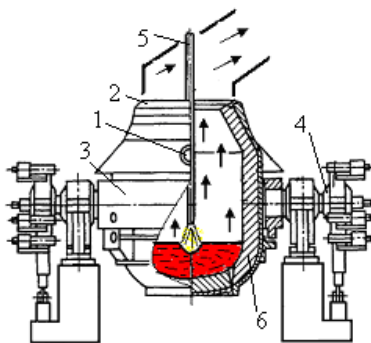


Рис. 9. Кислородный конвертер

ляющим фланцем и съемную горловину (2). Снаружи конвертер в средней части закреплен в опорное кольцо (3), которое соединено с механизмом поворота (4). Фурма (5) вводится в конвертер строго по оси и представляет собой три concentрично размещенные одна в другой стальные трубы, одна из которых служит для подачи кислорода (как правило, центральная), а две другие для подвода (средняя) и отвода (наружная) охлаждающей воды. К нижнему концу фурмы разъемным соединением (для возможности быстрой замены) крепится медное одно- или многоканальное сопло. Фурменный комплекс включает в себя механизмы подъема и перемещения фурмы, а также резервную фурму. Футеровка конвертера (6), в большинстве случаев, имеет основной характер и состоит из нескольких слоёв: рабочего (внутреннего) из смолодоломитового кирпича, промежуточного из смолодоломитовой массы, арматурного (предохраняющего кожух) из магнезитового (магнезитохромитового, доломитового) материала. Общая толщина футеровки

современных конвертеров достигает 1 м и может изменяться в процессе эксплуатации. Стойкость футеровки составляет до 1000 плавов, а при систематическом торкретировании (условно – заправки) или применении технологии раздува шлака (т. е. создания защитного шлакового гарнисажа) может достигать 5000 плавов. При этом постоянно эксплуатируемый (до 40 плавов в сутки) конвертер имеет длительность кампании (до капитального ремонта) 4–6 месяцев.

Технология кислородно-конвертерного передела организована следующим образом. В наклоненный агрегат производится аккуратная по лотку завалка лома, шлакообразующих и заливается жидкий чугун, на что уходит 5–10 минут. Затем конвертер ставится в вертикальное положение, в него опускается фурма и в течение 12–17 мин осуществляется продувка (окислительный период). В этот период регулируется расстояние между фурмой и поверхностью металла: первоначально фурма ставится в более высокое положение – на уровень ~ 1,5 м от ванны, что обеспечивает растекание кислорода по всей поверхности расплава, быстрый и равномерный нагрев металла и шлака за счет окисления кремния, марганца, фосфора, железа. Примерно через 4 мин. от начала продувки фурму опускают до оптимального (например, на уровень 0,7 м от ванны) положения, которое обеспечивает высокую скорость выгорания углерода. Ход конвертерной плавки в период продувки наглядно демонстрирует рис.10. После окончания продувки (до заданного значения углерода) поднимается фурма, конвертер поворачивается в горизонтальное положение, производится отбор проб и замер температуры. При достижении желаемых результатов открывается летка, сливается в сталеразливочный ковш металл, а затем – переворотом конвертера на другую сторону – шлак, осуществляется оперативный ремонт футеровки. В период выпуска производится раскисление и легирование стали. На заключительные после продувки операции уходит 10–20 минут, а общая продолжительность конвертерной плавки составляет от 30 до 45 минут.

Выход отходящих конвертерных газов, состоящих (в %) из CO (85), CO₂ (10), N₂ (5) и имеющих температуру до 1500 °С, составляет 70–80 м³/т стали с содержанием около 0,3 кг/м³ пыли.

Поэтому все современные конвертера оборудованы системами утилизации тепла и газоочистки.

Современные конвертера, используемые в России, характеризуются следующими параметрами:

- емкость – 160–400 т;
- удельный объем – 0,8–1,0 м³/т;
- глубина ванны – 1,5–2,0 м;
- удельная площадь поверхности ванны – 0,12–0,18 м²/т;
- интенсивность продувки 3–7 м³/(т·мин.).

Стремление дальнейшего совершенствования конвертерного процесса привело к разработке следующих способов продувки и обработки металла: донная продувка кислородом в защитной рубашке природного газа, боковая продувка, комбинированная продувка (в т. ч. с подачей снизу инертного газа), вдувание шлакообразующих реагентов и др.

Этими способами обеспечивается интенсификация процесса, снижение угара железа, повышается однородность металла и т. д., но несколько усложняется конструкция агрегата. Доля выплавляемой по данным способам стали не превышает 10 % от объема производства конвертерной стали.

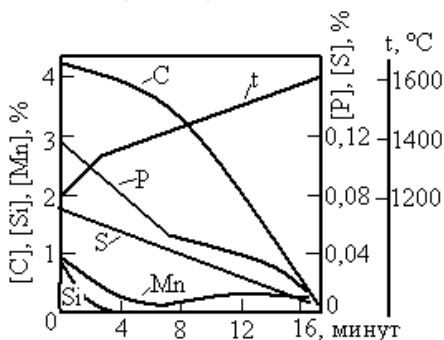


Рис. 10. Температура и состав металла по ходу конвертерной плавки

5.2.3. Производство стали в электропечах

Классификация электропечей основана на принципе превращения электрической энергии в тепловую. По этому принципу различают печи сопротивления, дуговые, индукционные, плазменного и электроннолучевого нагрева. В печах сопротивления тепло выделяется при прохождении тока по проводнику, обладающему электросопротивлением. Электроннолучевой нагрев происходит за счет аккумуляции

части кинетической энергии потока электронов, направляемого на поверхность металла. В дуговых печах преобразование электроэнергии в тепловую осуществляется в электрической дуге, являющейся одной из форм разряда в газовой фазе. При прямом нагреве дуга возникает между электродом и металлом, при косвенном нагреве – между электродами. При пропускании через зону дугового разряда с высокой плотностью тока газа, последний ионизируется и обеспечивает плазменный нагрев. Индукционный нагрев металла вызывается возникающими в нем вихревыми токами, возбуждаемыми, в свою очередь, магнитным полем при прохождении тока по обмотке индуктора. Печи сопротивления, электроннолучевого и плазменного нагрева применяются ограниченно, а именно – в спецметаллургии для переплавных процессов с целью дальнейшего повышения качества металла. Для промышленного производства стали используются индукционные и дуговые печи.

Емкость индукционных печей может достигать 60 т, в большинстве же случаев их емкость не превышает нескольких тонн. Учитывая небольшую производительность (следовательно, повышенные затраты на передел), в индукционных печах получают сталь особых свойств и повышенного качества. Поскольку тепло генерируется в объеме металла, шлак может нагреваться только от него и получается относительно холодным. Поэтому плавка ведется без рафинирования двумя методами: *переплава* легированного лома и *сплавления* нелегированного лома, металлizedованного сырья с ферросплавами. Используемое сырье должно быть чистым по содержанию вредных примесей. В конструкции индукционной печи можно выделить следующие основные элементы: водоохлаждаемый индуктор, каркас (кожух), огнеупорный тигель. В состав плавильной установки входит также механизм наклона и внешнее электрооборудование – генератор, блок конденсаторов. Тигель изготавливают из основных или кислых огнеупоров. Стойкость кислой футеровки значительно выше основной, но в печах с такой футеровкой нельзя выплавлять марки стали с высоким содержанием элементов, которые могут взаимодействовать с кремнеземом. В печах с основной футеровкой можно выплавлять любые марки стали.

Отличительной особенностью индукционной плавки является электродинамическое перемешивание жидкого металла, что обеспечивает его однородность. К другим достоинствам данной плавки относятся незначительный угар металла (в том числе дорогих легирующих элементов) и низкое газонасыщение. Плавка ведется примерно в следующей последовательности: загрузка шихты вместе с ферросплавами, включение тока, начало плавления, догрузка оставшегося материала после оседания шихты, полное расплавление, промежуточный слив и наведение нового шлака, корректировка состава металла, выпуск. Общая продолжительность плавки составляет 1–2 часа. Малые габариты индукционных печей позволяют организовать ведение плавки в вакууме или инертной атмосфере. Этим в свою очередь достигается получение стали со сверхнизким содержанием газов и неметаллических примесей и возможность легирования элементами с высоким сродством к кислороду без их потерь на угар.

Основными агрегатами для получения электросталей являются трехфазные, трехэлектродные дуговые печи с основной футеровкой и непроводящей подиной емкостью до 300 тонн.

В конструкции дуговой электропечи (рис.11) можно выделить следующие основные элементы: цилиндрический корпус (1), сферический под (2), куполообразный съемный свод (3). В своде печи имеются три отверстия, через которые проходят графитированные электроды (4). Каждый электрод имеет свой независимый механизм зажима (электрододержатель) и перемещения. В современных печах в своде делают ещё одно отдельное

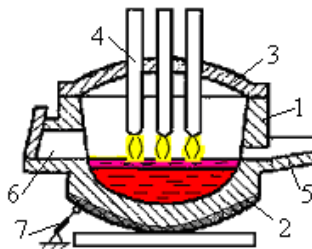


Рис. 11. Дуговая электропечь

отверстие для отвода газов. Корпус с одной стороны оборудован сталевыпускным отверстием с примыкающим к нему желобу (5), с противоположной – рабочим окном (6) с заслонкой. Подина печи опирается на люльку (несущая конструкция),

которая соединена с механизмом наклона (7). Дополнительно печь оснащена механизмами поворота корпуса вокруг вертикальной оси, подъема и поворота свода. Кожух печи изготавливают из стального листа толщиной до 40 мм. Футеровка рабочего пространства выполняется комбинированно: подина состоит из изоляционного (асбест, шамот) и рабочего (магнезитовый кирпич) слоев, стенки выкладываются хромомагнезитовым кирпичом, свод выполняется из магнезитохромитового кирпича. Основным электрооборудованием в комплексе дуговой печи является трансформатор, преобразующий энергию высокого напряжения в энергию низкого напряжения и подающий ток на электроды. Стоимость трансформатора – основная статья в капитальных затратах при строительстве плавильной установки.

