

927.

669
1712

Акад. М. А. Павлов

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА

II

МЕТАЛЛУРГИЗАТ
1945

ПОГАСИЕН

00-00000

Акад. М. А. ПАВЛОВ

Д Е С

159
П 72

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС

★

ИЗДАНИЕ ПЯТОЕ, ДОПОЛНЕННОЕ РАЗДЕЛОМ
«РАЗВИТИЕ И УСВОЕНИЕ ТЕПЛА В ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ»

Утверждено

Всесоюзным комитетом по делам высшей школы
при СНК СССР

в качестве учебника для металлургических вузов

151914

М. А. Павлов

Республіканська
наукова-технічна
бібліотека



ГОСУДАРСТВЕННОЕ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
Москва 1945



АННОТАЦИЯ

Вторая часть специального курса «Металлургия чугуна» акад. М. А. Павлова дает подробное, основанное на новейших данных изложение теории доменной плавки.

Предназначается в качестве учебника для студентов металлургических вузов и может служить пособием для повышения квалификации лиц, не проходивших специального курса металлургии чугуна, но имеющих достаточную теоретическую подготовку.

1968

ПРЕДИСЛОВИЕ К ПЯТОМУ ИЗДАНИЮ

Пятое издание «Доменного процесса» выходит из печати с существенным, впервые публикуемым автором дополнением—«Развитие и усвоение тепла в доменных печах»,—завершающим собою изложение теории доменной плавки.

Что касается остального текста этой книги, то в нем сделано очень мало изменений по сравнению с предыдущим изданием 1940 г., так как за время Второй мировой войны почти не было опубликовано работ по теории доменной плавки.

Я обязан инженеру-металлургу С. С. Марголину за оказанную им мне помощь по разысканию литературы, просмотр и сверку машинописи с моей рукописью, а также редактору этого издания инж. Л. С. Блох, проявившему исключительное внимание к принятому им на себя делу и способствовавшему устранению погрешностей в тексте и чертежах четвертого издания.

Названным лицам я приношу свою глубокую благодарность.

Акад. М. А. Павлов.

8/VI 1944 г. Свердловск

ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС

РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ

ДВИЖЕНИЕ СЫРЫХ МАТЕРИАЛОВ И ГАЗОВ

Загружаемые в печь сырые материалы, двигаясь вниз и последовательно нагреваясь током восходящих газов, испытывают целый ряд превращений, меняющих их физическое состояние и химический состав. Эти превращения будут изложены здесь с возможной полнотой и подробностью. Но прежде чем приступить к этому, мы рассмотрим движение сырых материалов и газов с механической точки зрения и выясним те условия, соблюдение которых обещает наилучшее использование тепловой и химической энергии газов для достижения конечной цели доменной плавки — получения чугуна определенного качества с наименьшей затратой горючего и в наибольшем (при данных размерах печи) количестве.

Характер движения сырых материалов и газов в доменной печи и результаты их взаимодействия находятся в зависимости от: 1) способа распределения сырых материалов на колошнике при засыпке их в печь, 2) дальнейшего перераспределения кусков сырых материалов при опускании их навстречу восходящему току газов и 3) распределения газов в пустотах между кусками горючего и шихты.

1. СПОСОБЫ ЗАСЫПКИ И РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СЫРЫХ МАТЕРИАЛОВ НА КОЛОШНИКЕ

Распределение плавильных материалов на колошнике имеет целью способствовать равномерному распределению газов между кусками материалов, чем обусловливается наилучшее использование тепловой и химической энергии газов.

Поднимаясь вверх под влиянием разности давлений в горне доменной печи и у устьев газоотводных труб на колошнике, газы избирают пути наименьшего сопротивления, идя по которым они теряют меньше напора.

Потеря напора газами, как известно, прямо пропорциональна длине канала, по которому проходят газы, и отношению периметра канала к площади его поперечного сечения. Отсюда, ме-

жду прочим, следует, что чем меньше абсолютные размеры сечения канала и чем больше фигура поперечного сечения его изклоняется от круга, тем больше потеря напора.

Переходя к условиям движения газов в доменной печи, нужно сказать, что пути наименьшего сопротивления будут там, где сосредоточено больше крупных кусков, между которыми остаются проходы больших размеров, а при одинаковых размерах кусков — у стен печи, так как здесь находится наименее извилистый, а потому и кратчайший путь.

Действительность вполне подтверждает этот вывод: при равномерном распределении материалов по всей поверхности колошника газы в большем количестве направляются вдоль стен шахты, что сказывается не только высотой факела горящих (при открытом колошнике) газов у стен, но и более высокой температурой их здесь.

Таким образом достижение правильной и выгодной работы газов требует неравномерного распределения плавильных материалов на колошнике, и, так как горючее обыкновенно получается в более крупных кусках, чем руда, последняя должна в большем количестве ложиться у стен шахты, покрывая большую или меньшую часть поверхности горючего, смотря по размерам колошника; слой горючего должен быть более значительной толщины у оси печи; наконец, крупные куски всяких материалов в большем относительном количестве должны ложиться у оси печи. Как далеко должна идти степень неравномерности распределения, — это может быть найдено только опытом в каждом частном случае. Результаты этого опыта очень скоро и вполне определенно сказываются, так как всякое улучшение в распределении газов влечет за собою понижение их температуры, повышение содержания углекислоты в них и, следовательно, сокращение расхода горючего.

1. В прежнее время, при открытых колошниках, небольших размерах печей и незначительной их производительности, распределение материалов согласно всем требованиям производилось вручную. При добросовестной работе человек действительно мог, непрерывно наблюдая распределение выходящих газов по всей поверхности колошника и судя по образуемому ими факелу об их количестве и температуре (колебания ее легко усваиваются глазом), своевременно принимать меры против случайного одностороннего сосредоточения потока газов и затем, точно соблюдая выработанный опытом способ распределения, поддерживать равномерную работу печи.

В Швеции, при открытом колошнике, распределяли руду так, что половина всей сыпи ложилась узким кольцом у самых стен шахты, а другая половина рассыпалась по всей остальной поверхности колошника равномерным слоем. Но при современных условиях, требующих, прежде всего, закрытия колошника для

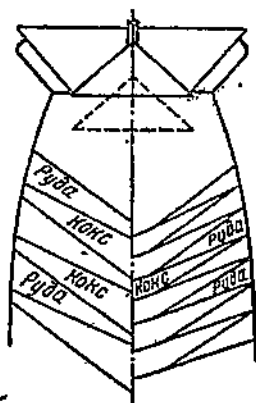
улавливания доменных газов и затем перемещения громадных масс плавильных материалов, засыпка и распределение их производится механическим путем, с помощью специальных приборов, действие которых мы и объясним далее, не касаясь деталей конструкции.

2. Первым по времени применения (50-е годы XIX в.) прибором для механической засыпки явился прибор Парри — «воронка и конус» — гениальное по простоте и удобству обращения устройство.

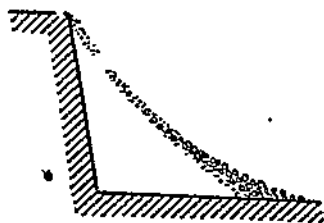
В этом приборе (фиг. 1) неподвижной частью является чаша или воронка, закрывающая сверху колошник печи, а подвижной — запирающий ее колокол или конус, опускаемый вниз при засыпке.

Плавильные материалы помещаются в пространстве между воронкой и конусом; при опускании последнего куски материалов скатываются по поверхности конуса и, описывая параболы, направляются к стенкам шахты, где ложатся кучей, в которой отдельные куски распределяются по углу естественного откоса.

Всякий сыпучий материал имеет определенный и постоянный угол естественного откоса, не зависящий от вида поверхности, на которой он лежит, но для одного и того же материала, взятого в мелких кусках, он больше, чем в крупных. Поэтому, если в кучу насыпается материал в кусках одинаковой величины, то поверхность кучи в вертикальном разрезе представляет прямую линию, если же в кучу постукает материал в кусках различной величины, то при свободном падении его происходит перераспределение кусков: мелкие остаются на вершине кучи, а крупные скатываются к подножию ее, так что в вертикальном разрезе поверхность кучи представляет вогнутую кривую, более крутую в верхней своей части и более пологую внизу (фиг. 2). То же происходит при загрузке печи через конус и воронку: в центре колошника оказывается больше крупных кусков, чем у стен шахты, где на гребне кучи сосредоточивается только мелочь. Сверх того, как показали впервые опыты дё-Ватёра, кокс под давлением веса руды расползается и располагается в печи под меньшим углом откоса, чем руда (26° против $36-43^\circ$). По



Фиг. 1. Аппарат Парри; схема распределения материалов при малом зазоре между стенкой и конусом



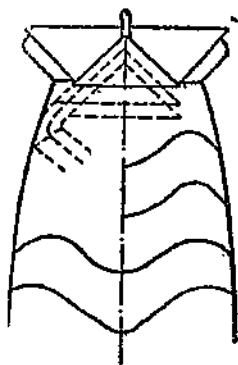
Фиг. 2. Рудная куча в разрезе

Д. В. Ефремову [1] кокс из кузнецких углей образует в печах Магнитогорского завода угол естественного откоса, близкий к 29° , а магнитогорская руда — 38° в среднем.

Поэтому, если нанести ряд параллельных линий под углом 40° к горизонту и между ними ряд других под углом 26° , то площадь, ограниченная сверху прямой под углом 40° , а снизу — более пологой, будет изображать слой руды в разрезе (см. фиг. 1); площадь, ограниченная сверху более пологой линией, снизу же — крутонаклонной, будет изображать разрез слоя кокса [1].

Значит, с помощью конуса и воронки кокс располагается более толстым слоем у оси печи, а руда — у стен, т. е. в основном так, как требует теория.

Разберем, однако, подробнее условия, влияющие на распределение материалов «воронкой и конусом». Обратим, прежде всего,



Фиг. 3. Аппарат Парри: схема распределения материалов при большом зазоре между стенкой и конусом

внимание на то, что при опускании конуса весь материал не может сразу высыпаться в печь: через первоначально образующуюся узкую щель проскальзывают сначала мелкие куски, описывая крутую параболу, и затем уже, в конце хода конуса, наиболее крупные, падающие по более пологой параболе. Вследствие этого вершина гребня засыпаемых материалов, поднимаясь, постепенно отходит от стен шахты, и поверхность кучи материалов принимает в разрезе вид, указанный на фиг. 3. Добавим, что поверхность слоя горючего не ровная, а сильно кочковатая, поэтому проваливающаяся первой в печь рудная мелочь, заполняя выбоины между крупными кусками горючего, остается по преимуществу там, куда она падает, что дает сосредоточенную засыпь мелочи, если руда пылеватая.

На фиг. 1 и 3 стены шахты представлены ограниченными кривой поверхностью, что в свое время рекомендовал де-Ватёр для достижения одинакового расстояния места падения от стен при разной высоте падения. Теперь кладку у колошника делают цилиндрической, но в таком случае распределение материалов меняется в зависимости от высоты падения и х, как показывает фиг. 4, вычерченная по результатам непосредственных наблюдений над загрузкой одной из американских печей перед ее задувкой.

Измерения показали следующее.

1) При диаметре колошника 5,5 м и весе рудной сыпи 5000 кг, если глубина горизонта засыпи (расстояние до этого горизонта от основания конуса в поднятом положении) равна 3050 мм, то кокс ложится неглубокой воронкой (1350 мм, см. фиг. 4, а) с пологой поверхностью, по которой не может скаты-

ваться руда, падающая у стен шахты и образующая здесь кольцо всего 650 мм шириной.

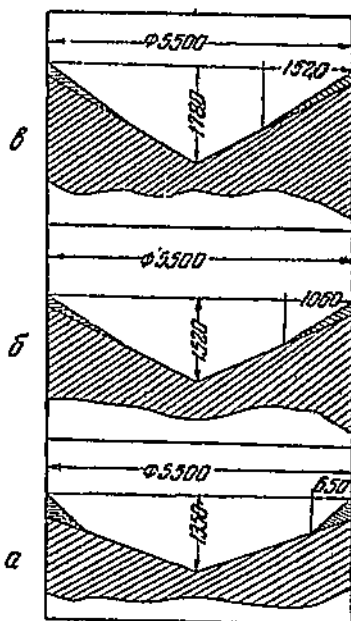
2) При поднятии горизонта засыпки до 2600 мм (фиг. 4, б), кокс образует более глубокую воронку—в 1520 мм—с более значительным углом наклона поверхности кокса, по которой руда распределяется по направлению к оси печи на 1060 мм.

3) Наконец, при нормальном положении засыпки—на глубине 2150 мм ниже основания конуса в момент подачи руды в печь, кокс дает (фиг. 4, в) воронку 1780 мм глубиной, а руда, благодаря большому углу наклона поверхности кокса, ложится кольцом 1520 мм шириной, образуя в середине колошника непокрытый рудой круг диаметром 2460 мм. Уменьшить диаметр этого круга можно лишь увеличением колоши кокса.

Но достигнуть попадания руды в центр колошника можно особым приемом завалки материалов. Обычно на воронку и конус подают сначала всю руду и известняк, а затем на них весь кокс. При опускании конуса вся руда успеет вывалиться в печь и распределиться на колошнике по углу естественного откоса, прежде чем начнет падать в печь кокс—более легкий и громоздкий материал. Если же подать в воронку сначала кокс,— всю колошу или часть ее,— а за нею руду, то лежащие на поверхности кокса куски руды, стараясь при падении опередить кокс, располагаются между крупными кусками кокса и попадают вместе с ними к центру колошника в некотором количестве.

Такой способ завалки применяется как временная мера, когда ход печи укажет ее необходимость (очень низкое содержание углекислоты в газе, отходящем из середины колошника). Постоянной же мерой, обеспечивающей надлежащее распределение руды на колошнике, является установление наивыгоднейшего—при данных размерах печи—объема колоши горючего.

Очевидно, что при малых (легких) колошах руды может не хватить (фиг. 1, правая часть) для покрытия всей поверхности колошника и слой ее выклинивается, не доходя до оси печи, отчего столб плавильных материалов в своей середине окажется легко проницаемым для газов и равномерное распределение их по по-



Фиг. 4. Распределение руды в зависимости от уровня засыпки

перечному сечению печи сделается невозможным. Обратнс, колоши горючего слишком большого объема, перекрываясь тяжелой рудной сыпью, вызывают сосредоточение в центре колошника толстых слоев руды (фиг. 1, левая часть), оказывающих большое сопротивление для прохода газов здесь. Загромождение рудой осевой части столба плавильных материалов создает так называемый, «периферийный ход» печи, при котором газы идут главным образом вдоль стен шахты.

Очевидно, для всяких данных условий работы печи существует наивыгоднейший вес (и объем) колоши горючего, при котором получается наивыгоднейшее распределение газов, точно указываемое составом и температурой их (максимум содержания углекислоты и минимум температуры по сравнению с обычным).

Загромождение осевой части столба плавильных материалов возможно не только рудой, но и горючим материалом, который ложится слоем наибольшей толщины у центра колошника и, если поступает в печь с содержанием мелочи или даёт ее много в самой печи, то образует на более или менее значительном расстоянии от колошника непроницаемое для газов скопление мусора. Мусор этот доходит до горна, давая в середине его столб неплавкого и негорючего материала, непроницаемого для газов, которые в этом случае принуждены подыматься вверх в узком кольцеобразном пространстве и затем идти вдоль стен заплечиков и шахты, главным образом.

Объем (или вес) колоши и способ загрузки составных частей ее в печь не обеспечивают правильного распределения газов, если диаметр основания конуса и диаметр колошника на уровне засыпи не согласованы правильно друг с другом. Диаметр конуса должен быть таким, чтобы первые порции падающих при опускании конуса материалов ложились у самых стен колошника и лишь при дальнейшем опускании конуса, как уже указывалось (фиг. 3, левая часть), они отходили несколько к оси печи.

Слишком малый диаметр конуса, или большая разность диаметров основания конуса и колошника, уже в первый момент опускания конуса производит засыпь руды на некотором расстоянии от стен шахты, и это расстояние все увеличивается по мере опоражнивания воронки. В результате руда даёт гребень, на вершине которого находится вся мелкая руда, а крупные куски ее откатываются не только к оси печи, но и к стенам шахты, что вызывает периферийный ход.

Имеет некоторое значение и разность диаметров воронки и запирающего ее основания конуса. Если диаметры эти очень близки, то первые порции руды при опускании конуса падают вертикально и ложатся далеко от стен шахты, дальнейшие порции, пробегая хотя и короткий путь по поверхности конуса, все же приобретают некоторую инерцию и, описывая параболы, приближаются к стенам шахты по мере опоражнивания воронки. Если же конус имеет некоторый «высов» за кромку воронки, то

уже первые куски руды, скользя по поверхности этого выступа, падают не вертикально, а по параболе, отходя от оси печи тем больше, чем больше высов, т. е. разность диаметров конуса и воронки. Таким образом можно, не меняя узкой воронки, устранить недостаток засыпки, увеличивши высов конуса, т. е. диаметр его.

Пока диаметр колошника на уровне засыпи не превосходил 4—4,2 м, распределение материалов и газов, даваемое аппаратом Парри, не оставляло желать лучшего, так как оно было совместимо с самым экономичным ходом печей — в смысле малого расхода горючего и большой производительности — при работе на всяких рудах и горючих материалах, как показывает практика США, где аппарат Парри пользовался исключительным применением. Но и там долгое время воздерживались от увеличения диаметра колошника, ограничившись 5,2 м даже для печей, давших впервые 1000 т чугуна в сутки. Объясняется это тем, что чем больше диаметр колошника, тем длиннее путь, пробегаемый кусками материалов по откосу, и тем больше неравномерность засыпи; сверх того при испытанной наибольшей величине колош не достигалось покрытие кокса рудой в центре колошника; здесь получался круг, более или менее значительного диаметра, на котором не было руды, что считалось вредным (часть газов не омывала руды у колошника). Тем не менее необходимость уменьшить вынос рудной пыли из печи, вызываемый большой скоростью, покидающих колошник газов, заставила в печах наибольшей производительности довести диаметр колошника до 6—6,3 м и производить завалку руды так, чтобы она не покрывала кокса в середине колошника.

Исследования состава газа в работающих таким образом печах показали, что газы у оси печи не бедны углекислотой; очевидно, руда, опускаясь, распределяется и достигает оси печи, а газы имеют достаточно времени для взаимодействия с рудой.

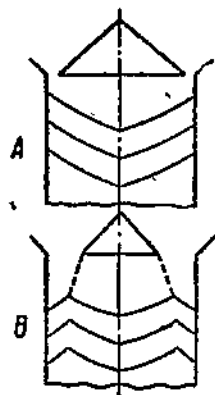
С другой стороны, найдено было средство устранять большую неравномерность кусков материалов по направлению от стен шахты к оси печи.

Средство это — завалка руды, отсортированной по степени кусковатости.

Далее, при всяком данном весе (или объеме) колоши, степень проницаемости для газов столба плавильных материалов зависит не только от распределения руды, но и от крепости или прочности горючего. Если в печь идет мелкий или слабый в механическом отношении горючий материал, т. е. дающий мелочь в самой печи, то он, располагаясь толстым слоем в центре колошника, образует на большей или меньшей глубине скопление большого количества мусора у оси печи, непроницаемого для газов. Мусор этот доходит до горна, образуя здесь столб неплавкого и непроницаемого для дутья и газов материала. В результате получается неправильное распределение восходящего потока газов,

проходящих в этом случае, главным образом, у стен шахты, которые от этого быстро изнашиваются.

Затем, распределение мелочи и крупных кусков по поперечным сечениям печи зависит от разности диаметров конуса и колошника (на уровне засыпи), как наглядно показано на фиг. 5, *А* и *В*. Если разность диаметров очень велика, то к стенкам шахты скатывается слишком много крупных кусков, и поток газов вдоль стен является естественным последствием такого распределения.



Фиг. 5. Схема распределения материалов на колошнике аппарата Парри

Если бы вся поступающая в печь руда была в кусках одинаковой величины, то было бы сохранено основное достоинство аппарата Парри — расположение руды слоем большей толщины у стен шахты, а кокса у оси печи, и устранен единственный его недостаток — сосредоточение слишком большого количества мелочи у стен шахты. Не имея возможности загружать руду одинаковыми кусками, можно приблизиться к идеалу сортировкой руды по крупности кусков. Практика уже показала [2], что разделением руды только на 3 класса — крупной (но не более 75 мм в поперечнике), средней и мелкой (но не менее 3 мм) —

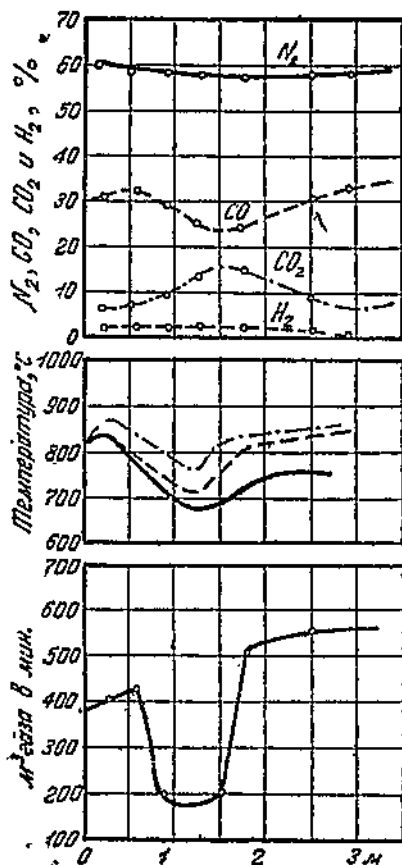
и загрузкой в колошу только одного класса по крупности кусков достигаются отличные результаты: мелочь, поступающая в печь без крупных кусков, не остается только у стен шахты, а попадает и к оси печи, крупная же руда, поступающая в печь без мелочи, не скатывается только к оси, а остается и у стен шахты. Таким образом слой всей руды в колоше делается более проницаемым для газов у стен шахты и не столь проницаемым у оси печи.

Взаимное влияние ряда факторов: соотношения размеров конуса и диаметра колошника, наклона образующей конуса (от 45 до 53°), качества сырых материалов, величины колош, глубины горизонта засыпи, может дать как сосредоточение потока газов у стен рабочего пространства и загромождение осевой части печи, так и обратное — поток газов по оси и распределение их в недостаточном количестве у стен шахты. Обычным является такое распределение, какое схематически изображено на фиг. 3. При нем наибольшее количество мелкой руды сосредоточивается на некотором расстоянии от стен шахты, крупные куски главным образом попадают к оси печи, но некоторое их количество скатывается и к стенкам шахты. Поэтому в поперечных сечениях шахты оказывается кольцо с уплотненными сырыми материалами, где проходит наименьшее количество газов; здесь поэтому господствует наименьшая температура, но зато наилучше используется не только тепловая, но и химическая энергия газов, что выражается наивысшим содержанием в них углекислоты и наименьшим — окиси углерода.

От этого кольца и к периферии и к оси печи количество газа, причитающееся на кв. единицу горизонтального сечения, увеличивается (к оси — в большей мере, чем к периферии), отчего температура газов растет, а содержание углекислоты в них уменьшается. Такое состояние печи изображают диаграммы фиг. 6. Оно совместимо с хорошими результатами работы печи, и так как средний состав газов может быть хорош, а температура их низка, то о неправильности распределения газов можно не подозревать.

На несколько иное и лучшее распределение газов указывает фиг. 7, вычерченная по данным о содержании CO_2 на разных расстояниях от стен шахты печи № 1 Ново-Тагильского завода [1]. Здесь наблюдалось очень высокое содержание CO_2 у оси печи, хотя достигалось оно обычным приемом засыпки с помощью воронки и конуса. Среднее содержание CO_2 за месяц работы печи было 14,8%, но у стен шахты оно колебалось около 12%, а на гребне кольца руды повышалось до 18%. Исследования на других печах-гигантах Советского Союза, имеющих диаметр колошника 6,3 м, указали на возможность иметь весьма равномерное распределение (судя по содержанию CO_2) газов по поперечному сечению колошника на уровне засыпки. Для примера приводим нижеследующие данные:

Расстояние от стен шахты, мм .	0	500	1000	1500	2000	2500	3000
Содержание CO_2 , %	{ 12,6 14,0 10,4	{ 12,0 14,0 12,0	{ 13,2 14,0 12,5	{ 13,6 15,6 13,2	{ 13,4 15,4 13,0	{ 14,0 16,0 11,4	{ 15,0 15,0 11,4
Расстояние от стен шахты, мм .	0	400	800	1500	2000	2500	3000
Содержание CO_2 , %	{ 12,5 12,7 13,1	{ 13,8 14,2 14,5	{ 15,1 15,3 16,7	{ 17,9 15,7 17,9	{ 17,9 15,8 17,9	{ 17,5 15,9 17,7	{ 16,8 16,0 17,3



Фиг. 6. Диаграмма состава, температуры (три ряда измерений на расстоянии 2,2 м от уровня засыпки) и количества газов на различных расстояниях от стен шахты печи

3. Вскоре после введения в Европе завалки колош через аппарат Парри инж. Куань предложил впервые (в 1855 г., на заводе Сен-Жак во Франции) сделать в нем конструктивные изменения, имевшие целью уничтожить даваемую аппаратом Парри сосредото-



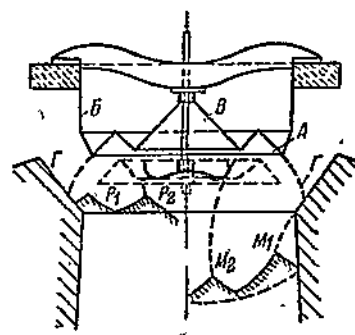
Фиг. 7. Содержание углекислоты на различных расстояниях от оси шахты (доменная печь № 1 Ново-Тагильского завода)

ченную у стен шахты засыпь. Интересно то обстоятельство, что стремление это появилось тогда, когда печь имела диаметр колошника всего 3,1 м, и возродилось вновь в последнее время, когда этот диаметр превысил 6 м.

Куань между приемной воронкой и ко-

нусом поместил кольцо Δ -образного сечения, опускающееся вниз при неподвижном конусе; засыпь материалов давала два концентрических кольца с одним откосом во внешнем кольце и двумя во внутреннем. Для отвода газа печь завода Сен-Жак имела центральную трубу, прободавшую конус. Это мешало применению завалки круглыми вагонами, устанавливающимися на колошнике так, что ось их совпадала с осью печи. Такие вагоны издавна с успехом применялись на древесноугольных печах Штирии.

Де-Ватэр, желая сохранить их и использовать идею Куань—засыпку двумя концентрическими кольцами—дал первый вариант



Фиг. 8. Аппарат де-Ватэра — Шарлевиля

аппарата Куань: выбросив центральную газоотводную трубу, он установил конус Парри. Фиг. 8 показывает аппарат де-Ватэра, но на ней же указан и способ распределения материалов, предложенный для древесноугольных печей Шарлевилем, с успехом примененный впервые на заводе Домнарвет (Швеция). Сущность способа в том, что рудная сыпь делится на две части: одна подается в печь перед завалкой угля, а вторая — после: вследствие разности горизонта засыпи, создаваемой завалкой угля (громоздкого материала), руда засы-

пается четырьмя кольцами разного диаметра. По идее Шарлевиля ход печи регулируется количеством руды, которое навешивается для внешнего пространства между воронкой B и кольцом A и отдельно для внутреннего — между кольцом A и конусом B .

Уголь заваливается из подвесных вагонок канатной дороги, а руда — с помощью совка, подвешенного к глагольному крану.

При опускании кольца сначала проваливается в печь руда, лежащая на уголь кучами M_1 и M_2 , диаметр которых зависит от глубины, на которую опустилась предшествовавшая колоша.

Когда в печь провалится уголь, то поверхность его должна дойти до заплечиков на кладке колошника Г, перекрытой для предохранения от истирания чугунными плитами. После подъема кольца в исходное положение загружается вторая половина рудной сыпи во внешнее и внутреннее кольцо по весу. Затем кольцо опускается и руда распределяется двумя кольцами — P_1 и P_2 — большего диаметра, чем M_1 и M_2 . Руда внешнего кольца P_1 при опускании колоши будет сползать по чугунным плитам к самой стенке колошника; в остальных кольцах она по мере опускания будет располагаться и занимать все большую поверхность по сечению шахты, но толщина слоя руды будет наибольшей у стен шахты и наименьшей у оси печи, если навешивание руды было произведено правильно.

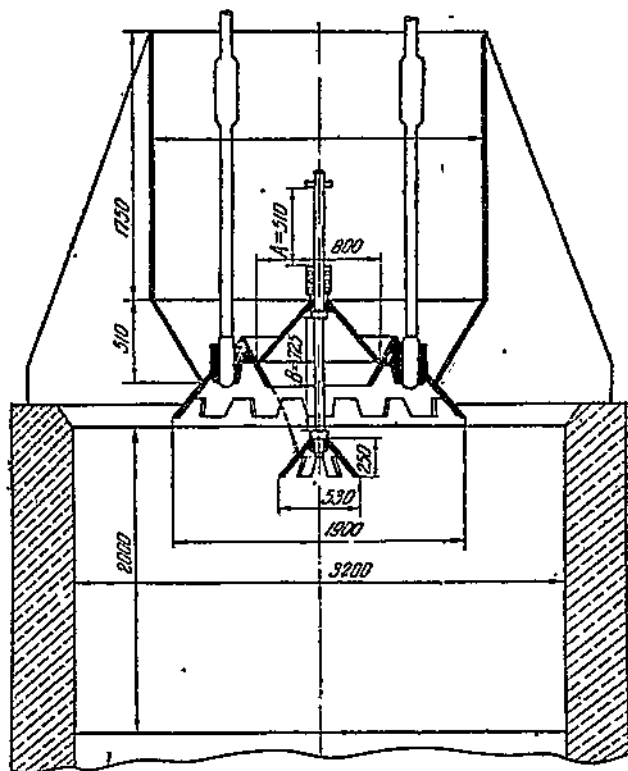
Аппарат де-Ватэра был установлен на одной из доменных печей б. Днепровского завода (ныне им. Дзержинского), но работал он не по Шарлевилю: материалы заваливались через кромку приемной воронки опрокидыванием вагонеток, не навешиваясь отдельно для внутреннего и внешнего колец. Спускалась вся колоша сразу, хотя несомненно, что раздельная загрузка двух половин рудной сыпи — до кокса и после него — представляет преимущество менее сосредоточенной засыпки.

4. Дальнейшее усложнение конструкции Куань—де-Ватэра было произведено, с целью улучшения распределения в древесно-угольных печах, Поносовым, который к подвижному кольцу и неподвижному конусу прибавил «разбойника», отбрасывающего падающие на него материалы в сторону стен колошника и пропускающего часть их под себя (фиг. 9) благодаря прорезам на своей конической поверхности у основания. Прорезы сделаны расходящимися книзу для того, чтобы в них не заклинивались куски материалов. Такие же прорезы сделаны были и у нижних кромок обеих боковых поверхностей кольца. Конус покоится на кольце и может опускаться вместе с ним, но лишь до определенной глубины, где задерживается на штанге; кольцо, продолжая опускаться, дает щель, через которую материалы падают частью на разбойника, а частью проваливаются через прорезы кольца.

Распределение материалов, даваемое аппаратом Поносова, довольно сложное: получается на колошнике 5 концентрических колец, из которых внешнее дает один откос — от стен к оси печи, остальные — по два откоса.

Каково распределение газов в печах, снабженных этим аппаратом, — никто не знал до последнего времени, хотя установлен он был очень давно на Надеждинском (ныне Серовском) заводе, а затем и на некоторых других заводах Урала. Лишь в самое последнее время исследование В. Г. Воскобойникова и К. М. Мокриевича пролило свет на этот темный вопрос.

Исследователи имели дело с аппаратом в том виде, в каком он представлен на фиг. 9, т. е. внутренняя поверхность кольца не имела вырезов. Это изменение конструкции, повидимому, привело к ухудшению результатов работы, так как оно дало содержание углекислоты по направлению от стен к оси печи, представленное



Фиг. 9. Аппарат Поносова

линией *A* на фиг. 10. Состав газа резко меняется по направлению к оси печи; на расстоянии 990 мм от стен содержание CO_2 спускается до 6,2%, при среднем содержании в газе 8—9% (при первоначальной конструкции аппарата оно колебалось в пределах 11—12%). Но оказалось, что распределение газов можно было значительно улучшить простыми мерами. Кривая *B* представляет гораздо лучшее распределение газов: содержание CO_2 плавно понижается к оси печи, достигая минимума 10,2% при максимуме 12%. Среднее содержание CO_2 в газе доходит до 11%. Для хорошо работающих древесноугольных печей эта цифра не высока, но она находит себе оправдание в том, что серовская шихта состояла из гороблагодатского магнитного железняка и агломерата, т. е. материалов, содержащих много железа в состоянии магнитной окиси и закиси железа.

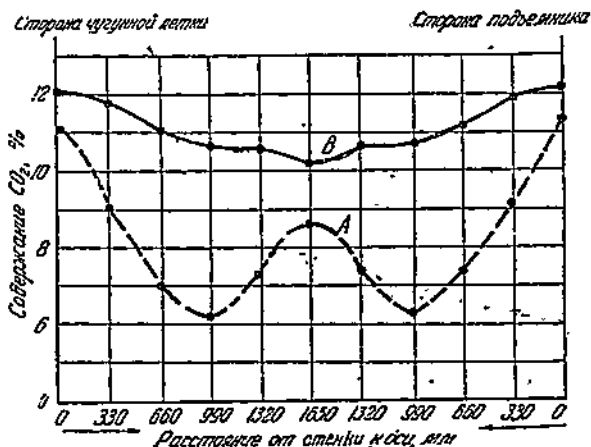
Достигнуто было указанное улучшение в распределении газов, повлекшее за собой сокращение расхода угля на 14,5%, путем:

- увеличения колоши угля с 7,8 до 10,4 м³;
- раздельной подачи в печь для угля и руды с флюсом;
- сокращения хода конуса на 110 мм;
- увеличения расстояния между конусом и разбойником на 150 мм;

д) уничтожения вырезов на боковой поверхности разбойника.

5. Идея инж.

Куань — распределять материалы на колошнике двумя концентрическими кольцами — была в недавнее время воспринята несколькими изобретателями как средство дать хорошее, недостижимое с помощью только воронки и конуса Парри, распределение газов в древесноугольных печах, а также в коксовых печах, имеющих диаметр колошника 6 м и более.



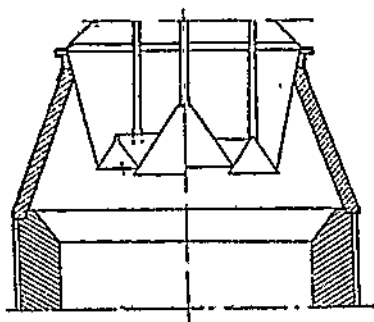
Фиг. 10. Содержание углекислоты на различных расстояниях от стен шахты при применении аппарата Поносова

Желание разрешить первую задачу — понятно. Крутой наклон кривой А на фиг. 10 и указываемое ею высокое содержание углекислоты у стен шахты ясно свидетельствуют о том, что падающая с кольца в печь руда ложится у самых стен и не располагается к осн печи.

По отношению к коксовым печам убеждение изобретателей, что присутствие на широком колошнике не покрытого рудой кокса от завалки через аппарат Парри несовместимо с низким расходом горючего — ошибочно: ему противоречат результаты работы многих печей, пользующихся только аппаратом Парри, и результаты специальных наблюдений над составом газов, выделяющихся на разном расстоянии от стен колошника. Выше было дано несколько примеров из практики больших советских печей, имеющих колошники не менее 6 м в диаметре; содержание углекислоты в газах, взятых из середины колошника, в этих печах настолько высоко, что перенос части руды с периферии ближе к оси печи может только загрозоздить осевую часть столба правильно распределенных материалов и, вместе с тем, снизить содержание углекислоты в газе, идущем вблизи стен шахты. Это снижение не может быть покрыто повышением

углекислоты в середине колошника, так как площадь, через которую проходит бедный углекислотой газ, значительно больше площади, через которую выделяется газ, наиболее богатый углекислотой.

Не останавливаясь здесь на описании всех аппаратов, в которых производится завалка двумя кольцами (Бойнтон — лучшей американской конструкции, южноуральского типа, Злоказова, Рязанцева и проф. Сорокина), обратимся к рассмотрению фиг. 11,



Фиг. 11. Аппарат Сорокина (слева) и де-Ватэра (справа)

правая половина которой представляет обыкновенный аппарат де-Ватэра, а левая — аппарат, предложенный проф. Сорокиным.

В последнем, так же как и в аппарате Поносова, кольцо внутренней своей кромкой покоится на конусе, но кольцо имеет ограниченный ход и подача руды с конуса в печь производится опусканием конуса после задержки кольца. Вследствие этого руда подается с конуса к стенкам колошника, т. е. дальше от оси, чем кольцо в аппарате де-Ватэра (фиг. 11 справа). Это, однако, не делает существенной разницы в методе распределения сырых материалов сравниваемыми аппаратами, так как легко подобрать такие размеры для конуса и кольца в аппарате проф. Сорокина, что распределение материалов будет совершенно такое же, как и в аппарате де-Ватэра (при иных размерах конуса и кольца). То же можно сказать и про аппараты других названных выше изобретателей, а также про аппарат южноуральского типа, так как характер распределения материалов в них один и тот же.

Аппарат проф. Сорокина, будучи установлен на одной из печей Сервского завода, работал, по официальным данным, хуже аппарата Поносова (в смысле расхода древесного угля).

Но, как и Бойнтон, проф. Сорокин предложил в своем аппарате делать цилиндр-приемник над гребнем опускающего кольца; в этот цилиндр можно заваливать отвешенное количество сырых материалов, которое в этом случае поступает в печь, не смешиваясь с материалами из внешнего кольца. Если при таком устройстве разделить рудную сыпь на две части и посылать их в печь перед подачей кокса и за ней, то получится распределение Шарлевиля, но последнее осуществляется более простым способом подачи материалов в засыпной аппарат.

6. Вторым по времени изобретения (60-е годы XIX в.) засыпным прибором является колокол Лангена, — прибор, в котором опускающийся конус заменен поднимающимся колоколом.

Распределение, которое он дает, резко отличается от только что описанного; оно изображено на фиг. 12 (левая часть).

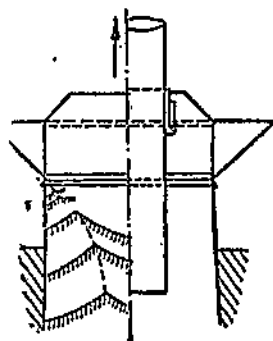
При подъеме колокола в образовавшуюся щель устремляется прежде всего мелкая руда; стенками воронки она направляется к оси печи. Смотря по тому, на какой глубине находится уровень раньше засыпанной колоши, куски руды, описывая параболы, встретят поверхность горячего на большем или меньшем расстоянии от стенок шахты, распределяясь двумя откосами. По мере того, как печь будет наполняться, вершина откоса или гребень кучи будет удаляться от оси печи и, если колоша совершенно наполнит печь, последние куски шихты лягут у самых стен шахты, но среди этих кусков мелочи будет меньше, чем в первых, проскользнувших в печь.

Из сказанного следует, что при работе колоколом Лангена мелочь не может ложиться сосредоточенно — у стен шахты, в чем главным образом и видели преимущество этого прибора над «воронкой и конусом», — преимущество, имеющее значение при плавке порошковатой и бедной руды, когда вес, а следовательно и объем рудной сыпи значителен.

При неправильном сходе колош — скачками или с обвалами — распределение плавильных материалов колоколом Лангена очень неравномерно, возможно даже попадание значительной части колоши к оси печи. Для устранения этого недостатка применен был так называемый центральный газоотвод. Труба значительного диаметра, проходящая сквозь колокол, позволяет засыпать материалы кольцом от стен шахты до стен трубы, чем, с одной стороны, разрыхляется столб плавильных материалов у оси печи, так как руда попадает сюда лишь на некоторой глубине, вследствие расположения сыпи, а с другой — отводятся сюда же и газы, так как кромка трубы находится ниже горизонта засыпки (фиг. 12, правая часть).

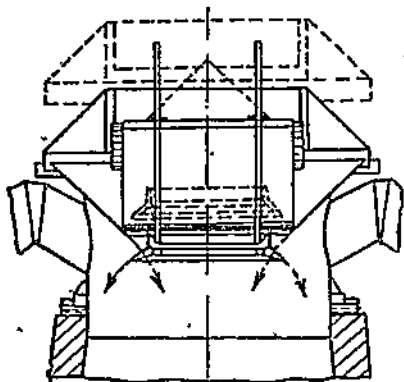
Прибор Лангена, работающий таким образом, установлен был на многих (однако далеко не всех) печах Германии, но вне ее он получил слабое распространение. Все печи Соединенных Штатов Америки и Англии, а также многие печи континента Европы, оборудованы воронками и конусами.

В последнее время и в Германии, с переходом на автоматическую завалку, стали заменять колокол Лангена воронкой и конусом; новейшие по времени постройки немецкие печи снабжаются только аппаратами Парри. Несколько раньше в Германии получили распространение комбинированные аппараты, которые позволяют временами, когда это нужно, производить с прибором

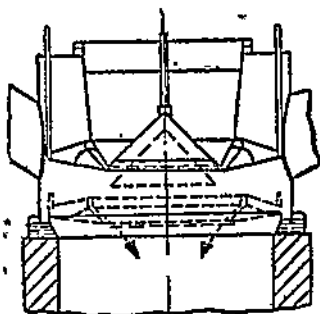


Фиг. 12. Аппарат Лангена и даваемое им распределение материалов

Парри засыпку по Лангену или же по способу Парри, имея в постоянном употреблении колокол Лангена. Этими приспособлениями являются подъемные кольца с коническими поверхностями таких размеров, что, будучи опущены, воспринимают с воронки Лангена материал на себя и отбрасывают его к окружности шахты или с конуса Парри — к оси печи; они показаны на фиг. 13 и 14.

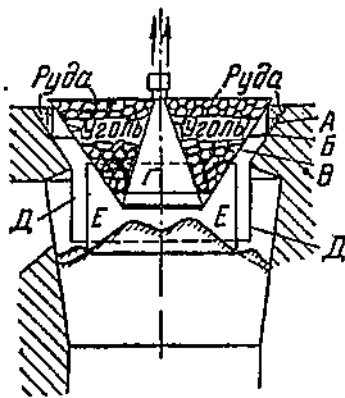


Фиг. 13. Аппарат Лангена с регулирующим кольцом



Фиг. 14. Аппарат Парри с регулирующим кольцом

Несомненно, что такие устройства позволяют улучшить распределение газов именно в тех случаях, когда после более или менее продолжительной работы однообразной засыпкой замечается сосредоточение газов по оси печи или у стен шахты, но ввиду усложнения всего засыпного устройства эти кольца не находят себе применения при колошниковом устройстве с автоматической завалкой материалов.



Фиг. 15. Аппарат Толандера

7. Прибор Толандера дает возможность получить распределение материалов на колошнике, близко приближающееся к тому, какое признано было в Швеции за наилучшее при ручной завалке.

Он показан на фиг. 15. Воронка А представляет неподвижную часть прибора, а лежащий на ней цилиндр Б с прикрепленной к нему воронкой В может подниматься вверх точно так же, как и пробка-конус Г. Два неподвижных цилиндра Д и Е служат для направления вниз материалов, падающих из пространства между непод-

вижной воронкой *А* и поднимаемым цилиндром *Б*. В это пространство засыпается половина всей рудной сыпи и весь флюс. В пространстве между подвижной воронкой *В* и конусом *Г* заваливается весь уголь одной колоши, и сверху него слоем равномерной толщины распределяется вторая половина рудной сыпи.

При подъеме конуса уголь проваливается в печь и ложится здесь кучей, достигающей своим откосом нижней кромки цилиндра *Е*. Руда, бывшая на поверхности угля, лишена возможности при падении вниз двигаться самостоятельно, — она располагается в пустотах между кусками угля и оказывается распределенной более или менее равномерно там, где ложится уголь, т. е. по всей поверхности колошника.

Но вслед за конусом *Г*, однако лишь после того, как вывалится весь уголь, подымается и цилиндр *Б*, отчего половина рудной сыпи и флюс падают в пространство между цилиндрами *Д* и *Е* и ложатся у самых стен шахты кольцом, ширина которого равна расстоянию между цилиндрами.

Само собой разумеется, что относительное количество руды, распределяемое на уголь, может быть изменено на основании опыта, но то, какое указано было выше, производилось в Швеции вручную, и при нем печи работали с малым расходом горючего. При переходе к прибору Толандера этот расход не увеличился. Такой результат достигается лишь при незначительных размерах колошника шведских древесноугольных печей (2—2,1 м); для больших уральских печей, с диаметром колошника 3 м и даже большим, сам изобретатель аппарата не рекомендовал его применения.

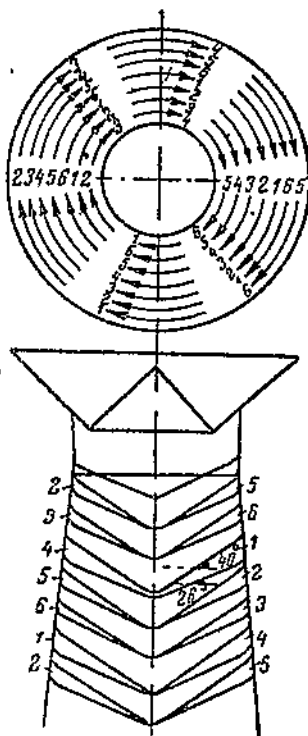
8. Описывая распределение материалов на колошнике, даваемое различными приборами, мы как бы предполагали, что по всей окружности приемной воронки засыпного аппарата оно совершенно однообразно, что поэтому и расположение материалов на колошнике печи во всех вертикальных сечениях его будет однообразным. На самом деле это предположение осуществляется очень редко, так как обыкновенно в плавку поступает несколько руд различных свойств и часто в небольшом количестве каждая; они не могут ложиться тонкими слоями по всей окружности колошника, но заваливаются на воронку отдельными кучами рядом друг с другом, а не перекрывая одна другую. Поэтому сыпь уже на воронке, а потом и на колошнике оказывается неоднородной по его окружности как по крупности кусков, так и по содержанию в определенном объеме железа, пустой породы и разных составных частей ее.

Если бы каждая последующая колоша точно повторяла распределение предыдущих, т. е. одна и та же руда приходилась бы постоянно на одно и то же место, то такое распределение мешало бы правильной работе газов и равномерному ходу процесса плавления, так как в печи находилось бы несколько отдель-

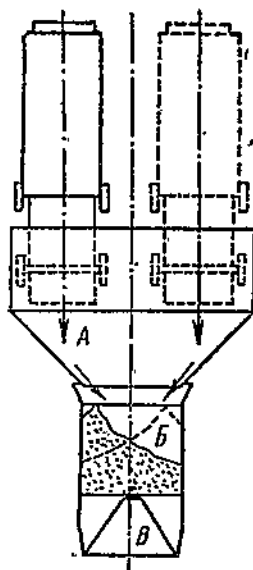
ных столбов плавильных материалов неодинакового химического состава и различной проницаемости для газов.

При распределении руды на воронке вручную отдельными кучами не повторяли в каждой колоше распределения предшествовавшей, избегая сыпать ту или иную руду на прежнее место, а сохраняли определенную и постоянную очередь поступления на воронку различных руд, и постоянно меняли их место, обходя через несколько колош (4—6) всю окружность колошника (фиг. 16).

Вследствие этого, хотя в каж-



Фиг. 16. Перемешивание руд при помощи «винтовой» засыпки



Фиг. 17. Схема распределителя Мак-Ки

дой отдельной колоше рудная сыпь неоднородна по окружности колошника, — во всех вертикальных сечениях печи число подач каждой из руд по всей высоте шахты было одинаково.

В современных печах с автоматической завалкой материалов равномерное распределение их по окружности колошника достигается с помощью распределителя Мак-Ки. Фиг. 17 дает схематическое изображение этого аппарата. Материалы доставляются на колошник в самопрокидывающихся вагонетках (скипах) по двум параллельным путям и сбрасываются через приемную воронку А в воронку Б аппарата; поэтому в последней материал ложится откосом с вершиной к наружной стене воронки. Воронка Б по окончании наполнения приходит в движение, поворачиваясь на

некоторый угол, например 60° , после чего конус *B* опускается, и материал поступает на большой конус засыпного аппарата. Все скипы одной колоши проходят воронку с вращением ее на 60° . Подача скипов следующей колоши сопровождается вращением воронки на 120° , далее — на 180° и т. д. Через 6 колош возобновляется то распределение материалов в печи, которое было до поворота воронки на 60° . Следовательно, на колошнике не может быть сосредоточено большое количество материалов в одном каком-либо месте его окружности: известная степень неравномерности распределения материалов в отдельных колошах закономерно размещается по всей окружности колошника, подобно (но не тождественно) тому, как при «винтовой» засыпи вручную¹.

2. ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ ПРИ ОПУСКАНИИ КОЛОШ

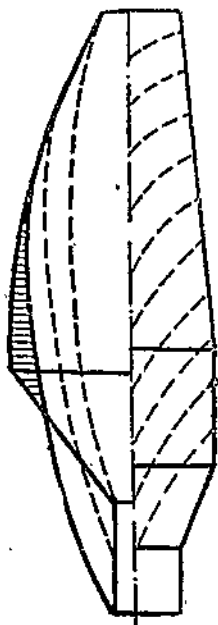
Отметим прежде всего, что не только нельзя видеть того, что происходит в доменной печи при движении в ней материалов, но и нельзя в точности искусственно воспроизвести явления опускания колош и перераспределения материалов. Модели доменных печей с точно выдержанными отношениями действительных размеров, но прямоугольного поперечного сечения, с двумя стеклянными стенками для удобства наблюдения, наполняемые надлежаще измельченными материалами и с устройством в нижней части для выгребания содержимого, — позволяют судить о том, как ложатся материалы в доменную печь при том или другом способе засыпки и как меняется их положение при опускании в верхних частях шахты; но они не дают возможности воспроизвести и наблюдать влияние давления, производимого высоким столбом плавильных материалов и стесняющего свободное передвижение кусков материалов, противодействия газов, сокращения объема колош, вызываемого заполнением пустот более мелкими кусками материалов между крупными их кусками и сгоранием части топлива на счет кислорода руды, а также плавлением чугуна, пустой породы и флюса.

Тем не менее, основываясь на том, что позволяют видеть такие модели и, главным образом, что наблюдается при работе доменных печей, можно сделать следующие выводы.

1. Горн и заплечики доменной печи представляют собой род воронки, наполненной сыпучим телом — кусками горючего, движение которого вызывается непрерывным образованием свободного пространства в горне, вследствие сгорания топлива на горизонте фурм и несколько выше его. Место сгоревших кусков занимает кусками, лежащими непосредственно над ними сверху горна и отчасти в заплечиках под влиянием их тяже-

¹ О том, как работает распределитель Мак-Ки в практических условиях, можно судить по результатам специального обследования, выполненного Д. В. Ефремовым [1] на Магнитогорском заводе.

сти и давления, производимого на всю их массу весом вышележащих материалов. Куски горючего, расположенные непосредственно над фокусами горения топлива в горне, в своем движении вниз, естественно, о п е р е ж а ю т лежащие ближе к стенкам и к середине (в печах с большим диаметром горна), что ясно сказывается



Фиг. 18. Старый профиль печи (слева) и более новый профиль (справа)

даже на колошнике перегибом слоев плавильных материалов и опсрежением материалами, попавшими при загрузке над зоной горения (кольцеобразно расположенной в горне на глубину 1—1,2 м от глаза фурм), тех материалов, которые расположились ближе к стенке и к оси шахты. На фиг. 18 (правая часть) схематически представлено указанное явление, причем кривые линии изображают не отдельные слои материалов, а положение кусков одного и того же материала, одновременно загруженных на колошнике.

2. При своем движении вниз куски различных материалов расплзаются от увеличения сечения шахты книзу, причем руда, спускаясь по вертикали, как бы оттирает более легкие и громоздкие куски топлива к стенкам шахты, отчего первоначальное отношение весов сыпи и горючего по направлению от стен шахты к оси печи несколько меняется, что подтверждено наблюдениями над работой шведской опытной доменной печи. При всяком передвижении или перетраивании мелкие куски стремятся занять промежутки между крупными кусками, давая, в свою очередь, место между собою для еще более мелких кусков, а вся масса руды постепенно проникает в толщу колош горючего. В результате этого, во-первых, отдельные слои мате-

риалов, по мере их опускания, перемешиваются, отчего на некоторой глубине получается более или менее равномерная по высоте печи смесь горючего, руды и флюса (но не по направлению от оси к стенкам); во-вторых, столб плавильных материалов занимает в печи меньший объем, чем при завалке. Последнее явление называется практиками «уминкой»; относительное развитие его, очевидно, находится в зависимости от физических свойств плавильных материалов — и не только от относительного количества крупных и мелких кусков в них, но также и от степени крепости или способности противостоять истиранию и измельчению в самой печи. В среднем принимают, что в коксовой доменной печи смесь всех материалов, занимает семь восьмых того объема, который они имели до загрузки. Для древесноугольных печей можно принять ту же «уминку» (т. е. одну восьмую) в угле, не

считая вместе с тем объема, занимаемого рудой и флюсом.

3. Опережение одних материалов другими, загруженными одновременно, создает особое явление, известное под названием инертности доменной печи и которое проявляется в том, что если переменить шихту и сделать ее, например, фосфористой, то чугун не получается сразу с тем содержанием фосфора, на которое рассчитана шихта, а с меньшим, и пройдет некоторое время по приходе в горн фосфористой шихты, прежде чем начнет получаться нормальный чугун. Графическое изображение опережения (фиг. 18, правая часть) ясно указывает причину этого: в горизонтальных сечениях по распару и заплечикам на одном и том же уровне находится шихта, загруженная в разное время; та и другая могут дать чугун и шлак не одинакового состава, поэтому в то время, как в горн начнет поступать фосфористый чугун от части колоши, загруженной над зоной горения, туда же будет поступать и чугун от ранее загруженных колош малофосфористой шихты, расположенной у стен шахты, находящейся на том же горизонте и потому плавящейся в то же время. Обратно, при переходе на малофосфористую шихту, часть ее, загруженная у стен шахты, запоздает, и в горн будет поступать некоторое время смесь со средним содержанием фосфора, получившаяся одновременным плавлением различных шихт.

Такое же постепенное изменение состава чугуна можно наблюдать и при резком изменении содержания марганца в шихте. Так как марганец не весь восстанавливается и, переходя в шлак, сообщает ему (при плавке на коксе) характерную гороховозеленую окраску, то опыт с марганцевой шихтой позволяет легко определять продолжительность пребывания марганцевой руды в печи и, по сравнению с продолжительностью обмена коксовых колош, установить опережение для этой руды (оно выражается или часами, или числом колош).

Путем подобного рода наблюдений установлено, что опережение не одинаково для разных составных частей шихты. Между тем, если бы оно зависело только от скорейшего опускания тех частей колош, которые загружаются над зоной горения, то опережение для всех материалов, и в том числе для горючего, было бы одинаково.

Значит, нужно допустить, что колоша горючего опережается своей сыпью и притом разными составными ее частями в различной степени. Это не мешает, однако, правильному ходу печи и получению чугуна и шлака однородного состава, поскольку эта однородность допускается постоянством других условий, от которых зависит состав шлака и чугуна.

Действительно, во всякой данной колоше горючее опережается отдельными составными частями сыпи в такой же степени, в какой опережалось горючее всех предшествовавших и будет опе-

режаться горючее последующих колош. Вследствие этого в горн приходят недетучие составные части шихты в виде шлака и чугуна, т. е. исключая все то, что могло и должно было улетучиться, в том относительном количестве, в каком они были загружены в печь. Если последние находятся в состоянии равновесия, когда вес загружаемых в данное время материалов равен весу шлака, чугуна и уносимых в то же время через колошник составных частей шихты, то в таком случае явление опережения остается совершенно незаметным. Но всякий раз, как только условия работы печи меняются и равновесие нарушается, опережение дает о себе знать, и с ним приходится считаться.

Например, если, желая увеличить расход горючего, сбавляют сыпь в колошу, то разогревание горна ощущается раньше, чем в него поступит колоша горючего, получившая легкую сыпь, так как эта сыпь, опережая свое горючее, облегчит и несколько предшествовавших колош. Обратное, при увеличении сыпи в колошу состав чугуна или чугуна и шлака меняется раньше, чем начнет гореть горючее тяжелых колош.

При задувке доменных печей первая рудная колоша ложится на несколько «холостых», так как после задувки чугун и шлак приходят в горн раньше, чем выгорит горючее всех холостых колош. Предвидя это обстоятельство, назначают в холостые колоши такое количество горючего, что оно в состоянии будет нагреть стены горна и лещады в надлежащей степени до прихода первого чугуна и затем шлака рудных колош.

При выдувке печи, если дутье остановлено вовремя, в горне и запличках всегда находятся много топлива, это — горючее последних колош, опереженное своей сыпью, уже проплавленной и удаленной из печи в виде чугуна и шлака.

При перегрузке — случайно или умышленно — нескольких колош горючего рудой или флюсом, по приходе в горн перегруженной колоши-горючего не получают стылого чугуна или неплавкого основного шлака вследствие того же явления опережения: избыток руды или флюса распределится на несколько предшествовавших колош и потому может быть благополучно переплавлен.

4. Выясним теперь условия, влияющие на опережение.

Первое из них — это физическое состояние плавильных материалов и, в частности, степень их измельченности и относительная плотность. Богатый магнитный железняк скорее проходит печь, чем одновременно с ним загруженный бурый железняк (почти всегда более бедный), вследствие большего своего удельного веса. Песок, если он чист, не спекается и не слеживается в плотные комья, благодаря своей сыпучести, легко просеивается через промежутки между более крупными кусками горючего и опережает руду, чем и пользуются в некоторых случаях для исправления расстроенного хода, прибегая к кремнезему в виде песка, а не кусков кварца или песчаника. Такою же способ-

ностью обладают и порошковатые руды, особенно богатые, например, измельченный, железный блеск или шлик магнитного железняка (продукт магнитного обогащения). Бедные пылеватые руды (землистый бурый железняк), пересыпаясь, вместе с тем уносятся в большом количестве током газов. Наконец, сварочный шлак проходит печь быстрее, чем какая-либо руда, вследствие того, что он при значительной плотности сравнительно легкоплавков и поэтому проходит в твердом состоянии меньшую часть высоты печи, чем руда, пробегающая остальную в виде тяжелой подвижной жидкости, чем и пользуются практики в нужных случаях.

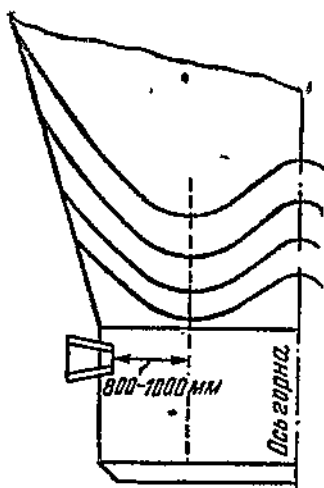
Второй причиной опережения является очертание стен рабочего пространства, печи и относительные размеры различных частей его, т. е. профиль печи или, точнее, отношение диаметра распара к диаметру горна и наклон заплечиков. Чем больше это отношение и положе заплечики, тем больше задерживается опускание материалов над заплечиками и тем яснее сказывается опережение центральным столбом плавильных материалов.

Старинный профиль с его чрезмерно узким горном (фиг. 18, левая часть) доводил опережение до того, что часть вместимости доменной печи совсем не использовалась, так как материалы в тупом углу, образованном пологими заплечиками и шахтой, не двигались; постепенно путем разгара печь сама вырабатывала себе профиль, показанный на фиг. 18 слева непрерывной линией. Пунктиром показаны две линии границы движущихся и неподвижных материалов до разгара горна и после некоторого разгара. Опускание частей колош у стен из неподвижных плавильных материалов все же происходило, но значительно медленнее, чем по оси печи, вследствие значительного здесь трения и даже кострения кусков горючего. Более новый профиль (фиг. 18, правая часть) с его относительно широким горном, т. е. низким отношением диаметра распара к диаметру горна, и постепенными благодаря незначительной разности диаметров переходами в горизонтальных сечениях допускает более правильное опускание всего столба плавильных материалов лишь с некоторым замедлением у стен заплечиков.

Наконец, современный профиль, характеризующийся не только крутыми, но и очень низкими заплечиками, а также горном значительно большего диаметра, чем колошник, делает то, что в горн приходят скорее материалы, опускающиеся против фокуса горения, по сравнению с теми, которые приходятся против оси горна; относительное расположение их указано на фиг. 19.

Недостаток старого профиля, выражавшийся присутствием неподвижных («мертвых») материалов, оставался незамеченным, благодаря крайне медленному сходу колош при очень слабой интенсивности плавки, вызывавшейся также этим профилем, но считавшейся нормальным явлением, так как увеличение схода колош или интенсивности плавки (в особенности тог-

да, когда горн еще не разгорел) обыкновенно не удавалось; в таких случаях резко сказывалось обособление объема действитель-



Фиг. 19. Опускание сырых материалов в широкое горно

но опускающихся материалов, увеличилось опережение, и руда центрального столба приходила в область высоких температур недостаточно подготовленной. Производительность печи по отношению к определяемой по чертежу вместимости оказывалась низкой, но действительная продолжительность пребывания руды в печи была не столь велика, как выходило по расчету на мнимую полезную вместимость. Разгар горна исправлял старый профиль уменьшением отношения распара к диаметру горна и вместе с тем увеличивал полезную вместимость печи, что позволяло увеличивать количество дутья и производительность печи.

Современный профиль допускает значительное увеличение интенсивности хода без вредных последствий.

3. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ГАЗОВ МЕЖДУ КУСКАМИ ПЛАВИЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Распределение плавильных материалов на колошнике может достигать своей цели — равномерного распределения газов между обрабатываемыми ими составными частями шихты — только отчасти, т. е. на некоторую высоту столба плавильных материалов. Во-первых, потому что после плавления, которое нормально должно заканчиваться в распаре или верхней части заплечиков, в печи остается в твердом состоянии только горючее и некоторое количество флюса (последнее не всегда), так что распределение пустот или проходов для газов в массе горючего (в заплечиках и горне) не находится в зависимости от способа завалки руды и флюса на колошнике. Во-вторых, потому что на распределение газов оказывают влияние и другие факторы, а именно: качество плавильных материалов и относительное количество газов.

1. Качеством сырых материалов, оказывающим наибольшее влияние на распределение газов, является содержание мелочи при засыпке и способность крошиться или растрескиваться, давая мелочь, в самой печи.

При большом содержании пылевой руды в шихте или при слабом горючем, образующем от перетирания много мусора в печи, нельзя достигнуть совершенно равномерного распределения газов и, следовательно, наиболее производительной работы их, так как

тяжелая пыль богатой руды плотно слеживается в печи и оказывается совершенно непроницаемой для газов; если же в виде пыли поступает бедная рыхлая руда, то она сравнительно легко проницаема, но зато уносится в громадном количестве током газов. Просеиваясь через крупные куски горючего, пылеватая руда приходит в область высоких температур в необработанном газами состоянии, в то время как газы, избегая замусоренных мест в толще плавильных материалов, проходят в этом случае между более крупными кусками, уходя из печи в меньшей степени охлажденными и использованными в качестве восстановителей.

2. Заставить газы равномернее распределяться и в этом случае, т. е. при обилии малопроницаемых путей, можно лишь увеличением их напора или давления, что при данном поперечном сечении печи и количестве проходов для газов в нем сводится к увеличению количества газов на квадратную единицу проходов, а следовательно и поперечного сечения печи.

Долгое время считалось, что такое увеличение может быть только вредным для результатов плавки: газы, проходя печь с большой скоростью, будут оставаться в ней мало времени и уйдут через колошник мало использованными; полагали также, что, чем больше времени руда остается в печи, тем она лучше подготавливается и затем восстанавливается газами, так что всякое сокращение времени пребывания ее в печи влечет за собой увеличение расхода горючего.

При таких взглядах не казалось странным, что руда оставалась, например в кливлендских доменных печах начала 70-х годов XIX в., 48—60 час. и даже (в самых больших) 72 часа, причем на 1 т чугуна приходилось до 12—13 м³ вместимости печи, хотя в то же время, как показывал опыт, тот же чугун, из той же руды и с таким же расходом горючего, получался в печах той же высоты, но меньшего объема, т. е. с более узким поперечным сечением, при выходе 1 т в сутки из 6 м³ (впоследствии — только 3 м³ при сохранении всех условий работы прежними).

Еще более поучительный вывод дает сравнение громадных кливлендских печей, строившихся в Англии в начале 70-х годов, с американскими, например печи с диаметром распара 9,14 м (самый широкий из всех когда-либо испытанных) вместимостью 1165 м³, дававшей всего 90 т чугуна в сутки из кливлендской руды с расходом горючего около 1, с американской печью, имевшей распар в 6,55 м, а вместимость 600 м³, дававшей в сутки 500 т в среднем при расходе кокса 0,85. Вычисляя количество газов, получавшихся при указанной производительности и расходе кокса в обоих случаях, и относя их к площади сечения распара, автор находит, что на кв. единицу распара в американской печи приходится газов в 8,5 раза больше, чем в кливлендской. Это значит, что если бы в обеих печах газы совершенно равномерно распределялись в распаре, то скорость их в кливлендской была

бы в 8,5 раза меньше, чем в американской, а соответствующий скоростной напор их ничтожен (по формуле $h = \frac{v^2}{2g}$ напор пропорционален квадрату скорости). Более чем вероятно, что в кливлендской печи газы, при их малом напоре, не имели возможности равномерно распределяться между кусками шихты, а проходили там и сям, по путям наименьшего сопротивления, т. е. по каналам широкого поперечного сечения, и не могли в одинаковое время в такой степени готовить и восстанавливать руду, как это делают газы высокого напряжения в американской печи, где они легко проникают между мелкими кусками шихты, используя проходы всего поперечного сечения печи; в результате получается достаточная подготовка руды, несмотря на сравнительную краткость времени пребывания ее в соприкосновении с газами, именно 10—8 час., в среднем около 9 час. Добавим, что разница в условиях работы сравниваемых печей хорошо характеризуется тем, что внутреннее давление в горне американских печей, т. е. напор газов, в 2 и даже 3 раза больше давления дутья в соплах кливлендских печей.

Сказанным выше объясняются причины успеха американцев, доказавших впервые, что быстрый сход колош совместим с малым расходом кокса. По отношению к древесному углю это было доказано давно работой штирийских доменных печей, но условия их работы считались во всех отношениях исключительными; однако позже американские древесноугольные доменные печи достигли тех же результатов в смысле расхода горючего при несравненно большей производительности. Например, печь «Пионер», имевшая полезный объем около 110 м³, впервые дала на древесном угле 125 т в среднем, временами — до 135 т чугуна в сутки, работая на руде Верхнего озера, труднее восстанавливаемой, чем штирийский шпатовый железняк. Гораздо позже крупный успех древесноугольной плавки на Урале получен был тем же способом. Ермоловская доменная печь (в Златоусте) в первую же кампанию достигла небывалой раньше на Урале производительности (50 т в сутки), и некоторое время местными техниками считалось, что лучшей нельзя и желать, так как дальнейшее увеличение скорости хода могло будто бы повлечь за собой увеличение расхода древесного угля [7]. Но, принимая во внимание исключительные качества бакальской руды, на которой только и работала печь, автор всегда на своих лекциях утверждал, что златоустовская печь должна дать не менее того, что дала печь «Пионер», т. е. 125 т в сутки.

Незадолго до первой мировой войны эта производительность была достигнута и, конечно, без увеличения расхода угля, причем средняя суточная выплавка за очень продолжительный период (третья кампания печи) оказалась равной 100 т.

Позже такой результат достигался плавкой гораздо более бедной бакальской руды. Удвоение производительности без увеличе-

ния расхода угля было достигнуто и на б. Надеждинском заводе, даже при менее благоприятных условиях работы, — более трудно-восстановимой и поршковой руде, дающей, сверх того, неудобные для работы шлаки [5].

В позднейшее время работающие на бакальской руде печи Ашинского и Саткинского заводов (златоустовские печи не работают) показали выгодность дальнейшего и значительного увеличения интенсивности плавки, при которой колоши остаются в печах только $4\frac{1}{2}$ часа [5].

Позже Урала на тот же путь увеличения интенсивности хода доменных печей перешла Швеция; производительность ее лучших печей с 25—30 т в недавнем прошлом возросла теперь до 45—50 т. В последнем сообщении [6] о работе этих печей дается ряд цифр, характеризующих условия и результаты перехода печи завода Гоффорс к более интенсивной работе; выборка из них приводится ниже.

Время пребывания колош, час.	Суточн. вы- плавка, т	Расход су- хого угля	CO ₂ в газах, %	Температ. дутья, С	Содержание Fe в шихте, %
15	41,9	0,649	14,1	240	59,6
12	53,1	0,614	14,3	247	58,8

Сокращение времени пребывания колош в печи с 15 до 12 час. вызвало увеличение производительности на 30%; в то же время, несмотря на весьма экономичный ход печи, расход древесного угля несколько уменьшился, и этому не могли способствовать ни нагрев дутья (поднявшийся всего на 7°), ни содержание железа в шихте (слегка понизившееся).

Переходя к коксовым доменным печам, нужно прежде всего указать на значительное увеличение интенсивности хода многих печей Германии.

В период времени 1920—1929 гг. время пребывания колош в печи было снижено с 20—15 час. (при ходе на томасовский чугун) до 10—8 (иногда даже 7) час. Суточная производительность возросла еще в большей мере, так как содержание железа в шихте возросло, что, конечно, способствовало снижению расхода кокса [7].

Такой же успех в отношении длительности пребывания материалов в печах был достигнут и в СССР, даже при более значительной суточной производительности их, чем в Германии [8].

3. Так как количество образующихся в единицу времени газов находится в прямой зависимости от количества сжигаемого углерода и получаемого печью в то же время дутья, то из сказанного выше вытекает, что количество дутья должно сообразоваться с размерами поперечного сечения печи как в горне, так и в распаре (оба сечения находятся в определенной зависимости друг от друга). При ограниченном количестве дутья ему должно соответствовать сечение

печи: имея слабую воздухоудувку, нельзя надеяться получить пользу от увеличения диаметра горна и, обратно, устанавливая более мощную воздухоудувку, нужно расширять горн.

Степень проницаемости шихты при данном количестве дутья обуславливает определенный напор газов (соответствующий отношению количества газа к площади сечения всех проходов между кусками материалов), который, с другой стороны, изменяется с изменением давления дутья. Поэтому для обеспечения равномерного распределения газов и наиболее производительной их работы нужно, чтобы давление дутья соответствовало степени проницаемости столба плавильных материалов в печи. Естественно, что при порошковых рудах или слабом горючем, дающем много мусора в печи, напор газов в горне, как и давление дутья в соплах, оказываются гораздо выше, чем при работе в противоположных условиях.

ЛИТЕРАТУРА ПЕРВОГО РАЗДЕЛА

1. De Vathaire, Construction et conduite des hauts-fourneaux (Paris. 1885), p. 224.

С. В. Женьдян (по de Vathaire). Устройство и ведение доменных печей. Харьков, 1927, 94.

S. Furnace, T. Joseph, Распределение шихты в доменной печи. Из Techn. Publ. № 109, перев. в «Гипромет», 1931, № 6, 76.

Ф. Вэльякоккс, Неполадки доменных печей. Пер. с англ. 1933, 189—191.

А. Саркисянц. Теория движения сырых материалов в доменных печах, «Сталь», 1932, № 7—8, 45.

М. Позин, Н. Гольдштейн, Движение шихты и газов в доменной печи, «Советская металлургия», 1935, № 9, 49.

Д. В. Ефремов, Исследование работы аппарата Мак-Ки, «Советская металлургия», 1936, № 11, 20.

Т. Кеннеди, Распределение материалов в доменной печи, «Сталь», 1942, № 6, 56.

М. Я. Остроухов, Задвка доменной печи Ново-Тагильского завода, «Сталь», 1942, № 8—9, 3.

Проф. В. А. Сорокин, Засыпные аппараты для доменных печей с широким колошником, «Сталь», 1939, № 7, 1.

И. М. Циппа, Засыпной аппарат для доменных печей с широким колошником, «Сталь», 1942, № 9—10, 13.

А. Рязанцев, «Теория и практика металлургии», 1937, № 1.

2. Б. Выставки, М. Катаев, И. Осташкевич, Опытная доменная плавка на сортированных материалах. «Домет», 1930, № 12, 222 (Днепропетровский завод).

Е. Венгель, «Уголь и железо», 1930, № 52 (Сулинский завод).

S. Kippner, Работа доменной печи на сортированной руде. «Домет», 1930, № 12, 275. Из Techn. Paper, 1930, № 459.

A. Wagner, A. Holschuh, W. Barth, «Советская металлургия», 1933, № 10—11, 264; рефераты из St. u. Eis., 1932, № 46.

H. W. Johnson, О распределении газов по сечениям доменной печи. «Металлург», 1939, № 1, 99 (из Blast Furnace a. Steel Plant. 1938. июнь, июль).

3. Э. Гертум, Отчет о поездке в США. «Горный журнал», 1893, т. III, 46.

Н. Иосса, Успехи доменной плавки на казенных заводах Урала. «Горный журнал», 1911, т. II, 203.

А. Степанов, Ермоловская доменная печь, ЖРМО, 1913, 151.

Акад. М. А. Павлов, Вопросы доменной техники в период кризиса за границей и второй пятилетки у нас. «Советская металлургия», 1934, № 1, 9.

4. К. Мессерле, Форсированная доменная плавка на Надеждинском заводе. ЖРМО, 1916, № 1, 42.

5. Акад. М. А. Павлов, Двадцатилетие металлургии чугуна. «Советская металлургия», 1937, № 11, 21—22.

6. M. Tigerschiöld, Современное состояние доменного производства в Швеции. «Новости иностранной металлургии», 1935, № 3, 32; реферат из «Jernkontorets Annaler», 1934, häft 8, 56.

Т. Joseph, Работа американских древесноугольных доменных печей. ЖРМО, 1926, 2 ч. 597.

О. Wehrheim, Американские доменные заводы и их работа. ЖРМО, 1926, 2 ч., 146.

F. Wilcox, H. Brassert, Доменная плавка в Германии. ЖРМО, 1928, 2 ч., 333—343.

7. Нормы расхода энергии в черной металлургии, М.-Л., 1933, 25.

Акад. М. А. Павлов, «Советская металлургия», 1937, № 11, 15—17.

8. Акад. М. А. Павлов, «Советская металлургия», 1937, № 11, 22—23.

Акад. М. А. Павлов, Работа сверхмощной доменной печи № 3 Запорожстали. «Рабочий металлург», 1939, № 5, 5.

РАЗДЕЛ ВТОРОЙ

ИЗМЕНЕНИЕ ФИЗИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ И ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ОПУСКАЮЩИХСЯ ПЛАВИЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Переходя теперь к подробному изложению тех превращений, которые испытывают плавильные материалы в доменной печи при их движении навстречу газам, мы последовательно рассмотрим процессы: 1) разложения плавильных материалов действием высокой температуры и удаления из них летучих веществ, 2) восстановления, 3) обуглероживания восстановленного железа, 4) плавления пустой породы руды и 5) горения углерода топлива, а также окисления ранее восстановленных элементов, — следуя естественному порядку развития перечисленных процессов, хотя некоторые из них совмещаются в пространстве друг с другом.

1. РАЗЛОЖЕНИЕ ПЛАВИЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ И УДАЛЕНИЕ ЛЕТУЧИХ ВЕЩЕСТВ

Действие высокой температуры на сырые материалы доменной плавки не является чисто физическим явлением превращения в газообразное и парообразное состояния летучих веществ, так как оно сопровождается разложением различных химических соединений, разложением, при котором возможно взаимодействие летучих продуктов друг на друга. Мы рассмотрим далее: 1) выделение влаги и разложение гидратов, 2) разложение и дополнительную сухую перегонку горючего, 3) разложение углекислых солей и 4) испарение летучих при высокой температуре соединений.

Испарение влаги и разложение гидратов. Хотя влагой называется вода, выделяемая при продолжительном нагревании веществ до 100° , в доменной печи удаление ее во всем том количестве, какое дается анализом, — начинаясь раньше 100° , — заканчивается тогда, когда куски плавильных материалов будут нагреты в наружных слоях до более высокой температуры, не говоря уже о газах, согревающих руду. Это зависит от того, что руда, как и другие плавильные материалы, представляет плохой проводник тепла, и выделение влаги из внутренних частей кусков руды значительно запаздывает по сравнению с наружными слоями, которые нагреваются от непосредственного соприкосновения с газами. Это обстоятельство нужно иметь в виду, чтобы понять те изменения, какие претерпевает состав колониновых газов под влиянием выделяющейся влаги и в особенности гидратной воды.

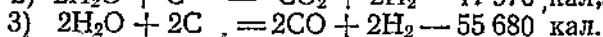
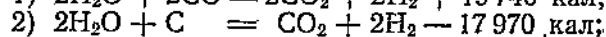
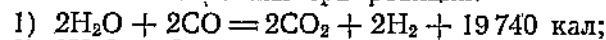
1. Горючие материалы доменной плавки, не заключая в себе гидратной воды, легко теряют влагу, так как отличаются значительной пористостью, облегчающей выделение водяных паров (это не относится к получающейся в печи воде как к продукту сухой перегонки).

2. Руды безводной окиси железа и магнитной окиси содержат обыкновенно ничтожное количество влаги, сравнительно легко выделяемой, т. е. в короткое время и в самых верхних горизонтах печи. Что касается бурого железняка, то он, кроме гидратной воды, заключает в себе обыкновенно более или менее значительное количество влаги (обыкновенный землистый бурый железняк, минет, маяри, керченская руда). Эта влага удаляется окончательно только между 150 и 200°, а выше последнего предела начинает разлагаться и естественный гидрат окиси железа, тогда как искусственный, полученный осаждением аммиаком из растворов солей окиси железа, начинает терять свою воду гораздо легче — уже при кипячении. Заканчивается разложение гидрата, как показало исследование проф. И. А. Соколова, при 300°, а если руда взята в очень крупных кусках, то даже при 400° [1].

Бурые железняки, как и некоторые другие руды, а также флюсы, содержат в себе примесь глины, главной составной частью которой является каолинит, — гидрат силиката алюминия ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), кристаллизационная вода которого удаляется при еще более высокой температуре, чем бурого железняка, а следы ее упорно удерживаются глиной даже до 1000°, по Ле-Шателье (если нагревание ведется быстро). Данные, опубликованные проф. А. М. Соколовым [2], показывают, что разложение чистого каолинита начинается при 400°, но до 500° выделяется только 2,4% гидратной воды (из 13% общего содержания); между 500 и 600° разложение идет очень быстро, и в короткое время удаляется около 10% воды; остатки ее исчезают медленно и только при медленном нагреве до 800° [3].

Таким образом удаление из глины остатков воды происходит тогда, когда руда и флюс будут нагреты снаружи до температуры более высокой, чем 800°. Это, в связи с условиями разложения бурого железняка, дает нам объяснение известного факта — постепенного обогащения водородом колошниковых газов при таких температурах, когда этот элемент мог бы действовать как восстановитель, отчего количество его в газах должно было бы убывать.

В доменной печи возможны три реакции:

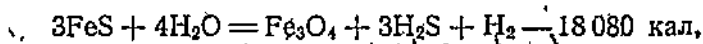


Реакция 1), идущая с выделением тепла, возможна лишь при умеренной температуре, именно 400—450°; реакция 2), эндотермическая в слабой степени, начинается выше 500°, реакция 3) получает исключительное развитие выше 1000°. Между 500° и

1000°, но ближе ко второму пределу, реакции 2) и 3) идут совместно.

Таким образом запоздалое выделение водяных паров сопровождается образованием водорода и углекислоты с окисью углерода.

При работе на минеральном горючем, содержащем в себе довольно значительное количество серы в виде односернистого железа, возможно одновременное воздействие паров воды на углерод и на сернистое железо, — воздействие, облегчаемое пористостью горючего. При низкой температуре (красное каление) оно влечет за собой образование сернистого водорода по уравнению



и, следовательно, потерю части серы в газах в самых верхних горизонтах печи. Эта же реакция может, теоретически говоря, идти и с серой руды, содержащей пириты, но, вследствие относительной плотности руды и низкой обыкновенно концентрации серы в ней, развитие этой реакции маловероятно. Зато вполне возможно выделение части серы в виде SO_2 , вследствие взаимодействия Fe_2O_3 и FeS по реакции:



Удаление летучих веществ из топлива и дополнительная сухая перегонка его. Этот процесс заслуживает внимания только ввиду широкого его развития в древесноугольных печах; плавка на сыром каменном угле представляется редким исключением, а кокс содержит в себе ничтожное количество газообразных летучих веществ.

1. По исследованию И. А. Соколова и его сотрудников [4], древесный уголь, пережигаемый при разных температурах, выделяет при нагревании указываемое в табл. 1 количество газов — тем большее, чем ниже температура переугливания; в таблице приведен также средний состав этих газов (состав древесного угля, полученного при разных температурах переугливания, дан в табл. 39 первой части этого курса на стр. 171).

Как изменяются количество и состав газов, выделяемых при более высоких температурах дополнительной перегонки, видно из исследования Бергштрома [5] над шведским кучным углем. Органическая масса его (среднее из 2 проб, отдельно исследованных на перегонку) содержала в себе (без золы) 90,35% C; 6,80% O; 2,70% H_2 и 0,15% N_2 , а количество и состав (в объемных процентах) газов, выделившихся при последовательном нагревании угля (среднее из двух рядов данных), указаны в табл. 2.

С газами выделяются и пары воды, образующиеся от соединения водорода и кислорода не вполне обугленной клетчатки, но анализ указывает состав сухих газов. Помимо газов, из угля, полученного при низких температурах, выделяются и жидкие погонь

(смола), количество которых может доходить до 7—8% от веса обыкновенного печного угля (температура перегливания 400—425°).

Таблица 1

Температура перегливания °С	Количество газов, выделен. при нагреве до 1000°, м ³ /т	Состав газообразных продуктов перегонки угля, % по объему				
		CO ₂	C _n H _{2n}	CO	H ₂	CH ₄
700	122,1	6,51	—	17,76	57,78	17,79
550	202,2	4,71	—	16,75	56,15	22,24
500	283,2	7,01	—	18,34	48,68	25,83
475	293,1	7,69	—	20,32	44,69	27,16
450	313,8	11,21	0,13	22,95	41,48	24,10
425	315,6	8,47	0,26	26,72	40,52	23,90
400	327,9	8,91	0,25	24,24	33,77	32,66
375	349,0	8,89	0,31	25,22	34,18	31,27
300	335,1	8,60	0,25	24,89	3,72	33,42
280	352,0	10,19	0,57	24,58	29,95	33,77

Таблица 2

Температура газа, °С		м ³ газа на 1 т угля	Химический состав, % по объему			
			CO ₂	CO	CH ₄	H ₂
0 до 420		5,3	45,8	27,5	19,6	7,1
420 > 500		10,1	10,3	53,8	21,2	14,7
520 > 600		17,2	17,3	37,2	27,7	17,8
600 > 700		36,8	8,2	18,8	27,7	45,3
700 > 800		56,9	1,3	11,7	26,5	60,5
800 > 900		44,2	0,6	2,8	13,8	82,8
900 > 1000		32,4	0,5	2,1	4,7	92,7
Всего и в среднем . .		202,9	5,2	14,2	20,2	60,4

Конечной температурой разложения древесного угля можно считать 1000°, но уже в интервале температур 900—1000° из угля выделяется почти один водород, следы его в ничтожном весовом количестве (около 0,25%) остаются в угле до самого сгорания последнего, точно так же, как и азота. Табл. 2 шведских данных, как и табл. 1 проф. И. А. Соколова, не дает содержания азота в газах, выделяемых углем, но по данным Юона [6] это содержание при всяких температурах не превосходит 0,96% и в среднем; вероятно, оно не более 0,7%.

Остаток (после прокаливания при 1000°, беззолый) содержится в себе около 98% С и 2% газов. Присоединяя их к газам,

выделившимся из угля до 1000°. Н. Маханек дал [7] состав газовой смеси для углей, полученных при разной температуре перегливания, указанный в табл. 3.

Таблица 3

Температура перегливания °С	м³ газа на 1 т угля	Химический состав, % по объему				
		CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	N ₂
525	317	4,6	15,7	18,4	60,5	0,8
425	377	7,1	24,0	20,1	47,9	0,9
400	387	7,6	22,1	27,7	41,8	0,8

Верхний ряд цифр характеризует уголь кучной (состав газа хорошо согласуется с данными Бергштрема), а нижние два ряда — печной.

В доменной печи, по мере опускания угля вниз, состав летучих веществ меняется в том же направлении, как и при последовательном нагревании по данным Бергштрема, с той только разницей, что при употреблении печного угля отношение CO₂ : CO в газах сухой перегонки будет выше в области умеренных температур, чем для кучного шведского.

2. При работе на сыром каменном угле (Кузнецкого бассейна и Шотландии) процесс сухой перегонки полностью переносится из коксовальной в доменную печь, и здесь он дает большое количество (около 43% веса шотландского угля) газообразных, жидких и твердых (при обыкновенной температуре) веществ. Использование части этих веществ, главным образом аммиака и смолы, понижает расходы производства чугуна, и потому на некоторых шотландских заводах имелось своеобразное дополнительное оборудование для совершенного охлаждения газов, поглощения аммиака и конденсации смолы.

3. Кокс, получаемый при высокой температуре и достаточно длительном ходе процесса обугливания, содержит в себе незначительное количество летучих веществ; присоединение их к продуктам горения и восстановления почти не меняет состава доменных газов. Большая часть этих летучих веществ (от 0,5 до 1,5% веса кокса) состоит из газов, поглощенных коксом при обугливании, и может быть удалена из него при обыкновенной температуре отсасыванием в пустоте.

Произведя анализ таким образом полученных газов, Ч. Белл [8] определил их состав, — довольно однообразный для разных проб, в особенности в отношении содержания углерода в них. В среднем для 4 образцов кокса в 100 объемах отсосанных газов содержалось:

12,90% CO₂; 21,30% CO; 3,60% CH₄; 51,30% H₂ и 10,90% N₂.

В 1 м³ такого газа заключается

$$\frac{12}{22,4} (0,129 + 0,213 + 0,036) = 0,203 \text{ кг углерода.}$$

При производстве на Магнитогорском заводе кокса из разнообразных угольных шихт для опытной плавки в 1939 г. персоналом Уральского углехимического института определялся состав газов, выделяемых коксом при прокаливании. Анализы газов указывают на то, что по мере повышения температуры (от 300 до 800°) состав выделяющихся газов меняется: содержание в них CO₂ и CH₄ понижается, а H₂ и N₂ — возрастает. В среднем летучие кокса содержали: 13,2% CO₂, 24,1% CO, 0,9% CH₄, 39,5% H₂ и 22,3% N₂.

В 1 м³ такого газа содержалось:

$$\frac{12}{22,4} (0,132 + 0,241 + 0,009) = 0,2046 \text{ кг C.}$$

Таким образом, несмотря на некоторое различие в составе газов, отсасывавшихся из деремского кокса и удалявшихся прокаливанием из магнитогорского кокса, потеря углерода в единице объема тех и других газов была одинакова.

При прокаливании кокса содержащийся в нем водород выделяется частью в виде метана — при низкой температуре, — частью в свободном состоянии — при высокой; однако весь водород кокса вместе с водородом разложенной влаги дутья не дает того его количества, какое наблюдается в колошниковых газах коксовых доменных печей; разность пополяется разложением гидратной воды в верхних горизонтах печей (по реакциям, приведенным выше).

Разложение углекислых солей. Кроме обычных разлагаемых солей кальция и магния, входящих в состав флюсов и некоторых руд, в шихте доменных печей иногда встречаются и углекислые соли железа и марганца — составные части шпатовых железняков и глинистых сидеритов, поступающие иногда в печи в необожженном состоянии.