Технология дуговой плавки определяется исходными шихтовыми материалами и, в зависимости от этого, проводится двумя способами. По первому способу проплавляются только вторичные металлы (т. е. металлолом и легированные отходы) практически без окисления примесей. В данном способе процесс сводится к простому переплаву металлошихты, а требуемый химический состав стали получают расчетным подбором исходных компонентов и небольшой корректировкой в конце плавки. Вторым способом, имеющим большее значение, проплавляется свежая углеродистая шихта с применением окислителей. Технология плавки по данному процессу, последовательность отдельных этапов аналогична вышеприведенной общей схеме сталеплавильных процессов и сводится к следующему. После выпуска очередной плавки производится заправка печи и загрузка шихты. Загрузку производят бадьями сверху при отведенном своде. После этого устанавливают свод на место, опускают электроды и подают на них ток при максимальной мощности трансформатора – начинается период плавления. От высокой температуры дуг металл под электродами переходит в расплав и стекает к центру подины. Электроды постепенно опускаются, при заданной длине дуги, и образуют в шихте «колодцы». По мере полного проплавления материала под электродами, для ускорения процесса, аналогичным образом ещё дважды электроды

продельывают в шихте «колодцы» за счет поворота корпуса печи вокруг вертикальной оси в одну и другую сторону на 40°. Время полного расплавления зависит от мощности трансформатора и составляет 1,5–2,5 часа. В период плавления происходит окисление кремния, фосфора, марганца, частично железа и углерода за счет кислорода воздуха и окислов железа, внесенных шихтой. Перед окислительным периодом производят через рабочее окно скачивание шлака, в который перешло значительное количество фосфора, и вводят свежие шлакообразующие. В качестве окислителей применяют окалину, железорудный материал, технический кислород. Обработку расплава окислителями ведут на протяжении всего данного периода, непрерывно удаляя вспененный (от выделяющегося СО) шлак через рабочее окно. Окислительный период продолжают до обеспечения заданного содержания углерода и снижения содержания фосфора до 0,010–0,015 %, а заканчивают сливом окислительного шлака. Продолжительность данного периода составляет 30–70 минут. В последующий восстановительный период производится раскисление, легирование стали, корректировка её состава и температуры. В этот период содержание FeO в шлаке снижается до 0,5 % и успешно протекает десульфурация металла. Готовую сталь выпускают по сливному желобу путем наклона печи. Общая продолжительность плавки занимает 3,5–5 часов. Расход электроэнергии составляет 500–700 кВт·ч/т стали.

5.2.4. Производство стали в агрегатах непрерывного действия

Как уже отмечалось, существующие сталеплавильные агрегаты (конвертеры, мартеновские, дуговые, индукционные печи и т. д.) имеют периодический характер производства и присущие, в связи с этим, недостатки. Даже, несмотря на высокий уровень современного сталеплавильного производства, доля времени простоя агрегатов, связанная с проведением вспомогательных операций (заправка, завалка, выпуск плавки и т. д.), занимает до половины общей продолжительности плавки или цикла. Дальнейшее повышение удельной

производительности может быть достигнуто за счет сокращения времени, затрачиваемого именно на вспомогательные операции. И в этом отношении создание сталеплавильных агрегатов непрерывного действия (САНД) является возможным вариантом решения проблемы.

Разработкой конструкции сталеплавильного агрегата непрерывного действия и отработкой технологии выплавки стали в этом агрегате занимаются специалисты во многих странах мира, но надежного практического решения пока ещё не найдено. Во-первых, это связано с необходимостью создания различных условий для одновременного удаления из чугуна разнородных по своим термохимическим свойствам примесей. Во-вторых, принятая схема сталеплавильного процесса содержит этапы, исключающие их совместное проведение (например, окислительный период и раскисление). В-третьих, конструктивно сложно создать агрегат, который должен обеспечивать требуемую последовательность технологических операций и обладать высокой стойкостью в условиях высоких температур и агрессивной среды при отсутствии возможности заправки (профилактического ремонта). И, наконец, техническое решение должно обеспечивать экономическую выгоду по сравнению с действующими современными процессами.

Тем не менее, к настоящему времени предложены различные варианты конструкций САНД и технологий выплавки в них стали, которые можно разбить на группы:

- по количеству стадий процесса: *многостадийные* (с разделением этапов), т. е. в отдельной части агрегата проводится одна или несколько технологических операций (дефосфорация, десульфурация, раскисление и т. п.); *одностадийные*, когда все этапы совмещены и все примеси удаляются одновременно;

- по конструкции агрегата: *подовые*, в которых газообразные и твердые реагенты (кислород, флюсы, руды и т. п.) поступают в подовые или желобные реакторы; *струйные реакторы*, в которых все материалы находятся во взвешенном распыленном каплеобразном состоянии; *шахтные* печи (типа вагранки) для переработки только металлолома;

– по направлению движения продуктов плавки: *прямоточные*, т. е. движение шлака и металла происходит в одном направлении; *противоточные*, т. е. при встречном движении шлака и металла.

Большинство САНД для переработки в сталь жидкого чугуна представляют собой подовый агрегат. Непрерывная же переработка лома проводится либо в дуговых, либо в шахтных печах. Следует отметить, что САНД для передела жидкого чугуна находятся на уровне полупромышленных испытаний, в то время как САНД для переработки металлического лома (скрапа) получили некоторое распространение. Но даже в последнем случае получаемый металл является полупродуктом и нуждается в доводке до стали во вспомогательных агрегатах, а значит, такой процесс не может являться полноценным заменителем современных сталеплавильных технологий.

Таким образом, на сегодняшний день решения по оптимальной конструкции САНД, обеспечивающих надежную технологию получения стали высокого качества и имеющих неоспоримые преимущества перед современными процессами массового производства стали периодического действия, еще не найдены. Возможно, разрешение данного вопроса следует искать при несколько иных взглядах на сталеплавильный процесс и на непрерывные процессы в целом. Любая непрерывность это совокупность дискретности определенной частоты. Так, например, доменное производство считается непрерывным процессом, однако, как загрузка, так и выпуск продуктов плавки в нем организованы в периодическом режиме. Сталеплавильное производство может развиваться в направлении приближения существующих технологий к условиям относительной непрерывности. Другим аспектом является понимание (пересмотр) сталеплавильного процесса не как передела чугуна в сплав желаемого состава, а как процесс рафинирования металла или более конкретно железа от основной примеси – углерода (по отличительному признаку чугуна и стали). Решение одной задачи значительно упрощает организацию непрерывного процесса. В целом, это достигается (и в некоторой степени уже сейчас) сужением функций непосредственно сталеплавильного агрегата, а именно за счет:

внедоменной десульфурацией чугуна, обескремниванием его на главном желобе домы, применением активных миксеров, раскислением стали на выпуске, ковшевой металлургией, внепечной обработкой и т.п.

5.3. Классификация стали

Единая мировая система классификации отсутствует. В зависимости от тех или иных факторов и с целью быстрого распознавания свойств, сталь классифицируют по следующим признакам: по назначению, качеству, составу, способу производства и т. п.

В России также применяется несколько способов классификации. По назначению сталь разделяют на конструкционную, инструментальную, подшипниковую и др. По качеству – на 3 основные группы: высококачественную, качественную, обыкновенного качества. По способу раскисления – кипящая, полуспокойная, спокойная. По способу производства сталь может быть конвертерной, электросталью и т. д.; а также с указанием при этом более конкретных условий получения. По составу, что зачастую более полно отражает свойства стали, её делят на два основных класса: *углеродистая* (≥ 94 % железа), в т. ч. низкоуглеродистая, среднеуглеродистая, высокоуглеродистая; *легированная*, в т. ч. низколегированная и высоколегированная. Высоколегированные стали, кроме железа и углерода, содержат значительное количество одного или нескольких элементов: никеля, хрома, марганца, кобальта, молибдена и др. В категорию высоколегированных сталей входят марки нержавеющей, инструментальной и т. п. сталей.

Для отражения в марке примерного химического состава в России принято обозначать элементы, содержащиеся в металле, определённой буквой кириллицы (например, Мп – Г; Сг – Х; Ni – Н; V – Ф; Ti – Т), а стоящие за ними цифры указывают на их количественное содержание с точностью до процента. Отсутствие цифр после буквы свидетельствует о наличии данного элемента менее 1 %. Первые цифры (без буквы) в маркировке легированной стали выражают содержание углерода в сотых долях процента. Например, сталь 30Х2Н содержит 0,3 % С, 2 % Сг и менее 1 % Ni.

6. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА И РАЗЛИВКА СТАЛИ

6.1. Внепечная обработка

Внепечная обработка применяется для повышения качества стали и преследует цель дальнейшего снижения химически связанных вредных примесей, а также удаления растворенных газов и неметаллических включений.

На практике применяют следующие виды внепечной обработки.

Обработка стали синтетическими шлаками

В сталеразливочный ковш предварительно заливают расплавленный шлак, заданного химического состава, в количестве 5–8 % от массы стали. Затем в ковш выпускают сталь небольшой струей. При этом происходит интенсивное перемешивание стали со шлаком, резко возрастает поверхность их контакта, что обеспечивает высокую степень десульфурации и раскисления металла. Наиболее часто применяют шлаки состава: CaO 50–55 %; Al_2O_3 40–45 %; при минимальном содержании FeO (<1 %) и SiO_2 (<5 %).

Обработка металла вакуумом

Во время обработки вакуумом происходит выделение из жидкой стали растворенных газов: CO , CO_2 , N_2 и особенно активно H_2 , а также всплытие оксидных неметаллических включений. Существует много различных способов реализации вакуумной обработки стали, наиболее эффективными из которых являются варианты при переливе из ковша в ковш и, особенно, при разливке металла. Струя металла при переливе в вакууме (100–400 Па) распадается на отдельные капли. Благодаря увеличению удельной поверхности металла значительно ускоряется процесс дегазации. Во втором варианте также исключено насыщение стали газами в период ее разливки в слитки.

Продувка стали инертными газами

В данном способе, в результате продувки, происходит интенсивное перемешивание стали и снижается парциальное давление растворенных компонентов в газовой фазе. Вследствие этого ускоряются процессы удаления газов и неметаллических включений (в результате укрупнения мелких капель оксидов

при столкновениях). Расход газа (обычно аргона) составляет 0,5–2,5 м³/т стали. По принципу действия способ аналогичен предыдущему.

Вдувание в сталь порошковых материалов

Способ применяется для корректировки химического состава. Для удаления фосфора вдувают воздухом смесь из измельченных извести, железной руды и флюорита. Для удаления серы вдувают аргоном порошкообразную смесь извести с плавиковым шпатом. С целью науглероживания вдувают инертным газом порошки графита, кокса, древесного угля. Для получения автоматных сталей вдувают свинец. При этом способе определенное положительное воздействие на качество стали оказывает и газ-носитель.

Электрошлаковый переплав металла

Способ заключается в пропускании электрического тока через слой жидкого шлака, обладающего значительным электрическим сопротивлением. При этом в нем выделяется тепло, которого хватает для расплавления конца переплавляемого электрода, погруженного в шлак. Капли металла, проходят через шлак, очищаются от серы и оксидных неметаллических включений, стекают в медный водоохлаждаемый кристаллизатор, образуя слиток. Быстрое застывание предотвращает образование в слитке дефектов, связанных с ликвацией вредных элементов. Расходуемый электрод готовят из слитка обычной стали путемковки, прокатки или полунепрерывной разливки. В процессе электрошлакового переплава содержание в стали Cu, Mn, Ni, Cr, V, W, Mo не изменяется; Si, Ti, Al частично выгорают. Степень десульфурации достигает 80 %; остаточное содержание серы в стали составляет 0,005–0,006 %. Расход электроэнергии 1400 кВт/т стали.

6.2. Разливка стали

Часть выплавленной стали (около 2 % от общего объема производства) используют для стального литья. Основное же количество разливают в слитки разнообразной формы и различных размеров, являющимися заготовками для

изготовления изделий методами пластической деформации. Разливка – важный этап сталеплавильного производства. Технология и организация разливки в значительной мере определяют качество готового металла и количество отходов при переделе слитков. Ранее до 25 % выплавляемой стали возвращалось в переплав из-за дефектов, возникающих в процессе разливки и кристаллизации слитка.

Производство слитков или заготовок из жидкой стали осуществляют либо заполнением *изложниц* (массивные формы из чугуна), в свою очередь, сверху или сифоном, либо на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

При разливке сверху сталь из ковша непосредственно поступает в изложницы, установленные на поддонах. После заполнения изложницы закрывают отверстие в днище ковша шиберным затвором или стопором и ковш транспортируют к следующей изложнице.

Иногда при разливке сверху применяют двухстопорные ковши для сокращения времени разливки. Во избежание разбрызгивания металла также применяют промежуточные ковши или воронки.

При сифонной разливке (рис. 12) на поддоне устанавливается несколько изложниц, соединенных снизу с центровым литником каналами из огнеупорного материала. Жидкая сталь из сталеразливочного ковша поступает в центровую, а из нее – по каналам в изложницы.

В настоящее время доля стали, разливаемая в изложницы, в массовом производстве неуклонно сокращается. В ближайшей перспективе разливка сталей через изложницы останется только для качественных, ответственных слитков индивидуального (оригинального) или мелкосерийного производства.

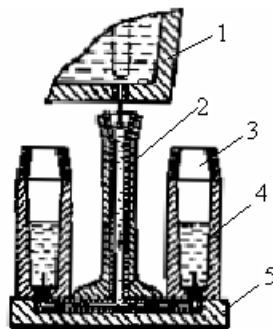


Рис. 12. Сифонная разливка
1 – ковш, 2 – центровая,
3 – прибыльная надставка,
4 – изложница, 5 – поддон

Основное же количество стали на металлургических предприятиях разливают на МНЛЗ. Принцип работы МНЛЗ (рис. 13) заключается в том, что жидкую сталь непрерывно выпускают из сталеразливочного ковша (1) в промежуточный (2) и из него в водоохлаждаемый кристаллизатор (3), представляющий своеобразную изложницу без дна.

Образующийся в кристаллизаторе слиток с жидкой сердцевиной вытягивают при помощи валков. При выходе из кристаллизатора слиток поступает в зону вторичного охлаждения (4), где его поверхность интенсивно охлаждается водой при помощи форсунок. Полностью затвердевший слиток далее проходит зону резки, в которой его без остановки движения разрезают на заготовки нужной длины при

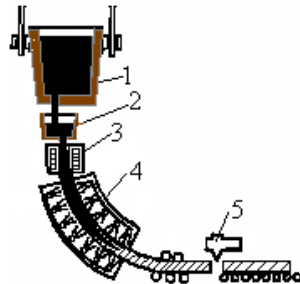


Рис. 13. Схема МНЛЗ

помощи газорезки или летучих гидравлических ножниц (5). Получаемая заготовка может иметь различную форму сечения (квадрат, прямоугольник, круг). Мощность МНЛЗ подбирается применительно к конкретному производству и варьируется в широких пределах. По исполнению МНЛЗ изготавливают нескольких типов: вертикальные, криволинейные, с изгибом слитка, горизонтальные; а также – в зависимости от количества одновременно получаемых слитков – одно-, двух-, многоручьевые. Основными преимуществами МНЛЗ (по сравнению с разливкой в изложницы) являются:

- повышение производительности;
- повышение выхода годного (вследствие отсутствия усадочной раковины);
- повышение химической и физической однородности слитка;
- уменьшение затрат ручного труда и улучшение условий труда;
- возможность автоматизации процесса разливки;
- исключение из структуры металлургических предприятий обжимных (блужингов и слябингов) и даже заготовочных станов.

6.3. Кристаллизация стали и строение стального слитка

Затвердевание – кристаллизация происходит при охлаждении металлов до определённой температуры. У каждого металла, сплава существует своя теоретическая температура кристаллизации, она же температура плавления. При достижении расплава металла теоретической температуры кристаллизации, свободная энергия жидкой фазы равна свободной энергии фазы кристаллической. Система находится в равновесии и процесс кристаллизации не происходит. Для начала кристаллизации необходимо, чтобы жидкость была охлаждена ниже теоретической температуры кристаллизации. Такая температура называется фактической температурой кристаллизации. Разность между теоретической и фактической температурами кристаллизации называют степенью переохлаждения. Процесс кристаллизации состоит из двух стадий – зарождения центров кристаллизации (зародышей) и рост кристаллов. Различают гомогенное и гетерогенное зарождение кристаллов. Гомогенное зарождение свойственно при кристаллизации высоко чистых металлов и сводится к снижению движения (кинетической энергии) атомов, формированию группировок атомов, достижению группировками атомов критического радиуса, при котором зародыш термодинамический устойчив, не распадается и начинает играть роль центра кристаллизации. В реальных условиях источником образования зародышей являются твердые частицы (неметаллические включения), которые всегда присутствуют в металле – гетерогенное зарождение. Рост кристаллов происходит за счет присоединения к зародышам новых атомов из расплава. Процесс кристаллизации носит неравномерный характер. Вначале процесс ускоряется, поскольку образуется всё большее количество зародышей. В дальнейшем взаимное столкновение растущих кристаллов, а также снижение объема жидкости препятствует росту кристаллов и процесс замедляется. Пока кристалл окружен жидкостью, он имеет правильную форму, но при столкновении и срастании кристаллов их правильная форма нарушается, и форма кристаллов определяется условиями соприкосновения растущих кристаллов. Сталь представляет собой

многокомпонентный раствор и, в отличие от чистых металлов, не имеет конкретной температуры фазового превращения и кристаллизуется в определённом диапазоне температур, называемом интервалом кристаллизации. Вначале выделяются кристаллы, обедненные углеродом и примесями, т. е. имеющие более высокую температуру плавления. Соответственно, в расплаве увеличивается концентрация примесей и понижается температура затвердевания жидкой фазы. Всё это приводит к химической неоднородности затвердевшего слитка. Величина интервала кристаллизации зависит от состава стали и условиями затвердевания слитка.

По строению любой литой слиток (рис. 14) можно разделить на три основные зоны, определяемые условиями охлаждения. Наружная (1) зона – мелкозернистая корка, вследствие резкого охлаждения и возникновения большого числа зародышей, состоит из дезориентированных мелких кристаллов – дендритов. Вторая зона (2) возникает из-за изменения условия теплоотвода и состоит из столбчатых кристаллов, полученных из относительно небольшого числа зародышей и нормально ориентированных к

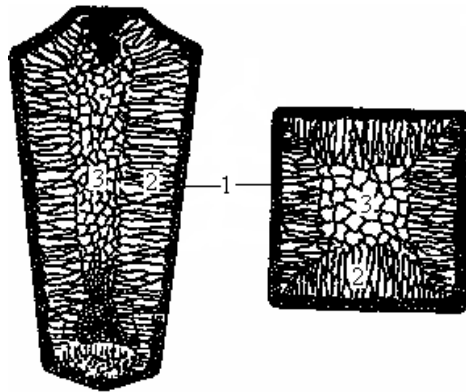


Рис. 14. Макроструктура слитка

поверхности корки. В центре слитка находится зона равноосных кристаллов (3), так как уже нет определенной направленности отдачи тепла. В зоне столбчатых кристаллов металл более плотный, содержит меньше раковин и газовых пузырей. Поэтому соотношение зон столбчатых и равноосных кристаллов имеет большое значение. При увеличении скорости охлаждения увеличивается доля столбчатых кристаллов, при замедленном охлаждении увеличивается зона равноосных кристаллов. В процессе кристаллизации металл уменьшается в объеме, поэтому в структуре слитка образуются также усадочные

раковины. Слитки из различно раскисленных сталей имеют свои особенности строения.

Слиток спокойной стали можно разделить на следующие 6 структурных зон: 1 – поверхностный слой, представляющий тонкую корку и состоящий из мелких разноосных кристалликов; 2 – зона столбчатых кристаллов; 3 – зона замедленного роста кристаллов, снижения их размера и отклонения к головной части слитка; 4 – зона равноосных (произвольно ориентированных) кристаллов; 5 – зона конуса осаждения в нижней части слитка, которая представляет собой сросшиеся кристаллы, образованные вертикально ориентированными кристаллами и обломками зон 2 и 3 и опускания кристаллов зоны 4; 6 – усадочная раковина в верхней части слитка.

Слиток кипящей стали состоит из зон: 1 – поверхностный слой; 2 – зона сотовых пузырей, образованных между столбчатыми кристаллами выделяющимися газами; 3 – зона плотного металла; 4 – зона вторичных пузырей, шаровидной формы, образованных в условиях малой скорости роста кристаллов; 5 – осевая зона, состоящая из равноосных (произвольно ориентированных) кристаллов, в верхней части которой также могут быть пузыри усадочного характера.

Преимущества получения слитка кипящей стали по сравнению со спокойной: отсутствие усадочной раковины и, соответственно, меньшая (в 2 раза) доля головной обрезки; более высокий выход металла; простота оборудования для разлива (отсутствие прибыльных надставок); меньший расход раскислителей. Недостаток: повышенная степень неоднородности (ликвации).