Все эти соли в естественном состоянии (т. е. неосажденные из водных растворов), по Фридриху [9], выделяют при последовательном и медленном нагревании свою углекислоту в порядке возрастания температур (°C):

FeCO ₃	MnCO ₃	MgCO ₃	MgCa(CO ₃) ₂	CaCO ₃
380—400	525	570	750—895	895

Акад. А. А. Байков и А. С. Тумарев [10] дают несколько иные цифры для температуры диссоциации естественных углекислых солей (в углекислоте при 1 ата давления), а именно (°C):

MgCO ₃ FeCO ₃	MgCO ₃	MgCa(CO ₃) ₂	CaCO ₃
520—550	640—660	735—905	900—921

Для углекальцевой соли температура разложения зависит от физического состояния природного соединения; максимум (921°) относится к мрамору, минимум (900°) к некристаллическому известняку; для чистого известкового шпата температура разложения 910°.

Разложение порошка кальцита не в атмосфере углекислоты, а в пустоте обнаружило, что до 650° разложение практически не наступает; энергично оно идет в интервале температур 775—800°. Отсюда следует, что в доменной печи, где парциальное давление углекислоты в газах меньше 1 ата, разложение порошка углекальцевой соли идет между 800 и 900°.

Для магнезита данные последних исследователей значительно выше данных Фридриха, но первые подтверждаются ранее сделанными определениями А. А. Байкова (640°, 1913 г.).

Доломит начинает разлагаться при 735° на CaCO_3 и MgCO_3 , причем быстро идет выделение CO_2 из MgCO_3 ; заканчивается разложение (в токе CO_2 и при давлении 1 ата) при 905°. Данные эти хорошо сходятся с результатами исследования Фридриха. Что касается марганцевого шпата, то с ним А. А. Байков и А. С. Тумарев не работали, и для него, как и для железного шпата, в нашем распоряжении остаются лишь данные Фридриха.

А. А. Байков и А. С. Тумарев определяли температуру диссоциации минерала, представлявшего изоморфную смесь (твердый раствор) 83% FeCO_3 с 17% MgCO_3 , температура разложения которого, естественно, оказалась более высокой, чем железного шпата. Это подтверждается исследованием, произведенным в лаборатории металлургии чугуна ЛИИ [11] над разложением образцов бакальского сидерита, содержавшего изоморфную смесь 81,5% FeCO_3 с 18,5% MgCO_3 (известно в руде было лишь 0,48%). Разложение наступает лишь при 400° и заканчивается при 500°, если руда взята в порошкообразном состоянии. Куски ее, около 20 мм в поперечнике, разлагаются в температурном интервале 500—600°.

Хотя углекислые соли железа и марганца легко разлагаются, выделение остатков углекислоты из них, вследствие медленной передачи тепла в недра кусков руды, затягивается и заканчивается на таких горизонтах печи, где температура наружных частей руды, и особенно газов, гораздо выше указанной на стр. 39, но на сколько — сказать нельзя.

При выделении углекислоты одна треть ее окисляет закись металла, так что результатом разложения является получение окислов железа и марганца типа R_3O_4 по уравнениям:

- 1) $3\text{FeCO}_3 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 2\text{CO}_2 + \text{CO} - 57\,800 \text{ кал};$
- 2) $3\text{MnCO}_3 = \text{Mn}_3\text{O}_4 + 2\text{CO}_2 + \text{CO} - 81\,220 \text{ кал}.$

Отметим, что получающаяся по реакции 1) магнитная окись вследствие неполноты окисления находится всегда и в поступающих в печь в обожженном состоянии сидеритах и шпатовых железняках (во внутренних частях кусков или ядер сферосидерита).

Вопрос о том, при какой температуре в действительности, т. е. в условиях доменной плавки, происходит полное разложение углекальциевой соли, представляет теоретический интерес, но по существу не может быть решен точно. С одной стороны, вследствие того, что парциальное давление углекислоты в печи гораздо ниже 1 ата — даже на колошнике оно обыкновенно не выше 0,12 ата, — разложение этой соли, начинаясь при 600°, могло бы закончиться при 750—800°, когда давление диссоциации около 0,1 ата; с другой стороны, как показал Ле-Шателье [12], при быстром разложении выделение углекислоты не поспевает за нагревом, и температура окончательной диссоциации повышается на 100°. К этому еще нужно прибавить, что взятая в виде крупных кусков флюса углекальциевая соль очень медленно нагревается вследствие плохой ее теплопроводности и малой поверхности воздействия для газов, поэтому из внутренней части кусков остатки углекислоты могут выделяться на таком горизонте печи, где температура газов и поверхности кусков горючего гораздо выше 900°. Далее, вследствие неправильного распределения газов случается, что куски флюса доходят иногда до горна доменной печи в неразложенном состоянии, будучи оглазированы снаружи слоем шлака. Основываясь на такого рода наблюдениях над действием печей, Л. Белл считал, что разложение углекальциевой соли происходит при очень высокой температуре, когда выделяющаяся углекислота полностью переходит в присутствии раскаленного углерода в окись углерода, и, сообразно этому взгляду, во всех своих расчетах тепловых балансов вводил теплоту разложения CO_2 флюса; вслед за ним и до настоящего времени то же делают все английские и американские металлурги.

Располагая данными позднейших исследователей [12] диссоциации углекальциевой соли, можно считать, что часть углекислоты, запоздавшая выделением из флюса, испытывает восстановление, а часть выделяется в интервале температур 800—900° и остается невосстановленной, так как содержание CO_2 в газах на соответственных горизонтах печи ниже предельного, какое возможно в присутствии углерода, как увидим впоследствии.

Испарение летучих при высокой температуре соединений. Такими соединениями в доменной печи являются: 1) сравнительно легко возгоняющиеся соли щелочных металлов и 2) трудноплавкие, считающиеся нелетучими окислы, образующие шлак.

1. Находящиеся в золе горючего и в пустой породе руды щелочные металлы, преимущественно калий, дают в печи углекислые и затем синеродистые соли (почти в равном количестве), а также, но в значительно меньшем количестве — сернокислые и хлористые. Последние возгоняются сравнительно легко, первые же образуются в области высоких температур и частью, разлагаясь кремнеземом, переходят в шлак, частью испаряются и выделяются затем в твердом состоянии в виде тончайшей пыли в поясе умеренных

температур. Некоторая часть их, конечно, может осаждаться на кусках сырых материалов и с ними опускаться вниз, здесь снова возгоняться и т. д. При установившемся в печи равновесии (на что нужно некоторое время после каждой перемены шихты) определенная для всякого данного хода печи и состава сырых материалов часть всего количества щелочных солей (около 70%) уходит в шлак, остальная (до 30%) — улетучивается и затем, перейдя в твердое состояние, уносится из печи газами.

Однако на пути щелочных солей от горна к колошнику в составе их происходят изменения, именно, получается синеродистый калий (и в гораздо меньшем количестве натрия) по реакции, служащей для фабричного производства этой соли:



Но реакция эта обратима и дает синеродистую соль только при температуре выше 1000°. Когда газ охладится ниже этой температуры, реакция идет в обратную сторону, т. е. уносимое газом цианистое соединение окисляется окисью углерода, давая поташ или соду. Синеродистый калий, поднимаясь вверх, может разлагаться и металлическим железом, которому он отдает свой углерод, и затем — окислами железа, которые могут им восстанавливаться. Поэтому газ, отводившийся из горна и распара доменной печи (для исследования), обнаруживал присутствие большого количества синеродистого калия, чем в то же время колошниковый газ, как показал еще Л. Белл, а в последнее время Кини и Гернси. В составе колошниковой пыли оказывается ничтожное количество синеродистой соли по сравнению с количеством углекислой и сернокислой [13].

Определения циана в газах наших южных печей, произведенные А. Адамовичем и Я. Авраскиным [14], подтвердили результаты, полученные предшествовавшими исследователями. В доменной печи завода им. Сталина, работавшей на литейный чугун, из 10 проб колошникового газа только в двух найдено немного циана. В печи названного завода (того же типа и того же объема), работавшей на передельный чугун, содержание $(\text{CN})_2$ в среднем из 11 проб было 1,6 г на 100 м³ газа; однако и здесь в 5 пробах не было найдено циана. Зато в печи Макеевского завода, работавшей на ферроманган, цианистых солей оказалось значительно больше, — в среднем из 14 проб 34,3 г на 100 м³ колошникового газа, считая на $(\text{CN})_2$. Температурные условия в печах, выплавляющих ферроманган, таковы, что делают понятным присутствие в отходящих газах большого количества цианистых соединений; область высоких температур в них сильно расширена, что способствует образованию цианистых щелочей, а область низких температур значительно ограничена (температура колошника была около 550°), что мешает разложению цианистых щелочей по вышеприведенной реакции.

Отношение между количествами улетучивающихся и переходящих в шлак щелочей зависит от веса образующегося

в печи шлака (обыкновенно в нем бывает от 0,5 до 2% окислов калия и натрия) и от развития в печи области высоких температур. Всякое расширение ее увеличением расхода горючего увеличивает количество газов и уносимой ими щелочной пыли.

Наиболее ценной частью щелочной пыли являются соли калия. Количество их по отношению к весу чугуна кажется ничтожным, например, 0,58% для руд Верхнего озера и коннельсвилльского кокса, 0,35% для испанской руды и деремского кокса [15], но получаемый в современных печах громадный производительности абсолютный вес этих солей настолько значителен, что вполне окупает расходы по оборудованию цеха дополнительной установки для обработки пыли с целью извлечения из нее этих солей (они применяются в качестве удобрения, и потому такая обработка пыли желательна в интересах народного хозяйства).

2. При работе на ферроманган и ферросилиций, когда температура газов даже у колошника доходит до 600°, область высоких температур, благодаря громадному количеству газов (расход горючего примерно в 2,5 раза больше, чем на передельный чугун), распространяется на значительную высоту, испаряются и такие соединения, как кремнезем, глинозем, известь и магнезия; первый — в относительно больших количествах, последняя — в меньших, поэтому влияние этого явления приходится учитывать при составлении шихты, чтобы точнее подойти к действительным относительному весу и химическому составу шлака.

Испаряющиеся составные части шлака, переходя в твердое состояние, дают тончайшую пыль, которая, поступив в газопровод, в значительной своей части увлекается на дно обыкновенных пылеуловителей массой унесенных газами измельченных сырых материалов, т. е. обыкновенной пылью, частью уходит в аппараты для сжигания газа — паровые котлы и воздухонагреватели, осаждающаяся здесь на нагревательной поверхности железа и кирпича, отчасти же уходит в атмосферу через дымовые трубы.

Увеличение количества летучих веществ при переходе к более горячему ходу ясно сказывается между прочим усилением отложения белого налета, оставляемого на стенках засыпных и газоулавливающих приборов газами при их выходе в атмосферу, а также цветом осаждающейся в газопроводах пыли.

Из сказанного выше следует, что сажа газоочистителей и газопроводных труб состоит из трех различных по своему происхождению частей: 1) пылевой рыхлой части плавильных материалов доменной плавки (обыкновенно — горючего и руды), несколько не изменившейся доменным процессом или в слабой степени подвергшейся восстановлению; 2) доменного шлака, по химическому составу отличающегося от выпускаемого из печи более высоким содержанием кремнезема к другим окислам, и 3) щелочных солей, состав которых не подходит к тому состоянию, в каком они были в сырых материалах и в каком они переходят в шлак,

так как этот состав является результатом сложных процессов, идущих в доменной печи.

К последней категории подходят и более редкие составные части пыли: окись свинца и окись цинка, не переходящие в шлак и не находящиеся в готовом состоянии в руде, но получающиеся в печи окислением восстановленных и испарившихся металлов, о чем подробнее будет сказано в своем месте.

2. ВОССТАНОВЛЕНИЕ

Восстановительный процесс, начинаясь часто вскоре после того, как руда будет загружена в печь, развивается далее с большей или меньшей быстротой, в зависимости от того, как идет по мере опускания руды нагревание ее током восходящих газов и каков химический состав последних.

Ход процесса восстановления и, в частности, последовательность восстановления окислов разных элементов и различных окислов одного и того же элемента подчиняется известной закономерности, вытекающей, как следствие, из закона Ле-Шателье — Вант-Гоффа.

Реакции, сопровождающиеся выделением тепла, идут при умеренных или низких, с точки зрения металлурга, температурах; повышение температуры ограничивает развитие этих реакций и вызывает ход обратных или вообще таких, какие идут с поглощением тепла.

Вследствие этого восстановление соединений, образованных с выделением незначительного, сравнительно, количества тепла, происходит при умеренных температурах, в то время как соединения, образование которых сопровождалось выделением большого количества тепла, восстанавливаются только при высоких температурах.

Из элементов, обыкновенно входящих в состав чугуна, наиболее трудновосстановимыми (т. е. дающими наиболее прочные при высоких температурах окислы) являются кремний, фосфор, хром и ванадий, за которыми следует марганец; железо же сравнительно легко восстановимо.

Если элемент имеет несколько степеней окисления (как марганец, железо), то присоединение последнего атома кислорода сопровождается выделением меньшего количества тепла, чем первого атома; отсюда следует, что, так как в доменной печи все плавильные материалы постепенно переходят от низких температур к высоким, восстановление окислов, начинаясь с высших степеней окисления, по мере повышения температуры переходит последовательно к низшим, и что в верхних горизонтах доменной печи может идти раскисление сравнительно легковосстановимых элементов, а в низких — наиболее трудновосстановимых.

Главными восстановителями в доменной печи являются углерод и окись углерода; некоторые из поступающих в печь соеди-

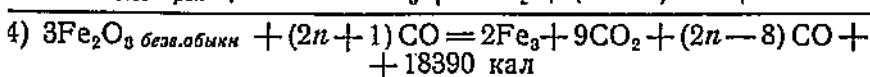
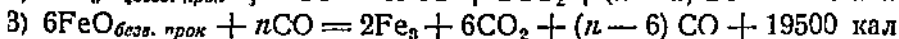
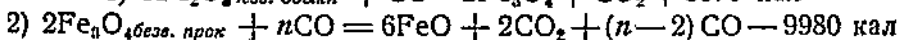
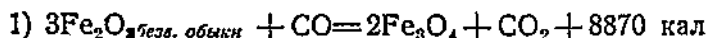
нений могут восстанавливаться только твердым углеродом, некоторые же и окисью углерода сверх того. Взаимодействие последней с одними окислами дает положительный тепловой эффект, с другими — отрицательный; восстановление же твердым углеродом всегда является резко эндотермической реакцией. Поэтому исключительное восстановление окисью углерода возможно и для легковосстановимых окислов лишь в области умеренных температур, где образующаяся как продукт восстановления углекислота не может в присутствии углерода превращаться в окись углерода; переход же руды в область высоких температур неизбежно влечет за собой восстановление твердым углеродом как трудновосстановимых окислов, так и той части легковосстановимых, которая не успела вполне восстановиться выше.

После этих выводов из закона Ле-Шателье — Вант-Гоффа, о котором всегда нужно помнить, чтобы понимать частности хода восстановительного процесса, перейдем к подробному рассмотрению условий восстановления отдельных элементов и соединений их, и, прежде всего, железа, которое в составе чугуна значительно преобладает над всеми другими элементами и восстанавливается, если не исключительно, то главным образом — из своих окислов.

Восстановление окислов железа окисью углерода. Газы доменной печи у колошника очень часто имеют более высокую температуру, чем та, какая нужна для начала восстановления окиси железа; поэтому восстановление железа может идти уже у самого колошника. Но, начавшись так рано, восстановление железа не успевает завершиться при умеренных температурах и затягивается в такой мере, что часто заканчивается этот процесс в области наивысшей температуры — в горне доменной печи, и частью тогда, когда полученный чугун поконится уже на лещади под слоем шлака и реагирует с последним на поверхности соприкосновения.

Итак, восстановление железа происходит как при низких, сравнительно, так и самых высоких температурах.

Взаимодействие окиси углерода и окислов железа, естественно, начинается с поверхности кусков руды и постепенно переходит во внутренние части куска, если он дает возможность проникнуть туда окиси углерода; в том же направлении происходит и нагревание руды передачей тепла газов. Следовательно, в каждом отдельном куске руды происходит тот последовательный переход железа от одной степени окисления к другой, о котором говорилось раньше и который можно представить нижеследующими термохимическими уравнениями:



Уравнение 4) дает положительный окончательный тепловой эффект восстановительного процесса, хотя и незначительный по абсолютной величине. Это значит, что, как только руда будет нагрета до такой температуры, при которой возможно восстановление какого-либо из двух окислов железа, оно, раз начавшись, идет далее, не требуя подвода тепла извне, и, вместе с тем, без такого подъема температуры, какой мог бы вызвать ход эндотермической реакции, т. е. восстановление твердым углеродом, сначала железа, а потом (при дальнейшем повышении температур) трудновосстановимых элементов — марганца, кремния и фосфора.

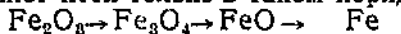
Очевидно, что для того, чтобы по возможности совершеннее использовать восстановительную способность окиси углерода, нужно всемерно стараться расширить в доменной печи область умеренных температур и ограничить распространение высоких строго необходимыми пределами. Осуществление этого требования теории составляет главную заботу современного доменного практика, но результат — степень восстановления железа окисью углерода — находится в зависимости от: 1) качества руды — ее естественных свойств и характера предварительной ее обработки, 2) температуры, при которой идет восстановление, и 3) состава газа-восстановителя.

1. Качество руды. По опытам Л. Белла, искусственно приготовленный (осаждением аммиаком из водных растворов солей окиси железа) гидрат окиси железа обнаруживает следы восстановления окисью углерода уже при 141°C , естественные же окислы железа (в виде различных руд) начинают восстанавливаться при более высокой температуре и притом различной для разных руд, как можно усмотреть из нижеследующих цифр, взятых из исследований Л. Белла [13], а также И. А. Соколова [16], существенно пополнившего данные старых исследователей своей работой над восстановимостью многих сортов руд уральских месторождений.

Начало восстановления	$^{\circ}\text{C}$
Искусственного бурого железняка (Л. Б.)	141
Обоженной кливлендской руды (Л. Б.)	200
Сырого (необоженного) бурого железняка (И. С.)	220
Обоженного при 1000° бурого железняка (И. С.)	330
» высокогорского магнитного железняка (И. С.)	330
То же, сырого с примесью мартита (И. С.)	400
Кристал. магнитного железняка, химически чистого (И. С.)	450

Различие в температурах начала восстановления для окислов различных степеней окисления легко объясняется, высказанным: при температуре, достаточной для восстановления высшего окисла, не может одновременно идти восстановление и

низшего, поэтому для железа последовательное, по мере повышения температуры, раскисление может идти только в таком порядке:



Количество отнятого O_2 :

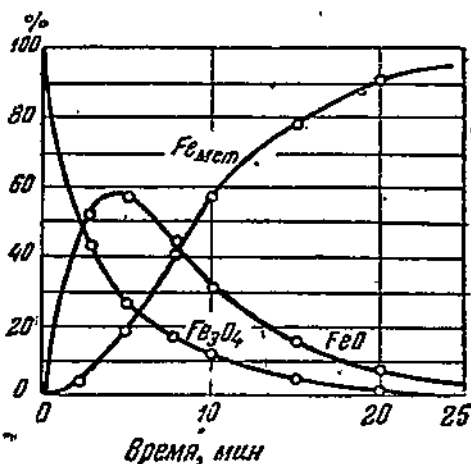
0 11,1 33,3 100%

Низший окисел — закись железа — появлялся в опытах И. А. Соколова при температурах 350—380—400° из бурого железняка, а металлическое железо при 600—650°.

Более высокая температура ускоряет ход процесса, но не меняет порядка получения продуктов восстановления. Фиг. 20 [17]

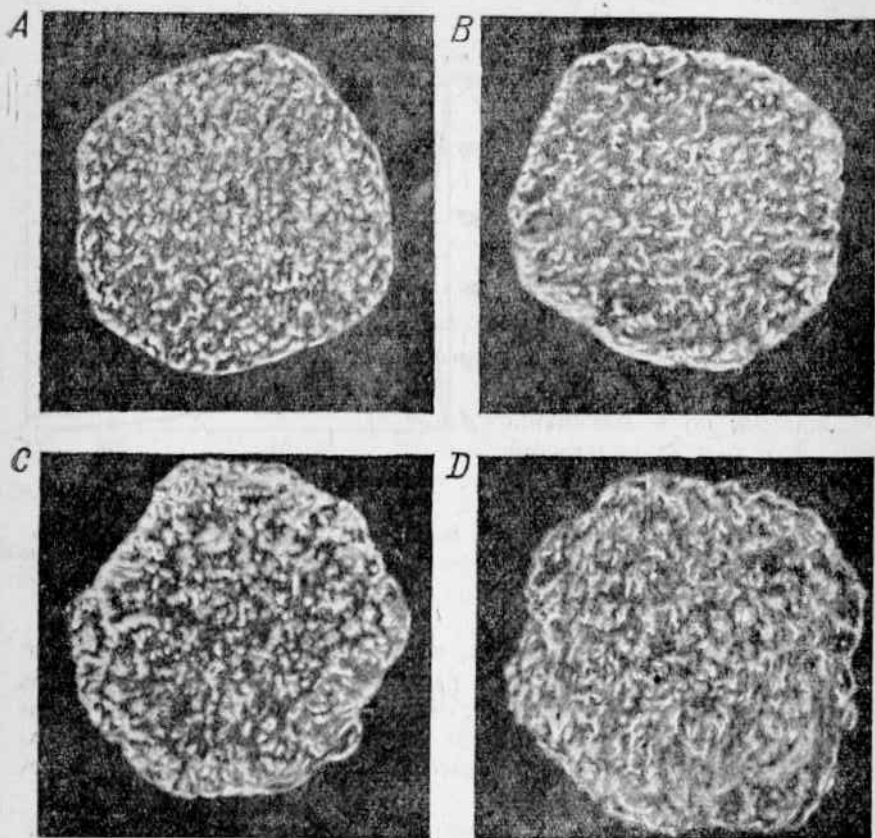
показывает относительное количество железа в зерне плотного магнитного железняка, крупностью в 3 мм, подвергнутого восстановлению в струе чистой окиси углерода при температуре 900°. Несмотря на крайне благоприятные условия для ускорения хода процесса, в зерне, наряду с большим количеством металлического железа, находится долгое время не только закись железа, но и магнитная окись. Этот окисел чрезвычайно быстро восстанавливается в течение первых 5 мин.: 56% всего железа руды переходит за это время в состояние FeO и 19% — в металлическое состояние, но далее ход восстановления замедляется настолько, что в зерне 3 мм в поперечнике в течение 20 мин. одновременно имеется магнитная окись, закись железа и металлическое железо. Через 25 мин. магнитной окиси уже нет в руде, но в виде закиси сохраняется около 5% всего железа. Микрофотографии, данные на фиг. 21, показывают наглядно, как идет восстановление.

Фиг. 21, А дает строение зерна (очень чистый образец мелкозернистой руды Чируна) в его естественном состоянии (зерно 3 мм в поперечнике, увеличение около 15); фиг. 21, В — зерно той же руды через 15 мин. действия окисью углерода при 900°. Здесь ясно видна оторочка металлического железа (белая кромка) при 40% восстановления. Фиг. 21, С относится к образцу восстанавливавшемуся 35 мин. и потерявшему 80% своего кислорода; здесь, кроме оторочки, металлическое железо рассеяно по всему сечению зерна; черные поля — оставшаяся закись железа. Она видна и на фиг. 21, D, представляющей строение зерна, подвергнутого восстановлению в течение 60 мин., когда была достигнута возможная полнота восстановления для газа — 95%.



Фиг. 20. Восстановление магнитного железняка окисью углерода при 900°; зерна крупностью 3 мм

По поводу термохимического уравнения восстановления магнитной окиси нужно заметить, что отрицательный тепловой эффект, несмотря на то, что для закиси и окиси он положителен, объясняется тем, что при образовании магнитной окиси из закиси и окиси выделяется 4620 кал, которые и должны быть затрачены в избытке по сравнению с механической смесью ($\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeO}$) при восстановлении этого окисла. Таким образом более высокая



Фиг. 21. Изменение строения зерен магнитного железняка током окиси углерода при 900°; зерна крупностью 3 м

температура начала восстановления (чем для окиси железа) и большая затрата тепла, чем приходится на механическую смесь закиси и окиси, — понятны. Но чем объяснить различие восстановимости руд, заключающих в себе окислы одной и той же степени окисления?

Имея в виду результаты доменной плавки — различную производительность в единицу времени и неодинаковый расход горю-

чего, практики давно уже научились различать руды трудно-восстановимые (например магнитный железняк) и легко-восстановимые (шпатовый, бурый железняк). Теоретики же объясняли разницу в свойствах этих руд по отношению к доменной плавке тем, что шпатовые и бурые железняки теряют при нагревании значительную часть своего веса (первые 25—30%, а вторые 10—15%, иногда и больше) в виде летучих продуктов — углекислоты и воды — и вследствие этого делаются пористыми. По путям, которыми выделялись углекислота и вода, проходит легко, но в обратном направлении, окись углерода — восстановитель руды.

Объяснение это и теперь может быть признано правильным, но в настоящее время ясно, что одного его недостаточно для понимания того, что дает практика и обнаружили лабораторные исследования.

Муассан и Ле-Шателье [18] установили существование двух аллотропических состояний окислов железа; одно из них получается при низкой температуре, другое при высокой, — непосредственно или прокаливанием первого; удельный вес первого ниже, чем второго; переход из первого во второе сопровождается уплотнением вещества и выделением тепла. Наконец, отношение обоих аллотропических состояний к химическим агентам неодинаково, например, окись железа, полученная прокаливанием гидрата при температуре выше 900°, имеет удельный вес железного блеска (т. е. естественной окиси железа) и хуже растворяется в кислотах, чем безводная окись, полученная при низкой температуре. Далее, магнитная окись, полученная при высокой температуре (горением железа в кислороде или прокаливанием азотно-железной соли), обладает удельным весом кристаллов магнитного железняка и не растворяется в соляной кислоте на холоде, тогда как полученная из азотно-железной соли при умеренной температуре — легко растворяется в ней [18].

Не вправе ли мы предположить существование различных аллотропических состояний окислов железа в обрабатываемых в доменных печах рудах, в особенности подвергнутых предварительной обработке, и допустить для них различное отношение к газообразному восстановителю — окиси углерода?

Исследования И. А. Соколова дали обильный материал для положительного ответа на этот вопрос. Что прокаленные руды начинают восстанавливаться при более высокой температуре, это было указано уже в ранее приведенных данных, но относительная восстановимость руд лучше характеризуется скоростью восстановления, измеряемой количеством отнятого кислорода или полученного низшего окисла — закиси или, наконец, железа — в определенный промежуток времени при всех одинаковых условиях восстановления. Пользуясь результатами, полученными И. А. Соколовым, можно сделать сопоставление цифр (табл. 4), относящихся к восстановлению чистой окиси

железа, искусственно приготовленной, взятой в состоянии гидрата, и естественного продукта — бурого железняка — сырого и обожженного при разных температурах, в токе чистой окиси углерода в течение 2 час. при указанных в таблице температурах.

Таблица 4

Качество руды	Удельный вес	Появление окиси, при °C	Появление металла, при °C	Количество восстановл. железа, %
Чистая окись железа обыкновенная	3,47	400	700	50,6
То же, безводная при 400° . . .	4,66	400	650	49
То же, при 1100°	5,26	600	750	37
Бурый железняк необожженный	3,72—3,89	580	700	39,8 (19,5)
То же, обожженный при 600° . .	4,23—4,42	620	720	49,1 (25,3)
„ „ „ „ „ 1100° . .	4,70—4,90	600	720	43,6 (21,4)

Изменение удельного веса ясно указывает на уплотнение частицы окиси (полимеризацию) по мере повышения температуры прокаливания; ему соответствует повышение температуры перехода в закись и уменьшение количества металлического железа, получающегося в интервале температур 700—720° (взятые в скобки числа относятся к другой разновидности бурого железняка — более бедной).

Предпоследняя строка табл. 4 указывает на лучшее восстановление железа до металла в обожженном буро-железняке по сравнению с сырым. Это обстоятельство, подтверждаемое И. А. Соколовым всей совокупностью полученных им результатов восстановления бурых железняков, как будто противоречит общепринятому теперь мнению, что обжиг бурых железняков делает их труднее восстанавливаемыми, — мнению, установившемуся после исследования (произведенного еще в 1879 г.) Толандера [16] над восстановимостью шведских бурых железняков, поступавших в доменные печи в обожженном состоянии. В действительности здесь нет противоречия, так как восстановимость бурого железняка возрастает только вследствие удаления из него влаги и разложения гидрата окиси железа, что происходит при довольно низкой температуре, недостаточной для аллотропического превращения окиси железа; обжиг же в заводской обстановке всегда ведется при более высокой температуре и потому дает более трудновосстанавливаемую руду, что подтверждается и исследованием И. А. Соколова. Например, бакальский бурый железняк, обожженный в лаборатории, дал 41,7% восстановленного железа, тогда как образец той же руды рудничного обжига дал его 26,7% при всех одинаковых условиях восстановления.

Обжигание бурого железняка, если и предпринимается в на-

стоящее время, имеет в виду удалением влаги удешевить перевозку и тем понизить стоимость единицы железа в руде.

Обжигание магнитного железняка, наоборот, производится с чисто металлургическими целями: окислить серу и перевести железо в состояние удобовосстановимого окисла, но на Урале цели эти обыкновенно не достигались: обжиг в печах происходил частью в восстановительной атмосфере доменного газа, вследствие чего степень окисления руды не повышалась, и сверх того он велся при такой высокой температуре, что часть руды спекалась и в таком состоянии делалась подобной шлаку, т. е. совсем не восстановимой окисью углерода. Ввиду этого обжиг магнитного железняка в настоящее время на Урале прекращен и не только при работе на коксе (как в Европе и Америке), но и при древесноугольной плавке, чего, конечно, теория не может одобрить.

Окисление магнитного железняка, проводимое как следует, даст продукт удобовосстановимый, как показывает многолетняя шведская практика и как видно из лабораторных исследований И. А. Соколова. Высокогорский магнитный железняк (частью мартит, так как в нем находилось 9% свободной окиси железа), будучи обжиганием в кислороде при 1100° переведен вполне в окись, начал восстанавливаться при 330° (вместо 400°) и в течение одного часа, подвергнутый восстановлению окиси углерода (3 л на 1 г руды) при 700—720°, дал 38,3% всего заключавшегося в нем железа восстановленным до металла, против 10%, которые дала та же руда в сыром состоянии.

Лабораторные опыты восстановления руды велись с материалом по возможности однородным в физическом отношении и в зернах одинаковой величины, так как очевидно, что измельчение руды, давая большую поверхность для воздействия газа и сокращая путь, проходимый газом до центра зерна, в высокой степени способствует ускорению процесса восстановления руды (точно так же, как и процесса прогрева ее). Это подтвердили многие исследователи. Из результатов опытов Столгане и Мальмберга [17] берем следующий пример, относящийся к руде Чируна, подвергавшейся восстановлению при 950° чистой окисью углерода.

а) Зерна руды 1 мм в поперечнике

Длительность восстановления, мин.	2,5	5	7,5	10	15	20
Степень восстановления, %	4	18	40	57	80	92

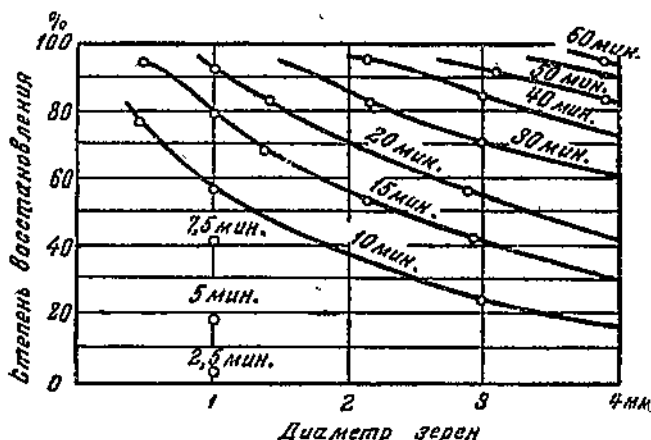
б) Зерна руды 4 мм в поперечнике

Длительность восстановления, мин.	10	15	20	30	40	50
Степень восстановления, %	18	30	43	60	73	83

При одной и той же длительности процесса — 15 мин. — в зависимости от размеров зерна полнота восстановления (при прежних условиях) изменялась так (фиг. 22):

Поперечник зерна, мм	0,5	1	2	3	4
Степень восстановления, ...	95	80	56	41	30

Позднейшая работа Дипшлага, Цильгена и Петтера [19] указала зависимость степени восстановления от величины кусков значительно больших размеров (см. диаграмму фиг. 23). Из нее на-



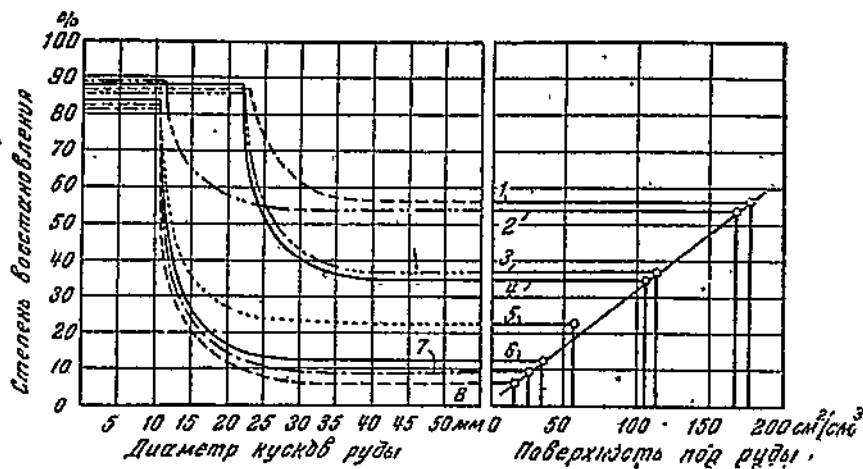
Фиг. 22. Влияние размеров зерен магнитного железняка и различной длительности восстановления на степень восстановления при 950° током окиси углерода

ядно усматривается: 1) что восстановимость быстро падает по мере увеличения поперечника кусков; 2) что это падение не пропорционально величине кусков; 3) что трудновосстановимые руды требуют более мелкого дробления, а легковосстановимые допускают больший размер кусков; 4) что при значительном измельчении все сорта руд сближаются по степени восстановимости, которая для данных руд и условий опыта близка к 82%. Относительно этих условий нужно сказать, что восстановление велось газом, состав которого отвечает составу доменного газа (см. табл. 14), и при тех температурах, при которых этот состав получается в доменной печи, начиная с 320° и кончая 1050°.

Та же диаграмма (фиг. 23) в правой половине выражает зависимость степени восстановимости от пористости руды, выраженной числом см^2 поверхности пор на 1 см^3 объема руды. Как видно из диаграммы, восстановимость всех 8 сортов исследованных руд прямо пропорциональна так выраженной пористости.

В позднейшее время И. А. Соколов с сотрудниками произвел большое количество определений степени восстановимости многих руд в кусках разной величины (от порошка до 30 мм в попереч-

нике). Часть его данных [20] приведена в табл. 5. Испытания производились при одинаковых условиях: в струе чистой окиси углерода (1,5 л на 1 г руды) в течение 3 час. с последовательным



Фиг. 23. Зависимость степени восстановления разных руд от величины кусков и отношения поверхности пор к объему, занимаемому кусками руды

подъемом температуры на 100° с 250 до 900° (с выдерживанием проб в течение $\frac{1}{2}$ часа при постоянной температуре).

Таблица 5

Наименование руды	Состав руды		Пористость %	Восстановимость, %				
				порошок	диаметр зерен, мм			
	Fe	FeO			5	10	20	30
1. Магнитный железняк горы Высокой, сырой	66,4	23,9	6	51	21	19	9	8
2. То же, обожженный при 1000°	—	21,3	12	50	47	30	21	14
3. Мартит высокогорский, сырой	69,6	13,1	3,2	65	64	30	—	20,2
4. То же, горы Магнитной, сырой	62,4	5,0	10,0	69	62	56	47	30
5. Красный железняк Кривого Рога, сырой	58,7	—	3	66	55	55	48	43
6. Кварцит Кривого Рога, сырой	26,5	—	18	69	48	35	43	—
7. Бурый железняк бакальский, обожженный при 500°	62	—	21	86	65	61	40	37
8. То же, обожженный при 450°	57	—	65	75	72	68	52	58

В последнее время вопрос о влиянии пористости руды и размеров ее кусков на скорость восстановления подверг особенно обстоятельной разработке американский исследователь Джозеф [21]. Он определял скорость восстановления 110 образцов 42 руд (почти исключительно американских месторождений и, главным образом, красных железняков Верхнего озера) в токе водорода при 800°. Сопоставляя данные о пористости исследованных руд и о времени, потребном для достижения 90% восстановления, Джозеф установил зависимость между ними, — не такую простую, как выведенная немецкими исследователями (фиг. 20).

В табл. 6 указаны: пористость руд, длительность восстановления (до 90%) и обратная ей величина, которую Джозеф называет «относительной восстановимостью».

Таблица 6

Пористость руды, %	10	20	30	40	50	60	66
Время восстановления— S , мин.	65	45	34	26	22	19	17,5
$1/S \cdot 10^3 = R$	15,4	22,2	29,4	38,5	45,5	52,6	57,1

Численное значение «относительной восстановимости» R определяется по пористости (P) формулой:

$$R = 0,75 P + 8.$$

Установив длительность восстановления образцов руд, взятых в виде кубиков 14 мм, и зная их пористость, Джозеф смог решить вопрос о размерах кусков руд разной восстановимости, требующих одинакового времени для восстановления на 90% при разной пористости. Полученные им данные приведены в табл. 7.

Таблица 7

Пористость %	Время мин.	$1/S \cdot 10^3$	Размер куска, мм
5—10	81	12	25,4
10—20	53	19	38,1
24	40	25	50,8
20—30	39	26	50,8
30—40	30	33	68,6
40—50	24	42	83,8
50—60	21	48	96,5

«Основной» рудой, послужившей для составления таблицы, была руда, проплавляемая на заводе Прово в кусках 50 мм в по-

перечнике, требовавшая при пористости 24% всего 40 мин. для восстановления до 90% в условиях опыта. Нужно заметить, что размеры, выведенные Джозефом, не могут вызывать практических возражений в смысле неприменимости.

Заканчивая рассмотрение влияния на ход процесса восстановления свойств руды, остановимся на количестве пустой породы, т. е. зависимости восстановимости от относительного богатства руды.

Зависимость эту легко себе уяснить теоретически: чем беднее руда, т. е. чем больше в ней пустой породы, тем труднее доступ для газа-восстановителя к частицам восстанавливаемой окиси; один и тот же объем газа в единицу времени, встречая на своем пути меньше частиц окиси в бедной руде, меньше восстановит и железа из нее. Практически этот вывод трудно подкрепить ссылкой на работу печей, так как обыкновенно легковосстановимые руды проплавляются при более низком содержании железа (бурые железняки), и обратно, — трудновосстановимые (магнетиты) идут в печь с более высоким содержанием железа, но лабораторное исследование И. А. Соколова дает нам следующий материал по этому вопросу.

Были приготовлены искусственные бедные руды с глиноземистой и кремнистой «пустой породой» — осаждением гидрата окиси железа со студенистым кремнеземом и окиси железа с глиноземом; в полученных осадках (после высушивания) нельзя было обнаружить и под микроскопом отдельных зерен глинозема, кремнезема и окиси железа, до того были тонко измельчены и тесно перемешаны эти окислы. Кроме этих искусственных смесей, восстановлению (током окиси углерода в течение часа) были подвергнуты и естественные бедные руды — бурый железняк с 38,4% железа, а также еще более бедный сидерит с 17% Fe. Полученные результаты приведены в табл. 8.

Таблица 8

Качество руды	Содержание железа, %	Температура °C	Металлическое железо, %
Кремнистая смесь	31,5	700—720	2,0
Глиноземистая смесь	32,9	700—720	2,3
Сидерит бедный	17,0	700—720	11,6
Бурый железняк	38,4	700—720	21,6

Очевидно, что только теснейшее перемешивание и обволакивание частиц окиси железа глиноземом и кремнеземом сделало наиболее легковосстановимую окись железа (50% восстановленного металлического железа при тех же условиях) трудно доступной для восстановления. В естественных рудах столь тесного перемешивания не может быть (микроскоп и даже невооруженный глаз

обнаруживают отдельные зерна пустой породы), и потому влияние количества пустой породы не так резко выражается, но оно все же несомненно.

Если пустую породу руды составляют зерна кварца, дающие при нагревании трещины, иногда влекущие за собой растрескивание руды, то понижение восстановимости при обеднении руды кварцем не замечается (проф. А. Н. Похвиснев при исследовании криворожских руд, Л. М. Цылев — при восстановлении липецких и тульских руд констатируют это).

Принимая в соображение высказанное выше о влиянии качества руды — химического состава и физических свойств ее — на восстановимость, нужно прийти к выводу, что прежний порядок, в который расположили старые металлурги руды по их относительной восстановимости, именно: шпатовый-бурый-красный-магнитный железняк, не может быть сохранен, как безусловный. Красный железняк богатый и в мелких кусках легче восстановим, чем бедный бурый железняк в крупных кусках, в особенности обожженный при высокой температуре; осторожно обожженный бурый железняк удобовосстановимее сырого; магнитный железняк, вполне окисленный в окись железа при температуре не выше 1100° , является удобовосстановимой рудой; полученный при этой же температуре процессом агломерации искусственный магнитный железняк, пористый, восстанавливается гораздо лучше естественного плотного магнитного железняка.

2. Температура восстановления. Переходим к другому фактору восстановления — температуре. Повышение температуры в интервале протекания реакции между окисью углерода и окислами железа увеличивает скорость восстановления последних. Еще Л. Белл показал, что незначительное сравнительно повышение температуры (вблизи той, с которой начинается восстановление) значительно увеличивает количество отнятого от руды кислорода; например, для кливлендского глинистого железняка найдены потери кислорода в час: 0,28% первоначального количества при 227° ; 1,31% при 268° ; 5,8% при 415° и 6,21% при 421° [22].

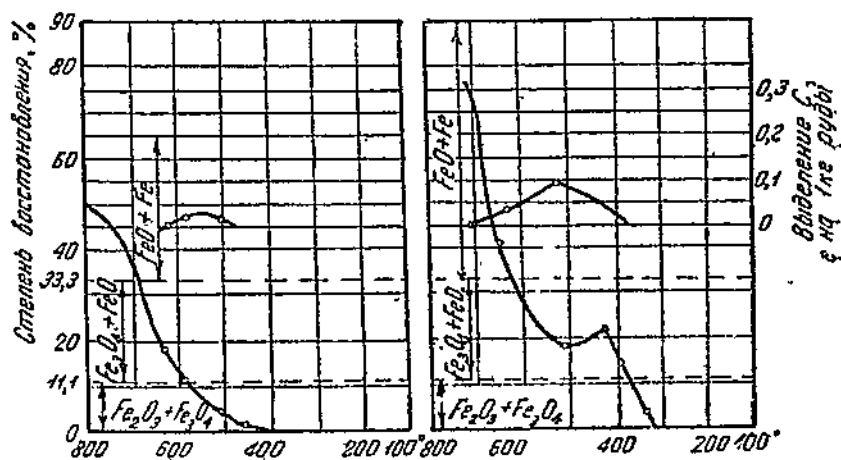
Из исследований И. А. Соколова можно выбрать нижеследующие данные, показывающие влияние температуры на скорость восстановления, выраженные при низких температурах количеством кислорода (грамм $\times 10\,000$), отнятого от руды, а при высоких — количеством железа, восстановленного до металла. Оба ряда данных, сведенных в табл. 9, относятся к одним и тем же разновидностям руд; восстановителем была чистая окись углерода в течение 1 часа (3 л) в указанных пределах температур.

Диаграммы, иллюстрирующие результаты исследований И. А. Соколова [23], гораздо нагляднее, чем таблицы цифровых данных, представляют влияние температуры на ход восстановления руды. Здесь (фиг. 24—26) дано 6 диаграмм,

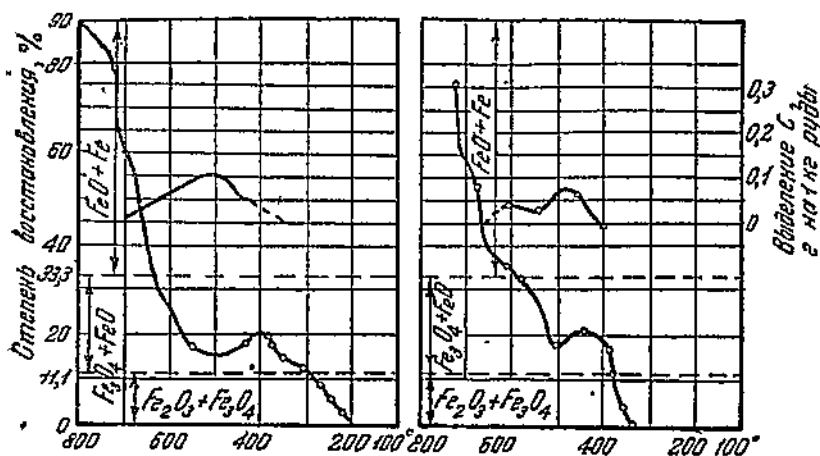
относящихся к восстановлению магнитного железняка горы Высокой, бурого железняка Алапаевских месторождений и искусственной окиси железа — всех трех как в сыром, так и в обожженном при 1100° состоянии и при температурах от 150 до 800° . Длительность каждого опыта (при определенной температуре) была 1 час, причем состав газа-восстановителя менялся так: до 400° отношение $\text{CO} : \text{CO}_2 = 2$, от 500 до 550° равнялось 3, для 600° составляло 5, а выше 600° — чистая окись углерода.

Таблица 9

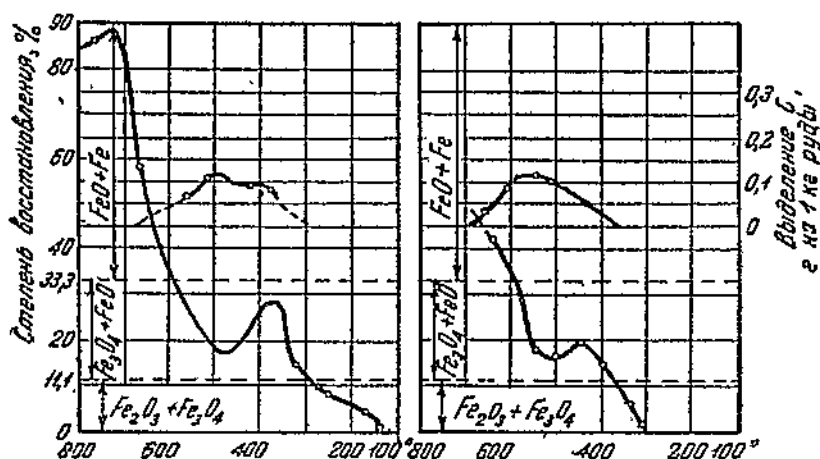
Температура, $^\circ\text{C}$	Осажд. окись железа необоженная	Бурый железняк сырой, 59% железа	Бурый железняк, обожженный, 54% железа	Магнитный железняк сырой, 66% железа
150—160	7	—	—	—
190—200	30	—	—	—
230—240	219	102	0	—
270—280	246	229	10	—
310—320	316	280	89	—
350—360	571	366	160	—
390—400	794	595	301	24
600—610	13,0% Fe	Нет железа	—	—
650—660	24,8% Fe	17,8% Fe	7,5% Fe	6,0% Fe
700—720	50,0% Fe	39,8% Fe	25,3% Fe	10,0% Fe
750—760	—	44,1% Fe	—	—
800—820	—	52,2% Fe	35,9% Fe	23,8% Fe



Фиг. 24. Восстановимость магнитного железняка горы Высокой в естественном (сыром) состоянии и обожженного при 1100°



Фиг. 25. Восстановимость бурого железняка Алапаевских месторождений: сырого и обожженного при 1100°



Фиг. 26. Восстановимость искусственной окиси железа: сырой, но высушенной, и обожженной при 1100°

В верхней части диаграмм указано выделение углерода от разложения CO (в граммах на 1 кг руды) по реакции Л. Белла, о которой будет сказано ниже. Здесь нужно только отметить, что в период наибольшего развития этой реакции кривые восстановимости падают, так как значительная часть реагирующей окиси углерода распадается.

Все количество невосстановленного выше 600° железа находилось в рудах в состоянии закиси. Заметим, что наивысшему содержанию железа, указанному в табл. 9, соответствует, как видно из диаграмм, степень восстановления (по количеству отнятого кислорода) около 90%. Остаток закиси железа и в удобовосстановимой руде восстанавливается с трудом, даже в токе чистой окиси углерода, требует много времени и столь высокой температуры, что в доменной печи, т. е. в присутствии горючего, восстановление ее должно заканчиваться за счет твердого углерода.

То же заключение позволяет сделать позднейшая работа шведских исследователей — Столгане и Мальмберга, оперировавших при более высокой температуре, чем И. А. Соколов, т. е. при 850° до 995° чистой окисью углерода и с чистейшим образцом магнитного железняка Чируны (71% Fe), взятом в зернах, имевших 1 мм в поперечнике. При указанных условиях в течение 20 мин. восстанавливалось током чистой окиси углерода:

железа, ...	48%	51%	58%	70%	95%
при	910°	890°	930°	950°	995°

При нижеуказанных температурах одна и та же степень восстановления — 90% — достигалась:

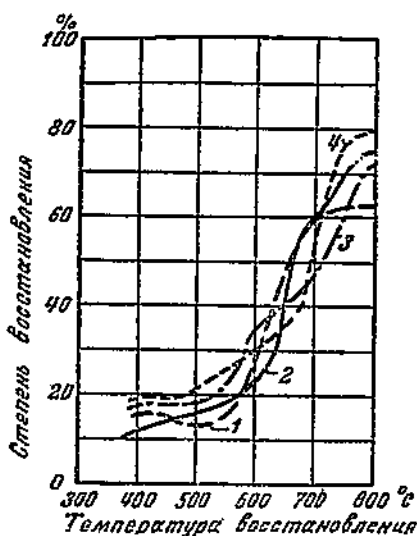
при	850°	910°	890°	930°	950°	995°
в течение, мин.	34	30	28	25	22	18

Из приведенных цифр усматривается аномалия восстановления окисью углерода, а именно, около 900° восстановление замедляется, и потому при 890° получается больше металлического железа, чем в тот же промежуток времени при 910°, или при первой температуре требуется меньше времени для достижения определенной степени восстановления, чем при второй.

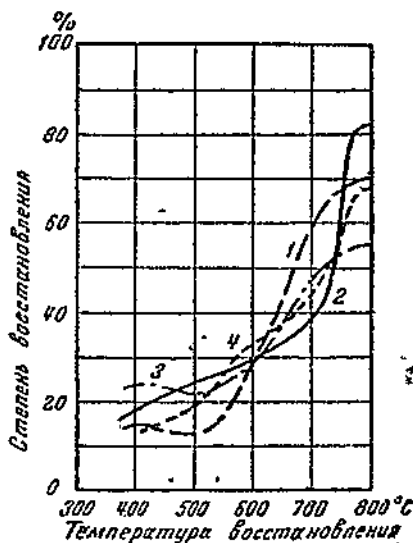
На ту же температурную аномалию указывают и другие исследователи восстановления руд. Причина ее еще не установлена твердо: приписывают ее начинающемуся спеканию руды, молекулярному перерождению восстанавливаемого вещества или растворению невосстановленной закиси железа в пустой породе руды.

Исследования восстановимости уральских руд, произведенные И. А. Соколовым и его учениками, были позже существенно пополнены их работами по тому же методу над восстановимостью кузнецких руд и руд Дальневосточного края, исследованиями Л. М. Цылева — над восстановимостью бурых железняков липецких и тульских месторождений, а также работами персонала исследовательского сектора Днепропетровского металлургического института над рудами Курской магнитной аномалии и Кривого Рога. Последние исследователи выработали метод восстановления руд водородом и, применяя его, дали результаты, о которых будет сказано ниже [24].

Что касается Л. М. Цылева, то он работал с окисью углерода, применяя в общем метод И. А. Соколова. Навеска в 2 г порошкообразной руды обрабатывалась 2 часа 6—10 л газовой смеси, в которой отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ было 1 : 2 при 400° и 1 : 5 при 600° ; при 800° реагировала чистая окись углерода в течение 1 часа. Результаты исследований представлены на фиг. 27 и 28. На них



Фиг. 27. Восстановимость бурого железняка тульских месторождений:
1 — руда из шахты № 5; 2 — руда из шахты № 7; 3 — руда из штольни; 4 — руда из шахты № 6-бис



Фиг. 28. Восстановимость бурого железняка липецких месторождений:
1 — руда из шахты № 1; 2 — руда из шахты № 2; 3 — руда из шахты № 8; 4 — руда из шахты № 19

так же, как и на диаграммах И. А. Соколова, замечен пологий участок кривых, указывающий на деятельный ход реакции Белла, замедляющий восстановление. Крутой подъем кривых за 550° свидетельствует о хорошей восстановимости всех исследованных руд, хотя пористость их изменялась от 15 до 30% (липецких) и от 22 до 54% (тульских). Бедные тульские руды содержали до 30% кремнезема, тем не менее прямой зависимости степени восстановления от содержания кремнезема в этих рудах не было обнаружено.

Восстановимость липецких и тульских руд определялась в кусках (от 5 до 30 мм в поперечнике); степень восстановления, конечно, понижалась с увеличением размеров кусков, но далеко не так резко, как указывает фиг. 23; это, конечно, объясняется хорошей пористостью руд и обилием в них крупных пустот, а не только пор.

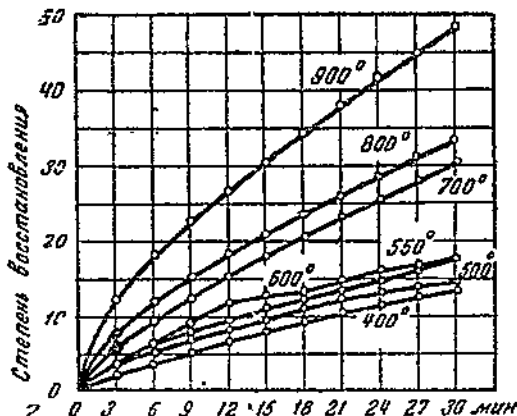
Кузнецкие руды (месторождений Тельбесского и Темир-Тау) и руды дальневосточных месторождений (Малого Хингана) отчасти ввиду их бедности, отчасти вследствие содержания серы и цинка нуждаются в предварительном обогащении, за которым должно следовать спекание концентрата магнитного обогащения в агломерат. Поэтому восстановимость их в естественном состоянии не представляет интереса, как и восстановимость получаемого из них в лабораторных условиях агломерата.

Исследование на восстановимость агломерата, полученного в валовом производстве на действующих заводах, имеет большое практическое значение, так как дает возможность контролировать ход его производства и устанавливать для него оптимальные условия. Произведенные до сих пор исследования показали, что агломерат на заводах обладает различной восстановимостью и прочностью.

О восстановимости агломерата из криворожской руды окисью углерода можно судить по фиг. 29, которую дают А. Н. Похвиснев и Г. А. Воловик [24]. Подвергавшийся исследованию агломерат содержал 64,5% Fe и 8,7% SiO_2 ; закиси железа в нем было 18,7%. Навеска в 5 г измельченного агломерата обрабатывалась током окиси углерода, имевшим скорость 1,2 см в секунду при температурах от 400 до 900° в течение 30 мин.

На диаграмме заметно понижение восстановимости в интервале температур 500—600° и резкое повышение ее при 700°; это объясняется ходом реакции Белла — разложения окиси углерода при указанных температурах. При восстановлении агломерата это явление наблюдается в меньшей степени, чем при восстановлении криворожской руды. Следует отметить, что восстановимость самого вещества агломерата более низка, чем руды, из которой он сделан, но агломерат в кусках, как пористый материал, является удобовосстановимой рудой, как будет показано далее.

О восстановимости руд сибирских месторождений и агломерата из них дает понятие краткое извлечение из результатов нескольких исследований персонала Сибирского института металлов и Сталинского металлургического института [24], сведенное в табл. 10. Определение восстановимости первых велось по методу



Фиг. 29. Восстановимость агломерата криворожской руды при различных температурах

И. А. Соколова и под его общим руководством. Как видно из таблицы, хорошую восстановимость обнаружили лишь очень богатые руды и агломерат из них (с очень низким содержанием кремнезема). Бедные кремнистые руды Сибири, как и агломерат из них, — трудно восстанавлимы.

Таблица 10

Наименование руд и агломерата	Химический состав, %			Степень восстановимости, %		
	Fe	FeO	SiO ₂	диаметр зерен, мм		
				1	10	30
Таштагольская руда, богатая	61,0	7,8	8,9	67	65	23
То же, бедная	52,8	24,0	9,3	47	32	19
Темир-Тау, мартит богатый	66,5	8,4	2,2	78	56	40
То же, бедный	55,4	6,4	10,2	69	41	36
Белогорская (Ольгинский район ДВК) руда	44,5	13,0	15,1	51	29	—
То же, более бедная	35,6	8,4	23,7	57	46	—
Першинская руда, бедная	40,9	15,1	15,3	66	27	—
Агломерат из руды Темир-Тау	61,0	41,6	2,5	55	—	54
То же	60,4	32,1	2,6	62	—	42
То же	48,4	40,3	32,0	24	—	4
Агломерат из руды кимканского месторождения	57,3	20,4	14,5	47	—	41
То же	53,0	23,5	15,6	43	—	35

При температурах 350 и 750° был подробно исследован ход процесса восстановления руды минет в сыром состоянии в образцах, взятых от всех 6 пластов ее [25]. Восстановителем служил газ, подобный по составу колошниковому газу доменных печей, впрочем, с более высоким содержанием углекислоты, чем обычный для печей, работающих на минет. Газ имел состав: 11% CO₂; 30% CO; 0,2% CH₄; 3,5% H₂.

На фиг. 30 представлены результаты исследований, причем верхний ряд диаграмм относится к восстановлению при 350°, нижний — 750°; диаграммы содержат три кривых: для руды минет (зерна — 0,6 мм), кусков ее в 1 см³ и искусственной окиси железа, служившей для сравнения.

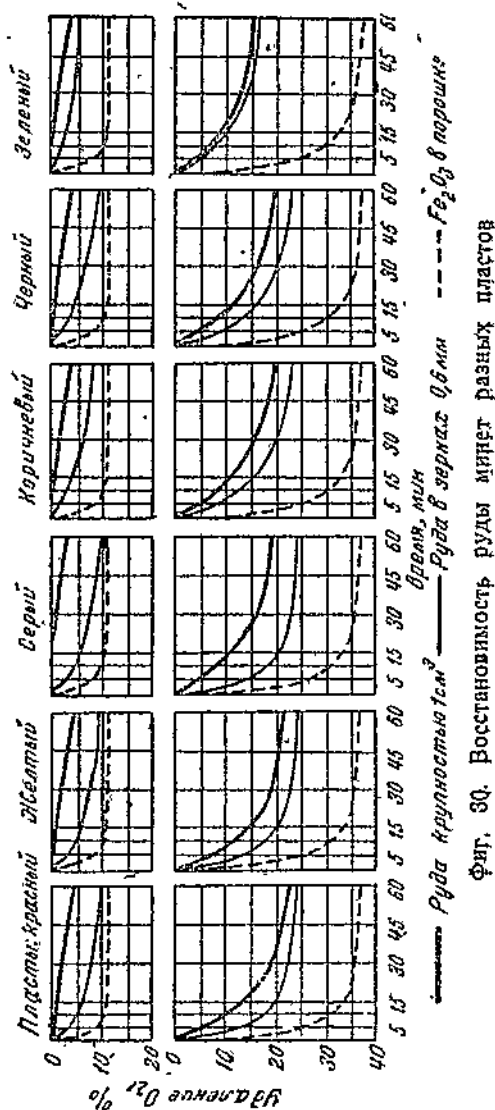
При 350° возможно было восстановление лишь до магнитной окиси (11% потеря кислорода), но оно полностью не достигалось ни для одной из разновидностей руды. При 750° восстановление минет до закиси железа не заканчивалось (33,3% отнятого кислорода), хотя из искусственной окиси железа получалось уже металлическое железо. Это можно объяснить не трудновосстановимостью руды, а слишком высоким содержанием углекислоты в газе-восстановителе, — таким, какое в доменной печи при

температуре 750° не достигается. Ход восстановления для руды разных пластов находится в зависимости от химического состава: в более трудновосстановимой присутствует коллоидальный кремнезем (гель) и углежелезная соль, разложение которой, с выделением углекислоты, затягивает процесс восстановления.

3. Состав газа-восстановителя.

Оксид углерода, восстанавливая руду, сама превращается в углекислоту, которая представляет собою при высокой температуре окислитель, способный окислять и продукты восстановления руды — железо и закись железа (но не магнитную окись); вследствие этого восстановление, раз начавшись, может продолжаться лишь тогда, когда в продуктах восстановления наряду с углекислотой остается избыток окиси углерода, что и было выражено в вышеприведенных термохимических уравнениях коэффициентом n , численное значение которого для различных температур различно. По мере подъема температуры окислительное действие углекислоты на продукты восстановления возрастает, и для того, чтобы восстановление шло безостановочно до металла, нужно, чтобы на частицу образующейся углекислоты приходилось все больше и больше частиц неразложившейся окиси углерода.

Для всякой данной температуры существует определенное соотношение между объемами углекислоты и окиси углерода, при котором газовая смесь представляется нейтральной, т. е. она не восстанавливает окисла и не окисляет продукта восстано-



Фиг. 30. Восстановимость руды минет разных пластов

ния. Впервые состав нейтральных смесей для разных температур указал Л. Белл [26], по которому, между прочим, смесь из 32 объемов углекислоты и 68 объемов окиси углерода нейтральна для температуры яркочерного каления, что приблизительно отвечает 900°C .

Отношение это (68 : 32) представляет особый интерес ввиду того, что оно устанавливается при предельной температуре по отношению к восстановлению окисью углерода, так как можно считать, что выше 900° восстановление ведется за счет твердого углерода исключительно. Значит, для того, чтобы восстановление железа газами могло быть закончено при 900° , нужно, чтобы на один объем углекислоты приходилось не менее двух объемов окиси углерода или на 56 вес. ч. железа в закиси не менее $3 \cdot 12 = 36$ вес. ч. углерода в газах. Этот вывод впоследствии подтвердил Окерман [27].

В позднейшее время (через 30 лет после работ Л. Белла) Баур и Глесснер [28], произведя исследование над равновесием системы окислов железа и углерода в современной лабораторной обстановке, дали возможность установить состав нейтральных смесей для некоторых (немногих, однако) точно измеренных температур и впервые точно указать температуры появления закиси железа из магнитной окиси — 647° и металлического железа из закиси — 685° — в условиях равновесия, т. е. когда для первой температуры в газовой смеси отношение углекислоты к окиси углерода будет около 60 : 40, а для второй — 40 : 60 соответственно.

Позднейшие работы Матсубары, Гаррана, Бона с сотрудниками [29] существенно дополнили и исправили данные Баур — Глесснера.

Оказалось, что кривая равновесия системы $\text{FeO} - \text{CO} - \text{Fe} - \text{CO}_2$ представляет почти прямую, т. е. для того, чтобы смесь CO_2 и CO оставалась нейтральной, концентрация CO должна в ней расти пропорционально температуре. При самых высоких температурах концентрация CO , по Матсубаре и Гаррану, значительно ниже, чем вытекающая из исследования, произведенного Баур — Глесснером, а при 685° — совпадает с ими указанной.

Что касается кривой равновесия системы $\text{Fe}_3\text{O}_4 - \text{CO} - \text{FeO} - \text{CO}_2$, то Матсубара и Гарран подтверждают для высоких температур важный вывод Баур — Глесснера, а именно: восстановительная способность CO по отношению к Fe_3O_4 растет быстрее, чем окислительная способность CO_2 по отношению к FeO (аналогия с действием водорода и водяных паров, как будет показано далее).

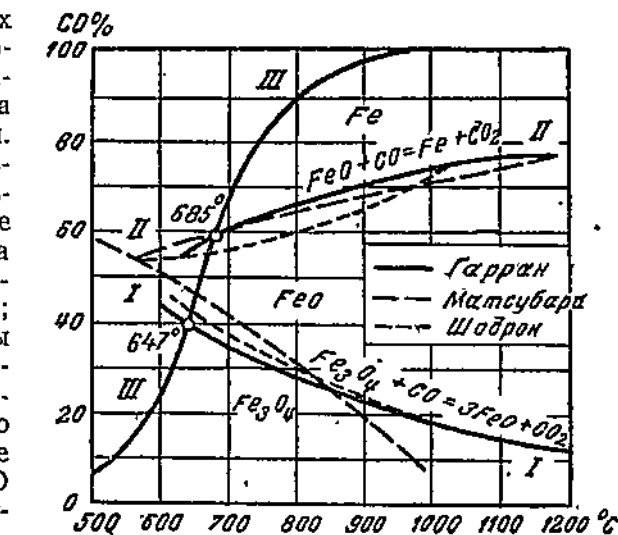
Таким образом, для восстановления Fe_3O_4 при высоких температурах концентрация CO может быть ниже, чем при низких, приближаясь к минимуму (15% CO на 85% CO_2) при 1200° и доходя до 43,5% при 620° (самая низкая температура исследований Матсубары).

В доменных печах концентрация окиси углерода, даже в уходящих через колошник газах, гораздо выше той, какая необходима для восстановления Fe_3O_4 . То же нужно сказать и по отношению к восстановлению закиси железа при более высоких температурах.

По данным Матсубары определены нижеследующие числа:

Температуры, °C	630	715	890	1045	1170
		1) $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{FeO} + \text{CO}_2$			
$\text{CO}:\text{CO}_2 \dots$	0,75	0,54	0,32	0,21	0,20
$\text{CO} + \text{CO}_2 = 40$	17,1 + 22,9	14 + 26	9,6 + 30,4	6,8 + 33,2	6,7 + 33,3
		2) $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$			
$\text{CO}:\text{CO}_2 \dots$	1,33	1,50	2,0	2,5	3,0
$\text{CO} + \text{CO}_2 = 40$	22,9 + 17,1	24 + 16	26,6 + 13,4	28,6 + 11,4	30 + 10

Точность данных Матсубары подтвердили позднейшие работы Гаррана и Бона с его сотрудниками. На фиг. 31 представлена диаграмма, совмещающая данные Матсубары и Гаррана с кривой равновесия системы $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$; на ней же нанесены кривые, представляющие результаты работы Шодрона, давшего несколько отличные отношения $\text{CO}_2:\text{CO}$ при разных температурах (кривая I) для тех же систем, что и первые два исследования; эти отношения надо считать менее достоверными, но Шодрону удалось экспериментально доказать факт неустойчивости закиси железа и обратимость реакции



Фиг. 31. Кривые равновесия окислов железа с окисью углерода и углеродом



служащей, кстати сказать, для получения FeO из Fe_3O_4 и Fe .

В последнее время А. С. Тумарев подтвердил открытие Шодрона, восстанавливая окисью углерода магнитную окись при 500° [30].

Приведенная выше реакция дает закись железа при нагревании выше 570°; ниже этой температуры полученная закись железа разлагается, образуя магнитную окись и выделяя металлическое железо. На диаграмме это выразилось слиянием кривых I и II

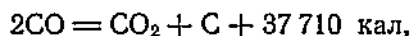
при 570° в одну линию, которая отделяет поле Fe_3O_4 от поля Fe и показывает, что при температуре ниже 570° магнитная окись восстанавливается прямо в железо; только выше указанной температуры восстановление железа идет через все стадии окисления.

Состав нейтральных смесей $\text{CO}_2 + \text{CO}$, указанный этой диаграммой, значительно отходит от того, какой может установиться в доменной печи.

В действительности состав газовой смеси отличается от теоретического, ибо в доменной печи восстановление газами идет в присутствии углерода, который при высокой температуре горит в углекислоте по реакции—



увеличивая тем содержание окиси углерода в смеси, а с другой стороны, при низких температурах окислы железа (подобно окислам никеля и еще в большей мере—кобальта) действуют как катализатор и, способствуя распадению окиси углерода по реакции:



стремятся увеличить содержание углекислоты в газах.

По исследованию Будуара, впоследствии проверенному и исправленному для высоких температур Ридом и Уилером, а для низких — Н. Ф. Юшкевичем [31], по условиям равновесия обратной реакции



(в обоих направлениях), можно установить нижеследующий состав смесей окиси углерода и углекислоты в присутствии углерода при разных температурах:

Температуры, °C	400	600	700	750
$\text{CO} : \text{CO}_2$	1,2:98,8	27:73	65:35	80:20
$\text{CO} + \text{CO}_2 = 40$	0,5+39,5	10,8+29,2	26+14	32+8
Температуры, °C	800	850	900	950
$\text{CO} : \text{CO}_2$	89:11	94:6	97:3	98,7:1,3
$\text{CO} + \text{CO}_2 = 40$	35,6+4,4	37,6+2,4	38,8+1,2	39,5+0,5

Цифры показывают, что при 400°, практически говоря, вся окись углерода может быть разложена на углекислоту и углерод, другими словами: при этой температуре углерод окисляется в углекислоту исключительно. Выше 950° в присутствии углерода в тазообразной фазе не может быть углекислоты, т. е. выше 950° углерод сгорает только в окись углерода.

Приведенные выше цифры выведены по отношениям, найденным опытом, содержания CO_2 и CO для суммы их, равной 40;

сделано это для того, чтобы легче было сравнивать полученные числа с результатами анализов действительных газов, в которых сумма указанных составных частей очень близка к 40.

Сравнивая вышеприведенные данные с кривой фиг. 31, легко подметить, что около 685° смесь газов, содержащая 60% окиси углерода на 40% уголекислоты, находится в равновесии не только с окислами железа, но и с углеродом, т. е. при этой температуре смесь нейтральна и по отношению к закиси железа с металлическим железом и к углероду. Но с повышением температуры углерод, окисляясь уголекислотой, быстро повышает содержание окиси углерода в смеси по сравнению с предельным, устанавливаемым окислами железа, вследствие чего при 890° , например, далеко не достигается отношение $\text{CO}:\text{CO}_2=2$, (по диаграмме возможно лишь около 97:3), точно так же, как при 1045° — отношения $\text{CO}:\text{CO}_2=2,5$ (по Рид — Уилеру, 99,6:0,4). С другой стороны, при температурах ниже 647° , разложение окиси углерода под влиянием каталитического действия окислов железа стремится в такой степени увеличить содержание уголекислоты в газах, которая делает невозможным восстановление магнитной окиси, для чего требуется, например, при 647° , чтобы на 43,5% окиси углерода приходилось не более 56,5% уголекислоты.

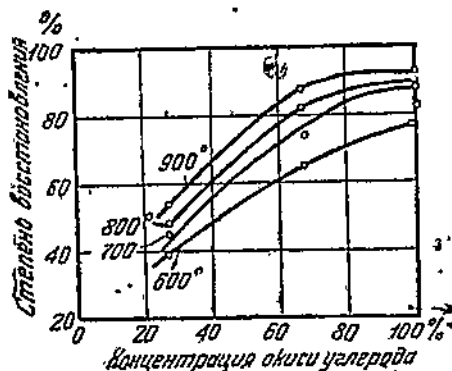
Однако в какой степени в действительности распадение окиси углерода затрудняет ход восстановительного процесса увеличением концентрации уголекислоты в газах?

На самом деле, в уходящих из печи газах, не только при 647° , но и при температуре колошника, далеко не достигаются те предельные отношения, которые могли бы установиться восстановлением окислов железа, не говоря уже о влиянии распада окиси углерода на уголекислоту и углерод, хотя это распадение несомненно имеет место в доменных печах. Чтобы понять, почему это так, нужно только знать, что равновесие системы из окислов железа, железа, окислов углерода и углерода достигалось в лабораторных исследованиях при низких температурах часа ми, тогда как газы, быстро пролетая печь, реагируют на окислы железа в течение нескольких секунд (менее 10 обыкновенно) и, очевидно, их восстановительная способность оказывается далеко не использованной; сравнительно в редких случаях в печах достигается отношение уголекислоты к окиси углерода — 35:65, чаще оно колеблется около 28:72, а иногда спускается до 20:80, и это — при выплавке обыкновенных сортов чугуна и нормальном расходе горючего.

Отсюда, между прочим, следует, что в доменной печи металлическое железо может появиться раньше, чем будет достигнут горизонт с температурой 685° , а закись железа — раньше достижения температуры 647° , что и было обнаружено первыми же исследованиями доменного процесса и недавно подтверждено наблюдениями над работой шведской опытной печи.

Но хотя восстановительная способность газов в доменной печи значительно повышена увеличением в них отношения $\text{CO}:\text{CO}_2$

против предельного теоретического, нельзя забывать того обстоятельства, что в этих газах окись углерода и углекислота сопровождаются инертным азотом, объем которого в 1,5 раза больше суммы объемов $\text{CO} + \text{CO}_2$. По учению физической химии условия равновесия не меняются от того, что парциальное давление окиси углерода и углекислоты в смеси равно лишь 0,4 ата, а не 1, как было в лабораторных опытах восстановления, ибо при переходе CO в CO_2 объем не меняется [32]. Однако азот, разжижая газ-восстановитель, тем самым понижает его восстановительное действие, уменьшая количество частиц окиси углерода, которое



Фиг. 32. Влияние концентрации окиси углерода на степень восстановления руды

в определенный промежуток времени приходит во взаимодействие с окислами железа, или, другими словами, одно и то же количество окиси углерода, благодаря примеси азота, меньше времени реагирует на окислы железа.

Этот логический вывод можно теперь подтвердить данными лабораторного исследования Баукло и Дуррера [33], ясно указывающими влияние концентрации газа-восстановителя (в смеси с азотом в разных отношениях) на степень восстановления железа при разных температурах.

Фиг. 32 представляет одну из 5 диаграмм названных исследователей, относящуюся к условиям восстановления брикетов из окиси железа — очень пористых и удобовосстановимых — в течение 2 час. 20 л газа и при температурах: 600, 700, 800 и 900°. При низкой температуре (600°) и при низкой концентрации CO в смеси, степень восстановления прямо пропорциональна концентрации газа-восстановителя. Лишь при концентрации выше 60% (не имеющей места в действительности) увеличение степени восстановления отстает от повышения концентрации.

Ввиду того что вопрос о влиянии понижения концентрации азота в газах-восстановителях на скорость восстановления железа приобрел практический интерес в связи с введением выплавки чугуна на обогащенном кислородом дутье, в лаборатории металлургии чугуна ЛИИ был проведен ряд исследований, существенно пополнивших то, что было опубликовано Баукло и Дуррером. Восстановление производилось как водородом, так и окисью углерода с порошком окиси железа и богатыми образцами обожженного бурого железняка (63% Fe) и красного железняка Кривого Рога (67,5% Fe) в виде зерен 1,6—3,3 мм в поперечнике. Количество газа 5,5—6 л в час, навеска 1,5 г. Вос-

становление велось при температуре 800°, кроме специальных опытов, проводившихся при температурах, менявшихся через каждые 100° от 300 до 900°. Кроме чистого водорода и окиси углерода, брались смеси с концентрацией азота: 80, 60, 40 и 20%.

Таблица 11

Время мин.	80% N ₂		60% N ₂		40% N ₂		20% N ₂	
	CO	H ₂	CO	H ₂	CO	H ₂	CO	H ₂
15	30	36	50	66	60	80	70	86
30	50	53	70	88	76	90	77	92
45	63	67	73	89	80	93	85	94
60	70	78	80	90	84	95	88	95
75	75	82	81	90	86	95	88	100

Длительность восстановления для отнятия 80% кислорода

Минуты	90	65	65	22	45	15	37	5

Из обильного цифрового материала этих исследований [33 и 34] берем некоторые результаты. Табл. 11 дает степень восстановления (в %) окиси железа окисью углерода и водородом; табл. 12—степень восстановления (в %) окиси железа водородом в зависимости от температуры; табл. 13—степень восстановления (в %) окисью углерода бурого железняка (I) и красного железняка (II) для тех же условий.

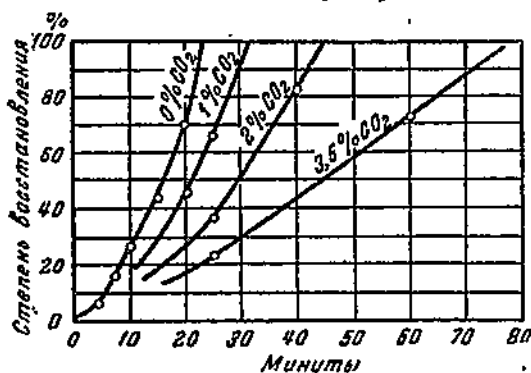
Таблица 12

Температура °C	80% N ₂	60% N ₂	40% N ₂	20% N ₂
400	9	9	15	15
500	18	20	30	40
600	32	37	60	83
700	50	60	93	95
800	70	80	95	97
900	82	90	98	100

Таблица 13

Время мин.	80% N ₂		60% N ₂		40% N ₂		20% N ₂	
	I	II	I	II	I	II	I	II
10	11	6	31	13	31	7	38	26
20	21	10	44	22	49	29	57	35
30	21	15	56	29	64	40	76	50
40	36	18	68	35	74	50	95	66
50	43	20	78	42	79	58	100	80

Как и следовало ожидать по теоретическим соображениям, концентрация газа-восстановителя резко сказывается на скорости восстановления, но не одинаково при разных степенях концентрации для каждого из двух восстановителей и не одинаково на ходе восстановления руд разной восстановимости. Именно, уменьшение концентрации азота в большей мере ускоряет ход восстановления окисью углерода, чем водородом (скорость диффузии окиси углерода и уголекислоты значительно ниже, чем водорода и водяных паров); в большей мере для красного железняка, чем для бурого, в большей мере в пределах температур 600—700°. Влияние повышенной концентрации азота, замедляющей ход восстановления, при легко-восстановимой руде сказывается резко



Фиг. 33. Влияние содержания CO_2 в газах на степень восстановления

лишь при переходе от 60 к 80% азота. И, наконец, одна и та же степень восстановления при понижении концентрации азота достигается при более низких температурах, что в доменной печи должно способствовать развитию непрямого восстановления.

Присутствие уголекислоты в газах; хотя и в слабой концентрации, далеко не достигающей предельной (по условиям равновесия), все же резко снижает восстановительную способность газа, как видно из фиг. 33 [17].

При температуре 950° и величине зерен богатого (64% Fe) магнитного железняка 3 мм, ток чистой окиси углерода в течение 20 мин. восстанавливает:

железа, %	70	46	26	17
при содержании CO_2 в газе, %	0	1	2	3,5

причем одна и та же степень восстановления — 70% — достигается

в течение, мин.	20	23	36	59
при содержании CO_2 в газе, %	0	1	2	3,5

То же подтверждает диаграмма (фиг. 34), взятая из исследования Бона и его сотрудников [29].

Из кривых видно, что по мере отнятия кислорода от руды скорость восстановления быстро падает, но скорее всего — для самого высокого содержания уголекислоты в газе-восстановителе. Одна и та же степень восстановления — 20% — достигается в

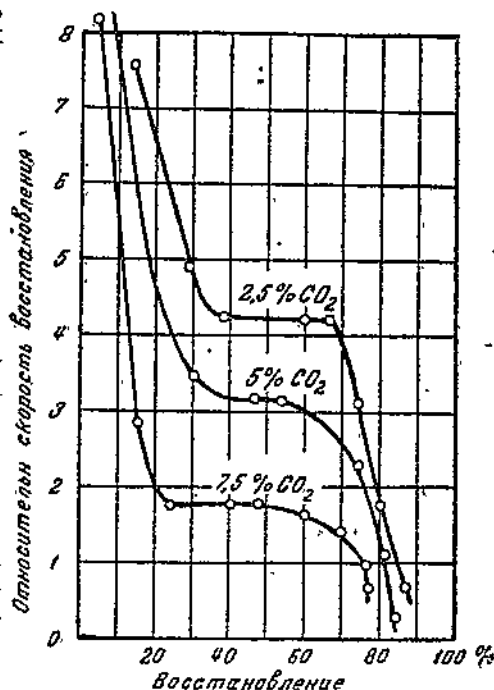
$3\frac{1}{4}$ раза скорее газом с 2,5% CO_2 и в $2\frac{1}{4}$ раза скорее газом с 5% CO_2 по сравнению с восстановлением газом, содержащим 7,5% CO_2 . Первая концентрация CO_2 для относительной скорости восстановления, равной 3, дает степень восстановления до 75%, вторая — 60% и третья — лишь 15%.

Указанные опытные данные относятся к богатому (57% Fe) и плотному красному железню Камберленда, взятому в зернах от 2,5 до 6 мм в поперечнике и восстанавливаемому при 650° газовой смесью из 34% $\text{CO} + 66\% \text{N}_2$.

4. Опытные данные о составе доменных газов. При 950—1000° скорость реакции окисления углерода уголекислотой настолько велика, что уголекислота, образующаяся от восстановления руды окисью углерода, может переходить в окись углерода, так что состав газовой смеси при высоких температурах (выше 950°) регулируется в доменной печи исключительно условиями равновесия системы $\text{C} - \text{CO}_2 -$

CO , а не $\text{FeO} - \text{Fe} - \text{CO} - \text{CO}_2$. В какой степени полон переход CO в CO_2 в действительности, — могут указать только наблюдения над изменением состава газов в действующих печах.

Наблюдения и исследования в этом направлении представляют высокий теоретический интерес, и за сто лет изучения доменного процесса их было произведено не мало, но большую часть их выполнили — очень давно — первые исследователи доменного процесса: во Франции — Эбельман, в Германии — Бунзен, в Англии — Бунзен с Плейфером и затем — Л. Белл, в Швеции — Ринман и Фериквист, в Австрии — Туннер, Купельвизер и Шеффель, в России — Н. Кулибин [35]. За немногими исключениями старые исследования сообщают явно недостоверные данные о составе газов (вследствие неполноты определения окиси углерода, содержание азота в газах указывается невозможное в действительности) и, сверх того, эти исследования не позволяют судить о температуре бравшихся проб газов; так как содержат по этому вопросу такого рода указания, какие нельзя перевести на современную термометрическую шкалу. Только очень



Фиг. 34. Влияние содержания CO_2 на скорость восстановления

немногими, произведенными в новейшее время исследованиями указывается правильно температура отсасывавшихся для анализа струй газа, так как она определялась пирометром Ле-Шателье в самом месте взятия проб.

К сожалению, даже в этих исследованиях ошибочное определение окиси углерода не является редкостью, и неполнота поглощения СО остается незамеченной исследователями, хотя метод проверки анализов газа (по количеству кислорода и углерода в них) был дан еще в 1868 г. Шинцем [36].

Воздерживаясь поэтому от передачи здесь результатов старых исследований над доменными печами, работавшими в совершенно иных условиях, чем современные печи, мы приводим далее ряд данных, полученных в недавнее время.

1) Силезская доменная печь небольшой высоты (20,1 м) работала на передельный чугун; нагрев дутья был 600°; характерно для нее малоразвитое восстановление газами, хотя область умеренных температур (ниже 1000°) в ней довольно развита (высота 15,3 м).

На разной высоте от фурм она имела нижеследующий состав газов при указанных температурах [37]:

Температура газов, °C	160	540	660	710
Над фурмами, м	Газопров.	15,6	13,9	12,1
CO ₂ + CO	7,4 + 30,3	5,9 + 31,2	3,0 + 34,0	2,1 + 34,5
CO ₂ :CO	20:80	16:84	8:92	6:94
Температура газов, °C	770	796	860	1010
Над фурмами, м	8,2	6,5	4,7	2,5
CO ₂ + CO	1,6 + 34,8	1,3 + 34,8	1,1 + 34,9	0,4 + 35,6
CO ₂ :CO	4:96	3,5:96,5	3:97	1:99

Весьма вероятно, что приведенные результаты анализов дают для окиси углерода содержание ниже истинного (сумма углекислоты и окиси углерода меньше нормальной); однако содержание углекислоты можно вообще считать правильно определяемым, и оно одно уже свидетельствует о значительном восстановлении твердым углеродом, так как для всех температур оно остается очень низким, а для наивысших из указанных — ниже, чем требуемое равновесием системы $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$.

Пробы отсасывались и измерения температур производились на расстоянии 0,45 м от стен шахты, так что указанные цифры отнюдь не выражают средних температур указанных в ней горизонтов и среднего состава газа всего поперечного сечения шахты на соответственных высотах, — они верны лишь для того места, откуда брались пробы.

Насколько эти средние могут отличаться от указываемых исследователями, видно, например, из того, что на расстоянии 2,54 м от фурм проба газа имела температуру 1010°, тогда как на этой высоте уже должен находиться жидкий чугун и даже шлак, для

чего требуется иметь здесь по крайней мере 1200°. Такое же замечание можно сделать и относительно 3-го примера: на высоте 7,2 м от фурм температура не могла быть в среднем равна 1000°, с какой отсасывался здесь газ (на расстоянии 1 м от стен заплечиков).

2) Люксембургская доменная печь высотой 20,4 м работала на томасовский чугун при нагреве дутья около 830° и весьма интенсивно; область умеренных температур в печи была незначительной высоты — всего 9,5 м, хотя она и доходила до самого распара (полезная высота печи всего 16,98 м). Восстановление газами, однако, развито гораздо лучше, чем в предшествующей печи (удобовосстановимая минет). Анализы газа представляют средние из очень многих наблюдений и заслуживают доверия. Пробы брались у самых стен шахты.

Температура газов, °C	165	522	636	713
Над фурмами, м	18,63	12,38	11,74	9,91
CO ₂ + CO	12,0 + 28,0	10,6 + 30,1	9,5 + 31,7	6,5 + 34,9
CO ₂ :CO	30:70	26:74	23:77	16:84
Температура газов, °C	768	852	923	1263
Над фурмами, м	8,13	8,13	5,87	1,67
CO ₂ + CO	5,4 + 34,6	3,2 + 37,9	1,2 + 39,5	0,3 + 41,17
CO ₂ :CO	13:87	8:92	3,6:96,4	2,95:97,05
				0,7:99,3

Предпоследние две колонки данных представляют результаты, полученные при более высокой температуре на последних двух горизонтах в другом ряде наблюдений, хорошо согласующиеся с первыми [38].

При сравнении с силезской печью на всех горизонтах люксембургской обнаруживается более высокое содержание углекислоты; оно близко подходит к теоретическому при 817 и 852°, а при 923° почти достигает того, какое требуется теорией (2%), что указывает на полное разложение углеродом кокса углекислоты, образующейся от восстановления окисью углерода, несмотря на большую интенсивность работы печи, при которой газы остаются в области указанных температур меньшее время (шихта—13 час.).

При взятии проб газов и измерениях температур в этой печи брались и пробы руды, которые подвергались затем анализу. Степень раскисления железа в руде, по мере ее опускания, изменялась так:

Содержание магнитной окиси, %	80	30	6
закиси железа, %	20	70	94
Средняя температура, °C	636	713	768
Глубина от горизонта засыпи, м	3,7	5,4	7,3

На глубине 9,6 м при средней температуре 817° оказалось 13,3% Fe металлического, что составляет лишь 42,5% всего содержания железа в руде.

3) Громадная вестфальская доменная печь, 29 м высоты, работала тоже на томасовский чугун, получая дутье, нагретое до 850° . Область умеренных температур в ней очень велика — 20,5 м высоты, — и восстановление газами, естественно, лучше развито, чем в силезской печи, содержание же углекислоты в газах вообще выше ранее указанного, а в том числе и в области высоких температур, как видно из нижеследующих цифр (пробы брались на расстоянии 1 м от стен) [39]:

Температура газов, $^{\circ}\text{C}$	Газопров,	550	650	850	1000
Над фурмами, м . .	27,7	18,7	15,7	13,2	7,2
$\text{CO}_2 + \text{CO}$	11,2 + 28,8	9 + 31	7,2 + 32,8	5,6 + 34,4	0 + 40
$\text{CO}_2 : \text{CO}$	28:72	22,5:77,5	18:82	14:86	0:100

Здесь отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ при 850° уже значительно превосходит теоретическое, т. е. то, которое требуется равновесием реакции $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$, но так как в первоисточнике, из которого заимствованы эти цифры, даны только отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$, а не анализы газов (анализы вычислены автором), то нельзя судить о том, насколько эти отношения достоверны: при незначительном содержании углекислоты достаточно очень небольшого преуменьшения окиси углерода (от неполного поглощения), чтобы заметно изменить отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$. Вообще же превышение отношений $\text{CO}_2 : \text{CO}$, требуемых условиями равновесия при высоких температурах, может быть объяснено большой скоростью газов при значительной интенсивности хода (в данном случае мы имеем тоже 13-часовое пребывание шихты) и большой плотностью кокса.