Полуспокойная сталь занимает промежуточное положение между кипящей и спокойной сталью по степени раскисленности и поведению при кристаллизации. При получении слитка полуспокойной стали используют преимущества кипящей и спокойной стали. Слиток получается с высокой степенью однородности, без усадочной раковины и с меньшим расходом раскислителей. Металл при кристаллизации непродолжительное время кипит, а затем затвердевает как спокойный.

Структура непрерывнолитой заготовки состоит из зон, определенных для любых литых слитков.

7. ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Целью литейного производства является получение из жидкого металла изделия заданной геометрической формы. Сущность литейного производства состоит в заливке в подготовленную литейную форму расплавленного металла, который при кристаллизации приобретает конфигурацию и размеры будущего изделия. Металлический сплав, применяемый в качестве материала получаемого изделия, должен обладать определенными литейными свойствами: повышенной жидкотекучестью (т. е. способностью хорошо заполнять форму), малой усадкой при кристаллизации и небольшой ликвацией. Процесс изготовления отливки включает в себя ряд параллельных и последовательных операций: ***изготовление моделей, приготовление формовочных смесей, получение формы, подготовка расплава металла, заливка формы, выбивка отливок из формы после затвердевания, очистка изделия.***

Для получения металлического расплава применяют различные печи небольшого объема: вагранки, дуговые и индукционные электропечи, реже мартеновские печи и др. В качестве шихты для получения расплава используются куски, слитки, чушки, лом, отходы соответствующих (для получения заданного химсостава) металлов, а также добавки, флюсы, иногда топливо. В литейных цехах, входящих в состав металлургических предприятий для получения отливок может использоваться первородный расплав металла. В практике чугунолитейного производства наибольшее распространение получили вагранки, в которых производят около 90 % чугуна. Вагранка представляет собой шахтную печь, как правило, цилиндрическую постоянного сечения. По принципу действия – это упрощенный вариант доменной печи, т. е. шихта с коксом загружается сверху через специальное окно, а воздух через воздушный короб и фурмы подается снизу в горн. Вагранка оборудована в нижней части устройствами для периодического выпуска чугуна и шлака – летками, в верхней – искрогасителем для улавливания пыли. Чугун выпускается в литейный ковш и транспортируется (иногда после предварительной обработки –

модифицирования, рафинирования и проч.) к литейным формам. Шлак выпускается в металлические емкости – шлаковницы. В некоторых случаях вагранки исполняются без леток – продукты плавки непрерывно удаляются в копильник. Для снижения расхода кокса вместе с дутьем подают природный газ (газовые вагранки), а также используют подогретый воздух. Длительность плавильной кампании вагранки составляет в среднем около суток. После чего прекращают загрузку, по максимуму проплавливают столб шихты, производят охлаждение и открывают разъемное днище, через которое удаляются остатки материалов. Вагранка изнутри футеруется огнеупорным кирпичом (шамот, реже магнезиальным). В процессе плавки происходит разъедание футеровки, в основном, нижней (горновой) части. Поэтому иногда вагранку конструируют разъемной – с выкатным горном. Получение расплава черных металлов в электропечах аналогично производству в них стали (собственно и в том и в другом случае для получения слитка).

Модель – это макет детали для создания в литейных формах полостей, заполняемых расплавом.

Формовочная смесь – материал для изготовления литейных форм – состоит из песка, глины, связующих и добавок. Связующие и добавки вводят в формовочные смеси для улучшения их пластичности, газопроницаемости, термохимической стойкости, податливости и других свойств, обеспечивающих получение качественных отливок. Конкретный состав смеси определяется маркой литейного сплава, его температурой, объемом изделия и т. д. Процесс приготовления формовочных смесей предусматривает ряд операций: подготовку исходных компонентов (сушка, отмагничивание, просеивание, измельчение), дозировку, смешивание для получения однородности (наиболее распространенные смесители – бегуны) с одновременным увлажнением, вылеживание для завершения и равномерности гидратации глины (в течение 2– 6 часов), разрыхление для повышения газопроницаемости и однородности уплотнения. С целью экономии материалов формовочные смеси, как правило, готовят двух видов – облицовочные и наполнительные. Облицовочные смеси, с использованием свежих материалов, составляют

небольшой слой рабочей поверхности формы и непосредственно контактируют с расплавом. Наполнительные смеси служат основанием формы и состоят из отработанных материалов.

Изготовление литейных форм заключается в заполнении формовочной смесью опок (специальные рамки) с находящейся в ней моделью или ее частью (если модель разъемная), уплотнении смеси, выемки модели, сборки формы (для разъемных и сложных моделей) и ее упрочнении (путем просушки или химического твердения). Если в отливаемой детали предусмотрено наличие полостей, то в форму устанавливают *стержни*. В литейном производстве используют разовые (из песчано-глинистых формовочных смесей), полупостоянные (из огнеупорных материалов) и постоянные (из металла – так называемый *кокиль*) формы. В способе литья по *выплавленным моделям* модель не извлекается из формы, а уничтожается путем выжигания, растворения, выплавления. Внутреннюю поверхность формы после ее изготовления и перед заливкой расплавом покрывают тонким слоем противопопригарного материала (краски, припылы из огнеупорных материалов).

Заливка формы расплавленным металлом осуществляется через *литниковую систему* (система каналов для подвода металла в полость формы). Литниковая система должна обеспечивать плавное заполнение формы и предотвращать попадание в отливку неметаллических включений. Литниковая система, в общем случае, состоит из следующих частей: *чаша*, *стояк*, *шлакоуловитель*, *питатели* и *выпоры*. *Чаша* предназначена для приема металла и задержания шлака. *Стояк* – это вертикальный канал, расположенный между чашей и шлакоуловителем. *Шлакоуловитель* – горизонтальный канал, который соединяет стояк с питателями и дополнительно задерживает неметаллические включения. *Питатели* – система каналов для плавной подачи расплава непосредственно в форму. *Выпор* – вертикальный канал, соединяющий полость формы с наружной средой, предназначен для удаления вытесняемого воздуха, для определения завершенности процесса заливки и для подпитки отливки в период затвердевания. Конструкция литниковой системы и процесс заливки во многом определяют

качество готовой отливки за счет влияния таких факторов как место подвода металла в форму и скорости заполнения формы расплавом. Для регулирования скорости заливки применяют специальные заливочно-дозировочные устройства.

После затвердевания отливки, ее некоторое время выдерживают в форме перед выбивкой для набора прочности и во избежание разрушения. Выбивку форм производят обычно на механических вибрационных или вибрационно-ударных решетках. Отливка и опока при этом остаются на решетке, а формовочная смесь разрушается и проваливается сквозь нее. Ответственные и хрупкие отливки перед выбивкой извлекаются из форм за специально предусмотренные элементы. Остатки стержней после отделения отливки от формы удаляют при помощи вибрации, сжатого воздуха или воды. Так или иначе отделенная от формы отливка подвергается заключительным операциям литейного производства – *обрубке и очистке*. Обрубка – отделение от изделия литников, прибылей, выпоров, заливов. Очистка – удаление пригара и улучшение качества поверхности (например, дробеструйными аппаратами).

Для повышения эффективности литейного производства и качества отливок используют также специальные способы литья: под давлением, центробежное и др.

8. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

Обработка давлением предназначена для получения из металлов, путем приложения механических сил, изделий с заданными геометрическими параметрами и основана на возможности металлов пластически (т. е. необратимо после снятия нагрузки) деформироваться. Обработку давлением осуществляют как в горячем, так и в холодном состоянии металлов. Холодная обработка используется главным образом на конечных стадиях производства готовой продукции. При этом деформация часто сопровождается явлением наклепа (упрочнением), изделия отличаются повышенной точностью размеров и качеством поверхности, отсутствует окалинаобразование. Однако в холодном состоянии металл обладает высоким сопротивлением деформации и требует повышенных затрат на обработку. Поэтому перед обработкой давлением металл предварительно нагревают до температур, не превышающих линию солидуса по соответствующей диаграмме состояния (стальные заготовки нагревают до $\sim 1250^\circ\text{C}$). По объему производства горячая обработка значительно опережает холодную. Для нагрева металла перед обработкой применяют различные по конструктивным признакам печи: камерные, нагревательные колодцы – для нагрева слитков; методические, кольцевые с вращающимся подом, электрические и др. – для нагрева заготовок.

В практике применяются следующие виды обработки металлов давлением: *прокатка, волочение, прессование, ковка, штамповка.*

8.1. Теоретические аспекты и принципы обработки металлов давлением

Теория обработки металлов давлением или пластической деформации базируется, в большей степени, на науке о сопротивлении материалов, а также на прикладной математике, физике, физической химии и др. *Деформацией* называется изменение форм и размеров тела при сохранении сплошности. Пластическое деформирование осуществляется путем

воздействия на тело внешних (активных) сил и реакций связей, что приводит, первоначально, к возникновению в теле внутренних напряжений (отношение силы к площади) и упругой (обратимой) деформации. Иными словами, тело перед пластической деформацией находится в напряженном состоянии. Напряженное состояние элементарного объема металла при деформации возможно, в зависимости от направления напряжений, по 9 схемам (рис.15): 2- линейным, 3- плоским и 4- объемным. Пластическая деформация происходит

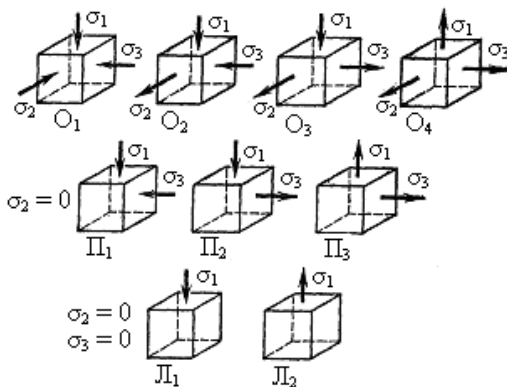


Рис. 15. Схемы напряженных состояний

при выполнении условия пластичности, т. е. при достижении напряжением определенного, для каждого конкретного случая, предельного значения. Противодействие необратимому изменению форм и размеров до данного предельного значения определяется сопротивлением деформации. Сопротивление деформации зависит от схемы напряженного состояния, природных свойств металла, температуры, режимов обработки, качества металла и, в общем, пропорционально, а в случае линейной схемы напряженного состояния равно, пределу текучести. Практический смысл условия пластичности и преодолению сопротивления деформации заключается в определении минимально возможного усилия для обеспечения заданной необратимой деформации.

В процессах обработки металлов давлением соблюдаются следующие основные принципы:

- принцип *наименьшего сопротивления* заключается в том, что, при возможности перемещаться в различных направлениях, движение частиц деформируемого тела будет происходить по пути наименьшего сопротивления;
- принцип *постоянства объема*, т. е. объем металла до деформации равен объему после деформации.

Последний принцип позволяет анализировать процесс обработки давлением в любой период времени. Равенство объемов ($V_1 = V_2$) в виде произведений длины на площадь сечения ($L_1 \cdot S_1 = L_2 \cdot S_2$), можно представить как равенство отношений длин и площадей сечений ($L_2/L_1 = S_1/S_2$). Отношение L_2/L_1 характеризует относительное удлинение и называется вытяжкой (μ). В случае обработки давлением за несколько последовательных операций суммарная вытяжка равна произведению частных вытяжек или средней за операцию вытяжке в степени числа операций:

$$\mu_{\Sigma} = \mu_1 \cdot \mu_2 \cdot \dots \cdot \mu_n = (\mu_{\text{ср}})^n \text{ или } n = (\lg S_0 - \lg S_n) / \lg \mu_{\text{ср}}.$$

Если отнести объем ко времени, то, в условиях прокатки, можно определить скорость металла в любой момент деформирования.

На механизм деформирования значительное влияние оказывает контактное или внешнее трение, возникающее при взаимном смещении поверхностей детали и инструмента. При этом изменяется схема напряженного состояния. Внешнее трение, кроме прокатки, в целом, отрицательно влияет на процессы обработки давлением из-за увеличения энергетических затрат, износа инструмента, снижения качества и т. д.

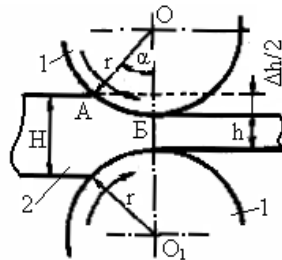


Рис. 16. Область деформации при прокатке
1 – валки, 2 – полоса

Для снижения трения используют различные смазки, повышение чистоты поверхности, как инструмента, так и деталей, различие в свойствах материалов инструмента и детали. В теории же прокатки трение играет иную роль.

При соприкосновении заготовки с вращающимися валками (рис. 16) между ними возникает взаимодействие, в том числе сила трения, которая втягивает металл в область деформирования. Сила трения, как известно, пропорциональна коэффициенту трения, который, в свою очередь, равен тангенсу угла трения. Дуга, по которой валок соприкасается с полосой (тело любого сечения, деформируемое прокаткой, называют полосой) называется *дугой захвата* (АВ), а угол, опирающийся на нее, *углом захвата* (α). Для обеспечения захвата необходимо, чтобы угол захвата был меньше угла трения (β) при захвате или, при малых углах трения (когда $\operatorname{tg} \beta \sim \beta$), меньше коэффициента трения. При поступлении полосы в очаг деформации происходит выдавливание металла, которое оказывает затормаживающее действие на часть полосы до входа в валки и ускоряющее действие на часть полосы после валков. Относительная разность между линейной скоростью полосы и валков в первом случае называется *отставанием*, во втором – *опережением*. Задачей прокатки, по большому счету, является снижение площади поперечного сечения и, как следствие, увеличение продольных размеров. Наряду с этим происходит уширение – нежелательная поперечная деформация. На развитие или снижение уширения влияют различные факторы: размеры полосы, абсолютное обжатие, диаметр валков, количество проходов и др.

Обеспечение требуемой пластической деформации при прокатке достигается за счет соответствующего силового воздействия на материал и характеризуется *усилием прокатки*. Усилие прокатки является важнейшим параметром процесса, так как с одной стороны является условием реализации прокатки, а с другой – отправной точкой для правильного подбора оборудования. Усилие прокатки (P) определяется произведением среднего контактного давления (или удельного усилия – p) на площадь контактной (между валком и металлом по рис. 16) поверхности и может представляться уравнением:

$$P = p \cdot ((B_1 + B_2) / 2) \cdot \sqrt{(\Delta h \cdot r)}, \quad (8.1)$$

где B_1, B_2 – ширина полосы до и после прокатки. По величине усилия прокатки рассчитывается момент прокатки ($M_{пр}$), как двойное произведение усилия прокатки на плечо равнодействующих сил ($M_{пр} = 2P \cdot a$), и мощность (N), равная произведению $M_{пр}$ на угловую скорость валков ($N = M_{пр} \cdot \omega$).

8.2. Характеристика способов обработки металлов давлением

Прокатка металлов – вид пластической обработки, при котором исходная заготовка обжимается вращающимися валками в целях уменьшения поперечного сечения заготовки и придания ей заданной формы. Прокатка занимает особое положение среди методов пластической деформации, поскольку данным способом производят готовые изделия, а также разнообразные виды заготовок. Через валки прокатных станов проходит более 75 % всего выплаваемого металла. Технологическая схема прокатного производства включает следующие операции: **подготовка слитков или заготовок → нагрев → прокатка → охлаждение → отделка и сдача готового проката**. Если выплавленный металл был разлит в слитки, особенно большого веса, предварительно получают заготовки – блюмы (квадратного сечения) или слябы (прямоугольного сечения). Блюмы прокатывают затем на сортовых станах, а слябы на листовых, непосредственно или после прокатки на заготовочных станах. Прокатку осуществляют на прокатных станах – комплексе механизмов, включающих двигатель, передаточные механизмы и устройства, рабочие клетки. Прокатные станы классифицируют по назначению, по типу рабочих клеток и их расположению. Прокатные станы по назначению подразделяют на: станы для производства заготовки (полупродукта) – обжимные (блюминг и слябинг), заготовочные; станы для выпуска готового проката – сортовые (мелкосортные, среднесортные, крупносортные, проволочные), рельсобалочные, листовые, трубные и проч. По типу рабочие клетки различаются количеством прокатных валков

и их взаимным расположением: двухвалковая клеть (клеть дуо), трехвалковая клеть (трио), четырех-, шести- и многовалковые клетки, а также планетарные клетки. По расположению рабочих клеток прокатные станы подразделяются на одноклетевые, линейные, непрерывные, полунепрерывные, зигзагообразные, шахматные.

Существует 3 основных способа прокатки: продольная, поперечная и винтовая.

При продольной прокатке (рис. 17) деформирование происходит между вращающимися навстречу друг другу валками.

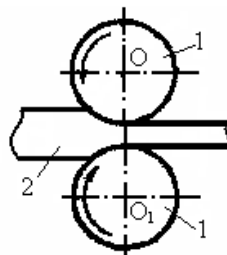


Рис. 17. Продольная прокатка
1 – валки, 2 – полоса

При поперечной прокатке (рис. 18) оси прокатных валков и обрабатываемой заготовки параллельны, валки вращаются в одном направлении, заготовка вращается навстречу валкам.

Винтовая прокатка (рис. 19) выполняется во вращающихся в одном направлении валках, установленных под некоторым углом друг к другу.

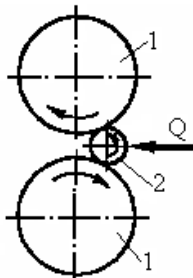


Рис. 18. Поперечная прокатка
1 – валки, 2 – заготовка

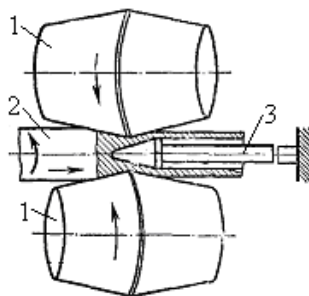


Рис. 19. Винтовая прокатка
1 – валки, 2 – заготовка,
3 – стержень с оправкой

Волочение (рис. 20) – протягивание металла круглого или фасонного профиля через очко волоки конической формы,

площадь выходного сечения которого, меньше площади сечения исходного изделия. Волочение выполняют чаще всего без нагрева заготовки, при этом пластическая деформация сопровождается наклепом (т. е. упрочнением). Для снижения контактного трения и сопутствующих этому явлений (нагрев, износ и т. д.) используют смазку, подаваемую на контактные поверхности, а также применяют противонапряжение — усилие, приложенное к заднему концу. Изделия, полученные волочением, обладают высоким качеством

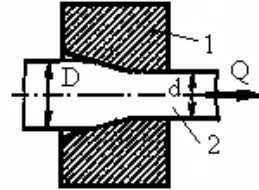


Рис. 20. Схема волочения
1 — волока; 2 — изделие

поверхности и высокой точностью размеров поперечного сечения. Калибровка — вид волочения. Волочением получают проволоку, прутки, трубы и другие профили. Волочение производят на волочильных станах, основными элементами которых являются волочильный инструмент и тянущее устройство. Станы могут быть с прямолинейным движением и с наматыванием на барабан, однократные и многократные, многониточные и т. д. — при различной компоновке оборудования.

Прессование (рис. 21) — это вытеснение с помощью пуансона металла заготовки, помещенной в контейнер, через отверстие матрицы. Прессование металлов осуществляют как в холодном, так и в горячем состоянии и получают различные профили (прутки, трубы и т. д.), в т. ч. сложного сечения,

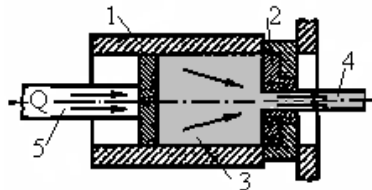


Рис. 21. Схема прессования
1 — контейнер; 2 — матрица;
3 — заготовка; 4 — изделие;
5 — пуансон

которые при других способах обработки давления получить невозможно. По способам прессования различают способ с прямым, обратным и боковым истечением металла. В качестве оборудования для прессования наибольшее применение

получили прессы с гидравлическим приводом. Для снижения трения также применяют смазку.

Ковка (рис. 22) – пластическое деформирование заготовки прерывистым воздействием универсального подкладного инструмента и/или бойков для придания телу заданной формы и размеров. Ковка находит применение при мелкосерийном производстве, выполнении ремонтных работ, для изготовления тяжелых поковок до 300 т (валы гидротурбин, прокатные валки и т. п.). Ковку выполняют на молотах и прессах.

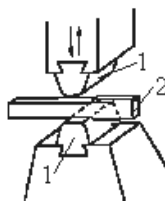


Рис. 22. Схема ковки
1 – бойки; 2 – заготовка

Штамповка – придание заготовке заданной формы и размеров путем заполнения металлом рабочей плоскости (объема) штампа.