Позднейшие исследования, произведенные над доменными печами США и Германии, как будто подтвердили возможность более высоких отношений CO_2 к CO , чем возможные по условиям равновесия при температурах 800° и выше, но есть данные, указывающие на обратный вывод.

4) Например, многочисленными анализами установлен средний состав газов и средняя температура разных зон в одной немецкой печи, работавшей на литейный чугун; они указаны в табл. 14.

5) Средние значения, выведенные автором из очень многих определений состава газов и измерений температуры их в печи завода Фродингем (Англия), приведены в табл. 15.

Исключительное обилие измерений и анализов позволило вычертить кривые равных температур и одинакового содержания углекислоты для данной печи, представленные здесь на фиг. 35 [41].

Печь Фродингем 24,38 м высоты и около 500 м^3 полезного объема в рассматриваемых условиях плавки давала в сутки 250 т передельного чугуна, переплавляя шихту из местных бурых железняков, поступающих в печь в сыром состоянии, и передель-

ных шлаков. Вследствие низкого содержания в рудах железа расход кокса был велик — 1,35; отсюда — низкое содержание углекислоты в газах (фиг. 35, правая часть).

Таблица 14

Температура зон, °C	Состав газа, % (по объему)			
	CO ₂	CO	H ₂	N ₂
1050—1000	0,0	40,4	1,3	58,3
1000—960	1,0	39,6	1,4	58,0
960—910	2,0	38,9	1,5	57,6
910—860	3,0	38,2	1,6	57,2
860—790	4,0	37,4	1,6	57,0
790—740	5,0	36,7	1,7	56,6
740—690	6,0	35,9	1,8	56,3
690—630	7,0	35,2	1,9	55,9
630—580	8,0	34,4	2,0	55,6
580—320	8,4	34,1	2,0	55,5

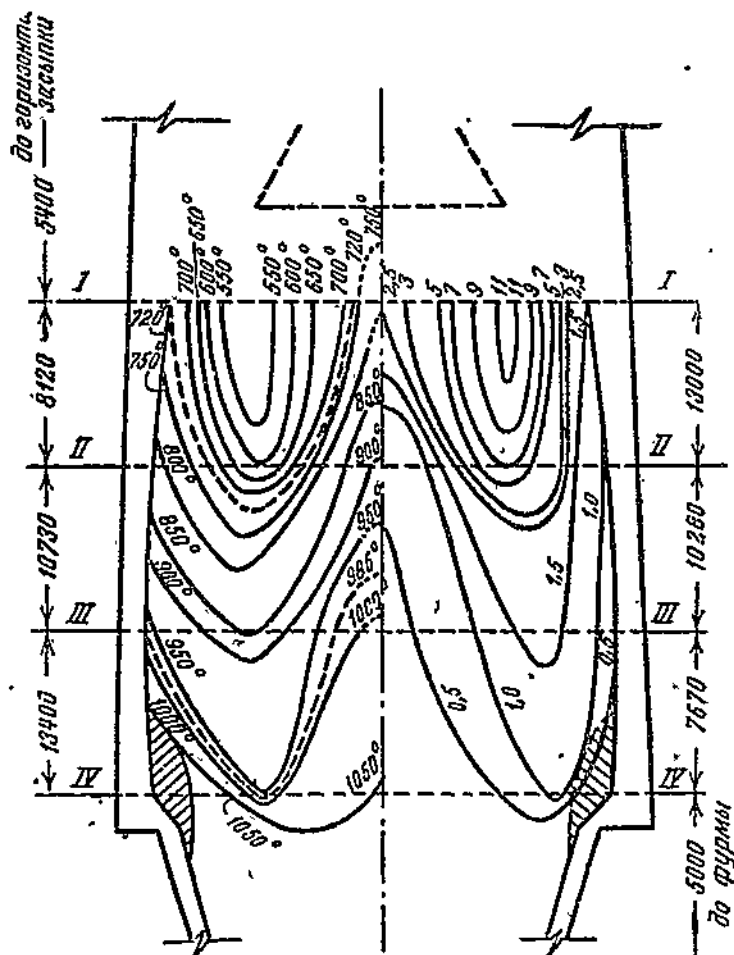
Таблица 15

Место взятия проб	Температура газов, °C	Состав газа, % (по объему)				
		CO ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂
Колошник	120	10,5	28,5	3,5	0,3	57,2
I горизонт . . .	630	6,2	32,7	2,0	0,3	58,8
II „ . . .	900	2,9	37,3	1,0	0,3	58,5
IV „ . . .	1040	0,4	37,9	0,8	0,2	60,7

Вид кривых ясно указывает положение на колошнике гребня из самой мелкой руды (вершина его по вертикали совпадает с кромкой конуса Парри). Самому высокому содержанию углекислоты (на этом гребне) соответствует наиболее низкая температура газа. По обе стороны от вершины гребня температура газа закономерно возрастает, а содержание углекислоты в нем падает. Такое же согласие в очертании кривых температур и состава газов обнаружено было и исследователями на печах Кузнецкого, Липецкого и № 1 Магнитогорского заводов [40].

6) Совсем иное распределение температур и содержание углекислоты в газах наблюдали Вагнер, Гольцу и Барт [41] на печи завода Рехлинга, работавшей очень экономично (расход кокса 0,73) на томасовский чугуна, выплавленный из руды минет и агломерата из нее (80% веса шихты). Выход чугуна из рудной сыпи был около 44%; суточная выплавка 374 т, что при

полезном объеме печи 489 м³ указывает на относительно интенсивный ход плавки (10 час. пребывания колош в печи).



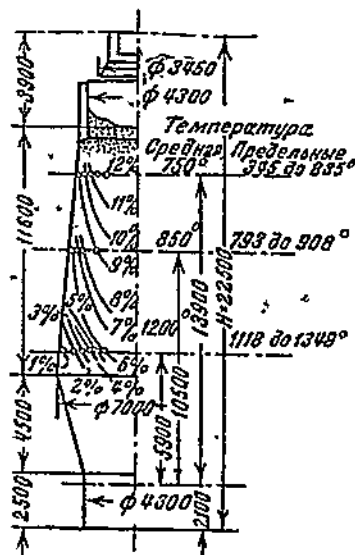
газов у стен шахты, по всей ее высоте, высокую температуру здесь и равномерное понижение ее к оси печи. Но если обратить внимание на содержание CO_2 на нижнем горизонте, где указана температура от 1348 (очевидно — у стен) до 1118° (вероятно у оси печи), то содержание углекислоты окажется значительно выше того, какое может установиться в условиях равновесия реакции: $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$.

Так как исследование хода печи было очень длительно и анализов газа было взято очень много, то нельзя сомневаться в правильности цифр, указывающих содержание углекислоты в разных местах шахты.

Влияние реакции $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$ на ход восстановления железа. Изученная впервые Сент-Клер-Девилем реакция эта обратила на себя внимание металлургов после того, как были опубликованы результаты наблюдений Л. Белла над отложением в руде (пробывшей некоторое время в газопроводных трубах доменных печей при температурах, изменявшихся от 250 до 512°) обильного осадка углерода-сажи, который никак нельзя было смешать с обычной сажей — мелкораздробленными частицами горючего.

Лабораторными опытами с разными рудами Л. Белл показал [42], что реакция распада окиси углерода идет очень успешно при 410°С (770° F) параллельно с восстановлением руды, причем мелкораздробленность и пористость руды способствуют более обильному выделению углерода, и при опытах с чистой окисью железа, полученной осаждением из водных растворов, отложение углерода достигает громадных размеров, как можно усмотреть из табл. 16, в которой даны некоторые из результатов, полученных Л. Беллом (цифры — проценты от веса железа; разложение в течение 6 час. при 410°).

Наиболее благоприятной температурой для хода реакции Л. Белл считал 400—450°. По Будуару, последнее число нужно признать за более правильное, но оно относится к искусственной окиси железа, опыты же И. А. Соколова с уральскими рудами показали, что наиболее благоприятная температура, т. е. та, при которой отлагается максимум количества углерода, лежит между 500 и 600°, причем первый предел соответствует более богатым и удобовосстановимым рудам; бедные искусственные руды



Фиг. 36. Содержание CO_2 и температура газов доменной печи завода Рехлинга

(о которых говорилось выше) совсем не обнаруживали осаждения углерода-сажи.

Таблица 16

Наименование руды	63 л СО		245 л СО	
	Отнято кислорода	Выделено углерода	Отнято кислорода	Выделено углерода
	в % от веса железа			
Железный блеск Эльбы	16,9	3,8	18,2	4,9
Кливлендский глинистый железняк . .	87,3	12,6	50,7	22,3
Штирийский шпатовый	13,0	2,3	42,0	3,9
Окись железа искусственная	49,3	78,7	80,6	335,5

Доменные газы, имеющие в своем составе около 60% азота и в температурном интервале 500—700° не менее 5% CO_2 , задерживают ход реакции Л. Белла и во много раз, по сравнению с окисью углерода, уменьшают количество выпадающего на руде углерода, как впервые показал сам Л. Белл. По данным Д. Хорунова [43], которому принадлежит наиболее обстоятельное исследование в этой области, наибольшее количество углерода-сажи, какое выпадает в интервале температур 500—700° из смеси 5% CO_2 + 35% CO + 60% N_2 при восстановлении разных руд и агломерата, выражается цифрами (в процентах веса руды), приведенными в табл. 17.

Таблица 17

Окись железа	Таштагольский магнитный железняк	Магнитогорский мартит	Керченский бурый железняк	Бакальский бурый железняк	Магнитный железняк горы Благодати	Агломерат Кимканской руды ДВК	
						1-й образец	2-й образец
1,94	0,72	0,66	0,56	0,41	0,35	0,61	1,05

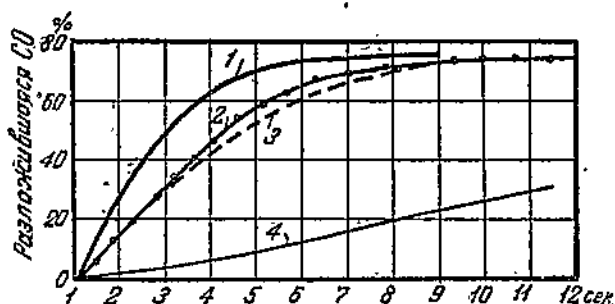
По наблюдениям названного исследователя большая часть выпадающего углерода-сажи отлагается на поверхности кусков руды и сравнительно незначительная часть — внутри их. При увеличении продолжительности выдержки руды в струе газа количество отложенного углерода-сажи растет, но далеко не пропорционально времени (выдержка доводилась до 4,5 час.).

Часть выделяющегося углерода растворяется в железе, образуя карбид. Советский исследователь подтверждает заключение,

к которому в свое время пришел Л. Белл, сделавший впервые вывод, что восстановление руды и отложение углерода—два процесса, которые идут совместно, но независимо друг от друга.

Данные опытов Л. Белла показывают, что степень восстановления руды, точно измеряемая количеством отнятого кислорода, непропорциональна количеству отложенного в руде углерода-сажи. Увеличение скорости газов в 4 раза (пропуском в одно и то же время в 4 раза большего объема газа) увеличивает количество отложенного углерода, но неравномерно для всех руд и непропорционально отнятому количеству кислорода.

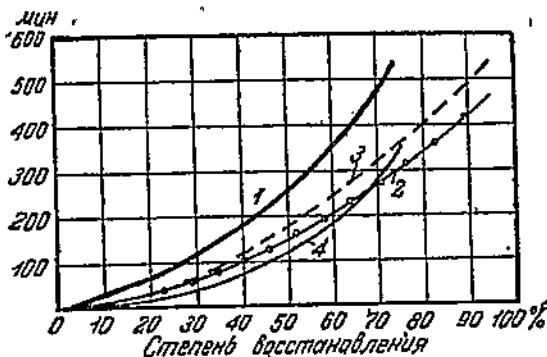
Позднейшие исследования показали, что количество отложенной в порах руды-сажи не только не пропорционально степени



Фиг. 37. Разложение окиси углерода четырьмя сортами руд

восстановления руды газом, но по крайней мере для некоторых руд наблюдается более обильное отложение углерода-сажи в менее удобовосстановимых рудах. Этот вывод сделали (в 1932 г.) Диншлаг, Цильген и Пёттер [19], основываясь на своих опытах восстановления руд доменным газом; его недавно подтвердили Бон, Саундерс и Кальверт [29], связавшие процесс распада (при 450°) окиси углерода в смеси с $\frac{2}{3}$ (по объему) азота и процесс восстановления той же смесью (при 750°) руд, которые применялись для разложения окиси углерода. Нами даны две диаграммы. Первая (фиг. 37) показывает, что наибольшее количество окиси углерода разлагает камберлендский красный железняк (кривая 1), а наименьшее — обожженная кливлендская руда (кривая 4), между ними по количеству разложенной окиси углерода помещаются испанская рубио (кривая 2) и американская мисаби (кривая 3), почти одинаково реагирующие с окисью углерода. Между тем, как показывает фиг. 38, наиболее восстановимой из этих четырех руд оказывается кливлендская руда (кривая 4), за которой следуют рубио (кривая 2), мисаби (кривая 3) и, наконец, красный железняк Камберленда (кривая 1).

Те же исследователи еще раз подтвердили, что отложение углерода-сажи в порах руды начинается не одновременно с ее восстановлением. Сначала окись углерода только восстанав-



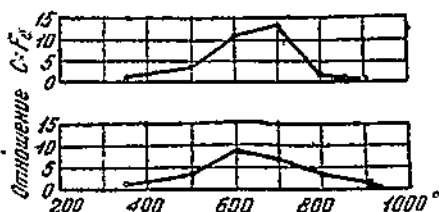
Фиг. 38. Восстановимость четырех сортов руды (тех же, что и на фиг. 37)

вливает руду, и лишь после того, как от окиси железа будет отнято от 14 до 26% кислорода (для разных руд — разная степень восстановления: от магнитной окиси до закиси), начинается весьма энергичное распадаение окиси углерода, — руда как бы стремится накопить в себе углерод-сажу, восстановление окисью углерода ослабляется значи-

тельно, и лишь дальней-

шее повышение температуры снова повышает количество окиси углерода, идущей на восстановление, так как выделение сажи сокращается и сходит на-нет. Затем, количество того углерода-сажи, которое было уже отложено в порах руды, постепенно убывает и к 950° сводится к нулю, как обнаружено всеми исследователями восстановимости руд.

Г. Зигель [44] дал диаграмму отложения углерода-сажи для двух сортов руды минет (фиг. 39). Из диаграммы видно, что отло-



Фиг. 39. Отложение углерода-сажи в двух сортах минет: трудно-восстановимой (верхняя диаграмма) и легковосстановимой (нижняя диаграмма)

ложение углерода-сажи в этих рудах начинается при 350° , максимума достигает при 600° для легкой восстановимой минет, при 700° для более трудно восстановимой. Исчезает углерод-сажа, практически говоря, при 900° (до 950° удерживается в руде ничтожное его количество).

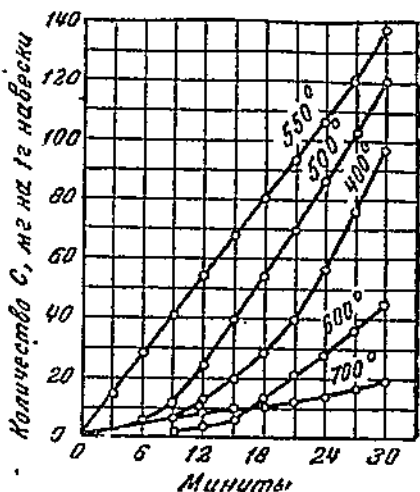
Из приведенного в табл. 17 ряда цифр, взятых из статьи Д. Хорунова [43], тоже вытекает, что восстановимость не находится в каком-либо соотношении с количест-

вом выпадающего по реакции Л. Белла углерода; крайние члены упомянутого ряда — окись железа и трудновосстановимый агломерат — дают наибольшее количество углерода-сажи, а самая удобовосстановимая руда — бакальская — почти минимум; среднее место занимают магнитный железняк Таштагола, с одной стороны, и керченский бурый железняк, — с другой.

Отложение углерода-сажи в массе агломерата из криворож-

ской руды показано кривыми на фиг. 40, взятой из цитированной уже статьи А. Н. Похвиснева и Г. А. Воловика [24]. Условия, при которых производилось исследование, были указаны выше (фиг. 29). Оптимальная температура разложения окиси углерода при агломерате оказалась равной 550° , хотя начало разложения наступило уже при 400° . Количество выпадающего углерода ниже, чем на криворожской руде, что объясняется присутствием в агломерате большого количества фаялита (Fe_2SiO_4), не вызывающего разложения окиси углерода.

Окисляясь, углерод-сажа, конечно, заимствует кислород руды, восстанавливая последнюю в той мере, какая соответствует количеству отложенного углерода. Способность углерода-сажи реагировать так при умеренных температурах (начиная приблизительно с 500°) Л. Белл доказал простым опытом. Помещая смеси обожженной кливлендской руды



Фиг. 40. Отложение углерода-сажи в агломерате из криворожской руды

с графитом, коксом и углеродом—продуктом разложения окиси углерода—в воздушнонагревательные трубы, где температура изменялась в пределах 538 — 582° , на 48 час., он обнаружил, что ни графит, ни кокс не произвели никакого восстановительного действия на руду, тогда как углерод-сажа отнял 2,5% ее кислорода. При более высокой температуре восстановительная способность углерода-сажи и скорость восстановления, конечно, быстро растут, хотя ход самой реакции может быть и не так прост, как его представляли прежде. Нужно допустить, что и здесь, как при восстановлении выше 950° газами, посредником между реагирующими телами служит окись углерода. Смесь $\text{CO} + \text{CO}_2$, проникая в поры руды, восстанавливает окисел железа, отчего равновесие в газовой фазе нарушается, — получается лишнее для данной температуры количество углекислоты, как продукта восстановления; углекислота поэтому окисляет углерод-сажу и дает соответствующее количество CO . Равновесие снова устанавливается, но окись углерода опять восстанавливает окисел железа, вновь сгорает часть углерода-сажи в полученной углекислоте и т. д., до тех пор, пока не исчезнет весь углерод, отложившийся в порах руды.

Итак, углерод, отложенный в порах руды реакцией распада окиси углерода, используется для восстановительного процесса при

температуре более низкой, чем та, при которой сгорает углерод горючего за счет уголекислоты — продукта восстановления — и, само собой разумеется, более низкой, чем та, при которой восстанавливаются твердым углеродом марганец, фосфор и кремний (т. е. между 1000 и 1100° в присутствии железа) и получают трудноплавкие шлаки (не ниже 1200°). Это нужно помнить, чтобы правильно оценить, например, мнение Вюста, что отложенный в порах руды углерод-сажа играет роль восстановителя Mn, P и Si («новая теория» Вюста) [45] или гипотезу фан-Флотена, по которой этот же углерод является виновником зависаний колош, так как он, будто бы, образует с основными шлаками густую неплавкую смесь, сажающуюся настывью на заплечиках.

В тепловом отношении реакция восстановления железа углеродом-сажей как будто так же невыгодна, как и реакция прямого восстановления на счет углерода горючего, но нужно принять во внимание, что при распадении окиси углерода выделилось совершенно то же количество тепла, какое поглощается при переходе твердого углерода в окись, как видно из уравнения обратной реакции:



и что в тепловом балансе доменной печи этот процесс ничем, не выразится, — произойдет только перемещение тепла, подымется несколько температура вверх — там, где она могла быть низка — и понизится там, где она была бы высока, как правильно указал Грюнер [46], исследовавший процесс распадения окиси углерода после Л. Белла.

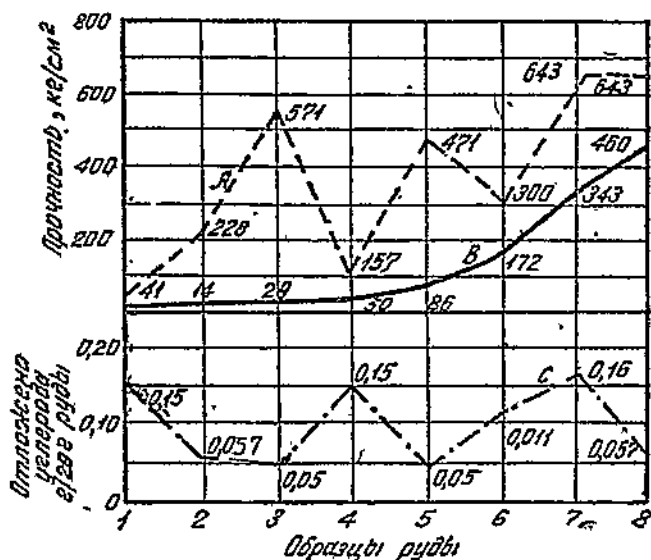
Влияние распада окиси углерода на физические свойства руды. Реакция распадения окиси углерода, благоприятная для хода процесса восстановления, оказывает вредное влияние на прочность руды; выделяющийся в порах руды углерод разрыхляет руду образованием трещин; руда как бы разбухает от выделяющегося углерода, и куски ее могут раскрашиваться в мелочь. Это явление давно известно металлургам, но не было предметом подробных исследований. Недавно Баукло и Егер [47] произвели ряд обстоятельных определений прочности руды (сопротивления раздавливанию), не подвергавшейся восстановлению и после того, как в ней в течение 30—50 мин. происходило отложение углерода-сажи от действия чистой окиси углерода при 550°. Эта температура, по мнению исследователей, является оптимальной для хода реакции Л. Белла. Исследовано было 25 сортов руд, проплавляемых в Германии; результаты для руд наиболее известных месторождений даются в табл. 18.

Образцы руды расположены в порядке возрастания сопротивления раздавливанию после опыта; цифры таблицы, а еще нагляднее — составленная нами диаграмма (фиг. 41), показывают, что

Таблица 18

Наименование руд	1. Агломерат	2. Шпатовый железняк Зигена, сырой	3. Шпатовый железняк Зигена, обожженный	4. Магнитный железняк Гренсбега (Швеция)	5. Бурый железняк минст	6. Магнитный железняк Елливара	7. Магнитный железняк Цирухара	8. Красный железняк Нью-Фаундленда
Прочность до опыта, кг/см ²	41	228	571	157	471	300	643	643
То же. после опыта . . .	7	14	29	50	86	172	343	460
Отложено углерода-сажи, г/20 г руды . .	0,150	0,057	0,050	0,150	0,050	0,011	0,160	0,057

нет прямой зависимости между прочностью руды после обработки окисью углерода (кривая В) и природной ее прочностью (кривая А); с одной стороны, и между количеством отложенного угле-



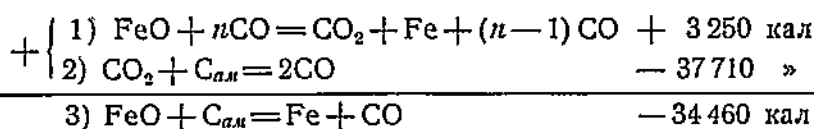
Фиг. 41. Влияние отложения углерода на прочность разных руд. Нумерация образцов руд соответствует нумерации в табл. 18

рода (кривая С), — с другой. Наиболее стойким по отношению к окиси углерода оказался красный железняк Нью-Фаундленда, хотя по количеству отложенного углерода он таков же, как и 5 других руд (из 25). Меньше его отлагают углерода-сажи 4 других руды, оказавшиеся менее прочными; в числе их — магнитный железняк Елливара, выделяющий минимум углерода. Меньшая прочность

Этой руды после обработки, вероятно, объясняется образованием трещин от теплового расширения и сжатия зерен кварца (550° и обыкновенная температура). Такое же объяснение можно дать и для поведения марокканской руды Риф (не вошедшей в табл. 18): она в естественном состоянии так же прочна, как магнитные железняки Швеции и красный железняк Нью-Фаундленда, но понижает свою прочность после обработки окисью углерода до 15 кг/см^2 , хотя выделяет только $0,12 \text{ г}$ углерода-сажи на 20 г своего веса. Наиболее губительно действует окись углерода на агломерат, имевший до опыта сопротивление раздавливанию: $41, 150$ и 270 кг/см^2 (испытывалось только три сорта; состав их не указан) и снизивший его до 7 кг/см^2 в среднем.

Наибольшее количество углерода-сажи выделяла африканская руда Джерисса — $0,189 \text{ г}$, но прочность ее после обработки была выше (57 кг/см^2), чем 13 других испытанных руд.

Восстановление окислов железа твердым углеродом: 1. Выше 950° восстановление окисью углерода протекает по уравнениям:



т. е. так, как будто бы углерод непосредственно восстанавливает закись железа, без всякого участия окиси углерода, почему уравнение 3) и называется уравнением восстановления твердым углеродом.

Оно правильно представляет только тепловой эффект реакции — отрицательный, указывающий на то, что восстановление нуждается в подводе тепла извне и недостаток его влечет за собой понижение температуры. Но это уравнение неверно представляет физические условия хода процесса, как бы подразумевая непосредственное соприкосновение углерода и закиси железа, которое в действительности может иметь ограниченное распространение, так как внутренние части куска руды недоступны для углерода горючего, и потому самое восстановление не может принять при этом условия значительного развития. Совокупность же реакций 1) и 2) показывает, что с помощью окиси углерода реакция может принять неограниченно широкое развитие, пока есть нужный для восстановления углерод и восстанавливаемый окисел, так как количество окиси углерода не имеет значения: образующаяся углекислота раскисляется углеродом, полученная окись углерода снова переходит в углекислоту и т. д. Непосредственного соприкосновения углерода и восстанавливаемого окисла вовсе не требуется, восстановление газом может идти и в недрах руды, а получающаяся там углекислота реагирует затем с углеродом на поверхности кусков горючего. Успеху реакции не вредит плотность горючего или отсутствие в нем пор, но удобопроницаемость руды для газов облегчает восста-

новление и при высокой температуре, которое существенно отличается от восстановления при умеренных температурах только тем, что сопровождается поглощением тепла.

Эта характерная особенность восстановления железа при высоких температурах, или так называемого прямого восстановления (в отличие от непрямого, или окисью углерода исключительно), издавна обращала на себя внимание металлургов и была неверно освещена теоретиками, называвшими восстановление непрямым идеальным, а прямое — явлением нежелательным или даже ненормальным. Не распространяясь о том, насколько неуместно называть ненормальным явление, которое имеет широкое развитие в каждой печи и неизбежно по законам природы (высокие температуры вызывают реакции, сопровождаемые поглощением тепла), мы покажем далее расчетом, что прямое восстановление совместимо с малым расходом горючего и в некоторой степени развития должно рассматриваться как желательное [48].

2. Восстановительное действие углерода в разных состояниях его проявляется при разных температурах, как видно из следующего.

а) По Г. Мейеру [49], появление разных степеней окисления железа соответствует строго определенным температурам, различным для разных видов горючего и, конечно, более высоким для менее реактивных и обратно, как видно из следующих цифр.

Род восстановителя:	Температура начала плавления		
	Fe_3O_4	FeO	Fe
древесный уголь	390	690	840
кокс	550	900	1015

Нужно отметить, что древесный уголь, к которому относятся приведенные цифры, не был прокален до той температуры, при которой мог потерять свои летучие вещества, он был лишь нагрет до 300° в струе азота для удаления воздуха; в струе азота велось и восстановление.

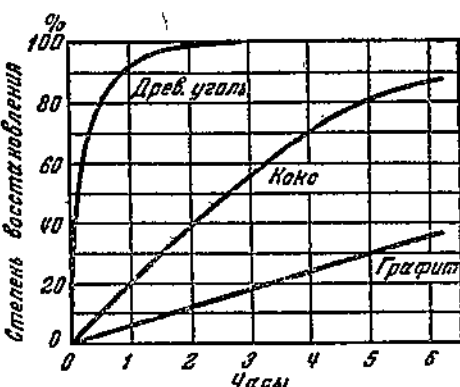
Прокаленный при 1000° древесный уголь, как и углерод-сажа от разложения сахара, обнаружил такую же реактивную способность, как и кокс.

Тот же Мейер с Кёрбером показали, что углерод распада окиси углерода, отдельно приготовленный и смешанный с рудой, при $1200\text{—}1300^\circ$ энергично восстанавливает ее, но он гораздо менее активен, чем углерод, отложенный в порах руды реакцией распада.

б) Позже Г. Мейера процесс восстановления окислов железа твердым углеродом был исследован акад. А. А. Байковым и А. С. Тумаревым [50]. Восстановление химически чистых окиси железа и магнитной окиси велось при постоянных температурах — 600 и 800° . Углерод-сажа получался из копоти светильного газа и прокаливался в течение 8 час, при 1000° в пустоте и в атмо-

фере азота (для устранения влияния газов в процессе восстановления). Смесь состава $\text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{C}$ в течение 6 час. при 500° давала только магнитную окись, причем в газовой фазе находилась лишь углекислота. Нагревание той же смеси при 800° давало и закись железа; в газовой фазе устанавливалось содержание $\text{CO}_2 - 70\%$ и $\text{CO} - 30\%$, что точно соответствует составу равновесной системы $\text{Fe}_3\text{O}_4 - \text{FeO} - \text{CO} - \text{CO}_2$ по Матсубаре. В течение 10 час. не было достигнуто полного восстановления магнитной окиси в закись. Из смеси магнитной окиси с углеродом при 800° через 8 час. получалась одна закись железа, которая затем переходила в металлическое железо, причем состав газовой фазы сразу изменился — в ней установилось содержание: $40\% \text{CO}_2$ и $60\% \text{CO}$, что отвечает равновесию системы $\text{FeO} - \text{Fe} - \text{CO} - \text{CO}_2$ при 800° .

Таким образом и последнее исследование подтвердило последовательность восстановления окислов железа до металла, обнаружило крайнюю медленность восстановления окислов железа углеродом-сажей и, вместе с тем, лишний раз показало нереальность реакции $\text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{C} = 3\text{CO} + \text{Fe}_2$, которой многие пользуются, когда доказывают невыгодность прямого восстановления.



Фиг. 42. Восстановление титаномagneзитовых песков твердым углеродом при 1000°

ими диаграмм заимствуем одну (фиг. 42), показывающую скорость восстановления песка с $11\% \text{TiO}_2$ при 1000° . Графит, кокс и древесный уголь были прокалены при 1000° , тонко измельчены и тщательно перемешаны с песком в виде зерен $0,33 \text{ мм}$ диаметром.

Диаграмма показывает, что древесный уголь является хорошим восстановителем и для трудновосстановимых руд несомненно потому, что и после прокаливания при 1000° из него могут еще выделяться газы.

г) А. М. Зайцев произвел обширное исследование, имевшее целью выяснить ход процесса восстановления руды при последовательном повышении температуры до 1200° при одновременном присутствии окиси углерода, древесного угля, кокса и сажистого углерода — продукта распада окиси углерода, образующейся в

в) Японские исследователи [51] затратили много труда для всестороннего изучения хода восстановления магнетитовых титаносодержащих песков Японии твердым углеродом в разных его видах. Из большого числа данных

течение опыта. Такая постановка опыта представляет существенное дополнение к тому, что дали предшествовавшие исследователи, и полученные результаты заслуживают внимания. Эти результаты, к сожалению, представлены в подлиннике рядом неудобочитаемых диаграмм [52].

На восстановление испытывались образцы двух сортов очень богатых руд (67% Fe) бакальского бурого железняка в обожженном состоянии и высокогорского магнитного железняка, прокаленного до постоянного веса.

Руды испытывались не в виде тонкого порошка, тесно перемешанного с порошком горючего, а в виде кусков 18—20 мм в поперечнике (бурый железняк) и 10—13 мм (магнетит), а горючее — в кусках 8—12 мм, прокаленных при 800° (древесный уголь) или только высушенных (кокс) до постоянного веса.

Материалы укладывались в лодочку так, что полное перемешивание их устранилось; восстановление в токе окиси углерода или азота велось лишь в присутствии кокса или древесного угля, в подражание тому, как оно ведется в доменной печи. На 1 г магнитного железняка пропусклось 10 см³ газа в минуту и лишь 8,8 см³ на 1 г бурого железняка.

Взятые образцы бурого железняка начинали восстанавливаться окисью углерода при температуре, немного превосходящей 400°; с повышением температуры восстановление ускорялось, но до тех пор, пока не начиналось энергичное развитие реакции Л. Белла — при 550° (прекращалась эта реакция при 670°).

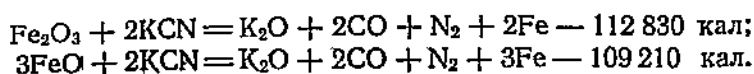
Отложенный углерод-сажа отнимал затем от 10 до 15% всего кислорода руды. Этот процесс начинался при 700° и заканчивался при 950°. Восстановление древесным углем (прямое) начиналось при 750°, но шло с очень малой скоростью до 900°, после чего скорость быстро возрастала. Прямое восстановление за счет углерода кокса начиналось лишь при 950°, но значительное развитие оно приобрело лишь при 1100°.

При высоких температурах — от 1100 до 1200° — восстановление древесным углем ослабевало вследствие образования корки из металлического железа на поверхности кусков руды.

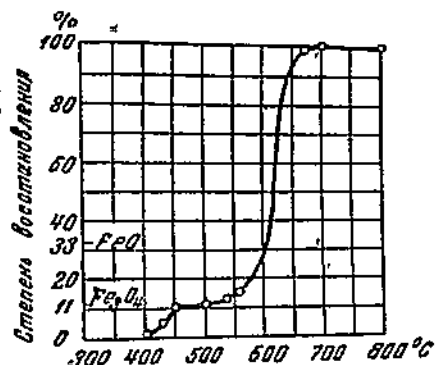
Магнитный железняк в условиях опыта начинал восстанавливаться при 650°; реакция Белла с наибольшей скоростью шла при 570—600° и прекращалась при 700°. Восстановление углеродом-сажей играло незначительную роль.

В присутствии кокса бурый железняк восстанавливался лишь на 75%, а в присутствии древесного угля — на 100%; магнитный железняк в присутствии древесного угля восстанавливался на 75%, а с коксом — только на 47%. Отсюда следует, что в древесноугольных печах восстановление в нижних частях (заплечиках и горне) развито в гораздо меньшей мере, чем в коксовых.

3. Восстановление синеродистыми солями. Как восстановление твердым углеродом можно рассматривать и взаимодействие синеродистого калия с окислами железа по реакциям:



Так как KCN образуется в доменной печи при температуре выше 1000° , реакция синеродистого калия на окись железа в доменной печи исключается, — может идти только вторая реакция, причем KCN может реагировать на руду в парообразном состоянии. Но исследователи хода этой реакции — Кербер и Мейер — смешивали с синеродистым калием искусственную окись железа, руду минет и красный железняк. Разница в скорости восстановления железа из этих материалов не была обнаружена [53].



Фиг. 43. Восстановление окиси железа синеродистым калием

Как видно из диаграммы (фиг. 43), процесс восстановления окиси железа синеродистым калием начинается при 400° ; к 500° достигается переход в Fe_3O_4 ; далее, при подъеме температуры, скорость процесса значительно возрастает: при 600° получается FeO, а при 700° восстановление заканчивается. Так как в доменной печи восстановление идет при гораздо более высокой температуре, то KCN является в ней энергичным восстановителем, но определить количественно его значение для восстановительного процесса в целом — нельзя.

Сравнение прямого и непрямого восстановления. Восстановление окисью углерода требует (уравнение 1, стр. 84) на одну частицу закиси железа n частиц CO; численное значение n для разных температур различно, но если обратиться к диаграмме (фиг. 31), то для 685° , когда начинает восстанавливаться закись железа, значение n оказывается таким, как можно обеспечить дальнейшее восстановление магнитной окиси в закись и окиси в магнитную окись, как видно из уравнений:

- 1) $18\text{FeO} + 43\text{CO} = 18\text{CO}_2 + 25\text{CO} + 18\text{Fe};$
- 2) $6\text{Fe}_3\text{O}_4 + 18\text{CO}_2 + 25\text{CO} = 24\text{CO}_2 + 19\text{CO} + 18\text{FeO};$
- 3) $9\text{Fe}_2\text{O}_3 + 24\text{CO}_2 + 19\text{CO} = 27\text{CO}_2 + 16\text{CO} + 6\text{Fe}_3\text{O}_4.$

Восстановление закиси железа при 685° требует отношения $\text{CO}_2 : \text{CO} = 0,72$, которое точно достигается при 18% CO_2 на 25% CO, почему в уравнении 1) и взято 18FeO и 43CO . Для восстановления магнитной окиси в закись при 647° допустимо отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ не более 1,5, чему удовлетворяет состав газовой фазы, устанавливающейся после восстановления закиси железа, так как в этом составе на 24CO_2 приходится 19CO. Такая

смесь не мешает восстановлению окиси железа в магнитную окись, так как магнитная окись совсем не окисляется углекислотой.

По реакции 3) на 1 атом железа нужно иметь в газе:

$$43 : 18 = 2,39 \text{ атома углерода}$$

$$\text{или } \frac{43 \cdot 12}{18 \cdot 56} = 0,512 \text{ кг C/кг Fe;}$$

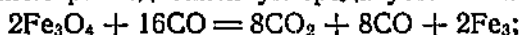
или на 1 кг чугуна, содержащего 93% Fe и 4% C:

$$0,512 \cdot 0,93 + 0,04 = 0,516 \text{ кг C;}$$

или горючего с 85% C:

$$0,516 : 0,85 = 0,607 \text{ кг/кг' чугуна.}$$

Но, как показал Шодрон, в доменной печи при температуре, не превышающей 570°, идет восстановление магнитной окиси в железо непосредственно. Равновесная смесь углекислоты и окиси углерода при указанной температуре содержит $\frac{1}{2}\text{CO}_2$ и $\frac{1}{2}\text{CO}$, этим отношением расход окиси углерода устанавливается так:



откуда видно, что на 1 атом железа требуется $16 : 6 = 2\frac{2}{3}$ атома углерода или:

$$\frac{16 \cdot 12}{6 \cdot 56} = 0,571 \text{ кг C/кг Fe}$$

или на 1 кг чугуна, содержащего 93% Fe и 4% C:

$$0,571 \cdot 0,93 + 0,04 = 0,571 \text{ кг C,}$$

а горючего с 85% C:

$$0,571 : 0,85 = 0,672.$$

Надо думать, что реакция Шодрона не может получить в печи значительного развития, так как она ограничивается температурой 570° как максимальной, поэтому преобладающее значение для установления наименьшего расхода углерода на восстановление железа имеет реакция 3), определяющая расход углерода лишь немногим ниже теоретически возможного.

Восстановление спутников железа в чугуне — кремния, марганца (из закиси) и фосфора — твердым углеродом не вносит изменений в сделанные выше расчеты, так как оно дает окись углерода, входящую в те 43 молекулы ее, которые требуются по уравнению 1) для восстановления закиси железа в металл. В чугуне, содержащем 93% Fe и 4% C, остается 3% на указанные примеси; в передельном чугуне можно принять содержание: 1% Si, 1,5% Mn и 0,5% P; они требуют на восстановление:

$$0,01 \cdot 24 : 28 = 0,0086 \text{ кг C,}$$

$$0,015 \cdot 16 : 55 = 0,0044 \text{ » C,}$$

$$0,005 \cdot 60 : 62 = 0,0048 \text{ » C.}$$

$$\text{Итого } 0,0178 \text{ кг C,}$$

т. е. весьма незначительного количества (1:28) по сравнению с тем, что нужно иметь в виде СО для восстановления железа из закиси при 685°.

Но, как указал впервые М. М. Лейбович, при теоретическом расчете расхода углерода по составу равновесных смесей CO_2 и CO , нельзя пренебрегать тем количеством уголекислоты, какое вносит в печь флюс и какое тоже требует некоторого избытка окиси углерода. Определить этот избыток можно только в каждом частном случае.

Взявши для примера условия выплавки чугуна южными печами Союза, в которых расходуетс $\bar{я}$ 0,5 известняка на 1 чугуна, определим, что

$$0,5 \cdot 0,43 \cdot 12 : 44 = 0,0586 \text{ кг С}$$

вносится уголекислотой флюса. Так как в одинаковых объемах уголекислоты и окиси углерода находятся равные веса углерода, то на 0,0586 кг С уголекислоты нужно (по уравнению 1), ввести углерода в виде окиси:

$$0,0586 \cdot 25 : 18 = 0,081 \text{ кг,}$$

что доводит наименьший теоретически возможный при идеальном восстановлении железа расход углерода до $0,516 + 0,081 = 0,597$ кг и кокса (с 85% С) до 0,702.

Такой расход может показаться «идеальным» только для тех доменных печей, которые работают в неблагоприятных для экономии тепла условиях, но немало современных печей в настоящее время расходуют горючего на единицу чугуна, т. е. на все процессы, совершающиеся в печи, меньше, чем вычислено выше для одного восстановления железа газами. Такой результат мог быть достигнут только развитием восстановления прямого с возмещением затраченного на это тепла нагревом дутья.

Действительно, прямое восстановление (уравнение 3) требует всего 12 ч. углерода на 56 ч. железа, т. е. относительного расхода $12 : 56 = 0,214$ углерода, что в 2,6 раза меньше того, что нужно для идеального восстановления железа, но это восстановление выгодно лишь при условии, что затрата тепла будет возмещена.

Все то количество углерода, какое уйдет на прямое восстановление, будет сожжено кислородом руды и, значит, не дойдет до фурм, что уменьшит приход тепла от горения углерода в горне доменной печи. В этом, и только в этом, заключается недостаток прямого восстановления, ограничивающий его развитие определенными пределами.

Пределы эти устанавливаются условиями, в которых работает печь. Для всякого сорта чугуна существует такая температура торна, ниже которой данный чугун и сопровождающий его шлак не могут получаться. Температура эта достигается в горне сжиганием горючего и подводом тепла нагретым дутьем.

Для чугунов «горячих», т. е. содержащих в себе значительные количества трудновосстановимых элементов — кремния, марганца, — она, очевидно, должна быть выше, так как, восстанавливаясь, эти элементы, во-первых, тоже сокращают количество сгорающего у фурм углерода и, во-вторых, поглощают на восстановление гораздо большее количество тепла, чем железо. Чем выше действительная температура горна над критической, тем полнее идет восстановление кремния и марганца и тем экономичнее работа печи, если подъем температуры и пополнение тепла производятся повышением нагрева дутья.

Обратно, если задачу производства составляет получение малокремнистого чугуна, то температура должна быть ниже, чем в первом случае. Превышение температуры над критической повлечет за собой излишнее в этом случае восстановление трудновосстановимых элементов и принудит понизить температуру дутья. Очевидно, более широкое развитие прямого восстановления в этом случае не только возможно, но и желательно, так как оно, позволяя сократить расходы углерода, заставит держать высокий нагрев дутья для пополнения дефицита тепла от прямого восстановления. Такой случай представляет плавка трудновосстановимых, но богатых магнитных железняков на переделный (малокремнистый) чугун. Иное происходит при работе на кремнистый чугун: усиленная убыль углерода на прямое восстановление и необходимость иметь высокую температуру в горне заставляют поднимать до возможных пределов нагрев дутья; работа на удобовосстановимых бурых железняках облегчает получение требуемого сорта чугуна, сокращая прямое восстановление железа.

В какой же степени развиты не прямое и прямое восстановление железа в ныне работающих печах? Прежде чем ответить на этот вопрос, заметим, что эта степень может быть выражаема различно: 1) количеством кислорода (в процентах общего его содержания), отнятым окисью углерода («Reduktionziffer» Озана); 2) количеством углерода, дошедшим до фурм (в процентах количества его, обращающегося в газ), и 3) относительным количеством железа, восстанавливаемого из закиси за счет твердого углерода (употребляемый автором способ).

По расчетам автора и его учеников в доменных печах всех металлургических районов, при хорошо известных и обычных для них условиях работы, от 0,4 до 0,6 (но чаще — от 0,5 до 0,6) всего железа в чугуне восстанавливается именно так.

В 1916 г. Гаулянд опубликовал [54] подробные данные о работе американских доменных печей для 26 случаев практики, вполне подтверждающие только что высказанное заключение. Обрабатывая эти данные, автор этой книги пришел к выводу, что в упомянутых печах восстанавливается из закиси твердым углеродом от 0,37 до 0,59 всего железа; последняя цифра относится к очень малому расходу кокса — 0,8 на единицу чугуна, содержа-

щего 1,26% кремния. Достойно быть особо отмеченным то обстоятельство, что в одной из больших печей при суточной производительности 466 т и очень малом расходе горючего, именно 0,707 кокса на единицу чугуна с 1,2% кремния, 0,4 всего железа (считая его в виде закиси) восстанавливалось за счет твердого углерода.

Количество углерода, доходившее до фурм, в 21 американской печи составляло от 80 до 85% всего превращаемого в газ углерода. Принимая во внимание абсолютное количество сжигаемого кислородом руды углерода—0,112 на единицу чугуна в среднем для 26 печей,—Ричардс показал [55], что оно остается для всех печей таблицы Гаулянда почти постоянным (ввиду однообразия условий работы), тогда как сжигаемое дутьем количество изменяется настолько же, насколько изменяется расход горючего. Поэтому вообще и для всяких условий, чем выше расход горючего, тем больше углерода—абсолютно и в процентном отношении—доходит до фурм.

Что касается Reduktionziffer, т. е. количества кислорода, отнятого окисью углерода при непрямом восстановлении руды и выраженного в процентах общего количества кислорода, переходящего в газ из руды, то по Озанну [56] оно нормально лежит в пределах 50—60%. Для приведенного выше нашего расчета Reduktionziffer=48% (считая, что в руде железо находится в виде Fe_2O_3), а в случае восстановления 0,6 железа твердым углеродом при том же составе чугуна—38%. Количество входящего до фурм углерода понижается в последнем случае до 77% при расходе горючего 0,8 и до 80% при расходе 1.

Г. Талер, исследовавший вопрос о развитии прямого и непрямого восстановления в печах Германии [57], дал для восьми из них следующие цифры:

	Рейнские печи				Зигенские печи			
	1	2	3	4	5	6	7	8
Железо восстановлено:								
прямым путем	38	48,8	38,3	63,6	30,6	39,4	33,6	42,6
непрямым путем	62	51,2	61,7	36,4	69,4	60,6	66,4	57,4

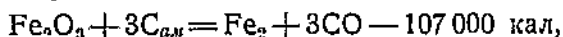
Выходит, что Reduktionziffer в среднем для 4 рейнских печей несколько ниже указанного Озанном среднего, составляя 52,9%, и в одной печи доходит до 36,4%. Что касается зигенских печей, работающих на удобовосстановимом шпатовом железнюке и с большим расходом горючего, чем рейнские печи (зеркальный чугун), то для них восстановление твердым углеродом менее развито, Reduktionziffer гораздо выше данного Озанном предела, однако лишь в одной печи (5) восстанавливается газами немного более половины всего железа из закиси (69,4% всего кислорода руды идет на окисление CO).

Итак, в современных доменных печах восстановление окислов железа при высокой температуре довольно широко развито, и это не мешает

весьма экономному расходованию горючего в них.

Но следует ли из этого, что восстановлением газами можно пренебречь в предположении, что все то, что не восстановится окисью углерода, будет восстановлено прямым путем без всякого ущерба для расхода горючего? Отнюдь не следует, как видно из нижеследующего.

Во-первых, вышеприведенные расчеты относились к прямому восстановлению закиси до металла, т. е. велись в предположении восстановления всей окиси железа и магнитной окиси до закиси окисью углерода, чем отводится видная роль непрямому восстановлению; ему предоставляется в случае, например, восстановления половины всей закиси железа за счет твердого углерода отнятие двух третей всего кислорода от окиси железа. Термохимический вывод был бы менее благоприятен для прямого восстановления, если бы мы рассчитали тепловой эффект восстановления окиси железа, так как в этом случае на два атома железа нужно отнять три атома кислорода и издержать три атома углерода, т. е. в 1,5 раза больше, чем рассчитано было раньше:



или 53 500 кал на 56 кг Fe.

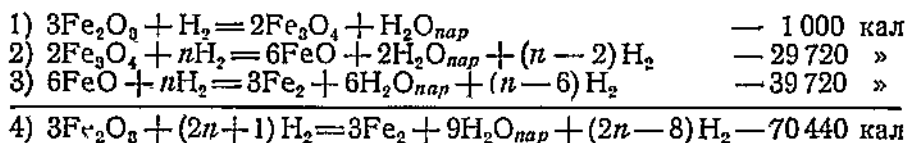
Так нередко изображается реакция прямого восстановления, но она соответствует только исключительному случаю действительности, когда руда, вследствие внезапного обрушения, придет сразу в область высоких температур, т. е. когда восстановление железа, — хотя и в этом случае идет последовательно через магнитную окись и закись, — совершается в одном и том же месте, при одной и той же и притом высокой температуре; в таком случае, действительно, прямое восстановление производит значительное охлаждение; реакция поэтому не может идти до конца, и часть образующейся закиси железа переходит в шлак.

Во-вторых, химический процесс — восстановление окисью углерода — совмещается во времени и пространстве с физическим процессом передачи руде тепла, полученного газами от горения углерода и внесенного дутьем. Чем совершеннее будет распределение газов между частицами восстанавливающихся окислов, тем полнее будет переход CO в CO₂, тем лучше, значит, будет использована теплотворная способность углерода, т. е. тем выше будет коэффициент полезного действия углерода, сжигаемого в печи, но вместе с тем полнее станет теплоотдача, лучше нагреются плавильные материалы, сильнее будут охлаждены газы, т. е. выше будет коэффициент полезного действия тепла, развивающегося в печи. Совершенство хода доменной печи оценивается не степенью приближения к «идеальному восстановлению Грюнера», т. е. исключительно газами, а высотой обоих указанных коэффициентов.

Но последний из них зависит, главным образом, от высоты нагрева дутья, так как приносимое дутьем тепло полностью остается в печи, полученное же горением углерода частью уносится газами. Поэтому единственным экономическим способом для покрытия дефицита тепла реакции прямого восстановления является повышение нагрева дутья, и последнее неизбежно вызывается широким развитием первого.

Итак, наилучший конечный результат восстановительного процесса — в смысле экономии тепла и расхода углерода — достигается не при идеальном восстановлении железа окисью углерода исключительно, а совместным и почти одинаково развитым восстановлением железа как при умеренной, так и при высокой температуре — до 1200° приблизительно, когда получает значительное развитие плавление пустой породы руды.

Восстановление окислов железа водородом. 1. Водород начинает восстанавливать высшие окислы железа при несколько более высокой температуре, чем окись углерода, именно при $260\text{--}280^\circ$ — окись железа, лишенную гидратной воды слабым прокаливанием (при 400°), и при 330° — прокаленную при 950° . Восстановление значительно ускоряется при дальнейшем росте температуры и идет последовательно от высших степеней окисления к низшим и до металла, что может быть представлено уравнениями, совершенно аналогичными приведенным раньше уравнениям восстановления окисью углерода:



Конечный тепловой эффект восстановления — отрицательный, чем действие водорода существенно отличается от восстановления окисью углерода.

В реакции 1) во второй части уравнения нет избытка водорода, так как обратная реакция невозможна, т. е. водяной пар не производит окисления магнитной окиси ни при какой температуре. В остальных двух уравнениях коэффициент n указывает, что наряду с парами воды в продуктах восстановления должен быть избыток водорода, чтобы водяные пары не могли окислять продукта восстановления. Значение этого коэффициента в настоящее время установлено, так как определен состав нейтральных смесей водяного пара и водорода для разных температур и степеней окисления железа. Оказывается, что восстановительная способность водорода растет с повышением температуры более быстро, чем окисляющее действие воды, и, например, при 950° по Е. Деречею [58] нейтральная для железа и закиси его смесь содержит 1 объем водяного пара на 1,5 объема водорода, тогда как для 650° отношение между ними равно 1:2,33.

В этом заключается существенное отличие водорода от окиси углерода: если какая-либо смесь водяных паров и водорода может оказывать восстановительное действие на какой-либо окисел железа при данной температуре, то эта же смесь будет восстанавливать тот же окисел тем энергичнее, чем выше будет температура.

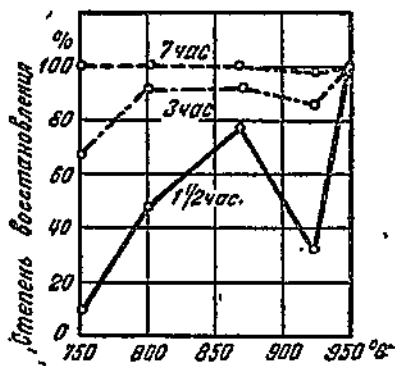
Водород, подобно окиси углерода, восстанавливает магнитную окись в закись железа лишь при температурах, лежащих выше 570° ; при более низких магнитная окись восстанавливается водородом прямо в железо.

Искусственная окись железа начинает восстанавливаться полностью уже при 500° [59], восстановление руды — плотного и очень богатого (65% Fe) красного железняка в кусках 1,25—0,83 мм в поперечнике — при той же температуре идет очень быстро до достижения степени восстановления 90%, а затем сильно замедляется и заканчивается на 97%. Повышение температуры до 600° значительно увеличивает скорость реакции, требуя меньшего количества реагента, и доводит степень восстановления до 100%. Дальнейшее повышение температуры дает сравнительно слабый эффект, так как оно в некотором интервале создает понижение степени восстановления, — такое же, как и наблюдающееся при действии окисью углерода. В одной из позднейших работ [60] это доказывается рядом диаграмм, из которых здесь дается одна (фиг. 44); она относится к руде из Нью-Фаундленда (остров Belle Island), восстанавливавшейся водородом при менявшихся от 750 до 950° температурах и скорости газа 10 см/мин, и ясно указывает (ординаты — проценты отнятого от руды кислорода) на резкое снижение восстановления при 920° и на оптимальную температуру 870° .

То же явление отмечает и А. Н. Похвиснев, который для обожженной керченской руды указывает температуру понижения восстановления — 1000° , а для агломерата из нее — 900° .

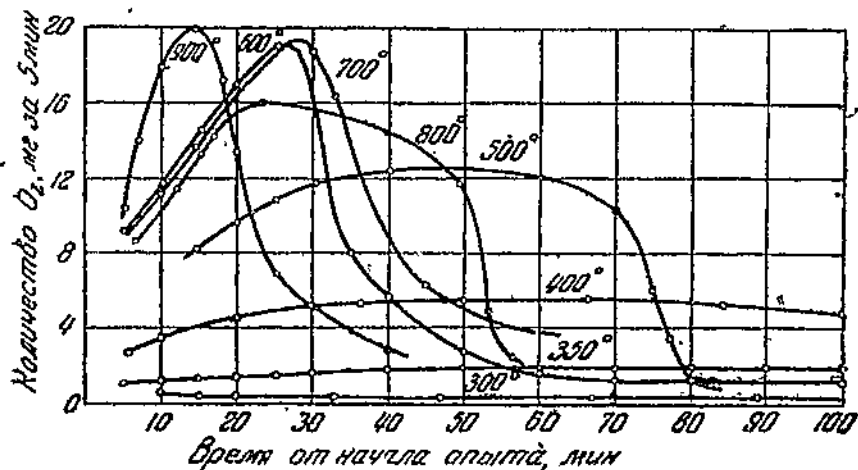
Находя, что вопрос о скорости восстановления водородом недостаточно освещен в литературе, Г. И. Чуфаров с сотрудниками произвел ряд исследований над восстановлением окиси железа химически чистой, железного блеска, искусственной магнитной окиси и кристаллического магнитного железняка [61].

Первое же из этих исследований позволило установить факт — автокаталитический характер реакции восстановления водородом, подтвержденный затем и для окиси углерода. Если на диаграмме, представляющей ход процесса во времени, на ординатах отклады-



Фиг. 44. Восстановление водородом руды Нью-Фаундленда

вать не проценты восстановления, а вес кислорода, отнятого в равные промежутки времени, то диаграмма примет вид, показанный на фиг. 45, — отличный от того, какой давался ей другими исследователями, и ясно указывающий на автокаталитический ход реакции восстановления.



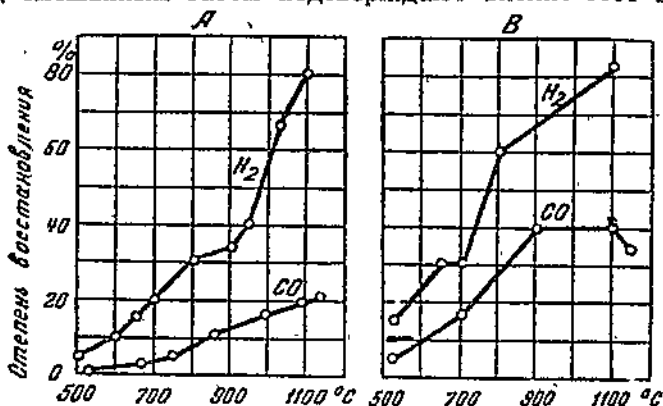
Фиг. 45. Скорость восстановления окиси железа водородом

При температурах: 300, 350 и 400° восстановление идет равномерно во времени, при 500° оно идет так в пределах 30—60 мин., но при более высоких температурах оно очень быстро возрастает, в особенности — при 900°. Однако выше 600° наблюдается замедление вследствие потери пористости от спекания, и кривая 800° указывает на резкое падение скорости восстановления.

Усиление восстановления (автокатализ) обнаруживается лишь после того, как окись железа перейдет в магнитную окись. Из других диаграмм тех же авторов, на которых абсциссы представляют процент восстановления, видно, что наибольшая скорость восстановления для окиси железа достигается, когда будет отнято 50—55% всего кислорода, а для магнитной окиси — при 30—40% восстановления.

Лабораторные исследования над восстановлением руд водородом и окисью углерода позволили установить, что скорость восстановления водородом, при одинаковой температуре, гораздо выше, чем окисью углерода, как показывают, например, две диаграммы Г. Мейера (фиг. 46) [62] и одна из пяти диаграмм, данных Баукло и Дуррером [63], и воспроизведенная здесь (фиг. 47). В первом случае руда была в зернах крупностью 1,5 мм; количество газа — 9 л/час; длительность восстановления 10 мин. Во втором случае восстановлению подвергался пористый брикет из окиси железа в течение 1 часа десятью литрами газовых смесей при 600, 800 и 900°.

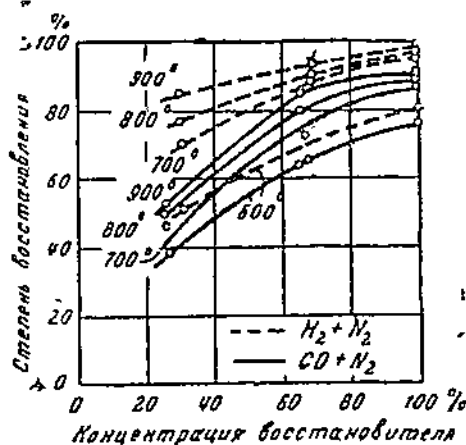
Из сказанного о восстановлении водородом вытекает, что прибавка водорода к окиси углерода должна ускорить ход восстановительного процесса; лабораторные опыты восстановления железных руд смешанным газом подтверждают вполне этот вывод, но



Фиг. 46. Сравнительная восстановимость чистыми окисью углерода и водородом магнитного железняка (А) и руды минет (В)

диаграммы, данные, например, Столгане, Мальмбергем и Мейером, указывают высокие концентрации водорода в смесях. До недавнего времени оставалось невыясненным участие водорода в восстановительном процессе доменной плавки в тех низких концентрациях, в которых он находится, например, в газах коксовых доменных печей (2—2,5%).

Лишь в 1939 г. была опубликована статья Бона и его сотрудников [64], в которой было указано, что: 1) прибавление 0,25, 0,5, 1 и 2% как водорода, так и водяных паров к высушенному газу-восстановителю («доменный» газ, содержащий 34% CO и 66% N_2) увеличивает количество выделяющегося углерода-сажи при распадения окиси углерода при 450°, причем влияние водорода более заметно; 2) прибавка указанных количеств водорода и водяных паров расширяет пределы температур, при которых процесс распада происходит, в особенности тогда, когда степень восстановления руды пре-



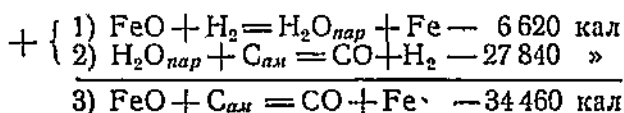
Фиг. 47. Степень восстановления руд водородом и окисью углерода в разных концентрациях

высит 50%; 3) в пределах температур 650—850° прибавка небольшого количества водорода к сухому газу-восстановителю ускоряет процесс восстановления, в особенности в его конечных стадиях; 4) влияние на этот процесс водяных паров может быть и положительным и отрицательным, смотря по температуре газа и содержанию в нем CO_2 .

В лаборатории металлургии чугуна ЛИИ результаты исследования Бона и его сотрудников проверены М. Чельшевым [65] и найдены правильными. Таким образом водород в тех количествах, в каких он находится в газах коксовых доменных печей, несомненно увеличивает количество выделяемого углерода-сажи и ускоряет процесс восстановления.

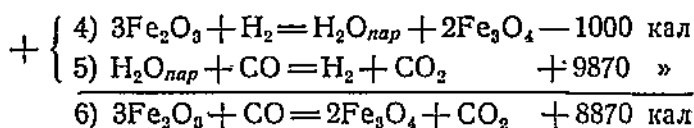
2. В доменной печи водород реагирует в присутствии углерода и окиси углерода, а это затемняет его работу как восстановителя, потому что продукт реакции — вода — может восстанавливаться как углеродом, так и его окисью, давая снова водород.

Выше 1000° водяные пары разлагаются твердым углеродом с образованием только окиси углерода и водорода, вследствие чего содержание последнего в доменных газах в области высоких температур не может убывать, как видно из нижеследующих уравнений:



Результатом реакций 1) и 2) является так называемое прямое восстановление углерода (уравнение 3), и, таким образом, водород, подобно окиси углерода, при высокой температуре может служить и, конечно, служит посредником между окислом железа и твердым углеродом.

При низких температурах (400—500°) водяные пары, как продукт восстановления, могут реагировать с окисью углерода, и тогда, по уравнениям



мы будем иметь в конечном результате (уравнение 6) восстановление окисью углерода, если все то количество водяных паров, какое образуется по реакции 4), будет разложено по реакции 5).

В действительности, однако, при умеренных температурах происходит разложение и неуспешней раньше выделиться гидратной воды, вследствие чего содержание водорода в газах возра-

стает, т. е. реакция 5) преобладает над реакцией 4), сверх того, водяные пары, запоздавшие выделением, разлагаются и твердым углеродом.

Таким образом мы не имеем возможности судить по составу газа о том, в какой мере на самом деле водород принимает участие в ходе восстановительного процесса доменной печи.

Приводим в табл. 19 числовые данные о содержании водорода в газах двух коксовых доменных печей из тех трех, для которых было дано раньше содержание CO и CO₂, а именно: силезской, в которой количество водорода колеблется в нормальных пределах, начиная от фурм (обычная степень влажности дутья), и люксембургской, в которой содержание водорода в газах значительно выше обыкновенного для коксовых печей ввиду большей влажности дутья и высокого содержания гидратной воды в руде минет (около 9%).

Таблица 19

Силезская печь			Люксембургская печь			Французская печь		Штирийская печь		
выше фурм м	t° C	H ₂	выше фурм м	t° C	H ₂	выше фурм м	H ₂	выше фурм м	t° C	H ₂
2,54	1010	0,95	1,67	1263	2,44	—	—	0	—	1,2
4,66	860	0,95	5,87	817	2,32	0,44	1,4	1,9	960	2,3
6,54	796	1,05	8,13	768	2,24	2,56	1,9	2,53	—	2,8
10,03	738	1,09	9,91	713	3,01	2,90	3,5	3,48	—	2,8
13,95	660	1,15	11,74	636	3,97	4,23	3,8	4,58	920	3,8
15,63	540	1,95	12,38	522	3,88	5,56	5,4	6,95	—	6,9
Газопров.	160	2,60	18,63	165	4,88	6,90	6,9	8,22	700	8,2

В люксембургской печи на горизонте со средней температурой 636° шихта содержала еще 3,44% гидратной воды, а ниже, на том горизонте, где средняя температура была 713°, ее все еще оставалось 2,42%, что делает понятным увеличение содержания водорода в газах. Заметим, что кокс упорно удерживает в себе входящий в его состав водород; последний выделяется при очень высокой температуре и потому входит в те 2,44%, которые указываются в поясе с температурой 1263°.

В таблице также дано содержание водорода в газах одной французской древесноугольной печи по исследованию Эбельмана [66] и одной штирийской печи по исследованию Купельвицера [67]. В первой из них газы содержали мало водорода, так как она работала на угле, выжженном при высокой температуре; что касается второй, то для нее характерно не только высокое конечное содержание водорода, — обычное, однако, для древесноугольных доменных печей, — но и последовательное обогащение газа водородом на значительной глубине — около 7,5 м. Это показывает,

что развитие процесса дополнительной сухой перегонки древесного угля занимало при сравнительно большой интенсивности хода печи значительную часть вместимости доменной печи. Газы, выделяющиеся при этом из угля (состав их приведен был раньше), переходят в ту область, где идет деятельное восстановление окисью углерода, но вследствие высокого отношения в них $\text{CO}_2 : \text{CO}$ не могут принять участие в ходе восстановления окисью углерода; водород же их тоже остается неиспользованным, так как обратная реакция — разложения воды — преобладает.

3. Примеры восстановимости разных руд водородом. Ввиду относительной простоты реакций восстановления железа водородом (без участия углерода), в лабораториях, при изучении сравнительной восстановимости разных руд и явлений, сопровождающих процесс восстановления, в качестве восстановителя применяют обыкновенно водород. Часть полученных таким путем опытных данных уже была сообщена раньше; в дополнение приводим некоторые результаты новейших исследований, представляющие для нас особый интерес.

1) Руда Курской магнитной аномалии, содержа в себе силикат железа (минерал хлорит) — наиболее трудновосстановимую часть руды и сидерит — самую удобовосстановимую, наряду с мартитом и лимонитом, с большей или меньшей примесью зерен кварца, естественно, меняет свою восстановимость под влиянием изменений в содержании названных составных частей. По исследованию С. Т. Ростовцева [68], влияние содержания хлорита и кварца на общую восстановимость руды выражается нижеследующими цифрами в %:

Содержание хлорита	0	4,9	13,9	23,0	35,0
Восстановимость	95	92,1	87,8	77,95	61
Содержание кварца	9,3	30,0	42,0		
Восстановимость	90,5	80,0	72,0		

(Число данных для хлорита здесь значительно сокращено. Для кварца использованы все данные подлинника; их немного, потому что выбирались пробы, совершенно лишенные хлорита).

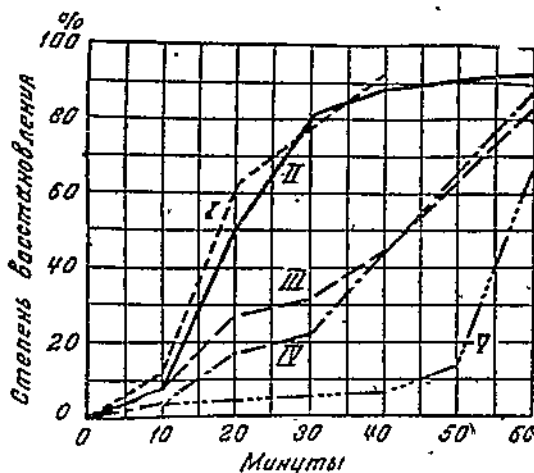
Из результатов исследования автор делает вывод, что первые 10% хлорита снижают восстановимость на 5%, вторые 10% — на 7,5% и третьи — на 12%. Для кварца обнаружена обратная пропорциональность между содержанием его в руде и восстановимостью: каждым 10% кварца соответствует понижение восстановимости на 5%. Изменение отношений между мартитом, сидеритом и лимонитом не отражается заметно на восстановимости руды водородом.

То же исследование С. Т. Ростовцева дало материал для оценки влияния величины зерен руды КМА на восстановимость ее водородом. Вот ряд цифр, относящихся к образцам разной восстановимости (длительность опыта 30 мин., температура 850° ; куски руды — шарообразной формы).

Величина зерен, мм	0,27	5	10	15	20
Восстановимость, %	94,6	81,6	—	61,3	54,2
	87,2	87,0	83,0	78,5	—
	90,5	90,3	85,5	—	—
	—	—	81,4	72,2	71

2) А. Н. Похвиснев и М. С. Гончаревский [69] дали диаграмму (фиг. 48) сравнительной восстановимости водородом (при 900°, количество газа 8 л в час) богатой руды Кривого Рога, криворожского кварцита, содержащего 46% Fe и 29,9% SiO₂, керченской обожженной руды (47% Fe), очень богатого гороблагодатского мартита (68% Fe) и агломерата из керченской руды, содержавшего 50% Fe и в том числе 16% его в виде закиси.

Как и следовало ожидать, керченская руда (I) оказалась наиболее восстановимой, а агломерат из нее (V) — наименее (при 900°, но при 800° он восстанавливается гораздо лучше — до 60% за 46 мин. против 10% для 900° за то же время). Богатая криворожская руда (II) следует за керченской, мало от нее отличаясь, но криворожский кварцит (III), благодаря обилию кварцевых зерен в нем, восстанавливается гораздо хуже и все же в первые 40 мин. легче гороблагодатского мартита (IV). При длительном ходе процесса все руды (кроме агломерата) выравниваются, подходя к предельной степени восстановления — от 85 до 92%.

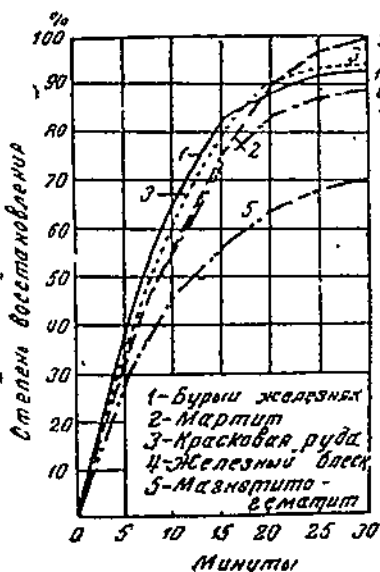


Фиг. 48. Восстановимость водородом керченской руды (I), богатой криворожской (II), криворожского кварцита (III), гороблагодатского мартита (IV) и агломерата из керченской руды (V)

3) Вторая диаграмма (фиг. 49), взятая у тех же исследователей [70], указывает сравнительную восстановимость криворожских руд всех типов (фракция 12—15 мм в поперечнике). Из диаграммы видно, что криворожские руды вообще отличаются хорошей восстановимостью, что наилучшими разновидностями их являются: настоящий красный железняк — как бедный, так и богатый — и находимый в небольших количествах бурый железняк; наихудшей восстановимостью обладает магнетитовая руда Шварцевского рудоуправления.

4) Третья диаграмма тех же исследователей (фиг. 50) является результатом позднейшей работы [71] над сравнительной восста-

новимостью агломерата и руды (кироружской), из которой готовится агломерат, взятый в кусках (в первой работе исследуемый материал был в порошке): остальные условия восстановления были те же.



Фиг. 49. Восстановимость водородом кироружской руды разных типов

с американских доменных заводов) была предметом подробных исследований [72] в Америке; результаты их в отношении пяти характерных образцов даны на диаграмме фиг. 51. Условия испытания: струя водорода при 950° , зерна руды от 13 до 18 мм в поперечнике, количество водорода 36 л в час. Сравнение цифр, указанных на диаграмме, показывает, что восстановимость агломерата падает с уменьшением пористости; наихудший по восстановимости агломерат (8) представляет сплавленный продукт (низкая пористость и большое количество закиси железа). Полное его восстановление требует в 6 раз больше времени, чем лучшего из исследованных агломератов (9).

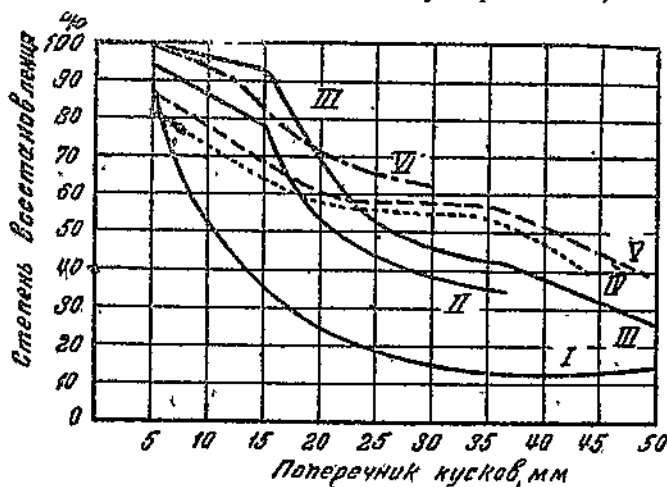
Таким образом, агломерат, как продукт, изготавливаемый в заводской обстановке и в промышленном масштабе, может быть весьма неоднороден по своим свойствам и далеко не всегда является удобовосстановимым, но, по видимому, процент пористости более 40 гарантирует ему высокие качества при условии достаточной прочности.

4. В связи с восстановлением железа твердым углеродом и водородом стоит вопрос о восстановительном действии метана, находящегося, хотя и в слабой концентрации, в газах доменной печи.

Для руды кривые имеют то же очертание, как и кривые фиг. 23, т. е. для нашей кироружской руды размер кусков также отражается на степени восстановимости, как и для тех иностранных руд, восстановимость которых представлена кривыми фиг. 23, но кривые для агломерата из кироружской руды позволяют сделать важный вывод: восстановимость агломерата не так резко падает с увеличением размера кусков, как руды, и, сверх того, в кусках более 17—20 мм в поперечнике агломерат более удобовосстановим, чем удобовосстановимая руда, из которой он приготовлен, очевидно благодаря своей значительно большей пористости (ноздреватости).

5) Восстановимость агломерата (в 13 образцах, доставленных

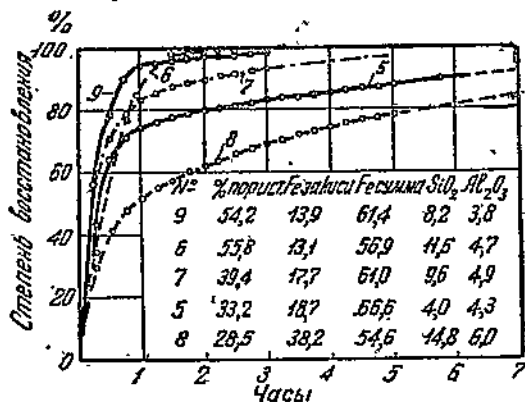
О. Мейер и Эйлендер [73] исследовали в лабораторной установке действие метана на магнитный и бурый железняки при 950°. Получалось губчатое железо слегка обуглероженное, но восстано-



Фиг. 50. Восстановимость криворожской руды (сплошные линии) и агломерата из нее (пунктир) в зависимости от размеров кусков (восстановление водородом при 900°)

вление осуществлялось не метаном, самим по себе, а продуктами его разложения, т. е. водородом и углеродом-сажей отдельно. Разложение CH_4 рудой замедлялось при большой скорости движения газа. Так как в доменной печи скорость газа значительно больше, чем та, какая могла быть испытана в лаборатории, а концентрация CH_4 в доменном газе очень низка, можно считать, что метан не играет никакой роли в восстановительном процессе доменной печи.

Восстановление железа из углекислой соли. Углежелезная соль, поступая в доменную печь и постепенно прогреваясь, начинает прежде всего терять свою углекислоту (температурные условия указаны были в своем месте), а получающаяся при этом



Фиг. 51. Восстановимость агломерата разных степеней пористости в струе водорода при 950°

магнитная окись подвергается восстановлению с большей скоростью, чем естественный магнитный железняк, но все же этот последний процесс должен замедляться тем, что восстановитель — окись углерода — должен идти навстречу выделяющейся из руды углекислоте, а газы, обогащенные углекислотой, как продуктом разложения, понижают свою восстановительную способность. В результате можно ожидать уменьшения объема восстановительной области в печи и, значит, худшего использования полезного ее объема, а также увеличения расхода горючего.

Этим можно объяснить тот факт, что шпатовые железняки целые столетия плавилась на древесном угле, а затем и на коксе, в обожженном состоянии, даже когда доменные печи были расположены у самых месторождений сидеритов (Штирия, Зигенский край). Сравнительно недавно к обожженному шпатовому железняку стали систематически прибавлять сырой в некотором количестве, и работа с такой шихтой не обнаружила ухудшения результатов.

Это не находится в противоречии с вековым опытом старых металлургов, так как печи, в которых теперь плавится смесь сырого и обожженного сидерита, отличаются от старых гораздо большими размерами, значительной высотой области умеренных температур, в которой происходит подготовка руды к восстановлению, и большей устойчивостью хода.

Возможно ли вести плавку исключительно на необожженных сидеритах? В 1928 г. появился первый практический ответ на этот вопрос [74], — сообщение о том, что в доменной печи, работающей в Натале (Южная Африка) на коксе, испробовали с полным успехом завалку в печь 100% необожженных сидеритов (содержащих 40% Fe и 31% CO_2). При выплавке мартеновского чугуна расход горючего снизился до 0,8. Содержание углекислоты в газах возросло с 10,9 до 15%, но при 27,8% CO хорошая горючесть газов была обеспечена.

В 1934 г. в лаборатории металлургии чугуна ЛИИ произведено было исследование над сравнительной восстановимостью обожженного сидерита, бурого железняка и сырого сидерита выработок рудника ОГПУ на Бакале [75]. Руда содержала 36% Fe и 37,7% CO_2 и представляла изоморфную смесь углекислых солей железа, марганца, кальция и магния. Нагревание руды до температуры опыта велось в течение 1 часа, выдерживание при ней — тоже 1 час, количество употребленного водорода — 1,5 л в час. Результаты можно кратко резюмировать так: восстановление необожженного сидерита начинается раньше, чем закончится разложение углекислой соли — при 400°, если руда взята в порошке, и при 500°, если она в кусках 20 мм в поперечнике. При 400° различие в восстановимости испытанных руд сказывается резко; необожженный сидерит терял 14% своего кислорода, бурый железняк (48% Fe) — 26%, а обожженный предвременно сидерит — 38%. При довышении температуры восстано-

вления, после окончания разложения, скорость восстановления взятого необоженным сидерита возрастала так быстро, что он почти догонял две другие руды, начавшие восстанавливаться раньше. При 800° степень восстановления сырого сидерита была 91%, а бурого железняка 98% в порошок; в зернах 10 мм — первого 87%, а предварительно обожженного — 80%.

Таким образом необоженный сидерит является удобовосстановимой для водорода рудой, но, насколько будет замедляться восстановление его окисью углерода, вследствие обогащения газа углекислотой от разложения руды, остается до сих пор не установленным. Влияние же этого замедления на результаты доменной плавки может быть выявлено только опытной плавкой в доменной печи.

Восстановление железа из кремнекислых и титановокислых соединений. 1. Восстановление кремнекислых соединений железа. Они поступают в доменную печь в виде шлаков передельных производств. Одни из них близки по составу к однокремнезему, Fe_2SiO_4 , в котором растворено незначительное количество примесей песка (глинозем; известь) и окисленных элементов — спутников железа (сварочный шлак); в других главной составной частью является двукремнезему железа, FeSiO_3 , с примесью силиката марганца (кислые бессемеровские и мартеновские шлаки). Кое-где еще и теперь переплавляют пудлинговые шлаки, отличающиеся от сварочных содержанием магнитной окиси, как примеси к основному силикату железа, и, сверх того, фосфорнокислого и сернистого железа; количество двух последних соединений, в зависимости от степени чистоты передельвавшегося чугуна, колеблется в значительных пределах.

Окись углерода может действовать на такие шлаки как восстановитель и при умеренных температурах (ниже 1000°) постольку, поскольку они содержат в себе избыток растворенных окислов железа, не соединенных с кремнеземом, как в пудлинговом шлаке, что доказано было исследованием Кассель [76]. Пудлинговый шлак содержал в %:

SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	или	Fe_2SiO_4	Fe_3O_4
19,70	0,50	18,11	60,70	0,79		66,80	31,70

Он начинал восстанавливаться окисью углерода в интервале температур $410-450^{\circ}$: магнитная окись переходила в закись; лишь выше 500° начинало появляться металлическое железо; при 700° реакция шла очень хорошо, давая от 18 до 21% металлического железа. При указанном химическом составе шлака кремнезем связывает 47,1% закиси железа (36,63% Fe), давая избыток ее в 13,6%, что с 18,1% окиси железа составит в сумме всего 23,25% железа, могущего восстановиться газом. Таким образом не восстановленного газом железа оставалось 38,88%, или 64,9% всего содержания.

В настоящее время стали перерабатывать в доменных печах основные бедные шлаки как мартеновского, так отчасти и томасовского переделов. Восстановление их, подобно окислам железа в руде, возможно как окисью углерода при умеренной температуре (если шлак является рыхлым, пузыристым, проницаемым для газов), так и на счет твердого углерода при высокой температуре, причем посредником между углеродом и восстанавливаемыми окислами могут служить и окись углерода и водород. Будучи бедны железом и марганцем, они переплавляются лишь с богатыми железом рудами (юг СССР).

О восстановимости мартеновских основных шлаков можно судить по единственной пока (1939 г.) работе А. Солдаткина, выполненной в лаборатории металлургии чугуна ЛИИ [77].

Исследование велось с образцами двух различных шлаков, различных и по происхождению (заводов Магнитогорского и Сталинского в Донбассе) и по химическому составу (%):

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO
Магнитогорский . .	21,5	7,2	19,6	7,9	3,4	28,3	11,9
Сталинский	23,0	7,8	39,6	5,4	—	11,4	12,0

Как видно из приведенных цифр, магнитогорский шлак содержал на 20% меньше извести и на столько же процентов больше окислов железа (разница в остальных составных частях несущественна). Петрографическое исследование показало, что железо находится в шлаке в виде магнетита и фаялита. Оба шлака в кусках 25—30 мм оказались очень трудновосстановимыми чистой окисью углерода: даже при температуре 1250° достигалась лишь степень восстановления 6—7% в течение часа; в порошке за то же время и при той же температуре степень восстановления не превосходила 50%. Магнитогорский шлак восстанавливается несколько труднее, так как, будучи легкоплавким (низкое содержание CaO), при наивысшей температуре восстановления он уже оплавлялся.

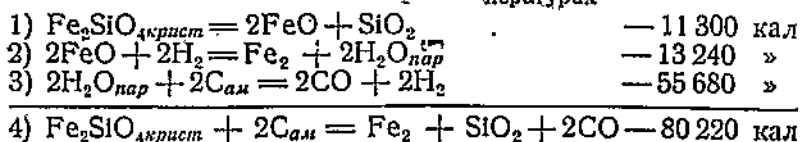
В условиях доменной плавки мартеновские шлаки будут восстанавливаться, главным образом, твердым углеродом, ниже распара, после перехода в жидкое состояние.

Сварочный шлак, содержащий 25—30% кремнезема, довольно близко подходит по составу к минералу фаялиту (Fe₂SiO₄); он считался всегда восстанавливающимся исключительно твердым углеродом, т. е. при температуре выше 950°. Однако лабораторные исследования, начатые И. А. Соколовым и продолженные в лаборатории металлургии чугуна ЛИИ, показали, что под влиянием водорода силикат железа распадается на составляющие его окислы, и закись железа начинает восстанавливаться уже при 800°; заканчивается ее восстановление при 1500°. Из труда А. П. Любана и М. М. Лейбовича заимствуем интересную диаграмму (фиг. 52). Из нее видно, что в интервале 800—1150° сте-

пень восстановления круто повышается, но по достижении 80% отнятие кислорода замедляется и делается равномерным во времени при конечной температуре 1500°.

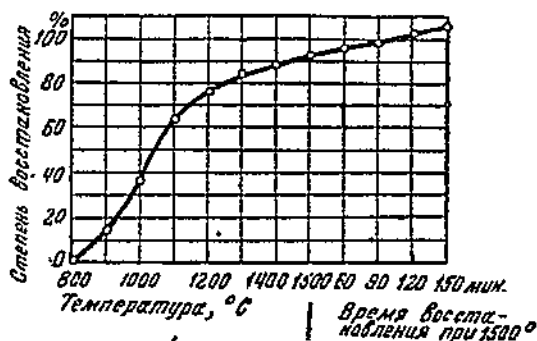
Достигнутая за 2½ часа степень восстановления несколько выше 100%; это указывает на начавшееся восстановление кремния, образующего химическое соединение с железом, что облегчает ход реакции.

В доменной печи, т. е. в присутствии углерода, могут последовательно идти реакции:

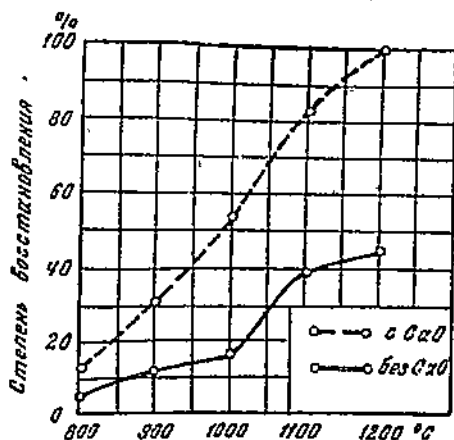


Но, наряду со сварочным шлаком, в доменной печи находится и известь, а в присутствии ее может получить развитие процесс образования легкоплавких эвтектик из силикатов железа, марганца (если, конечно, марганцевая руда входит в состав шихты), и при высокой температуре избыток извести разлагает силикат железа, что облегчает восстановление железа из его закиси.

Восстановление силиката железа окисью углерода было изучено М. М. Лейбовичем в его диссертационной работе, из которой заимствуем диаграмму (фиг. 53), представляющую ход восстановления фаялита (искусственного, в порошке) одной окисью углерода (сплошная кривая) и в присутствии извести (пунктирная кривая). Выдержка при указанных температурах — 30 мин.; количество реагирующего за это время газа — 2 л на 1,5 г навески шлака.

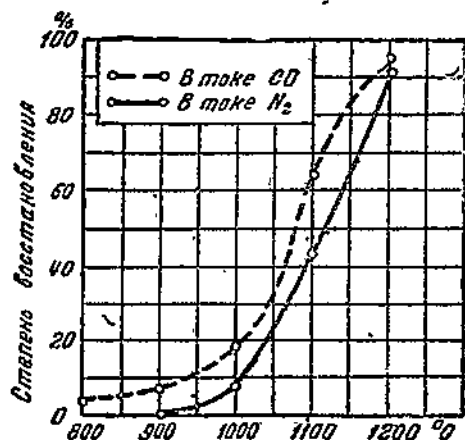


Фиг. 52. Восстановление фаялита (искусственного) водородом при разных температурах



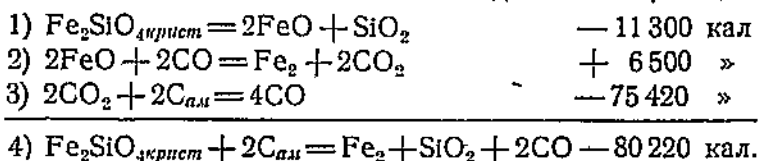
Фиг. 53. Восстановление фаялита (искусственного) окисью углерода при разных температурах без извести и в присутствии ее

Диаграмма показывает, что при конечной температуре 1200° за 2½ часа достигается степень восстановления лишь 45%, но что присутствие извести повышает ее до 100%, хотя плавление восстанавливаемой массы не наблюдается.



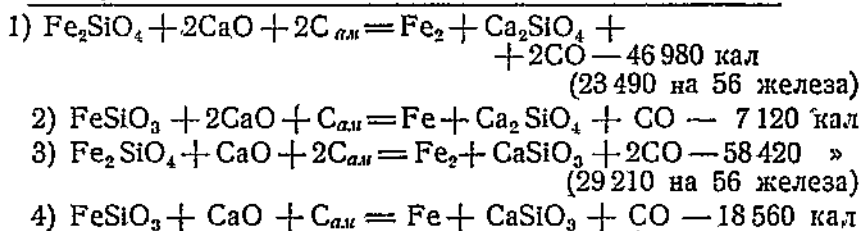
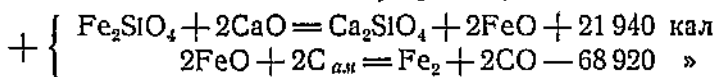
Фиг. 54. Восстановление фаялита твердым углеродом в атмосфере азота и окиси углерода

Восстановление твердым углеродом (в виде древесного угля), по данным того же исследователя, представлено на диаграмме (фиг. 54) двумя кривыми; сплошная кривая изображает ход процесса в нейтральной атмосфере азота, а пунктирная — в атмосфере окиси углерода. В отсутствие последней восстановление начинается лишь при 900° и идет медленнее, но при конечной температуре 1200° достигается почти одинаковая степень восстановления — 90—95%. В отсутствие извести идут последовательно реакции:



Ввиду сравнительной легкоплавкости силикатов железа, в доменной печи, т. е. в присутствии извести, восстановление облегчается.

Смотря по тому, в какой мере основным является шлак доменной плавки, восстановление железа из кремнекислых его соединений может быть представлено нижеследующими четырьмя уравнениями (в первом из них указан последовательный ход реакции, в остальных — ее конечный результат):

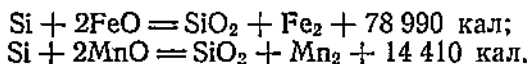


Так как теплота образования силиката кальция из извести и кремнезема более значительна, чем для силикатов железа, то поглощение тепла на восстановление железа меньше, чем при восстановлении железа из закиси на счет твердого углерода. Оно, понятно, меньше всего при разложении одной частицы кислого силиката избытком извести (т. е. при условиях работы коксовых доменных печей, уравнение 2), а больше всего при разложении частицы основного силиката железа при недостатке извести, т. е. когда образуется кислый силикат кальция (работа древесноугольных печей, уравнение 3).

Таким образом с термохимической точки зрения восстановление сварочного и бессемеровского шлаков представляется процессом очень простым; но практическое осуществление его затрудняется тем, что эти соединения плотны (обладают высоким удельным весом), легкоплавки и жидкоплавки, т. е. в расплавленном состоянии представляют жидкость подвижную и тяжелую, которая быстро проскальзывает мимо крупных кусков горючего или флюса, и, находясь мало времени в соприкосновении с этими материалами, не успевают не только разложиться и восстановиться, но даже и согреться. Приходя в горн, расплавленные шлаки понижают его температуру, во-первых, как тело сравнительно холодное и, во-вторых, потому, что входящий в их состав силикат железа в большей или меньшей степени может восстанавливаться здесь твердым углеродом горючего и, в гораздо большей степени, как показало лабораторное исследование Н. И. Красавцева [78], углеродом жидкого чугуна.

Если шлак в горне доменной печи основной, а температура дутья может быть поднята в такой мере, что может быть возмещено поглощение тепла по реакциям: 1), 2), 3) и 4), то восстановление закиси железа из шлака в горне доменной печи может быть полным.

При низком нагреве дутья и кислом шлаке полное восстановление закиси железа, растворенной в шлаке, не осуществимо углеродом. Оно в большей или меньшей мере осуществляется окислением кремния чугуна по реакциям, производящим так называемое «отбеливание» чугуна, а именно:



Из сказанного вытекают главные условия успешного восстановления железа из его кремнекислых соединений — основной шлак и высоконагретое дутье.

Понятно поэтому, что в старину, при работе на древесном угле, кислых шлаках и холодном дутье, затруднительно было восстанавливать сколько-нибудь значительное количество железа из шлаков. Употребляя наиболее богатые шлаки — кричные и пудлинговые, — все же вводили их в шихту, но в количестве не более 3% веса руды. Преувеличение веса передельного шлака сказыв-

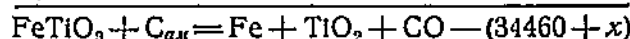
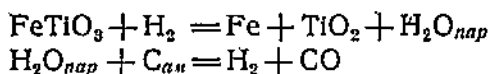
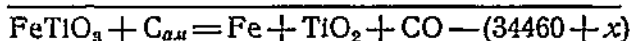
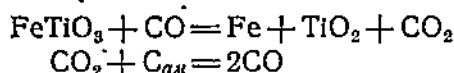
валось немедленно получением темных (зеленых) доменных шлаков и белого чугуна.

Но непонятно то, что старые взгляды на чрезвычайную трудновосстановимость передельных шлаков, на невозможность прибавления их в шихту литейных чугунов высказываются в учебной литературе и теперь, хотя это находится в резком противоречии с действительностью.

В настоящее время в коксовых доменных печах охотно перерабатывают все то количество сварочного шлака, какое получается на заводе при нагреве железа, и в случае возможности доводят количество его в шихте до 20—25%, а в исключительных случаях и до большей пропорции, если только покупка его на стороне может быть безубыточна. Например, доменные печи, работавшие вблизи Филадельфии на смеси антрацита с коксом, переплавляли на превосходный передельный (малокремнистый) чугун шихту, состоявшую наполовину из сварочных шлаков, т. е. вес последних в колше доходил до 100% веса руды, и это — без ущерба для экономного расходования горючего и полноты восстановления железа. У нас, на южных заводах, некоторое время велась выплавка кремнистого чугуна (ферросилиция) из одних сварочных шлаков, причем расход кокса был не более того, какой требуется для выплавки такого же продукта из кремнисто-глиноземистых руд [79].

Естественный силикат железа (шамозит) является незначительной примесью немногих руд, но в Чехословакии имеются мощные месторождения шамозита — Нучице и Здице, — много лет эксплуатируемые для выплавки чугуна на заводах Кладно и Кралев Двор. Несмотря на бедность руды [в обожженном состоянии 41% (Нучице) и 38% (Здице)] и большое количество флюса, которое она требует, выплавка чугуна на названных заводах ведется с очень хорошими производственными результатами [80].

2. Особый класс руд, месторождения которых находятся во многих странах, а в СССР — на Урале и в Карелии — титаномагнетиты, содержит в себе титан в виде титановокислого железа (минерала ильменита) — соединения, аналогичного кремнекислороду железу. Восстановлению железа из него предшествует разложение титаната на FeO и TiO_2 ; производится оно как водородом, так и окисью углерода по уравнениям:



В этих уравнениях x — неизвестный тепловой эффект соединения TiO_2 с FeO ; он, во всяком случае, очень незначителен.

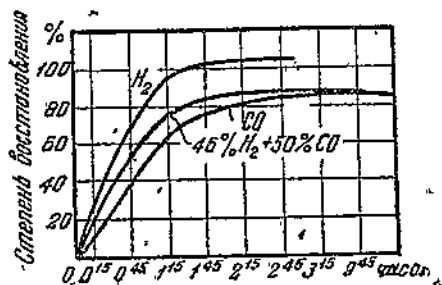
По данным Е. Сноповой [82], почти чистый ильменит ($51,3\% \text{TiO}_2$, $37,5\% \text{FeO}$ и $10,6\% \text{Fe}_2\text{O}_3$) в виде тонкого порошка (средний диаметр зерна $0,19 \text{ мкм}$) обнаруживает восстановимость уже при 400° . При подъеме температуры процесс значительно ускоряется, идет полнее и при 900° возможно восстановление до 95% всего железа одной окисью углерода. Водород при всех температурах дает более высокие степени восстановления ильменита.

Фиг. 55 воспроизводит диаграмму Е. Сноповой, — восстановление ильменита при 900° окисью углерода, водородом и их смесью в равных (почти) объемах (на навеску в $1,5 \text{ г}$ руды $3,6 \text{ л}$ газа в час). Крутой подъем кривых как бы указывает на большую скорость восстановления, но ординаты (время восстановления в часах) показывают, что, например, для достижения 90% восстановления водородом нужно 70 мин. , тогда как по диаграмме А. Н. Похвиснева (фиг. 48) для криворожской руды при той же температуре, но в гораздо более крупных зернах ($0,27 \text{ мм}$), требуется только 42 мин.

Результаты, полученные впервые Е. Сноповой, нашли подтверждение в работе ее с Н. Ротковым [81] и в работе проф. М. Соболева и К. Большакова [83], изучавших восстановимость титаномагнетитовых руд Кусинского и Шайтанского месторождений в естественном их состоянии, а также концентратов из них (полученных магнитным обогащением), в струе водорода, окиси углерода и смеси их. Для концентрата кусинской руды наступает замедление восстановления при 800° , а для концентрата шайтанской — при 900° вследствие спекания. Необогащенная руда спекается труднее, и восстановление ее газами при 900° идет полнее (99%), чем концентрата; при более низких температурах (до 600°) наблюдается обратное. Для достижения одной и той же степени восстановления требуется водорода в несколько раз меньше, чем окиси углерода.

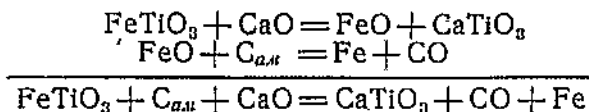
Те же исследователи смешивали тонко измельченные титаномагнетиты, а также концентраты из них, с порошком древесного угля (в отношении $7:3$) и, нагревая смеси от 550 до 1100° , нашли, что восстановление твердым углеродом, начинаясь при 600° , достигает максимума (80%) при 1000° ; при повышении температуры до 1100° руда сплавляется.

Так как титаномагнетиты — очень плотные руды и в домен-



Фиг. 55. Восстановимость ильменита в порошке при 900°

ную печь не могут поступать в виде порошка, то, конечно, главная масса железа, связанная в них с титановым ангидридом, будет восстанавливаться выше 900° , т. е. твердым углеродом. Восстановление при высоких температурах сопровождается взаимодействием извести, свободной или в виде основного шлака, с ильменитом по реакции



Так как неизвестна теплота образования FeTiO_3 из TiO_2 и FeO , то тепловой эффект восстановления железа из ильменита не мог быть указан, но, по всей вероятности, он почти не отличается от того, какой выведен выше для восстановления железа из кремнекислого соединения (—18560 кал, стр. 108).

Перерасход горючего при работе на титановых рудах, констатированный давно уже в Швеции и США, а в последнее время и у нас (при ведении опытных плавов титано-магнетитов на Урале); объясняется не тепловым эффектом восстановления, а трудноплавкостью шлаков, плотностью и потому трудной восстановимостью руды, а также — потерей железа в шлаке (не только в виде FeO , но и во взвешенном состоянии).

Восстановление железа из сернистых соединений. Главным соединением, в виде которого сера попадает в шихту доменных печей, является серный колчедан или пирит — FeS_2 . Находясь в руде как примесь, он теряет половину своей серы, переходя в односернистое железо, при температуре яркокрасного каления. Это же соединение получается в доменной печи из сернистых соединений некоторых других металлов — меди, цинка, свинца, разлагаемых восстановленным железом. Из руды же сера частью переходит в газ в верхних горизонтах печи в виде SO_2 по реакции:

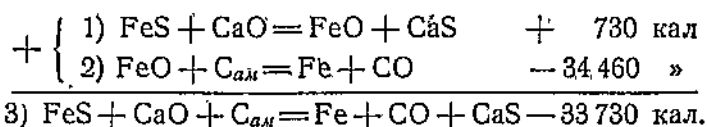


Входя в состав каменного угля, пирит разлагается при процессе коксования, и половина его серы поступает в печь с коксом в виде односернистого железа, из которого железо может быть восстановлено только тогда, когда зола сгорающего кокса начнет растворяться в шлаке. Однако часть серы в кусках кокса, сжигаемых непосредственно дутьем у фурм, может быть окислена в сернистый ангидрид ($\text{FeS} + \text{O}_2 = \text{FeO} + \text{SO}_2$), но он далее в восстановительной атмосфере горна разлагается углеродом, давая окись углерода и серу в парообразном состоянии ($\text{SO}_2 + 2\text{C} = 2\text{CO} + \text{S}$), соединяющуюся с железом чугуна.

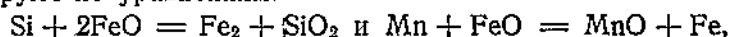
Определения серы в кусках кокса, извлеченных из горна через фурмы, показали, что от половины до трех четвертей, а иногда еще большая часть всей серы кокса доходит до фурм, остальная

ее часть удаляется в виде органического сернистого соединения, состав и свойства которого до сих пор остались неисследованными; оно летуче и при температуре 1100° может быть полностью или почти полностью увлечено из кокса потоком газов. Реагируя на встречающиеся по пути известь, восстановленное уже железо и окислы железа, оно разлагается, давая сернистый кальций и сернистое железо.

Восстановление железа из этого последнего соединения, каково бы ни было его происхождение, ведется при помощи извести по уравнениям:



Определения серы в чугунах, взятом на разных горизонтах заплечиков и горна, а также из ближайших по времени выпусков, показали, что процесс обессеривания происходит главным образом в горне печи ниже фурм в то время, когда чугун проходит каплями через слой шлака или когда он находится на лещади под слоем шлака. Тот углерод, который участвует в реакции, может быть углеродом горючего, запутанного в шлаке, но также, и прежде всего, углеродом самого чугуна. Удалению серы из чугуна способствуют также кремний и марганец, которые реагируют по уравнениям:



показывающим, что при работе на кремнистый или марганцовистый чугун создаются наиболее благоприятные условия для обессеривания чугуна. Однако из всего количества сернистого железа только часть переходит в шлак, другая растворяется в чугуне. Задача доменного техника заключается в том, чтобы свести эту последнюю часть к ничтожной величине, что и удается в высокой степени при благоприятных условиях.

Из данных выше уравнений восстановления можно сделать вывод, что условиями, благоприятствующими переходу серы в шлак, являются: 1) работа на основных известковых шлаках и 2) сильный сосредоточенный в горне жар.

Необходимость высокой температуры горна обуславливается, впрочем, не столько поглощением тепла по уравнению 3), сколько трудноплавкостью основных шлаков и тем, что они должны быть перегреты выше температуры их плавления, чтобы стать достаточно жидкими, а это необходимо для правильной работы горна и успеха самого хода обессеривания, требующего быстрой диффузии сернистого кальция, образующегося на поверхности капелек чугуна.

При всяких условиях — температуре и составе шлака — устанавливается равновесие между концентрациями серы в чугуна и шлаке, и, следовательно, достигается определенная степень обессеривания чугуна, указываемая отношением весов серы, перешедших в шлак и чугуна (так называемый коэффициент разделения). Но так как абсолютное количество серы, перешедшее в шлак, зависит при данном процентном содержании ее в шлаке от веса шлака, то отсюда следует, что степень обессеривания зависит и от отношения веса шлака к весу чугуна: чем больше шлака (при всех остальных равных), тем больше серы может быть им уведено из печи и меньше ее перейдет в чугун.

Сравнивая значение трех указанных факторов, нужно сказать, что в коксовых доменных печах и при наименьшем относительном количестве шлака (0,35—0,40) может достигаться получение достаточно чистого чугуна, но зависимость степени обессеривания чугуна от температуры горна и состава шлака выражается до такой степени резко, что доменный техник даже по внешнему виду чугуна и шлака, наблюдаемому при их выпуске, может указать узкие пределы для содержания серы в чугуне и в случае расхождения результатов анализа с результатами наблюдения показать неправильность химического анализа или неправильность взвешивания чугуна.

Обыкновенно при работе на коксе около 3—6% всей серы переходят в чугун; значит, коэффициент разделения лежит в пределах: 32—15, что вполне обеспечивает получение малосернистого передельного чугуна на коксе, даже в такой степени загрязненном серой, как кокс Донецкого бассейна. Однако этот результат достигается не даром: расход тепла, а следовательно и горючего, при выплавке чугуна на сернистом коксе выше, чем на более чистом в отношении серы топливе; далее, продолжительная работа на очень трудноплавких известковых шлаках сама по себе не могла считаться нормальной и вызывала расстройство хода плавки; наконец, она сопровождалась получением некоторого количества обесцвеченного высоким содержанием серы продукта, получавшегося вследствие временного охлаждения горна; не находя себе сбыта, такой чугун переплавлялся в доменных печах при нормальном ходе.

Диаграмма фиг. 56 показывает зависимость содержания серы в жидком чугуне при выпуске его из печи от степени основности шлака, выраженной отношением $\text{CaO} : \text{SiO}_2$ для случая работы южных печей Союза (сернистый кокс).

Из диаграммы следует, что при отношении $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 0,9$ в чугун переходит 0,22% S и что лишь отношение 1,2—обычное при работе на передельный чугун — обеспечивает получение «кондиционного» чугуна (не более 0,08% S). Отношением 1,4 можно осуществить (в тех же условиях работы печи) выплавку очень чистого по сере чугуна (0,04% S).

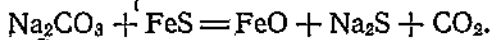
Кривая диаграммы наглядно иллюстрирует общий закон, управляющий степенью обессеривания металла как при выплавке чугуна, так и при его переделе, именно: чем выше концентрация серы в металле, тем выше степень обессеривания. Кривая показывает, что при повышении степени основности с 0,9 до 1,0 содержание серы в чугуне уменьшается на 0,065%, а с 1,0 до 1,1 — на 0,04% и с 1,1 до 1,2 всего лишь на 0,03%.

От современных печей большой производительности чугун убирается в жидком состоянии ковшами значительной вместимости, что позволяет выдерживать в них металл в течение нескольких часов, прежде чем он не будет розлит в чушки. Во время выдержки в жидком состоянии чугун теряет часть (более или менее значительную, смотря по концентрации) своей серы.

Это дает особое преимущество для ведения доменной плавки, позволяя работать на более кислых шлаках, например, с отношением $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,0$, и все же получать кондиционный чугун.

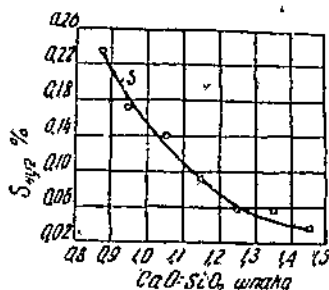
Однако работа на бедных кремнистых рудах требует так много флюса и дает так много шлака, что становится более выгодным, — вследствие сокращения расхода кокса (например, на 10—12%) и увеличения суточной выплавки (например, на 20%), вызываемого более ровным ходом печи, — вести плавку на кислых шлаках, получая сернистый чугун, обессериваемый вне доменной печи, при выпуске чугуна в ковш с помощью соды.

Практические способы, применяемые при внедоменном обессеривании, и достигаемые ими результаты будут изложены, в четвертой части этого курса, здесь же мы приведем реакцию, по которой идет обессеривание — аналогичную реакции обессеривания известью, а именно:



При высокой температуре чугуна сода разлагается; из нее выделяются влага и углекислота, что требует затраты некоторого количества тепла и вызывает понижение температуры металла (на 30—50°), но выделение газов производит и полезное действие — кипение чугуна, тесное перемешивание его с реагентом и выравнивание его химического состава. Сверх того выделяющаяся углекислота окисляет кремний чугуна и — в значительно меньшей мере — марганец.

Приводим для примера результаты обессеривания вне доменной печи, полученные на двух заводах — советском (Криворожском) и германском (Гутеогфнунгс-Гютте) [85].



Фиг. 56. Зависимость между отношением $\text{CaO} : \text{SiO}_2$ в шлаке и содержанием серы в чугуне

На Криворожском заводе обессеривался бессемеровский чугун одной твердой содой. Среднее содержание серы в чугуне при выпуске из горна доменной печи было 0,131%; в ковше оно снижалось до 0,035%, т. е. на 73% при употреблении 1% соды от веса чугуна; при более высоком содержании серы (в отдельных выпусках), например 0,2—0,3%, расход соды повышался до 1,4%, а более чистый металл требовал меньшее количество реагента, например, содержащий от 0,09 до 0,12% серы — лишь 0,7%.

На Гутеогфунгс-Гютте обессериванию подвергался томасовский чугун, т. е. гораздо более сернистый. Здесь, при среднем содержании серы в чугуне при выпуске в 0,284%, достигалось обессеривание до 0,0882%, путем прибавки к твердой соде дробленого известняка (диаметр кусков 15—25 мм) в разных отношениях к весу чугуна, а именно: 1) при содержании 0,24% серы — 1,43% известняка и столько же соды; 2) при 0,30% серы — 1,71% известняка и 2% соды. В другой серии опытов при среднем содержании серы в чугуне 0,448%, достигалось снижение серы до 0,082% прибавкой 1,43% известняка и 2,42% соды.

Прибавка известняка к соде вызывает переход в шлак в 1,5 раза большего количества серы (считая на одну соду), но она охлаждает ванну почти на 100°, поэтому рекомендуется применять соду в жидком состоянии, — жидкая сода (одна) вызывает понижение температуры только на 10° [85].

В доменных шлаках наряду с известью всегда находится некоторое количество магнезии; иногда последняя вводится умышленно флюсом, как желательная примесь, но обыкновенно переходит в шлак из пустой породы руды. Естественным является вопрос: мешает ли магнезия, заменяющая известь, процессу обессеривания? Л. Белл первый ответил на этот вопрос утвердительно [84], но американские практики доменного дела опровергали это мнение высокоавторитетного ученого ссылкой на доменные печи восточной Пенсильвании, всегда работавшие на доломите, как флюсе (ввиду его дешевизны), не обнаруживая вредного влияния его при выплавке малосернистого чугуна.

Термохимические данные указывают на меньший тепловой эффект образования MgS по сравнению с CaS (84 390 кал против 109 790), что указывает на меньшую обессеривающую способность магнезии. Высказывалось даже сомнение в том, образуется ли сернистое соединение магния при действии магниезного шлака на сернистое железо. Это сомнение устранено лабораторным опытом: силикат магния, содержащий 60% SiO_2 и 40% MgO , дал полное обессеривание чугуна при 1585° [85], но подтвердилось и предположение, что замена извести равным весом магнезии понижает обессеривающую способность шлака. Вместе с тем была подчеркнута и полезная роль магнезии: делая основные известковые шлаки жидкими, она повышает обессеривание, но для достижения такого эффекта нужно повышать в шлаке сумму извести и магнезии по мере увеличения содержания последней в шлаке. Нан-

высшую степень обессеривания дает шлак, содержащий 15% MgO и 45% CaO , как видно из следующих цифр.

Содержание MgO в шлаке, %	0	5	10	15	20
Сумма ($CaO + MgO$), % . . .	52	55	58	60	63
Наибольшая степень обессеривания	14	23	84	110	55

Степень обессеривания указана здесь отношением количества серы в шлаке к количеству ее в чугуне. С изменением температуры шлака это отношение меняется, например для 1525° она в 2 раза выше, чем для 1475° ; в приведенных цифрах указано наибольшее возможное значение коэффициента разделения. Достижение его, однако, сопряжено со значительным увеличением веса флюса, веса шлака, а потому и повышенном расходе кокса.

При работе на древесном угле более или менее кислые шлаки не позволяют получить достаточно чистого по отношению к сере чугуна из сернистых руд, которые вследствие этого должны подвергаться окислительному обжигу. Все же и шлаки древесноугольной плавки уносят с собой более половины всей серы, притом легкоплавкие и с высоким отношением кремнезема к глинозему — меньше, чем трудноплавкие и с низким отношением перового оксида ко второму (содержание известно в тех и других может быть одинаково). Это последнее замечание относится и к шлакам коксовых доменных печей [84].

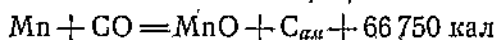
Восстановление марганца. Марганец — постоянный спутник железа и его ближайший аналог в химическом отношении — по своему поведению в доменной печи отличается от железа довольно резко. Во-первых, он поступает в печь обыкновенно в виде перекиси, — соединения, неизвестного для железа и слишком легко отдающего свой кислород. Во-вторых, он не вполне восстанавливается даже и твердым углеродом при самой высокой температуре, какая может быть достигнута в горне доменной печи с помощью наивысшего нагрева дутья и усиленного, до 2,5 единицы на единицу чугуна, расхода кокса. В-третьих, при такой температуре марганец летуч и, испаряясь, обнаруживает постоянную потерю в дополнение к той, которая вызывается переходом закиси марганца в шлак.

Вследствие этого из 100 частей марганца, взятых печью (т. е. не считая увлекаемого газами в пыли) в виде руды, в чугун переходят обыкновенно 75 и не более 80 частей, тогда как железо может быть восстановлено в металл полностью и теряется (в шлаке) лишь в виде механической примеси. Усиленный расход горючего, которым стремятся повысить температуру в печи, имеет своим последствием чрезмерное расширение области высоких температур, вызывая поднятие жара кверху — в шахту и к колошнику, что способствует быстрому изнашиванию печи. Вот почему выплавка высокомарганцевого чугуна (ферромангана, содержащего обыкновенно около 80% Mn), не предста-

вляя по существу трудно разрешимой задачи, ограничивается по возможности малодлительными кампаниями, на которые обрекаются печи, уже изношенные и близкие к выдувке.

Кроме руд, содержащих марганец в состоянии различных степеней окисления (более многочисленных, чем для железа), в шихту доменных печей марганец входит в виде кремнекислой соли — примеси силикатов железа в передельных шлаках, — из которой он восстанавливается подобно железу.

1. Восстановление марганца из его окислов идет с помощью окиси углерода так же, как и для железа, последовательно — от высшего окисла к низшему при умеренных температурах, но, дойдя до закиси, прекращается, так как при температуре 600—700°, когда происходит энергичное восстановление железа окисью углерода, для марганца может идти обратная реакция, выделяющая большое количество тепла, а именно:



Значит, металлический марганец горит в атмосфере окиси углерода, выделяя из нее углерод-сажу, и потому восстановление закиси марганца окисью углерода не может иметь места.

Восстановление марганца твердым углеродом поглощает большое количество тепла и потому не может идти без притока тепла извне и требует высокой температуры для своего развития. Оно начинается по Гринвуду [86] при 1105°, а в присутствии железа уже при 1030°.

Баукло и Цибель [87] дают более низкие температуры восстановления окислов марганца твердым углеродом (графитом), но они производили опыты в пустоте, с отсосом газообразных продуктов восстановления, что, конечно, снижало температуру взаимодействия реагентов. Наименее прочный окисел марганца — его перекись — восстанавливается уже при 525°, давая в газ почти чистую углекислоту. Почти так же легко восстанавливалась окись марганца, давая в газовой фазе не менее 95% CO_2 . Прочный окисел марганца — Mn_2O_3 , образующийся из первых двух, восстанавливается

Таблица 20

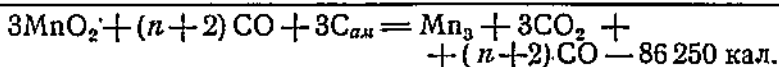
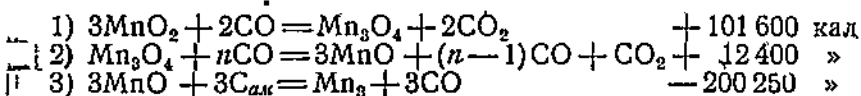
Температура °C	Длительность опыта, час.				
	1/2	1	1 1/2	2	3
Степень восстановления					
700	30	50	65	75	83
800	50	73	87	91	97
1050	70	85	93	97	100

в интервале температур 570—1050° до MnO , с получением (в условиях равновесия) смеси 90% CO_2 и 10% CO . Ход восстановления (степень восстановления в %) во времени и при разных температурах указан в табл. 20.

Закись марганца

начинает восстанавливаться в интервале температур 850—900°; заканчивается восстановление (в присутствии железа) при 1050°; причем в газобразной фазе получается 50—55% CO_2 .

Минуя окись марганца (Mn_2O_3), восстановление марганца из его обычной руды (пиролюзита) можно изобразить следующими термохимическими уравнениями:



Переокись и окись марганца, будучи малопрочными соединениями (первая разлагается действием тепла около 600°, а вторая при 940°), восстанавливаются легче окиси железа, выделяя большое количество тепла, которое служит к повышению температуры колошниковых газов и потому остается неиспользованным. Восстановление же закиси марганца — реакция резко эндотермическая — протекает в низших горизонтах печи и даже в горне, требуя большей затраты горючего для соблюдения тех температурных условий, которые обуславливают возможную полноту реакции.

Поэтому термохимический эффект реакции восстановления марганца из закиси, будучи в полтора раза (приблизительно) больше, чем для железа, не выражает правильно отношения в расходе горючего: последний в действительности бывает в $2\frac{1}{2}$ и даже 3 раза больше на единицу марганца, чем на единицу железа. Только дутье, нагретое до крайнего предела, допускаемого устройством кирпичных воздухонагревателей (900—950°), позволяет значительно снизить этот чрезмерный расход.

Высокая температура начала восстановления закиси марганца углеродом создает особого рода затруднение для полноты восстановления, именно: кремнекислородное соединение марганца — в особенности в присутствии некоторого количества других окислов (извести, закиси железа) — плавится при температуре, близкой к той, при которой идет восстановление закиси марганца; поэтому этот последний процесс сопровождается образованием большего или меньшего количества силиката марганца, который, хотя и может затем частью восстановиться, но лишь при соблюдении тех условий, которые были указаны выше для восстановления железа из его кремнекислородного соединения.

Невосстановленной закиси марганца, растворяющейся в шлаке, остается тем меньше, чем больше сильных оснований (извести и магнезии) входит в состав шлака; но при одном и том же составе шлака потеря марганца в нем тем больше, чем значительнее вес шлака.

Отсюда следует, что производство марганцевого чугуна будет тем выгоднее, чем богаче руда, т. е. чем меньше она заклю-

часть в себе пустой породы, переходящей в шлак, и чем меньше в этой породе будет свободного кремнезема. В действительности, однако, относительный вес шлака при выплавке богатого марганцем чугуна доходит часто до 1, вследствие того, что пустая порода руды обыкновенно бывает кремнистой, вес ее составляет не менее 15% веса руды, а количество последней (при 75% выходе) берется таким, что на 1 Мп в чугуне приходится 1,33 Мп в руде, и потому, наконец, что при большом расходе горючего вес золы кокса и потребное для нее количество известняка заметно увеличивают количество шлака. Очевидно, что при производстве высокомарганцевых чугунов особенно желательно малозолистое горючее.

Содержание закиси марганца в современных шлаках от плавки на высокомарганцевые чугуны спускается иногда до 8%, но обыкновенно колеблется в пределах 10—15%; при работе на более кислых шлаках и слабее нагретом дутье оно доходит до 20%. Потеря марганца в шлаках, зависящая не только от их состава, но и веса, может доходить до 12% всего его содержания в шихте и обыкновенно не спускается ниже 8%.

Потеря марганца на улетучивание вычисляется по разности, так как никаким иным способом более точно не может быть определена. Она, конечно, находится в зависимости от температурных условий, в которых работает печь, и сверх того, от концентрации марганца в сплаве. При производстве чугунов со средним содержанием марганца (зеркальный—20%) улетучивание его не превосходит 5% общего содержания его в руде; при выплавке же наиболее богатого ферромангана (80—82%) доходит до 20%.

Между потерей марганца в шлаке и в газах (только от испарения) существует закономерная связь; сильно основные шлаки [с отношением $(\text{CaO} + \text{MgO}) : \text{SiO}_2 = 1,75—1,8$] устанавливают более высокую температуру в горне доменной печи и потому вызывают большую потерю марганца от улетучивания; более кислые шлаки уносят с собой больше марганца, но, имея более низкую температуру, уменьшают количество испаряющегося марганца.

Испаряющийся марганец окисляется водяным паром и углекислотой в верхних горизонтах доменной печи и газоотводах в закись-окись — Mn_2O_4 . Находясь в состоянии тончайшего измельчения, она легко избегает осаждения в пылеуловителях и дымоходах, чем обуславливается бурая окраска дыма, выходящего из дымовых труб, — характерное явление, сопровождающее работу печи на марганцевый чугун.

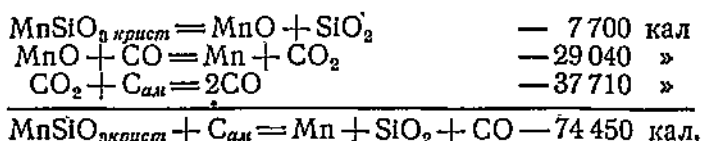
Из всего сказанного можно вывести заключение, что главными условиями, благоприятствующими ходу доменной печи на высокомарганцевые чугуны, являются: 1) предельный по высоте нагрев

дутья (минимум 750°); 2) основные шлаки (не менее 50% суммы извести и магнезии в немарганцевом шлаке); 3) усиленный расход горючего (приблизительно от $2\frac{1}{2}$ до 3 частей кокса на 1 часть марганца в чугунах).

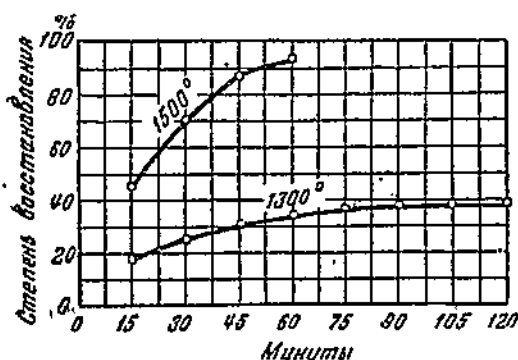
При производстве маломарганцевых чугунов (марте-новских, например, содержащих марганца 1,5—2,0%) потеря от испарения марганца ничтожна, но степень использования марганца руды (марганцевой, нарочито прибавляемой) бывает не выше ранее указанной, часто даже ниже, вследствие работы на более кислых шлаках, более холодного хода печи (малый расход горючего и более низкий нагрев дутья). Обыкновенно только 67—70% всего марганца переходит в передельный чугун, а при работе на древесном угле — лишь около 50%. Несколько выше усвоение марганца передельным чугуном оказывается тогда, когда железная руда содержит в себе и марганец, как изоморфную примесь в железосодержащем минерале (шпатоватые железняки — штирийские, зигенские и наши бакальские). Этот результат, издавна известный практикам, объясняется тем, что частицы окислов марганца (в шпатоватых железняках — Mn_2O_4 , образующийся от разложения углемарганцевой соли), будучи равномерно распределены в массе руды и теснейшим образом перемешаны с избытком окислов железа, восстанавливаются углеродом, поглощенным железом раньше, чем закись марганца может соединиться с кремнеземом. Предварительное образование легкоплавкого силиката железа — марганца в этом случае вероятно устранено.

2. Восстановление марганца из кремнекислой соли. Это соединение, хотя и встречается в природе в виде минерала орлеца, в доменные печи поступает только как примесь силиката железа в шлаках передельных производств или образуется в самой печи плавлением руды; из него марганец может восстанавливаться разными путями: непосредственно и только углеродом, углеродом в присутствии железа и углеродом после разложения силиката известью. А. П. Любан и М. М. Лейбович показали, что тесная смесь прокаленного при 1500° древесного угля с порошком силиката марганца, близкого по составу к $MnSiO_3$, обнаруживает следы взаимодействия уже при 1300° ; при повышении температуры восстановление ускоряется и достигает 60% при 1500° . Полученный металл не являлся чистым марганцем, в нем на 68,3% Mn приходилось 25,3% Si и 3,72% C. Это значит, что в процессе восстановления твердым углеродом силикат распадается на составляющие его окислы — MnO и SiO_2 , причем MnO , как более легковосстановимый окисел, начинает первым терять свой кислород; восстановившийся марганец обуглероживается, образуя карбид Mn_3C , присутствие которого затем облегчает восстановление кремния; восстановившийся кремний, в свою очередь, поглощается марганцем, образуя силлицид.

Восстановление собственно марганца должно выражаться формулами:



Но в доменной печи, где присутствие раньше восстановленного железа неизбежно, восстановление марганца ускоряется, идет при более низких температурах, а при конечной температуре опыта

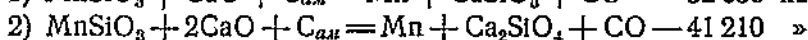
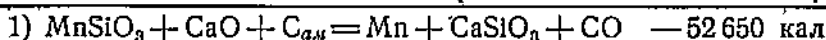
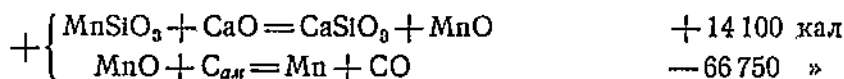


Фиг. 57. Восстановимость силиката марганца твердым углеродом в присутствии железа

даст большую степень восстановления. Действительно, опыт со смесью порошков железа, силиката марганца и древесного угля дал при конечной температуре 1500° корольки металла, содержащего: 77,3% Fe, 12,14% Mn, 6,2% Si и 4,3% C. В сплав перешел не весь восстановившийся марганец—27,7% его улетучились (при 1400° улетучивалось 24,6%). Степень восстановления, определенная по потере кислорода, достигла в этом опыте

92%. Ход процесса восстановления во времени при начальной температуре 1300° и конечной 1500° дает фиг. 57.

Наконец, расплавившийся, но не успевший восстановиться силикат марганца, стекая вниз, может встретить на своем пути известь; в таком случае восстановление пойдет по реакциям:



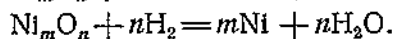
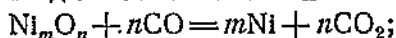
В практике от условия реакции 2) — сильно основного шлака — нередко отступают, умышленно составляя шихту на шлак, содержащий меньше 50% суммы (CaO + MgO), который уводит с собой много марганца, но зато выгодно применяется в качестве марганцевой руды печами того же завода, работающими на передельный чугун. Марганцевый («зеленый») шлак не содержит фосфора, в чем заключается его важное преимущество перед настоящей марганцевой рудой; низкое сравнительно содержание в нем марганца не представляет неудобства при работе на богатых железом шихтах, дающих мало шлака (условия работы печей юга СССР в течение долгого времени).

Второстепенными условиями, желательными, но выполняемыми по мере возможности, являются: 1) богатство руды (50% и более марганца), 2) низкое содержание в ней кремнезема (менее 8%) и 3) малозольный кокс (не более 10% золы). Невыполнение у нас (вынужденное) всех этих трех условий делает то, что, например, расход кокса при производстве ферромангана английскими печами, плохо оборудованными, малых размеров и с плохими профилями, — ниже того, который достигается нашими южными печами [88].

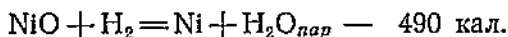
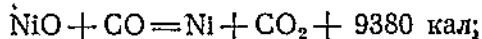
Как видно из уравнений 1) и 2), при работе на кислых шлаках (древесноугольные печи) реакция восстановления в большей степени эндотермична, чем при основных шлаках коксовых доменных печей.

Условия для достижения возможной полноты этих реакций те же, что и указанные раньше для силикатов железа, но соблюдение их все же обещает лишь неполное восстановление марганца.

Восстановление никеля. Теплота образования наиболее прочного окисла никеля — его закиси (NiO) — значительно ниже теплоты образования закиси железа (58 300 кал против 64 430). Из этого следует, что в восстановительной атмосфере из содержащей никель и железо шихты первым будет терять кислород окисел никеля, восстанавливаясь полностью в то время, когда восстановление железа не будет закончено. Восстановление возможно и окисью углерода, и водородом при сравнительно низких температурах и, само собою разумеется, — твердым углеродом при высоких температурах. В доменной печи оно идет по реакциям:

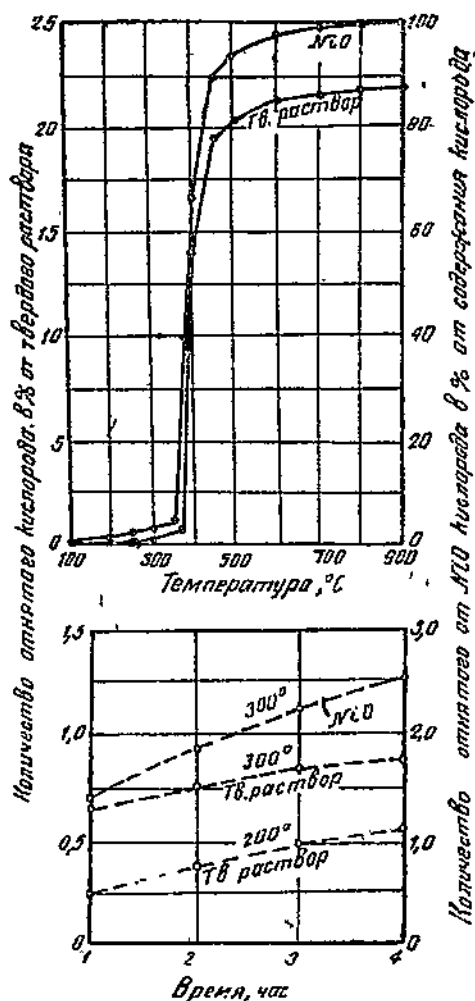


При прокаливании азотноникелевой соли получается твердый раствор окислов никеля непостоянного состава, который очень легко теряет кислород в восстановительной атмосфере, переходя в NiO , которая затем восстанавливается с небольшим положительным тепловым эффектом окисью углерода и отрицательным — водородом:



Температурные условия хода этих реакций были впервые изучены лишь недавно советским исследователем Д. Богацким [89], давшим приводимую здесь диаграмму (фиг. 58), на которой показана зависимость восстановления от температуры твердого раствора окислов никеля и закиси никеля окисью углерода (сплошными линиями) и восстановимость во времени при температурах ниже 350° (пунктиром). При более высоких температурах восстановление замедляется выделением углерода-сажи, которое особенно быстро идет при 600° . Уже при 200° происходит восстановление высших окислов никеля из твердого раствора окислов в за-

кись никеля, которая очень медленно начинает восстанавливаться при 300°. Далее, в интервале температур 350—450°, скорость восстановления закиси быстро возрастает, причем степень восстано-



Фиг. 58. Восстановление окислов никеля окисью углерода

вления доходит до 90%; после этого ход реакции замедляется и окончательное восстановление достигается лишь при 900°. В газовой фазе (в условиях равновесия) находится почти одна углекислота.

Восстановление водородом изображается диаграммой, подобной только что приведенной, но в ней все температуры восстановления снижены. Начинают восстанавливаться водородом высшие окислы никеля — при 112°, закись никеля — при 230°; полное восстановление достигается при 700°.

Восстановление высших окислов никеля графитом (в пустоте) в опытах Бауклю и Дуррера [90] в пределах температур 600—1050° шло с образованием углекислоты исключительно, а закиси никеля от 650 до 1050° — с переходом в газовую фазу от 65 до 80% CO_2 .

Восстановление хрома. Хром входит в состав железных руд или вводится в шихту доменных печей в виде хромита, — соединения типа магнитного железняка, в котором вместо Fe_2O_3 находится Cr_2O_3 , а FeO частью замещается известью и магнезией.

Теплота образования этого

очень прочного при высоких температурах соединения из составляющих его окислов неизвестна, поэтому не может быть точно указан и расход тепла на восстановление из него хрома. Теплота образования окиси хрома равна 288 900 кал, так что отнятие одного атома кислорода от нее требует столько же тепла, как и восстановление марганца из MnO . Что касается температурных условий восстановления хрома из окиси, то до последнего времени

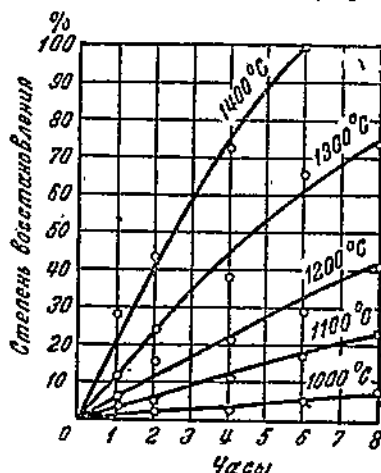
считалось, что ни окись углерода, ни даже водород не восстанавливают хрома ни при какой температуре [91], а твердый углерод начинает восстанавливать ее из смеси с древесным углем лишь при 1185° [92]. Новейшие исследования дают совершенно иные выводы. В 1936 г. появилась работа И. Граната [93], в которой доказано, что водород начинает восстанавливать окись хрома при 1000° . Несколько позже Баукло и Генкель подтвердили это [94] и дали диаграмму (фиг. 59), представляющую ход процесса восстановления окиси хрома водородом; уже при 1400° восстановление заканчивается (в течение 6 час.). Смешивание окиси хрома с порошком железа снижает температуру восстановления: начало — до 900° , конец — до 1300° (в течение 3 час. и 5 час. при 1200°).

Графит начинает реагировать с окисью хрома при 1000° ; заканчивается же восстановление при 1100° в течение 8 час.

В состоянии хромистого железняка — вещества плотного, кристаллического, в котором окись хрома не свободна, восстановление хрома должно быть еще более затруднительным и требовать еще большего расхода тепла и горючего, чем из свободной окиси (Cr_2O_3).

В настоящее время переплавка хромистого железняка на хромистый чугун или феррохром является редкой или исключительной операцией, так как она представляет значительные неудобства: сплавы хрома с железом отличаются высокой температурой плавления и отсутствием текучести в расплавленном состоянии. Поэтому, когда на Урале выплавка ферросплавов велась в малой древесноугольной печи Нижне-Тагильского завода, сплав с 40% Cr получали в тестообразном состоянии и печь была снабжена подвижным горном, который периодически опорожнялся от феррохрома, но в новейшее время на Урале успешно велась плавка в печах гораздо большего объема (213 м^3) и на коксе. Она давала сплав с 36—42% Cr, который, будучи перегрет до 1450 — 1500° , свободно вытекал из горна.

Сопровождавший его шлак, будучи перегрет до 1540° в среднем, свободно тек, имея состав: 26% SiO_2 , 30% Al_2O_3 , 28% CaO , 14% MgO и 0,2% MnO . Состав этот устанавливался характером пустой породы хромитов Саранинского месторождения — высокоглиноземистой и вместе с тем магниезной, содержавшей ничтожное количество извести. При таком составе флюсом должны служить известняк и кварц одновременно, что при бедности хро-



Фиг. 59. Восстановление окиси хрома водородом

мита (25,3% Cr и 17,3% Fe) доводило относительный вес шлака до 1,3. В шихту шла марганцевая руда с целью введения в чугун около 2% Mn, присутствие которого в сплаве делает его более текучим.

При нагреве дутья 600—700° (следовало бы иметь более высокий нагрев) расход кокса был громадный — 3,5, а поэтому и производительность печи незначительной — около 55 т в сутки. В колошниковом газе содержание углекислоты колебалось около 2%. Это показывает, что восстановление идет исключительно твердым углеродом (2% CO₂ дается флюсом).

Несмотря на такой успех в выплавке доменного феррохрома, несомненно наилучшее решение вопроса о получении феррохрома представляет применение электротермического, а не доменного процесса. Восстановление небольших количеств хрома (до 3%) сопровождается переходом в шлак не более 1% Cr₂O₃ и проходит без всяких затруднений в ходе плавки.

Восстановление ванадия. Ванадий входит в состав многих минералов, образующих ряд так называемых комплексных руд, т. е. руд, в которых находятся соединения нескольких металлов. Из этих руд ванадий, наряду с другими металлами, извлекается сложными химическими процессами, минуя доменный процесс. Но ванадий встречается в природе и в железных рудах — фосфористых (минет, керченская руда) и титанистых. Почти все титаномагнетиты месторождений Канады, США, Норвегии, Швеции и Урала заключают в себе ванадий. Низкая концентрация ванадия и, сверх того, затруднения, с которыми встретились доменные техники, впервые пробовавшие выплавливать чугун из титаномагнетитов, были причиной того, что руды эти не применялись для производства ванадия; однако высокая его стоимость и все возрастающая потребность в железованадиевых сплавах заставили начать эксплуатацию железованадистых руд. В СССР выплавка чугуна из уральских титаномагнетитов является уже валовым производством некоторых заводов.

На основании термохимических данных (еще недостаточно точных для ванадия) можно сказать, что ванадий принадлежит к числу трудновосстановимых элементов, подобно хрому, титану и кремнию.

На один атом кислорода, отнимаемого от окислов этих элементов при восстановлении, требуется затрата тепла (в тысячах калорий):

Cr ₂ O ₃	V ₂ O ₅	SiO ₂	TiO ₂
96,3	100,67	103,93	112,89

Ванадий, следовательно, предшествует кремнию и титану, будучи труднее восстановим, чем хром. Однако сравнительная легкость и полнота восстановления зависят не только от затраты тепла на восстановление, но и от химического характера восстанавливаемого окисла и его отношения к химическому составу доменного шлака. Как было сказано, фосфор, несмотря на свою

трудновосстановимость, полностью переходит в чугун, кремний легче восстанавливается при кислых шлаках, марганец — при основных. Ванадий, как и марганец, восстанавливается не полностью, и так как низшие окислы его имеют характер оснований, то основность шлака благоприятствует полноте восстановления. Это обнаружилось при первых же опытных плавках уральских титаномагнетитов на Нижне-Тагильском заводе, где получились [95] шлак и чугун состава, указанного в табл. 21 (в %).

Таблица 21

Состав шлака и чугуна	№ выпусков				
	1110	1078	1112	1092	1090
В шлаке: TiO_2	27,12	30,32	27,95	31,72	30,35
SiO_2	17,49	19,24	19,30	19,26	18,65
$\text{CaO} + \text{MgO}$	32,37	30,22	28,49	22,74	21,49
$\text{FeO} + \text{MnO}$	6,49	7,18	9,40	10,23	11,79
V_2O_5	0,20	0,51	0,56	1,34	1,50
S	0,48	0,54	0,37	0,09	0,10
В чугуне: V	0,62	0,53	0,46	0,26	0,21
Cr	0,40	0,46	0,25	0,32	0,26
Si	0,14	0,19	0,11	0,13	0,06
Mn	1,08	0,90	1,24	1,21	1,29
S	0,095	0,055	0,171	0,239	0,247

Как видно из таблицы, наивысшее содержание ванадия в чугуне было достигнуто при наивысшем содержании суммы извести и магнeзии в шлаке; наоборот, самый кислый из полученных шлаков дал ничтожный переход ванадия в чугун — 0,21% и наивысший — в шлак. Вместе с тем в чугуне оказалось недопустимое содержание серы. Однако работа на очень основном шлаке с высоким содержанием титанового ангидрида (более 25%), какое устанавливается составом руды, не возможна ввиду трудноплавкости и густоты такого шлака, поэтому при второй опытной плавке на том же заводе (под руководством автора) шихта рассчитывалась на 35% ($\text{CaO} + \text{MgO}$), так как и литературные данные и предшествовавшая опытная плавка на Кусинском заводе указывали на шлак именно такого состава. В табл. 22 даются анализы шлака расчетного и полученного в действительности, а также чугуна.

При указанном составе шлака в чугун переходило в среднем 80% всего количества ванадия шихты (редко достигавшийся максимум — 90%, минимум — 70%); получение малосернистого чугуна было обеспечено.

Неудобства работы на высокотитанистых шлаках побудили вести валовое производство ванадиевого чугуна на спеченных концентратах магнитного обогащения, дающих лишь около 8%

титанового ангидрида в шлаках и позволяющих составлять шихту на более основные шлаки с целью повышения выхода ванадия в чугуи. Фактически плавка ведется теперь на шлаках с 42—45% ($\text{CaO} + \text{MgO}$).

Таблица 22

	Ш л а к и			Ч у г у н	
	расчетный	выпуска 2648	средний за 3 дня		за 3 дня
SiO_2	17,90	16,88	18,80	C . . .	Не опред.
TiO_2	29,80	30,00	29,20	V . . .	0,59
Al_2O_3	13,10	—	—	Ti . . .	0,40
CaO	21,40	22,30	21,60	Cr . . .	0,60
MgO	13,60	12,96	13,00	Si . . .	0,30
FeO	—	3,21	4,7	Mn . . .	1,25
MnO	2,80	3,18	2,4	P . . .	0,08
Cr_2O_3	0,40	0,81	0,56	S . . .	0,02
V_2O_5	—	0,45	0,53		

До сих пор не было произведено лабораторных исследований, которые могли бы выяснить температурные условия хода восстановления окислов ванадия, и, в частности, состав газообразных продуктов восстановления в условиях равновесия. Научная разработка условий восстановления ванадия только что начата.

Пока, из работы Фугнера и Кальмейера [96] известно, что водород до 1000° не восстанавливает чистой пятиокиси ванадия до металла, процесс заканчивается получением трехокиси и дальше не подвигается даже при самых высоких температурах (1900°), однако в присутствии окиси железа (как и окиси никеля) восстановление до металла возможно. Тонкая смесь порошка V_2O_5 с окисью железа подвергалась восстановительному действию водорода в продолжение $1\frac{1}{2}$ час. при 1530° (предварительный нагрев массы до этой температуры требовал до 4 час., равно как и охлаждение). Продуктом восстановления были корольки металла — сплава ванадия с железом и закись ванадия (VO). Но если в восстанавливаемой смеси было более 60% V_2O_5 , то металлических корольков не получалось. Восстановление тем полнее, чем ниже концентрация V_2O_5 в смеси с окисью железа; если первой было 10%, то восстанавливалось до 66,5% всего ванадия, но получался бедный сплав с железом.

В Тбилисском химическом институте А. Хвичия произвел интересные опыты восстановления металлов из титанистых песков Черноморского побережья, предварительно обогащенных магнитной сепарацией.

Магнитный концентрат содержал 3,8% SiO_2 , 4,0% TiO_2 , 0,22% Cr_2O_3 , 0,52% V_2O_5 и 59,3% Fe. Из смеси концентрата с древесным углем и известью, как флюсом, восстанавливались с железом и остальные трудновосстановимые элементы, — тем полнее,

чем выше была температура, как видно из фиг. 60. Степень восстановления ванадия доходила до 81% со шлаками, содержащими 30—35% ($\text{CaO} + \text{MgO}$).

Более основные шлаки, содержавшие до 38% ($\text{CaO} + \text{MgO}$), давали меньшую степень восстановления, что противоречит как данным уральской доменной практики, так и исследованиям, недавно выполненным в Уральском научно-исследовательском институте черных металлов [97].

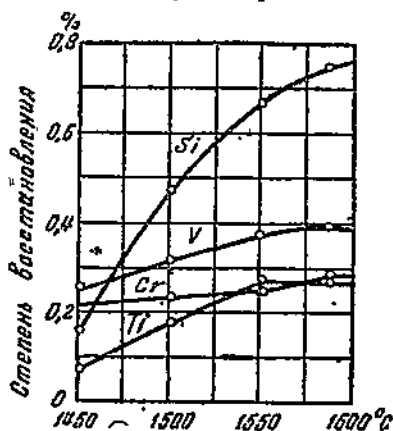
Восстановление цинка и свинца.

1. Цинк не принадлежит к числу тех элементов, которые переходят в чугун, но он находится обыкновенно в ничтожных количествах во многих железных рудах. Поступая в печь, он восстанавливается и дает о себе знать с течением времени вызываемыми им расстройствами хода, вследствие чего следует остановиться на его поведении в доменной печи.

Чаще всего цинк находится в руде в виде сернистого соединения (цинковой обманки), но может встречаться и в состоянии солей — углекислой и кремнекислой. В верхних горизонтах печи первая соль вместе с другими карбонатами теряет свою углекислоту, давая окись цинка. Последняя получается и из остальных двух соединений цинка в области высоких температур действием извести; но более вероятно, что цинковая обманка, прежде чем будет разложена известью, восстанавливается железом, переходящим при этом в сернистое соединение. Это вытекает из рассмотрения физических условий хода реакций: сернистый цинк, будучи тесно перемешан с окислами железа, находящимися в значительном избытке, легко реагирует с восстановленным и обуглероженным железом при переходе последнего в жидкое состояние, тогда как тесное перемешивание цинковой обманки с известью флюса не может быть осуществлено раньше процесса шлакообразования, который заканчивается после того, как будет расплавлен чугун.

Цинк из окиси цинка — каким бы путем она ни была получена — может восстанавливаться, подобно железу, и окисью углерода, и твердым углеродом, но, в отличие от железа, реакция окиси углерода начинается при очень высокой температуре (по Будуару, при 1125—1150°), когда в присутствии углерода углекислота нацело переходит в окись углерода.

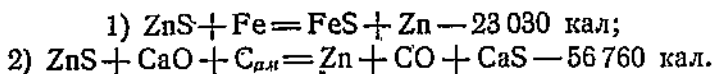
Следовательно, восстановление окиси цинка идет с образова-



Фиг. 60. Совместное восстановление твердым углеродом кремния, титана, хрома и ванадия из концентрата черноморских песков

нием только окиси углерода, т. е. как будто твердый углерод является непосредственным восстановителем.

Сказанное может быть представлено нижеследующими термохимическими уравнениями:



Реакция 2) на одно и то же количество продукта восстановления требует почти в три раза больше тепла, чем реакция 1) (и в 1,5 раза больше, чем аналогичная реакция восстановления сернистого железа). Значит, и по термохимическим данным первая должна предшествовать второй.

Так как температура перехода цинка в парообразное состояние (930°) ниже той, при которой происходит его восстановление, то последнее сопровождается не только плавлением, но и испарением цинка.

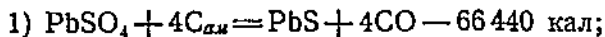
Испаряющийся цинк в верхних горизонтах печи встречает углекислоту с водяными парами и окисляется в окись цинка. Часть последней уносится из печи током газов и оседает в пылеуловительных устройствах, но часть задерживается шихтой и вместе с ней опять попадет в область высоких температур, где снова восстанавливается и т. д. [98].

Если бы этот процесс давал постоянно одно и то же количество подлежащего восстановлению цинка, то он проходил бы совершенно незамеченным, но часть окиси цинка оседает на стенках шахты у газоотводных отверстий, образуя здесь настывы, которые с течением времени увеличиваются и через несколько лет (если руда очень бедна цинком) достигают таких размеров, что правильное распределение материалов и равномерное опускание их по всей окружности колошника становятся невозможными. Тогда приходится механическими средствами удалять настыв. Но она может и под влиянием ударов загружаемых материалов сама оторваться от стены; в таком случае приход в область высоких температур сразу большого количества цинка произведет расстройство хода вследствие охлаждения, вызванного восстановлением, плавлением и испарением, что требует на 1 кг цинка

$$1303 + 22,5 + 425 = 1750,5 \text{ кал.}$$

2. Свинец, не входя в состав чугуна, является побочным продуктом доменной плавки, в тех сравнительно редких случаях, когда в шихту доменных печей поступают руды, содержащие примесь соединений свинца (некоторые испанские руды и силезские бурые железняки) или отбросы производства серной кислоты — колчеданные старки. В первых свинец находится в виде сернистого соединения (свинцового блеска), во вторых он может быть и в виде сернокислой соли (продукта окислительного обжига). Соль эта восстанавливается, давая сернистое соедине-

ние, которое затем, вместе со свинцовым блеском, легко разлагается железом, как цинковая обманка.



Реакция разложения сернистого свинца известью и восстановление свинца из его окиси возможны в доменной печи, но восстановление по уравнению 2) имеет больше возможности осуществляться по тем же причинам, на которые было указано выше по поводу восстановления цинка.

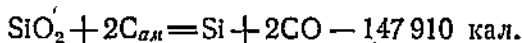
Восстановленный свинец, благодаря своему значительному удельному весу и большой подвижности в расплавленном состоянии, легко вытапливается из пустой породы руды, быстро проскальзывает в горн, легко отстаивается от шлака и, не смешиваясь с чугуном, скапливается на лещади, откуда легко проникает во все щели кладки; остающееся его количество выпускается вместе с чугуном.

Температура испарения свинца (около 1550°) ниже той, которая достигается в горне доменной печи, и потому всегда часть восстановленного свинца улетучивается и испытывает такие же превращения и тот же круговорот, что и цинк, поэтому в колошниковой пыли силезских доменных печей находится, кроме цинка, и свинец, но последний в значительно меньших количествах.

Восстановление кремния. 1. Кремний в значительном большинстве случаев восстанавливается из свободного кремнезема, имеющегося в пустой породе руды.

Восстановителем, прежде всего, может быть водород, как показали А. П. Любан и М. М. Лейбович. При 1500° тремя литрами водорода в течение $\frac{1}{2}$ часа достигается степень восстановления 0,33% (навеска кремнезема, в виде мелкого песка, 1,5 г). В присутствии железа (мелкий порошок, смешанный с кремнеземом) температура начала реакции понижается и ход процесса ускоряется. При 1300° достигается степень восстановления 4,6% в течение 3 час. (23 л водорода), а при 1500° —7,4% в течение 2 час. (27,5 л водорода).

Что касается твердого углерода, то долгое время считалось, что прямое восстановление кремния из кремнезема невозможно, но в 1908 г. Гринвуд доказал [99], что кокс (ретортный уголь) восстанавливает кремний из кварцевого песка при 1460° , т. е. при этой температуре идет реакция:



В доменной печи, в области наивысшей температуры, ход этой реакции облегчается летучестью кремнезема; последний может реагировать с твердым углеродом в парообразном состоянии. При сравнительно умеренных температурах восстановление облегчается присутствием восстановленного железа. Впрочем, новейшие исследования показали, что указанная Гринвудом

температура начала восстановления слишком высока; твердый углерод в виде порошка соснового угля, прокаленного предварительно до 1500° , уже при 1300° дает степень восстановления 7% (за 2 часа), при 1400° —21% и при 1500° —50%.

В присутствии железа реакция начинается уже при 1050° (Гринвуд), сопровождаясь выделением тепла (масса самонагревается) вследствие соединения восстанавливающихся кремния и железа с образованием кремнистого железа. Достоинство замечания то обстоятельство, что сплав получается в твердом состоянии, так как температура его плавления выше той, при которой он образуется.

Ввиду того, что восстановление окислов железа до металла идет при умеренных температурах и при 1050° в массе руды будет не мало не только железа восстановленного, но и обуглероженного, можно думать, что углерод, который производит восстановление кремния в присутствии железа, есть растворенный в железе углерод, и что успешность восстановления объясняется в этом случае тем, что частицы кремнезема во многих местах находятся в тесном соприкосновении с углеродом, поглощенным железом, чего не может быть при восстановлении твердым углеродом горючего. Так как при высокой температуре реакции карбид железа диссоциирован, а образование кремнистого железа является источником тепла, то восстановление требует меньшего количества тепла, чем по реакции, указанной выше. Она приобретает более или менее значительное развитие в случае работы на удобовосстановимой руде, как следует из только что сказанного.

На единицу окисляющегося кремния выделяется в 4 раза больше тепла, чем при окислении железа в окись, но это отношение не дает представления о расходе горючего для перевода единицы кремния в чугун взамен единицы железа. Этот расход растет быстро по мере возрастания содержания кремния и непропорционально увеличению степени его концентрации в сплаве; наконец, по достижении отношения железа к кремнию 4:1 приблизительно, дальнейшее увеличение расхода горючего уже не приносит пользы.

Так как вносимое дутьем тепло используется в печи вполне и как раз там, где происходит восстановление кремния, а повышение нагрева дутья неизбежно влечет за собой повышение температуры в горне, то самым действенным средством для увеличения содержания кремния в чугуне является работа с предельным нагревом дутья. Но одного его мало для того, чтобы достигнуть той концентрации кремния в чугуне, какая иногда задается в практике (до 15% Si), приходится увеличивать расход кокса в 2,5—2,75 раза против нормального на обыкновенный переделный чугун, для расширения области высоких температур в печи.

В указанных условиях заключается сходство хода печи на высокомарганцевый и кремнистый чугуны, в остальных нужно от-

метить существенное различие. Кремнезем, как кислотный окисел, труднее восстанавливается в присутствии сильных оснований, связывающих его; следовательно, для успешного перевода кремния в чугун полезны кислые кремнистые шлаки, другими словами — шлаки с незначительным содержанием извести. Но вести плавку на таких шлаках можно только на древесном угле и хорошо обожженной или не содержащей серы руде; работа на минеральном горючем принуждает устанавливать такие условия плавки, при которых было бы возможно совместить восстановление кремния с переводом серы в шлак. Это удастся осуществить работой со шлаками основными, трудноплавкими и сильно глиноземистыми: при одинаковом содержании извести они уводят в шлак больше серы, так как в них отношение $\text{CaO} : \text{SiO}_2$ выше, чем в малоглиноземистых шлаках, и, вместе с тем, они горячее, гораздо более трудноплавки, чем кремнистые шлаки, что облегчает восстановление кремния.

Зависимость состава чугуна от качества шлака тем теснее, чем выше относительное количество последнего. Большое количество трудноплавкого глиноземистого шлака не только облегчает переход в чугун кремния (по закону масс), но и способствует сохранению восстановленного количества его, поддерживая это количество на постоянном уровне — во-первых, потому, что в этом случае шлак лучше защищает кремний от выгорания в области окислительной атмосферы (у горизонта фурм), и, во-вторых, потому, что всякие временные изменения в составе чугуна, пустой породы руды или ее количестве, а при ходе на минеральном горючем — и изменения в количестве и качестве золы горючего, тем слабее отражаются на составе шлака, чем его больше.

Для лучшего уяснения сказанного приведем следующие числовые примеры, относящиеся к двум характерным случаям практики.

При работе на богатой криворожской руде с относительным количеством шлака 0,4 (т. е. когда вес чугуна в 2,5 раза больше веса шлака) изменение содержания кремния в чугуне на 1% отвечает изменению содержания кремнезема в шлаке на 5,4%, что оказывает весьма заметное влияние на свойства шлака, на ход печи и его результаты. При увеличении содержания кремнезема в шлаке на 5,4%, перейдет в чугун больше серы, уменьшение же количества кремнезема на 5,4% может затруднить восстановление кремния, так как шлак станет слишком известковым. Но если отношение шлака к чугуну будет 1,5 (случай кливлендской плавки), то то же изменение состава чугуна вызовет уменьшение или увеличение содержания кремнезема в шлаке только на 1,4%, что, конечно, в гораздо меньшей степени отразится на работе печи.

Далее, обратив внимание на относительное количество подлежащего восстановлению кремнезема или на степень восста-

новления кремния в том и другом случае, найдем, что, например, при плавке на литейный чугун, когда отношение процентного содержания кремнезема в шлаке и кремния в чугуне может быть равно 10 (30% первого и 3% второго) при относительном весе шлака 0,4, количество восстанавливаемого кремнезема относится к тому его количеству, которое переходит в шлак, как 1:1,87, т. е. что и в этом случае приходится восстанавливать 0,35 всего содержания кремнезема в шихте, а во втором случае (относительное количество шлака 1,5) указанное отношение равно 1:7, и нужно восстановить лишь 0,125 всего кремнезема. Ясно, что колебания веса кремнезема в шихте в последнем случае относительно мало значительны и будут меньше отражаться на ходе восстановления кремния.

Состояние, в котором находится свободный кремнезем в руде, тоже оказывает свое влияние на восстановление кремния: если кремнезем равномерно распределен в виде мелких зерен в массе железных окислов, то восстановление действительно будет совершаться в присутствии железа растворенным в нем углеродом и успешно; наоборот, если кремнезем находится в руде в виде прожилок или отдельных желваков кварца, то это значительно затрудняет восстановление кремния, которое в этом случае идет на ограниченной поверхности соприкосновения кремнезема с окислами железа.

Наконец, трудноплавкость пустой породы руды в связи с удобовосстановимостью являются также немаловажными условиями процесса восстановления кремния: в обратном случае получается железистый шлак, присутствие которого несовместимо с образованием кремнистого чугуна.

Если все указанные выше свойства руды, благоприятствующие восстановлению кремния, имеются в наличии, то получение кремнистого чугуна не замедляет процесса плавки; хотя от уменьшения рудной сыпи в колоше (т. е. увеличения расхода горючего) приблизительно на 15—20% уменьшается соответственно выход чугуна из каждой колоши, но время пребывания колош в печи, а следовательно интенсивность горения в горне печи и интенсивность хода могут остаться теми же; уменьшение суточной производительности печи и выхода на единицу объема печи будет точно соответствовать уменьшению веса рудной сыпи (случай выплавки литейного чугуна из глинистых бурых железняков).

Иной результат получится в том случае, когда качество руды неблагоприятно получению кремнистого чугуна; тогда, несмотря на более значительное увеличение расхода горючего и сильно нагретое дутье, придется замедлить сход колош, т. е. понизить интенсивность горения и интенсивность плавки, чтобы получить требуемый чугун; время пребывания колош в печи возрастает, и суточная производительность понизится в большей степени, чем уменьшится сыпь в колошу, например, на

20—25% (выплавка литейного чугуна из богатой криворожской руды).

2. Иногда сильно глиноземистая пустая порода руды не содержит достаточного количества свободного кремнезема и кремний восстанавливается как будто из силиката алюминия. Но этот силикат содержит 2 частицы кремнезема на 1 частицу глинозема (каолинит) и, разлагаясь под влиянием высокой температуры, переходит сначала в соединение $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$, известное под именем силиманита, а затем в муллит $3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$, причем часть SiO_2 делается свободной. Очевидно, реакция восстановления в этом случае будет та же, как и написанная раньше.

Само собою разумеется, что все те условия, о которых говорилось по поводу восстановления кремния из свободного кремнезема, должны быть соблюдаемы и здесь; глинистые бурые железняки, в которых окись железа самым тесным образом перемешана с глиной, являются наилучшими рудами для производства литейного чугуна.

3. Восстановление кремния из силиката алюминия при плавке на минеральном горючем представляет обычное явление: зола горючего содержит в себе глинистую пустую породу, кремнезем которой находится в идеальных условиях для своего восстановления, так как тонко измельчен и равномерно перемешан с частицами раскаленного до самой высокой температуры углерода горючего.

4. Исследование Н. И. Красавцева [78], имевшее целью выяснить развитие восстановления кремния из доменных шлаков при взаимодействии их с чугуном в горне доменной печи, показало, что результаты взаимодействия находятся в зависимости от длительности взаимодействия, степени основности шлака (подтвердилась сравнительно легкая восстановимость кремния из кислых шлаков), но главным образом — от температуры. При той температуре, какую могут иметь чугун и шлак на лещади горна (1400° или немногим выше), взаимодействие их дает крайне незначительное увеличение содержания кремния в чугуне.

Лишь при нагреве выше 1500° восстановление усиливается и при 1600° может дать до 3% кремния в чугуне. Но такие температурные условия возможны лишь при выплавке ферросилиция, т. е. при расходе кокса более 2 и максимальном нагреве дутья (до 800°).

А. П. Любан [99] подтвердил слабое восстановление кремния из доменного шлака (41% SiO_2 ; 10,3% Al_2O_3 ; 46,4% CaO и 1,7% MgO). Смесь из 3 ч. шлака, 6 ч. железа в порошке и 1 ч. древесного угля подвергалась нагреву до 1450 и 1550° в течение 60, 90 и 150 мин. При 1450° восстанавливалось в чугун ничтожное количество кремния (около 0,25%), а при 1500° содержание его в корольке металла доходило до 2,5%, после выдержки в течение 90 мин. Дальнейший нагрев (до 150 мин.) не отразился на увеличении содержания кремния в металле, чем подтвердился вывод.

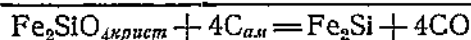
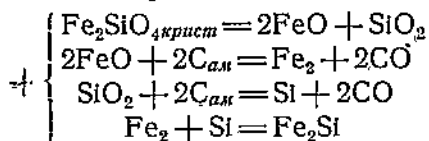
сделанный для условий восстановления марганца из его силиката. Таким образом, при всякой данной температуре устанавливается определенное предельное содержание марганца и кремния в сплаве с железом.

А. П. Любаном был произведен опыт восстановления кремния и из чистого силиката кальция, состав которого очень близко отвечал формуле CaSiO_3 (51,7% SiO_2 и 48,3% CaO).

Тесная смесь порошков силиката, железа и древесного угля (в отношении 1:2:0,3) подвергалась нагреванию и выдержке в течение 1 часа при 1400, 1500 и 1600°.

В результате получились корольки чугуна, содержавшие соответственно температурам 0,17; 0,42 и 1,9% Si. Числа эти указывают, что кремний из чистого силиката кальция восстанавливается труднее, чем из доменного шлака, и что до достижения 1500° восстановление его ничтожно; усиливается оно лишь при переходе к 1600°.

5. Как уже было указано раньше, иногда печи работали на высококремнистый чугун, беря в качестве руды только сварочный шлак. Если принять во внимание количество золы горючего, то для перевода нужного количества кремния окажется в этом случае кремнезема золы недостаточно; приходится допустить возможность восстановления кремния из основного силиката железа по реакциям:



Реакции эти приобретают большее или меньшее развитие наряду с реакцией восстановления железа из шлака с предварительным разложением его известью. Очевидно, этот последний процесс мешает первому, и избыток извести в этом случае не желателен. Вот почему на наших южных печах шихта на ферросилиций рассчитывалась так, чтобы иметь около 40% кремнезема в шлаке. Такой кислый шлак здесь не был вреден, потому что при расходе горючего 2,5—2,75 область высоких температур в печи настолько развита, что половина всего содержания серы в шихте улетучивалась в газах, а остальная половина почти целиком уходила в шлак.

Ввиду того, что неизвестна теплота образования кремнистого железа [100], нельзя определить точно окончательный тепловой эффект реакции восстановления. Что касается других физических условий хода процесса восстановления кремнистого железа из силиката его, то можно сказать, что оно имеет место уже после того, как шлак, расплавившись, стекает вниз, омывая куски горючего. Продолжительность времени соприкосновения реагирую-

щих материалов в данном случае значительно увеличивается поднятием области высоких температур, вызываемым чрезмерным расходом горючего.

Поднятие жара к колошнику влечет за собой все те неудобства хода, которые были раньше указаны для плавки на ферроманган; улетучивание всех составных частей шихты принимает настолько значительное развитие, что его приходится учитывать при составлении шихты (о чем подробнее будет сказано в своем месте).

Ход на литейный чугун, при котором задаются целью перевести в чугун 2—4% кремния и устанавливают расход горючего на 15—20% выше, чем на передельный, конечно, не представляет таких крайностей, о каких только что говорилось; но продолжительная работа на несколько более кремнистый литейный чугун может быть выгодной лишь при стечении всех благоприятных местных условий. В таком положении находятся, например, доменные печи Шотландии и горного округа Кливленда, проплавляющие бедные глинистые железняки, дающие на единицу чугуна от 1,5 до 1,7 шлака, содержащего много глинозема (22—26%), а также штата Алабамы, где в плавку идет смесь убогих красных и бурых глинистых железняков. Шихта из подобных руд позволяет выплавлять хороший литейный чугун и на древесном угле при умеренном сравнительно нагреве дутья (не выше 400°), что можно подтвердить работой печей б. Вятского горного округа на местных глинистых бурых железняках и сидеритах, содержащих в обожженном состоянии всего 36—38% Fe [101].

Итак, условия получения кремнистого чугуна следующие:

- 1) высокий нагрев дутья;
- 2) усиленный расход горючего;
- 3) сравнительно трудноплавкие кремнистые шлаки при работе на древесном угле и трудноплавкие глиноземистые основные шлаки для хода на минеральном горючем;
- 4) удобовосстановимые небогатые руды с трудноплавкой пустой породой, кремнезем которой равномерно распределен во всей массе окислов железа;
- 5) пониженная (в случае неблагоприятных остальных условий) интенсивность плавки.

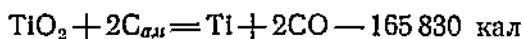
Восстановление титана. Титан отличается от своего аналога — кремния — тем, что образует несколько степеней окисления и при восстановлении двуокиси дает смесь окислов непостоянного состава, характерного темносинего цвета. Первому продукту восстановления приписывается состав Ti_3O_5 (или $Ti_2O_3TiO_2$); вторым продуктом является Ti_2O_3 и последним (при восстановлении водородом) — TiO .

Сравнительно легко в температурном интервале 700—1100° титановый ангидрид теряет 7% своего кислорода в струе водорода, переходя в Ti_3O_5 . При восстановлении ильменита ($FeTiO_3$)

достигалась при 1100° степень восстановления — 112,4%, вследствие того, что после восстановления закиси железа начиналось восстановление титанового ангидрида. Последний при 1300° теряет 26,8% кислорода, переходя в Ti_2O_3 , а при 1500° — 50%, давая TiO .

Восстановление окисью углерода идет медленнее, и для достижения определенной степени восстановления требуется более высокая температура; 7,9% восстановления достигаются окисью углерода лишь при 1300° [102].

Полное восстановление возможно лишь твердым углеродом. Древесный уголь начинает восстанавливать титановый ангидрид около 730°; повышение температуры ускоряет ход реакции, но вместе с тем ведет к образованию карбида титана (TiC). Реакция



показывает, что при восстановлении 1 кг титана углеродом затрачивается в 1,14 раза более тепла, чем для получения 1 кг кремния.

Отсюда следует, что при плавке титанистых руд на литейный чугун и в условиях, которые благоприятствуют восстановлению кремния, последний будет переходить в чугун раньше или в большем количестве, чем титан. Действительно, произведенные в Америке опыты [103] выплавки литейного чугуна на коксе из смеси руд Верхнего озера и титанистых при сильно нагретом дутье и основных шлаках, в которых количество извести и магнезии было такое же, как и в обыкновенных шлаках литейного чугуна, показали, что восстановление титана возможно без заметного увеличения расхода горючего в количестве около 0,5—0,6% при 1,5—2,5% кремния в чугуне. Получаемые при этом титанистые шлаки, содержавшие 25—30% SiO_2 при 10% TiO_2 , хотя и более горячи, чем обыкновенные кремнистые, не представляют особых неудобств для плавки, так как обладают достаточной текучестью. К такому же выводу пришел раньше А. Росси [104], переплавлявший одни титанистые руды в небольшой доменной печи; количество титанового ангидрида в шлаках доходило до 40% [при 15% SiO_2 и около 32% ($CaO + MgO$)].

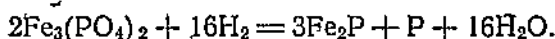
При работе на малокремнистый передельный чугун титан тоже переходит в чугун. Надо думать, что этому способствует низкое содержание извести в шлаках (так же, как и при восстановлении кремния из силиката). В чугунах уральских опытных плавок титана содержалось немного — около 0,4—0,6%, почти столько же, сколько и кремния. В шлаках было около 35% ($CaO + MgO$) для обеспечения получения чистого по сере чугуна. Наиболее легкоплавкий высокотитанистый шлак получается при содержании 30% CaO [105], но если в шлаке может быть установлено не более 10% TiO_2 , то с успехом применяются и более основные шлаки. В настоящее время доказано, что затруднения при выплавке чугуна из титанистых руд вызываются не трудно-

плавкостью и вязкостью титанистых шлаков, как прежде думали, а получением в печи карбида титана — TiC — вещества неплавкого, от присутствия которого во взвешенном состоянии в шлаке зарастает горн печи и образуются настыли на заплечиках и стенах шахты, чему благоприятствует горячий ход печи на основных шлаках.

И. П. Семик, исследуя вязкость титанистых шлаков, заметил загустевание их в продолжение опыта. Загустевание это не может быть предупреждено или устранено добавкой ожигающих шлак примесей, но, продувая загустевшую массу воздухом, Семик получал снова жидкий шлак, сжигая карбид титана [106].

Восстановление фосфора и мышьяка. 1. Фосфор входит в состав шихты доменных печей главным образом в виде фосфорно-кальциевой соли; более редко он находится в рудах в виде минерала вивианита [фосфорножелезистая соль — $Fe_3(PO_4)_2 \cdot 8H_2O$].

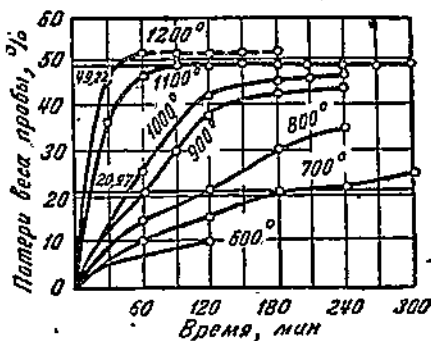
Соединение это восстанавливается, теряя предварительно воду, и водородом и окисью углерода при сравнительно невысокой температуре. А. П. Любан, изучавший восстановление фосфора [107], для своих опытов восстановления фосфата железа брал соль окиси железа ($FePO_4$); она легко, даже при 700° , теряла часть своего кислорода и фосфора, переходя в соль закиси [$Fe_3(PO_4)_2$], которая, восстанавливаясь, давала фосфористое железо по реакции:



Аналогичная реакция происходит, при восстановлении окисью углерода:



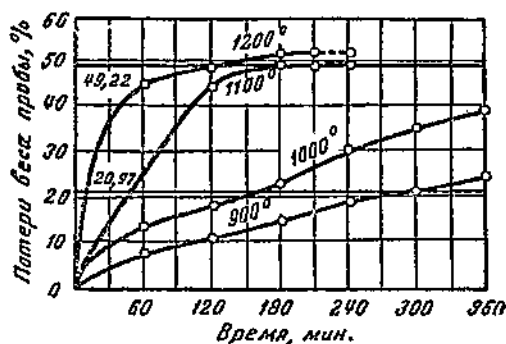
Восстановление водородом начинается уже при 400° , но до 600° оно слабо развивается; восстановление окисью углерода идет медленнее и требует более высоких температур для достижения тех же степеней восстановления. Получение одного фосфористого железа, как конечного продукта восстановления, достигается только при 1300° . Фиг. 61 и 62 наглядно представляют различие в ходе восстановления водородом и окисью углерода. (На диаграммах нижняя горизонтальная линия указывает переход окисного соединения в закисное — потерю 20,97% веса соли, а верхняя — переход в фосфористое соединение и потерю всего кислорода).



Фиг. 61. Восстановление фосфорножелезистой соли водородом

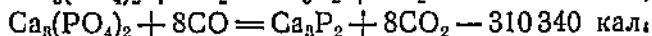
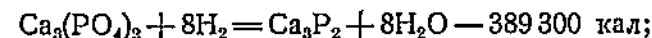
Фосфорнокальциевая соль — очень прочное соединение, образующееся с выделением большого количества тепла (око-

ло 982 000 кал) и не разлагаемое кремнеземом даже при нагревании до 1500°. Но и оно восстанавливается (хотя и не полностью) как водородом, так и окисью углерода. Кривые фиг. 63 показывают, по Любану, ход восстановления при нагреве до 1300°; нача-



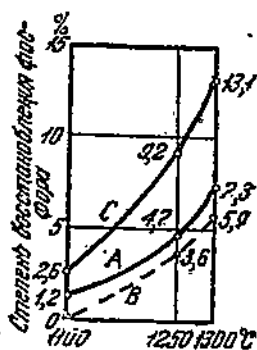
Фиг. 62. Восстановление фосфорножелезистой соли окисью углерода

лом реакции можно считать 1000°. При отсутствии кремнезема значительно повышает степень восстановления, хотя процесс плавления не наступает. Продуктом восстановления является фосфористый кальций, как видно из реакций:



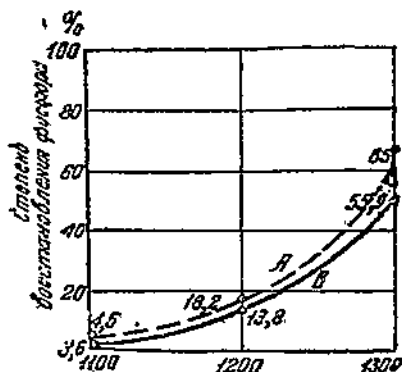
Кривые А и В фиг. 63 изображают ход восстановления по этим реакциям, а третья (кривая С) — влияние прибавки кремнезема. Несмотря на то, что при температуре, не превосходящей 1300°, кремнезем не может разлагать фосфорнокальциевую соль, как показали специально поставленные опыты, кремнезем значительно повышает эффект восстановления, хотя предельная степень его при 1300° все же невысока. Она значительно возрастает при той же температуре, если восстановление производится древесным углем и, в особенности, в присутствии кремнезема, как видно из кривых фиг. 64 и 65. На фиг. 64 дана кривая В, указывающая ход восстановления хибинского апатита, т. е. естественного фосфата кальция с примесью пустой породы (около 10%). Фиг. 65 дает понятие о различии влияния аморфного кремнезема и кристаллического (кварца); последний, конечно, менее активен при низких сравнительно температурах.

Наконец, нужно сказать, что присутствие железа снижает температуру, при которой начинается восстановление фосфора из фосфата кальция — до 1050°.

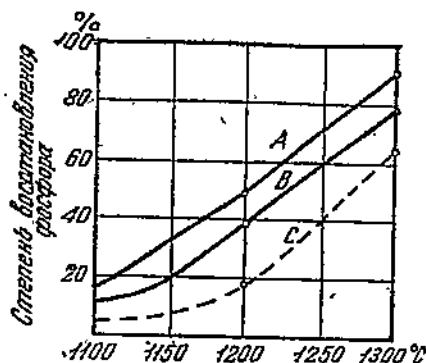


Фиг. 63. Восстановление фосфорнокальциевой соли водородом (А) и окисью углерода без кремнезема (В) и в присутствии его (С)

В доменной печи остаток невосстановленного фосфата может притти в область температур, где возможно плавление

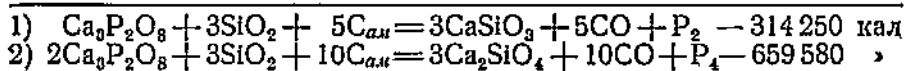
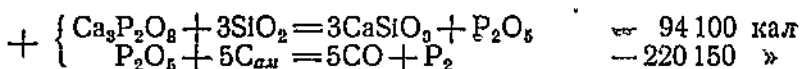


Фиг. 64. Восстановление фосфорнокальциевой соли (A) и апатита (B) древесным углем



Фиг. 65. Восстановление фосфорнокальциевой соли в смеси с аморфным кремнеземом (A), с кристаллическим кремнеземом (B) и без кремнезема (C)

и полное разложение фосфата кремнеземом; в таком случае могут иметь место следующие реакции;



Реакция 1) идет в присутствии кислых шлаков (древесноугольная плавка) с поглощением 5069 кал на 1 кг восстановленного фосфора, а реакция 2) требует несколько больше — 5319 кал, идя в присутствии основных шлаков коксовой плавки, когда тем же количеством кремнезема нужно разложить двойное количество фосфата.

Так как в присутствии углеродистого железа кремнекислые и фосфорнокислые соединения могут находиться в расплавленном состоянии совместно только тогда, когда концентрация первых очень слаба, т. е. когда, например, фосфорнокальциевая соль значительно преобладает над кремнекальциевой (как это бывает в основных мартеновских и томасовских шлаках), а в доменных шихтах, даже самых фосфористых (на томасовский чугун), кремнезема находится во много раз больше, чем фосфорного ангидрида, то в условиях доменной плавки, т. е. в восстановительной атмосфере и при высокой температуре, фосфор всегда восстанавливается полностью.

Как показывает тепловой эффект реакций, затрата тепла на восстановление фосфора велика: на весовую единицу фосфора, восстановленного из фосфорнокальциевой соли, она в 4,75 раза больше, чем на единицу железа из его окиси (8531:1788). Поэтому охлаждение области плавления появлением в ней невосстановленной руды с образованием железистого шлака при недостаточно высоком жаре в горне доменной печи влечет за собой переход части фосфора в шлак в виде фосфорножелезистой соли. Соль эта при повышении температуры горна легко восстанавливается углеродом в фосфористое железо по реакции, приведенной раньше. Она идет в доменной печи и в том случае, когда некоторое количество фосфора поступает в печь в виде вивианита. Плавкой наиболее фосфористых шихт (на томасовский чугун) в шлак переводят обыкновенно от 0,05 до 0,20 % фосфора, что составляет не более 0,1 всего его количества. В шлаках наиболее бедного фосфором чугуна (бессемеровского) находятся лишь следы фосфора.

По поводу указанного выше расхода тепла на восстановление фосфора нужно заметить, что обычно приводимые в учебниках числа значительно ниже, так как в них принимается, что фосфор восстанавливается из фосфорного ангидрида, хотя, очевидно, что он свободным в шихте быть не может. Для хода на томасовский чугун такой способ расчета дает значительно меньший истинного расход тепла на восстановительный процесс.

Из всего сказанного выше следует, что доменному технику не приходится ни озабочиваться полнотой восстановления фосфора, ни принимать мер против перехода фосфора в чугун; ему нужно лишь время от времени производить подсчет наибольшего возможного содержания фосфора в чугуне, в предположении полного его восстановления, чтобы знать, может ли продукт плавки удовлетворять своему назначению или определенным требованиям спецификации.

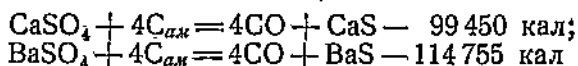
2. Мышьяк обыкновенно находится в железных рудах в таких незначительных количествах, что проходит незамеченным в чугуне и ничем не отзывается на качестве получаемых продуктов, но некоторые испанские и алжирские руды, а также наша керченская, содержат его столько, что, переходя в чугун, мышьяк может заметно понижать некоторые качества (особенно — свариваемость) получаемых из такого металла литого железа и стали, несмотря на то, что всегда часть мышьяка, благодаря летучести некоторых его соединений, уносится из печи газами.