Горячая объемная штамповка (рис. 23) заключается в том, что подготовленную по размерам заготовку нагревают до температур, определяемыми условиями деформации и помещают между штампами. Горячую штамповку выполняют двумя методами облойным (с

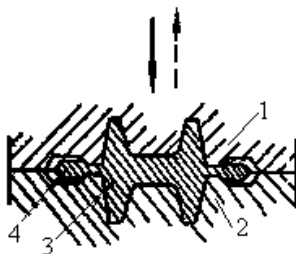


Рис. 23. Горячая объемная штамповка
1, 2 – верхняя и нижняя часть штампа;
3 – изделие; 4 – облой

заусенцем) в открытых штампах и безоблойным в закрытых штампах. Наличие облоя способствует хорошему заполнению полостей штампа, формы поковок разнообразны. Второй метод обеспечивает пониженный расход металла, но формы поковок при этом менее разнообразны. Процесс штамповки выполняют на различных установках, наибольшее распространение из которых получили штамповка на молотах, прессах и горизонтально-ковочных машинах.

Листовой холодной штамповке (рис. 24) подвергаются плоские заготовки (лист, полоса, лента) без предварительного нагрева. Основные операции: разделительные – предназначены для получения заготовки из листа, формоизменяющие – обеспечивают получение из листовой заготовки пространственной детали, прессовочные – основаны на перемещении части или всего объема деформируемой заготовки, штамповочные – для соединения нескольких деталей в одно изделие.

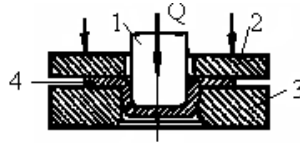


Рис. 24. Листовая холодная штамповка
1 – пуансон, 2 – прижим,
3 – матрица, 4 – изделие

9. ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

9.1. Общие понятия о термообработке

Термическая обработка металлов – это совокупность операций, связанных с нагреванием и охлаждением по специальным режимам и направленных на изменение (улучшение) свойств металлических изделий в результате изменения их внутреннего строения. Таким образом, термическая обработка включает в себя три этапа: нагревание, выдержка и охлаждение; а режим термообработки характеризуют следующие параметры: максимальная температура нагрева, скорость нагрева, время выдержки и скорость охлаждения. Любой процесс термической обработки может быть наглядно охарактеризован графиком «температура – время» (рис. 25).



Рис. 25. График термообработки

Теоретической основой термической обработки того или иного металла, а точнее сплава, служит соответствующая диаграмма состояния. Для термообработки стали особую значимость имеет нижняя, левая часть диаграммы состояния «железо – углерод» (рис. 26).

Формирование структуры стального изделия базируется на свойствах железа аллотропически видоизменяться, образовывать с углеродом твердые растворы и химическое соединение (Fe_3C). При термообработке стальных изделий наблюдаются четыре основных структурных превращения:

1–превращение перлита (эвтектоидная смесь из одновременно образующихся феррита α -железа и карбида) в аустенит (твердый раствор С в γ -железе);

2 – превращение аустенита в перлит;

3 – превращение аустенита в мартенсит (твердый раствор С в α -железе);

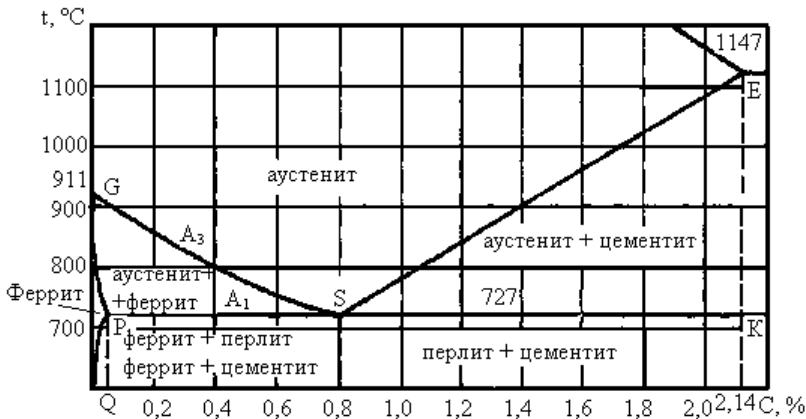


Рис. 26. Фрагмент диаграммы состояния «железо – углерод»

4 – превращение мартенсита в перлит.

Та и или иная конечная структура определяет механические свойства стали: твердость, прочность, пластичность, вязкость. Для получения высокого комплекса механических свойств следует стремиться к получению мелкозернистой однородной структуры (мелкоигольчатый мартенсит).

9.2. Основные виды термической обработки стали

Отжиг – распространенный вид термообработки, заключающийся в нагреве выше некоторой определенной температуры, выдержке и медленном охлаждении. По назначению отжиг подразделяется на отжиг первого и второго рода. *Отжиг первого рода* преследует цель устранить химическую и физическую неоднородность, а также снять внутренние напряжения, возникшие в ходе предыдущих технологических операций: кристаллизации, пластической деформации. Он в свою очередь подразделяется на: *диффузионный отжиг (гомогенизацию)* – для слитков с целью уменьшения дендритной ликвации (процесс ведут при 1100–

1200 °С в течение 50–100 часов); *рекристаллизационный отжиг* – для холоднообработанных изделий с целью снятия наклепа (проводят в течение 0,5–1,5 часов при температурах выше порога рекристаллизации, т. е. при 700–750 °С для стали); *отжиг для снятия остаточных напряжений* – для изделий в результате их неравномерного охлаждения или неравномерной деформации (проводят обычно при 350–600 °С в течение нескольких часов). *Отжиг второго рода* преследует цель фазовой перекристаллизации для получения устойчивых равновесных структур с мелким зерном. После отжига у стальных изделий снижается твердость и прочность, а пластичность и вязкость повышаются. Различают следующие виды отжига 2-го рода: *полный, изотермический и неполный*. При полном и изотермическом отжиге стальное изделие нагревается до температуры выше (на 30–50 °С) диаграммной линии A_3 , а при неполном выше A_1 , но ниже A_3 . Изотермический отжиг от полного отличается режимом охлаждения. При изотермическом отжиге изделие относительно быстро охлаждается до температуры примерно на 100 °С ниже A_1 , выдержке при этой температуре (~600 °С) до полного распада аустенита и дальнейшем охлаждении на воздухе.

Нормализация – способ термообработки, заключающийся в нагреве стали, так же как и при отжиге, до температуры, превышающей температуру фазового превращения примерно на 50 °С (т. е. выше A_3 на диаграмме), небольшой выдержке и последующем охлаждении на воздухе. По скорости охлаждения нормализация занимает промежуточное положение между отжигом и закалкой. При нормализации происходит полная фазовая перекристаллизация стали и устраняется крупнозернистая структура. Сталь получается на 10–15 % более твердой и прочной по сравнению с отожженной. Нормализация горячекатаной стали повышает ее сопротивление хрупкому разрушению.

Закалка – способ термообработки, заключающийся в нагреве стали до температуры выше диаграммной линии A_3 с последующим быстрым охлаждением. Целью закалки является повышение твердости, прочности, износостойкости инструментальных и конструкционных сталей за счет

перекристаллизации исходной структуры в аустенит, который затем (за счет быстрого охлаждения) превращается в мартенсит. Основные способы закалки характеризуются скоростью охлаждения (рис. 27) и применяются в зависимости от свойств стальных изделий: *простая* – в одном охладителе (деталь погружается в жидкую среду до полного охлаждения); *прерывистая* – в двух охладителях (деталь погружается сначала в быстро охлаждающую среду (например, вода), а затем в более медленную (воздух, масло)); *ступенчатая* (быстрое охлаждение с выдержкой для устранения температурного градиента и затем более медленное); *изотермическая* (быстрое охлаждение до температуры фазового превращения с выдержкой для полного завершения последнего и окончательное медленное охлаждение).

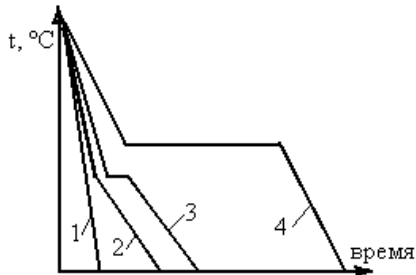


Рис. 27. Схемы охлаждения при закалке:
1 – простой; 2 – прерывистой;
3 – ступенчатой; 4 – изотермической

Обработка стали холодом – охлаждение только что закаленной стали до температур ниже $0\text{ }^\circ\text{C}$ для завершения превращения остаточного аустенита в мартенсит. Обработка холодом применяется для углеродистых марок сталей (примерно при $C \geq 0,5\%$), а конкретная температура обработки определяется температурой конца мартенситного превращения.

Отпуск – вторичная после закалки операция, заключающаяся в нагреве сплава (стали) не выше температуры равновесных фазовых превращений (т. е. до A_1). Подобный нагрев увеличивает подвижность атомов и усиливает диффузионные процессы. В результате отпуска происходит снятие внутренних напряжений, возникающих в процессе закалки, и структура сплава приближается к устойчивому состоянию. Отпуск для стали подразделяется на три вида: *низкий* с нагревом до $250\text{ }^\circ\text{C}$; *средний* с нагревом до температур в интервале $350\text{--}500\text{ }^\circ\text{C}$; *высокий* осуществляемый при $500\text{--}650\text{ }^\circ\text{C}$.

°С. Температура отпуска выбирается в зависимости от требуемого сочетания механических свойств готового изделия.

Термомеханическая обработка (ТМО) – сочетание или совмещение пластической деформации и температурного воздействия с целью формирования требуемой внутренней структуры материала. ТМО выполняется по трем схемам: высокотемпературная (ВТМО), низкотемпературная (НТМО) и предварительная термомеханическая обработка (ПТМО).

Схема ВТМО включает следующие этапы: **нагрев→выдержка (аустенизация)→пластическая деформация→охлаждение→отпуск.**

Схема НТМО: **нагрев→выдержка (аустенизация)→охлаждение до температуры метастабильного состояния аустенита→пластическая деформация→закалка→отпуск.**

Схема ПТМО: **холодная пластическая деформация→дорекристаллизационный нагрев→закалка со скоростного нагрева→отпуск.**

Термохимическая обработка (ХТО) – диффузионное насыщение атомами отдельных элементов поверхности стального изделия для придания ему особых свойств. ХТО проводят при температурах от 500 до 1200 °С в зависимости от конкретного процесса и применяемого для насыщения элемента. В качестве насыщаемого элемента используют углерод, азот, алюминий, хром и др. Механизм протекания ХТО заключается в выделении из внешней среды атомов диффундирующего элемента, поглощением их поверхностью стального изделия и диффузии атомов в глубь слоя. Способы ХТО можно разделить на 3 основные группы (в зависимости от применяемого диффундирующего элемента): процесс насыщения поверхностного слоя стали углеродом – *цементация*, азотом – *азотированием*, различными металлами – *диффузионной металлизацией* (Al – *алитирование*, Cr – *хромирование* и т. д.). Возможны также комбинированные процессы одновременного насыщения, например, *цианирование* (С и N), *хромоалитирование* и др.

Следует отметить, что той или иной термообработке могут быть подвергнуты сплавы различных металлов. Так отжиг 1-го рода применим практически для всех металлоизделий.

Применение других видов термообработки определяется свойствами конкретного сплава, отражаемых диаграммой состояния. Отжиг и нормализация обычно являются первоначальными операциями термообработки, а отпуск – заключительной. На практике зачастую применяют сочетание способов термообработки, например: нормализация с отпуском, закалка с самоотпуском, закалка – обработка холодом – отпуск и др. Наиболее часто применяемое сочетание *простая закалка с отпуском*. Сочетание закали с последующим высоким отпуском называется улучшением и является основным видом термообработки конструкционных сталей.

Термическая обработка, как правило, является завершающим этапом в технологической схеме производства, придающая изделию окончательные свойства.

10. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ МЕТАЛЛУРГИИ

10.1. Роль металлургической промышленности в экономике

Металлы остаются основным конструкционным материалом, и уровень развития металлургии во многом определяет технический прогресс в большинстве промышленных отраслей.

Металлургическая промышленность играет важную роль в формировании макроэкономических показателей страны. В общем объеме промышленной продукции России доля металлургии составляет примерно 16,5 %, в численности трудящихся в промышленности около 12 %. Предприятия отрасли обеспечивают до 15 % общероссийского объема валютной выручки, свыше 6 % налоговых поступлений от промышленности в консолидированный бюджет.

Особенностями металлургии являются ее высокие капитало-, материало- и энергоемкость. Металлургическая промышленность в значительной степени определяет уровень загрузки производственных мощностей ряда базовых отраслей экономики. На производство продукции металлургического комплекса расходуется 14 % топлива, 33 % электроэнергии от их общего потребления в промышленности, 40 % сырья и минеральных ресурсов от их общего потребления в стране. Металлургические предприятия обеспечивают около 30 % грузооборота железнодорожного транспорта.

Доля России в мировом производстве черных и цветных металлов составляет соответственно 7 % и 8,5 %, что существенно превышает ее долю в мировом ВВП. В настоящее время металлургическая промышленность Российской Федерации включает около 3,5 тыс. предприятий, в том числе около 800 крупных и средних. Общая численность занятого в металлургии персонала превышает 1,4 млн человек. Более 70 % металлургических предприятий являются градообразующими, и результаты их работы определяют экономику и социальную стабильность регионов. В число ведущих металлургических регионов входят Вологодская, Челябинская, Липецкая,

Свердловская, Белгородская, Кемеровская, Оренбургская, Магаданская, Мурманская области, Красноярский край, республики Хакасия и Саха-Якутия.

10.2. Прогнозная оценка общей металлургии

С начала нынешнего века и в обозримом будущем складывается благоприятная ситуация для дальнейшего развития металлургии по всем направлениям как в мировом масштабе, так и в масштабах России.

На мировом рынке цветных металлов в течение всего прогнозного периода (до 2010 г.) ожидается увеличение спроса. По прогнозам, потребление алюминия и меди будет возрастать со среднегодовым темпом 2,5–2,7 %, цинка и рафинированного свинца – 1,7–2 %. Это приведет к увеличению спроса на основные цветные металлы к 2010 г. на 55–60 % по сравнению с 2000 годом. Прогнозируемое увеличение спроса на цветные металлы будет определяться, прежде всего, расширением потребности в продукции четвертого передела: спрос на алюминиевый и медный прокат к 2010 г. возрастет на 70–80 %, на титановый и латунный прокат – на 60–70 %.

В соответствии с существующими прогнозами макропоказателей и стратегиями развития отдельных отраслей экономики емкость внутреннего российского рынка продукции из черных металлов возрастет до 32–33 млн т в 2010 году. Таким образом, прирост металлопотребления от начала тысячелетия составит 50 %. Сохранится тенденция прогрессивных изменений в сортаментной структуре потребления готовой продукции, заключающихся в увеличении доли листового проката, труб, метизов.

В результате расширения спроса на внутреннем рынке экспорт металлопродукции в период до 2010 года будет снижаться, однако его доля будет оставаться значительной. По прогнозу, доля экспорта в 2010 г. проката черных металлов составит 40 %, основных цветных металлов – 65 %. Таким образом, в период до 2010 года сохранится значительная зависимость металлургической промышленности России от конъюнктуры на внешних рынках металлов. Доминирующее

положение в производстве металлов занимает Китай и от его поведения на мировом рынке зависят позиции предприятий-производителей практически всех стран. Кризисы и благоприятные ситуации по сбыту металлопродукции последних годов (и по настоящее время) были связаны с емкостью внутреннего китайского рынка. Но, учитывая активно развивающуюся экономику данного государства, в ближайшее время следует ожидать относительно невысокий экспорт китайской металлопродукции.

В техническом плане развитие металлургии связано, в первую очередь, с комплексным использованием руд и минерального сырья. Это определяет планирование и совершенствование процессов и этапов металлургического цикла. Комплексный подход позволяет уже сейчас пересматривать утвержденные запасы руд в сторону снижения «бортowego» содержания полезного элемента.

Несмотря на благоприятную конъюнктуру, будет продолжен вывод из строя малых предприятий с устаревшими процессами, оборудованием и технологиями. Это связано с неуклонным ростом цен на энергоносители и возрастающим их дефицитом. Раньше материалоемкость и энергоемкость влияли на себестоимость производства металлов в значительно меньшей степени. Если в начале 90-х годов XX века энергоносители формировали всего 18 % себестоимости металлопродукции, то в настоящее время – 40 %. Кроме того, низкая цена энергии ранее заметно снижала транспортную составляющую. Например, в себестоимости стального проката она равнялась всего 6 %, тогда как сейчас формирует ее пятую часть. В связи с этим по-прежнему будут внедряться и совершенствоваться энергосберегающие технологии. Необходимо отметить, что в целом по отрасли энергоемкость и материалоемкость металлургического производства за последние 10–15 лет снизились на 10 %.

В связи с этим, сохранится тенденция консолидации производства металлов крупными компаниями. В настоящее время обозначились контуры компаний производящих около 50 млн т стали в год: годовая мощность «Арселора» – 50 млн т проката, компании «Миттал-стил» – свыше 40 млн тонн. Есть мнение, что в

будущем металлургию мира будут представлять около десяти компаний средней мощностью 100 млн т проката в год.

Стремление к уменьшению энергопотребления и снижению условно-постоянных затрат неизбежно приведет к увеличению удельной производительности металлургических агрегатов. В целом, ожидается, что, благодаря реализации указанных направлений развития, производительность труда к 2010 г. (по сравнению с 2000 г.) должна вырасти не менее чем в 1,5 раза.

10.3. Задачи черной металлургии

Итоги деятельности человечества за 2004 г. охарактеризовались знаменательным событием – мировое производство стали за этот год достигло 1 млрд тонн. Однако структура спроса на сталь и другие сплавы железа претерпевает существенные изменения. С одной стороны, в мировом хозяйстве интенсивно идет процесс металлозамещения, например на пластик. С другой стороны, сталь все шире вторгается в те сферы, которые традиционно не были металлопотребляющими, например строительство. Конкурентоспособность черных металлов в XXI в. будет определяться способностью этих материалов обеспечить прогресс в новых областях применения (создание новых источников энергии, освоение космического пространства и дна океана, биотехнологии, наукоемкие отрасли и пр.). Прогнозируется значительное усложнение условий работы металлоизделий, в частности, в экстремальных режимах, когда помимо сочетания разнообразных свойств, требуется также высокая надежность, безопасность использования и выполнение экологических требований. Существенно меняются требования к сортаменту металлопродукции, что связано со стремлением к уменьшению габаритов и массы изделий при сохранении высоких эксплуатационных свойств. Увеличение разнообразия изделий и расширение условий использования металла сопровождается индивидуализацией (дифференциацией) требований к параметрам металлопродукции в соответствии с конкретными режимами работы металла.

В России должен получить развитие выпуск экономических видов продукции, т. е. обладающих повышенными

качественными характеристиками, которые обеспечивают существенную экономию металла. Такой продукцией являются микролегированная сталь, термоупрочненный прокат, холоднокатаный лист, жёсть с дифференцированным покрытием, подвергнутый внепечной обработке металл, изделия из железных порошков.

За последние двенадцать лет в России не был введен в строй ни один новый ГОК. Существующие комбинаты крайне медленно наращивают темпы добычи. Рост производства в горно-рудной промышленности отстает от роста производства в черной металлургии в 2–3 раза. Нехватка руды не позволяет российским металлургам резко увеличивать объем производимой стали и возможностью пользоваться выгодной конъюнктурой цен на мировом рынке. Дефицит железорудного сырья может ещё более усугубиться в связи с планами ГОКов центральных районов по вводу производств металлизованного сырья. Данное сырьё будет уходить на экспорт, поскольку мощности российского электросталеплавильного производства ограничены (доля электростали в объеме выпуска российской стали ~ 13 %). Следует также обратить внимание на то, что по оценкам экспертов разведанных запасов железной руды хватит при нынешнем уровне потребления еще на 30 лет, а при вовлечении в разработку забалансовых месторождений – до 50 лет. Таким образом, металлургам просто необходимо оптимизировать существующие добывающие производства.

Но у металлургов есть и другой сырьевой ресурс. Кроме руды в России есть впечатляющие запасы металлолома, которые оцениваются в 1–1,5 млрд тонн. Однако пока сбор лома черных металлов в России составляет всего лишь около 18 млн т. в год, из которых свыше трети вывозится за границу.

Отличие российских руд от сырья, добываемого, например, в Австралии или Бразилии, меньшее содержание железа. Это подталкивает к созданию уникальных добычных технологий. Так, на одном из ГОКов центрального района впервые в мире внедряется технология гидравлической подземной добычи. Российские руды имеют и свои преимущества. В частности, в руде уральских месторождений содержатся легирующие металлы, например ванадий, никель, хром, а также ценные

цветные металлы (медь, редкоземельные и благородные), что определяет развитие структур подготовительных переделов и оправдывает затраты на глубокое обогащение.