Мышьяковистые соединения, подобно сернистым, разлагаются восстановленным железом, а образующееся мышьяковистое железо растворяется в чугуне. Нельзя представить этот процесс термохимическими уравнениями, так как, во-первых, неизвестно точно состояние, в котором находится мышьяк в разных рудах, и, во-вторых, еще не определен тепловой эффект образования мышьяковистых соединений разных металлов.

Во всяком случае, опыт показывает, что мышьяк легко восстанавливается и переходит в чугуны как при основных шлаках и горячем ходе печи, так и при кислых и холодном ходе, чем существенно отличается от серы. Единственным средством понизить содержание его в чугуне является прибавление в шихту чистых в отношении мышьяка руд (у нас к керченской руде прибавляют криворожскую).

Восстановление серноокислых солей. 1. В сырых материалах доменной плавки всегда находится некоторое количество сернокальциевой соли — составной части золы кокса, примеси флюса — известняка и руд (гипс); сравнительно редко поступает в доменные печи сернобариевая соль — тяжелый шпат, но для некоторых руд (например марганцевых) примесь ее характерна.

Обе эти соли при температуре более 700° восстанавливаются твердым углеродом в сернистые соединения [108], уходящие в шлак, поэтому сера серноокислых солей издавна называлась «серой безвредной», в отличие от «серы вредной» — сернистых соединений тяжелых металлов. Реакции восстановления



указывают на значительную затрату тепла, которая, однако, практически не имеет серьезного значения ввиду незначительного содержания серноокислых солей в шихте доменных печей.

2. В рудах, подвергавшихся обжигу с целью окисления серы, кроме указанных двух солей, могут находиться серноокислые соли тех металлов, которые были в руде в виде сернистых соединений. Соединения эти при окислении дают, как промежуточные продукты, серноокислые соли железа, меди, цинка и свинца. Первые две соли легко разлагаются при повышенной температуре во время самого обжига, последняя совсем не разлагается, а соль цинка может быть разложена лишь частично. Таким образом в некоторых рудах могут находиться серноокислые соли цинка и свинца. В присутствии углерода и восстановленного железа они дают сернистое железо, как уже было указано выше.

Сверх того, возможно взаимодействие восстановленного железа с гипсом пустой породы по так называемой реакции Финкенера [109]:



Она начинается уже при 500° и заканчивается плавлением продуктов реакции выше 900°. Д. Мирев доказывает [109], что в интервале температур 500—1200° взаимодействие гипса с железом проходит несколько стадий, но что в конечном продукте его является сернистое железо по результирующей реакции Финкенера.

Таким образом оказывается, что не вся сера сернокислых солей безвредна,

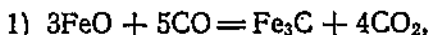
Условия перехода серы в чугун и шлак из сернистых и сернокислых соединений нужно принимать в соображение, ведя теоретические расчеты, связанные с материальным и тепловым балансами доменной печи.

С того времени, как Л. Белл и Л. Грюнер опубликовали первые тепловые балансы доменных печей, повелось считать тепловой эффект перехода серы в чугун в предположении, что она восстанавливается из серного ангидрида (SO_2), причем, значит, на 1 атом серы освобождается 3 атома кислорода. Но из сказанного ранее следует, что при переходе серы в чугун идут реакции обменного разложения, причем не происходит ни восстановления серы, ни выделения кислорода, и что поэтому не приходится определять затраты тепла на восстановление серы при переходе ее в чугун. Зато должен быть учтен, чего прежде не делалось, тепловой эффект перехода серы в шлак в виде сернистого кальция (с восстановлением железа из сернистого его соединения), а в материальном балансе должно быть принято во внимание то количество кислорода, которое освобождается из извести (1 атом кислорода на 1 атом серы). Наконец, нельзя забывать и затраты тепла, а также выделения 4 атомов кислорода на 1 атом серы при восстановлении сернокислых солей — обыкновенно сернокальцевой — из золы горючего, руды и флюса, а иногда и сернобариевой соли. Не принимая во внимание сделанных здесь замечаний, нельзя свести материального баланса; что же касается теплового, то по незначительности количества серы правильный термический учет имеет только принципиальное значение.

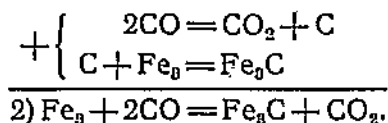
3. ОБУГЛЕРОЖИВАНИЕ

Л. Грюнер, изучая явления распада окиси углерода [110] при температуре, не превосходившей 400° , обнаружил обработкой продукта реакции соляной кислотой выделение углеродов (легко отличаемых от водорода по характерному запаху), что указывало на присутствие в этом продукте карбида железа.

Полагая, что карбид образуется из восстановленного ранее железа, Грюнер пришел к заключению, что присутствие железа необходимо для хода реакции $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$. Позднейшие исследователи указывали на то, что это заключение неправильно и что образование карбида может предшествовать появлению металлического железа, так как при низких температурах ($400-500^\circ$) может идти реакция:



которая допускает большую концентрацию углекислоты по сравнению с реакцией обуглероживания восстановленного уже железа окисью углерода, — реакции, которую можно написать так:



В обеих реакциях — 1) и 2) — принимают участие CO , CO_2 и Fe_3C , но в первой из них присутствует FeO , а во второй — Fe . При всякой температуре окисляющее действие CO_2 по отношению к Fe выше, чем по отношению к FeO , вот почему вторая реакция может требовать более низкой концентрации CO_2 и должна следовать за первой.

Однако самые последние работы, касающиеся этого вопроса, не подтверждают существования реакции 1); Бон и его сотрудники категорически отрицают образование карбида железа ранее появления металлического железа. Тот же вывод можно сделать из неопубликованного исследования, произведенного в лаборатории б. Ленинградского металлургического института Г. Я. Шрейбером.

Взгляд Грюнера на роль железа в процессе распада окиси углерода поддерживается также некоторыми советскими исследователями.

К числу их относятся Г. И. Чуфаров и А. Н. Куликов [111], которым удалось решить вопрос путем простых, но убедительных опытов. Чистое железо (в губчатой форме) готовилось ими восстановлением окиси железа водородом при $300-500^\circ$, а закись железа путем окисления губчатого железа смесью 40% водорода и 60% водяных паров при 900° , когда железо может окисляться только в FeO .

Выдерживая так приготовленную закись железа долгое время при температуре $600-625^\circ$ в смеси 50% CO + 50% CO_2 , исследователи не могли обнаружить распада CO на CO_2 + C , а восстановление FeO было устранено нейтральной (при $600-650^\circ$) газовой смесью.

Взаимодействие губчатого железа с окисью углерода при 500° давало обильное выделение углерода-сажи. Отсюда исследователи сделали правильный вывод, что истинным катализатором для окиси углерода является железо, а не его закись. Нужно добавить, что железо, полученное восстановлением при низкой температуре, будучи нагрето до 900° , становится мало активным катализатором: оно все же вызывает распад CO , но действует очень медленно.

Реакция 2) изображает ход обуглероживания железа окисью углерода. Что касается обуглероживания твердым углеродом топлива непосредственно, то, во-первых, разви-

тие этого процесса возможно лишь в месте соприкосновения кусков топлива с восстановленным железом, и, во-вторых, при низких температурах процесс цементации идет в глубь массы металла крайне медленно и ограничивается очень слабой концентрацией углерода в железе.

Более энергично может обуглероживать железо синеродистый калий (KCN), благодаря тому, что он находится на некоторых горизонтах печи в парообразном состоянии, но его роль в этом направлении, так же как и роль восстановителя, не может быть установлена количественно. Поэтому надо признать, что окись углерода, для которой доступна и внутренность кусков руды, является, если не единственным, то главным деятелем процесса обуглероживания в доменной печи.

Начинаясь, как было указано, при довольно низкой температуре, процесс обуглероживания значительно ускоряется при повышении как температуры, так и концентрации окиси углерода. В интервале температур 550—650° железо может (при достаточной длительности процесса цементации) перейти целиком в карбид железа Fe_3C , под действием колошниковых газов [112].

При 1000° процесс цементации ведет к отложению в массе восстановленного железа значительного количества свободного углерода — продукта распада первоначально полученного карбида (так называемого «углерода отжига»). О том, до какой степени может быть велико это отложение углерода, можно судить по следующему результату опыта Шарпи [113]. Выдерживая в течение 36 час. железную проволоку в токе чистой окиси углерода при 1000°, названный исследователь получил продукт, содержащий 1% C, растворенного в железе (углерод карбида), и 8,27% углерода отжига. Таким образом окись углерода передает железу своим распадом гораздо больше углерода, чем может удержаться его в растворе; тем не менее, поглощение углерода с последующим разложением карбида продолжается и служит к накоплению в массе железа аморфного углерода, который затем является материалом для образования наиболее легкоплавкого соединения (эвтектики) железа с углеродом, как только будет достигнута температура его плавления, именно — 1140°, при которой жидкий продукт содержит 4,3% C.

Протекая по направлению к горну и омывая куски горючего, нагретого до более высокой температуры, чугуны могут растворить в себе углерода больше 4,3%, если, помимо повышения температуры, этому способствуют некоторые примеси железа. Такими примесями могут служить элементы, которые образуют двойные углеродистые соединения с железом, а именно — хром, марганец, ванадий и титан. Но обыкновенно скопившийся на лепяди чугуны содержит меньше углерода, чем эвтектика, вследствие того, что в него переходят элементы, которые соединяются с железом и тем уменьшают количество свободного металла, растворяю-

щего в себе углерод. Такими элементами являются кремний и фосфор главным образом, а затем и сера. Но хром, ванадий и титан представляют довольно редкую примесь железа, а сера входит в состав чугуна в незначительном (иногда — ничтожном) количестве по сравнению с другими элементами. Таким образом три элемента — кремний, фосфор и марганец — оказывают влияние то или иное окончательное содержание углерода в чугуне, причем первый и второй являются антагонистами третьего.

Самое высокое содержание углерода наблюдается в ферромангане, заключающем при 80% Мп не менее 7% С, а иногда и 7,5%; зеркальные чугуны с 15—20% Мп имеют около 5—5,5% С. Что касается обыкновенных передельных чугунов, то они содержат 3,75—4% С и лишь в выплавленных на древесном угле «спелых», но не кремнистых чугунах (шведских и уральских) бывает 4,5% и даже несколько более углерода. В литейных чугунах содержится обыкновенно не менее 3,5% С, но благодаря влиянию кремния не более 3,75% С — почти исключительно в состоянии графита (углерода карбида в хороших марках литейного чугуна остается не менее 0,2%, часто — около 0,3%). Вследствие влияния фосфора в томасовских чугунах углерода бывает часто не более 3,2%, — почти исключительно в состоянии углерода карбида (белый чугун). Меньше 3% С бывает только в кремнистых чугунах (ферросилиций, более или менее богатый кремнием).

В заключение можно сказать, что ход процесса обуглероживания никаких затруднений для доменной плавки не представляет и внимания к себе со стороны доменной техники не требует, так как при желательном содержании других элементов количество углерода в чугуне устанавливается само собой в указанных выше пределах.

4. ПЛАВЛЕНИЕ

Ход процесса плавления и шлакообразования в доменной печи. Лишь после того, как будет закончено восстановление железа и последнее в виде сплава с углеродом будет переведено в жидкое состояние, в доменной печи должно было бы начинаться сплавление пустой породы с флюсом, т. е. шлакообразование. Процесс этот должен заканчиваться в цилиндрическом распаре или в месте перехода распара в заплечики, однако в редких сравнительно случаях он протекает нормально, т. е. с соблюдением всех только что указанных условий; для этого нужно, с одной стороны, чтобы пустая порода была настолько трудноплавкой, а руда в такой степени удобовосстановимой, что преждевременное образование шлака, т. е. до полного восстановления железа, было бы невозможно, с другой стороны, — и не в такой степени трудноплавкой, чтобы образование жидкого шлака могло произойти лишь в середине высоты заплечиков и даже ниже.

Не входя пока в подробности относительно этого явления и его связи с составом шихты и размерами печи, перейдем к рассмотрению самого процесса плавления.

1. В общем, ход шлакообразования в доменных печах может быть представлен так. Шлакообразующие материалы идут сверху вниз, постепенно подогреваясь потоком более горячих газов, поэтому, очевидно, прежде всего получающийся шлак должен быть наиболее легкоплавким шлаком, т. е. представлять собою эвтектику из главнейших составных частей доменных шлаков — кремнезема, глинозема и извести. Эта эвтектика образуется при температуре, близкой к 1200° , если в пустой породе руды находятся все составные части ее в подходящем отношении, т. е. если руда «самоплавка»; в противном случае шлакообразование начнется при более высокой температуре, когда некоторая часть извести флюса сплавится в месте соприкосновения с рудой с частью пустой породы, которая обыкновенно содержит в себе силикат глинозема ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$) с большей или меньшей механической примесью кремнезема.

Чтобы понять дальнейший ход процесса плавления, нужно обратиться к диаграмме Ренкина, которую представляет здесь фиг. 66. В дополнение к ней нами дается табл. 23, содержащая перечень точек эвтектик (двойных, обозначенных буквами, и тройных — арабскими цифрами) с указанными температурами, так как малый масштаб диаграммы не дает возможности их читать.

Наиболее легкоплавкое соединение, какое, по Ренкину (фиг. 66; точка 2), может дать тройная система: $\text{SiO}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{CaO}$, есть эвтектика состава: $62 \text{ SiO}_2 + 14,75 \text{ Al}_2\text{O}_3 + 23,25 \text{ CaO}$, плавящаяся при 1165° [114]; в ней отношение $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ около 4,2. Более глиноземистая эвтектика (с отношением $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ почти равным 2) может плавиться при 1265° ; она имеет состав: $42 \text{ SiO}_2 + 20 \text{ Al}_2\text{O}_3 + 38 \text{ CaO}$ (точка 5 диаграммы). Промежуточное соединение (точка М диаграммы), содержащее $47,3 \text{ SiO}_2 + 18,6 \text{ Al}_2\text{O}_3 + 34,1 \text{ CaO}$, плавится при несколько более высокой температуре — 1299° , но зато перегрев на 100° делает его совершенно жидким, тогда как наиболее легкоплавкое соединение указанного выше состава (точка 2) отличается чрезмерной густотой и не может течь как жидкость, — оно должно растворить в себе некоторое количество извести, чтобы сделаться подвижным или же и достаточно легкоплавким шлаком. Вторая из указанных эвтектик отличается такою же особенностью, но она становится более жидкой от присоединения как извести, так и кремнезема.

Соединения с более низким отношением кремнезема к глинозему (1—1,25) отличаются такой высокой температурой плавления, что возможность получения их в начале шлакообразования совершенно исключается; шлаки с таким отношением получаются в печи последовательным растворением высокоглиноземистой пу-

стой породы в первоначально получающемся более легкоплавком шлаке при опускании шихты в область наивысшей температуры.

Таблица 23

Точки диаграммы	M	N	O	P	Q	S	T	L
SiO ₂ , %	47,3	33,0	41,1	41,1	14,2	26,7	6,9	70,0
Al ₂ O ₃ , %	18,6	36,8	13,2	39,3	50,8	23,7	41,8	19,5
CaO, %	34,1	30,2	45,7	19,3	35,0	49,6	51,3	10,5
Температура плавления °C	1299	1388	1316	1547	1522	1545	1350	1359
Точки диаграммы	1	2	3	4	5	6	7	8
SiO ₂ , %	70,4	62,0	42,8	39,9	42,0	41,0	31,8	36,6
Al ₂ O ₃ , %	19,8	14,75	4,2	11,9	20,0	11,8	39,0	14,4
CaO, %	9,8	23,25	53,0	48,2	38,0	47,2	29,2	49,0
Температура плавления °C	1345	1165	1415	1335	1265	1310	1380	1415
Точки диаграммы	9	10	11	12	13	14	19	20
SiO ₂ , %	47,9	75,8	21,3	9,25	9,7	6,8	7,5	12,0
Al ₂ O ₃ , %	36,5	17,6	44,5	53,25	42,0	43,7	38,0	39,3
CaO, %	15,6	6,6	31,2	37,50	48,3	49,5	54,5	48,7
Температура плавления °C	1512	1470	1475	1505	1380	1335	1390	1430

Однако в исключительном случае, при работе на руде с латеритовой пустой породой (маяри или ей подобной) или железистыми бокситами, возможно образование, хотя и запоздалое, с самого начала чрезмерно глиноземистого шлака, могущего содержать, например, 6,8 SiO₂+43,7 Al₂O₃+49,5 CaO и плавиться при 1335° (точка 14 диаграммы); он становится затем более трудноплавким от растворения избытка кремнезема пустой породы руды и вывести из флюса.

Как видно из сказанного, легкоплавкие шлаки могут получаться в печах только при наличии глиноземистой породы — в руде или флюсе; поэтому, если глинозем дает одна зола минерального горючего или последняя дает значительную долю его количества, то шлакообразование будет чрезмерно запоздалым.

Процессу плавления смесей, образующих шлаки, предшествует процесс спекания, который является не только чисто физическим явлением прилипания друг к другу частиц окислов при на-

греве их до той или иной температуры, но также, и химическим процессом образования химических соединений, температура плавления которых значительно (на сотни градусов) выше температуры спекания. Как показали опыты многих исследователей, такие трудноплавкие соединения как Ca_2SiO_4 и Mg_2SiO_4 , образуются при взаимодействии твердых окислов, их составляющих, уже при 1200° , 1000° и даже (в течение очень долгого времени) при 800° . Но для этого требуется: возможно тонкое измельчение, тесное перемешивание реагирующих окислов и более или менее продолжительная выдержка их при указанных температурах (чем выше температура, тем скорее совершается процесс и дальше продвигается превращение механической смеси в химическое соединение).

С другой стороны, характеризующая жидкое состояние способность течь проявляется, даже в легкоплавких эвтектиках из SiO_2 , Al_2O_3 и CaO , при гораздо более высоких температурах, чем температуры плавления по диаграмме Ренкина, так как эта способность зависит от степени текучести сплава при температуре плавления; для некоторых шлаков она очень низка. Приведем несколько примеров из работ М. Остроухова [115].

Смеси SiO_2 , Al_2O_3 и CaO разного состава, образующие более или менее легкоплавкие эвтектики, спекаются, по данным М. Остроухова, в интервале температур 1100 — 1200° , при содержании SiO_2 более 54%, за исключением самой легкоплавкой из них (1165° по диаграмме Ренкина), состав которой уже был указан выше. Смесь соответствующего ей состава хорошо спекалась лишь при температуре 1300° . Более основные смеси (SiO_2 менее 54% — до 28%) спекались хорошо между 1200° и 1300° .

Способность сплавов течь хорошо характеризуется температурой каплеобразования; эта температура, естественно, выше температуры спекания; зависимость ее от вязкости сплава у точки плавления наглядно указывается наиболее легкоплавкой эвтектикой; имея, по Ренкину, температуру плавления 1165° и образуя из порошка-смеси стекло при 1300° , она начинает капать лишь при нагревании выше 1450° , когда капли все же с трудом отделяются от сплавленного монолита. У большинства изученных М. Остроуховым шлаков падение капель наступило вблизи 1350° .

В доменной печи составные части шлака находятся не в состоянии тонкого порошка и обыкновенно не перемешаны друг с другом (по крайней мере, известь находится в виде отдельных кусков), но зато три главных составных части шлаков — SiO_2 , Al_2O_3 и CaO — сопровождаются окислами железа, а часто и марганца; часть извести замещается магнезией. Это существенно меняет ход процесса плавления: достаточно незначительной прибавки закиси железа и марганца для того, чтобы образовалась легкоплавкая и жидкая

эвтектика, которая растворяет в себе пустую породу руды и тем снижает температуру области плавления.

2. Так как плавка на древесном угле и минеральном горючем требует шлаков неодинакового состава и разной степени плавкости, то процесс шлакообразования в древесноугольных и коксовых печах, после получения первого, т. е. наиболее легкоплавкового шлака, идет в различных направлениях и заканчивается не в одном месте печи.

В древесноугольной печи первый шлак будет растворять, кроме извести, и кислую породу руды; трудноплавкость его будет увеличиваться от увеличения примеси кислого силиката кальция до тех пор, пока не закончится плавление пустой породы руды.

В коксовой печи имеется значительный избыток (по сравнению с весом пустой породы) извести, и трудноплавкость шлака возрастает по мере процесса плавления от увеличения основности шлака, т. е. растворения в нем извести. Но в горне доменной печи к полученному плавлением шлаку присоединяется зола кокса, что может в более или менее значительной мере изменить химический состав шлака, а также степень плавкости и подвижности его в жидком состоянии в зависимости от отношения веса золы к весу пришедшего в горн шлака и разницы отношений $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ в них.

Для лучшего выяснения влияния золы на конечный состав шлака автором составлена табл. 24, данные которой относятся к шести характерным случаям практики. В таблице веса составных частей шлака взяты из «Расчета доменных шихт» и отнесены к 1000 ч. горючего. Относительный вес шлака указан в тексте со включением в него сернистого кальция и окислов тяжелых металлов, а процентный состав приведен в табл. 24 без них, — для удобства сравнения шлаков между собой и определения их плавкости по диаграммам.

Табл. 24 позволяет сделать следующие выводы:

1) Плавка криворожской руды (с незначительной примесью марганцевой и сварочного шлака) на донецком коксе с расходом его 1,0 при относительном весе шлака 0,47, на мартеновский чугун (0,6% Si) характеризуется получением малоглиноземистого шлака. При работе на криворожской руде глинозем золы, как видно из таблицы, играет очень видную роль в конечном составе шлака, давая почти половину общего содержания этой составной части его, так как вес шлака незначителен (0,47), а золы в коксе — 10%. Температура плавления шлака, не растворившего в себе всей золы, до того высока (более 1700°), что вся известь флюса не может в нем раствориться и, по крайней мере, 20% ее приходит в горн. В течение всего хода процесса плавления, начинающегося в этом случае при очень высокой температуре, шлак пересыщен из-

Таблица 24

	Составные части шлака, ‰				Сумма
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	

1) Криворожская руда, донецкий кокс —
мартеновский чугу́н

Шихта и кокс дают в шлаке, кг	169,08	47,42	199,62	5,75	421,87
Зола кокса вносит, кг . . .	43,00	22,50	6,00	1,40	72,90
Вес шлака без золы, кг . . .	126,08	24,92	193,62	4,35	348,97
Состав шлака без золы, ‰ .	36,2	7,1	55,5	1,2	100,0
Состав конечного шлака, ‰ .	40,1	11,2	47,3	1,4	100,0

2) Магнитогорская руда с 58‰ Fe, кузнецкий кокс —
мартеновский чугу́н

Шихта и кокс дают в шлаке, кг	161,0	99,0	166,5	23,5	450,0
Зола кокса вносит, кг . . .	67,5	33,8	17,5	8,2	127,0
Вес шлака без золы, кг . . .	93,5	65,2	149,0	15,3	323,0
Состав шлака без золы, ‰ .	28,9	20,2	46,1	4,8	100,0
Состав конечного шлака, ‰ .	35,8	22,0	37,0	5,2	100,0

3) Криворожский красный железняк (23‰ бурого), донецкий антрацит (6‰) и кокс (1‰) — мартеновский чугу́н

Шихта и кокс дают в шлаке, кг	146,0	33,0	183,0	3,0	365,0
Зола кокса вносит, кг . . .	15,5	3,7	2,4	0,9	22,5
Вес шлака без золы, кг . . .	130,5	29,3	180,6	2,1	342,5
Состав шлака без золы, ‰ .	38,1	8,6	52,7	0,6	100,0
Состав конечного шлака, ‰ .	40,0	9,1	50,0	0,9	100,0

4) Красный железняк Верхнего озера, коннельсвилльский кокс — бессемеровский чугу́н

Шихта и кокс дают в шлаке, кг	172,8	75,6	254,6	4,6	507,6
Зола кокса вносит, кг . . .	55,0	35,0	2,0	—	92,0
Вес шлака без золы, кг . . .	117,8	40,6	252,6	4,6	415,6
Состав шлака без золы, ‰ .	28,4	9,7	60,8	1,1	100,0
Состав конечного шлака, ‰ .	34,0	14,9	50,2	0,9	100,0

5) Руда минет, основная и кислая, вестфальский кокс —
томасовский чугу́н (0,5‰ Si)

Шихта и кокс дают в шлаке, кг	369,97	170,67	472,12	35,42	1048,18
Зола кокса вносит, кг . . .	41,80	28,50	2,85	1,42	74,57
Вес шлака без золы, кг . . .	328,17	142,17	469,27	34,00	973,61
Состав шлака без золы, ‰ .	33,8	14,6	48,1	3,5	100,0
Состав конечного шлака, ‰ .	35,3	16,2	45,1	3,4	100,0

6) Кливлендский глинистый железняк, деремский кокс —
литейный чугу́н (2,5‰ Si)

Шихта и кокс дают в шлаке, кг	346,53	319,38	432,24	103,46	1201,61
Зола кокса вносит, кг . . .	52,47	35,60	3,46	1,46	92,99
Вес шлака без золы, кг . . .	294,06	283,78	428,78	102,00	1108,62
Состав шлака без золы, ‰ .	26,6	25,6	38,6	9,2	100,0
Состав конечного шлака, ‰ .	28,8	26,6	36,0	8,6	100,0

вестью, прибавляемой в избытке для борьбы с серой в горне доменной печи, куда сера почти целиком приходит с коксом и чугуном; такой шлак очень густ и насаждает настylieю на запличиках. Избыток извести облегчает восстановление марганца, но чрезвычайно затрудняется получение кремнистого чугуна. Можно поэтому думать, что в южных печах СССР при работе на криворожской руде при выплавке передельного чугуна восстановление кремния ведется почти исключительно за счет кремнезема золы; т. е. в восстановительной области горна.

При работе на литейный чугун, расходе кокса 1,2 и содержании в чугуне 2% Si требуется для восстановления кремния 35 кг кремнезема на 1 т кокса; так как последний содержит около 43 кг SiO_2 , то этого как будто достаточно для плавки на литейный чугун, но надо принять в соображение, что зола горящих кусков кокса, т. е. находящихся в окислительной атмосфере, не может дать места восстановлению кремния (здесь, обратно, окисляется кремний, уже перешедший в чугун), поэтому для работы на литейный чугун весьма полезно прибавлять к криворожской руде бедные бурые железняки с глинистой пустой породой или за недостатком их — криворожские кварциты. И в этом случае до растворения золы в шлаке горн должен содержать избыток извести, но процесс плавления при этом идет более правильно и ход доменной печи делается более ровным, благодаря тому, что относительный вес шлака в этом случае может быть доведен до 0,75.

2) Работа на магнитогорской руде (с 58% Fe), на кузнечком коксе с расходом его 0,88, при относительном весе шлака 0,4 на передельный чугун тоже характеризуется получением малого количества шлака, а зола кокса существенно меняет его вес, но по своему химическому составу она действует в противоположном направлении по сравнению с золой южного кокса при работе на криворожской руде. Магнитогорская руда сильно глиноземиста, а зола кокса имеет более высокое отношение кремнезема к глинозему, чем руда, поэтому шлак в горне делается более легкоплавким за счет увеличения в нем содержания кремнезема и понижения извести. Тем не менее, процесс плавления и образования первичного шлака не запаздывает, так как пустая порода руды содержит в себе; кроме кремнезема и глинозема, известь, магнeзиy и закись железа в виде железистых минералов, что облегчает ход процесса шлакообразования, хотя растворение всего количества извести в первичном шлаке не достигается.

3) Выплавка мартеновского чугуна из смеси криворожского красного железняка и бурого (23% веса рудной сыпи) на смешанном горючем — $\frac{5}{6}$ антрацита и $\frac{1}{6}$ кокса Донецкого бассейна — с расходом его 1,1 при относительном весе шлака 0,5, отличается от работы на одном донецком коксе ничтожным количеством золы, мало меняющем состав конечного

шлака (в доменном антраците содержание золы было лишь 4%). Отношение $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ в золе антрацита было гораздо выше, чем в золе кокса, — почти такое же, как и в пустой породе руды, но все же под влиянием золы состав конечного шлака менялся так, что содержание извести в нем понижалось (с 52,7 до 50%), а кремнезема и глинозема — повышалось, т. е. шлак в горне делался более легкоплавким. Дальнейшее увеличение кремнезема в шлаке было недопустимо, так как антрацит содержал 1,7% серы.

4) В а м е р и к а н с к о й плавке (руда Верхнего озера) характерно высокое содержание кремнезема и глинозема, устанавливаемое золой кокса в конечном шлаке и радикально меняющее его состав и трудноплавкость. Шлак из малоглиноземистого и неплавкого от высокого содержания извести (60,8%) делается сравнительно легкоплавким и пригодным по химическому составу к выплавке бессемеровского чугуна. Вес шлака (с примесью сернистого кальция и закисей марганца и железа) повышается с 0,448 до 0,54, обеспечивая достаточно ровный ход и постоянство состава чугуна.

5) П л а в к а на основной и кислой руде минет, на в е с т ф а л ь с к о м коксе с расходом его 1,0, при относительном весе шлака 1,07 на томасовский чугун (0,5% Si) дает настолько много шлака, что золой вводится лишь $\frac{1}{6}$ всего глинозема шихты; сверх того, и основная, и кислая минет заключают в себе достаточно глинозема для того, чтобы плавление пустой породы могло начаться своевременно. Шлак, приходящий в горн, по диаграмме Ренкина плавится несколько выше 1500° , а конечный — немногим ниже 1500° ; разница между обоими незначительна. Действительный шлак, конечно, легкоплавче, так как при ходе на томасовский чугун он всегда содержит закись марганца и часто закись железа (несколько более 1%).

Количество этих окислов в области плавления гораздо выше, чем в конечном шлаке, что благоприятно влияет на ход процесса плавления, но затрудняет восстановление кремния, что и требуется в данном случае.

6) П л а в к а к л и в л е н д с к о г о глинистого железняка на деремском коксе с расходом его 1,2, при относительном весе шлака 1,48 на л и т е й н ы й ч у г у н представляет исключительный случай в отношении веса получающегося шлака (1,48). Глинозем золы дает лишь $\frac{1}{9}$ всего содержания Al_2O_3 в конечном шлаке; с другой стороны, руда настолько глиноземиста, что растворение золы почти не меняет состава шлака. Температура плавления шлака до и после присоединения золы одна и та же — около 1550° , (считая сумму извести и магнезии как известь); однако содержание магнезии в шлаке таково, что должно заметно повысить плавкость шлака и вместе с тем его текучесть.

Кроме золы кокса, на ход процесса плавления оказывает существенное влияние присутствие в шихте марганцевой руды. Из того, что сказано было раньше о восстановлении мар-

ганца, ясно следует, что получение марганцовистых чугунов всегда сопровождается преждевременным плавлением и получением марганцовисто-железистых жидких шлаков, которые не только не дают настывшей на заплечиках, но и разъедают раньше полученные.

3. Ход процесса шлакообразования самым существенным образом отражается на качестве полученного чугуна, и это объясняется влиянием двух обстоятельств.

1) Температура плавления пустой породы руды регулирует жар в области плавления, т. е. в нижней части печи. Если пустая порода легкоплавка или самоплавка и температура начала плавления поэтому низка, то опускающиеся плавильные материалы и получающийся шлак нагреются до более низкой температуры и придут в горн более холодными, чем тогда, когда плавление начинается позже, при более высокой температуре, вследствие трудноплавкости пустой породы и необходимости для нее сплавиться с флюсом, чтобы дать шлак. Научное объяснение этому — переход тепла в скрытое состояние при плавлении шихты и повышение температуры составных частей шихты всем количеством передаваемого тепла, если нет плавления, — впервые дал де-Ватёр, но он неудачно сравнил [116] шлакообразование с таянием льда, неудачно потому, что вода — определенное химическое соединение, имеющее постоянную точку плавления при определенном давлении, тогда как шлак — вещество переменного состава, температура плавления которого постепенно возрастает по мере растворения в нем постепенно нагреваемых пустой породы руды и флюса.

Тем не менее, сущность объяснения де-Ватёра — влияние перехода тепла в скрытое состояние на высоту нагрева получающегося жидкого шлака — правильна. Для пояснения даем (фиг. 67) вертикальный разрез рабочего пространства доменной печи, на правой половине которого указан горизонт $I—I$ начала плавления легкоплавкой пустой породы руды, положим 1000° , а на левой — горизонт $II-II$, на котором начинается переход в жидкое состояние трудноплавкой пустой породы, например при температуре 1300° .

В пространстве между горизонтами $I—I$ и $II-II$ на высоте α в левой половине все поглощаемое шихтой тепло будет идти только на нагрев руды и флюса и повышение их температуры, а в правой половине часть поглощаемого тепла уйдет на плавление пустой породы и флюса и, значит, не может служить для повышения их температуры. Очевидно, что, придя на горизонт $II-II$, плавильные материалы будут нагреты в левой половине до более высокой температуры, чем шлак правой половины на том же горизонте, хотя все же температура этого последнего шлака будет здесь выше, чем начальная на горизонте $I—I$, так как на своем пути вниз начальный шлак растворял в себе пустую породу и флюс, нагревавшиеся так же, как и в левой половине.

Другое объяснение тому же явлению дал Гау [117], указавший на то, что образующийся первичный легкоплавкий шлак, как жидкость, быстро проскальзывает между кусками горючего и не расплавившейся шихты и приходит в горн, не успевая нагреться по пути. Но это объяснение относится к весьма ограниченному числу случаев практики, так как первый, т. е. самый легкоплавкий шлак, есть, вместе с тем, глиноземистый шлак, лишенный текучести в такой степени, что он не может быстро стечь вниз, не прогретившись.

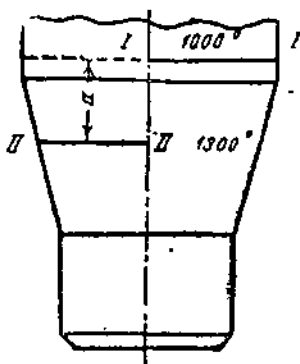
Иногда, однако, явление плавнения дает именно те результаты, на какие указал Гау, а именно: железистый или сильно марганцовистый шлак, образующийся, например, при работе с большим количеством передельных шлаков или на исключительно трудновосстановимой, или, наконец, марганцевой руде, будучи действительно тяжелой, подвижной жидкостью и расплавившись выше нормального горизонта области плавнения, быстро приходит в горн, вызывая здесь охлаждение. Происходит это, во-первых, потому, что он не успел прогреться на своем пути вниз и, как холодное тело, нагревается за счет тепла, скопленного в горне; и, во-вторых, потому, что в горне неизбежно произойдет восстановление большей или меньшей части металла (Fe и Mn) из шлака за счет твердого углерода, сопровождаемое поглощением тепла.

2) Степень восстановимости руды может различным образом сочетаться с трудноплавкостью пустой породы и соответственным образом менять ход процесса плавнения, а также и свойства чугуна. Возможны четыре сочетания этих свойств руды:

- а) легкоплавкость и трудновосстановимость;
- б) трудноплавкость и трудновосстановимость;
- в) легкоплавкость и легковосстановимость;
- г) трудноплавкость и легковосстановимость.

В первом случае, наиболее неблагоприятном для работы печи, плавнение пустой породы начинается раньше, чем завершится восстановление окислов железа, результатом чего явится сплавление окислов железа с пустой породой и образование большого количества легкоплавкого железистого шлака; температура в области плавнения может опуститься в таком случае до 1100° и даже 1050° , так как температура плавления силиката железа понижается от присоединения некоторого количества (8%) извести.

Что касается состава чугуна, то в присутствии желези-



Фиг. 67. Ход шлакообразования при легкоплавкой и трудноплавкой пустой породе руды

стого шлака невозможно восстановление кремния; если в печи получался литейный чугун, а образование железистого шлака представляет временное явление расстроенного хода, то оно неизбежно вызывает «отбеливание» чугуна, т. е. окисление в нем кремния по реакции: $\text{Si} + 2\text{FeO} = \text{SiO}_2 + \text{Fe}_2$.

В четвертом, наиболее благоприятном для работы печи, случае практики есть все, данные для того, чтобы иметь вполне восстановленное железо, хотя бы и за счет твердого углерода, т. е. в пределах температуры от 1000° до 1200°, прежде чем начнет плавиться пустая порода руды, так как начальная температура шлакообразования будет в этом случае выше 1200°. Температура во всей области плавления будет выше, чем при сочетании первом, что облегчит восстановление кремния углеродистым железом, так что получение литейного чугуна может быть обеспечено, если остальные условия для восстановления кремния соблюдены.

Сочетания второе и третье дают условия, средние между двумя рассмотренными крайними; они допускают получение и литейного и передельного чугуна, но не со столь выгодными результатами по отношению к первому, как при четвертом сочетании.

Как в действительности идет процесс плавления и шлакообразования в доменных печах, работающих на разных сырых материалах, об этом можно было бы составить правильное понятие лишь путем соответственных наблюдений над ходом печей, но таких наблюдений до сих пор произведено очень мало, и то, что известно, заставляет предполагать, что, если не всегда, то в большинстве случаев, шлакообразование начинается рано образованием железистого шлака при температуре около 1000° (но не выше); этот шлак растворяет в себе известь, а закись железа, делаясь свободной, постепенно восстанавливается твердым углеродом, но процесс восстановления ее затягивается надолго и заканчивается лишь в горне доменной печи. В присутствии марганцевых соединений в шихте прежде всего образуется двойной силикат железа-марганца, из которого и в горне марганец восстанавливается лишь частью.

Из сказанного следует, что при рациональном составлении шихты, назначая те или иные руды для производства данного сорта чугуна, нужно соотноситься со свойствами их, пустой породы и восстановимостью, с одной стороны, и качеством выплавленного чугуна, — с другой.

Если не имеют возможности этого делать, располагая, например, одной рудой для выплавки всякого чугуна, то по результатам плавки убеждаются в том, что печь может работать наивыгоднейшим образом лишь на один сорт чугуна, — либо литейный, либо передельный; работа на неподходящий чугун вызывает или порчу его качества (холодный сернистый передельный чугун из руд, пригодных для выплавки литейного чугуна), или значительное сокращение производительности и чрезмерный

расход горючего (при выплавке литейного чугуна из неподходящих руд).

Обратно, если рассчитать шихту на получение в горне одинакового шлака в двух печах, работающих на рудах разного характера, в смысле плавкости и восстановимости, то при одинаковой температуре дутья и одинаковом расходе горючего чугун в этих печах будет получаться неодинаковым, так как состав получаемого в горне доменной печи, конечного шлака не может управлять ходом процесса плавления, — начальной температурой шлакообразования и высотой области плавления. Действительно, шлак, сделавшийся легкоплавким лишь в горне доменной печи, после растворения золы кокса и всего флюса, не может устранить последствий запоздалого плавления, вызываемого отсутствием глинозема в пустой породе руды. Точно так же трудноплавкий конечный шлак не может помешать преждевременному ошлакованию пустой породы руды, если она легкоплавка и самоплавка. Действие флюса сказывается позже, лишь после образования первого шлака, не говоря уже о действии золы.

4. Образование железистого шлака, вследствие ли чрезмерной легкоплавкости пустой породы или трудной восстановимости значительной части рудной сыпи, принуждает увеличивать расход тепла для получения достаточно горячего чугуна. Это увеличение может производиться двумя путями: 1) увеличением расхода горючего и 2) повышением нагрева дутья. Оба средства действуют неодинаково на распределение температур в печи, на ход всех процессов, совершающихся в ней, и, в результате, — на состав чугуна.

1) Увеличение расхода горючего повышает отношение веса образующихся в горне доменной печи газов к весу обрабатываемых в ней материалов, сокращает относительную потерю тепла через стены горна в атмосферу, что повышает температуру горна, однако лишь в незначительной степени. Но большее количество газов вызывает подъем температуры на всех горизонтах печи, до колошника включительно, расширяет область восстановления и обуглероживания железа и дает в результате более горячий чугун, содержащий много углерода и с несколько повышенным содержанием кремния, если условия для восстановления последнего благоприятны.

Однако в случае работы на легкоплавких рудах это средство может вызвать расстройство хода и охлаждение горна, вместо согревания; поднятие области высоких температур влечет за собой в этом случае преждевременное плавление, образование и приход в горн железистого шлака. Только работая на трудноплавких и удобовосстановимых рудах, печь может выдержать более или менее значительное увеличение расхода горючего без вреда для своего хода.

2) Повышение температуры нагрева дутья увеличивает количество подаваемого в горн тепла без увеличения количества образующихся в нем газов; температура последних поэтому растет, но лишь до некоторого предела, так как повышенный нагрев дутья автоматически (по закону Вант-Гоффа и Лешателье) вызывает развитие эндотермических реакций: восстановление железа и марганца из шлака и затем кремния, а также перегрев продуктов плавки, скопленных в горне. Температура колошниковых газов при этом не увеличивается, и даже не повышается горизонт, на котором начинается шлакообразование, т. е. достигается сосредоточение жара в ограниченном пространстве горна и нижней части заплечиков, что вызывает получение более горячих чугуна и шлака. Изменение в составе чугуна выразится увеличением количества кремния и марганца (если последний есть в шихте); что касается углерода, то содержание его может стать и больше и меньше, — смотря по тому, в каком отношении между собой находятся первые два элемента.

Повышение нагрева дутья сверх обычной нормы, устанавливаемой согласно сбережению топлива, удобно применимо при рудах всяких свойств, но оно особенно полезно при расстройствах, вызываемых работой на легкоплавких и трудновосстановимых рудах.

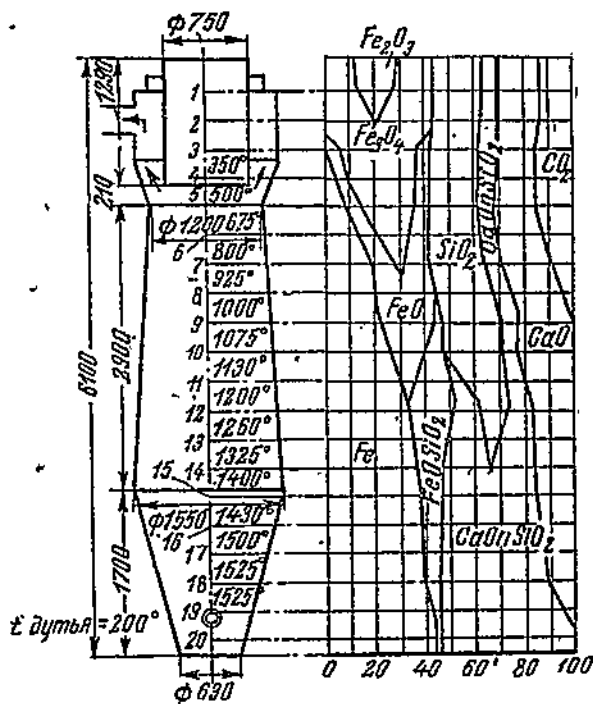
Иногда, однако, временно прибегают для исправления хода печи к обратному средству — резкому понижению нагрева дутья, даже переходу на холодное дутье. Это делается для того, чтобы поднять горизонт шлакообразования, получить более кислые железисто-марганцевые шлаки, которые должны растворить образовавшиеся на заплечиках настывшие, увеличивающиеся настолько, что они загромазждают сечение печи и мешают правильному сходу колош. Средство это — действительное, но оно само вызывает расстройство, с которым мирятся только в силу его неизбежности.

Из сказанного следует, что для правильной и однообразной работы печи и получения однородных, т. е. постоянного состава, продуктов плавки нужно поддерживать горизонт шлакообразования на постоянной высоте, а для этого нужно подавать в печь шихту постоянного химического состава и постоянное количество дутья, при постоянной температуре.

Опытные данные о ходе процесса восстановления и плавления в их взаимной связи. 1. Подробное и оригинальное исследование было проведено в опытной доменной печи Стокгольмской высшей горной школы [118]. Печь имела высоту 6,1 м и объем всего 7,8 м³; она работала на древесном угле, двумя фурмами, при нагреве дутья 200° и давлении дутья 45 мм рт. ст. Во время хода печи была установлена, путем многократных измерений, средняя температура на разных горизонтах, что позволило вычертить непрерывную кривую температур. После нескольких дней работы с установившимся правильным ходом печь остано-

вливали, закладывали отверстия, замазывали все щели и ждали (до 43 дней) полного охлаждения печи, после чего содержимое ее разбирали — колоша за колошей, — беря среднюю пробу от каждого из материалов или от сплавленной смеси их; пробы анализировались, а состояние, в каком находилась шихта и древесный уголь на разных горизонтах, отмечалось в записях; определялось и соотношение весов руды и угля у стен шахты и у оси печи.

Часть результатов исследования, относящаяся к первой кампании печи, представлена здесь графически на диаграмме фиг. 68,



Фиг. 68. Диаграмма хода процессов восстановления и плавления в шведской опытной печи

дающей профиль печи с размерами и наглядно представляющей распределение температур на различных горизонтах и ход процессов: разложения флюса, восстановления руды и образования шлаков.

В печь загружалось 26 колош, состоявших из $0,3 \text{ м}^3$ древесного угля, 40 кг руды Стриберг и 20 кг известняка; колоша давала 19,9 кг чугуна и 25,6 кг шлака. Руда Стриберг — удобовосстановимый магнитный железняк ($\frac{1}{3}$ железа находится в нем в состоянии железного блеска), бедный (47% Fe) и сильно кремнистый

(30% SiO_2); некоторое количество извести, заключающейся в его пустой породе, находится в состоянии силиката, что и отмечено на диаграмме (как CaOnSiO_2), в которой вес сыпч. принят равным 100 (вверху), как и вес полученных продуктов плавки — шлака и чугуна (внизу).

Отметим, прежде всего, особенность в распределении температур в этой печи: область высоких температур перемещена высоко кверху, тогда как у фурм температуры сравнительно низки. Способ улавливания газов (опускным цилиндром при открытом колошнике) делает резким падение температуры при переходе от шахты в цилиндр. Высокие же температуры в шахте объясняются большим расходом угля (15 м^3 на 1 т чугуна, т. е. в 3 раза больше нормального), вызванным малыми размерами печи и довольно интенсивным ходом ее (время пребывания колош 7¼ часа). Чугун получался довольно горячий (0,94% Si, 4,15% C, 0,37% Mn, 0,09% P и 0,01% S), как и шлак, рассчитанный на состав: 52,3% SiO_2 , 2,9% Al_2O_3 , 42,9% CaO, 1,0% MgO, 0,6% MnO и 0,3% FeO.

Процесс разложения известняка начинается с 5-го горизонта, средняя температура которого 500°; процентное содержание CO_2 в шихте до 500° даже как будто растет, но это объясняется потерей кислорода руды и уменьшением абсолютного веса шихты. Начавшись при 500°, разложение известняка (судя по потере им углекислоты) развивается равномерно, заканчиваясь при 1000°, когда, как видно из диаграммы, уже ½ всего железа руды находится в металлическом состоянии.

Процесс восстановления начинается с самой поверхности колошника, и на 3-м горизонте, где указана температура 350°, уже появляется металлическое железо (3,3% при 34,8% Fe_2O_4 и 10,8% FeO), а окись железа восстановлена вполне; далее поле, занимаемое магнитной окисью, на диаграмме быстро выклинивается и между горизонтами 7 и 8-м при температуре, близкой к 900°, восстановление магнитной окиси закончено. В то же время идет деятельное восстановление (в наружных слоях кусков руды) закиси железа в металлическое железо, так что количество закиси, образуемой восстановлением магнитной окиси, увеличивается очень слабо. На 7 и 9-м горизонтах (800—1000°) количество закиси железа остается одинаковым: сначала оно несколько возрастает (между 800 и 925°), а затем немного убывает от соединения с кремнеземом. Это характерное замедление восстановительного процесса, отмеченное раньше при рассмотрении результатов лабораторных исследований, здесь хорошо подтверждается началом спекания руды около 900° и затем — образованием железистого шлака.

С 9-го горизонта (1000°) восстановление закиси железа быстро подвигается вперед и к 12-му горизонту (1200°) заканчивается.

Что касается процесса плавления, то уже с 8-го горизонта (925°) он начинает идти совместно с восстановлением;

до 10-го (1075°) идет образование только силиката железа, а затем (при 1075°) впервые начинает в этом силикате растворяться известь, образуя двойной силикат. Тем не менее, до 12-го горизонта (1200°) количество железистого шлака растет, хотя известь вытесняет из него закись железа. Двойной силикат растворяет в себе, начиная с 10-го горизонта, свободный кремнезем пустой породы; количество последнего постепенно убывает, но заканчивается его растворение лишь у 14-го горизонта (распар) при температуре, близкой к 1350°. По мере растворения кремнезема, но с гораздо меньшей интенсивностью, идет и растворение извести флюса; оно заканчивается лишь у самых фурм, где получается основной шлак, несколько отличный от расчетного.

Анализы состава шлака, взятого с разных горизонтов, хорошо характеризуют ход процесса шлакообразования в древесноугольной печи (табл. 25).

Т а б л и ц а 25

Место взятия пробы	Температура, °C	SiO ₂	FeO	CaO + MgO	Al ₂ O ₃
Горизонт 10 (первый шлак)	1075	54,0	46,0	—	—
„ 12	1200	54,6	22,0	18,6	4,8
„ 13	1260	57,0	8,6	28,2	5,4
„ 18	1525	58,3	3,7	28,6	7,2
Конечный шлак (из горна)	—	54,4	0,53	36,6	5,8

Наблюдения над состоянием древесного угля показали, что до распара он вполне сохраняет форму своих кусков, а ниже дает много мелочи; здесь в нем запутываются корольки чугуна и капли шлака.

На объемную единицу древесного угля в середине распара приходилось немногим более руды, чем у окружности шахты, тогда как распределение руды на колошнике производилось так, что $\frac{1}{4}$ всей руды и флюса засыпалась у самых стен шахты и $\frac{3}{4}$ — по всей поверхности колошника.

В той же опытной печи во вторую ее кампанию была проведена плавка самоплавкой, богатой, но очень плотной и трудно восстановимой руды — магнитного железняка Финмосе. Для нее в подлиннике дается лишь диаграмма хода восстановительного процесса; из этой диаграммы видно, что заканчивается восстановление магнитной окиси в этом случае лишь при 1300°, немного ниже распара. При 950°, когда можно считать, что восстановление закиси идет уже твердым углеродом, металлического железа восстановлено было в руде Финмосе лишь 20% всего его содержания (из руды Стриберг восстанавливалось 50% до перехода к восстановлению твердым углеродом).

Исследование скорости опускания материалов показало, что, начиная с распара (1,35 м над фурмами), по оси печи и у заплечиков материалы задерживаются по сравнению со сходом их против области горения. И. Бом дал такую же кривую движения материалов в нижней части заплечиков, какая изображена здесь на фиг. 19.

2. Исследования, выполненные персоналом кафедры металлургии чугуна ЛИИ (ранее бригады ЦИМ) над работой мощных доменных печей СССР, дали много экспериментальных данных [119 и 122], освещающих ход процессов восстановления и плавления; мы используем здесь часть этих данных, начиная с восстановления.

Так как ход процесса восстановления руды данных свойств зависит от температуры и химического состава газов-восстановителей, мы приводим далее опытные данные о химическом составе руды на разных горизонтах шахты доменной печи параллельно с данными о содержании углекислоты в газах и их температуре.

1) По данным И. З. Козловича [119] (исследование 1937 г.), на верхнем горизонте (3,84 м ниже горизонта засыпи) магнитогорской печи № 1, где господствует температура у стен колошника около 620°, на гребне руды, в расстоянии 1 м от стен, 275° и у оси печи около 400°, а содержание углекислоты в тех же местах растет от 10 до 16% (в кольце шириной 700 мм) и затем падает до 14% в осевой части печи, восстановительный процесс уже дает о себе знать, но он, естественно, идет не с одинаковой скоростью от стен колошника к оси печи. Наибольшее количество закиси железа и небольшое металлического железа получается у стен шахты; на гребне руды, где сосредоточивается наибольшее количество ее, получается минимум закиси железа и максимум окиси железа. В среднем из всех проб, на этом горизонте, принимая за 100 все содержание железа в руде, в разных степенях окисления его находится: 2,7% Fe; 37% FeO; 60,3% Fe₂O₃.

В отдельных кусках степень восстановления была весьма разнообразной, что зависело как от величины кусков (мелкие восстанавливаются в большей степени), так и от неравномерного распределения газов, вызывающего разницу в содержании углекислоты в газах и разницу в температуре их. Эта оговорка справедлива и для нижерасположенных горизонтов, где повышенная температура и более высокое содержание окиси углерода в газах делают различие в химическом составе восстанавливаемой руды еще более резким.

На втором горизонте той же печи (10,15 м от горизонта засыпи) температура повышается до 1000° у стен шахты, до 750° на расстоянии 500 мм от стен и до 700° на расстоянии 1200 мм; содержание углекислоты падает у стен до 5%, но по направлению к оси печи держится на высоком уровне (доходит до

максимума 18% и опускается к оси до 15%). Восстановление на этом горизонте идет очень деятельно: здесь относительное содержание железа в разных видах выражается такими цифрами: 27,4% Fe; 52,6% FeO; 20% Fe₂O₃.

Извлекавшийся вместе с другими материалами известняк представлял известь в порошкообразном состоянии; разложение известняка можно было заметить уже на первом горизонте.

На третьем горизонте, в нижней части шахты, в расстоянии 7,66 м от осей фурм, где у стен шахты температура достигала 1150°, окиси железа уже не находилось совсем, 79,2% всего железа было в металлическом состоянии и только 20,8% в виде закиси.

Наконец, в распаре, на горизонте, отстоящем от осей фурм на 5,16 м, кусков руды не находилось. Пробы давали только жидкий металл и шлак, но в последнем было много закиси железа.

Металл появлялся уже на третьем горизонте, но там он находился в тесном перемешивании с первичным шлаком и недовосстановленной рудой, что очень затрудняло определение его состава и суждение о ходе восстановления спутников железа. В распаре металл уже хорошо отделялся от шлака. Химический состав отдельных проб его разнообразен, смотря по месту его извлечения, так как по окружности шахты температуры распределены неравномерно, точно так же, как по направлению от стен к оси печи (от 1150° до 1350°). Две трети всех проб металла представлял чугун (более 1,7% C), а остальная треть — сталь и даже малообуглероженное железо в виде губки. В табл. 26 приводим несколько анализов металла из распара магнитогорской печи, а также для сравнения кузнечкой и липецкой.

Таблица 26

	C	Si	Mn	P	S
Магнитогорская доменная печь № 1					
Чугун	4,38	0,15	2,87	0,161	0,022
„	3,64	0,04	1,37	0,181	0,013
„	2,81	0,05	1,51	0,114	0,061
Сталь	0,95	0,05	0,56	0,052	0,022
„	0,47	—	0,52	0,111	0,038
Железо	0,29	—	0,62	0,091	—
„	0,06	—	—	0,091	1,13
Кузнечная доменная печь № 4	2,4	0,014	0,85	—	0,104
„	0,73	0,015	0,02	0,015	—
Липецкая доменная печь № 1 .	1,25	0,16	0,07	0,11	Не определялась
„	2,10	0,31	0,20	0,26	

Как видно из этих цифр, в металл, в разной степени обуглероженный, переходят в распаре все те элементы, которые находятся в выпускаемом из горна чугуне, но кремний — в ничтож-

ном содержании, а марганец и фосфор в таком, в каком они находятся в готовом продукте, если образцы металла сильно обуглерожены, и в значительно меньшем — в мягком металле, очевидно, находившемся в менее благоприятных температурных условиях. Нужно заметить, что марганец с фосфором находятся уже в металле третьего горизонта (низ шахты, температуры 1000—1150°), — в тех образцах, которые успели обуглеродиться, т. е. случайно находились в струе газов с более высокой температурой, чем средняя для этого горизонта.

Что касается кремния, то, рассматривая анализы (табл. 26), указывающие состав металла из распара кузнечной печи № 4 [40] и нижнего горизонта лицевой печи № 1 [122], нужно прийти к заключению, что кремний из руды не восстанавливается, т. е. переходит в чугун в заплечиках и в горне из золы кокса и из шлака при взаимодействии последнего с углеродистым металлом. Последняя строка приведенных цифр как будто опровергает это заключение, но нужно иметь в виду, что лицевая печь работала на литейный чугун, содержащий до 4% кремния, и количество восстановленного кремния — в 0,31% — очень низко; сверх того, анализ относится к малоуглеродистому и потому густому металлу, в котором кремний мог находиться в состоянии кремнезема от включений шлака (наличие этих включений подтверждено металлографическим анализом).

Анализы указывают наличие серы в металле третьего горизонта и распара — более высокое в губчатом железе и очень низкое в чугуне. Очевидно, последний успел уже прореагировать с жидким шлаком, в котором содержание извести довольно высоко. Что касается губчатого железа, то оно обогатилось серой, поглощая ее из газов. Это подтверждается потерей серы (органической) коксом и поглощением серы известью. По пробам кокса можно было установить потерю $\frac{1}{3}$ всей серы до прихода кокса в распар; все пробы извести указывали на наличие серы в гораздо большем количестве, чем в известняке; более загрязненными серой были образцы, в которых было больше свободной извести, т. е. подвергшиеся большему разложению.

2) Из работы И. З. Козловича [120], изучавшего ход восстановительного процесса в самой мощной печи СССР — № 3 завода Запорожсталь, — берем нижеследующие данные.

На первом горизонте (3,25 м от нормального уровня засыпи), где господствует температура 580° у стен шахты и 295° у оси печи, восстановление идет весьма неравномерно, как показывают анализы проб руды, взятые на разных расстояниях от стен шахты и из одного и того же места в разное время. Здесь встречаются образцы руды, содержащие 0,12 и 27,8% металлического железа и от 8,6 до 56,8% закисного железа. Но из этого видно, что уже на первом горизонте идет успешно восстановление руды. В среднем она заключает в себе железа: металлического — 10,7%, закисного — 49,0% и окисного только 40,3%, то-

гда как в загружаемой руде железа заключалось в виде закиси 2% и окиси 98%.

Исследованная печь работала хоть и с малым расходом кокса (0,84 в среднем), но типичным периферийным ходом: на первом горизонте содержание углекислоты у стен шахты было всего 6,4%, однако по направлению к оси печи оно круто повышалось, достигая максимума — 18,7%.

На втором горизонте в середине высоты шахты (9,36 м от горизонта засыпи) восстановление шло еще более энергично и в еще большей степени неодинаково для извлекавшихся одновременно проб, по сравнению с первым горизонтом. Здесь температура газов у стен была 925° в среднем, а у оси 540°, причем содержание CO_2 спускалось у стен до 2,3%, а у оси повышалось до 16,8%; в этом случае изменение содержания CO_2 шло в полном соответствии с изменением температуры как и на первом горизонте. Среднее содержание железа на втором горизонте: в состоянии металла — 30,2%, закиси 56,3% и окисного только 13,5%.

Третий горизонт (15,25 м от горизонта засыпи и 9,35 м от осей фурм) дал в среднем содержание железа: в виде металла — 65,8%, закиси — 30,6%, окиси — 3,6%. Это соответствует степени восстановления 76%, достигавшейся при максимальной температуре у стен шахты 1145°, содержании здесь углекислоты в газах 1,8%, при минимальной температуре у оси печи 806° и содержании углекислоты 14,6%.

На четвертом горизонте, в распаре, лежащем на расстоянии 4,36 м от осей фурм, восстановление еще не закончено: железа в виде металла здесь находится 70,7%, в виде закиси — 25,1% и окиси — 4,2%, при температуре максимальной у стен распара 1300° и минимальном содержании углекислоты в газах 0,8%. На расстоянии 2,25 м от стен распара температура была уже 960° (глубже ее не удавалось измерить), а содержание углекислоты 3,3%.

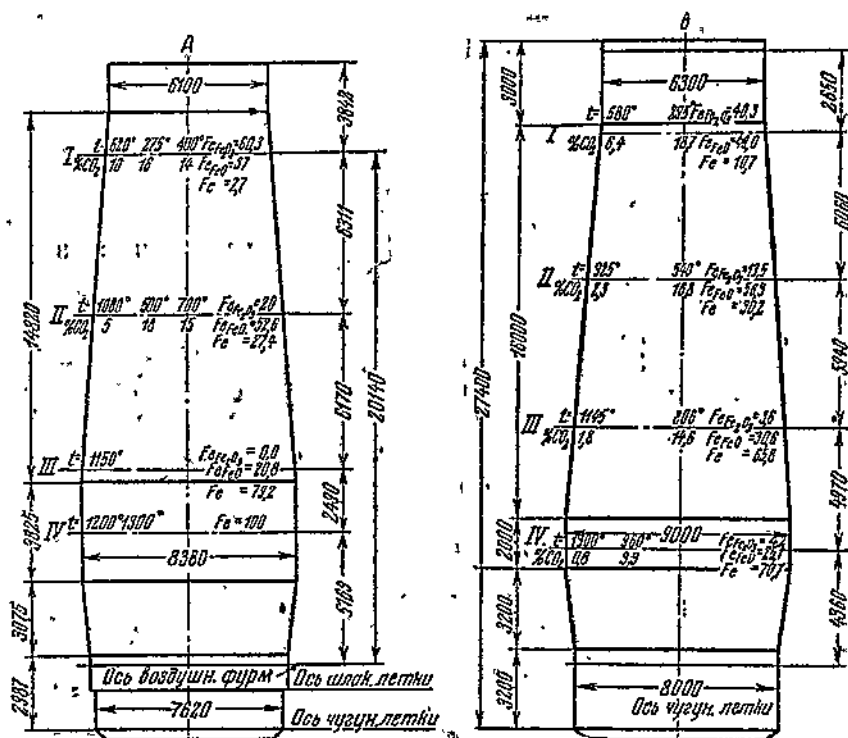
Таким образом, криворожская руда ведет себя в печи иначе, чем магнитогорская. Она обнаруживает худшую восстановимость и дает меньшую степень восстановления в распаре, чем магнитогорская руда, а именно — только 79,2% против 100%. Цифры фиг. 69, А и В дают схематическое сопоставление хода восстановления обеих руд в соответствующих печах.

Для сравнения приводим степени восстановления, установленные американскими исследованиями для подобных горизонтов печей: Айронтон — 96,6% (5,8 м до осей фурм), Голт — 80,5% (5,9 м до осей фурм).

Цифры эти не вполне сравнимы с приведенными выше, так как в расчет введен кислород, выделенный восстановлением кремния, марганца и фосфора, но количество его весьма незначительно по сравнению с тем, что отнято от руды восстановлением железа.

Печь Айронтон работала с сортированной рудой на мартенов-

ский чугун с расходом кокса 0,84. В ней наблюдалось исключительно равномерное распределение газов (конечное содержание углекислоты доходило до 17,9%), поэтому и степень восстановления, достигнутая в шахте, исключительно высока. Алабамская печь в Голте работала на литейный чугун с большим расходом кокса и давала хорошую степень восстановления. Мы опустили в сравнении очень низкую степень восстановления —



Фиг. 69. Распределение температур и восстановление магнитогорской руды в печи № 1 Магнитогорского завода (А) и криворожской руды в печи № 3 Запорожстали (В)

24,4%, даваемую С. Кини для печи № 4 Южного завода фирмы Иллинойс, так как она явно преуменьшена неточным расчетом; при расходе кокса 0,86 и содержании в газе 14,7% CO₂ указанная степень непрямого восстановления невозможна.

Переходим к результатам исследований процесса плавления. 3. По работе М. М. Лейбовича [121] первая стадия шликкообразования — спекание пустой породы руды — проходит в магнитогорской печи уже на втором горизонте (фиг. 69, А), т. е. на середине высоты шахты или на расстоянии 13,8 м от осей фурм; но спекание, здесь достигаемое, очень слабо: спекшиеся кусочки руды легко раздавливаются пальцами. На третьем гори-

зонте — в нижней части шахты, на расстоянии 7,7 м от осей фурм — уже получается первичный шлак, а на четвертом, в цилиндрическом распаре (5,2 м от фурм) — настоящий шлак (не растворивший золы кокса). Химический состав проб шлака с двух нижних горизонтов весьма разнообразен, как и следовало ожидать ввиду неоднородности шихты, неравномерного распределения отдельных составных частей ее, неравномерного распределения газов между кусками шихты и подхода к месту шлакообразования руды, в разной степени подготовленной к этому процессом восстановления. Отсюда — разное содержание закиси железа в пробах шлака, взятых в разное время из одного и того же места шахты или в одно и то же время на разных расстояниях от стен шахты. Наряду с первичными шлаками, сильно железистыми, находятся светлые шлаки, мало чем отличающиеся по составу от нормального расчетного шлака (если принять во внимание состав золы кокса). Большое количество проб позволило установить средний состав шлака из шахты и распара и сравнить его с составом шлака из выпуска (табл. 27).

Таблица 27

Место взятия проб	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	S
Третий горизонт	33,7	16,4	28,6	6,6	6,85	7,2	0,7
Четвертый горизонт	31,5	15,8	28,6	5,9	7,2	10,4	0,7
То же, пересчитанный.	34,8	17,5	31,6	6,5	7,9	1,1	0,7
Выпуск	36,4	20,0	32,5	5,5	3,5	1,1	0,9

Первичные шлаки магнитогорской печи отличаются сравнительно невысоким содержанием закиси железа. Возможно, что между вторым и третьим горизонтом они содержат больше FeO и что последняя была уже вытеснена из шлака растворившейся в нем известью и восстановлена; высокое содержание извести в шлаке третьего горизонта допускает такое предположение.

В ходе шлакообразования играет важную роль закись марганца, которой в первичном шлаке находится значительно больше, чем в конечном. Содержание обоих окислов (MnO + FeO) при одном и том же составе шихты должно находиться в зависимости от нагрева дутья, которым устанавливается концентрация температур в области плавления (об этом подробнее будет сказано далее); повышение температуры нагрева уменьшает содержание суммы (MnO + FeO) в области шлакообразования, и обратно. Первое подтверждается следующими анализами первичных шлаков (октябрь, 1937 г.), взятых при испытании влияния повышения нагрева дутья.

Нагрев дутья °C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO
450	30,8	15,6	28,3	6,1	7,1	11,4
600	31,2	16,8	32,7	6,9	6,1	6,2

Как видно из этих цифр, переход на дутье повышенного нагрева сократил в $1\frac{1}{2}$ раза сумму ($MnO + FeO$) в области распара главным образом уменьшением содержания закиси железа. Обратная мера — переход с более высокого к пониженному нагреву дутья вызывает расширение области плавления, появление в первичных шлаках большого количества закиси железа с понижением этим их вязкости, чем и объясняется частое применение такой меры в практике. Но увеличивать текучесть первичных шлаков можно не только повышением в них содержания закиси железа, но и магнием, и последнее было с успехом испытано на Магнитогорском заводе в 1937 г. Оказалось, что магnezия принимает участие в образовании первичного шлака и увеличивает в нем процентное содержание MgO настолько же, как и в конечном шлаке.

Сравнивая состав шлаков в табл. 27, нужно сказать, что некоторое понижение содержания кремнезема и глинозема при переходе шлака от третьего к четвертому горизонту объясняется растворением извести флюса. Конечный шлак включает извести больше, чем шлак четвертого горизонта. Это значит, что в распаре не весь флюс растворился в первичном шлаке; так как температура этого горизонта была недостаточна (не выше 1200° у стел). Свободная известь находилась в распаре в состоянии мелкого порошка, извлекавшегося вместе с пробами шлака и металла.

4. Исследование, выполненное в 1938 г. И. З. Козловичем на доменной печи № 3 Запорожстали, подтвердило сделанное ранее на основании теоретического расчета указание на запоздалое шлакообразование при работе на криворожской руде. Материал, извлеченный из отверстия в распаре (4,36 м от осей фурм), не обнаруживал присутствия шлака в распаре. Всего один раз за время наблюдений, когда температуру дутья снизили с 750 до 600° , чтобы вызвать оседание подвисших колош, в распаре стало «мокро»: появился железистый шлак, содержащий от 14 до 17% окислов железа.

5. Работа на смеси бурого железняка с криворожской рудой (70% первого и 30% второго) изменяет ход шлакообразования, как видно из результатов исследований Л. М. Цылева и Н. Е. Новоселова [122] на Новолипецком заводе. Беря пробы из отверстий нижнего горизонта, лежавшего на 3,1 м выше распара и на 8,5 м над уровнем фурм, они находили жидкий железистый шлак. Состав трех образцов его дан в табл. 28.

Приведенный здесь состав шлака указывает на то, что шлакообразование начинается гораздо выше третьего горизонта и что оно дает сильно железистый первичный шлак, несмотря на высокую удобовосстановимость липецкой руды.

Шлак без закиси железа, выведенный расчетом из среднего состава трех шлаков, является шлаком нормального состава, какой может получаться, и действительно получается, как конечный шлак. Это не значит, конечно, что шлакообразование

в исследуемой печи закончилось в шахте на 8,5 м выше осе фурм. Ниже осталось еще достаточно извести для ошлакования золы кокса в горне; эта известь по мере опускания материала и повышения температуры их растворяется в первичном шлаке, вытесняя из него закись железа, которая легко восстанавливается при высокой температуре. Таким образом, выше горизонт фурм шлак становится нежелезистым.

Таблица 28

Образцы	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO
1.	22,9	10,6	36,3	1,2	1,2	27,9
2.	27,7	10,2	33,8	1,6	1,3	24,3
3.	32,2	8,1	40,2	1,0	1,2	17,3
Средний	27,6	9,6	36,8	1,3	1,2	23,1
Без FeO	36,0	12,6	48,6	1,7	1,7	—

Высокий горизонт шлакообразования в данном случае, т. е. для липецкой печи № 1, объясняется тем, что, во-первых, печь работала на литейный чугун и на сравнительно бедной шихте отчего расход кокса в ней был на 30% больше, чем в магнит горской печи, и, во-вторых, тем, что во время исследования клака ее была сильно выгоревшей. Благодаря этому у стен шахты находился почти один кокс, так как на горизонте засыпи исчезли предохранительные кольца и распределение материалов концом производилось неправильно: гребень руды отстоял далеко от стен и к ним скатывались крупные куски руды. Ход печи был резко периферийный, поток газов сосредоточивался у стен, где температура доходила до 1200° на третьем горизонте, хотя с расположен на 3,4 м выше, чем четвертый горизонт в магнит горской печи.

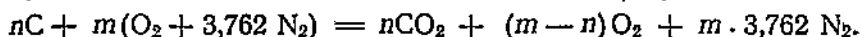
5. ОКИСЛЕНИЕ

Окислительный процесс занимает в печи сравнительно весьма ограниченное место, сосредоточенное в горне, в пространстве неправильного очертания, лежащем против каждой из фурм несколько выше их. Здесь происходит выделение нужного для работы печи тепла горением углерода топлива в нагретом дутье, и, как побочное явление, — окисление раньше восстановленных элементов.

Горение углерода топлива в горне доменной печи. 1. Весьма высокий слой раскаленного горючего в доменной печи вызывает неполное горение углерода, но оно не может быть осуществлено сразу, против глаза фурмы, при встрече дутья.

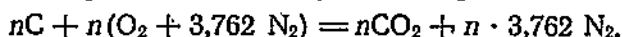
первыми кусками горючего, а проходит последовательно 4 стадии, как и при горении топлива на колосниковой решетке, а именно:

1) Горение в избытке воздуха по реакции:



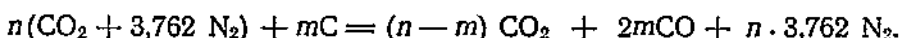
В продуктах горения, наряду со свободным кислородом и азотом, мы можем найти здесь лишь углекислоту. Так как объем ее равен объему кислорода, входящего в ее состав, то из сухого воздуха, содержащего 21 объем кислорода на 79 объемов азота, будет переходить в продукты горения на 79 объемов азота 21 объем суммы кислорода и углекислоты.

2) Горение в углекислоту только, или полное горение, относится к тому идеальному состоянию процесса, когда m станет равным n , т. е. будет идти реакция



Но для осуществления его нужно, чтобы кислород дутья был вполне поглощен, а полученная углекислота не восстанавливалась в СО раскаленным углеродом топлива, чего в действительности не бывает, так как CO_2 начинает восстанавливаться углеродом раньше, чем будет поглощен весь кислород, ибо последний может находиться совместно с окисью углерода при слабой концентрации в газовой смеси обоих газов.

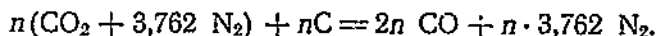
3) Горение в углекислоту и окись углерода, когда весь кислород дутья будет поглощен, а содержание CO_2 начнет быстро уменьшаться от восстановления углеродом



Ход этой реакции сопровождается поглощением тепла, равным $97\,650 - 2 \cdot 29\,970 = 37\,710$ кал на $2CO$, и влечет за собой быстрое понижение температуры в том месте, где она протекает.

В первые две стадии, наоборот, выделяемое значительное количество тепла ($97\,650$ кал на $12 C$) от образования углекислоты повышает, по мере хода реакции, температуру продуктов горения, достигая максимума во второй стадии.

4) Наконец, в четвертой стадии мы будем иметь законченное не полное горение, т. е. образование одной окиси углерода из углерода топлива



В продуктах горения получается из 21 объема O_2 всего 42 объема СО на 79 N_2 , что дает процентный состав: $34,7\% CO + 65,3\% N_2$.

Так как в действительности дутье всегда содержит более или менее значительное количество водяных паров, то углерод горит и на счет их кислорода, а в продуктах горения появляется водород уже у самых фурм. От этого и нормальное отношение кислорода к азоту в воздухе ($21 : 79 = 0,2658$, или $26,58$ на

100 N₂) меняется в продуктах горения более или менее, смотря по содержанию влаги в дутье. В табл. 29 даны в объемных процентах, предельный состав продуктов горения и дутья — совершенно сухого и содержащего 2% влаги, а также нормальной степени влажности — 1% и промежуточных степеней 0,5% и 1,5%.

Для объяснения цифр таблицы нужно напомнить, что вода, разлагаясь, увеличивает объем газов на 0,5% своего объема кислородом и вносит равный своему объему объем водорода. Поэтому 1% объема водяного пара в дутье дает не 1% водорода в продуктах горения, а $1,000 : 1,005 = 0,995\%$, а кислорода не $21 \cdot 0,99 + 0,5 = 21,29\%$, а $21,29 : 1,005 = 21,184\%$, как указано в табл. 29.

Таблица 29

Н ₂ O	Дутье, % по объему			Продукты горения, % по объему			100 · $\frac{O_2}{N_2}$
	O ₂	H ₂	N ₂	CO	H ₂	N ₂	
0	21,00	0,00	79,00	34,7	0,0	65,3	26,58
0,5	21,09	0,49	78,42	34,8	0,4	64,8	26,90
1,0	21,184	0,995	77,821	35,0	0,8	64,2	27,22
1,5	21,28	1,48	77,24	35,1	1,2	63,7	27,53
2,0	21,37	1,98	76,65	35,2	1,6	63,2	27,85

О том, как идет в действительности процесс горения, например кокса, дает понятие фиг. 70, на которой графически изображены результаты анализов газов и измерений температуры в месте взятия проб газов при сжигании на колосниковой решетке кокса, взятого в кусках 25—38 мм в поперечнике, холодным дутьем слабого напряжения [123].

Первая стадия горения дает на расстоянии 37,5 мм от поверхности решетки 13% CO₂ при 7% свободного O₂ (и отсутствие CO); газы нагреты уже здесь до 1455°. В 75 мм от решетки, при наибольшем содержании углекислоты, около 15%, в газовой смеси заключается 5% CO, хотя свободного кислорода еще остается 3%; здесь достигается наивысшая температура 1480°. Далее идет поглощение свободного кислорода с образованием углекислоты и восстановлением такого же количества ее в окись углерода; содержание последней поэтому растет, не понижая



Фиг. 70. Горение кокса на колосниковой решетке

процента содержания CO_2 в газовой смеси до горизонта, лежащего на 150 мм от колосников. Здесь начинается восстановление углекислоты, не возмещаемое образованием ее, и увеличение содержания окиси углерода, отчего температура падает, но так, что кривая температур оказывается почти параллельной кривой CO_2 , т. е. падение температуры прямо пропорционально убыли углекислоты.

Тот же сорт кокса, будучи взят в более мелких кусках, 12—3 мм в поперечнике, при всех тех же условиях горения на колосниковой решетке дает иные результаты: окиси углерода получается 27% уже на расстоянии 112 мм от решетки, кислород вполне поглощается на горизонте 75 мм над колосниками, а наибольшая концентрация углекислоты в газах не превосходит в этом случае 8%. Соответственно этому температура горения достигает только 1371° на расстоянии 37,5 мм, а далее быстро убывает.

Наконец, горение особенно плотного кокса, полученного коксованием при необычно высокой температуре, на той же решетке и тем же дутьем дает самую высокую температуру — 1540° , вследствие запоздалого образования CO и повышения концентрации CO_2 в продуктах горения до 16%.

Окончательное превращение углекислоты в окись углерода во всех трех случаях не достигалось ввиду незначительной высоты слоя горючего, загружаемого к тому же холодным.

2. В горне доменной печи ход процесса горения, относительное развитие и распространение стадий горения в пространстве управляются тремя факторами: 1) физическими качествами горючего; 2) температурой дутья и 3) давлением газов в горне, находящимся в зависимости от давления дутья и количества его, приходящегося на кв. единицу свободных проходов для газов, высоты всего столба плавильных материалов в печи и степени их измельченности.

1) Горение происходит на поверхности соприкосновения кислорода дутья с углеродом топлива, и, чем больше эта поверхность, тем скорее будет поглощен кислород дутья, а затем скорее углекислота будет восстановлена до окиси углерода. Но поверхность обнажаемого для действия дутья углерода зависит от размеров кусков топлива, дошедших до горна, и степени пористости горючего или, точнее, от отношения поверхности пер к объему горючего (см^2 пор на см^3 горючего).

Во избежание получения большого количества мусора и значительного увеличения сопротивления прохождению газов столба плавильных материалов, измельчение горючего обыкновенно не производится (за исключением крайних случаев получения кокса или древесного угля в очень крупных кусках) и приходящее в горн горючее не представляет в отдельных случаях большого разнообразия в размерах, которое могло бы оказывать свое влияние на ход процесса горения.

Что касается пористости, то такие виды доменного горючего, как древесный уголь и антрацит, резко отличаются друг от друга, и нужно отметить, как эта разница меняет характер горения.

Антрацит гораздо труднее, чем древесный уголь, загорается и горит лишь при хорошей тяге. Как часто говорят, «антрацит горит медленнее кокса» (и еще более — древесного угля), но это выражение часто служило и служит еще поводом к недоразумениям, так как часто понимается буквально, т. е. в смысле количества топлива, сжигаемого в единицу времени, или количества тепла и продуктов горения, даваемого горением в одинаковое время.

Очевидно, что в горне доменной печи подаваемое машиной определенное количество дутья может сжечь только определенное количество углерода ($4,39 \text{ м}^3 — 1 \text{ кг C}$), независимо от того, в каком виде топлива это количество углерода находится. Одинаковое количество дутья дает равные количества окиси углерода как при горении древесного угля, так и антрацита, но объем того пространства, в котором завершится процесс горения при сжигании антрацита, будет гораздо больше, чем при древесном угле. Последний, благодаря своей пористости (от 80 до 90%) при равном весе занимает в 6 раз больший объем, чем антрацит; уже по одному этому при равных размерах кусков, при одинаковом суммарном весе их, внешняя поверхность кусков древесного угля в 6 раз больше, чем антрацита. Но кроме того, поры древесного угля являются сплошными каналами, через которые легко продуваются газы.

Антрацит, наоборот, в сыром состоянии совершенно лишен пористости; подвергаясь сухой перегонке, он в доменной печи дает трещины и некоторое количество пор, по которым выделяются летучие продукты, но объем этих пор во много раз меньше, чем в древесном угле.

Дутье, вылетая с большой скоростью из фурм, разбивается первыми же кусками горючего, находящимися у глаза фурм; многими струями, постоянно меняющими свое направление, оно стремится пройти к оси горна и вверх. Однако при работе на древесном угле дутье может проходить и через самый уголь, вследствие чего свободный кислород поглощается на коротком расстоянии от фурм, а образующаяся на поверхности кусков уголекислота внутри тех же самых кусков восстанавливается в окись углерода.

При работе на антраците газы, проходя в промежутках между его кусками и омывая только их поверхность, должны сделать гораздо более длинный путь для того, чтобы встретить ту же поверхность раскаленного углерода, достаточную для завершения процесса горения.

Кокс по своей пористости представляет материал со сред-

ними между двумя рассмотренными крайностями свойствами; при одинаковом весе он занимает вдвое меньший объем, чем древесный уголь, но вдвое больший, чем антрацит. Значит, в кусках одинаковой величины он дает для воздействия дутья и газов вдвое большую поверхность при равном весе, по сравнению с антрацитом. Хороший доменный кокс содержит 56% пустот, тогда как литейный лишь 48% (не более 50). Поры кокса не представляют прямолинейных каналов, но, все же, благодаря пористому строению кусков, поверхность, на которую реагируют газы, и в этом горючем значительно больше, чем в антраците при равном объеме кусков обоих родов горючего.

Даже такие незначительные, казалось бы, колебания пористости, как 48—56%, заметно отражаются на ходе процесса горения. Для вагранок берут кокс с наименьшим количеством пор, так как сжигание его преследует возможно полное превращение углерода топлива в CO_2 ; в доменных печах преследуется обратная задача, и, как было замечено давно и подтверждено в новейших работах, наилучшие результаты дает наиболее пористый кокс, если он достаточно прочен (этому требованию хорошо удовлетворяет коннельсвилльский кокс, чем и объясняется его высокая репутация).

Нужно, однако, помнить, что одинаковая пористость, выраженная процентами пор, может дать различную реактивность горючего, если величина пор не одинакова, поэтому, как уже было замечено, нужно выражать пористость отношением поверхности пор к объему горючего (см^2 на см^3).

Между различными сортами древесного угля также имеется разница: наиболее плотный уголь — березовый — в старину считался на Урале плохим горючим доменной плавки по сравнению с сосновым углем, — несомненно потому, что сжигался холодным дутьем низкого напряжения. Требуется содействие двух других факторов, чтобы сделать плотное горючее пригодным для доменной плавки: высокого нагрева дутья и высокого его напряжения.

2) Нагрев дутья, сообщая продуктам горения добавочное количество тепла к тому, какое получается сжиганием горючего, повышает температуру в области горения и, в частности, температуру горящих кусков топлива; от этого и вследствие повышения температуры кислорода ускоряются все реакции горения, или, правильно истолковывая это выражение, все 4 стадии горения протекают в более ограниченном пространстве.

Из ранее сказанного само собою вытекает, что для горючего в высшей степени пористого этот фактор должен иметь гораздо меньшее значение, чем для совершенно плотного. Практика, действительно, показывает, что успешная работа на антраците возможна лишь при высоком нагреве дутья ($700\text{—}750^\circ$), тогда как, ведя плавку на древесном угле, иногда уже при нагреве в 250°

достигают прекрасных результатов; например, в Швеции печь в Гофорсе при нагреве 247° работает с расходом древесного угля 0,612, взвешенного в сухом состоянии [124].

3) Напряжение газов в горне доменной печи действует в том же направлении, как и нагрев дутья, но сказывается несколько иначе: увеличение давления газов (или их скорости и кинетической энергии) не столько сокращает объем, занимаемый окислительной атмосферой в печи, сколько меняет форму этого пространства.

Давление газов в горне, которое не должно быть смешиваемо (хотя это часто делается) с давлением дутья у глаза фурм, достигает своего максимума в месте входа дутья в горн и затем постепенно понижается по направлению к оси горна и выше горизонта осей фурм, так что на 1 кв. единицу площади сечения горна приходится меньшее количество протекающих газов у оси по сравнению с тем, что получается вблизи фурм и несколько выше их.

Так как газы несут с собой почти все тепло, полученное дутьем и развитое горением, то внутренность горна нагревается в меньшей мере, чем места у фурм, где сосредоточивается так называемый «фокус горения», т. е. пространство с наивысшей температурой. Для правильной работы печи необходимо, чтобы температура у оси горна не спускалась ниже достаточной для расплавления здесь конечного шлака, соответствующего по составу и плавкости выплавляемому сорту чугуна.

При недостаточном напряжении газов, т. е. когда количество их незначительно по сравнению с сечением всех проходов на горизонте фурм, газы устремляются от фурм вверх по путям наименьшего сопротивления, избегая более длинного пути по направлению к оси горна, вследствие чего пространство с окислительной атмосферой вытягивается вверх, увеличивая длину пути, по которому проходят струйки чугуна при своем движении в горн, и усиливая «отбеливающее» влияние газов на чугун. Крайнее развитие этого явления ведет к тому, что у оси горна устанавливается температура, недостаточная для плавления шлака, и здесь получается столб твердых материалов, в особенности в тех случаях, когда в горн приходит много измельченного горючего, легко образующего с трудноплавким шлаком неплавкую смесь.

Из сказанного следует, что, устанавливая количество и давление дутья для горна данных размеров, приходится принимать в соображение не только степень плотности горючего, но и его прочность при работе в печи (способность перетираться и давать мусор при опускании колош).

Опытные данные о составе газов в горне доменной печи. Анализы газов, отводимых из горна во время работы печи (для чего необходимо применение «метода холодной трубки», устраняющего быстрым охлаждением газов возможность их взаимодей-

ствия), позволяют доказать, что горение в горне доменной печи идет именно так, как изложено было выше, и, сверх того, дать понятие о распространении области с окислительной атмосферой в горне доменной печи.

1. Работа фан-Флотена, давно уже опубликованная [125], долгое время оставалась единственной, могущей служить для этого. Анализы фан-Флотена относятся к коксовой печи, имевшей диаметр горна 3,0 м и работавшей дутьем слабого напряжения, нагретым до 700°. Большая часть данных относится к работе на томасовский чугун и пробам, взятым не одновременно, а в разные дни и месяцы 1892 г. В табл. 30 даны результаты анализа газов, взятых на горизонте осей фурм и тех именно проб, состав которых характеризует разные стадии горения.

Первая строка, указывающая большой избыток воздуха при горении углерода только в CO_2 (пары воды не вполне разложились, как видно из содержания водорода), дает анализ газа на расстоянии 400 мм от глаза фурмы.

Таблица 30

№ по пор.	Стадии горения	O_2	CO_2	CO	H_2	N_2	$100 \cdot \frac{\text{O}_2}{\text{N}_2}$
1	Первая	13,0	6,0	—	0,8	80,2	23,2
2	„	6,0	12,3	—	2,0	79,7	21,7
3	Переход ко второй	3,5	13,0	1,0	1,8	80,7	21,0
4	Вторая	1,5	15,0	1,5	1,8	80,2	20,4
5	Третья	—	11,0	11,8	2,0	75,2	21,1
6	„	—	8,0	17,3	2,0	72,7	21,5
7	Переход к четвертой	—	1,2	31,5	1,8	65,5	24,5
8	Четвертая	—	—	38,0	2,0	60,0	30,0
9	„	—	—	40,0	1,8	58,2	32,8

Во второй строке, дающей состав газа также на расстоянии около 400 мм от глаза фурмы, но в стороне от оси (на 250 мм приблизительно), газ обнаруживает гораздо меньшее содержание свободного кислорода.

Анализ, указывающий состав газа, наиболее приближающийся практически ко второй стадии горения (строка 4), относится к пробе, взятой на расстоянии 600 мм от глаза фурмы; здесь лежит предел распространения свободного кислорода по направлению к оси печи. Здесь же наблюдается наибольшее содержание CO_2 , и, надо думать, на этом же расстоянии лежит «фокус горения».

Что касается направления в в е р х, то пробы, взятые на горизонте 630 мм выше оси фурм, показывают полное отсутствие свободного кислорода, но содержание углекислоты и в них велико. Газ, взятый по одной вертикали с газом строки 4 (400 мм от глаза фурмы), обнаруживает почти равные количества CO_2 и CO

(строка 5); по направлению к оси горна и прямо противоположно — к стенам заплечиков — содержание CO_2 быстро падает и доходит до нуля по вертикали, находящейся на расстоянии 700 мм от глаза фурмы. По оси фурм углекислота исчезает на расстоянии 900 мм от глаза фурмы.

Состав пробы у оси горна дает строка 8.

Газы у стен заплечиков, точно так же, как и у стен горна в пространстве между фурмами, а равно и в середине расстояния между фурмами, против глаза их, также не содержат ни свободного кислорода, ни углекислоты (строка 9).

Таким образом окислительная область у каждой фурмы отделена от соседней восстановительной атмосферой и ограничена как бы куполом, покоящимся на горизонтальной плоскости, проходящей через нижнюю кромку глаза фурмы; ниже фурм в горне тоже нет углекислоты, как показывают анализы фан-Флотена, не приведенные здесь.

2. Дж. Пирот и С. Кини, спустя 30 лет после фан-Флотена, опубликовали [126] результаты исследований состава газов в горнах американских доменных печей (пробы брались только на горизонте фурм через каждые 100 мм); результаты анализов собраны в табл. 31, а фиг. 71 дает графическое изображение средних результатов анализов многих проб от 11 печей.

Таблица 31

	Расстояние от фурм, мм							
	0	200	400	600	800	1000	1200	1500
O_2	12,9	11,2	8,1	2,5	0,6	0,5	0,6	0,3
CO_2	6,6	6,2	9,1	9,9	5,0	1,2	0,3	0,3
CO	0,2	1,1	2,8	12,2	29,4	38,6	40,9	43,7
H_2	0,0	0,1	0,2	0,9	1,4	1,6	1,5	1,7
N_2	80,3	81,4	79,8	74,5	63,6	58,1	56,7	54,0
$100 \cdot \frac{\text{O}_2}{\text{N}_2}$	24,4	22,0	23,2	24,3	30,8	34,8	36,3	40,0

Как видно из таблицы и диаграммы, проба у самого глаза фурмы содержит почти столько же свободного кислорода (12,9% объемных) и CO_2 (6,6%), сколько и проба фан-Флотена, взятая на расстоянии 400 мм от глаза (строка 1 табл. 30). Далее, по направлению к оси содержание CO_2 возрастает, доходя до максимума — 10% — в 325 мм от глаза; затем, на довольно значительном промежутке (325—575 мм) количество CO_2 в газах остается постоянным (почти 10%), так как то ее количество, которое образуется на счет свободного кислорода, восстанавливается угле-

Таблица 82

Название печей	Высота полная, м	Диаметр горна, м	Полезная вместимость, м³	Пористость кокса, %	Реактивность кокса в струе CO ₂	Fe в руде, %	Температура пуды, °C	Пронзводительность, т/сутки	Si в чугуне, %	Сгорают кокса			Температура колошников, °C	В колошниковых газах	
										у фурм	вверх	всего		CO ₂	CO
Пексильвания № 1	26,82	4,57	482	46	10	49	—	220	Воржак.	0,937	0,313	1,250	—	8,0	32,6
Алабама № 4	25,60	4,88	467	46	13	35	620	355	3,0	0,909	0,271	1,180	260	8,2	32,1
Пенсильвания № 2	28,96	5,79	661	51	16	53	594	575	1,3	0,569	0,190	0,759	204	16,0	25,0
Алабама № 1	26,21	4,42	510	51	16	44,5	594	258	2,5	1,227	0,183	1,410	232	8,5	30,1
„ № 2	24,08	3,75	295	49	16	38	637	260	2,8	0,900	0,350	1,250	282	9,3	32,4
„ № 5	25,91	3,96	438	48	16	35	650	356	2,8	1,157	0,345	1,502	185	7,5	33,4
„ № 3	20,12	3,90	340	44	17	38	594	418	1,1	0,662	0,186	0,848	315	7,7	32,7
„ № 6	25,3	5,18	547	44	17	36	635	476	1,1	0,946	0,282	1,228	260	—	—
Пенсильвания № 3	30,48	5,49	669	48	19	51	538	449	1,4	0,814	0,286	1,100	180	10,8	27,7
„ № 4	30,48	5,49	605	48	21	51	482	514	1,2	0,841	0,185	1,026	220	—	—
Иллинойс № 7	25,91	5,18	554	53	43	51	538	515	1,2	0,577	0,213	0,790	110	15,1	25,8

¹ Печь работала с прибавкой 45% скрапа в шихте, чем объясняется высокая производительность при малых размерах печи и низкий расход горючего, необычный для алабамских печей.

родом, отчего содержание CO в этом месте быстро растет и у последней из указанных точек достигает содержания углекислоты.

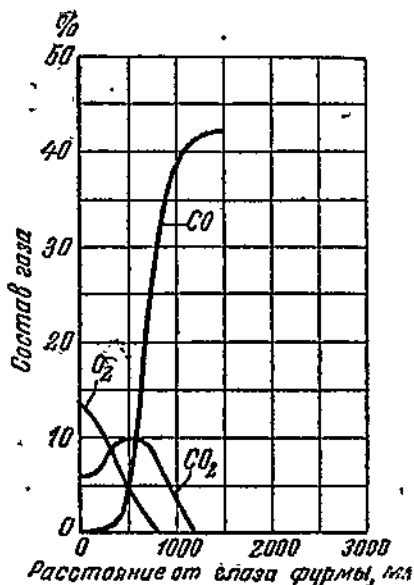
Свободный кислород почти весь поглощен на расстоянии 800 мм, а углекислота восстанавливается вполне на 1100 мм от глаза фурм.

Таким образом в длину или по оси фурм окислительная область имеет почти те же размеры, что и в немецкой печи; нет оснований думать, что распространение окислительной атмосферы в высоту будет больше; наоборот, высота давления дутья (1 ати) и большее его количество на 1 кв. единицу сечения горна, характерные для американской практики, в этом случае должны сократить вытягивание окислительной области в высоту.

Так как сечение горна теперешних американских печей гораздо значительнее, чем старой немецкой, то отношение площади, занятой восстановительной атмосферой, к площади окислительной (хотя бы только на горизонте фурм), гораздо значительнее в американских печах, чем в исследованной фан-Флотеном.

Обращаясь к табл. 32, указывающей условия, в которых работали исследованные печи, нужно сказать, что в ней не дано давления дутья, но оно у всех почти печей было одинаково, именно — 1 ати; лишь в пенсильванской печи № 4 оно доходило до $1\frac{1}{2}$ ати. Реактивность кокса (определявшаяся по количеству углерода, сжигаемого током углекислоты при 1000°) выражена числами, принимая реактивность древесного угля за 100.

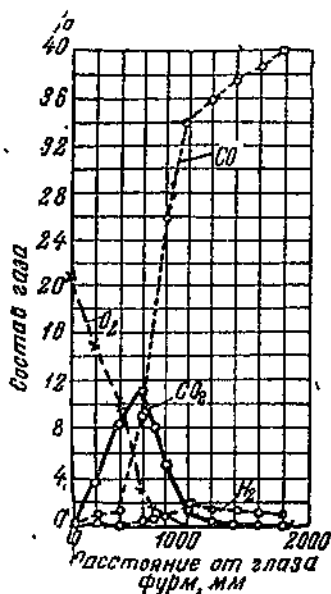
Как видно из сличения цифр таблицы, реактивность кокса непропорциональна его пористости. Очевидно, не только объем пор, но и их величина, от которой зависит отношение реагирующей поверхности к объему пустот, имеет значение. Количество углерода, сожженного выше фурм, тоже непропорционально пористости кокса и его реактивной способности. Алабамские печи № 1 и № 2, получая кокс одинаковой реактивности и почти одинаковой пористости, теряют до фурм различное количество углерода. Печь Иллинойс № 7 получала кокс такой же пористости, как алабамские № 1 и № 2, но гораздо более высокой реактивности, однако в ней сжигалось углерода выше фурм гораздо меньше (в $1\frac{1}{2}$ раза), чем в алабамской печи № 2.



Фиг. 71. Зона горения в горне американских доменных печей

Отсюда следует, что боязнь большой потери углерода пористым коксом в области восстановления газами не обоснована.

Несколько позже американцев исследование процесса горения в горне доменной печи произвел в Германии В. Леннингс [127]. Работавшая на коксе и смешанной шихте из разных руд, в которой около 50% было агломерата, печь (в Бохуме) имела полезный объем около 575 м³ и диаметр горна лишь 3,9 м, но она давала 600 т в сутки высококачественного мартеновского чугуна (так называемого *Stahleisen*) при расходе кокса около 0,85 (температура нагрева дутья изменялась от 600 до 700°).



Фиг. 72. Зона горения в горне немецкой доменной печи

Пробы газа брались от глаза фурм до оси печи через каждые 200 мм. Пределы содержания отдельных составных частей газов на разных расстояниях от глаза фурм указаны в табл. 33. Графическое изображение среднего состава газов (из 500 анализов) дается здесь диаграммой (фиг. 72).

Как видно, из таблицы, поглощение всего кислорода дутья заканчивается на расстоянии 800 мм от глаза фурм; здесь же окислительная атмосфера переходит в восстановительную. Наивысшее содержание углекислоты достигается на расстоянии 600 мм от глаза фурм, а полное разложение ее — на 1000 мм.

Из таблицы видно, что ход процесса горения в бохумской и американской печах одинаков, несмотря на различие в свойствах кокса и напряжении дутья (в немецкой печи оно немногим меньше 0,85 атм в среднем). Это объясняется тем, что при высоких температурах (1500° и выше) разные типы топлива приобретают одинаковую горючесть, как показали недавно произведенные лабораторные исследования [128]; к этому же выводу пришли и Дж. Пирот с С. Кини в результате своих наблюдений над работой американских печей с различными сортами кокса.

3. Развитие окислительной области у фурм находится в зависимости (при одинаковом виде горючего) от количества дутья и главным образом от его температуры и, значит, от нагрева дутья. Это можно подтвердить результатами исследования над составом газов, произведенного на доменной печи завода Маннесмана, работавшей при нагреве дутья 500 и 800°.

Пробы газов, взятые по оси фурм на разных расстояниях от глаза, дали такие результаты (в % по объему):

Расстояние, мм	200	400	600	800
Нагрев 500°	$\left\{ \begin{array}{l} \text{O}_2 \\ \text{CO}_2 \\ \text{CO} \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 18,2 \\ 0,8 \\ 0,6 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 6,0 \\ 12,0 \\ 0,8 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 0,0 \\ 10,2 \\ 13,8 \end{array} \right.$
				$\left\{ \begin{array}{l} 0,0 \\ 1,8 \\ 34,2 \end{array} \right.$
Нагрев 800°	$\left\{ \begin{array}{l} \text{O}_2 \\ \text{CO}_2 \\ \text{CO} \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 17,8 \\ 1,4 \\ 1,0 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 0,4 \\ 11,0 \\ 10,0 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 0,0 \\ 3,4 \\ 30,0 \end{array} \right.$
				$\left\{ \begin{array}{l} 0,0 \\ 0,0 \\ 37,6 \end{array} \right.$

Как видно из приведенных цифр, окислительная область в печи завода Маннесмана развита слабее, чем в бохумской, но все же разница в составе газов из одного и того же места при разном нагреве дутья разительна.

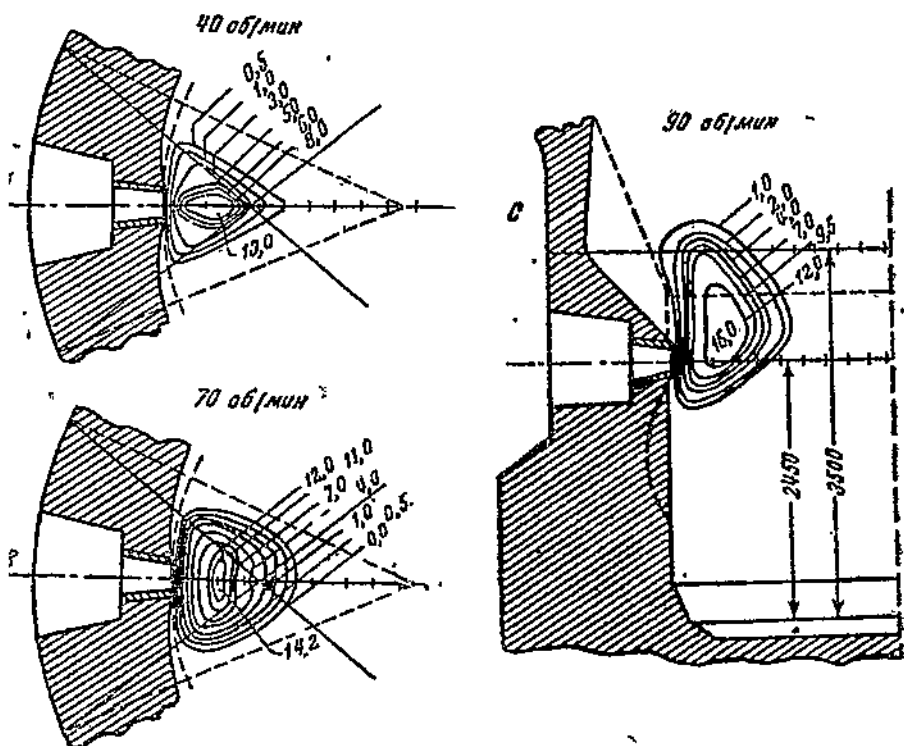
Таблица 33

Расстояние от глаза фурм, мм	O ₂	CO ₂	CO	H ₂
	от — до	от — до	от — до	от — до
200	13—18	2,5—6	0—1	0 —0,5
400	6—15	5—14	0—1,5	0 —0,5
600	0—14	8—16	2—22	0 —0,7
800	0—1	3—10	20—35	0,7—1,5
1000	0—1	0—3	32—36	0,8—1,6
1200	0	0—0,5	34—38	0,8—1,6
1400	0	0	36—39	0,8—1,6
1600	0	0	37—43	0,8—1,6
1800	0	0	37—45	0,8—1,6

Тот же результат дало исследование газов из окислительной зоны другой доменной печи, работавшей на литейный чугун (завода фирмы Беккер). Здесь переход от нагрева в 500° к нагреву в 800° выразился передвижением окислительной зоны к глазу фурм на 200 мм: кислород стал поглощаться полностью на расстоянии 400 мм вместо 600, а углекислота — восстанавливаться вся на расстоянии 600 мм вместо 800.

Что касается влияния количества дутья, то его опротивительно отрицали американские исследователи, хотя теоретически это влияние совершенно ясно: увеличение количества дутья при равных — качестве горючего, температуре и давлении дутья — должно требовать увеличения реактивной поверхности горючего, а следовательно, и объема, занимаемого им. Опытное подтверждение этого положения пришло очень поздно: во второй половине 1933 г., когда почти одновременно были опубликованы [129] результаты анализов газов из окислительной области горна двух печей — фирм Беккера

и Маннесмана. Первая работала на литейный чугун, имея горн диаметром 4 м, 8 фурм диаметром 200 мм, давление дутья 0,7 ат. Вторая работала на томасовский чугун: горн имел диаметр 5,5 м, фурм 10 диаметром 200 мм, давление дутья менялось от 10 до 60 см рт. ст.



Фиг. 73. Развитие зон горения в горне немецкой печи при различном числе оборотов машины

Результаты исследования, относящиеся к печи фирмы Беккер, представлены были диаграммами, воспроизводимыми здесь (фиг. 73). Как видно из них, распространение окислительной зоны по направлению к оси горна не менялось или почти не менялось от изменения количества дутья, но увеличение его с переходом от 40 к 70 оборотам (фиг. 73, А и В) ясно сказывалось расширением окислительной области в направлении, перпендикулярном к оси фурм, и сокращением восстановительной области между фурмами. Третья диаграмма (фиг. 73, С) дает высоту окислительной области при наибольшем числе оборотов. Диаграмма показывает, что углекислота распространяется вверх на значительно большее расстояние (1050 мм), чем по оси фурм. Анализы проб газов, взятых в промежутке между фурмами на этой же высоте, показали

наличие здесь восстановительной атмосферы, как и следовало ожидать.

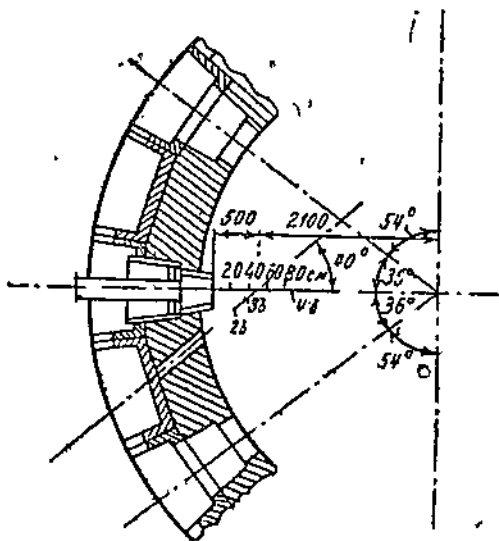
Результаты исследований в печи фирмы Маннесмана, где количество дутья менялось в гораздо более широких пределах, представлены в табл. 34. При этом печь имела конические фурмы диаметром 200 мм.

Для понимания положения мест взятия проб по оси и сбоку оси фурм (точки 2b, 3b и 4b) нужно обратиться к фиг. 74, на которой нанесены соответственные точки.

Данные, приведенные в таблице, позволяют сделать определенный вывод: увеличение количества дутья и удлиняет (по направлению к оси горна), и уширяет (в перпендикулярном к оси направлении) область с окислительной атмосферой.

Недостатком опытов, производившихся на печах фирм Беккера и Маннесмана, является то, что количество дутья менялось при постоянном сечении фурм, отчего одновременно менялось и давление дутья, т. е. третий фактор, от которого тоже зависит ход горения и распространение окислительной области в пространстве.

Указанный недостаток был избегнут при исследовании процесса горения в горне магнитогорской печи № 1, произведенном (бригадой ЦИМ) осенью 1934 г. [130]. Диаграммы (фиг. 75) дают результаты анализов газов, взятых на разных расстояниях от глаза фурм; фиг. 75, А — при работе печи на 15 фурмах диаметром 150 мм с общей подачей дутья (по счетчику у машины) 2500 м³/мин под давлением 1,4 ати и с температурой 600°; фиг. 75, В — при работе 14 фурм диаметром 150 мм и 2 фурм с диаметром 100 мм при подаче дутья 2600 м³/мин под давлением 1,5 ати и с температурой 550°; эта диаграмма дает состав продуктов горения у фурмы диаметром 100 мм. Общее сечение всех фурм в обоих случаях было почти одинаково (2651 см² и 2631 см²), одинаковым было давление дутья и скорость его в широких и узких фурмах, но количество дутья было в последнем случае в 2½ раза меньше.



Фиг. 74. Места взятия проб газа при исследовании печи завода Маннесмана.

Таблица 34

Давление дутья см рт. ст.	Количе- ство дутья м³/мин	Места взятия проб						
		200 мм	400 мм	600 мм	800 мм	2 б	3 б	4 б
		перед фурмами				сбоку фурм		

Содержание O₂, %

10	12	10,8	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
20	37	11,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
30	47	11,4	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
40	58	13,3	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
50	75	15,2	0,6	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
60	91	15,8	4,8	0,0	0,0	0,0	4,2	0,0

Содержание CO₂, %

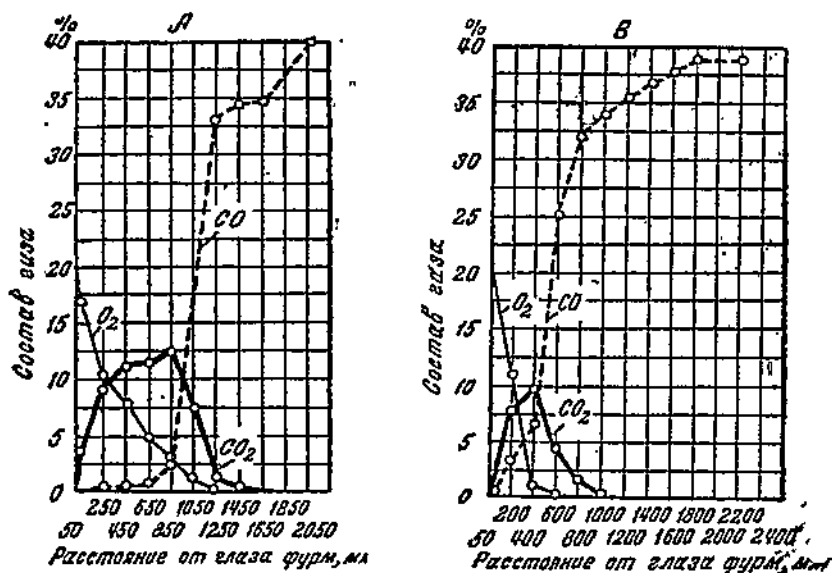
10	12	9,2	16,0	2,0	0,0	1,8	1,4	0,0
20	37	9,0	15,6	2,4	0,0	2,5	1,0	0,0
30	47	8,4	15,6	4,4	0,0	6,2	3,2	0,0
40	58	6,3	15,0	6,6	0,0	6,8	12,0	1,0
50	75	4,8	13,4	9,0	1,0	10,4	13,4	2,8
60	91	4,8	13,6	9,4	2,6	12,0	10,4	9,2

Содержание CO, %

10	12	0,0	4,2	32,2	38,1	31,2	27,2	36,1
20	37	0,0	5,4	32,6	36,8	29,1	30,4	36,0
30	47	0,2	7,4	25,6	35,6	22,8	28,8	34,2
40	58	0,2	8,0	20,4	35,0	21,2	12,0	33,0
50	75	0,6	7,0	17,4	33,8	17,4	10,8	28,2
60	91	0,2	0,8	17,4	27,4	13,8	7,4	17,4

Разница в очертании кривых кислорода и углекислоты бросается в глаза. Вторая диаграмма (фиг. 75, В) показывает, что кислород дутья и углекислота исчезают на таком же (приблизительно) расстоянии, как и в опыте с американской печью, причем и наибольшее количество углекислоты в продуктах горения устанавливается такое же (10%), но первая диаграмма (фиг. 75, А) дает полное поглощение кислорода лишь на расстоянии 1250 мм от глаза фурм, углекислоты почти на 1500 мм, а наибольшее содержание углекислоты в плоскости фурм — около 13%, благодаря более значительной подаче дутья (167 м³/мин на 1 фурму).

На развитие зоны горения действие, аналогичное уменьшению количества дутья, производит уменьшение его давления (при сохранении постоянным количества), что практически осуществляется изменением диаметра фурм при постоянной подаче дутья. Диаграммы (фиг. 76), взятые из статьи З. И. Некрасова [131], отчетливо иллюстрируют это положение. Диа-

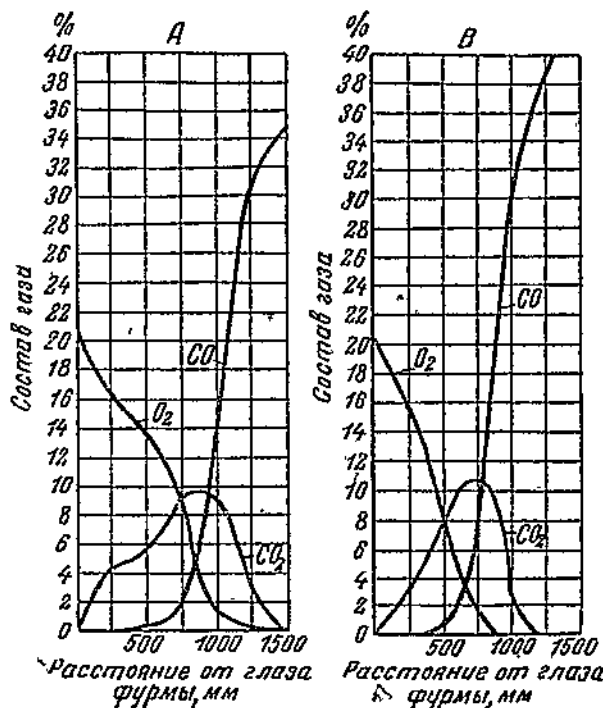


Фиг. 75. Развитие зон горения в горне магнитогорской доменной печи № 1 при полном (А) и сокращенном в $2\frac{1}{2}$ раза (В) количестве дутья (при одинаковом давлении его)

граммы относятся к условиям работы доменной печи № 7 завода им. Дзержинского с фурмами диаметром 200 мм при подаче $135 \text{ м}^3/\text{мин}$ дутья на одну фурму (фиг. 76, А) при температуре 600° и с фурмами 250 мм при подаче немногом большего количества дутья — $143 \text{ м}^3/\text{мин}$ той же температуры (фиг. 76, В). По расчету автора живая сила дутья в первом случае была $1840 \text{ кг} \cdot \text{м}/\text{сек}$ (скорость дутья $111 \text{ м}/\text{сек}$, давление его $1,21 \text{ ати}$), а во втором случае только $795 \text{ кг} \cdot \text{м}/\text{сек}$ (при скорости дутья $71 \text{ м}/\text{сек}$ и давлении его $1,19 \text{ ати}$).

Это изменение живой силы дутья произвело весьма заметное изменение в распространении зоны горения к оси горна, как видно из очертания кривых. Увеличение скорости дутья с 71 до $111 \text{ м}/\text{сек}$ (при температуре 600°) продвинуло места исчезновения кислорода и углекислоты на 250 мм ; вместе с тем, наибольшее содержание углекислоты в фокусе горения снизилось на 1% . Такого же рода изменение в развитии зоны горения вызвано было умень-

шением диаметра фурм с 220 до 200 мм на доменной печи № 3 того же завода, как видно из диаграмм З. И. Некрасова, здесь не приведенных.

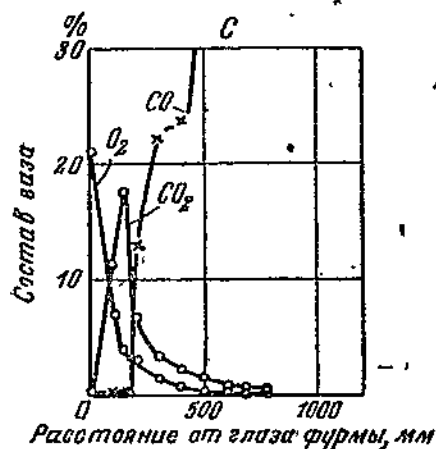
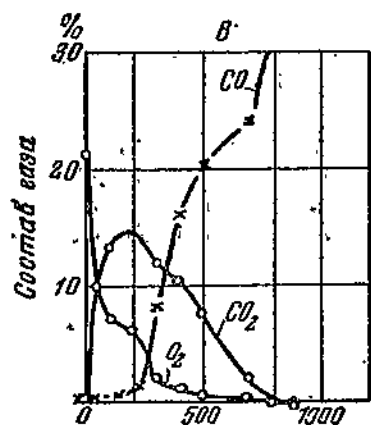
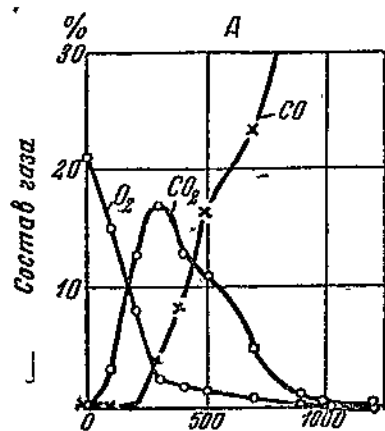


Фиг. 76. Развитие зон горения в горне доменной печи № 7 завода им. Дзержинского при разных диаметрах фурмы (А — при диаметре 200 мм; В — при диаметре 250 мм)

Обычно доменные техники редко прибегают к замене широких фурм узкими при уменьшении количества дутья, работая «на сбавленном дутье» теми же фурмами; от этого резко меняется состояние зоны горения, так как оба фактора (m и v в формуле), от которых зависит живая сила дутья, меняются одновременно в одном направлении.

З. И. Некрасову удалось произвести наблюдения в горне доменной печи № 8 завода им. Дзержинского, подавая в нее дутье (без перемены фурм) под давлением 1,2; 0,85; 0,6 и 0,1 ати. При нормальном дутье 136 м³/мин на одну фурму, давлении 1,2 ати и температуре 640° кислород исчезал на расстоянии 1260 мм от глаза фурмы, а углекислота — на расстоянии 1450 мм; фокус горения лежал в 1000 мм от глаза фурмы. При давлении 0,6 ати зона горения укоротилась почти на 700 мм.

Таким образом экспериментальными данными подтверждается давно установленное практикой положение, что увеличение давления дутья при постоянном его количестве (применением более узких фурм или установкой в них насадок) отодвигает фокус горения от стен горна к его оси. Живая сила дутья, выражаемая формулой $\epsilon = m \frac{v^2}{2g}$, быстро растет от увеличения скорости дутья; это наглядно показывает табл. 35, составленная в предположении подачи 1 м³ дутья в секунду (при 0°, а при 700°—3,564 м³) через каждую из фурм указанного сечения.



(при наблюдавшейся в то время малой потере дутья в атмосферу это количество эквивалентно 2600 м³, получаемым другими печами). Указанное количество дутья явно недостаточно для горна 8 м в диаметре. Печь не отказывалась от более интенсивного горения, но единственная воздушодувная машина не позволяла его осуществить. Нагрев дутья был сравнительно высокий — от 700 до 750°; давление дутья перед печью колебалось около 1,3 атм.

При этих условиях горение шло по диаграмме, показанной на фиг. 77 [134]. Характер очертания кривых и указываемые ими размеры окислительной зоны — такие же, как и в других исследованных печах, получавших на одну фурму такое же (приблизительно) количество дутья, как и означенная печь (печи Кузнецкого, Магнитогорского и Макеевского заводов).

Временное сокращение количества дутья, к которому приходилось иногда прибегать и на заводе Запорожсталь, дало возможность взять пробы газа для анализа и вычертить (в большем, чем на фиг. 77, но одинаковом для трех фигур масштабе) диаграммы (фиг. 78), ясно показывающие, как резко приближается фокус горения (максимальное содержание углекислоты в газах) к глазу фурмы — с 600 мм нормальных к 300 (фиг. 78, А), 200 (фиг. 78, В) и 150 мм (фиг. 78, С) — по мере сокращения количества дутья —

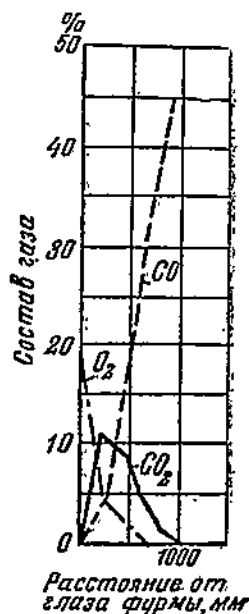
Фиг. 78. Зоны горения в горне доменной печи № 3 Запорожстали при подаче дутья 1800, 1500 и 1200 м³/мин

с 2400 до 1800, 1500 и 1200 м³/мин. Сокращается при этом и глубина окислительной зоны, но это сокращение не так бросается в глаза, как приближение фокуса горения. Не надо, однако, забывать, что объем области горения растет быстрее единственного измеряемого линейного размера; продвижение последнего, например, с 1 до 1,2 м вызывает увеличение объема приблизительно в 1¾ раза.

Работа на двух воздухоудках, осуществленная летом 1939 г., позволила подавать в ту же печь (№ 3) дутья 3000—3200 м³/мин, что передвинуло место полного исчезновения кислорода на расстояние 1580 мм от глаза фурм, а исчезновения углекислоты — на 1800 мм, причем содержание последней достигло максимума в 16%, а окиси углерода у оси горна — минимума, всего 40%, что указывает на хорошую проницаемость средней части горна для продуктов горения и сравнительно малое развитие здесь прямого восстановления.

Диаграмма фиг. 79 дает понятие о развитии области горения древесного угля в горне ашинской доменной печи (по исследованию проф. И. А. Соколова и Н. Н. Круглова [135]). Фокус горения здесь лежит всего на 200 мм от глаза фурмы, и это как будто подтверждает то, что было высказано раньше о горении древесного угля. Нужно, однако, принять во внимание, что условия горения кокса в горне печей-гигантов иные, чем в данном случае. Уральская древесноугольная печь получила (по счетчику у машины) дутья около 330 м³/мин; при 8 действующих фурмах на каждую из них приходилось по 41,25 м³, что при диаметре глаза фурмы 120 мм дает скорость 61 м/сек. Это — не малая скорость, а обычная для германских коксовых доменных печей, но она в 1½ раза меньше, чем в мощных печах СССР. Кинетическая энергия дутья в древесноугольной печи при выходе из фурм в 7½ раз меньше (при одинаковой его температуре), чем в печи завода Запорожсталь при дутье в 2400 м³/мин (и 15 работающих фурмах). В действительности выведенное отношение — еще больше, так как расход дутья в 330 м³, при суточной производительности печи 137 т и расходе древесного угля 860 м³, слишком велик, что указывает на пропорционально большие потери в ашинской печи по сравнению с мощными коксовыми печами.

Диаграмма фиг. 79 дает не совсем обычное очертание кривой окиси углерода, — кривой, которая представляет особый интерес,



Фиг. 79. Зона горения в горне древесноугольной печи Ашинского завода

так как указывает степень проницаемости материалов в горне доменной печи для продуктов горения. Чем выше содержание в газе окиси углерода и, следовательно, чем ниже в нем содержание азота, тем меньше содержит он продуктов горения топлива и тем больше — окиси углерода, являющейся продуктом прямого восстановления. Обычно количество окиси углерода в газе в том месте, где исчезает углекислота — 35%; содержание СО в газе доходит до такого предела очень быстро; кривая СО идет на диаграмме очень круто вверх; далее по направлению к оси горна ветвь кривой СО сразу делается пологой или даже горизонтальной, т. е. содержание СО в газах растет очень медленно до 40—42% лишь вследствие присоединения к продуктам горения окиси углерода от прямого восстановления. Изредка содержание окиси углерода понижается у оси до 38—39%; часто бывает выше 42% — до 50%, что уже указывает на пониженную проницаемость горна.

При загромождении осевой части горна после осадок или при употреблении мусористого горючего содержание окиси углерода (если состояние горна позволяет взять пробу газов из середины его) возрастает временно до 90%, даже до 95%.

Обращаясь к фиг. 79, нужно сказать, что кривая СО идет на ней очень круто вверх и у места исчезновения углекислоты (900 мм) показывает 46% СО, чего не замечалось ни на одной из многих диаграмм, опубликованных до настоящего времени. У оси горна содержание СО доходило до 73%, что указывает на плохую проницаемость горна. Нельзя сказать, что такое состояние его является случайностью; еще раньше проф. И. А. Соколова исследование горна той же печи производил И. З. Козлов, который в своей статье [136] дал подробное описание ненормальной работы ее и привел диаграммы, характеризующие такую работу (об одной из них — фиг. 92 — будет сказано ниже).

Используя определение температур и химического состава газов в горнах советских доменных печей, Ю. Р. Тишбейн сделал интересную попытку установить размеры зоны горения, изменения в ней по направлению к оси горна количеств кислорода, углекислоты и окиси углерода, а затем — и распределение продуктов горения в разных частях горна исследованных печей [136].

Полученные в результате математической обработки опытных данных диаграммы с кривыми кислорода, углекислоты и окиси углерода поразительно схожи с диаграммами исследователей (например фиг. 1 Тишбейна и фиг. 75, 77 и 78 этой книги). Что касается распределения продуктов горения, то по расчету Тишбейна около 80% всего количества газа уходит через зону горения вверх и лишь ничтожное количество — около 2,5% — доходит до оси горна; остальное количество газа распределяется в промежуточном (между зоной горения и осью) пространстве.

Проверить точность этого вывода на действующих печах нет возможности, но Тишбейн подкрепляет его ссылкой на опыт Банзена — продувку воздуха через кучу кокса в сосуде с сетчатыми

стенками (кроме той, в которой помещалось сопло). В этом опыте через противолежащую соплу стенку проходило ничтожное количество дутья, так как оно почти целиком выходило через стены, параллельные оси сопла.

Окисление восстановленных элементов. 1. Так как доменный процесс по своей сущности является восстановительным и протекает по всей печи, начиная с колошника и кончая поверхностью соприкосновения шлака с чугуном, собранным в металлоприемнике, то присутствие в горне, печи области с окислительной атмосферой у каждой фурмы находится в явном противоречии с задачей доменной плавки. В этой атмосфере возможно окисление раньше восстановленных элементов за счет как свободного кислорода дутья, так и углекислоты, газов.

На то, что такой процесс действительно происходит, давно уже (в 1843 г.) указал Эбельман; догадывались о нем и доменные техники [137], но только анализы, опубликованные фан-Флотеном, позволили впервые составить представление о его развитии.

Как видно из табл. 30—34, в окислительной области, т. е. там, где в газах совместно находятся O_2 и CO_2 или одна последняя с CO в слабой концентрации, сумма ($O_2 + CO_2$) или одной CO_2 не достигает теоретической величины, т. е. 21; во всех пробах газов она меньше. Это и указывает на окисление кислородом дутья иных элементов, кроме углерода, вследствие чего азот, сопровождавший кислород, прошедший на окисление переходящих в шлак элементов, присоединился к азоту как продукту горения углерода и повысил его содержание в газовой смеси, понизив сумму ($O_2 + CO_2$).¹

Но окисление производится и газами, содержащими CO наряду с CO_2 . Чтобы сделать это очевидным, нужно определить отношение взятого из дутья кислорода в таких газах к его азоту или к 100 азота, как обыкновенно считают металлурги. В табл. 30, составленной по данным фан-Флотена, указано это отношение для всех проб газов, и вот как оно найдено.

Газ, состав которого указан в пятой строке, содержит на 100 объемов всего кислорода: $11 + 11,8 : 2 = 16,9$; но содержание в нем двух объемов H_2 указывает, что вода дала 1 объем O_2 на 100 объемов газа; вычитая этот объем из 16,9, получим 15,9 объемов кислорода, данных сухим воздухом. Отношение $15,9 : 75,2 = 0,211$ или 21,1 на 100 N_2 вместо 26,58 в сухом воздухе.

Указанные в таблице отношения уменьшаются, начиная со второй строки, и достигают минимума в газе с наибольшим содержанием углекислоты, при котором достигается и наивысшая температура горения. Далее, по мере увеличения содержания CO в газах, отношение $O_2 : 100 N_2$ делается все больше и больше, т. е. окисляющее действие газов все меньше и меньше проявляется, но только газы, не содержащие совсем CO_2 , имеют это отношение больше, чем в сухом воздухе, а это указывает, что к окиси

углерода — продукту горения углерода в кислороде дутья — здесь присоединяется СО, полученная окислением углерода окислами руды и золы кокса.

Таким образом в горне доменной печи, против каждой фурмы, должен идти тот процесс фришевания чугуна, который наблюдался в «отбеливательных горнах», работавших для превращения серого (кремнистого) чугуна в белый. Процесс этот сопровождался окислением не только кремния, но и железа с марганцем, дававшим с кремнеземом железистый шлак.

Наблюдения, имевшие целью установить этот факт для доменных печей, указывают, что пробы чугуна, собранные через фурмы, отличаются по составу от чугуна, собирающегося на лещади, а шлак, сопровождающий капли чугуна, проходящего у глаза фурмы, — железистый в гораздо большей степени, чем выпускаемый в то же время через шлаковую летку. Л. Белл первый исследовал этот вопрос, определяя железо в шлаке, взятом через глаз фурмы, он находил 0,75, 0,90 и 1,2% Fe, тогда как выпускавшийся в то же время шлак содержал лишь 0,12% Fe. Чугун имел следующий состав (%):

	C	Si	S	P
Взятый от фурмы . . .	2,90	0,92	0,077	1,69
„ из выпуска . . .	3,63	1,79	0,060	1,63

Изменение в содержании фосфора Л. Белл находил [138] незначительным (вернее — случайным), тогда как остальные элементы обнаруживают характерное увеличение (кремний и углерод) или уменьшение (сера) после перехода через горизонт фурм. Не только кремний, но и углерод подвергаются у фурм значительному выгоранию, тогда как сера — так же, как и при продувании чугуна в конвертере, — благодаря своей низкой концентрации не окисляется, но удаляется из чугуна в некотором количестве (в зависимости от процентного ее содержания), проходя через слой основного шлака и затем, когда чугун находится на лещади, — под слоем шлака.

Образование железистого шлака при прохождении чугуном горизонта фурм подтвердил впоследствии Ф. Вюст [139], но он преувеличил количественное развитие этого процесса, полагая, что 15% всего кислорода дутья участвуют в окислении железа, а через закись железа — и других примесей чугуна.

По этому поводу нужно сказать, что хотя по анализу газа, взятого из какого-либо места окислительной области, легко определить недостаток кислорода, но точно рассчитать количество окисленных им элементов нельзя, — для этого нужно было бы знать не только состав газов в тех или иных местах окислительной области, но и количество их, а это невозможно.

В. Ленингс, исходя из допущения, что все дутье подходит к месту, лежащему на 400 мм перед глазом фурм (чего, конечно,

не может быть, так как дутье рассеивается и раньше, и здесь окисляет чугун, внося в его состав те изменения, какие наблюдались в бохумской печи), определил как максимум количество кислорода, окисляющего примеси, равным 7,5% всей подачи его (или 34,8 м³ на 1 т чугуна). Если бы все оно пошло на окисление железа в чугуне, то это дало бы 31% закиси железа во всем шлаке (отношение последнего к чугуну было 0,5), но в выпускавшемся шлаке находились только 0,7—1% FeO.

С. Кини [140] в своем возражении Ф. Вюсту указывает на то, что если бы 15% кислорода дутья шло на окисление железа против фурм, то в американской 750-тонной печи против фурм должен был получиться шлак с содержанием 54,5% FeO, тогда как в действительности ее было лишь около 2%.

Следовательно, закись железа, как первичный продукт окисления, при высокой температуре у фурм чрезвычайно быстро восстанавливается окисляющимися углеродом, кремнием и марганцем, выгорание которых впервые констатировал Л. Белл в своих коксовых печах.

Но то же явление происходит и в древесноугольных печах, как показал И. Бом [141]. Пробы чугуна, бравшиеся через фурмы шведской печи, работавшей на мартеновский чугун (нагрев дутья 350—400°, производительность 25 т в сутки), обнаружили нижеследующее различие в составе чугуна (%):

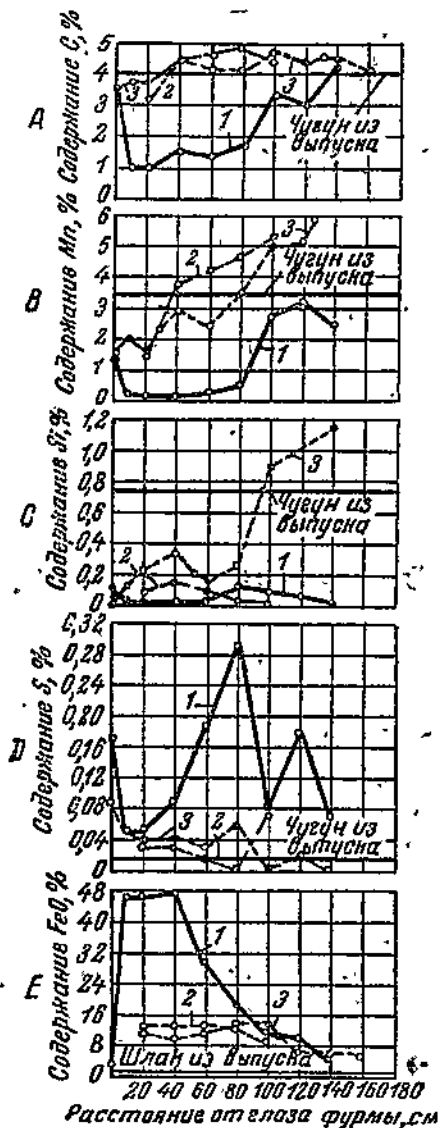
	C	Si	Mn	P	S
Взятый от фурмы . . .	4,36	0,19	0,47	0,017	0,016
из выпуска . . .	4,33	1,15	1,06	0,017	0,007

Отметим прежде всего, что сера, несмотря на очень низкую ее концентрацию в чугуне, все же переходит в горне в шлак, когда чугун пройдет горизонт фурм. Это противоречит общему представлению о влиянии кислых, слегка железистых шлаков древесноугольной плавки, но нужно сказать, что в данном случае шлак был необычно основным: в нем содержалось только 45% кремнезема и всего 1% закиси железа.

Как видно из данных И. Бома, окислительное действие дутья в древесноугольной печи направляется, главным образом, на кремний и в меньшей степени на марганец, углерод же вполне предохраняется от окисления кремнием. Но в коксовых печах более развитая окислительная область значительно понижает в чугуне не только содержание кремния и марганца, но и углерода, причем в передельном чугуне в большей степени, чем в литейном (влияние кремния). После Л. Белла это установили В. Лёнингс (при исследовании состава газов бохумской печи), а затем Мунд, Штекер и Эйлендер, определявшие состав чугуна и шлаков, получавшихся в разных местах горна той же бохумской печи [142].

Диаграммы фиг. 80 дают графическое изображение хода выгорания примесей железа в томасовском чугуне по оси работающих фурмы (кривая I); на горизонте фурм, но по оси закры-

той фурмы, т. е. в пространстве между работающими фурмами (кривая 2) и по оси шлаковой фурмы (кривая 3), на расстоянии от глаза фурм от 0 до 1400 мм (ось горна на расстоянии 1800 мм).



Фиг. 80. Выгорание примесей железа на горизонтах воздушной, и шлаковой фурм

Диаграмма углерода (фиг. 80, А) весьма характерна: низкое содержание кремния в чугуне не могло предохранить углерод от окисления: он резко выгорает в окислительной зоне действующей фурмы; лишь на расстоянии 1400 мм содержание его доходит до того, с каким выпускается чугун. Поступающий в горн чугун в промежутке между действующими фурмами, лишь на расстоянии 200 мм от глаза фурмы содержит несколько меньше углерода, чем выпускаемый чугун; далее, по направлению к оси горна он содержит углерода больше, благодаря чему уже на горизонте шлаковой фурмы получается металл почти с такой же концентрацией углерода, как и в выпускаемом чугуне.

Поведение марганца (фиг. 80, В) в окислительной зоне такое же, как и углерода; марганец сильно выгорает против действующих фурм, но в промежутке между ними в чугуне больше марганца, чем среднее его содержание при выпуске. То же наблюдается и на горизонте шлаковой фурмы на расстоянии большем 80 мм. Ближе к оси горна, но на том же горизонте, очевидно, происходит деятельное восстановление марганца из шлака, что обогащает здесь чугун марганцем до 6% и позволяет иметь в выпускаемом чугуне 3,5% Мп, несмотря на сильно

развитое окисление его против действующих фурм.

Кривая кремния (фиг. 80, С)—типичная для работы на то-

масовский чугун: к фурмам приходит металл с очень низкой концентрацией кремния, который поэтому выгорает в окислительной зоне слабо; но уже у шлаковой летки, на расстоянии 1 м, содержание кремния в металле выше, чем в выпускаемом чугуне. Очевидно, выше и ниже фурм вне окислительной зоны происходит деятельное восстановление кремния твердым углеродом, что и позволяет довести его содержание до 0,75% в среднем для всего выпускаемого чугуна.

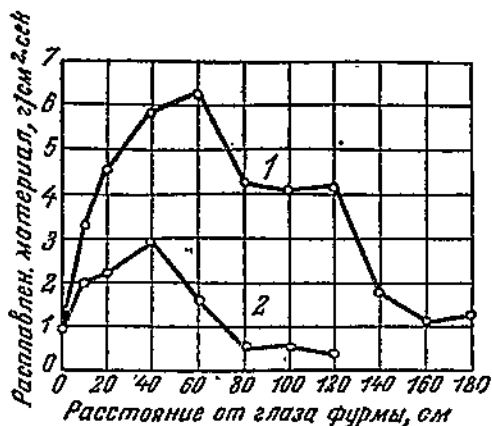
Что касается серы (фиг. 80, D), то и ее поведение в этом случае отличается от обычного: чугун подходит к действующей фурме, имея 0,17% S, поэтому и она выгорает в окислительной зоне на расстоянии 500 мм от глаза фурмы; далее ее концентрация в чугуне резко возрастает по сравнению с той, какую имеет выпускаемый чугун. В пространстве между действующими фурмами и даже на горизонте шлаковой фурмы содержание серы в чугуне все еще выше, чем в конечном продукте. Следовательно, этот последний лишается серы в нижнем горне при взаимодействии со шлаком, что подтверждается таблицами состава чугуна и шлака (табл. 36 и 37).

Последняя диаграмма (фиг. 80, E), дающая содержание закиси железа в шлаке на разных расстояниях от глаза фурм, весьма интересна по своей необычности. Окисление железа на расстоянии 100—400 мм от глаза действующей фурмы так велико, что содержание закиси железа в шлаке доводится почти до 48%. Далее оно, правда, быстро снижается, но все же и на расстоянии 1250 мм от глаза фурмы остается очень высоким (около 3%). В пространстве между действующими фурмами и даже на уровне шлаковой летки оно тоже значительно и выше того, какое наблюдается в выпускаемом через летку шлаке. Значит, последний теряет свою закись железа восстановлением твердым углеродом, уже покоясь на слое чугуна.

Наконец о закиси марганца в шлаке (диаграмма не приводится) нужно сказать, что содержание ее во всех пробах на горизонте осей работающих фурм и в пространстве между ними выше, чем в выпускаемом из горна шлаке. Это и рассмотренная уже диаграмма марганца указывают на восстановление MnO в горне и обогащение здесь чугуна марганцем, вопреки мнению Ф. Вюста, который в специальной работе доказывает, что восстановление марганца в горне доменной печи невозможно.

Нужно отметить, что исследуемая бохумская печь работает в исключительных, в некоторых отношениях, условиях. Имея полезную вместимость 575 м³ и горн диаметром 3,9 м, она дает до 600 т томасовского чугуна в сутки, развивая в горне интенсивность горения до 1300 кг/м²·час. Малокремнистый чугун сопровождается шлаком сильножелезистым и марганцовистым. Но эта же печь работает и на литейный чугун, причем содержание закиси железа в шлаке снижается до 0,7%.

Аппаратура, с помощью которой из горна этой печи брались пробы томасовского чугуна и шлака, позволила установить абсолютное количество того и другого, приходящееся на горизонт фурм в единицу времени и на квадратную единицу сечения горна на разных расстояниях от глаза фурм.



Фиг. 81. Количество жидких чугуна и шлака по осям воздушных фурм и между ними

Диаграмма фиг. 81 указывает это количество (в г/см²·сек) против действующих фурм (кривая 1) и в пространстве между ними (кривая 2). Характер обеих кривых одинаков, обе указывают на неравномерную работу горизонтального сечения горна, в высшей степени интенсивную в фокусе горения и очень слабую, почти сводящуюся на-нет, у оси горна.

В фокусе горения не только сосредоточена наивысшая температура, но через него проходит

вверх наибольшее количество газов, что вызывает более энергичное плавление в верхних горизонтах, лежащих над фокусом горения по вертикали. В пространстве между действующими фурмами количество плавящихся материалов гораздо ниже.

Что касается работы бохумской печи на горячий кремнистый чугун, то результаты исследования даны в подлиннике в виде двух таблиц численных данных для гематита и литейного чугуна. Здесь в сокращении дается в табл. 36 состав чугуна-гематита и сопровождавшего его шлака из окислительной области горна против действующей фурмы и из ближайшего по времени выпуска.

Сравнение состава чугуна и шлака из окислительной области с составом их при выпуске из печи указывает на окисление в фурменной зоне всех составных частей чугуна, кроме серы, содержание которой в чугуне у фурм значительно выше, чем в выпускаемом металле. Анализы указывают на закономерное повышение серы в шлаках по мере понижения в них содержания окислов железа и увеличения извести. Для фосфора — зависимость обратная, но столь же правильная.

2. Советские исследователи не могли оставить без проверки сообщений немецкой технической литературы об окислении железа и его примесей на горизонте фурм и образования сильножелезистого шлака; проверка эта дала много цифрового материала, но по существу не могла внести чего-либо нового после обстоятельной работы Мунда, Штекера и Эйлендера.

Л. М. Цылев подтвердил [143] получение сильножелезистого шлака при работе на высококремнистый литейный чугун печей Ново-Липецкого завода. Цифровые данные о составе чугуна и шлака на горизонте фурм липецкой печи даны в табл. 37.

Таблица 36

Состав чугуна и шлака	Расстояние от глаза фурмы, мм			Выпуск
	400	800	1200	
	Содержание, ‰			
Чугун				
C	3,69	3,50	3,49	4,37
Si	0,13	1,51	1,45	2,89
Mn	0,09	0,22	0,32	0,78
P	0,032	0,061	0,053	0,054
S	0,100	—	0,080	0,022
Шлак				
FeO	40,28	27,31	6,32	0,43
Fe ₂ O ₃	22,85	3,43	3,47	0,39
SiO ₂	13,69	27,16	29,85	32,35
Al ₂ O ₃	4,58	9,43	12,84	11,43
CaO + MgO	17,96	33,75	40,74	51,27
S	0,24	1,24	2,53	2,79
P ₂ O ₅	0,15	0,05	0,03	0,01

Таблица 37

Состав чугуна и шлака	Расстояние от глаза фурмы, мм							Выпуск
	100	500	900	1300	1800	2200	2900	
	Содержание, %							
Чугун								
C	0,14	1,03	0,70	—	3,97	3,27	3,60	3,80
Si	7,91	5,68	5,82	3,60	4,60	6,25	5,60	3,70
Mn	0,52	0,17	0,14	0,11	0,36	0,55	0,60	0,70
P	0,36	0,36	0,34	0,42	0,35	0,35	0,60	0,80
S	0,028	0,073	0,042	—	0,075	0,060	—	0,025
Шлак								
FeO	34,8	35,8	35,1	31,2	18,7	12,0	9,5	1,2
SiO ₂	15,6	17,0	16,2	15,4	22,0	31,2	35,0	35,4
Al ₂ O ₃	9,4	9,8	15,0	13,3	13,1	15,0	—	9,2
CaO	29,7	28,7	28,8	28,7	36,5	36,3	33,6	48,9

Граница окислительной зоны лежала на расстоянии 1250 мм от глаза фурм (дутье 150 м³/мин на одну фурму, температура 625°, давление 1,17 ати). В таблице мы видим резкое изменение состава и чугуна и шлака при переходе за 1300 мм от глаза фурм. В окислительной зоне содержание извести и закиси железа держится довольно постоянным, но за этой зоной закись железа быстро убывает, а известь увеличивается от этого (равно как и кремнезем); непонятным является содержание глинозема, — в конечном шлаке оно должно быть выше (влияние золы кокса), а в окислительной зоне не может достигать 15% (возможна неточность определения). Увеличение содержания извести в конечном шлаке свидетельствует о том, что на горизонте фурм имеется свободная известь, еще не растворившаяся в шлаке. Действительно, пробы часто обнаруживали крупинки ее.

Из анализа проб чугуна видно, что углерод, марганец, а также фосфор, не говоря о железе, выгорают в окислительной зоне, но содержание кремния, если даже он и окисляется, остается высоким на всем сечении горна. Это значит, что при очень высокой температуре в зоне горения окисляются элементы, которые оставляют меньше всего тепла в ванне, т. е. углерод, марганец и железо. Сильно железистый шлак позволяет окислиться и фосфору (как было указано в своем месте).

Сравнивая конечный состав чугуна и шлака с составом их в окислительной зоне, можно составить понятие о той громадной работе, которая с чрезвычайной интенсивностью совершается в горне доменной печи, прежде чем шлак дойдет до шлаковой летки. Чугун обогащается углеродом, марганцем и фосфором, но теряет (в данном случае) значительную часть своего кремния, уходящего на восстановление закиси железа, которой остается в шлаке всего 1,2%.

Д. С. Хорунов и А. П. Афанасьев, изучавшие работу горна кузнечных доменных печей, подтверждают потери кремния литейным чугуном ниже горизонта фурм [144].

Иначе ведет себя кремний при работе на мартеновский чугун. Как видно из табл. 38, составленной по данным Н. И. Красавцева

Таблица 38

Состав чугуна	Расстояние от глаза фурм, мм							Выпуск
	450	600	1000	1300	1500	2000	у оси	
	Содержание, %							
C	Не опред.	2,14	2,49	3,73	3,67	3,52	4,3	Не опред.
Si	0,014	0,41	0,25	1,94	0,64	0,57	0,62	0,75
Mn	Нет	0,87	0,34	1,94	0,68	1,42	1,50	2,95
P	0,033	0,114	0,116	0,148	0,096	0,085	0,123	0,115
S	Не опред.	Не опред.	0,603	0,468	0,660	0,482	0,069	0,053

и А. П. Любана [145], в макиевской печи на горизонте фурм окисляются: углерод, марганец и кремний, не говоря о железе; в конечном чугуна кремния больше, чем у фурм, т. е. после восстановления закиси железа из шлака, кремнезем последнего восстанавливается твердым углеродом, и в той незначительной концентрации, какая допускается для кремния в передельном чугуна, процесс успевает завершиться.

Состав шлака из окислительной зоны той же печи дан в табл. 39. Он содержит в себе гораздо больше окислов железа, чем шлак

Таблица 39

Место взятия проб	Состав шлака, %							
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	S
Окислительная область	14,8	5,6	19,2	1,2	3,2	31,2	25,4	0,41
То же, пересчитан.	33,7	11,6	43,7	3,0	6,9	0,7	—	0,81
То же, из выпуска	36,8	10,9	43,4	2,9	3,2	0,8	—	2,42
Восстановительная область	35,2	11,4	32,2	2,7	7,6	6,1	1,5	1,26
То же, пересчитан.	37,6	13,8	36,4	2,8	8,3	0,7	—	1,60
То же, из выпуска	38,6	11,2	40,8	3,0	4,1	0,8	—	1,79

липецкой печи, но в восстановительной зоне содержание их резко падает; выпускаемый шлак содержит лишь 0,8% закиси железа.

Чугун, проходящий горизонт фурм, в высокой степени насыщен серой, даже в восстановительной зоне, где окислов железа в шлаке мало, а извести много. Обессериванием ниже горизонта фурм удаляется в шлак примерно 0,9 всей серы, бывшей в чугуна на горизонте фурм. Нужно заметить, что в липецкой печи это отношение спускается до 0,5, так как на уровне фурм серы находится в чугуна немного (влияние высокой температуры при работе на литейный чугун).

В горне доменной печи № 3 завода Запорожсталь окисление железа и его примесей принимает еще большее развитие, чем в горнах других советских печей, подвергавшихся исследованию.

По данным отчета И. З. Козловича [134] состав отдельных проб металла и содержание в шлаке закиси железа характеризуются цифрами табл. 40.

Окислительное действие дутья (его количество, температура и давление указаны были выше) в данном случае направлялось главным образом на железо и марганец, а затем и на кремний. Содержание последнего лишь у оси достигает конечного (в выпускаемом чугуна); в окислительной зоне оно в 10 раз меньше. Содержание марганца даже у оси горна в 3 раза меньше, чем в выпускаемом чугуна.

Таблица 40

Состав проб металла, %	Из окислительной зоны	Из восстановительной зоны
Si	0,047—0,064—0,088	0,26—0,32—0,76
C	2,43—2,96—3,49	3,85—4,13—4,58
Mn	0,04—0,15—0,26	0,48—0,67—0,77
Оксидов железа в шлаке {	59,6 —69,4 —66,2	38,1 —28,7 —25,5
	58,7 —53,6 —46,9	3,4 —2,9 —2,4

Шлак из окислительной зоны характеризуется цифрами двух строк: в верхней указан состав до фокуса горения, в нижней — за ним (ближе к оси печи). Максимум содержания оксидов железа наблюдается до фокуса горения. В восстановительной зоне находится также сильно железистый шлак, но иногда в пробах оказывался и маложелезистый (цифры нижней строки).

Ниже фурм, на расстоянии 1,2 м до шлаковой летки, совершается коренная перемена в составе шлака. При выходе из шлаковой летки он содержит лишь 0,5% FeO; в это же время устанавливается и конечный состав чугуна. Это видно из того, что состав выпускаемого из чугушной летки шлака мало чем отличается — если отличается — от выпускаемого за чугуном шлака.

В древесноугольных печах, при гораздо меньшем объеме зоны горения, можно ожидать и меньшего окисления железа и его примесей. По исследованиям И. А. Соколова и Н. Н. Круглова [135], на разных расстояниях от глаза фурмы получались шлаки состава, показанного в табл. 41.

Таблица 41

Расстояние от глаза фурмы, мм	Состав шлака, %					
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	FeO
400	45,0	13,7	27,5	4,5	9,3	27,3
800	44,9	14,2	26,0	4,6	10,3	17,1
1100	40,0	12,0	34,3	3,9	9,8	10,4
1400	41,0	14,8	29,2	5,5	8,5	4,6

Отметим, что состав шлаков, для удобства сравнения, пересчитан на 100% без закиси железа, а последняя указана в процентах пересчитанного шлака. В исследованной древесноугольной печи, как и в коксовых, шлак оказался неоднородного состава в разных местах, из которых брались пробы. Содержание закиси железа равномерно уменьшается по направлению к оси гор-

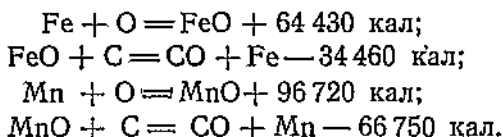
на; дальнейшее восстановление ее (до 2,3%) достигается только ниже фурм (авторы не сообщают состава чугуна).

3. Несмотря на то, что на выгорание составных частей чугуна у фурм Эбельман указал почти сто лет тому назад, до последнего времени явление это не привлекало к себе внимания исследователей и оно до сих пор возбуждает разноречивые о себе мнения. Одни находят возможным отрицать его существование (Озанн); другие приписывают ему увеличение расхода углерода ввиду необходимости снова восстанавливать в горне доменной печи то, что было окислено в окислительной зоне (Копперс), а это, будто бы, влечет за собой охлаждение горна; третьи видят в наличии железистого шлака доказательство низкой температуры горна (И. А. Соколов).

Оставляя в стороне оригинальное заявление Озанна в прениях по докладу Копперса [146], нужно сказать здесь, что горение разных элементов у фурм никак не сказывается на тепловом балансе печи, а следовательно, и на расходе горючего; оно вызывает лишь перемещение тепла и перераспределение температуры, так как:

1) окисление кремния, марганца и фосфора у фурм дает столько же тепла, сколько его было затрачено выше — в распаре и заплечиках — на восстановление тех же количеств этих элементов;

2) горение элементов у фурм повышает здесь температуру, а обратное восстановление этих элементов за счет твердого углерода (ближе к оси горна и ниже фурм) требует меньше тепла, чем его выделилось при окислении, например железа и марганца. Это видно из следующих реакций:



Отсюда следует, что большое количество закиси железа в шлаке, если оно получилось, окислением железа у фурм, вовсе не указывает на низкую температуру горна; наоборот, факт падения содержания закиси железа в шлаке до 0,5% на расстоянии 1,2 м от фурм свидетельствует о высокой температуре горна, точно так же, как и восстановление марганца и кремния из шлака.

6. ВЫВОДЫ

Цель доменной плавки — получение чугуна заданного состава и в наибольшем (при данных размерах печи) количестве с наименьшим расходом горючего, — в отдельных случаях практики достигается далеко не в одинаковой мере в зависимости от раз-

нообразия условий, в каких работают печи различных металлургических районов. Одни из этих условий способствуют достижению цели, другие — противодействуют этому. Ниже, мы кратко резюмируем наши выводы о влиянии разных условий работы печей на результаты выплавки чугуна разных сортов, основываясь на теоретических положениях, которые были высказаны нами раньше.

Качество сырых материалов. 1. Руда. Химический состав руды и, в частности, ее пустой породы предопределяет сорт чугуна, который может быть выплавлен из данной руды с наилучшими техническими результатами (суточная производительность, расход горючего).

Для получения бессемеровского и томасовского чугуна требуется в руде определенное (но различное, смотря по богатству руды) содержание фосфора.

У нас, в СССР, высокая концентрация фосфора в донецком коксе вызывает необходимость для выплавки бессемеровского чугуна применять наиболее чистые по фосфору криворожские руды (0,02—0,025% Р). Еще более высокое содержание фосфора в кузнецком коксе делает невозможной выплавку на нем бессемеровского чугуна из магнитогорской руды (при содержании в ней фосфора 0,04—0,045%), хотя в США руда Верхнего озера, в такой же степени фосфористая, называется бессемеровской рудой даже при содержании 51% Fe.

Для выплавки томасовского чугуна допускается колебание в содержании фосфора в более широких пределах, чем для бессемеровского, но все же, далеко не всякая фосфористая руда может дать томасовский чугун с наивыгоднейшим содержанием фосфора (1,8%). Например, наша керченская руда дает фосфора больше, чем желательно (как и марганца).

Пустая порода, фосфористых бурых железняков (минет и керченской) глиноземиста и дает много шлака, что затрудняет выплавку малокремнистого чугуна; лишь прибавка богатых шведских руд, почти лишенных глинозема, позволяет получать (в Германии) нормальные шлаки томасовского чугуна. Для керченской руды такой же полезной прибавкой является криворожская руда, которая одновременно снижает содержание фосфора, мышьяка и марганца в чугуне, уменьшает количество шлака и содержание глинозема в нем.

Литейный чугун допускает колебания фосфора в более широких пределах, чем бессемеровский и томасовский чугуны, но он требует низкого отношения (2 и менее) $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ в пустой породе руды. Если это условие не удовлетворяется, то получение высококремнистого чугуна обходится дороже, вследствие повышенного расхода горючего и пониженной производительности печи.

Классическими местами производства литейных чугунов всегда считались кливлендский горный округ Англии и Шотландия,

где для выплавки этих чугунов служат местные бедные глинистые железняки, дающие большое количество глиноземистого шлака. Обратными свойствами обладает наша богатая криворожская руда с ее кремнистой пустой породой, более пригодная для выплавки передельных чугунов и долгое время дававшая литейный чугун с расходом кокса не менее 1,2, в то время как кливлендские бедные руды обходятся расходом 1,12, а при выходе чугуна 41% — даже 1,0.

В СССР наиболее пригодными для выплавки литейного чугуна являются бедные бурые железняки Тульского и Липецкого районов, хотя некоторые месторождения их дают больше фосфора, чем допускается в нормальном литейном чугуне (0,5—0,7%).

Алапаевские месторождения бурого железняка могли бы дать при плавке на коксе нормальный литейный чугун, но запасы руд в этих месторождениях пока не дают уверенности в возможности развития на них производства коксового чугуна в широком масштабе.

Малофосфористый литейный чугун, так называемый «гематит», содержащий обыкновенно около 0,1% Р, у нас может выплавляться в большом количестве из магнитогорской и криворожской руд. В Западной Европе для производства этого чугуна переплавляются в больших количествах испанские бурые железняки, допускающие возможность получения высшего сорта гематита — продукта с 0,04% Р при работе на чистом по фосфору коксе (в Англии); такой же чугун выплавляется и в США из руд Верхнего озера на коннелсвилльском коксе.

Передельные мартеновские чугуны выплавляются из самых разнообразных руд во всех металлургических районах, но лучшие из них («высококачественные») получаются в Швеции из чистого по фосфору и сере магнитного железняка или агломерата, спеченного из шлиха магнитного обогащения, плавкой на древесном угле (из хвойных пород леса). На континенте Европы подобные же чугуны выплавлялись из руды штирийской рудной горы (Эрцберг), сначала на древесном угле, а впоследствии на коксе. В СССР чистейший передельный чугун выплавляется из руд Балкских месторождений (на древесном угле).

Удобовосстановимость — желательное свойство руды при выплавке всякого сорта чугуна: она сокращает время пребывания колоша в печи, т. е. увеличивает суточную производительность. При работе на древесном угле время пребывания бурого железняка в наших уральских печах сокращено до 4½ часов (3½ часов в виде исключения). Американцы со своей удобовосстановимой рудой мисаби ведут плавку на коксе так, что руда остается в печи 9 час. в среднем, иногда 8, но они же находят, что для магнитного железняка (не обожженного и не спеченного) время пребывания должно быть 11—12 час. В шведских древесноугольных печах хорошо обожженный магнитный железняк остается около

13 час., но некоторые наши уральские печи, работая тоже на древесном угле, доходили до 11 час. с магнитным железняком, гораздо хуже обожженным.

Хороший агломерат из магнитного железняка ведет себя в печи как удобовосстановимый красный железняк, позволяя довести время пребывания колош до 7 час. Того же можно требовать от нашего красного железняка Кривого Рога в спеченном состоянии (порошковатая криворожская руда дает громадный вынос при столь интенсивной плавке).

Если доменный техник имеет в своем распоряжении и магнитный и бурый железняк, то он должен переплавлять с месь обеих руд, стараясь использовать наивыгоднейшим образом область умеренных температур для восстановления бурого железняка и область высоких — для магнитного, меняя, однако, отношение между ними, смотря по сорту выплавляемого чугуна. Кремний хорошо восстанавливается из удобовосстановимой руды; трудновосстановимая, наоборот, образованием силиката железа не только затрудняет восстановление кремния, но и полученный уже кремнистый чугун «отбеливает», т. е. лишает кремния. Так как низкое содержание кремния желательно в передельном чугуне, то трудновосстановимая и богатая руда должна входить в шихту на передельный чугун, как желательная примесь, в гораздо большем количестве, чем на литейный чугун.

Степень богатства руды железом отражается на суточной производительности и расходе горючего, какой бы чугун ни выплавлялся, но богатство руды регулирует и количество шлака, даваемое шихтой, а потребность в большом количестве шлака не одинакова для литейного и передельного чугуна. Восстановление кремния облегчается, а окисление его в горне затрудняется большим количеством шлака, которым, сверх того, регулируется ровность хода и постоянство состава чугуна. Поэтому, имея постоянно на складе бедный бурый железняк и богатый магнитный, доменный техник сознательно назначает больше бурого железняка на литейный чугун и больше магнитного — при переходе на передельный.

Наша криворожская руда плавилась прежде слишком богатой для выплавки литейного чугуна, давая от 0,4 до 0,5 шлака на единицу чугуна (желательно его иметь в этом случае до 0,75). Для увеличения веса шлака к криворожской руде, кроме таких примесей, как мартецовский шлак, при переходе на литейный чугун часто прибавляют кварцит, т. е. сравнительно бедный кремнистый красный железняк, хотя для этого более подходит бедная глиноземистая криворожская руда (55—57%), например рудника Пролетарского.

2. Горючее. В настоящее время для выплавки чугуна, кроме кокса — универсального горючего доменной плавки — применяется еще древесный уголь и сырой каменный уголь (не спекающийся и не рассыпающийся в порошок при нагреве).

Разница между древесным углем и коксом в доменной плавке (не считая отличия в содержании золы и серы) ясно обнаруживается в горне доменной печи: древесный уголь не дает такого сосредоточенного жара, как кокс; поэтому древесный уголь способствует получению малокремнистого, т. е. передельного чугуна, и если этому мешает (по свойству руды) сильно нагретое дутье, то понижают его температуру (Швеция). Получение передельного чугуна, притом чистого в отношении фосфора и серы («высококачественного»), составляет задачу древесноугольной плавки. Наши уральские печи выполняют ее в настоящее время недостаточно хорошо, вследствие стечения многих неблагоприятных обстоятельств, в то время как результаты работы шведских печей указывают на возможность достижения лучших результатов.

Древесноугольные печи могут давать и литейный чугун, но это — чугун особых качеств: в нем мало кремния и фосфора, он идет для специального назначения, — особого «крепкого» машинного литья, прокатных валов, изделий с закаленной поверхностью и, между прочим, колес с закаленным ободом для товарных вагонов.

На Урале, на Тагильском заводе, долгое время выплавлялись на древесном угле и специальные чугуны — ферроманган, ферросилиций и даже феррохром, но производство это представляло явный экономический абсурд: расход горючего на единицу сплава доходил до пяти единиц, что указывало на непригодность древесного угля для такой работы.

Переходя к другим видам горючего, нужно сказать, что антрацит, давая сильный сосредоточенный жар в горне доменной печи, наиболее пригоден для выплавки литейного чугуна, но вследствие своеобразного географического положения антрацитовых залежей — и у нас и в Пенсильвании — по отношению к рудным месторождениям и залежам коксующегося угля, выплавка чугуна на антраците в настоящее время прекращена в Пенсильвании, а у нас возобновлена была только как временная мера ввиду «чугунного голода» (коксовый чугун обходится гораздо дешевле).

Сырой каменный уголь, долгое время служивший для выплавки литейного чугуна в Шотландии, теперь уже вышел из употребления, но работа на каменном угле возродилась у нас — в Сибири и на Урале; для нее особенно пригоден уголь пласта «Мощного». Этот уголь резко отличается от шотландского меньшим содержанием летучих, и в доменной печи единица его заменяет единицу кузнечного кокса даже при выплавке литейного чугуна в печи очень малых размеров (Гурьевский завод в Кузбассе). Пока еще не установлена предельная высота печей для работы на этом горючем, фактически же она не превышает 20 м, что, конечно, дает меньшую производительность, чем работа на коксе в больших печах, но не мешает получать какой угодно сорт чу-

чуна с небольшим расходом горючего, как показала работа доменных печей среднего Урала.

Торфяной уголь (или кокс) в самое последнее время тоже был применен для выплавки чугуна (Выксунский завод) и показал себя вполне способным давать очень горячий литейный чугун, не требуя усиленного расхода горючего по сравнению с коксом. Фактически расход был ниже, чем обыкновенный на донецком коксе, но это объясняется не особыми свойствами горючего, а особенностью в профиле (цилиндрический) и размерах печи (диаметр распара всего 2,6 м), равномерным распределением газов, создавшим исключительно хорошую восстановительную работу их (состав газов — см. табл. 65).

3. Флюс. Экономические условия заставляют почти всегда применять в качестве флюса один из известных, хотя бы желательной являлась прибавка и другого флюса, например глинистого сланца, при работе на богатых рудах с исключительно кремнистой пустой породой (криворожская руда) или доломита при слишком глиноземистых шихтах (магнитогорская руда), а также шлаках высокоизвестковых — густых и трудноплавких (южных печей СССР, работающих исключительно на криворожской руде). В тех случаях, когда доломит является доступным по цене, применение его весьма полезно при выплавке всяких сортов чугуна, но в особенности — литейного или бессемеровского (мартеновские шихты дают в шлак закись марганца, компенсирующую отсутствие магнезии).

4. Изменения в свойствах сырых материалов доменной плавки отражаются на результатах ее (производительности печи или расходе горючего, или том и другом сразу) в большей или меньшей мере, но обыкновенно эти свойства не находятся под контролем доменного техника: ему приходится иметь дело с теми материалами, которые ему дают, потому что эти материалы являются наиболее выгодными по цене или даже единственно доступными. Однако в его распоряжении имеются другие средства, с помощью которых он может управлять печью, т. е. менять состав чугуна и его суточный выход. Средства эти: дутье, регулируя количество которого можно менять интенсивность хода печи, расход горючего и состав шихты.

Интенсивность плавки. Не касаясь пока нагрева дутья и говоря лишь о количестве дутья, нужно сказать, что с помощью его устанавливается желаемая или возможная при данных материалах интенсивность плавки. Последняя научно определяется временем пребывания колош в печи, но практически обыкновенно выражается коэффициентом использования вместимости печи или числом m^3 объема на 1 т суточной производительности. Тот и другой способы выражения дают сравнимые числа лишь в случае плавки одинаковых сырых материалов (богатство и удобовосстановимость руды, плотность горючего и руды, качество ее пустой породы).

Древесный уголь занимает объем в 3—3½ раза больший, чем кокс при одинаковом весе, поэтому первый — при одинаковом времени пребывания колош в печи — требует большей полезной вместимости печи. Зато древесный уголь допускает плавку на кислых шлаках и не требует известняка для флюсовки — золы, чем сокращается объем, занимаемый шихтой на весовую единицу горючего; все же при одинаковой суточной производительности на 1 м³ вместимости печи интенсивность плавки на древесном угле гораздо (в 1½—1¾ раза) выше, чем при коксе.

Вес 1 м³ богатого (60%) красного железняка в 1½ раза больше, чем бедного (40—42%) бурого железняка; сверх того, первый обыкновенно требует меньше известняка. Поэтому при одинаковом использовании объема интенсивность хода при буром железняке выше, а время пребывания колош в печи меньше. Хороший (достаточно пористый) агломерат занимает объем в 1½ раза больший, чем руда, из которой он приготовлен; при одинаковом времени пребывания от требовал бы большего объема печи на единицу чугуна, но в действительности использование объема увеличивается при переходе к работе на агломерат, так как, благодаря своей удобовосстановимости, он требует менее длительного пребывания в печи, чем сырая руда.

Наконец, и разница в составе пустой породы отражается на использовании объема печи, вызывая различную потребность в известняке при одинаковом выходе чугуна из руды или при одинаковом расходе известняка на единицу чугуна (например шихты наших южных и рейнско-вестфальских доменных печей).

Какова должна быть интенсивность плавки, т. е., практически говоря, какое количество дутья должна получить печь данных размеров, определяется не теоретическим расчетом по времени пребывания колош в печи, а чисто опытным путем, руководствуясь уже достигнутыми результатами работы других печей при аналогичных условиях. Эти результаты, однако, не остаются постоянными во времени: во всех металлургических районах интенсивность плавки постепенно и неуклонно возрастает; время пребывания колош в печи спустилось в некоторых случаях до 7 час. в коксовых цехах и 4½ час. в древесноугольных. У нас, в СССР, в этом отношении в последнее время, в связи с развитием в доменных цехах стахановского движения, достигнуты крупные успехи; широкое применение агломерации рудной мелочи и пыли позволяет рассчитывать на дальнейшее повышение степени использования объема печей.

Температура дутья и расход горючего. Температурные условия, в которых работают доменные печи наиболее выгодным образом, регулируются температурой нагрева дутья и расходом горючего. Оба эти фактора действуют не одинаково и применение первого экономически выгоднее, чем второго; тем не менее, используя высокий нагрев дутья,

насколько он доступен при данном оборудовании и выгоден по даваемой им экономии горючего, приходится прибегать и к увеличению расхода горючего. При переходе, например, на выплавку литейного чугуна, повышают расход с 1 до 1,15—1,20, а при выплавке специальных чугунов — ферромангана и ферросилиция — с 1 до 2,25—2,40.

Для всяких определенных условий работы (качество сырых материалов, состав выплаваемого чугуна и свойства сопровождающего его шлака) опытным путем легко определяются наимыгоднейший нагрев дутья и расход горючего, которые и устанавливаются при всякой перемене хода печи на тот или другой сорт чугуна. Таким образом эти два важнейших фактора остаются постоянными в течение более или менее значительной части кампании печи; лишь постепенный износ огнеупорной кладки печи и искажение ее профиля — обыкновенно через 3—4 года работы — вызывают прогрессивное увеличение расхода горючего, указывающее на необходимость выдувки печи.

Состав шихты. Правильное ведение доменной плавки предполагает, что составляется шихта на каждый род чугуна так, чтобы полученный шлак способствовал своими физическими свойствами (степенью трудноплавкости и текучести) и химическим составом переходу в чугун нужных элементов и мешал переходу вредных или нежелательных, чтобы, вместе с тем, количество шлака обеспечивало правильный ход печи и однородность получаемого чугуна без излишних расходов тепла на плавление шлака.

Теоретические основы расчета шихт для выплавки различных сортов чугуна вытекают из того, что было сказано раньше при изложении процессов восстановления и плавления, а как теоретические требования, выражаются конкретно при составлении шихт на различные сорта чугуна, и какие арифметические приемы применяются для этого, — излагается в части курса, посвященной работе печи, и в специальном издании автора «Расчет доменных шихт». Однако нельзя не оговориться здесь же, что часто доменный техник, лишенный возможности выбирать сырые материалы, ставится в такое положение, что он не в состоянии удовлетворить всем требованиям составления рациональной шихты одновременно. В таком случае ему приходится идти на компромисс: допускать отклонение либо в относительном количестве шлака, либо в его составе, либо в том и другом. В последнем, наименее благоприятном, но отнюдь не редком случае практики, расчет шихты сводится к определению количества флюса, обеспечивающего надлежащую трудноплавкость шлака, и установлению расхода горючего (при минеральном горючем необходимо вводить в расчет золу горючего, для чего необходимо задаваться расходом его).

ЛИТЕРАТУРА ВТОРОГО РАЗДЕЛА

I. Разложение плавильных материалов

1. И. А. Соколов. О восстановимости железных руд. Свердловск, 1933, 3-е изд., 3—6.
2. А. М. Соколов. К вопросу о молекулярном распаде каолинита. Известия СПб технологического института, 1913 (XXII), 1—15.
3. L. Návias. Measurement of the heat absorbed and evolved by clays during firing and cooling, J. Amer. Ceram. Soc. 1923, 1269—1298. Подтверждение данных А. М. Соколова в отношении температур разложения каолинита.
4. Проф. И. А. Соколов, инж. П. Ивашев, А. Матвеев. Исследовательские работы по металлургии чугуна, железа и стали, вып. 2, Свердловск, 1928.
5. H. Bergström, G. Weslen. Om träkolning. Stockholm, 1915, p. 195.
6. Э. Юон. Древесный уголь и химия углечения. «Горный журнал», 1908, III, 90 и 187.
7. Н. Маханек. Количество и состав газообразных продуктов сухой перегонки древесного угля. «Уральская металлургия», 1939, № 4—5, 60.
8. Ch. L. Bell. The manufacture of coke in the Hüssener oven at the Clarence Iron Works. J. Iron a. Steel Inst., 1904, I, 188.
9. K. Friedrich. Technisch-thermische Analyse von Hüttenprozesse. St. u. Eis., 1911, II, 1914—1917. (перев. ЖРМО 1911, 2 ч., 858).
10. А. А. Байков, А. С. Тумарев. Разложение природных углекислых солей при нагревании. Изв. АН СССР, Отд. технических наук, 1937, № 4, 565.
11. М. М. Лейбович. Изучение разложения и восстановления сидеритов Бакальского месторождения. «Металлург», 1936, № 2, 78.
12. H. Le Chatelier. Sur la dissociation du carbonate de chaux. Comptes Rend. 102 (1886), p. 1243.
- Д. Завриев. Опытное исследование диссоциации углекислого кальция. ЖРФХО, 1909, XLI, 34—56.
13. J. Johnson. The thermal dissociation of calcium carbonate. Journ. Amer. Chem. Soc. 1910, Aug., 938—946 (Здесь же данные Д. Завриева); также ЖРМО, 1910, 2 ч., 855.
- С. Потапенко. Журнал прикладной химии. 1932, 93.
14. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron a. Steel Inst. 1871, I, 220—222.
15. I. Lowthian Bell. Principles of the manufacture of iron and steel. (London, 1884), 217, 218, 223 и 327.
16. А. Адамович, Я. Авраскин. Образование циана в доменном процессе. «Сталь», 1933, № 9, 62.
17. R. Wuyss. Potash as a by-product from the blast-furnace. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. LVI (1917), p. 257.
18. S. Kinney, E. Guernsey. Occurrence, distribution of alkali cyanides in the iron blast-furnace. Techn. Pap., 1926, 390.

2. Восстановление

1. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron a. Steel Inst., 1871, I и II, 1872.
2. И. А. Соколов. О восстановимости железных руд, I изд., Пермь, 1909, 3-е изд. 1933.
3. Г. Толандер. О восстановимости железных руд и действии обжигания на них. «Горный журнал», 1879, IV, 277—338.
4. R. Akerman. Ueber die Reduktion oxydierten Eisens durch Kohlenoxyd. St. u. Eis. 1883, 149.

Th. Robinson. The effect of velocity and tension of gases and the reduction of ores in the blast-furnace. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. XVII (1889), 282—294.

O. Laudig. Action of the gases upon iron-ores. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. XXVI (1896), 269—278 (Американские руды исключительно).

Г. Виборг. Способ определения восстановимости железных руд. «Горный журнал», 1899, II, 200.

H. Kamura. Reduction of iron-ores by carbon monoxide. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1925, 549.

H. Kamura. Gaseous reduction of iron ores. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1927, 305.

17. В. Stalhane, T. Malmberg. Исследование процесса восстановления железной руды. «Гипромез», 1931, № 10—11, 100, перев. из Jernkont. Ann. 1930, 1.

В. Stalhane, T. Malmberg. Исследование процесса восстановления железной руды. «Гипромез», 1931, № 6, 101, перев. из Jernkont. Ann. 1930, 100.

18. H. Moissan. Sur les oxydes métalliques de la famille du fer. Ann. de chim. et de phys., t. XII (1880), p. 201—231.

H. Le Chatelier. Sur la chaleur de formation de quelques composées du fer. Compt. Rend. 120 (1895), p. 623—625.

19. E. Dierschlag, M. Zillgen, H. Poetter. «Советская металлургия», 1933 (реф.), 258 (из St. u. Ejs, 1932, 47, 1154).

20. И. А. Соколов. Сырые материалы доменной плавки, ч. 1. — Руды, 52—61.

21. T. Joseph. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1936, v. 120, 72—98; реф. в «Новости иностранной металлургии», 1937, № 3, 8.

22. I. L'owthian Bell. On the reduction of ores of iron in the blast-furnace. J. Iron a. Steel Inst. 1887, II, p. 75.

23. И. А. Соколов. Сырые материалы доменной плавки, ч. 1. — Руды, 40—49.

24. Проф. И. А. Соколов, В. В. Куминов. Восстановление тапшагольской руды. Изв. Сиб. инст. металлов, т. I, вып. 5, 1935.

Проф. И. А. Соколов, Д. С. Хорунов. Исследование руд Темир-Тау. «Кузнецкстрой», 1934, № 6.

Проф. И. А. Соколов, Д. С. Хорунов. Изучение восстановимости агломерата Темир-Тау. «Кузнецкстрой», 1935, № 1—2.

Проф. И. А. Соколов, Д. С. Хорунов, А. И. Александров. Исследование железных руд Мало-Хинганских месторождений. Труды Сиб. металлург. инст., Сталинск, 1938.

Проф. И. А. Соколов, Д. С. Хорунов, С. И. Голосов. Исследование железных руд Ольгинского месторождения. Труды Сиб. металлург. инст., Сталинск, 1938.

Д. С. Хорунов, П. И. Паскю, С. И. Голосов. Исследование железных руд Кимканского месторождения. Труды Сиб. металлург. инст., Сталинск, 1938.

Д. С. Хорунов. Интенсивность хода реакции Белла при восстановлении различных руд. «Советская металлургия», 1937, № 9, 15.

Л. М. Цылев. О восстановимости тульских и липецких руд. «Советская металлургия», 1935, № 9, 18.

Научно-исследовательский сектор Днепропетровского металлургического института. Исследование руд КМА. «Домез». 1933, № 9.

Проф. А. Н. Похвиснев, М. С. Гончаревский. Восстановимость железных руд Кривого Рога, Харьков, 1936.

Проф. А. Н. Похвиснев, Г. А. Воловик. Влияние отложений углерода на процесс восстановления агломератов. «Теория и практика металлургии», 1937, № 2, 6.

25. J. Arend. Rev. d. Métallurgie, 1933, № 5, 197.

26. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron & Steel Inst. 1871, II, 111—115.

27. R. Akerman. Ueber die Reduktion... St. u. Eis. 1883, 149.

28. E. Baur, A. Glaessner. Ueber die Einwirkung von Kohlenstoff, Kohlenoxyd und Kohlensäure auf das Eisen und seine Oxyde. St. u. Eis. 1903, I, 556—562.

29. A. Matsubara. Chemical equilibrium between iron, carbon and oxygen. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. 1922, LXVII, 3—54, ЖРМО 1925, 94 (2 ч.).

G. Chaudron. Etude des réactions réversibles de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone sur les oxydes de fer. Rev. de Métallurg. 1924, 462 ЖРМО, 1925, 108 (2 ч.).

R. Garrañ. Equilibrium at high temperatures in the system iron-oxygen-carbon. Trans. Farad. Soc. 1928, v. 24, 201.

W. Bone, L. Reeve, H. Saunders. An experimental inquiry into the interaction of gases and ore in the blast-furnace. J. Iron & Steel Inst. 1927, I, 127; 1930, I, 43; 1934, I, 33.

30. Док. А. С. Тумарев. Восстановление сложных химических соединений в связи с условиями их диссоциации. «Металлург», 1933, № 3, 19.

31. O. Boudouard. Recherches sur l'équilibre chimique. Ann. de chim. et de phys., t. XXIV (1901), p. 1—85.

T. Rhead, R. Wheeler. Journ. Chem. Soc. 97 (1910), 2178—2189 и 99 (1911), 1140—1153 (Перед. в ЖРМО, 1911, 2 ч., 22 и 437).

Н. Юшкевич. Равновесие системы $2CO = CO_2 + C$. Изв. Урал. Гос. университета 1921, 99.