Наиболее экономично производство стали, в настоящее время, осуществляется по схеме «доменная печь – кислородный конвертер». Поэтому доменный процесс будет оставаться основным способом получения первичного металла. Основными компонентами доменной шихты являются агломерат и окатыши. Задачами фабрик окускования являются обеспечение выполнений экологических требований и дальнейшее повышение качества продукции по всем параметрам. Совершенствование доменного производства связано, в первую очередь, с мероприятиями направленными на снижение удельного расхода кокса. Вместе с тем, в некоторых регионах продолжается и намечается ввод в строй агрегатов внедоменного получения железа. Среди данных способов определённую перспективу имеют процессы плавки в жидкой ванне. Любые металлургические процессы, связанные с потреблением углеводородов (нефти и газа), далеких перспектив не имеют, в связи с истощением их запасов и неизбежным, неуклонным ростом на них цен.

Перед предприятиями черной металлургии страны стоят задачи снизить к 2010 г. долю мартеновского производства стали до 5–7 %, увеличив долю конвертерного и электропечного производств до 95 %, увеличить долю непрерывной разливки стали до 80–85 %, усовершенствовать технологии конвертерного и электропечного производства стали. Уровень суммарных выбросов вредных веществ в воздушный бассейн при производстве стали должен снизиться почти в два раза (с 36 кг/т до 20 кг/т стали). В России необходимо развивать производство микролегированной стали, позволяющей повысить эксплуатационные характеристики при снижении массы и толщины металлоизделий. Расширение использования недефицитных легирующих добавок, таких как ванадий, позволит снизить себестоимость производства конечной продукции.

Перспективен переход на более экономичную разливку металла в тонкие слябы толщиной 50–90 мм. В производстве

полосового проката в мировой практике возрастает интерес к получению тонкой стальной полосы непосредственно из жидкой стали. Обработка и внедрение технологий получения тонких горячекатаных полос в сравнении с существующими технологиями может заменить 35 % холоднокатаной продукции, 10 % металла с покрытием, решит проблему потребности продукции уменьшенной толщины. Потребителями востребована стальная полоса толщиной менее 2 мм. Ее стоимость можно существенно снизить, получая тонкую полосу непосредственно из расплава. Расход энергии на изготовление одной тонны продукции в 7,5 раз ниже, чем при традиционном способе производства. Выигрыш от использования новой экономичной технологии может составить 60–70 долл/т. Процесс литья тонких полос является наукоемким, поскольку требует высокого качества стали, отладки технологии литья, соблюдения строгого контроля качества конечной продукции.

В повышении качества металлопродукции необходимо выделить следующие основные направления:

- создание новых видов конструкционной стали и повышение дифференциации профилируемых готовой металлопродукции;
- оптимизация составов и технологии производства экономнолегированной хорошо свариваемой стали высокой прочности и хладостойкости (предел текучести 700–900 Н/мм², ударная вязкость при – 70 °С не менее 60 Дж/см²);
- разработка физико-технических основ и оптимизация составов, технологии производства и упрочнения экономичных марок стали особой прочности (предел текучести 2300–2500 Н/мм²) и конструкционной надежности;
- разработка и освоение систем автоматического управления технологиями термомеханического упрочнения проката на листовых и сортовых станах горячей прокатки;
- совершенствование технологии производства и качества микролегированной сортовой стали и листового металла с защитным покрытием и повышенной прочностью;
- совершенствование процессов нанесения покрытий широкой гаммы на холоднокатаный металл для автомобилестроения и строительства;

- расширение сортамента конкурентоспособной продукции для железнодорожного транспорта с увеличением грузопропускной способности рельсов до 1 млрд т брутто при скорости движения пассажирских и грузовых поездов до 160–250 км/ч;
- обеспечение производства труб диаметром 1420 мм особых категорий прочности с толщиной стенок 18–32 мм для газовой промышленности;
- разработка технологии производства и внедрение в строительную индустрию специальных конструкционных марок стали;
- совершенствование и разработка принципиально новых методов контроля качества металлопродукции и исследования структуры, свойств, состава материалов.

При небольшом объеме производства и потребления новых видов сталей относительно обычной стали в перспективе они будут иметь значительную долю в стоимостной структуре продаж готовой металлопродукции. Инвестиции в развитие этих производств являются одними из приоритетных и высокоэффективных. Разработка технологий и обеспечение устойчивого производства «интеллектуальной» стали будут характеризовать в определенной степени общий уровень инновационных возможностей и технологического совершенства черной металлургии России, ее научный потенциал и конкурентоспособность.

В целом, для повышения конкурентоспособности российской черной металлургии необходимо изменить продуктивно-технологическую структуру отрасли. С новыми видами стали связано увеличение выпуска тонких и сверхтонких полос, термоупрочненного проката, холоднокатаного листа, труб большого диаметра, эксплуатируемых в полярных условиях, и другой наукоемкой конечной продукции.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Начала металлургии. Под ред. В. И. Коротича, Екатеринбург, УГТУ, 2000. 392 с.
2. Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия. Изд. 6-е, перераб. и доп. – М.: ИКЦ Академкнига, 2002. 768 с.
3. Коротич В. И., Братчиков С. Г. Металлургия черных металлов. М. Металлургия. 1987. 240 с.
4. Процессы и аппараты цветной металлургии. Под ред. С. С. Набойченко. Екатеринбург, УГТУ, 1997. 648 с.
5. Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали. М.: Мир, 2003. 528 с.
6. Металлургия чугуна. Под ред. Ю. С. Юсфина, Изд. 3-е, перераб. и доп. – М.: ИКЦ Академкнига, 2004. – 774 с.
7. Начала металлургии / под ред. В. И. Коротича. Екатеринбург: УГТУ - УПИ, 2000. 392 с.
8. Воскобойников, В. Г. Общая металлургия / В. Г. Воскобойников, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – Изд. 6-е, перераб. и доп. – М. : ИКЦ Академкнига, 2002. 768 с.
9. Коротич, В. И. Металлургия черных металлов / В. И. Коротич, С. Г. Братчиков. М. : Металлургия, 1987. 240 с.
10. Тлеугабулов, Б. С. Основы производства и обработки металлов. Часть 1. Общие принципы и основные этапы металлургии : курс лекций. Нижний Тагил: НТИ (ф) УГТУ-УПИ, 2005. 60 с.
11. Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали. М. : Мир, 2003. 528 с.
12. Металлургия чугуна / под ред. Ю. С. Юсфина. – Изд. 3-е, перераб. и доп. – М. : ИКЦ Академкнига, 2004. 774 с.
13. Ефименко Г. Г., Гиммельфарб А. А., Левченко В. Е. Металлургия чугуна.// К.: Высшая школа, 1988. 351с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	3
Часть 1	6
1. Принципиальные основы металлургии.....	6
1.1. Классификация металлов	6
1.2. Ключевая формула металлургии	6
1.3. Принципиальная схема получения металлов...	7
2. Основы организации и эффективности производства	9
3. Добыча и характеристика руд	12
3.1. Процесс усреднения руд	15
3.2. Оптимизация крупности	17
3.3. Обогащение руд	22
3.4. Обезвоживание	29
3.5. Обжиг руд	32
4. Гидрометаллургическая переработка руд и концентратов	35
5. Окускование концентратов	38
6. Восстановители	50
6.1. Получение восстановителей	51
7. Металлургические агрегаты (печи)	65
8. Восстановительные процессы	67
8.1. Классификация восстановительных процессов	67
8.2. Краткая характеристика восстановительных процессов	67
8.3. Основные процессы жидкофазного восстановления	70
9. Металлургические расплавы	75
9.1. Неметаллические расплавы	75
9.2. Рафинирование металлов	75
9.3. Электрохимическое рафинирование	76
9.4. Пирометаллургическое рафинирование	77
10. Схемы производства основных металлов	82
Часть 2	89
1. Железные руды и их подготовка к переработке	89
1.1. Сырьевая база черной металлургии	89
1.2. Подготовка железных руд к плавке	90

2.	Доменное производство	92
2.1.	Конструкция печи доменной	92
2.2.	Основные принципы доменного процесса	93
2.3.	Работа печи и основное оборудование	102
3.	Внедоменные способы получения железа ...	105
4.	Производство ферросплавов	111
5.	Сталеплавильное производство	114
5.1.	Основные принципы сталеплавильного производства	115
5.2.	Основные сталеплавильные технологии.....	120
5.2.1.	Мартеновское производство стали	120
5.2.2.	Производство стали в конвертерах	124
5.2.3.	Производство стали в электропечах	128
5.2.4.	Производство стали в агрегатах непрерывного действия	132
5.3.	Классификация стали	135
6.	Внепечная обработка и разливка стали	136
6.1.	Внепечная обработка	136
6.2.	Разливка стали	137
6.3.	Кристаллизация стали и строение стального слитка	140
7.	Литейное производство	143
8.	Обработка металлов давлением	147
8.1.	Теоретические аспекты и принципы обработки металлов давлением	147
8.2.	Характеристика способов обработки металлов давлением	151
9.	Термическая обработка металлов	156
9.1.	Общие понятия о термообработке	156
9.2.	Основные виды термической обработки стали	157
10.	Перспективы развития металлургии	162
10.1.	Роль металлургической промышленности в экономике	162
10.2.	Прогнозная оценка общей металлургии	163
10.3.	Задачи черной металлургии	165
	Список литературы	170
	Содержание	171

Учебное пособие
(для специальности 5В070900 – Металлургия)

Тлеугабулов Сулейман Мустафьевич
Тлеугабулов Борис Тлеугабулович
Койшина Гульзада Мынгышкызы

ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ И ЧУГУНА

Нач. РО УИЦ
Редактор
Компьютерная верстка

З. А. Губайдулина
Г. Е. Аманбек
А. С. Сайбулатова

Подписано в печать 10.05.2016 г.
Тираж 300 экз. Формат 60×84 1/16. Бумага типогр. №1.
Уч.-изд.л.10,8. Усл. п.л 10,0. Заказ № 727. Цена договорная

Издание Казахского национального исследовательского
технического университета имени К. И. Сатпаева

Учебно-издательский центр КазНИТУ имени К. И. Сатпаева,
г.Алматы, ул. Сатпаева, 22

ISBN 978-601-228-955-8