32. F. Hahn. Das Verhalten von Eisen und Eisenoxyd gegen strömende Mischungen von Kohlenoxyd und Kohlendioxyd (Münster, 1923). Автореферат в St. u. Eis. 1924, I, 77—78, Экспериментальное подтверждение теоретического вывода.

33. W. Baukloh, R. Durrer. О механизме восстановления окислов железа. «Советская металлургия», 1934, № 1, 224.

34. Н. И. Максименко. Влияние содержания азота на скорость восстановления железных руд (неопубликованный отчет, архив кафедры металлургии чугуна ЛИИ).

35. R. Bunsen. Ueber die gasförmigen Produkte des Hochofens und ihre Benutzung als Brennmaterial. Poggendorfs Annal. B. XLVI (1839), 193 (древесноугольная доменная печь Veckerhagen).

Ebelmen. Ann. des Mines, 1841, t. XX, p. 395, 419 (древесноугольные доменные печи Clerval и Audincourt). Ann. des Mines, 1843, t. V, p. 25, 64 (коксовые доменные печи Vienne и Pont-l'Évêque); «Горный журнал», 1843, III, 299.

R. Bunsen, L. Playfair. Report on the gases evolved from iron blast furnace with reference to the theory of the smelting of iron. Report British Association for the Advancement of Science for 1845, p. 170.

Ebelmen. Nouvelles recherches sur la composition des gaz des hauts-fourneaux et sur la théorie de ces appareils. Ann. des Mines, 1851, t. XIX, p. 89 (древесноугольная доменная печь Clerval и коксовая доменная печь Seraing; критика анализов Бузена и конечный вывод из раньше произведенных исследований).

L. Rinman, B. Fernquist. Undersökningar rörande masugnsearnas kemiske sammansättning, pression och temperatur (доменная печь Hamarby—1862; Forsjö—1863. Hasselfors—1864), Jernkont. Annaler, 1865, 29—66.

J. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron & Steel Inst. 1871, II и II, 1872, I. «Горный журнал», 1869, IV, 358.

F. Kupelwieser, R. Schoeffel. Beiträge zur Studien des Hochofenprozesses durch direkte Bestimmungen. Berg. u. Hüttenmänn. Jahrbuch 1873, B. XXI, 169 и 367. Перев. в «Горный журнал», 1874, II, 169—203.

Н. Кулибин. Исследования доменной печи Райволовского завода, 1869 г. Юбилейный сборник Горного института, 1873 г. Результаты переданы в «Дополнения к металлургии Дж. Перси». Н. Иосса (Петербург 1890), стр. 48—53.

36. C. Schinz. Dokumente betreffend den Hochofen zur Darstellung von Roheisen, 1868 (Berlin), «Горный журнал», 1868, IV, 334; 1869, I, 433, II, 199.

37. M. Levin, H. Niedt. Untersuchungen über die Zusammensetzung des Gasstromes in Hochofen. Metallurgie, 1911, 515—539 и 555—561, (перед. в ЖРМО, 1911, 2 ч., 442—456).

38. Norbert Metz. Studien über die im Hochofen zwischen den Eisernen und Gasen obwaltenden Verhältnisse (Düsseldorf, 1912); перед. в ЖРМО, 1912, 2 ч., 517—527; Ст. и. Eis., 1912, 1, 98—104.

39. W. Schlesinger. Das Diagramm eines modernen Eisenhochofens. St. u. Eis., 1911, 4182 (перед. в ЖРМО, 1911, 2 ч. 456).

40. Я. М. Гольмшток. Исследование работы шахты доменной печи № 1 Магнитогорского завода. «Советская металлургия», 1936, № 10, 20.

Л. М. Цылев, Н. Е. Новоселов. Исследование работы шахты доменной печи № 1 Новолитецкого завода. «Советская металлургия», 1937, № 8, 12.

В. Т. Басов. Исследование доменной печи № 4 Кузнецкого завода. «Советская металлургия», 1936, № 10, 20.

41. Reports upon blast-furnace field tests, Edit. by the Iron and Steel Inst., 1937. London.

A. Wagner, A. Holschuh, W. Barth. «Советская металлургия», 1933, № 10—11 (реф.), стр. 263 (из Ст. и. Eis. 1932, № 46, 1109).

W. Feldmann, J. Stoecker. Исследование восстановимости железных руд и агломератов в условиях доменной печи. «Советская металлургия», 1933, № 12 (реф.), стр. 304 (из Ст. и. Eis. 1933, № 12, 289).

A. Wagner, G. Bulle. Исследование доменной печи, работающей на саарском коксе и руде минер. «Гипромет», 1930, № 7, 101 (перев. из Arch. f. d. Eisenhüttenwes., 1929, 1391, 391).

J. Stoecker, H. Cornelius. Распределение газов в доменной печи. «Гипромет», 1930, № 10—11, 106 (перев. из Ст. и. Eis., 1930, 1217).

42. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron and Steel Inst., 1871, I, 102, 134.

I. Lowthian Bell, Principles, 189—191.

43. Д. С. Хорунов. Интенсивность хода реакции Белла при восстановлении различных руд. «Советская металлургия», 1937, № 9, 15.

44. H. Siegel. Arch. f. d. Eisenhüttenwes., 1930, Dec., 557.

45. F. Wüst. Новая теория доменного процесса, ЖРМО, 1928, 2 ч., 319 (из Ст. и. Eis. 1928, № 19, 505).

46. L. Gruner. Mémoire sur le dédoublement de l'oxyde de carbone Ann. de chim. et de phys., t. XXVI (1872), 5—75 (перед. в «Дополнениях» Н. Иосса, стр. 54—58).

47. W. Baukloh, F. Jaeger. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1939, Aug. 65 (реф. «Сталь», 1939, № 41).

48. М. А. Павлов. Исследование плавильного процесса доменных печей. Екатеринбург, 1902, 63—69.

49. H. Meuer. Восстановление твердым углеродом, «Гипромет», 1930, № 10—11, 104 (из Mitt. K. W.-Inst. 1930, вып. 1).

50. Акад. А. А. Байков, А. С. Тумарев. Восстановление окислов твердым углеродом, Изв. АН СССР, Отд. технических наук, 1937, № 1, 25.

W. Baukloh, R. Durrer. О первичной реакции между металли-

чекскими окислами и углеродом. «Новости иностранной металлургии», 1935, № 3, 10.

51. K. Iwase, M. Fukushima, J. Saito. Восстановление титан-содержащих, магнитных песков. «Советская металлургия», 1932, № 2, 47 (перев. из Sc. Rep. Tohoku Univers., 1931, Oct., 489).

52. А. М. Зайцев. Влияние углерода древесного угля и кокса на развитие процессов прямого восстановления окислов железа. «Уральская металлургия», 1937, № 7, 9.

53. F. Kürber, H. Meyer. Восстановление железа твердым углеродом и коксом при высоких температурах. «Советская металлургия», 1933, № 3, 35 (из Arch. f. d. Eisenhüttenwes., 1932, Nov., 173).

54. H. Howland. Use of carbon in modern American blast-furnaces. Bul. Amer. Inst. Min. Met. Engrs.: 1916, March, 627—650 (перед. в ЖРМО, 1916, 2 ч., 77—81).

55. J. Richards (по поводу предшествовавшей работы Howland). Bul. Amer. Inst. Min. Met. Engrs., 1917, Jan., 135—138.

O. Simmersbach. Ueber den Koksverbrauch in Hochöfen. St. u. Eis., 1917, I, 561—568.

56. B. Osann. Lehrbuch. d. Eisenhüttenkunde, B. I, 673. Die Reduktionsziffer im Hochofen, St. u. Eis., 1917, 645.

57. H. Thaler. St. u. Eis., 1920, 317.

58. Е. Г. Деречей. Окислы железа и водород. ЖРМО, 1914, 1 ч., 545—591.

G. Chaudron. Etude sur des réactions reversibles de l'hydrogène et de l'oxyde du carbone sur les oxydes de fer. Rev. Metall., 1924, 462. ЖРМО, 1925, 2 ч., 103.

F. Wüst, P. Rütten. St. u. Eis., 1923, 1540. ЖРМО, 1925, 2 ч., 262.

59. H. Kamura. Reduction of ferric oxyde and iron ore by hydrogen. J. Iron, a. Steel Inst.: 1925, II, 279.

60. W. Baukloh, K. Froeschmann. Опыты восстановления железной руды в струе водорода. «Советская металлургия», 1934, № 8—9 (реф.), стр. 223 (из St. u. Eis., 1934, № 17, 416).

61. Г. И. Чуфаров, А. П. Лохвицкая, Б. Д. Авербух. Восстановление окислов железа газообразными восстановителями. ЖФХО, 1934, т. V, 1103, 1292.

Г. И. Чуфаров, Б. Д. Авербух. О начальных скоростях восстановления гематита и магнетита водородом. «Металлург», 1936, № 4, 55.

Г. И. Чуфаров, Е. П. Татиевская. О сравнении начальных скоростей реакций между окислами железа и водородом, окисью углерода и их смесями. ЖФХО, 1936, т. III, 933.

62. H. Meyer. Скорость восстановления железных руд газами. Mitt. K. W.-Inst. f. Eisenforsch. 1928, № 7, 107.

63. W. Baukloh, K. Durrer. «Советская металлургия», 1934, № 8—9 (реф.), 2, 5, фиг. 1.

64. W. Bone, H. Saunders, H. Tress. The influence of hydrogen and steam at 450—850°. J. Iron a. Steel Inst., 1938, I, 85.

65. Результаты исследования М. Чельшева еще не опубликованы (архив кафедры металлургии чугуна ЛИИ).

66. Ebelmen по Wedding'u — Ausführl. Handb. d. Eisenhüttenk., III Band, 205.

67. F. Kupelwieser. «Горный журнал», 1874, II, 171.

68. С. Т. Ростовцев, Ф. С. Таранов, Г. Е. Полюхно. Восстановимость руд КМА, стр. 36 сборника «Исследование руд КМА», 1933.

69. А. Н. Похвиснев, М. С. Гончаревский. Исследование восстановимости железных руд. «Домез», 1934, № 7, 13.

70. А. Н. Похвиснев, М. С. Гончаревский. О восстановимости агломерата из криворожских руд. «Домез», 1934, № 11—12, 45.

71. А. Н. Похвиснев, М. С. Гончаревский. Восстановимость железных руд Кривого Рога, Харьков, 1936.
72. T. Joseph, E. Barrett, C. Wood. Состав и восстановимость агломерата железных руд. «Домез», 1934, № 5, 50 (из Blast-furnace and Steel Plant 1933, март, июнь).
73. O. Meyer, W. Eilender. Восстановление магнетита и лимонита метаном. Arch. f. d. Eisenhüttenwes., 1931, Febr., 357.
74. J. Holgate, R. Walton. Blast-furnace practice in Natal. J. Iron a. Steel Inst. 1928, I, 226.
75. М. М. Лейбович. Изучение разложения и восстановления сидеритов Бакальского месторождения. «Металлург», 1936, № 2, 78.
76. G. Kassel. Ueber die Reduktion von Eisenschlacken durch Kohlenoxyd und Wasserstoff. St. u. Eis. 1906, II, 1822.
77. А. И. Солдаткин. Восстановление шлаков основного мартеновского передела. «Сталь», 1941, № 5, 7.
78. Н. И. Красавцев. Взаимодействие чугуна и шлака. Изв. АН СССР, Отд. технических наук, 1941, № 5, 39.
79. М. А. Павлов. Переплавка стальной стружки и перепельных шлаков в доменных печах (на древесном угле), Техничко-экономический вестник, 1921, № 1, 52—57.
80. J. Sarek. J. Iron a. Steel Inst. 1930, II, 43.
81. F. Clements. Blast-furnace practice, vol. I, табл. 1.
81. Н. И. Ротков. Восстановление титано-магнетитов в газовой фазе. Сборник «Производство губчатого железа». 1933, стр. 217.
82. Е. Снопов, Н. Ротков. Опыты по восстановлению ильменита и двуокиси титана при умеренной температуре в струе водорода и окиси углерода, «Советская металлургия», 1936, № 12, 11.
83. М. Соболев, К. Большаков. «Редкие металлы», 1933, ноябрь—декабрь, 36.
84. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena. J. Iron a. Steel Inst. 1871, I, 283—287. (Первый баланс серы; потеря серы в газах—работа на литейный чугун—9% всего количества).
- R. Schäfer. Ueber den Schwefel bei der Roheisendarstellung (Berlin. 1912). Указана вся литература вопроса.
- L. Lindemann. Ueber Entschwefelung bei der Roheisendarstellung. St. u. Eis., 1915, II, 1265—1274 (перед. в ЖРМО, 1916, 2 ч., 61—69).
- O. Vollenbruck. St. u. Eis., 1915, I, 451. (Даны 2 таблицы, указывающие обессеривание с помощью известковых и марганцевых силикатов).
- R. MacCaferry, J. Oesterle. Desulfurising power of blast-furnace slags. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. LXVII (1923), 606 (перед. в Rev. Univers. d. Mines, 1923, Dec., 424).
- T. Joseph. Effect of sulphur on blast-furnace process. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1921, 453 (перед. ЖРМО, 1926, 2 ч., 580).
- S. Kinney. J. Iron. a. Steel Inst., 1927, II, 79, 80, 86.
- T. Joseph, W. Holbrook. Обессеривание чугуна. «Домез», 1934, № 11—12 (ред.), 72 (из Rep. of. Investig. 3240 Bureau of Mines, 1934).
- I. Lowthian Bell. Principles, 58.
- Н. В. Рулла, В. А. Гесс. Исследование растворимости серы в доменных шлаках в зависимости от их состава и температуры перегрева. «Домез», 1934, № 8, 23.
85. W. Holbrook. T. Joseph. Обессеривающая способность шлаков. «Новости иностранной металлургии», 1937, № 4, 2 по Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs., 1936. v. 120, 99).
- W. Holbrook. T. Joseph. «Металлург», 1938, № 6, 107 (по Metals Technology. 1938, Jan.).
- Н. Д. Гольштейн. Выплавка бессемеровского чугуна на шлаках повышенной кислотности с обессериванием вне доменной печи. «Сталь», 1941, № 6, 5.
- W. Lennings. Выплавка томасовского чугуна из бедных германских,

руд на кислых шлаках. «Металлург», 1939, № 21, 10 (из St. u. Eis., 1938, № 2, 3 и 23).

W. Eicholz, G. Behrendt. St. u. Eis. 1940, 1 Aug. 677.

N. L. Evans. Iron a. Coal Tr. Rev. 1941, Febr.; 14, 217, Febr. 21; 245, Febr. 28, 261.

C. L. Labeka, J. E. Walker. Desulfurization of molten iron with soda ash. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs., 1941, Iron a. Steel Divis. . . .

86. H. C. Greenwood. The reduction of refractory oxides by carbon. J. Chem. Soc. 1908, Aug., 1941. The production of ferro-alloys. J. Chem. Soc. 1908, Aug., 1499.

H. Meyer. Mitt. K. W.-Inst. Eisenforsch. 1927, 273 (Восстановление твердым углеродом Mn, Si, P — ЖРМО, 1928, 2 ч., 317).

H. Moissan. Sur les oxydes métalliques. Ann. de chim. et de phys., t. XXI (1880), 231—238.

A. Pourcel, Stöckmann. Ueber Ferromangan und seine Erzeugung. St. u. Eis., 1885, 475.

A. Pourcel. О марганцевом чугуна. «Горный журнал», 1886 г., I, 46—70 (статья исторического значения из Gén. Civ. 1885, № 2 и 4).

O. Simmersbach. Die Herstellung von Ferromangan in Hochöfen. St. u. Eis., 1917, II, 894—899 и 919—925.

P. Thaler. Experimentelle Untersuchungen des siegerländer Spiegeelochofens (1915. Kattowitz, Gerb. Böhm).

H. Royster. Production of ferromanganese in the blast-furnaces. Bul. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1919, Febr., p. 367—378.

87. W. Baukloh, O. Ziebel. ZS anorg. Chem., 1937, Aug., 424.

88. F. Clements. Blast-furnace practice. Vol. 3, 348, tabl. 37.

89. Д. П. Борацкий. Восстановление окислов никеля водородом. «Металлург», 1937, № 4, 58.

Д. П. Борацкий. Восстановление окислов никеля окисью углерода. «Металлург», 1938, № 1, 84.

Д. П. Борацкий. Исследование равновесия реакции $\text{NiO} + \text{CO} = \text{Ni} + \text{CO}_2$. «Металлург», 1938, № 2, 18.

90. W. Baukloh, R. Durrer. О первичной реакции между металлическими окислами и углеродом. «Новости иностранной металлургии», 1935, № 3, 10 (реф. из Carnegie Memoirs. 1934, v. 23, 1—12).

91. H. Moissan. Sur les oxydes métalliques. Ann. de chim. et de phys., t. XXI, 1880, 243.

92. H. C. Greenwood. J. Chem. Soc. 1908, Aug., 1488—1490.

H. Meyer. Восстановление хрома водородом в присутствии железа. Mitt. K. W.-Inst. Eisenforsch., 1931, 199.

93. И. Гранат. О восстановлении окиси хрома. «Металлург», 1936, № 10, 35.

94. W. Baukloh, G. Henkel. ZS anorg. Chem., 1937 (234), 307.

М. Х. Лукашенко, В. В. Иващенко. Получение доменного феррохрома. «Сталь», 1942, № 7-8, 3.

Г. В. Гайдуков, М. Х. Лукашенко. Доменный феррохром из шлаков шахтных печей, выплавляющих малоуглеродистый феррохром. «Сталь», 1943, № 9—10, 3.

95. М. А. Павлов. Опытная плавка титано-магнетитов на древесном угле. «Советская металлургия», 1933, № 1—2, 24.

М. А. Павлов. Опытная плавка титано-магнетитов на Нижне-Тагильском заводе. Сорена, 1933, № 10, 74.

96. C. Fougner, E. Kohlmeier. Изготовление ванадиевых сплавов путем восстановления пятиоксида ванадия водородом. «Металлург», 1939, № 8, 87 (из Arch. f. d. Eisenhüttenwes., 1939, Jan., 323).

97. А. Т. Хвичия. Поведение ванадия и некоторых других элементов при переработке титано-ванадиевых магнитных песков Черноморского побережья. Труды Тбилисского химического института, 1938, т. III, 161.

И. Рассказов, А. Струнников. Шихтовка и режим доменной плавки при выплавке ванадиевого чугуна. «Уральская металлургия», 1939, № 7, 17—18.

В. Михайлов, С. Штеггельшейер. Переход ванадия в чугун в зависимости от температуры, основности и количества шлака. «Уральская металлургия», 1939, № 7, 18.

98. J. J. Porter. Bul. Amer. Inst. Min. Engrs. 1907, 739.

М. Paschke. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1928, 387.

99. H. C. Greenwood. J. Chem. Soc. 1908, Aug. 1492 и 1498.

Г. Тамманн, G. Batz. Ueber die Gewinnung von Eisen aus Silikaten. ZS anorg. Chem. 1926 (151), 129.

А. П. Любан, М. М. Лейбович. Изучение условий восстановления хрома и марганца. Изв. АН СССР. Отд. технических наук, 1938, № 1, 63.

100. Landolt-Boernstein. Phys.-chem. Tabellen. 1936, III, 2775.

101. М. Павлов, Г. Корвин-Круковский. Горячее дутье на Холугицких заводах. «Горный журнал», 1893, III, 55.

102. Е. Снопина, Н. Ротков. Опыты по восстановлению титаниста и двуокиси титана при умеренной температуре в струе водорода и окиси углерода. «Советская металлургия», 1936, № 12, 11.

В. Михайлов, Е. Белякова. Изучение восстановления окислов титана в связи с доменной плавкой высокотитанистых руд. «Уральская металлургия», 1939, № 4—5, 14.

103. C. Starke, E. Cone. Титанистые руды в доменной печи. ЖРМО, 1914 (реф.), 629 (из The Iron Trade Rev., 1914, Oct., 15, 721 и The Iron Age. Oct. 22, 1936).

104. A. Rossi. Titaniferous ores in the blast-furnace. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs., XXI (1892), 832—867.

А. Stansfield. Плавка титанистых железных руд. «Советская металлургия», 1933, № 7, 334.

105. М. А. Павлов. Расчет доменных шихт. 1938, 18—20.

106. В. Михайлов, Е. Белякова. Влияние окислов титана на текучесть доменных шлаков. «Уральская металлургия», 1939, № 6, 7.

В. Михайлов, Е. Белякова. Образование нитридов и карбидов титана при восстановлении и влияние их на жидкотекучесть кислых и основных доменных шлаков. «Сталь», 1942, № 1—2, 5.

И. Семьяк. Вязкость, плавкость и застывание титанистых шлаков системы $\text{SiO}_2\text{—TiO}_2\text{—CaO}$ при постоянном содержании $\text{Al}_2\text{O}_3\text{—}17\%$ и $\text{MgO—}8\%$. Изв. АН СССР, Отд. технических наук, 1941. № 9, 59 и 1942, № 3—4, 37.

107. А. П. Любан. Восстановление фосфора при восстановлении железных руд. «Металлург», 1936, № 2, 54.

Н. Meyer. Mitt. K. W.-Inst. Eisenforsch. 1927, 273. (Восстановление твердых углеродом в присутствии железа. ЖРМО, 1928, 2 ч., 317).

108. Н. О. Hofman, W. Mostowitch. Bul. Amer. Inst. Min. Engrs. 1911, 917.

W. Mostowitch. Metallurgie. 1909, 450 (перед. в ЖРМО, 1910, 2 ч., 243—244, и 1911, 2 ч., 439—440).

109. Finkener. Mitt. techn. Versuchanst. 1883, I, 28.

D. Mirew. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1939, März, 429, реф. «Металлург», 1939, № 110.

3. Обуглероживание

110. L. Gruner. Sur le dédoublement de l'oxyde de carbone. Ann. de chim. et. de phys. XXVI (1872), 5—75. («Дополнения» Н. Иосса, 54—58).

111. Акад. А. А. Байков, ЖРХО, 1929, дек.

Г. И. Чуфаров, А. Н. Куликов. О катализаторах для реакции разложения окиси углерода на уголекислоту и углерод. «Металлург», 1937, № 3, 3.

112. T. Byrom. Carburization of iron at low temperatures in blast-furnace gases. J. Iron a. Steel Inst. 1915, II, 106.

113. G. Charpy. Sur la cémentation du fer et de ses alliages par l'oxyde de carbone. Rev. de Métallurgie, 1909, I, 511.

A. Matsubara. Chemical equilibrium between iron, carbon and oxygen. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. 1922, LXVII, 13.

4. Плавнение

114. G. Rankin, E. Wright. The ternary system: $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$. Amer. Journ. Science. 1915, Jan., 39.

115. М. Я. Остроухов. Состав и свойства первичных шлаков. «Металлург», 1936, № 10, 61.

М. Я. Остроухов. Первичное шлакообразование в доменной печи. «Металлург», 1937, № 3, 38.

М. Я. Остроухов. Исследование температур каплеобразования первичных доменных шлаков. «Металлург», 1934, № 4, 80.

М. Я. Остроухов. К вопросу об определении температуры начала кристаллизации шлаков методом двойного логарифмирования. «Металлург», 1939, № 6, 7. (На стр. 10 дана таблица — «Сравнение температур плавления шлаков по Ренкину с температурами кристаллизации по Мак-Кефери, Рулла, Фейльду и Семкину»).

М. Я. Остроухов. Температура каплеобразования и вязкость магнитогорских доменных шлаков. «Металлург», 1940, № 3.

116. De Vathaire. Constr. et cond. des hauts-fourn., p. 177. С. В. Жендзян, стр. 264.

117. H. M. Howe. Железо, сталь и другие сплавы. 1908, стр. 432—453.

118. I. Voht. Исследование доменного процесса (в опытной печи). ЖРМО, 1928, 2 ч. (из Jernkontorets Annaler 1927, 145, диагр., стр. 169).

119. И. З. Козлов. Изучение хода восстановительного процесса доменной печи № 1 Магнитогорского завода. Труды ЛИИ, 1938, № 6. Раздел металлургии, 123—132.

120. И. З. Козлов. Исследование работы доменной печи № 3, Запорожстали. «Сталь», 1939, № 6, 2.

121. М. М. Лейбович. Исследование состава материалов в области шлакообразования в доменной печи № 1 Магнитогорского завода. Труды ЛИИ, 1938, № 6. Раздел металлургии, 89.

Я. М. Гольмшток, М. М. Лейбович. Исследование процесса восстановления и шлакообразования в магнитогорской доменной печи № 1. «Советская металлургия», 1937, № 6, 21. (Состав чугуна и шлака, стр. 31—32).

122. Л. М. Цылев, Н. Е. Новоселов. Исследование работы шахты доменной печи № 1 Ново-Липецкого завода. «Советская металлургия», 1937, № 8, 12.

Л. М. Цылев. Исследование работы горна доменной печи № 2 Ново-Липецкого завода. «Теория и практика металлургии», 1939, № 4—5, 24.

5. Окисление

123. G. Perrot, A. Fieldner. The properties of metallurgical coke. Tr. Amer. Soc. Testing Mater. 1923, vol. 23, p. 489.

H. Koppers. Fortschritte auf dem Gebiete der Kokserzeugung. des Einfluss der Kokbeschaffenheit auf den Hochofenbetrieb und Vorschläge für die Verbesserung des letzteren. St. u. Eis, 1921, 1173, 1251 (перед. в ЖРМО, 1925, 2 ч, 255).

K. Scherman, J. Blizzard. Combustion of blast-furnace cokes in fuel beds. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1923, 526.

E. Sutcliffe, E. Evans. The reactivity of coke as a factor in the fuel economy of the blast-furnace. ЖРМО, 1925, 257 (из J. Iron a. Steel Inst. 1923, I, 27).

R. Scherman, S. Kinney. Combustibility of blast-furnace coke. The Iron Age. 1923, June, 28, p. 1843.

124. M. Tigerschiöld. Современное состояние доменного производства в Швеции. «Новости иностранной металлургии». 1935, № 3 (из Jernkontorets Annaler 1934, häft. 8½, стр. 8).

125. Van-Vloten. St. u. Eis. 1893, S. 27 (перед. H. Wedding. Ausführl. Handbuch, B. III, 268—270).

126. G. Perrot, S. Kinney. Combustion in blast-furnace hearth. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs., 1923, 543. ЖРМО, 1925, 2 ч., 256—261.

S. Kinney, P. Royster, T. Joseph. Iron blast-furnace reactions Techn. Pap. 391 (1927).

S. Kinney. The blast-furnace stock column. Techn. Pap. 442 (1929). Перев. «Домез», 1930, кн. 3, 4 и 6.

127. W. Lennings. Gestell und Rastuntersuchung eines Hochofens unter besonderer Berücksichtigung der Verbrennungsverhältnisse von den Blasformen. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1928, März, 540 и St. u. Eis. 1928, 1077.

128. H. Broche, H. Hedelmann. Die Reaktionsfähigkeit von Koks bei Temperaturen über 1000°. St. u. Eis., 1933, 144.

129. G. Eichenberg, W. Einlender. Влияние количества и температуры дутья на окислительную зону доменной печи. «Советская металлургия», 1933, № 10—11 (реф.), 256 (из St. u. Eis., 1933, № 39, 997).

A. Michel. Влияние подачи дутья на ход доменной печи. «Советская металлургия», 1933, № 12 (реф.), 317 (из St. u. Eis., 1933, № 42, 1073).

130. И. З. Козлов, Н. М. Якубцинер, И. А. Горелик. Температура, состав газа, чугуна и шлака на уровне фурмы в горне доменной печи № 1 Магнитогорского завода. «Советская металлургия», 1937, № 5, 35.

131. С. И. Некрасов. Влияние подвода дутья и количества его на окислительную зону в горне доменных печей. «Теория и практика металлургии», 1936, № 7, 27.

С. И. Некрасов. К вопросу о дутьевом режиме доменных печей. «Теория и практика металлургии», 1938, № 4, 5.

Проф. А. Н. Похвиснев, С. К. Трекало, Г. А. Воловик. Распределение дутья по фурмам доменной печи № 1 Запорожстали. «Теория и практика металлургии», 1938, № 5, 3.

132. С. И. Некрасов. К вопросу о дутьевом режиме доменных печей. «Теория и практика металлургии», 1938, № 4, 10.

Pilling. ЖРМО. 1925, № 2, 319 (из Iron Age, 1924, 11 янв., 45).

A. Rich. Работа доменных печей на пониженном количестве дутья. «Новости иностранной металлургии», 1935, № 3, 38 (из Iron Age, 1935, 28 февр., 30).

133. И. А. Астахов. Влияние размеров воздушных фурм на производительность доменных печей. «Советская металлургия», 1937, № 12, 5.

134. И. З. Козлов. Исследование работы доменной печи № 3 Запорожстали. «Сталь», 1939, № 4—5, № 6, 1.

135. Проф. И. А. Соколов, Н. Н. Круглов. Исследование работы горна древесноугольной печи. «Уральская металлургия», 1937, № 1.

И. З. Козлов. Изучение хода восстановительного процесса доменной печи № 1 Магнитогорского завода. Труды ЛИИ, 1938, № 6. Раздел металлургии, 132.

136. И. З. Козлов. Исследование работы горна древесноугольной доменной печи Ачинского завода. «Советская металлургия», 1936, № 9.

Ю. Р. Тишбейн. О размерах зоны горения кокса перед фурмами доменной печи. «Советская металлургия», 1937, № 4.

- Ю. Р. Тишбейн. О распределении газов в горне доменной печи. «Советская металлургия», 1937, № 10.
137. П. Гладкий. О роли шлака в доменном процессе. «Горный журнал», 1890, II, 329.
138. I. Lowthian Bell. Principles, p. 171—172.
139. F. Wüst. Metallurgie, 1910, 403; St. u. Eis., 1926, 1213. Роль окисления в доменном процессе, ЖРМО, 1927, 2 ч., 148; 1928, 605. (Новая теория доменного процесса, ЖРМО, 1928, 2 ч., 319).
140. S. Kinney. J. Iron a. Steel Inst. 1927, II, 80—81.
141. J. Bohm, J. Iron a. Steel Inst. 1927, II, 86.
142. A. Mund, J. Stoecker, W. Eilender. Ход явлений в горне и заплечиках доменной печи и их значение для доменного процесса. «Советская металлургия», 1932, № 2, 94—108; перев. из St. u. Eis., 1931, 1440—1462.
143. Л. М. Цылев. Исследование работы горна доменной печи № 1 Ново-Липецкого завода. «Советская металлургия», 1937, № 5, 47.
144. Д. С. Хорунов, А. П. Афанасьев. Изучение работы горна доменной печи № 1 Кузнецкого завода в связи с заменой части руды в шихте агломератом. «Советская металлургия», 1936, № 12, 21.
- Д. С. Хорунов, А. П. Афанасьев. Исследование работы горна доменной печи № 3 Кузнецкого завода. «Советская металлургия», 1937, № 2, 33.
145. Н. И. Красавцев, А. П. Любан. Исследование работы горна доменной печи № 1 завода им. Кирова. «Советская металлургия», 1937, № 5, 22.
- Акад. М. А. Павлов. Исследование хода доменного процесса в печах большой мощности. «Сталь», 1936, № 11, 1.
- Акад. М. А. Павлов. Работа сверхмощной доменной печи № 3 Запорожстали. «Рабочий металлург», 1939, № 6, 5.
146. Прения по докладу Koppers в ЖРМО, 1925, 2 ч., 256 (из St. u. Eis., 1921, 1173, 1251).

РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ

ИЗМЕНЕНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ, ДАВЛЕНИЯ И ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ПОДНИМАЮЩИХСЯ К КОЛОШНИКУ ГАЗОВ

1. ТЕМПЕРАТУРА ГАЗОВ

Из рассмотрения всех процессов, совершающихся в доменной печи, вытекает, как следствие; общее заключение в отношении желательного распределения температур в ней, а именно: нормальное развитие области плавления и достижение наивыгоднейших условий для хода восстановления процесса (в смысле расхода тепла и горючего) требуют осуществления высокой области умеренных температур, сосредоточения жара в горне доменной печи и ограничения окислительной области возможно тесным пространством.

Мерами, которыми достигается желательное распределение температур в доменной печи, являются: 1) применение сильно нагретого дутья, 2) равномерное распределение газов по поперечным сечениям печи на всех горизонтах ее и 3) увеличение размеров печи, главным образом ее высоты.

1) Высоко нагретое дутье — специфическое средство для сосредоточения жара в нижних частях заплечиков и в горне; действие его в этом направлении неоднократно объяснялось раньше и здесь должно было быть упомянуто как важнейший фактор понижения температуры в верхних горизонтах печи.

2) Равномерное распределение газов, как необходимое условие правильного и экономического хода печи, рассматривалось уже в первом разделе; само собою разумеется, что осуществление его вызывает и желательное распределение температур.

3) Что касается размеров печи, то значение увеличения их для понижения температуры отходящих через колошник газов, а следовательно, и для расширения области умеренных температур здесь еще не затрагивалось. Оно создано было давно. С половины 60-х годов и до начала 70-х годов XIX в. в Англии (в передовом по доменной технике округе Кливленд) ушли в этом

направлении очень далеко; быстро достигнув той высоты печей, какая и теперь считается предельной (31,5 м на заводе Ферри Гил, в 1870 г.). Нижеследующие цифры указывают по наблюдениям Л. Белла [1] температуру отходящих газов трех печей одного из кливлендских заводов—Кларенс, имевших одну и ту же высоту 24,4 м, но разную вместимость и работавших при всех одинаковых условиях.

Вместимость печей, м ³	328	441	722
Температура колошниковых газов, °C	321	312	308
Производительность, т/сутки	37	50	80

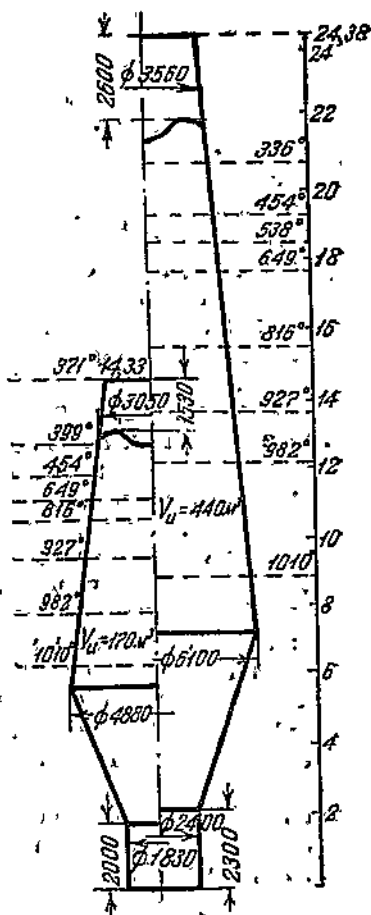
Небольшая разность, почти что равенство, температур объясняется тем, что печи работали с одним и тем же расходом кокса (1,125) и одинаково интенсивно (т. е. руда оставалась в них одинаковое время и производительность была почти одинакова на единицу вместимости печей).

При переходе от первоначальных высоты печей 14,33 м и объема их 170 м³ к 24,38 м и 440 м³ достигнуто было понижение температуры колошниковых газов с 399 до 336° (высокая температура объясняется употреблением свежесожженной и сухой руды, а также сухого кокса).

Как изменяется распределение температур (начиная с 1010° и до температуры колошника) в печах при увеличении их размеров, видно из сопоставления данных Л. Белла [2], относящихся к двум печам завода Кларенс в 170 и 440 м³ объема и показанных на фиг. 82.

Так как обе печи — большая и малая — дают один и тот же чугун, выплавливая его из одних и тех же сырых материалов, то очевидно, что область высоких температур так же хорошо развита в малой печи, как и в большой; но высота области умеренных температур (не выше 1000°) в первой на 7 м меньше, чем во второй, хотя в последней все же температура колошника довольно высока.

Повышение печей на 10 м на заводе Кларенс понизило температуру газов



Фиг. 82. Распределение температур в большой и малой доменных печах Кливленда

только на 40°. Основываясь на этом Л. Белл сделал предположение, что в верхних горизонтах доменных печей протекают процессы, выделяющие тепло и тем ограничивающие понижение температуры колошниковых газов при увеличении высоты печей. Предположение это было подтверждено остроумным опытом: вместо руды на коксовые колоши засыпалась смесь флюса и доменного шлака; после того, как было пропущено несколько таких («холостых») колош, температура колошниковых газов понизилась и, обратно, — при возвращении к прежним рудным колошам она снова повысилась до обычного уровня [3].

Этим было доказано, что реакция восстановления окислов железа окисью углерода выделяет тепло (теплоемкость доменного шлака при низких температурах равна теплоемкости руды, и собственно нагрев обоих материалов требовал у колошника одинакового количества тепла) ¹.

Впоследствии Л. Грюнер указал вторую причину, ограничивающую понижение температуры газов при увеличении высоты печей: развитие реакции $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$, выделяющей своим относительным развитием тем больше тепла, чем ниже область умеренных температур в печи.

Оба знаменитые исследователя доменного процесса пришли к заключению, что с увеличением высоты печей температура колошниковых газов понижается лишь до известной степени, за которой, очевидно, нет пользы от дальнейшего увеличения высоты с точки зрения экономии тепла и сбережения горючего на выплавку чугуна.

Температуры, развиваемые окислительным процессом в горне доменных печей. Для исследования состояния горна практики в прежнее время часто просовывали в него через глаз фурмы железный лом, около 30—40 мм диаметром, до противоположной стены. Вынутый после некоторого выдерживания, продолжительность которого определялась состоянием горна, лом позволял убедиться в том, что по направлению от одной фурмы к другой — противоположной — температура в горне распределена неравномерно: вблизи фурмы, но на некотором расстоянии от глаза ее, лом бывал нагрет до ослепительно-белого каления и даже оплавлялся на этом месте («фокусе горения»), а далее нагрев его заметно на-глаз понижался по мере приближения к месту, соответствующему середине горна.

Явление это нормально и могло быть наблюдаемо при правильной работе печи. Но случалось, например при скоплении большого количества мусора в горне, что лом в середине оставался темным, не успев согреться (при кратковременной выдержке), пло-

¹ В то время, когда производился опыт, не было достаточно данных для определения теплового эффекта восстановления окислов железа окисью углерода; одни считали, что реакция поглощает тепло, другие, — что она не выделяет и не поглощает тепла (Окерман).

хо прогретым материалом, скопившимся у оси горна. Наконец, бывало и так, что лом совсем не мог быть продвинут через середину горна, — это свидетельствовало о еще большем понижении температуры и присутствии нерасплавленных масс в этом месте.

Во всех этих случаях вынутый из горна лом давал ясное указание на распределение температур в горне, только эти указания, вполне удовлетворявшие практиков, не могли быть переведены на термометрическую шкалу. Применение оптического пирометра позволило сделать определение температур выпускаемого шлака, чугуна и горящего у глаза фурмы кокса удобно и достаточно точно; оно было выполнено впервые Ле-Шателье [4], но полученный им результат долгое время оставался единичным. Затем представители американского «Горного бюро» П. Ройстер и Т. Джо-зеф [5] произвели массовые определения температур (всего 7600 записей показаний оптического пирометра Морзе) у горнов тридцати двух печей, из которых двадцать работали на обыкновенные сорта чугуна, содержавшего от 0,92 до 2,4% Si, семь — на ферроманган и пять — на зеркальный чугун; впоследствии число коксовых печей, над которыми были произведены наблюдения, увеличилось на 16, и к ним присоединилось 5 древесноугольных. Результаты для коксовых печей, работавших на обыкновенный чугун, следующие:

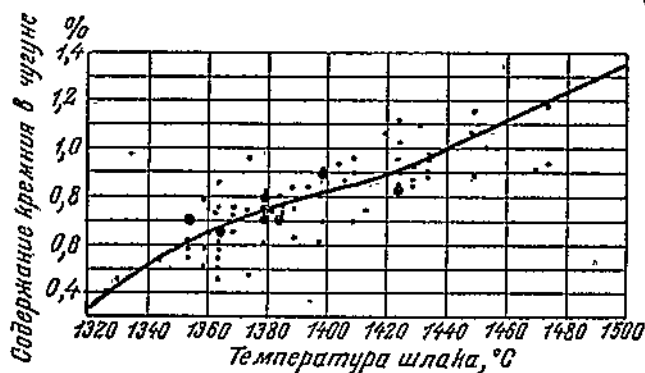
	Температура, °C:		
	у фурм	шлака	чугуна
Литейный чугун	1748	1553	1493
Мартеновский чугун	1689	1522	1468
Среднее для 48 печей	1708	1526	1472

Температуры, наблюдавшиеся через стекло гляделки (поправка — 25°) у глаза фурм, для разных печей колебались в широких пределах: 1595—1862°, в зависимости от условий работы печей, а также и от того обстоятельства, что в пирометр могли посылаться лучи или только раскаленным коксом, или каплями шлака и чугуна. В среднем, для 48 печей по расчету получается температура у фурм в 1708°, ее нужно считать ниже той, какая развивается в фокусе горения, недоступном для оптического пирометра. Как видно из приведенных выше цифр, температура спускаемого через шлаковые фурмы шлака ниже, чем наблюдаемая у фурм, и она гораздо более постоянна для разных печей; в среднем для 48 печей она равнялась 1526°, (потери на излучение принята во внимание). Температура чугуна всегда ниже, чем шлака, на 43—55°; она была равна 1472° в среднем.

Разделяя все печи на 4 группы по составу получившегося чугуна, исследователи дают такие числа для характеристики каждой группы:

Содержание кремния в металле, ‰ . . .	1,02	1,23	1,49	1,96
„ „ „ серы „ „ „ ‰ . . .	0,038	0,034	0,033	0,031
Температура у глаза фурм, °C	1656	1720	1732	1737
„ „ „ шлака при выпуске, °C	1498	1515	1493	1539
„ „ „ чугуна при выпуске, °C	1448	1470	1468	1477
Отношение $(\text{CaO} + \text{MgO}) : (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$ в шлаке	1,04	1,01	1,01	0,86

Из этих цифр можно сделать вывод, что более высокому содержанию кремния соответствует более высокая температура и более низкое содержание серы в чугуне. Но в данных условиях работы по отношению к кремнию это положение не для всех печей оправдывалось, так как более высокое содержание кремния достигалось иногда и при более низкой температуре, чем та, при которой выплавлялся малокремнистый чугун. Это объясняется со-



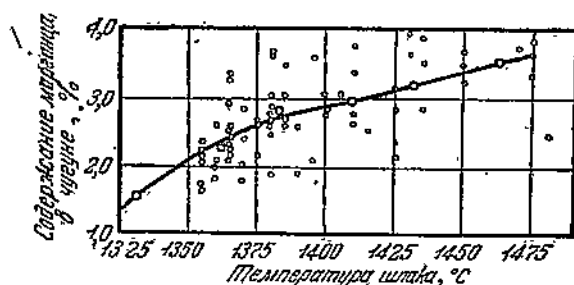
Фиг. 83. Зависимость между температурой шлака и содержанием кремния в мартеновском чугуне доменной печи № 3 Запорожстали

ставом получавшихся шлаков: они были или глиноземистыми (16—17% Al_2O_3), или обыкновенными (11,8—13% Al_2O_3). Первые, как было показано в своем месте, облегчают восстановление кремния, т. е. дают возможность получить такое же количество кремния в чугуне, как и при работе со вторыми, при меньшем расходе горючего и более низкой температуре горна.

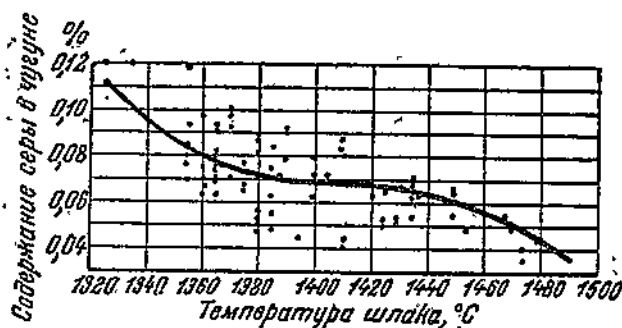
Исследователи, упуская из виду это обстоятельство, а также и то, что выплавка литейного чугуна велась, судя по отношению основных окислов к кислотным, на слишком легкоплавких шлаках, просто отрицают, как «предрассудок» практиков, необходимость более высокой температуры для восстановления кремния, что, конечно, неверно.

Влияние температуры на восстановление кремния, как и марганца, при одной и той же шихте, т. е. когда основность шлака меняется лишь в зависимости от степени восстановления кремния, было установлено Н. М. Якубцинером [6] путем многократных измерений (с помощью обыкновенного пирометра Ле-Шателье и сконструированного научными работниками б. ЦИМ графитоволь-

фрамового, специально приспособленного для таких измерений [7] и позволяющего определять температуры на всем протяжении — от глаза, фурмы до оси горна) температур шлака и мартеновского чугуна, выпускавшегося из горна печи № 3 Запорожстали. Диаграммы Якубцинера (фиг. 83 и 84) ясно указывают нарастание содержания кремния и марганца по мере роста температуры. Диаграмма (фиг. 85) показывает, как при этом падает содержание серы.



Фиг. 84. Зависимость между температурой шлака и содержанием марганца в мартеновском чугуне доменной печи № 3 Запорожстали



Фиг. 85. Зависимость между температурой шлака и содержанием серы в мартеновском чугуне доменной печи № 3 Запорожстали

Но при данной температуре распределение серы между чугуном и шлаком зависит от степени основности шлака, и это положение настолько хорошо оправдывается результатами наблюдений Ройстера и Джозефа, что дало им возможность предложить формулу, по которой можно вычислить температуру чугуна по содержанию серы в нем и в шлаке, с одной стороны, и степени основности шлака — с другой. Вот эта формула:

$$t = 1521 + 30 S - 61 B - 1666 s.$$

В ней S и s — содержание серы в шлаке и чугуна, а B — основность, выраженная отношением $(CaO + MgO) : (SiO_2 + Al_2O_3)$. Температура шлака может быть получена прибавлением 45° к вычисленной для чугуна.

Формула дает очень хорошее согласование результатов вычислений и наблюдений (среднее расхождение всего $7,4^\circ$, а наибольшее — 16° для одного только случая), но она как бы предполагает постоянное отношение веса шлака к весу чугуна (это отношение совсем не вошло в формулу, между тем как процент содержания серы в шлаке, очевидно, зависит от последнего количества). Поэтому можно было думать, что, применяя эту формулу к таким случаям плавки, в которых велика концентрация серы в шлаке (наши южные печи) или очень велико количество шлака (кливлендские печи), или, наконец, высоко содержание серы в чугунах (случай производства томасовского чугуна, в котором ее бывает в 4—5 раз больше, чем в чугунах, послуживших для вывода формулы), мы получим маловероятные числа. Однако расчет автора по известному составу чугуна и шлака дает, например, для нашего южного бессемеровского чугуна 1472° , кливлендского литейного — 1480° , т. е. значения температур возможные, хотя и несколько высокие. Для томасовского лотарингского чугуна, при содержании серы от 0,12 до 0,15%, получается только 1250 — 1300° , однако при 0,07% S уже возможное значение — 1380° .

В статье о выплавке зеркального чугуна и ферромангана в США [8] П. Ройстер дает следующие средние результаты измерения температур:

	Температура, $^\circ C$:		
	у фурм шлака чугуна		
Зеркальный чугун (5 печей)	1597	1427	1392
Ферроманган (7 печей) . . .	1550	1426	1386

Сличением с раньше приведенными числами легко установить, что при ходе на марганцевые чугуны температура в горне ниже, чем при работе на обыкновенный чугун.

Этот вывод из наблюдений Ройстера представляет хорошее доказательство того положения, что плавкость шлака управляет температурой в нижней части печи и что усиленный расход горючего — малодействительное средство для повышения температуры в горне доменной печи. Еще более наглядное доказательство этого положения можно найти в данных Ройстера, касающихся указываемого им примера ненормального состава шихты и хода на ферроманган (слишком легкоплавкие кислые шлаки), при котором, несмотря на чрезвычайно высокий расход горючего, нельзя было уменьшить содержания MnO в шлаке; температуры, которые при этом достигались, были или равны, или немногим выше температуры обыкновенных чугунов (а у фурм — ниже средней для этих чугунов), как видно из нижеследующих данных:

Относительный расход горючего	3,55	3,53	3,62	3,83
Основность шлака ($\text{CaO} : \text{SiO}_2$)	1,38	1,48	1,52	1,40
Содержание в шлаке марганца %	6,1	6,1	4,9	6,6
Температура у фурм, °C	1611	1614	1622	1633
" металла, °C	1450	1460	1475	1480

Измерения, произведенные А. П. Любаном на доменной печи № 1 Косогорского завода при работе на ферроманган, показали, что температура металла и шлака колеблется в широких пределах (при одном и том же расходе кокса) в зависимости от основности шлака и концентрации марганца в шлаке и металле.

При кислых шлаках, содержащих лишь 25% CaO и 16% MnO , температура металла с 72% Mn опускалась до 1295° , а сопровождавшего его шлака — до 1350° . Такую же, как у Ройстера, температуру — 1430° — имел шлак, содержащий 35% CaO и 13,5% MnO ; металл содержал 75% Mn и был нагрет до 1415° . Наивысшую температуру имел 80%-ный ферроманган — 1515° , сопровождавшийся шлаком, содержащим 39% CaO при 11% MnO и нагретым до 1587° .

Благодаря высокому расходу кокса (2,4) в горне на горизонте фурм наблюдалась очень высокая температура газов, именно: в фокусе горения $1950\text{--}2000^\circ$ (по показанию графито-вольфрамового пирометра), а у оси горна (диаметром 3,5 м), т. е. на расстоянии 1 м от фокуса горения, — $1500\text{--}1620^\circ$.

О температурах, господствующих в горне древесноугольных доменных печей, судили долгое время по грубым приемам измерений — ломом, остающимся некоторое время в горне. Эти измерения указывают лишь то, что время пребывания лома в горне может быть продолжительнее в древесноугольной печи, чем в коксовой, что зависит как от меньшей концентрации жара в горне первой, как следствии горения в высшей степени пористого горючего, так и от более низкого обычно нагрева дутья, применяемого в древесноугольной плавке, а также и от работы на легкоплавких шлаках.

Измерения, результаты которых опубликовал Т. Джозеф [9], даны в табл. 42.

Цифры этой таблицы, как показали позднейшие измерения советских исследователей [10], слишком высоки, но и они подтверждают вывод, сделанный давно на основании показаний, дававшихся раскаленными в горне ломом, а именно: в горне древесноугольных печей, даже работающих с высоконагретым дутьем, развивается менее высокая температура, чем в горне коксовых печей. В «фокусе горения» разность температур при работе на коксе и древесном угле должна быть еще выше, чем наблюдаемая у глаза фурм, ввиду различия в ходе процесса горения пористого и более плотного горючего и различия в степени трудноплавкости шлаков.

Таблица 42

Номера печей	Температура дутья °C	Температура нагрева, °C		
		у фурм	шлака	чугуна
1	493	1682	1454	1405
2	527	1611	1485	1413
3	560	1710	1440	1423
4	371	1687	1413	1398
5	635	1655	1465	1435
Среднее для 5 печей	—	1699	1451	1415

Точное измерение температуры в «фокусе горения» или вблизи от него невозможно ни оптическим пирометром, ни обыкновенной термопарой: для первого недоступна внутренность горна, а вторая — не выдерживает столь высокой температуры, какая может быть в «фокусе горения (1800—1900°).

По направлению от фокуса горения к оси горна температура падает настолько, что применение термопары, вводимой через фурму при помощи холодной трубки, делается возможным, но здесь измерения затруднительны, хотя все же их произведено не мало.

Большое количество таких наблюдений произвел Рейнлендер [11] в Германии на трех печах, из которых две работали в одинаковых условиях, именно, — на одной и той же шихте, на марте-новский чугун (Stahleisen) с относительным расходом вестфальского кокса 0,86 (первая) и 0,85 (вторая) при нагреве дутья 620 и 520°, давлении дутья 0,8 ати. Третья печь работала на томасовский чугун с саарским коксом, расходуя его 1,2 при нагреве дутья 700—800° и давлении всего 0,43 ати.

Измерения температуры в горне первой печи дали такие результаты (°C):

Расстояние от глаза фурмы, мм	250	500	750	1000	1250	1500	1750
Первое наблюдение . .	1850	1670	1600	1800	1600	—	—
Второе	1770	1750	1700	1650	1630	1550	1450
Третье	1750	1700	1670	1600	1550	1500	1400

Так как диаметр горна этой печи (Бохумского завода) 3,9 м, то наименьшая из указанных температур находится у оси горна.

В горне второй печи сжигалось в сутки кокса лишь на 7% более (643 т против 602 т), хотя диаметр его был 5 м, а сечение в 1½ раза больше, чем в первой печи; при одинаковом давлении дутья сечение фурм было таково, что скорость истечения дутья

(считая при 0° и 760 мм давления) тоже была одинакова: 44,5—45,5 м/сек. Понятно, что измерения температуры в горне второй печи дали иные результаты.

Максимальная температура — 1750° — достигалась в 500 мм от глаза фурмы, затем она быстро падала и на расстоянии 1250 мм спускалась до 1100° , т. е. до температуры, недостаточной для плавления шлака и даже чугуна.

В третьей печи, работавшей на более холодный чугун и с более легкоплавкими шлаками, также было обнаружено присутствие в горне твердого ядра с температурой в пределах 1000 — 1100° . Отметим, что такая низкая температура вблизи фурм в третьей печи совмещалась с высокой температурой газов у стен шахты выше распара: на расстоянии 12,2 м от горизонта фурм и в 380 мм от стен шахты наблюдалась температура от 815 до 930° . Причину этого исследователь справедливо усматривает в том, что при значительном числе фурм общее сечение их было таково, что скорость истечения дутья была всего 21,4 м/сек (при 0° и 760 мм давления), тогда как обычная в новых печах Германии (65 м/сек) в 3 раза, а максимальная (81,4 м/сек) почти в 4 раза больше.

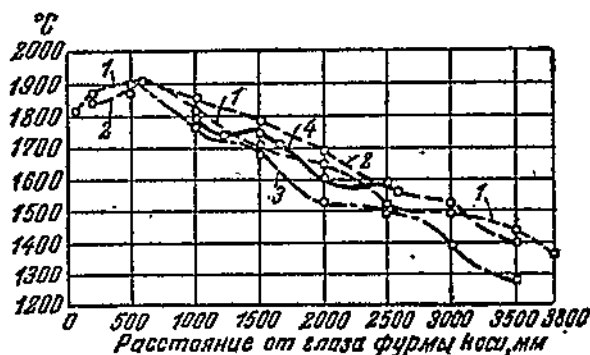
Для объяснения разницы в распределении температур в печах первой и второй, в которых скорости истечения дутья одинаковы, нужно обратить внимание на различие в интенсивности горения. Количество дутья для второй печи было недостаточно по размерам ее горна, так как интенсивность горения в горне этой печи была в полтора раза ниже, чем в горне первой.

В магнитогорской доменной печи № 1 (с диаметром горна 7,62 м) при работе на литейный чугун с дутьем, нагретым до 650° , температура у оси горна на уровне фурм оказалась по двум измерениям 1934 г. равной 1495 и 1485° ; последняя цифра была получена и для кузнечной печи № 3, имеющей такой же диаметр горна, как и магнитогорские печи. При работе на маргеновский чугун в той же магнитогорской печи № 1 температура у оси горна была: 1405 — 1410 — 1425° , и даже после $2\frac{1}{4}$ -часовой стоянки печи она снизилась только до 1375° [10].

Чтобы понять разницу в распределении температур от глаза фурм к оси горна между магнитогорской печью и двумя немецкими, нужно обратиться к данной раньше диаграмме процесса горения в магнитогорской печи (фиг. 75) и принять во внимание резкое различие в режиме дутья в сравниваемых печах. Магнитогорская печь в 1934 г. получала около 2250 м^3 дутья в минуту; при 15 фурмах, работавших на печи № 1 во время измерений, и общем их сечении $0,265 \text{ м}^2$, скорость истечения дутья из фурм была равна 140 м/сек (при 0° и 760 мм). Вместе с тем, уже при расходе кокса 45,6 т в час интенсивность горения в горне магнитогорской печи выражается 1000 кг кокса в 1 час на 1 м^2 сечения горна, действительный же расход кокса в этой печи нередко доходит до 50 т в час. Таким образом широкий горн магнитогор-

ских печей не мешал развитию в нем нормальной интенсивности горения, благодаря большому количеству поступающего в горн дутья, а высокое напряжение (1,3—1,5 ати) и большая скорость его (140 м/сек при 0° и 760 мм) при входе в горн отодвигают фокус горения от фурм и позволяют установить в середине горна температуру не ниже 1400°.

Измерения, впервые произведенные в 1934 г. на Магнитогорском заводе, многократно повторялись в последующие годы на



Фиг. 86. Температура в горне на уровне фурм доменных печей: № 3 Запорожстали (1), магнитогорской № 1 по замерам 1935 г. (2), 1936 г. (3) и 1937 г. (4)

правлению от глаза фурмы к фокусу горения, местоположение которого соответствует наибольшему содержанию CO_2 в продуктах горения, температура быстро нарастает до 1900° (для липецкой печи, работавшей на литейный чугун с большим расходом кокса, этот максимум доходил до 1950°), а затем медленно и равномерно падает, доходя до минимума у оси — 1390—1370°. Последняя температура была установлена как средняя из многократных измерений в горне печи № 3 Запорожстали (диаметром 8 м) при работе на мартеновский чугун неполным дутьем—2400 м³/мин. В 1939 г., когда количество дутья доводилось до 3000—3200 м³/мин, температура у оси горна подымалась до 1410°.

Наблюдения невооруженным глазом всегда давали возможность видеть, что температура у разных фурм часто бывает неодинаковой и что у одной и той же фурмы она меняется в довольно короткие промежутки времени. Измерения у глаза фурм бохумской доменной печи впервые позволили выразить эту разницу температур в градусах; табл. 43 указывает средние суточные температуры для четырех (через одну) из восьми фурм бохумской печи и средние за 10 дней [11]:

Как видно из табл. 43, у восьмой фурмы температура все время была ниже, чем у других; из них фурмы 4 и 6, расположен-

печах этого же завода и печах заводов — Макеевского, Ново-Липецкого, Запорожстали и Азовстали. Фиг. 86 дает диаграмму распределения температур в горнах доменных печей № 3 Запорожстали (кривая 1 — по измерениям 1938 г.) и № 1 Магнитогорского завода (кривая 2 — 1935 г., кривая 3 — 1936 г., кривая 4 — 1937 г.).

Как показывают эти кривые, по на-

ные прямо против летки для чугуна, имели в среднем за 10 дней температуру, на 85° более высокую, чем фурма 8, расположенная над леткой; занимающая среднее положение фурма 2 имеет и среднюю (между фурмами 8 и 4) температуру,

Таблица 43

Дни наблюдений печи	Среднесуточная температура у фурм, °С				Средняя температура по всем фурмам °С
	2	4	6	8	
Первый день	1675	1775	1800	1650	1725
Второй	1650	1750	1800	1650	1710
Третий	1750	1850	1700	1600	1725
Четвертый день	1825	1775	1800	1700	1775
Средняя за 10 дней	1729	1778	1778	1693	1742

Эти результаты измерений, произведенных на бохумской печи, подтверждают выводы, сделанные из наблюдений над работой других печей: более быстрое опускание шихты над чугунной леткой сопровождается получением здесь более холодных шлаков и скорейшим износом кладки.

Что касается частых перемен температуры у каждой фурмы, то они объясняются непостоянством всех тех факторов, от которых меняется температура горна, а именно: 1) количество, температура и давление дутья; 2) интенсивность горения, относительный расход горючего и его физические свойства; 3) количество и степень трудноплавкости подходящего к фурмам шлака; 4) неравенство противодавлений горновых газов по окружности горна, вызывающее неодинаковую подачу дутья в разные фурмы.

Проф. А. Н. Похвиснев, С. К. Трекало и Г. А. Воловик специальным исследованием на доменной печи № 1 Запорожстали показали [12], что разность в подаче дутья через разные фурмы может доходить до 24% среднего количества его и что неодинаковая работа дутья по окружности горна зависит от неравномерности распределения материалов по окружности колошника, — неравномерности, вызываемой как неодинаковой (по окружности) высотой столба плавильных материалов, так и неоднородностью их физического состояния.

Что касается температуры дутья, то, не говоря уже о падении нагрева дутья вследствие постепенного охлаждения насадки в каупере, нужно сказать, что температура его понижается вследствие охлаждения в воздухопроводе от места подвода дутья к кольцевой трубе по направлению к наиболее удаленным от этого места фурмам; вместе с тем понижается вследствие трения и давление дутья в воздухопроводе.

Уже поэтому разные фурмы — обычно одинакового диаметра — могут получить не строго одинаковое количество дутья, а потому и интенсивность горения у них может быть различной.

Относительный расход горючего, казалось бы, не может меняться за короткий промежуток времени, однако, даже оставаясь постоянным для всего горна в целом, он, вследствие недостатков распределения материалов на колошнике и неравномерного их опускания, может быть не одинаков у разных фурм, т. е. в каждой из них в одно и то же время на весовую единицу горючего может приходиться разное количество опускающегося шлака и чугуна. Случается, что, если к одним фурмам подходит железистый шлак и холодный чугун, у противоположных им фурм в то же время получается спелый шлак и горячий чугун. Если же такого резкого различия в работе фурм не наблюдается, то одна неоднородность (по химическому составу) сырых материалов делает то, что подходящий к разным фурмам шлак не одинаково трудноплавок, а потому имеет разную температуру, как и сопровождающий его чугун. По наблюдениям, произведенным на заводе Гутеогфунгс-гютте [13], температура выпускаемого чугуна находится в следующей зависимости от основности шлака, выраженной отношением извести к кремнезему:

$\text{CaO}:\text{SiO}_2$	1,2	1,25	1,30	1,35	1,40	1,45	1,50
Температура чугуна, °C	1413	1422	1430	1440	1450	1460	1468

Цифрам этим нельзя придавать абсолютного значения; шлак при тех же отношениях $\text{CaO}:\text{SiO}_2$ с различным содержанием глинозема, магнезии и закиси марганца мог бы быть иной плавкости и чугун мог иметь другую температуру, но все же цифры ясно показывают, что даже небольшое колебание содержания извести или кремнезема в шлаке достаточно (при всех прочих одинаковых условиях) для изменения температуры чугуна. Так, как в горне чугун и шлак реагируют друг с другом и от температуры зависит результат реакции, то всякое изменение температуры вызывает изменение в составе чугуна и шлака. Поэтому можно думать, что в горне у разных фурм всегда получается чугун неодинакового состава, и только значительная вместимость металлоприемника и большие выпуски, позволяя перемешиваться чугуну, получаемому у разных фурм в течение длительного промежутка времени, дают в результате более или менее однородный продукт в современных печах с широкими горнами и большим числом фурм.

В печи № 3 Запорожстали с горном 8 м в диаметре был произведен ряд одновременных замеров температур: у оси горна, выпускаемого через шлаковую летку шлака и чугуна ближайшего по времени выпуска. Полученные результаты представлены в табл. 44.

Таблица 44

	1	2	3	4	5	6	7	8
Температура, °C								
Шлака из шлаковой летки	1370	1375	1385	1425	1385	1380	1380	1360
Чугуна при выпуске . .	1275	1345	1345	1365	1345	1310	1345	1330
Газов у оси горна . . .	1335	1339	1380	1410	1360	1380	1340	1340
Состав чугуна, %								
Si	0,33	0,73	0,74	0,96	0,75	0,70	0,70	0,51
Mn	1,54	2,61	2,60	4,04	3,04	2,87	2,78	2,60
S	0,104	0,077	0,075	0,053	0,048	0,087	0,090	0,063
Состав шлака								
SiO ₂ , %	38,8	39,3	38,8	36,0	36,2	36,2	36,4	36,6
CaO (ббщ), %	37,7	39,8	38,5	43,1	41,0	41,0	40,5	40,3
CaO : SiO ₂	0,97	1,0	1,0	1,2	1,13	1,13	1,11	1,10

¹ Остальные составные части, не определявшиеся в каждом шлаке: глинозем — 13,7%, магнeзия — 1,9%, закись марганца — 5,5%, закись железа — 0,5% и сера — 1,95%.

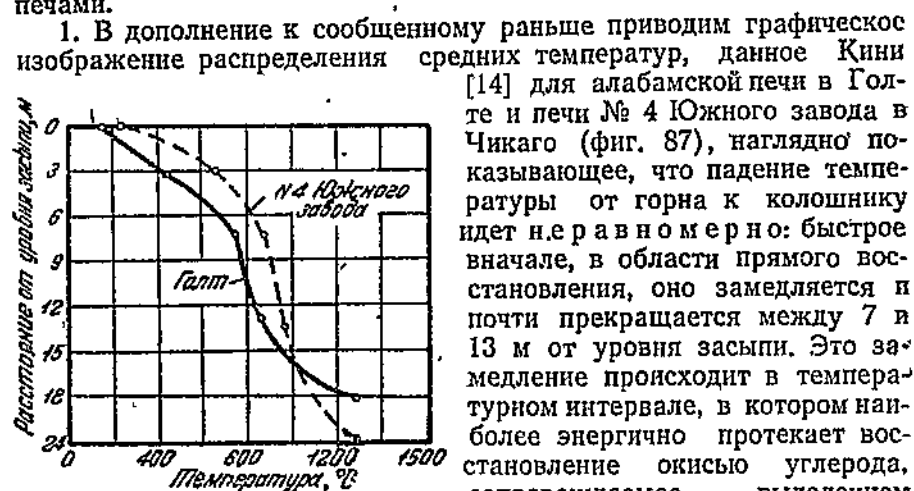
Первый столбец цифр табл. 44 относится к тому моменту работы печи, когда получался наиболее холодный чугун как по температуре, так и по химическому составу. Дальнейшие измерения и анализы указывают на постепенное согревание чугуна до достижения максимума 1365° — и соответственное изменение его химического состава до 0,96% Si и 4,04% Mn (четвертый столбец), за которым следует постепенное возвращение горна к нормальному состоянию.

Сравнение цифр показывает, что все они изменяются постепенно и закономерно. В частности, температура горна у оси, будучи всегда ниже температуры спускаемого шлака, обыкновенно несколько выше, а иногда и равна температуре чугуна. Таким образом измерение температуры шлака при выпуске его позволяет судить и о температуре чугуна ближайшего выпуска, а вместе с тем и о том, в каком направлении и как изменится состав чугуна.

Температуры, господствующие в заплечиках. Об этих температурах мы до настоящего времени не имеем достоверных данных. При взятии проб газов ниже распара для установлений их химического состава были произведены единичные измерения температуры отсасывающегося газа, но эти измерения не указывали температуры того горизонта, с которого брался газ, о чем уже говорилось раньше.

Температуры газов в шахте. Относительно температур в

шахте доменной печи мы располагаем, благодаря сравнительной легкости экспериментирования здесь, обширным материалом, характеризующим температурные условия ее работы. Так как от этих условий зависит ход восстановительного процесса, то мы должны были указать их раньше, воспользовавшись результатами современных исследований, произведенных над шестью доменными печами.



Фиг. 87. Распределение температур (средних) в американских доменных печах: № 4 Южного завода фирмы Иллинойс (пунктир) и алабамской печи в Голте (сплошная линия)

ной мере, углекислоту (из флюса).

Выше, ближе к колошнику, газы охлаждаются в большей степени, так как ослабевает восстановление, разлагается известняк и, наконец, удаляется гидратная вода и влага.

2. Далее, в табл. 45 и 46 приводим результаты многочисленных измерений температур, в связи с составом газов, на трех горизонтах и на разных расстояниях от стен шахты печи Фродингем (Англия) и на двух горизонтах печи Айронтон (США).

В печи Фродингем наблюдалось типичное распределение температур, вызываемое распределением материалов конусом Парри: на некотором расстоянии от стен шахты получается гребень руды, на вершине которого исключительно сосредоточивается мелочь, а у подножия гребня — более крупные куски. Газы в большем количестве проходят через крупные куски, отчего температура у стен шахты и у оси делается выше, чем между ними в области соответственной вершины гребня. Разность температур по радиусу на нижних горизонтах постепенно сглаживается, и в распаре на большой поверхности наблюдается одна и та же температура, что яснее усматривается из фиг. 35.

Таблица 45

Расстояние от стен, м	Температу- ра, °C	С о с т а в г а з о в , %				
		CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	N ₂
I горизонт, 13,0 м от осей фурм; 5,4 м от горизонта засыпи						
3,0	765	2,7	36,8	0,3	1,9	58,3
2,7	685	3,8	34,9	0,3	2,2	58,8
2,4	685	4,9	34,3	0,3	1,8	58,7
2,1	615	7,8	32,1	0,3	2,0	57,8
1,8	585	8,9	30,7	0,3	2,0	58,1
1,5	530	10,8	28,8	0,3	2,2	57,9
1,2	515	11,3	28,3	0,3	2,4	57,7
0,9	530	9,1	30,9	0,3	2,0	57,7
0,6	595	4,7	33,5	0,3	2,0	59,5
0,3	705	2,7	35,1	0,3	2,3	59,6
0,0	715	1,2	—	0,3	1,7	—

II горизонт, 10,28 м от осей фурм; 8,12 м от горизонта засыпи

3,45	915	0,3	39,9	0,15	0,9	58,55
3,3	875	0,7	39,5	0,3	1,0	58,5
3,0	850	0,5	39,4	0,35	0,9	58,85
2,7	825	1,5	38,8	0,3	1,0	58,4
2,4	735	2,5	37,7	0,35	1,0	58,45
2,1	670	5,1	35,6	0,3	0,9	58,1
1,8	600	5,8	35,0	0,35	1,0	57,85
1,5	610	6,9	33,4	0,4	1,1	58,2
1,2	675	5,1	35,1	0,4	1,0	58,4
0,9	715	4,8	35,2	0,3	0,9	58,8
0,6	850	1,8	38,6	0,3	1,2	58,1
0,6	790	1,4	38,3	0,3	1,2	58,8
0,3	810	1,4	38,2	0,3	1,2	58,9

IV горизонт, 5 м от осей фурм; 13,4 м от горизонта засыпи

3,6	1060	0,0	40,2	0,2	0,65	58,95
3,3	—	0,1	39,8	0,2	0,7	59,2
3,0	1030	0,0	38,4	0,2	0,8	60,6
2,7	1140	0,0	38,4	0,2	0,7	60,7
2,1	—	0,1	37,4	0,2	0,8	61,5
2,1	1025	0,1	38,1	0,2	1,0	60,6
1,8	955	0,6	36,8	0,2	0,9	61,5
1,5	1010	0,8	38,1	0,2	0,9	60,0
1,2	1060	0,2	38,5	0,2	0,9	60,1
0,9	1060	1,4	38,5	0,2	0,8	59,1
0,6	1050	1,0	38,2	0,2	0,9	59,7

В печи Айронтон, работавшей на сортированной руде с раздельной завалкой разных по крупности кусков (трех сортов) руды отдельно, распределение температур по радиусу шахты весьма равномерно, как видно из табл. 46, составленной по данным Кини [14].

Таблица 46

Расстояние от стен мм	I горизонт °C	II горизонт °C	Расстояние от стен мм	I горизонт °C	II горизонт °C
0	94	694	1219	530	850
152	280	786	1372	530	847
305	305	807	1524	523	850
457	474	847	1676	514	847
635/610	514	840	1829	475	850
762	527	847	1981	475	850
914	528	847	2134	457	838
1067	530	847	2261	564	814

Примечание. I горизонт на расстоянии 914 мм от уровня засыпи,
II „ „ „ „ 6579 „ „ „ „

Минимум температуры на верхнем горизонте (914 мм от нормального уровня засыпи) наблюдается у самых стен шахты; начиная с 400 мм от них, температура газов повышается, но очень медленно, равномерно распределяясь на значительной части сечения шахты. Это выгодно отражается и на составе газов, как увидим далее.

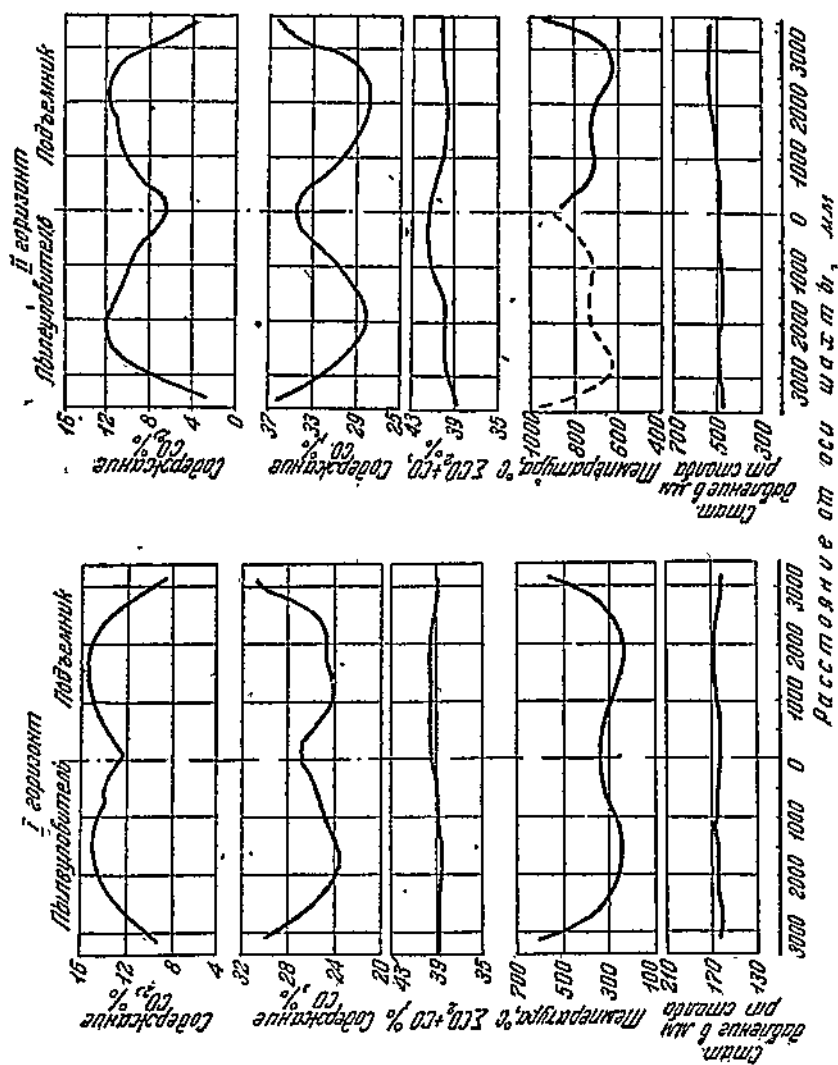
На втором горизонте (6579 мм от нормального уровня засыпи) равномерность распределения температур, а следовательно и газов, выражена еще яснее.

3. Результаты измерений температур печей СССР приводим для наглядности в графической форме. Кривые фиг. 88 дают представление о распределении температур в связи с изменением состава газов на двух верхних горизонтах печи № 4 Кузнецкого завода [15].

Очертания кривых — типичные для печей, снабженных конусом Парри и распределителем Мак-Ки. В данном случае последний работал вполне исправно, отчего кривые температур, как и состав газов, получились симметричными, что далеко не всегда наблюдается.

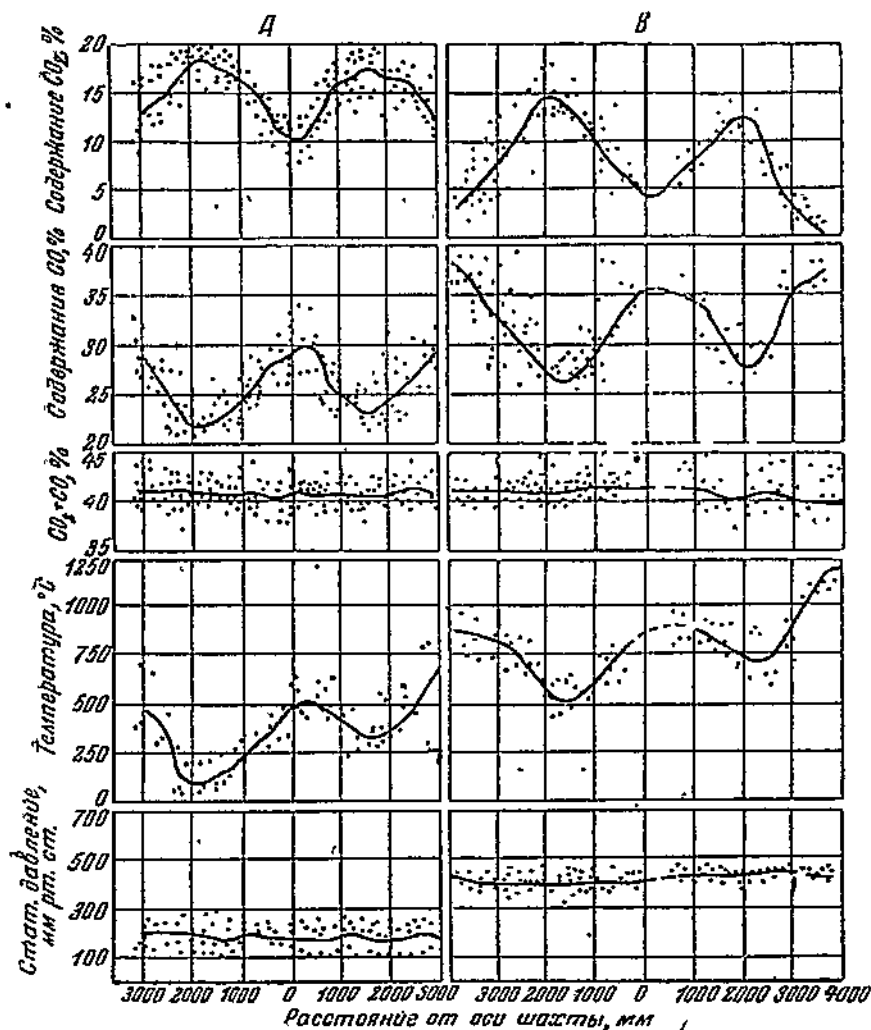
Фиг. 89 и 90 представляют распределение температур, давления и состав газов в шахте и распаре печи № 1 Магнитогорского завода (по исследованию 1935 г.), где распределитель Мак-Ки работал неправильно, подавая к северной стороне больше руды, чем к противоположной [10]. Это обстоятельство нашло себе ясное отражение на кривых, представляющих изменение как температур, так и состава газов на разных расстояниях от стен шахты. В общем, характер кривых тот же, что и для кузнецкой печи, но симметричность отсутствует уже на верхнем горизонте, а на среднем она нарушается еще более резко. В распаре (верхняя треть) температура у стен шахты немного не доходит до 1200° с северной стороны, а с противоположной почти достигает 1300°; у оси печи

температура еще выше (1350°). Это обстоятельство крайне затрудняло взятие проб и самое измерение температур с обеих сторон, так как в то время как с одной из них только начиналось плавление шлака, с другой — из отверстия вытекал жидкий шлак и чу-



Фиг. 88. Распределение температур и давлений и изменение состава газов на двух горизонтах доменной печи № 4 Кузнецкого завода

гун. С этой стороны создавался резко периферийный ход, при котором наиболее мощный поток газов (или, точнее говоря, количество газов на кв. единицу сечения проходов) шел у самых стен шахты с одной стороны горизонтального сечения распара. У колошника разница несколько сглаживалась, но все же она ясно от-

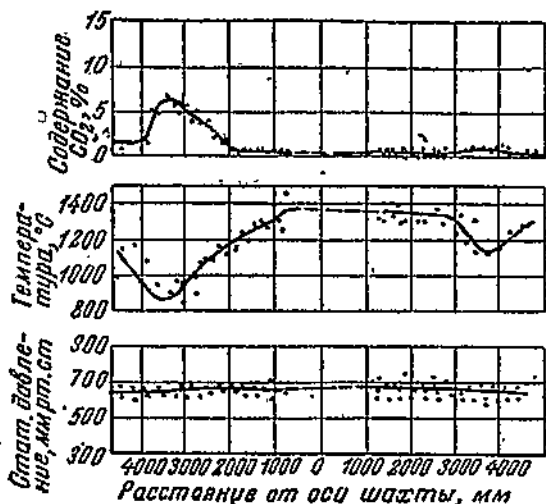


Фиг. 89. Распределение температур и давлений и изменение состава газов на верхнем (А) и среднем (В) горизонтах шахты доменной печи № 1 Магнитогорского завода

мечается на кривой температуры: с левой стороны фиг. 89, А, у стен колошника газ нагрет до 470° , а с правой — до 720° , в то время как у оси лишь до 500° . При этом левая половина фиг. 89, А дает почти нормальное очертание кривых — как температуры, так и состава газов [ср. с кузнечной печью (фиг. 88) и печью Фродингем (фиг. 35)].

Иного характера кривые [16] дает графическое изображение изменений температур и содержания углекислоты печи

№ 3 Запорожстали (по исследованию 1938 г.). Как видно из фиг. 91, в этой печи наблюдался резко периферийный ход, характеризующийся наивысшей температурой газов у стен шахты и самой низкой у оси печи. Но периферийный ход в данном случае совмещался с низким расходом кокса (0,84 за долгий промежуток времени), благодаря тому, что на значительной части поперечных сечений шахты газы распределялись равномерно, восстановительный процесс при низких температурах был сильно развит, отчего средний состав колошниковых газов был хорош (содержание в них углекислоты было более высокое, чем в магнитогорских и кузнечных печах, как будет показано далее).



Фиг. 90. Статическое давление и температура в распаре доменной печи № 1 Магнитогорского завода

Температура колошниковых газов. Температура, с которой покидают печь колошниковые газы, или, как говорят, температура колошника, находится в зависимости от расхода горючего, интенсивности плавки и качества сырых материалов, — главным образом, содержания влаги и конституционной воды в них, и, в меньшей степени, от богатства шихты или отношения веса ее к весу горючего.

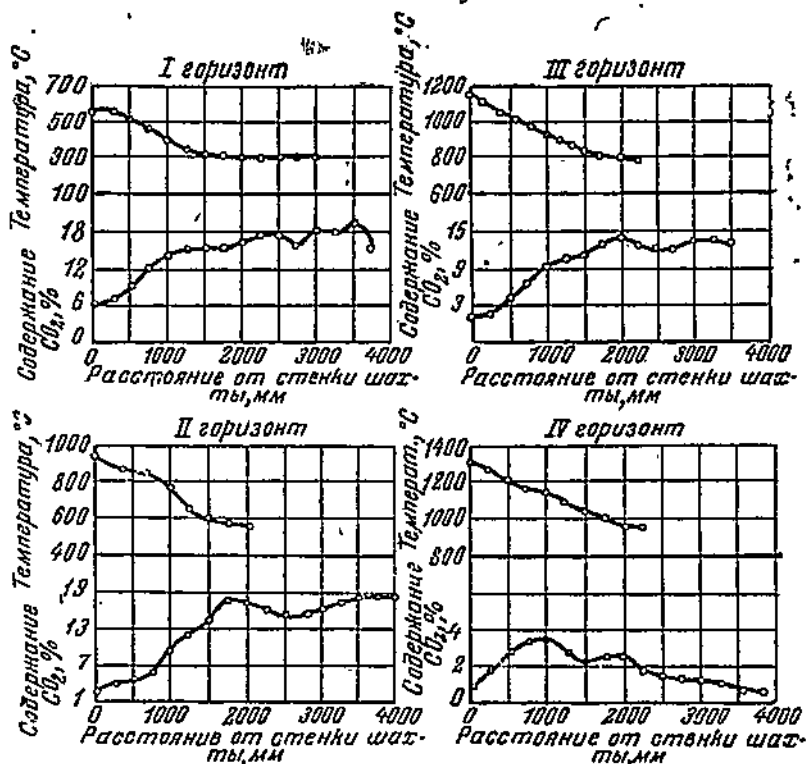
Влияние расхода горючего уже было выяснено раньше, что же касается степени интенсивности хода, то о ней можно сказать, что усиление ее, при прежней потере тепла в атмосферу через стенки печи, увеличивает количество выделяемого в печи тепла и образующихся в ней в единицу времени газов, что увеличивает в свою очередь скорость движения газов, сокращает время пребывания их в печи и тем вызывает разогревание колошника.

Относительно влияния качества плавильных материалов на температуру колошниковых газов можно привести следующие данные из практики.

Наиболее высокая температура колошника наблюдается у печей, работающих на обожженных рудах, но в современных больших печах, работающих на коксе и не на специальные чу-

гуны, она не превосходит 320° (Кливленд), а при работе на древесном угле, содержащем не только много летучих веществ, но и больше воды, чем кокс, она бывает несколько ниже, спускаясь до $250\text{--}200^{\circ}$ (Урал), а при тяжелой сыпи и, следовательно, очень малом расходе древесного угля (как в Швеции) — до 150° .

Красные железняки, хотя и не обжигаемые, но содержащие немного влаги, позволяют понизить температуру колош-



Фиг. 91. Распределение температур и изменение состава газов на четырех горизонтах доменной печи № 3 Запорожстали

ника при работе на коксе до 200° при малом расходе горючего, на наших южных печах температура колошника обычно выше, и для понижения ее (как и для сокращения выноса рудной пыли) криворожская руда смачивается при загрузке. Красные железняки Верхнего озера («новых» округов), содержащие 10—14% воды, дают на колошниках высоких американских печей $150\text{--}170^{\circ}$ при расходе горючего 0,85—0,9.

Такая же температура колошника наблюдается и в доменных печах внутренней Англии, переплавляющих сырые бурые железняки, бедные, но имеющие основную пустую породу и по-

тому обходящиеся без обычного флюса — известняка [17]. Несколько выше ($200\text{--}225^\circ$) температура колошниковых газов тех английских печей, которые работают на испанских бурых железняках, — более богатых и служащих для выплавки гематита (с 2% кремния в среднем).

Наиболее низкой температурой отработавших газов отличаются печи, выплавляющие томасовский чугун из одной минет — бедной руды, содержащей до 25% воды (влаги и гидратной вместе). Поглощение тепла на испарение такого количества воды доводит температуру газов до $125\text{--}100^\circ$ (иногда даже 65°). Прибавка к руде минет шлаков и богатой шведской руды (на рейнских и вестфальских заводах) повышает температуру колошника при работе на томасовский чугун до $125\text{--}150^\circ$.

Указанные выше числа дают лишь общее понятие о том, в каких пределах вообще может изменяться нормальная температура колошниковых газов (т. е. не принимая во внимание исключительно высокой, устанавливающейся при выплавке ферромангана и ферросилиция — до 500° и даже выше). Но в каждом частном случае, при определенных местных условиях, температура отходящих газов, не нарушая правильного хода печи, может изменяться лишь в узких пределах, которые могут быть установлены путем систематических наблюдений, вернее всего — с помощью самопишущих пирометров.

Если это сделано, то указания пирометров дают средство контролировать работу печи, так как всякое отклонение от средней температуры указывает на изменение в ходе печи и, в частности, разогревание колошника предупреждает о грядущем расстройстве хода вследствие неравномерного распределения газов и сосредоточения потока их по каналам наибольшего сечения.

Для сохранения возможного постоянства температуры колошника требуется соблюдение кратких перерывов в завалке колош. Даже такой незначительный, казалось бы, промежуток времени, какой отводится завальщиками для принятия пищи, вызывает вредное разогревание колошника, как показывают нижеследующие данные средних показаний пирометра, относящихся к работе одной германской печи [18] на разные сорта чугуна:

Средняя температура колошника, $^\circ\text{C}$	125	175	225	275
Нормальные колебания между двумя завалками, $^\circ\text{C}$	25—50	25—50	25—50	25—50
Температура перед завалкой и после нее, $^\circ\text{C}$	125—350	160—350	200—425	300—475

При непрерывной завалке после обеденного перерыва возвращение к нормальной температуре происходит в течение $2\text{--}2\frac{1}{2}$ часов.

Разогревание колошника от перерывов в завалке колош тем опаснее, чем выше нормальная температура отходящих газов. Л. Белл [19] на одной из своих кливлендских печей произвел для опыта перерыв в завалке на 1 ч. 5 м. и, измеряя температуру газов у колошника каждые 5 мин., получил для 13 интервалов следующие результаты ($^{\circ}\text{C}$):

302—318—354—371—399—427—446—467—502—524—546—552—579—615

Среднее повышение за 5 мин. равнялось 24° . Падение температуры колошника в течение того же промежутка времени (1 ч. 5 м.) при непрерывной засыпке колош привело к температуре 360° , причем среднее понижение температуры равнялось 20° в течение 5 мин., а возвращение к первоначальной температуре потребовало больше времени, чем длительность перерыва; одно только опасное разогревание колошника, в пределах температур 500— 615° , длилось 40 мин.

Л. Белл ничего не говорит о составе газов при умышленном опускании колош в его опыте, между тем, по наблюдениям автора над работой древесноугольных печей, даже за 25-минутный промежуток времени между двумя завалками заметно меняется состав газа: по мере опускания колош повышается температура газов и вместе с тем понижается (на 0,2—0,4%) содержание в них углекислоты и, значит, растет отношение $\text{CO} : \text{CO}_2$ в покидающих колошник газах.

Из этого следует, что обычное на наших заводах запаздывание в подаче колош и работа с неполной печью, в особенности «без меры», вызывают худшее использование как тепловой, так и химической энергии газов, не говоря уже о том, что правильное распределение материалов на колошнике возможно осуществить только при определенном положении горизонта засыпи.

2. ДАВЛЕНИЕ ГАЗОВ

1. В горн доменной печи дутье поступает под влиянием разности давлений дутья у глаза фурмы и газов в горне (эта разность идет на создание скорости истечения дутья через глаз фурмы). Зная эту разность, можно по формулам пневматики определить скорость, а затем и количество дутья. Этим обстоятельством и были вызваны (давно уже) первые определения давления газов в горне небольших древесноугольных и коксовых печей. Полагая, что между противодавлением газов в горне и давлением дутья есть прямая зависимость, выражали первое как часть второго. Так, И. Тиме в свое время дал [20] для расчетов скорости и количества дутья следующие цифры:

а) в древесноугольных печах

h_x (давление в горне) = $0,15 - 0,20 h$ (давление дутья)

б) в коксовых печах

h_x (давление в горне) = $0,20 - 0,50 h$ (давление дутья)

Нужно сказать, что по отношению к древесноугольным печам данные И. Тиме, вероятно, были основаны на неточных наблюдениях, так как даже в очень низких печах, работавших с ничтожным давлением дутья (Климковский завод), автор этой книги наблюдал большее противодавление. Что касается коксовых печей, то указанные И. Тиме отношения возможны, но только в печах незначительной высоты (менее 20 м). Как историческая справка приводится табл. 47:

Таблица 47

Высота столба плавильных ма- териалов, м	Диаметр горна м	Темпера- тура дутья °С	Качество горючего	Давление, см рт. ст.		Отноше- ние $h_x : h$
				в горне h_x	в возду- хопро- воде h	
12,8	1,423	Холодное	{ Древесный уголь' хвойных пород леса	0,79	3,5	0,226
12,1	1,423	374		0,85	2,5	0,340
14,6	3,00	650—700	$\frac{2}{3}$ антрацита + $\frac{1}{3}$ кокса	15,25	47,0	0,326

В пояснение к таблице нужно сказать, что на холодном дутье противодавление (при одинаковом количестве дутья и сечении фурм) должно быть ниже, чем при горячем, но печь, в которой автор определял противодавление, работала временно на двух фурмах, горячее же дутье в другую печь поступало через три фурмы. Противодавление в антрацитовой печи Сулинского завода, работавшей с примесью $\frac{1}{3}$ (по весу) кокса, было сравнительно невелико, хотя давление дутья было больше, чем в коксовых печах того времени (1897 г.), работавших в Донбассе; слабое противодавление объясняется незначительной высотой печи Сулинского завода.

В современных древесноугольных печах Урала, большой высоты и работающих дутьем гораздо более высокого напряжения, чем те старые, к которым относятся данные автора, естественно, и противодавление горна и отношение его к давлению дутья должны быть гораздо значительней только что указанного выше. Например, в Златоустовской печи № 1 противодавление было 9,74 см рт. ст. при давлении 14 см, отношение $h_x : h = 0,7$

Для коксовых печей мы имеем прежде других полученные опытные данные А. М. Брезгунова, относящиеся к печи № 1 Макеевского завода, в которой высота столба плавильных материалов равнялась 21,3 м, горн имел диаметр 3,0 м; дутье нагревалось до 650°; вот эти данные [21]:

$h_x = 20$	25	20,1	24	22	21,8	24
$h = 26$	32	25,5	30,1	27,1	26,3	28,5
$h_x : h = 0,77$	0,78	0,79	0,80	0,81	0,83	0,84

Три последних колонки цифр относятся к неровному ходу с подвешиванием колош.

Более поздние наблюдения Суитсера [22] над американской печью (близкой к макеевской по размерам) подтверждают данные Брезгунова (высота столба плавильных материалов в печи 21,5 м, диаметр горна 3,66 м, температура дутья 370—400°); отношения $h_x:h=0,752-0,804$ при давлении дутья 55—57 см рт. ст.

В последнее время С. Кини указал [14] противодействие для трех исследованных им американских печей, а затем ряд советских исследователей установили его для мощных печей СССР. Табл. 48 дает результаты этих новых определений.

Таблица 48

Наименование печи	Высота столба плавильных материалов, м	Диаметр горна м	Температура дутья, °C	К о к с	Давление, см рт. ст.		Отношение $h_x:h$
					в горне h_x	в воздухо- проводе h	
Айронтон	19,99	4,57	600—650	Шт. Юта . . .	61	75,4	0,81
Голт	19,80	4,42	—	Алабама . . .	76,2	87,1	0,87
Ю. Чикаго № 4 . . .	21,67	5,64	614	Иллинойс . . .	77,7	92,7	0,84
№ 1 Магнитогорско- го завода	27,0	7,62	650	Кузнецкий . . .	88	106,4	0,83
То же (1935 г.) . . .	27,0	7,62	675	„ . . .	98	110	0,89
№ 3 Кузнецкого за- вода	26,8	7,62	525	„ . . .	115	120	0,95
№ 4 Кузнецкого за- вода	26,8	7,62	500	„ . . .	124,5	139	0,89
№ 2 Ново-Липецко- го завода	25,8	7,0	750	Донецкий . . .	80	89	0,90
№ 3 Запорожстали . .	27,4	8,0	725	„ . . .	101	106,5	0,95

Указанные в таблице давление дутья и противодействие газов для кузнечной печи № 4 очень велики; они относятся к ходу печи с подвешиванием колош, но отношение $h_x:h=0,89$ является нормальным. Цифры, близкие к указанным, характеризуют работу горна и других мощных печей. Наибольшее отношение $h_x:h=0,96$ наблюдалось Д. С. Хоруновым при меньшем давлении дутья на печи № 3 Кузнецкого завода таких же размеров, как и печь № 4, но в тяжелых условиях работы — на слишком плотной (порошковой) шихте.

Давление дутья и противодействие газов в самой мощной печи СССР (№ 3 Запорожстали) указано в меньших абсолютных цифрах, чем для кузнечных печей; это объясняется тем, что печь имела широкие фурмы (200 мм диаметром), соответствующие нормальной подаче дутья, но последняя в течение первого года работы

печи (время исследований) была ниже нормальной (всего 2400, м³/мин).

Из сравнения приведенных цифр вытекает, что в современных печах отношение $h_x:h$ значительно выше, чем в старых печах или современных, но работающих по-старому, т. е. дутьем незначительного напряжения. Это объясняется тем, что затрата давления $(h-h_x)$ на преодоление сопротивления в воздухопроводном рукаве при подводе дутья к глазу фурмы и сообщение ему скорости составляет незначительную часть начального давления дутья (h) и при одинаковой скорости дутья разность $h-h_x$ может быть одинаковой в печах различной высоты и мощности, тогда как противодействие газов в горне современных печей или сопротивление, оказываемое ими прохождению газов, во много раз больше того, какое наблюдалось в прежних печах или современных, но работающих еще при старых условиях.

2. Измерения противодействия газов были начаты, как было указано, для определения скорости и затем количества дутья по формулам пневматики [$v=\sqrt{2g(h-h_x)}$], в то время, когда ход печей регулировался давлением дутья. В настоящее же время точно устанавливается количество дутья, подаваемое машиной в печь; оно непрерывно и автоматически указывается счетчиками, но измерение противодействия горновых газов не утратило от этого своего значения, только оно теперь должно не ограничиваться установлением давления у глаза фурмы, а распространяться до оси горна. Изменение давления газов на этом расстоянии дает очень ценные указания на состояние и работу горна.

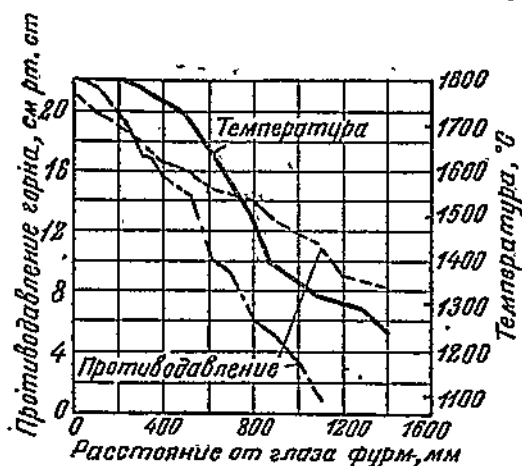
Плавное и незначительное по радиусу горна падение давления указывает на хорошую проницаемость его, хотя бы абсолютное давление было велико.

Примером такого состояния может служить горн печи № 3 Запорожстали (диаметром 8 м), в котором разность давлений у фурмы и у оси горна была очень незначительна (83,1—78,0 = 5,1 см рт. ст.), благодаря работе на прочном коксе (барабанная проба не ниже 330 кг), отсеянном на гризли с прозорами в 40 мм. Падение давления подробно указывают следующие цифры:

Расстояние от фурм, мм . . .	0	200	400	600	800	1000
Давление, мм рт. ст.	831	830	828	822	815	806
Расстояние от фурм, мм . . .	1200	1500	2000	2500	3000	
Давление, мм рт. ст.	804	794	790	780	776	

Плохое состояние горна (трудная проницаемость, загромождение у оси) было констатировано И. З. Козловичем ([136], раздел II) на древесноугольной печи Ашинского завода, когда давление у глаза фурм в 22 см рт. ст. падало на расстоянии 1400 мм до 8 см рт. ст. (горн диаметром 3 м). На приведенной здесь фиг. 92 указана вторая пунктирная линия, более круто падающая, которая

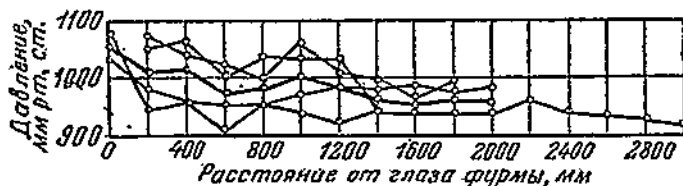
представляет состояние горна вскоре после «осадки» колош, когда печь еще не успела переработать спустившиеся сырые материалы; в это время давление газов на расстоянии 1100 мм упало почти до атмосферного, т. е. осевая часть горна сделалась непроницаемой для газов; противо-
давление в 8 см рт. ст. установилось на расстоянии 750 мм от глаза фурмы.



Фиг. 92. Температура и противо-давление в горне древесноугольной печи Ашинского завода

Фиг. 93 показывает результаты многократных измерений давления газов в горне печи № 1 Магнитогорского завода и среднее (утолщенная линия) значение его. Здесь видно более резкое падение давления от глаза фурмы к оси (около 15% начального), чем в печи Запорожстали. Причиной этого является меньшая крепость кокса из кузнецкого угля.

3. Противо-давление газов, наблюдаемое в горне доменных печей, находится в зависимости от следующих факторов: 1) от высоты столба плавильных материалов, т. е. расстояния между ося-



Фиг. 93. Изменение противо-давления газов в горне доменной печи № 1 Магнитогорского завода

ми фурм и горизонтом засыпи; 2) от плотности горючего и величины кусков или степени измельченности сырых материалов при загрузке их в печь, а также способности их растрескиваться или измельчаться от перетирания при опускании вниз; 3) от температуры дутья, поскольку от нее зависит температура горна; 4) от диаметра горна, определяющего собою количество и напряжение дутья, и, наконец, 5) даже от степени текучести шлаков.

Влияние вязкости шлака автор мог подметить в небольших древесноугольных печах, работавших с очень малым

противодавлением в горне, но со шлаками, делавшимися временами очень густыми от избытка в них суммы кремнезема и глинозема, т. е. временного недостатка извести в шихте. Для коксовых печей на ту же зависимость указал Брассерт [23 и 24], по наблюдениям которого противодавление снизилось в тех американских печах, которые перешли к работе на более кислые шлаки (шлаки коксовых печей становятся густыми от избытка извести).

Переходя к влиянию диаметра горна, нужно сказать, что если в два горна разного сечения подавать одинаковое количество дутья и под одним и тем же давлением, то в более широком горне установится меньшее противодавление, так как суммарное сечение всех проходов для газов в более широком горне будет больше, а скорость газов ниже, но вместе с тем и фокус горения будет лежать ближе к глазу фурмы, и большее количество газов будет подниматься вверх у стен заплечников, в то время как температура в середине горна понизится. Для избежания такой неправильной работы горна давно уже признано за правило: по мере расширения горна увеличивать количество дутья в такой степени, чтобы поддерживать постоянную интенсивность горения, не снижая вместе с тем давления дутья (а при возможности и повышая его) для того, чтобы не уменьшать живой силы (кинетической энергии) струи дутья и «силы проникновения» его в горн.

Эту «силу проникновения» Клементс [25] определяет делением живой силы струи дутья (выраженной в $\text{кг} \cdot \text{м}$) на расстояние от глаза фурмы до оси горна (м). Полученная величина (сила в кг) может служить для сравнения режима дутья в разных печах, но сама по себе не представляет чего-либо реального, так как истечение дутья происходит не в пустой горн и осложняется процессом горения.

Струя газа, выбрасываемая из сопла в атмосферу, сохраняет свою скорость, а следовательно, и поперечное сечение, на расстоянии, равном 6 диаметрам сопла, но при подаче дутья в горн первые же куски горючего, лежащие против глаза фурмы, разбивают струю воздуха, заставляя его пробираться в пустотах между кусками горючего отдельными мелкими струйками, постоянно меняющими направление своего движения. Затем, явление истечения усложняется тем, что количество получающихся в горне газов по объему на 25% (приблизительно) больше количества дутья и, сверх того, объем их сильно возрастает от повышения температуры.

Влияние температуры дутья на противодавление ясно: повышение ее повышает температуру газов — продуктов горения, а следовательно, увеличивает их объем и повышает упругость (при одинаковом суммарном сечении всех проходов для дутья).

Влияние высоты столба плавильных материалов, их относительной плотности и степени измельчения яви-

лось причиной постепенного перехода во всех металлургических районах к работе дутьем высокого напряжения, так как развитие производства чугуна везде сопровождалось увеличением высоты печей и применением порошковатых руд, как более дешевых. Наблюдаемое в настоящее время повсеместно стремление работать на окускованной руде с отсежкой мелочи сырых материалов при подаче их в печь объясняется — помимо достижения этим ровного хода печей — возможностью, благодаря уменьшению противодавления, увеличить производительность печей подачей большего количества дутья под меньшим давлением¹.

4. Получающиеся в горне доменной печи газы проходят всю толщу двигающихся навстречу им плавильных материалов под влиянием разности давлений, устанавливающейся в горне и на колошнике выше уровня засыпи. Эта разность в современных печах очень велика, так как давление отходящих от печи газов нормально не превосходит 7,5 см рт. ст. в самых больших печах при весьма интенсивной работе их (в печи № 3 Запорожстали при подаче 3000 м³/мин давление газов на колошнике доходит до 10 см рт. ст.); в печах малой мощности это давление спускается ниже 1 см рт. ст.

Таким образом на преодоление сопротивления, оказываемого прохождению газов столбом плавильных материалов, затрачивается в больших печах до 1 ата, благодаря потерям напора от бесчисленных поворотов струй газов, омывающих мелкие куски материалов, и трению газов об огромную суммарную поверхность этих кусков.

Как показали наблюдения над современными печами, потеря давления газами распределяется довольно равномерно по всей высоте столба плавильных материалов.

В табл. 49 указаны средние значения для статического

Таблица 49

Горизонты	Колошник	I	II	III	IV	Распар	V	Фурма
Расстояние от горизонта засыпи печи, м	0	0,914	3,048	3,353	6,579	13,437	19,3	21,67
Айронгон	—	3,3	—	—	22,1	—	—	—
Голт	—	2,3	11,9	—	19,1	53,8	76,2	—
Южного завода в Чикаго, печь № 4	10,1	12,0	—	26,2	33,6	57,7	—	91,4

¹ Работа подачи сжатого воздуха пропорциональна давлению его и количеству, поэтому понижение давления позволяет при той же мощности машины подавать большее количество дутья и обратно.

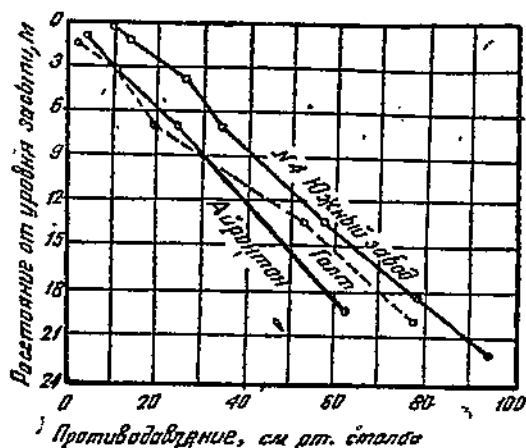
давления газов (в см рт. ст.) на разном расстоянии от горизонта засыпи для трех американских печей, по исследованиям С. Кини [14]. Кривые фиг. 94 дают более наглядное представление об изменении давления по высоте печи.

В таблице обращает на себя внимание чрезмерно высокое давление газа на колошнике доменной печи № 4 Южного завода в Чикаго; вероятно, диаметры газоотводов были слишком малы (на колошнике магнитогорских печей, при суточном расходе кокса в $1\frac{1}{2}$ раза большем, давление газа гораздо ниже).

В поперечных сечениях доменных печей на всех горизонтах давление газов на разных расстояниях от стен шахты не одинаково. Оно может меняться постепенно и равномерно, как

в наиболее хорошо изученной печи № 4 (фирмы Иллинойс, возмрастая от стен шахты к оси печи, что вызывает сосредоточение наибольшего количества газов и высоких температур у оси печи, где поэтому содержание углекислоты доходит до минимума; но и обратно — давление может равномерно повышаться от оси печи к стенам шахты, вызывая так называемый «периферийный ход», при котором высокая температура и наименьшее содержание углекислоты сосредоточиваются у стен шахты, как, например, в саарской печи завода Рехлинга (фиг. 36). По американским данным, чаще всего давление газов достигает минимума в кольцевом пространстве недалеко от стен шахты, где при наиболее распространенном способе завалки материалов сосредоточивается наибольшая масса руды; в этом случае у стен шахты и у оси печи давление газов достигает максимума.

Такое именно распределение давления наблюдал Кини в печи Айронтон при работе на сортированной руде для двух горизонтов (I — на расстоянии 914 мм от уровня засыпки и II — на 6579 мм от него). Приводим полученные Кини результаты (см рт. ст.):



Фиг. 94. Изменение противодавления по высоте американских доменных печей: № 4 Южного завода в Чикаго, алабамской печи в Голте и печи Айронтон в Прово

Расстояние от стен, мм	0	305	610	914	1219	1524	1829	2134	2438
Горизонт I	3,1	2,7	2,8	4,1	4,3	4,6	4,7	6,8	Не опред.
II	22,1	18,2	19,4	21,2	23,9	25,3	28,9	33,8	35,2

Как видно из этих цифр, в этой печи нет резких скачков в изменении давления, что указывает на правильное распределение газов, вызывающее, как увидим дальше, наименьшую разницу в составе газов в верхней части шахты.

В печи № 4 фирмы Иллинойс измерение давления газов было произведено на четырех горизонтах; результаты для трех горизонтов показаны в табл. 50.

Таблица 50

Горизонт I										
Расстояние от стен, мм	0	610	838	1448	1753	2007	2210	2464	—	—
Давление газов, см рт. ст.	10,9	10,9	9,5	13,8	18,0	20,3	20,6	21,0	—	—
Горизонт II										
Расстояние от стен, мм	127	432	737	1041	1346	1651	1936	2261	2591	—
Давление газов, см рт. ст.	21,8	23,5	24,0	26,5	30,5	30,9	31,0	32,0	32,5	—
Горизонт III										
Расстояние от стен, мм	0	457	762	914	1219	1829	2134	2438	2743	—
Давление газов, см рт. ст.	31,8	32,5	32,8	31,6	34,2	35,3	38,9	38,9	39,6	—

Расстояние разных горизонтов от уровня засыпи было таково: I — 914 мм, II — 3353 мм, III — 6579 мм и IV — 13437 мм.

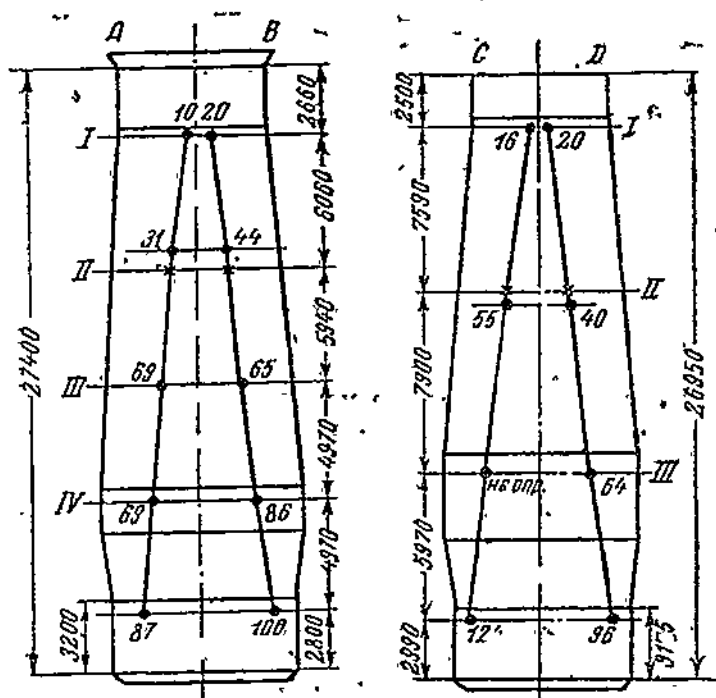
Последний (IV) горизонт был расположен вблизи верхней плоскости цилиндрического распара; здесь давление газов было чрезмерно велико (давление в воздухопроводе многих европейских печей ниже того, какое наблюдалось в распаре печи № 4), но разность давлений у стен шахты и у оси печи была здесь меньше, чем на верхних горизонтах, в особенности — I, где влияние распределения материалов при засыпке сказывается резко всего.

Определения давлений на разных горизонтах в печах СССР не совсем согласуются с данными Кини: разница давлений в разных местах одного и того же горизонта некоторых печей невелика и колеблется в ту и другую сторону от средней величины без видимой закономерности. Это усматривается из кривых фиг. 88, 89 и 90, на которых указано давление газов в печах Кузнецкого и Магнитогорского заводов. Что касается завода Запорожстали, то в печи № 3 давление газов на разных горизонтах меняется заметно в разных местах поперечного сечения и притом закономерно, а именно: повышение давления идет в том же направлении, как понижение температуры и рост содержания углекислоты в газах. Как велико это изменение давления (в мм рт. ст.), видно из сопоставления цифр табл. 51.

Разность между максимумом и минимумом давления и в этой печи гораздо меньше, чем указываемая Кини для американских печей. Изменение средних для данного сечения значений давления (в см рт. ст.) на разных горизонтах для доменных печей:

Таблица 51

Горизонты	Расстояние от оси печи, мм							Среднее
	0	500	1000	1500	2000	2500	3000	
I	144	146	146	155	170	175	165	158
II	350	357	369	367	351	391	397	373
III	525	523	520	533	544	557	575	545
IV	652	678	680	716	742	765	761	718



Фиг. 95. Изменение противодавления (см рт. ст.) по высоте печей № 3 Азовстали (А), № 3 Запорожстали (В), № 1 Магнитогорского (С) и № 4 Кузнецкого (D) заводов

№ 3 Азовстали, № 3 Запорожстали, № 1 Магнитогорского завода и № 4 Кузнецкого завода представлено графически на фиг. 95 (слева направо).

3. ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ГАЗОВ

Изменение химического состава газов на пути к колошнику.

1. Раньше было уже указано, что продуктом горения углерода является газ, содержащий 35% по объему CO , 0,8% H_2 и 64,2% N_2

(если воздух содержит 1% по объему водяных паров или около 8 г их на 1 м³ дутья), и что в горне доменной печи нет места, где бы мог быть обнаружен газ такого состава: еще раньше, чем исчезнут остатки CO₂, в газе уже оказывается содержание CO, превышающее 35% (см. диаграммы фиг. 71—77). Это значит, что процесс восстановления на счет твердого углерода идет уже здесь точно так же, как и в пространстве между окислительными областями отдельных фурм и между глазом каждой фурмы и стенами горна. Здесь, в области наивысшей температуры, происходит восстановление кремния из золы кокса, железа и марганца — из пришедших сюда их силикатов и из шлака, уже покоящегося на слое чугуна.

На очень длинном пути, от горизонта фурм до тех мест шахты, где господствует температура 950° (не ниже), поднимающиеся кверху газы совершают свою восстановительную работу так, что углерод горючего окисляется кислородом руды и газ обогащается окисью углерода, отчего содержание N₂ в нем падает. Расчеты показывают, что при обычном составе чугуна, в зависимости от расхода горючего, содержание CO с 35% подымается до 38—40% (максимум — 41%, минимум — 37%); низкий расход горючего дает мало газа, но с большим содержанием CO в нем, и обратно. Конечно, абсолютное количество CO возрастает от увеличения в чугуне элементов, восстанавливающихся на счет твердого углерода (Si, Mn и P), но при получении кремнистого и марганцовистого чугуна расход горючего не может быть мал, и поэтому процент содержания CO не доходит в этом случае до максимума в области высоких температур.

Опускающиеся плавильные материалы охлаждают поднимающиеся газы, и, наконец, последние приобретают температуру ниже 950°. Там, где это случится, уголекислота, как продукт восстановления, перестает окислять углерод топлива и будет переходить в газ, заменяя окись углерода объем за объем, отчего процент содержания азота не меняется; однако оно вскоре начнет понижаться ввиду увеличения количества CO₂ от разложения флюса, затянущегося вследствие плохой теплопроводности известняка.

Разложение уголекислых солей флюса увеличивает в газе сумму (CO₂ + CO), понижая процент содержания азота, и тем значительно, чем больше флюса идет в шихту, с одной стороны, и чем удобовосстановимее руда, — с другой. Максимум эта сумма и, в частности, CO₂ в ней достигает при работе печи с бурым или удобовосстановимым красным железняком, как рудами, содержащими железо в состоянии высшей степени окисления; магнитный железняк и шлаки, в которых имеются и Fe₃O₄ и FeO (последняя — в соединении с кремнеземом), дают меньше кислорода на одно и то же количество восстанавливающегося железа, что понижает содержание CO₂ в газах.

Наконец, при работе на древесном угле к продуктам горения и восстановления присоединяется большое количество продуктов

сухой перегонки — до 400 м^3 на 1 т древесного угля, что самым существенным образом меняет состав уходящих через колошник газов, резко понижая в них содержание азота (до 50, иногда даже до 48%), вследствие увеличения CH_4 и главным образом H_2 (содержание последнего может доходить до 10%, обычно же оно колеблется около 7—8%). Понижается несколько и сумма ($\text{CO}_2 + \text{CO}$), но отношение в ней $\text{CO}_2 : \text{CO}$ изменяется незначительно и притом в зависимости от качества угля различно: уголь, пережженный в печах при низкой температуре, дает летучие продукты с более высоким содержанием CO_2 , чем хороший кучной уголь; последний дает мало газов вообще, и в составе их мало CO_2 , что понижает отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в конечном составе газов, тогда как печной уголь или не меняет его, или слегка повышает, смотря по температуре, при которой он получен.

Содержание летучих веществ в хорошем коксе настолько незначительно, что выделение их почти не отзывается на процентном составе колошниковых газов.

2. Как в цифровом выражении изменяется состав газов при их движении к колошнику, указывалось уже при изложении хода восстановительного процесса. Фиг. 35, 36, 88—91 дают наглядное представление об этом, но все же, в дополнение к приведенным раньше цифровым данным о температуре и давлении газов на разных горизонтах доменных печей, приведем здесь дополнительный цифровой материал (в табл. 52—55), касающийся печей заводов Магнитогорского (№ 1), Рехлинга, Запорожстали (№ 3) и Айронтон.

Неравномерное распределение материалов на колошнике печи № 1 Магнитогорского завода и неодинаковые температура и давление газов на разных расстояниях от стен шахты вызвали и неоднородный состав газов на одних и тех же горизонтах в шахте.

На верхнем горизонте способ распределения материалов сказывается всего сильнее. Конус Парри дает кольцо материалов, которое на некотором расстоянии от оси шахты имеет наибольшую толщину и потому плохо проницаемо для газов (когда руда сильно порошковата), в то время как у оси печи на колошнике очень мало руды или ее совсем нет, что и вызывает закономерное изменение в составе газа — понижение содержания CO_2 от максимума и к стенам шахты и к оси печи.

Все пробы газа для анализа брались у магнитогорской печи на разных расстояниях от оси печи почти одновременно, — в течение 10—15 мин., но периоды исследования (1, 2, 3 и 4) отделялись друг от друга промежутком времени в несколько дней.

Высокое содержание CO_2 на верхнем горизонте наблюдается на значительной части всего сечения шахты — в кольце не менее 2 м шириной (при радиусе шахты 3,05 м). Снижение содержания углекислоты к стенкам шахты и к оси печи наблюдается на всех исследованных горизонтах и на втором горизонте сказывается очень резко; но у оси печи сечение, через которое проходят газы,

Магнитогорская печь № 1

Расстояние от стен шахты мм	1		2		3		4	
	CO ₂	CO	CO ₂	CO	CO ₂	CO	CO ₂	CO

1) верхний горизонт (21 363 мм от осей фурм)]

0	13,2	27,6	11,6	30,0	8,6	32,4	5,2	37,0
500	16,4	26,5	15,3	27,3	11,0	29,5	8,0	33,4
1000	19,2	22,4	17,0	25,6	16,3	24,6	15,7	26,5
1500	19,4	22,0	18,2	22,6	16,1	23,5	16,0	23,4
2000	18,0	22,3	17,5	22,5	17,6	20,6	15,6	24,0
2500	17,6	22,0	16,0	23,7	16,5	21,9	14,7	25,1
3000	9,4	30,4	10,5	29,5	12,1	26,7	11,4	26,9

2) второй горизонт (13 573 мм от осей фурм)

0	0,0	40,0	0,0	39,2	—	—	—	—
500	0,0	40,0	—	—	0,0	37,4	1,4	38,0
1000	2,8	36,8	0,9	38,7	3,0	35,4	1,2	38,9
1500	9,7	28,4	16,0	22,1	7,9	32,0	9,0	29,0
2000	12,3	26,8	18,7	20,5	12,0	28,6	9,6	29,5
2500	15,0	23,5	17,8	21,7	14,1	27,0	13,6	26,4
3000	13,7	25,2	14,1	25,8	12,0	29,0	6,2	31,5
3500	7,1	33,8	3,4	36,3	1,8	38,0	1,6	38,2
3700	—	—	3,6	35,4	1,6	39,2	1,0	38,8

бедные углекислотой или совсем ее не содержащие, незначительно (диаметром не более 1 м) по сравнению со всем сечением шахты. Характерно, что на этом же втором горизонте можно отметить кольцо не менее 1 м шириной, в котором содержание CO₂ выше среднего содержания ее в отходящем через колошник газе. Это дает понятие о том, как высоко могло бы быть содержание углекислоты в колошниковых газах, если бы распределение руды при завалке было более совершенным.

При работе бригады ЦИМ и ЛИИ на Магнитогорском заводе исследования состава газов велись и на нижнем горизонте (в распаре), на котором идет процесс шлакообразования.

Здесь температура настолько высока, что по поверхности круга диаметром 2,5 м углекислоты не найдено, у стен шахты количество ее изменялось от 0,5 до 1,8%, но все же по вертикали, соответствующей наибольшему содержанию CO₂ на верхних горизонтах, т. е. там, где слой руды наибольшей высоты, отдельные пробы газа обнаруживали до 7% CO₂ (чаще от 4 до 5%, иногда лишь 2%).

Иной состав газов и другая закономерность в изменении его на разных горизонтах и на разном расстоянии от стен шахты наблюдались в печи завода Рехлинга, для которой уже были даны

кривые равного содержания углекислоты (фиг. 36) и указаны своеобразные условия работы.

Таблица 53

Печь завода Рехлинг

Расстояние от стен в частях радиуса	I горизонт—13,9 м от осей фурм		II горизонт—10,5 м, от осей фурм		III горизонт—5,9 м от осей фурм	
	CO ₂	CO	CO ₂	CO	CO ₂	CO
0,04	10,0	25,5	3,5	32,0	0,2	34,8
0,14	11,0	25,6	4,9	30,5	0,5	34,6
0,24	11,4	25,6	5,1	30,6	1,8	33,4
0,36	11,0	25,8	5,8	30,7	3,8	32,3
0,57	12,0	25,0	7,0	28,9	5,9	31,7

Сумма (CO₂ + CO) в газах этой печи на всех горизонтах значительно меньше обычной (см. табл. 53), и объясняется это тем, что печь работает без флюса, а самоплавкая руда минет обжигом превращается в агломерат, теряя свою углекислоту. Как уже

Таблица 54

Печь № 3 Запорожстали

Расстояние от стен шахты мм	1		2		3	
	CO ₂ %	CO %	CO ₂ %	CO %	CO ₂ %	CO %
У стен	8,0	33,6	8,9	31,9	9,8	31,7
350	9,5	31,5	11,0	29,0	13,6	28,4
700	10,0	30,7	11,5	29,5	14,3	26,7
1050	16,0	25,0	15,5	26,5	14,6	26,4
1400	16,7	23,7	16,6	24,8	16,8	24,6
1750	17,5	23,3	18,0	25,0	17,6	23,7
2100	18,6	22,4	18,0	24,0	18,6	25,0
2450	17,6	23,7	17,7	25,9	18,3	26,7
2800	16,7	26,9	18,4	25,6	18,1	27,7

говорилось, в печи Рехлинга устанавливается «периферийный ход», который характеризуется постепенным увеличением содержания CO₂ в газе по направлению к оси печи. Данные исследования констатируют это только до расстояния 0,57 радиуса. Но что содержание CO₂ у оси печи на колошнике значительно превосходило 12%, видно из того, что отходящие газы имели 12,0—12,5% CO₂ в среднем, несмотря на то, что у стен шахты газы имели меньше 12% CO₂.

Таблица 55

Печь Айронтон

Расстояние от стен шахты мм	Горизонт I—914 мм от уровня засыпи				Горизонт II—6579 мм от уровня засыпи			
	CO ₂	CO	H ₂	N ₂	CO ₂	CO	H ₂	N ₂
0	16,8	24,5	0,9	57,8	11,1	30,1	0,5	58,3
152	17,1	23,4	0,8	57,7	11,2	30,2	0,6	58,0
305	15,3	24,6	0,7	59,4	14,1	28,2	0,9	56,8
457	16,1	24,6	0,8	58,5	15,1	25,2	0,6	59,1
610	15,3	24,4	0,8	59,5	15,1	25,5	0,7	58,7
762	16,6	24,0	0,8	58,6	14,1	26,7	0,6	58,6
914	15,8	24,1	0,7	59,4	13,9	27,8	0,7	57,6
1067	16,0	24,0	0,9	59,1	13,6	27,2	0,6	58,6
1219	15,9	24,6	0,9	58,6	13,1	28,4	0,7	57,8
1372	16,1	24,7	0,9	58,3	12,6	28,3	0,5	58,6
1524	16,2	24,8	1,1	57,9	12,9	28,8	0,5	57,8
1676	16,1	23,9	1,5	58,5	11,7	29,2	0,5	58,6
1829	16,6	23,9	1,4	58,1	11,5	29,1	0,4	59,0
1981	15,7	23,7	1,5	59,1	11,8	29,0	0,9	58,3
2134	15,9	23,9	1,6	58,6	12,6	28,5	0,5	58,4
2438	14,6	24,9	0,9	59,6	11,6	29,1	0,7	58,6
• 2591	14,9	25,0	0,8	59,3	13,1	28,9	0,6	57,4

Периферийным ходом отличается и печь № 3 Запорожстали, состав газов которой резко отличается от состава газов печи Рехлинг, как видно из табл. 54 и из диаграмм фиг. 91.

Заслуживает особого внимания состав газов на разных расстояниях от стен шахты, наблюдавшийся Кини в печи Айронтон, с ее равномерным распределением температур и давления газов на двух горизонтах. Табл. 55 подтверждает большее постоянство состава газов двух исследованных горизонтов на разных расстояниях от стен шахты.

Определение состава колошниковых газов расчетом. Как видно из данного раньше изложения хода отдельных процессов, влияющих на изменение состава поднимающихся к колошнику газов, пять факторов устанавливают конечный состав их, а именно:

- 1) относительный расход углерода топлива;
- 2) состав горючего и, в частности, состав выделяемых им летучих веществ;
- 3) количество углекислых солей в шихте, почти всегда вносимых флюсом;
- 4) степень окисления железа и марганца в составных частях шихты, содержащих эти элементы;
- 5) относительное развитие прямого восстановления, т. е. восстановления углеродом при высокой температуре.

Этот последний фактор можно точно установить, лишь зная состав колошникового газа, если же этот состав определяется расчетом, то можно, задаваясь им и зная остальные четыре фактора, определить состав газа, например по методу автора, излагаемому далее на трех характерных для практики примерах.

Пример 1. Определение состава колошниковых газов южных печей С.С.С.Р., выплавляющих на коксе мартеновский чугун.

1. Относительный расход кокса: 1,0.

2. Состав кокса (%):

C	H ₂	O ₂	N ₂	Золы и влаги
82,6	0,601	0,699	0,5	15,6

Процентный состав (весовой) газов, выделяемых коксом (по Ч. Беллу):

CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	N ₂
35	37	4	6	18

Количество этих газов составляет $1\frac{1}{2}\%$ веса кокса или 15 кг на 1 т кокса.

3. Относительный расход $\text{CaCO}_3 = 0,357$.

4. Степень окисления руды: Fe_2O_3 исключительно.

5. Относительное развитие прямого и непрямого восстановления: $\frac{1}{2}$ всего железа восстанавливается твердым углеродом из закиси железа.

Расчет ведется на 1000 кг чугуна, причем последовательно определяются:

А. Количество элементов, уносимое летучими веществами из кокса.

В 100 вес. ч. летучих кокса заключается:

$$\begin{array}{rcl}
 \frac{3}{11} \cdot 35 + \frac{3}{7} \cdot 37 + \frac{3}{4} \cdot 4 & = & 28,4 \text{ кг C} \\
 \frac{3}{11} \cdot 35 + \frac{4}{7} \cdot 37 & = & 46,6 \text{ „ O}_2 \\
 6 + 4 : 4 & = & 7,0 \text{ „ H}_2 \\
 & & 18,0 \text{ „ N}_2 \\
 \hline
 & & 100,0 \text{ кг всех газов}
 \end{array}$$

На 1000 кг кокса в летучих удаляется:

$$\begin{array}{rcl}
 15 \cdot 0,284 & = & 4,26 \text{ кг C} \\
 15 \cdot 0,466 & = & 6,99 \text{ „ O}_2 \\
 15 \cdot 0,07 & = & 1,05 \text{ „ H}_2 \\
 15 \cdot 0,18 & = & 2,70 \text{ „ N}_2 \\
 \hline
 & & 15,00 \text{ кг всех газов.}
 \end{array}$$

Б. Количество элементов, вносимое коксом в печь

На 1000 кг чугуна при относительном расходе кокса 1,0:

	C	H ₂	O ₂	N ₂
Кокс вносит с собою в печь	826,00	6,01	6,99	5,00
Удаляется в летучих веществах	4,26	1,05	6,99	2,70
Остается в печи, кг	821,74	4,96	0,00	2,30

В. Количество углерода, сжигаемое в печи

В печь на 1000 кг чугуна:

- 1) Вносится 821,740 кг С.
- 2) Затрачивается 6,000 кг С на образование 8 кг CH₄*.
- 3) Растворяется в чугуне 38,500 кг С.
- 4) Сжигается в печи шихтой и дутьем

$$821,74 - (6 + 38,5) = 777,240 \text{ кг С.}$$

5) Восстановление водорода в верхних горизонтах печи по реакции $2\text{H}_2\text{O} + \text{C} = 2\text{H}_2 + \text{CO}_2$ требует на 2,5 кг H₂ **

$$2,500 \cdot 3 = 7,500 \text{ кг С.}$$

6) Восстановление кремния по уравнению $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$ требует на 10 кг Si

$$10 \cdot 24 : 28,3 = 8,480 \text{ кг С.}$$

7) На восстановление марганца по уравнению: $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$ расходуется на 20 кг Mn

$$20 \cdot 12 : 55 = 4,364 \text{ кг С.}$$

8) Восстановление фосфора из P₂O₅ по уравнению: $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = \text{P}_2 + 5\text{CO}$ требует на 1 кг его

$$1 \cdot 60 : 62 = 0,968 \text{ кг С.}$$

9) Восстановление из FeO половины (по заданию) всего железа твердым углеродом по уравнению $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ требует на 930 : 2 кг Fe

$$465 \cdot 12 : 56 = 99,643 \text{ кг С.}$$

10) Всего твердого углерода расходуется

$$7,5 + 8,48 + 4,364 + 0,968 + 99,643 = 120,955 \text{ кг С.}$$

11) Поэтому до фурм доходит и сжигается кислородом дутья:

$$777,240 - 120,955 = 656,285 \text{ кг С.}$$

(Это составляет $656,285 \cdot 100 : 777,24 = 84,4\%$ всего сжигаемого углерода, что близко к максимуму).

* Взято такое количество, чтобы получить обычное содержание CH₄ в газах — около 0,3%.

** Взято такое количество, чтобы получить обычное содержание H₂ в газах — около 2,5%.

Г. Образование CO_2 восстановлением и разложением

12) По уравнению (предполагая Mn в состоянии MnO_2 , если не указано, что он находится в шихте в виде Mn_3O_4): $\text{MnO}_2 + \text{CO} = \text{MnO} + \text{CO}_2$ на 55 кг Mn образуется 22,4 м³ CO_2 , а всего на $\frac{4}{3} \cdot 20$ кг Mn *

$$\frac{4}{3} \cdot 20 \cdot 22,4 : 55 = 10,860 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

13) По уравнению $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} = 2\text{FeO} + \text{CO}_2$ на 2 · 56 Fe образуется 22,4 м³ CO_2 , а на 930 кг его получается

$$930 \cdot 22,4 : 112 = 186,000 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

14) По уравнению $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ восстановление (по заданию) $\frac{1}{2}$ всего Fe из FeO дает

$$465 \cdot 22,4 : 56 = 186,000 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

15) Всего восстановление окислов металлов дает

$$10,860 + 186,000 + 186,000 = 382,860 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

16) Разложением кокса (выделение летучих веществ) получится

$$15 \cdot 0,35 \cdot 22,4 : 44 = 2,673 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

17) Разложение водяных паров в верхних горизонтах даст по п. 5

$$7,5 \cdot 22,4 : 12 = 14,000 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

18) Разложение флюса дает

$$357 \cdot 22,4 : 100 = 79,968 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

19) Всего разложением получится 96,641 м³ CO_2 .

20) Итого углекислоты получается по пп. 15 и 19:

$$382,860 + 96,641 = 479,501 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

Д. Образование CO

21) По уравнению п. 6 на 28,3 кг Si образуется 2 · 22,4 м³ CO , а на 10 кг его получится

$$10 \cdot 2 \cdot 22,4 : 28,3 = 15,830 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

22) По уравнению п. 7 на 55 кг Mn образуется 22,4 м³ CO , а на 20 кг его получится

$$20 \cdot 22,4 : 55 = 8,145 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

23) По уравнению п. 8 на 62 кг P образуется 5 · 22,4 м³ CO , а на 1 кг его получится

$$1 \cdot 5 \cdot 22,4 : 62 = 1,806 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

24) По уравнению п. 9 на 56 кг Fe образуется 22,4 м³ CO , а на 465 кг (или $\frac{1}{2}$ всего Fe) ,

$$465 \cdot 22,4 : 56 = 186,000 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

* Предполагая выход марганца 75% на 100 руды, т. е. принимая во внимание и восстановление Mn , переходящего в шлак в виде MnO .

25) Сжигается непосредственно дутьем у фурм 656,285 кг С в СО (вывод п. 11), что дает

$$656,285 \cdot 22,4 : 12 = 1225,065 \text{ м}^3 \text{ СО.}$$

26) Всего окислением углерода получается (по пп. 21—25)
 $15,830 + 8,145 + 1,806 + 186,000 + 1225,065 = 1436,846 \text{ м}^3 \text{ СО.}$

27) Разложением кокса дается

$$15 \cdot 0,37 \cdot 22,4 : 28 = 4,440 \text{ м}^3 \text{ СО.}$$

28) Но на образование CO_2 уходит (по выводу п. 15)
 $382,860 \text{ м}^3 \text{ СО,}$ поэтому в газах остается (по пп. 26, 15 и 27)

$$1436,846 - 382,860 + 4,440 = 1058,426 \text{ м}^3 \text{ СО.}$$

Е. Образование метана

29) Превращением 6 кг С в CH_4 (по заданию) получено

$$6 \cdot 22,4 : 12 = 11,2 \text{ м}^3 \text{ CH}_4.$$

30) Летучие вещества кокса дают

$$15 \cdot 0,04 \cdot 22,4 : 16 = 0,84 \text{ м}^3 \text{ CH}_4.$$

31) Всего получается

$$11,2 + 0,84 = 12,040 \text{ м}^3 \text{ CH}_4.$$

Ж. Образование водорода

32) Разложением влаги дутья (определено ниже, в п. 41) получается

$$0,01 \cdot 2877,094 = 28,771 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

33) Разложением водяного пара в верхних горизонтах печи по уравнению п. 5 получается

$$2,5 \cdot 22,4 : 2 = 28,000 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

34) Летучие вещества кокса и избыток водорода в них дадут
 $(15 \cdot 0,06 + 4,96) \cdot 22,4 : 2 = 65,632 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$

35) На образование CH_4 затрачивается (по п. 31)

$$2 \cdot 12,040 = 24,080 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

36) Всего свободного водорода в газах останется

$$28,771 + 28,000 + 65,632 - 24,080 = 98,323 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

З. Количество азота и дутья

37) По п. 25 у фурм образуется всего 1225,065 м³ СО, что требует

$$1225,065 : 2 = 612,533 \text{ м}^3 \text{ O}_2.$$

38) При содержании 1% (по объему) влаги в дутье, оно включает в себе 78,21% N_2 и 21,29% O_2 (см. состав воздуха, стр. 264). Поэтому дутьем вносится азота

$$612,533 \cdot 78,21 : 21,29 = 2250,175 \text{ м}^3 \text{ N}_2.$$

39) Азот летучих веществ составит вместе с избытком азота кокса

$$15 \cdot 0,18 \cdot 22,4 : 28 + 2,3 \cdot 22,4 : 28 = 4,000 \text{ м}^3 \text{ N}_2.$$

40) Всего азота в колошниковых газах

$$2250,175 + 4,000 = 2254,175 \text{ м}^3 \text{ N}_2.$$

41) Водород влаги дутья составит (по отношению 1:78,21 к количеству азота)

$$1 \cdot 2250,175 : 78,21 = 28,771 \text{ м}^3 \text{ H}_2$$

42) Объем влажного дутья равен $(\text{O}_2 + \text{N}_2 + \text{H}_2 : 2) = 612,533 + 2250,175 + 28,771 : 2 = 2877,094 \text{ м}^3$.

И. Количество и состав (в объемных процентах) газов:

	м ³	или	объемн. %
CO ₂ . .	479,501		12,3
CO . . .	1061,141		27,2
CH ₄ . .	12,040		0,3
H ₂ . . .	98,323		2,5
N ₂ . . .	2254,175		57,7

Всего 3905,180 или 100,0

43) Газов приходится на 1 кг кокса (и на 1 кг чугуна в данном случае)

$$3905,180 : 1000 = 3,91 \text{ м}^3$$

44) Дутья на 1 кг кокса

$$2877,094 : 1000 = 2,877 \text{ м}^3$$

45) Отношение объема газов к объему дутья

$$3,91 : 2,877 = 1,36$$

Отношение это близко к нормальному — 1,37.

Последовательность изменения процентного состава и количества колошниковых газов дана в табл. 56.

Таблица 56

	Горение у фурм		Восстановление твердым углеродом		Восстановление окисью углерода	
	м ³	%	м ³	%	м ³	%
CO ₂	—	—	—	—	382,860	10,3
CO	1225,065	34,96	1436,846	38,6	1053,986	28,3
CH ₄	—	—	—	—	—	—
H ₂	28,771	0,82	28,771	0,8	28,771	0,8
N ₂	2250,175	64,22	2250,175	60,6	2250,175	60,6
Всего . .	3504,011	100,00	3715,792	100,0	3715,792	100,0

	Разложение флюса		Разложение воды		Присоед. летучих	
	м ³	%	м ³	%	м ³	%
CO ₂	462,828	11,8	476,828	12,1	479,501	12,3
CO	1053,986	28,1	1053,986	27,7	1061,141	27,2
CH ₄	—	—	11,200	0,3	12,040	0,3
H ₂	28,771	0,8	56,771	1,5	98,323	2,5
N ₂	2250,175	59,3	2250,175	58,4	2254,175	57,7
Всего . .	3795,760	100,0	3848,960	100,0	3905,180	100,0

Состав воздуха, принятый для расчета: 21% O_2 + 79% N_2 , что дает при содержании 1% влаги:

O_2	21,0,99 = 20,79%	или	21,29%
N_2	79,0,99 = 78,21%	, ,	78,21%
H_2O	1,00%	H_2	1,00%
Итого	100,00%		100,50%

Количество влажного дутья можно определить как

$$O_2 + N_2 + H_2 : 2 \text{ или } 0,995 (O_2 + N_2 + H_2).$$

Пример 2. Работа южной печи СССР при выплавке ферромангана следующего состава (%):

C	Si	Mn	P	S	Fe
6,0	0,5	80	0,2	0,01	13,29

1. Относительный расход горючего: 2,45.
2. Состав кокса: углерода (всего) 82,6%; газов H_2 (свободный водород) 0,4% весовых.
3. Относительный расход $CaCO_3 = 0,7$.
4. Относительное восстановление твердым углеродом и газами: все железо получается из металлического скрапа, весь марганец руды восстанавливается до MnO газами, а Mn чугуна — твердым углеродом из MnO .

А и Б. Количество элементов, вносимых в доменную печь 1000 кг кокса

$$C = 826 \text{ кг}, \quad H_2 = 4 \text{ кг.}$$

В. Количество углерода, сжигаемого в печи при относительном расходе горючего 2,45

- 1) Вносится в печь горючим

$$826 \cdot 2,45 = 2023,7 \text{ кг C.}$$

- 2) Идет на образование CH_4^*

$$\frac{12}{16} y = 0,75 y \text{ кг C.}$$

- 3) Уходит в чугун 60 кг C.

- 4) Сжигается в доменной печи шихтой и дутьем

$$1963,7 - 0,75 y \text{ кг C.}$$

* Расчет разложения воды ведется так, чтобы получить в газе 0,2% CH_4 и 3% H_2 ; так как количество газа очень велико и его заранее трудно угадать, то приходится задаваться неизвестными x и y .

5) Количество С, необходимое для восстановления кремния по реакции $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = 2\text{CO} + \text{Si}$,

$$5 \cdot 2 \cdot 12 : 28 = 4,29 \text{ кг С.}$$

6) Для восстановления Мп по реакции $\text{MnO} + \text{C} = \text{CO} + \text{Mn}$ требуется

$$800 \cdot 12 : 55 = 174,55 \text{ кг С.}$$

7) Для восстановления Р по реакции $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 5\text{CO} + \text{P}_2$

$$2 \cdot 60 : 62 = 1,945 \text{ кг С.}$$

Всего на восстановление 180,78 кг С.

8) Для образования x кг H_2 по реакции $2\text{H}_2\text{O} + \text{C} = \text{CO}_2 + 2\text{H}_2^*$,

$$12x : 4 = 3x \text{ кг С.}$$

9) Восстановления Fe не происходит (берется из скрапа).

10) и 11) Сгорают у фурм

$$1963,7 - 0,75y - 180,78 - 3x = 1782,92 - 0,75y - 3x \text{ кг С.}$$

Г. Количество СО, получаемое от прямого восстановления

$$12) \text{ Si} \dots\dots\dots 5 \cdot 2 \cdot 22,4 : 28 = 8,00 \text{ м}^3 \text{ СО}$$

$$13) \text{ Мп} \dots\dots\dots 800 \cdot 22,4 : 55 = 325,84 \text{ » СО}$$

$$14) \text{ Р} \dots\dots\dots 2 \cdot 5 \cdot 22,4 : 62 = 3,62 \text{ » СО}$$

$$\text{Всего} \dots\dots\dots 337,46 \text{ м}^3 \text{ СО}$$

15) Образуется СО у фурм

$$\frac{(1782,92 - 0,75y - 3x) \cdot 22,4}{12} = 3328,18 - 1,4y - 5,6x.$$

16) Всего СО будет

$$337,46 + 3328,18 - 1,4y - 5,6x = 3665,64 - 1,4y - 5,6x.$$

Д. Образование CO_2 разложением и восстановлением

17) По реакции $2\text{H}_2\text{O} + \text{C} = 2\text{H}_2 + \text{CO}_2$ получается

$$22,4 \cdot 3x : 12 = 5,6x \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

18) Из флюса выделяется

$$700 \cdot 22,4 : 100 = 156,8 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

19) По реакции $\text{MnO}_2 + \text{CO} = \text{MnO} + \text{CO}_2$ получается

$$\frac{4/3 \cdot 800 \cdot 22,4}{55} = 434,42 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

* Восстановление железа отсутствует.

20) Всего CO_2

$$591,22 + 5,6x \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

21) Количество CO , не перешедшее в CO_2 ,

$$3665,64 - 434,42 - 5,6x - 1,4y = 3231,22 - 5,6x - 1,4y.$$

Е и Ж. Присоединение CH_4 и H_2

22) Из кокса выделяется

$$4 \cdot 2,45 \cdot 22,4 : 2 = 109,76 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

23) От разложения H_2O шихты получается

$$22,4x : 2 = 11,2x \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

24) Образование CH_4

$$22,4y : 16 = 1,4y \text{ м}^3 \text{ CH}_4.$$

25) Всего из кокса и от разложения воды шихты получается H_2 и CH_4

$$109,76 + 11,2x + 1,4y \text{ м}^3.$$

З. Дутье и вносимое им количество H_2 26) Количество O_2 для сжигания C в CO у фурм

$$(3328,18 - 5,6x - 1,4y) : 2 = 1664,09 - 2,8x - 0,7y.$$

27) Количество N_2 (1% влаги в дутье) получается по отношению $\text{N}_2 : \text{O}_2$

$$(1664,09 - 2,8x - 0,7y) \cdot 78,21 : 21,29 = \\ = 6113,03 - 10,2858x - 2,5714y.$$

28) Количество H_2 от влаги дутья

$$(1664,09 - 2,8x - 0,7y) : 21,29 = 78,16 - 0,1315x - 0,0328y.$$

29) Объем дутья $= (\text{O}_2 + \text{N}_2 + \text{H}_2 : 2) = 7631,36 \text{ м}^3$ (см. ниже)

И. Общее количество и состав газов

$$\text{CO} = 3231,22 - 5,6x - 1,4y;$$

$$\text{CO}_2 = 591,22 + 5,6x;$$

$$\text{H}_2 = 78,16 + 109,76 + (11,2 - 0,1315)x - 0,0328y = \\ = 187,92 + 11,0685x - 0,0328y;$$

$$\text{CH}_4 = 1,4y;$$

$$\text{N}_2 = 6113,03 - 10,2858x - 2,5714y;$$

$$\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{CH}_4 + \text{N}_2 = 10123,39 + 0,7827x - 2,6042y \text{ м}^3.$$

По заданию водорода должно быть 3% объема газов, поэтому

$$\frac{\text{H}_2 \cdot 100}{\text{Сумма газов}} = \frac{(187,92 + 11,0685x - 0,0328y) \cdot 100}{10123,39 + 0,7827x - 2,6042y} = 3;$$

$$18792 + 1106,85x - 3,28y = 30370,17 + 2,3481x - 7,8126y;$$

$$1104,5019x + 4,5326y = 11578,17.$$

Таблица 57

	Горение у фурм	Восстановление твердым С	Восстановление СО	Разложение флюса	Разложение Н ₂ О пара	Выделение летучих
СО	3328,18— — 1,4у—5,6х = = 3249,47	3665,647 — — 1,4у — 5,6х = = 3586,93	3231,215 — — 1,4у — 5,6х = = 3152,51	3152,51	3152,51	3152,51
СО ₂	—	—	—	591,22	591,22 + + 5,6х = 649,59	649,59
H ₂	78,16 — 0,1315х — — 0,0328у = 76,32	76,32	76,32	76,32	76,32 + + 11,2х = 193,05	193,05 + + 109,76 = = 302,80
CH ₄	—	—	—	—	—	1,4у = 20,34
N ₂	6113,03 — — 10,2858х — — 2,5714у = 5968,47	5968,47	5968,47	5968,47	5968,47	5968,47
Всего . .	9294,26	9631,72	9631,72	9788,52	9963,62	10093,71
В п р о ц е н т а х						
СО	34,96	37,24	32,73	32,21	31,64	31,23
СО ₂	—	—	4,51	6,04	6,52	6,44
H ₂	0,82	0,79	0,79	0,78	1,94	3,00
CH ₄	—	—	—	—	—	0,20
N ₂	64,22	61,97	61,97	60,97	59,90	59,13
Всего . .	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Пример 3. Расчет колошниковых газов древесноугольной печи Урала, выплавающей из магнитного железняка мартеновский чугун следующего состава, (%):

C	Si	Mn	P	S	Fe
4,3	1,6	2,5	0,07	0,01	91,52

1. Относительный расход угля: 1,00.

2. Состав угля: углерода (всего) 80%; газов 400 м³ на 1 т угля.

Состав газов, выделяемых горючим (объемн. %):

CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	N ₂
18,6	12,6	10,0	58,0	0,8

3. Относительный расход CaCO₃ — нуль.

4. Степень окисления руды: 80% железа в виде Fe₂O₃ и 20% в виде FeO, образующей Fe₃O₄.

5. Относительное развитие восстановления твердым углеродом и газами: $\frac{2}{3}$ всего железа восстанавливается твердым углеродом из FeO.

А. Количество элементов, уносимое летучими веществами из угля

В 400 м³ летучих уносится из печи:

$$4 \cdot \frac{18,6}{22,4} = 146,14 \text{ кг CO}_2,$$

$$4 \cdot \frac{12,6}{22,4} = 63,72 \text{ кг CO},$$

$$4 \cdot \frac{10,0}{22,4} = 28,56 \text{ кг CH}_4.$$

Б. Количество углерода, вносимое в печь

Вносится в печь углем на 1 т чугуна

$$0,80 \cdot 1000 = 800 \text{ кг C.}$$

Уносится летучими веществами

$$\frac{12}{44} \cdot 146,14 + \frac{12}{28} \cdot 63,72 + \frac{12}{16} \cdot 28,56 = 39,85 + 27,31 + 21,42 = 88,58 \text{ кг C.}$$

В. Количество углерода, сжигаемое в печи

1) Вносится в печь

$$800 - 88,58 = 711,42 \text{ кг C.}$$

2) Растворяется в чугуна

$$0,043 \cdot 1000 = 43,00 \text{ кг С.}$$

3) Сжигается в печи шихтой и дутьем

$$711,42 - 43 = 668,42 \text{ кг С.}$$

4) Восстановление SiO_2 по реакции $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$

$$\frac{0,016 \cdot 1000}{28,3} \cdot 12 \cdot 2 = 13,57 \text{ кг С.}$$

5) Восстановление марганца по реакции $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$

$$\frac{0,025 \cdot 1000}{55} \cdot 12 = 5,45 \text{ кг С.}$$

6) Восстановление P_2O_5 по реакции $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 2\text{P} + 5\text{CO}$

$$\frac{0,0007 \cdot 1000}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 12 = 0,67 \text{ кг С.}$$

7) Восстановление $\frac{2}{3}$ всего железа твердым углеродом из FeO по реакции $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ требует

$$\frac{0,9152 \cdot 1000}{56} \cdot 12 \cdot \frac{2}{3} = 130,74 \text{ кг С.}$$

8) Всего расходуется углерода на реакции восстановления

$$13,57 + 5,45 + 0,67 + 130,74 = 150,43 \text{ кг С.}$$

9) Доходит до фурм и сжигается дутьем

$$668,42 - 150,43 = 517,99 \text{ кг С.}$$

(Это составляет $100 \cdot 517,99 : 668,42 = 77,5\%$ сжигаемого в печи углерода).

Г. Образование CO_2 процессами восстановления и разложения

10) По уравнению $\text{Mn}_2\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{MnO} + \text{CO}_2$ получится

$$2 \cdot \frac{22,4 \cdot 0,025 \cdot 1000}{3 \cdot 55} = 6,78 \text{ м}^3 \text{ CO}_2^*.$$

11) По уравнению $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} = 2\text{FeO} + \text{CO}_2$ образуется

$$\frac{22,4 \cdot 0,80 \cdot 0,9152 \cdot 1000}{2 \cdot 56} = 146,43 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

12) По уравнению $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ получается при восстановлении $\frac{1}{3}$ всего железа

$$\frac{22,4 \cdot \frac{1}{3} \cdot 0,9152 \cdot 1000}{56} = 122,03 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

* Коэффициент 2 взят потому, что при древесноугольной плавке $\frac{1}{3}$ всего Mn переходит в чугун, а $\frac{2}{3}$ — в шлак, восстанавливаясь в MnO .

13) Всего восстановление окислов дает

$$6,78 + 146,43 + 122,03 = 275,24 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

14) Разложение флюса не имеет места.

15) Разложение угля дает

$$0,186 \cdot 400 \cdot 1 = 74,40 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

16) Итого получается

$$275,24 + 74,4 = 349,64 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

Д. Образование CO

17) По реакции восстановления Si из SiO_2 ($\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$) получается

$$\frac{2 \cdot 22,4 \cdot 1000 \cdot 0,016}{28,3} = 25,32 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

18) Восстановление марганца ($\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$) дает

$$\frac{22,4 \cdot 0,025 \cdot 1000}{55} = 10,18 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

19) Восстановление P_2O_5 по реакции $5\text{C} + \text{P}_2\text{O}_5 = 2\text{P} + 5\text{CO}$

$$\frac{22,4 \cdot 5 \cdot 1000 \cdot 0,0007}{2 \cdot 31} = 1,26 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

20) Восстановление $\frac{2}{3} \text{ Fe}$ твердым углеродом дает

$$\frac{22,4 \cdot \frac{2}{3} \cdot 0,9152 \cdot 1000}{56} = 244,05 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

21) Сжигается углерода дутьем у фурм 517,99 кг, что дает

$$\frac{517,99 \cdot 22,4}{12} = 966,91 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

22) Всего CO получается

$$966,91 + 244,05 + 1,26 + 10,18 + 25,32 = 1247,72 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

23) Разложение угля (выделение летучих) дает

$$400 \cdot 1 \cdot 0,126 = 50,4 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

24) По уравнениям пп. 10, 11 и 12 окисляется в CO_2

$$6,78 + 146,43 + 122,03 = 275,24 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

25) Остается в газах

$$1247,72 + 50,40 - 275,24 = 1022,88 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

Е. Образование CH_4

26) Разложение угля (выделение летучих) дает

$$0,10 \cdot 400 \cdot 1 = 40 \text{ м}^3 \text{ CH}_4.$$

Ж. Количество азота (и дутья)

27) У фурм образуется сжиганием углерода (п. 21) $966,91 \text{ м}^3 \text{ CO}$, что требует

$$966,91 : 2 = 483,45 \text{ м}^3 \text{ O}_2 \text{ и с ним } \frac{483,45 \cdot 78,21}{21,29} = 1775,98 \text{ м}^3 \text{ N}_2.$$

28) Получается азота из летучих веществ,
 $0,008 \cdot 400 \cdot 1 = 3,2 \text{ м}^3.$

29) Всего азота в газах
 $1775,98 + 3,2 = 1779,18 \text{ м}^3.$

30) Водород влаги дутья составит 1 : 78,21 количества азота дутья, т. е.

$$1775,98 : 78,21 = 22,71 \text{ м}^3.$$

31) Объем влажного дутья

$$483,45 + 1775,98 + 11,36 = 2270,79 \text{ м}^3.$$

З. Образование H_2

32) Разложение влаги дутья дает $22,71 \text{ м}^3 \text{ H}_2$.

33) Из летучих веществ угля берется

$$400 \cdot 1 \cdot 0,58 = 232,00 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

34) Всего свободного водорода в газах

$$22,71 + 232,00 = 254,71 \text{ м}^3.$$

И. Количество и состав (в объемных процентах) газов

	м ³	объемн. %
CO_2 . . .	349,64	или 10,1
CO . . .	1022,88	29,7
CH_4 . . .	40,00	1,2
H_2 . . .	254,71	7,4
N_2 . . .	1779,18	51,6
Всего .	3446,41	или 100,0

35) Газов приходится на 1 кг угля

$$3446,41 : 1000 = 3,446 \text{ м}^3.$$

36) Дутья на 1 кг угля

$$2270,79 : 1000 = 2,271 \text{ м}^3.$$

37) Отношение объема газов к объему дутья

$$3446,41 : 2270,79 = 1,51.$$

Это — самое высокое отношение, объясняемое влиянием большего количества летучих веществ древесного угля.

Влияние отдельных факторов на состав газов. Пользуясь изложенным выше методом расчета состава газов, можно для всяких данных условий работы печей (состав чугуна, качество руды) установить пределы, в которых может колебаться содержание составных частей газа при возможных изменениях тех или

иных факторов, и тем контролировать работу аналитиков и исправлять ошибки в расчетах, вызванные неправильным составом газов (теплопроизводительная способность, количество газов, количество дутья, расход газа для разных потребностей, общий запас энергии в них и пр.). Сделав такие расчеты для условий, в которых работают наши южные печи при выплавке мартеновского чугуна, влияние отдельных факторов можно усмотреть из нижеследующих результатов этого расчета.

1. Расход горючего. Первые же опубликованные Л. Беллом данные о составе газов кливлендских доменных печей позволили Л. Грюнеру установить зависимость состава газов от расхода горючего: увеличение последнего уменьшает содержание углекислоты в газах и обратно — увеличение в них процента CO_2 указывает на переход к более экономичной работе, с меньшим расходом горючего. Вывод этот не безусловно правилен, так как состав газов регулируется 5 факторами, и, чтобы установить влияние расхода горючего на состав газа, нужно принять в расчет, что все другие факторы не меняются. Сделав это для случая работы наших южных печей на мартеновский чугун (2% Mn и 1% Si) при восстановлении твердым углеродом $\frac{1}{2}$ всего железа и расходе CaCO_3 — 0,357, получим состав газов, приведенный во второй строке (%):

CO_2	CO	CH_4	H_2	N_2	$\text{CO}_2 + \text{CO}$	Расход кокса
11,65	27,75	0,31	1,85	58,44	39,40	1,0
9,60	29,01	0,30	1,84	59,34	38,61	1,2

От увеличения расхода кокса произошло увеличение количества углерода, дошедшего до фурм, отсюда — увеличение количества азота, полученного печью, и понижение процентного содержания в газах суммы $\text{CO}_2 + \text{CO}$; но в этой сумме процентное содержание CO_2 стало меньше, так как восстановление газами осталось, по предположению, прежним, а объем газов увеличился, поэтому и отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в газах понизилось. Обратно: сокращение расхода горючего при всех равных обстоятельствах неизменно повышает это отношение, почему оно и было принято за характеристику степени экономичности (в отношении расхода горючего) Л. Грюнером.

Приведенное выше сопоставление состава газа с расходом горючего по результату нашего теоретического расчета мы можем существенно пополнить практическими данными о составе газов в связи с расходом кокса (табл. 58), полученными за длительный период работы доменных печей фирмы Иллинойс [24].

Расход кокса при переходе от одного анализа к другому изменяется на 0,111, и этому его изменению соответствует закономерное изменение содержания углекислоты на 1,4% (лишь в одном случае на 1,3%). Содержание азота в газах ниже, а суммы

($\text{CO}_2 + \text{CO}$) — выше, чем в газах южных советских печей в силу более широко развитого разложения гидратной воды и вызываемого этим повышенного содержания водорода в газах и сокращения расхода дутья.

Таблица 58

CO_2	CO	CH_4	H_2	N_2	$\text{CO}_2 + \text{CO}$	Расход кокса
10,0	29,0	0,2	3,8	57,0	39,0	1,205
11,4	27,9	0,2	3,7	56,8	39,3	1,094
12,8	26,8	0,2	3,5	56,7	39,6	0,982
14,2	25,5	0,2	3,5	56,6	39,7	0,871
15,5	24,2	0,2	3,5	56,6	39,7	0,760

2. Расход флюса (известняка). Влияние этого фактора очевидно: уголекислота флюса присоединяется к CO_2 , как продукту восстановления, увеличивает процентное содержание CO_2 в газах, понижая слегка процентное содержание азота от увеличения суммы ($\text{CO}_2 + \text{CO}$).

Насколько резко это отзывается, на анализе газов, видно из следующих цифр:

	I	II	III	IV	V
Расход CaCO_3	0,357	0,0	0,0	0,206	0,412
CO_2	11,65	9,80	9,6	12,1	14,3
CO	27,75	28,34	28,8	28,1	27,3
CH_4	0,31	0,32	1,5	1,4	1,4
H_2	1,85	1,89	5,3	5,1	5,1
N_2	58,44	59,65	54,8	53,3	51,9
$\text{CO}_2 + \text{CO}$	39,40	38,14	38,4	40,2	41,6

Анализы I и II относятся к газам наших южных печей: первый дает состав при нормальном расходе флюса (при расходе кокса 1 и восстановлении $\frac{1}{2}$ всего железа твердым углеродом), а второй — в случае полного обжига флюса, т. е. без добавления CO_2 из флюса. Анализы III, IV и V относятся к случаю работы на древесном угле (расход 1,0) с нормальным (IV) и с удвоенным (V) расходом флюса, что возможно при работе на бедной руде, и, наконец, с обожженным флюсом (III). Степень восстановления железа твердым углеродом везде принята одинаковой ($\frac{1}{2}$).

Как видно из этих примеров, бедная руда, требуя много флюса, может создать обманчивое впечатление хорошего (экономического) хода печи.

3. Степень прямого восстановления. Нижеследующие анализы (в объемных %) относятся к случаям работы

ложных печей на коксе при трех различных степенях восстановления твердым углеродом (расход горючего 1,0, флюса — 0,357; состав чугуна — как, прежде).

Степень восстановления:	0,25	0,50	0,75
CO ₂	13,45	11,65	9,71
CO	24,25	27,75	31,46
CH ₄	0,80	0,31	0,32
H ₂	1,83	1,85	1,88
N ₂	60,07	58,44	56,63
CO ₂ + CO	37,70	39,40	41,17

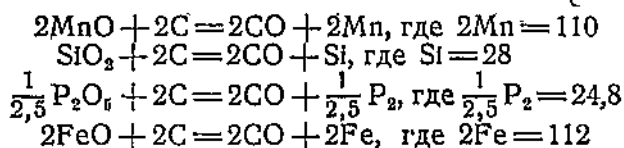
Степень прямого восстановления 0,5, обычная для многих случаев практики, для наших ложных печей долго была исключением, так как в них редко наблюдался газ, содержащий 11,65% CO₂ при расходе кокса — 1; обыкновенно степень восстановления на счет твердого углерода превышала у нас 0,5; часто она и теперь выражается числом 0,6 и бывает даже несколько больше. Степень 0,75 не достигается у нас (она взята для расчета, как крайний предел), содержание же CO₂ бывает в газе 9% и даже меньше, но это зависит от большего расхода кокса (более 1,0). Первая колонка цифр дает состав газа идеальный: степень восстановления 0,25 почти нигде не достигается в действительности, хотя содержание CO₂ нередко бывает более 13,45%, но только при расходе кокса менее 1.

Как видно из трех колонок цифр, содержание CO₂ быстро растет по мере увеличения восстановления окисью углерода, причем растет и азот, вследствие того, что увеличивается количество углерода, доходящее до фурм, а вместе с этим и количество дутья. Обратно, по мере развития восстановления твердым углеродом все большее количество углерода сжигается кислородом руды, уменьшается количество дутья и вносимого им азота, отчего увеличивается сумма (CO₂ + CO); но в этой сумме с уменьшением количества CO₂ увеличивается содержание CO, поэтому отношение CO₂ : CO резко падает.

Наблюдения над изменением состава газов через небольшие промежутки времени показывают, что отношение CO₂ : CO в них постоянно меняется, так как содержание CO₂ и CO колеблется. Имея в виду, что расход горючего и флюса, равно как и степень окисления руды, остаются постоянными, изменения в составе газов через короткие промежутки времени могут быть объяснены только изменением степени прямого восстановления, что указывает на постоянное изменение в распределении газов между кусками восстанавливаемой руды.

4. Состав чугуна оказывает влияние на состав газов постольку, поскольку в нем изменяется отношение между железом, кремнием, марганцем и фосфором. Так как эти элементы восстанавливаются только на счет твердого углерода, то увеличение их

содержания в чугунах уменьшает количество азота и повышает сумму ($\text{CO}_2 + \text{CO}$), но в разной степени, смотря по атомному весу элемента и составу даваемого им окисла. Это видно из уравнений восстановления:



Таким образом 1% Fe, полученный путем прямого восстановления, образует столько же CO, сколько $\frac{110}{112} = 0,99\%$ Mn, или $\frac{28}{112} = 0,25\%$ Si, или $\frac{24,8}{112} = 0,22\%$ P. Следовательно, повышение содержания Mn очень мало влияет на состав газов по сравнению с Si, и в особенности с P.

При выплавке фосфористых, марганцовистых и кремнистых чугунов сумма ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) должна возрасти, но при последних двух сортах чугуна действует и противоположный фактор — расход горючего, — который тоже возрастает при увеличении Si и Mn в чугуне, стремясь понизить сумму ($\text{CO}_2 + \text{CO}$), которая может упасть до минимума при одновременном уменьшении отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$.

5. Степень окисления руды. При одинаковом количестве железа, восстановленного газами, в них будет тем меньше углекислоты, как продукта восстановления, чем меньше кислорода было связано с железом.

	I	II
Руда содержит:	100% Fe_2O_3	50% $\text{Fe}_3\text{O}_4 + 50\%$ Fe_2O_3
Состав газов:	$\text{CO}_2 = 11,65\%$ $\text{CO} = 27,75\%$ $\text{CO}_2 + \text{CO} = 39,40\%$ $\text{CO}_2 : \text{CO} = 0,42$	$10,85\%$ $28,55\%$ $39,40\%$ $0,38$

Как видно из приведенного примера, степень окисления железа в руде не влияет на сумму ($\text{CO}_2 + \text{CO}$), но меняет отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$.

Обжиг магнитных железняков обыкновенно не вполне переводит Fe_3O_4 в Fe_2O_3 (в Швеции, например, только около половины магнитной окиси переходит в Fe_2O_3), поэтому при работе на магнитном железняке газы всегда беднее углекислотой, чем при работе на буром железняке. Большое количество сварочного шлака еще заметнее меняет состав газов.

6. Летучие вещества горючего. Количество летучих веществ в коксе ничтожно, и колебание их количества практически не влияет на состав колошинковых газов. Влияние газов су-

хой перегонки весьма значительно при древесноугольной плавке: чем ниже температура переугливания дров (печной уголь), тем выше будет в угле количество газов и содержание CO_2 в них. Особенно резко замечается повышение отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$ при замене части угля дровами. К такой замене иногда приходилось прибегать в доменной практике при случайном уменьшении запаса угля у доменной печи. Бывали случаи намеренной добавки дров к углю, даже когда его имелось достаточно; в результате всегда наблюдалось повышение процентного содержания CO_2 в газах. При этом водород, которого по весу заключается в угле немного, будучи легким газом, сильно понижает процентное содержание ($\text{CO}_2 + \text{CO}$). По количеству H_2 в газах при прочих равных условиях можно судить о качестве древесного угля, сжигаемого в печи. Нормально на Урале бывает около 7—8% H_2 при 50% азота в колошниковом газе. Сухой и сильно обожженный уголь дает H_2 до 5%, а азота до 53%; при слишком низкой температуре переугливания процент H_2 в газах повышается до 10%.

Чтобы показать, как меняется состав газа процессом сухой перегонки угля, в табл. 59 приводятся результаты расчета для двух случаев практики.

1) Шведская плавка на хорошем кучном угле, содержащем 83,6% С (и только 5,8% O_2); работа на бедном магнитном железяке, требовавшая расхода угля 1,0. Расход флюса (считая на CaCO_3) — 0,18; степень прямого восстановления $\frac{1}{2}$.

2) Выплавка чугуна из богатой бакальской руды на южно-уральском заводе; уголь печной, содержащий всего 79% С (17% O_2); расход его 0,87. Расход флюса 0,18, т. е. такой же, как и в шведской печи.

Таблица 59

Состав газов	Шведский уголь		Уральский уголь	
	до	после	до	после
	выделения летучих		выделения летучих	
CO_2 , %	11,39	11,03	15,91	16,30
CO , %	28,10	26,99	25,15	23,36
CH_4 , %	—	0,96	—	1,42
H_2 , %	0,76	5,82	0,75	8,89
N_2 , %	59,75	55,20	58,19	50,03
$\text{CO}_2 + \text{CO}$, %	39,49	38,02	41,06	39,66
Количество газа на 1 кг чугуна, м ³	3,62	3,92	2,62	3,06

Конечный состав газов. 1. Так как конечный состав газов зависит от пяти факторов, то разные составные части в отдельно-

сти колеблются в очень широких пределах. Иногда все факторы, в двух сравниваемых случаях, действуют в одну сторону, иногда они противодействуют друг другу; в первом случае обнаруживается резкая разница в составе газов, во втором — газы могут иметь одинаковый состав [содержание CO_2 или суммы ($\text{CO}_2 + \text{CO}$)] при разном расходе горючего или различный состав при одинаковом расходе. В табл. 60 даны примеры того и другого.

Таблица 60

Состав газов	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
CO_2 , %	15,0	10,3	12,1	9,2	12,0	8,8	9,0	8,4	10,9	9,9	14,1
CO , %	24,6	29,0	28,1	30,1	27,0	30,5	30,5	32,4	28,3	31,3	25,3
CH_4 , %	1,4	6,5	1,4	0,3	0,8	0,5	0,2	0,1	0,1	0,2	0,2
H_2 , %	9,4	5,1	2,7	3,9	2,9	3,3	2,6	2,9	2,1	3,5	3,5
N_2 , %	49,6	54,2	53,3	57,7	56,3	57,3	57,0	55,5	57,8	56,5	56,9
$\text{CO}_2 + \text{CO}$, % . . .	39,6	39,3	40,2	39,3	39,0	39,3	39,5	40,8	39,2	41,2	39,4
$\text{CO}_2 : \text{CO}$ (по весу)	0,958	0,558	0,676	0,48	0,699	0,453	0,464	0,414	0,606	0,496	0,874

Первые три колонки анализов относятся к условиям работы древесноугольных печей. Анализ 1 дает состав газа при работе на бакальском буре железняке; анализ 2 — на магнитном железняке горы Высокой. В первом случае расход горючего 0,87, во втором — 1,0; расход флюса в первом 0,18, во втором — 0 (руда самоплавкая); степень восстановления твердым углеродом во втором случае, конечно, выше, а окисление руды — ниже.

Так как все факторы увеличивают содержание CO_2 в первом случае, то разница в составе газа разительна. Но вторая колонка дает состав газа, получившегося при работе на бедном буре железняке (38—40% Fe) б. Вятского горного округа с расходом горючего 1,175. Удобовосстановимость бурого железняка и употребление известкового флюса уравнивали, усиленный расход горючего — результат бедности руды.

Анализ 3 дает состав газа от работы на том же буре железняке, но более богатом (42% Fe) и с таким же расходом горючего, как на магнитном железняке (1,0); содержание CO_2 получилось более высокое, чем в последнем случае, благодаря большому развитию непрямого восстановления и углекислоте флюса.

Анализы 4 и 5 дают состав газа южных печей СССР и Тульского завода, работавших на мартеновский чугун с одинаковым расходом горючего (немногом более 1,0), но первые на кировском красном железняке, а вторые — на бедном буре, весьма удобовосстановимом. Как видно из таблицы, содержание CO_2 в газе тульских печей гораздо выше вследствие большого развития непрямого восстановления; оно бывает выше даже в том случае, когда расход кокса в них станет несколько выше, чем

в южных (при работе на литейный чугун), а количество CO_2 в газах первых печей понизится до 10—10,5%.

Анализы 6 и 7 дают состав газа, одинаковый по содержанию углекислоты и окиси углерода, но относятся они к совершенно различным условиям плавки. Первый газ (6) получен при ходе на мартеновский чугун с расходом горючего 0,986 из переплавляемой в Германии шихты с разнообразными рудами и шлаками, — шихты, содержащей значительное количество закисного железа. Второй газ (7) характеризует работу печей Англии на бедном (28—30% Fe) буром железняке на литейный фосфористый чугун (3,2% Si и 1,456% P) с расходом горючего в $1\frac{1}{2}$ раза большим, чем в первом случае. Высокое содержание в чугуне кремния и фосфора, а также высокий расход кокса должны были бы дать более низкое содержание CO_2 в газе, но удобовосстановимость руды меняла состав газа в обратную сторону. В первом газе (6) низкий расход горючего должен был бы дать газ с более высоким содержанием углекислоты, но трудновосстановимость и низкая степень окисления железа в руде парализовали влияние низкого расхода горючего.

Анализы 8 и 9 дают состав газа завода Гутеhoffnungс-Гютте; первый — от выплавки томасовского чугуна (расход кокса 1,12), а второй — от гематита (расход кокса 1,2). Во втором газе должно быть по расходу кокса меньше углекислоты, чем в первом; в действительности наблюдается обратное. Объяснение этому дают свойства шихты. Гематит выплавляется из очень удобовосстановимого испанского бурого железняка, а томасовский чугун — из более богатой шихты, в состав которой входит шведский магнитный железняк — руда трудновосстановимая и содержащая меньше кислорода, связанного с железом.

Последние два анализа (колонки 10 и 11) относятся к газам резко различного состава, но полученным, с одним и тем же, очень низким, расходом кокса (0,785). Первый — от немецкой печи, работающей на томасовский чугун и проплавляющей шихту, подобную только что охарактеризованной мартеновской, а второй — от американской печи, в которой получается мартеновский чугун из руды Верхнего озера (мисаби) исключительно. Различие в составе двух последних газов не случайное, а характерное для современных немецких и американских печей: при одинаковом расходе кокса и шихте со шведской рудой и шлаками, первые всегда дают газ с более низким содержанием углекислоты, чем вторые при работе на удобовосстановимом красном железняке Верхнего озера.

Из вышеизложенного следует, что принимавшееся долгое время как аксиома положение Грюнера, что отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ (по весу, обозначавшееся через m) служит мерилем совершенства хода доменной печи в смысле расхода горючего, не всегда оправдывается действительностью, так как оно служит мерилем

лишь совершенства хода восстановительного процесса газами. При всех одинаковых условиях плавки увеличение отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$ сопровождается уменьшением расхода горючего, но при работе на рудах разной степени восстановимости, т. е. с разными степенями прямого восстановления, и рудах с разным содержанием железа положение Грюнера нарушается тем, что дефицит тепла от большего развития прямого восстановления возмещается нагревом дутья или богатством шихты (уменьшением количества тепла на плавление шлака), что позволяет иметь меньшее использование тепловой энергии углерода (низкое содержание CO_2 в газах) при малом расходе горючего.

2. В каждом частном случае лишь тщательный анализ условий работы доменной печи и выяснение влияния каждого из пяти факторов путем расчета может указать пределы содержания составных частей газа, возможного для данного случая практики. Оттого, что таких расчетов не делали и даже не знали, как их делать, во многих журнальных статьях и даже в руководствах по металлургии часто сообщаются неправильные данные о составе газов. Ошибки анализов объясняются главным образом неточностью определения CO , так как поглощение CO медноаммиачным раствором требует много времени и часто не доводится до конца: после поглощения главной массы CO нужно повторить его со свежим раствором или определить недопоглощенный раствором остаток CO путем сжигания, чего прежде не делали. Отсюда — преуменьшение содержания CO и преувеличение содержания N_2 , определяемого по остатку.

Пользуясь преувеличенным отношением $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в газах при расчете теплового баланса и определения к. п. д. тепла в печах, преувеличивали приход тепла и потерю тепла от лучеиспускания. Так как не делалось параллельных аналитических расчетов газов, то ошибки химического анализа не замечались и служили источником дальнейших ошибок в расчетах (количества газов, количества дутья и т. д.).

Во многих учебниках металлургии и в технических статьях делаются ссылки на «средний газ доменной печи по Лёдебуру». Состав его указан в колонке 1, табл. 61.

Таблица 61

Состав газов	1	2	3	4	5	6	7	8	9
CO_2 , %	12	9,90	16,0	16,33	11,0	12,5	12,6	15,3	10,3
CO , %	24	27,28	19,9	22,73	24,0	23,0	21,0	25,6	25,4
CH_4 , %	2	0,57	—	0,04	—	Не указ.	0,9	0,7	2,0
H_2 , %	2	3,12	—	1,99	3,0	2,0	2,8	1,3	5,1
N_2 , %	60	59,13	64,1	58,91	62,0	62,5	60,7	57,1	57,2
$\text{CO}_2 + \text{CO}$, %	36	37,18	35,9	39,06	35,0	35,5	33,6	40,9	35,7

Это — не средний по составу газ, а газ, который не может быть получен в доменных печах, так как нет печей, в которых получалось бы одинаковое количество водорода и метана. В коксовых печах бывает 2% водорода, но никогда не бывает 2% CH_4 , такое содержание CH_4 возможно только в древесноугольных печах; но в них не может быть 2% H_2 . Сумма ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) в «среднем газе Ледебура» на 2,5 — 3% меньше нормальной. Поэтому значение N_2 , как среднее, преувеличено до невозможного.

Позднее появился в литературе «средний газ коксовой доменной печи», выведенный Люрманом и данный Веддингом в его учебнике металлургии [26]. Он получен из следующих данных: 1) «средний газ Ледебура», 2) газ двух сылезских печей, 3) газ одной вестфальской печи и одной рейнской. В четырех анализах (кроме газа Ледебура) не указан CH_4 , в одном не указан и H_2 , но так как в газе одной печи показано 6,3% H_2 (чего не бывает при нормальной работе коксовой печи), а в другом — 4% (что бывает редко), то вследствие компенсации ошибок получился, хоть и явно искусственный, но возможный по содержанию H_2 и CH_4 газ; однако в отношении окиси углерода он грубо неверен [37,18% ($\text{CO}_2 + \text{CO}$), чем и объясняется очень высокое содержание азота, см. колонку 2].

Колонка 3 дает состав газа, опубликованный Гейли в 1904 г. [27] и характеризующий (будто бы) ход печи Изабелла на осушенном дутье. Этот состав послужил исходным пунктом для расчетов теплового баланса, произведенных многими писавшими об осушенном дутье. Так как содержание CO указано на 3%, меньше возможного, то преувеличенное отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ дает больше тепла, чем могла выдержать печь, что выразилось в расчетах невероятно высокой цифрой потери на лучеиспускание. Через 5 лет был опубликован анализ колонки 4, относящийся ко второй печи Изабелла, начавшей работать на осушенном дутье, но раньше этого (1905 г.) автор произвел расчет теплового баланса печи Изабелла в предположении, что определение количества CO_2 в газе Гейли было произведено правильно, а сумма ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) должна быть равной 39%. Позднее опубликованный анализ дает значение этой суммы 39,06%, (колонка 4).

Колонка 5 дает анализ, взятый из курса металлургии чугуна Клементса [28] и грубо неверный. Он относится к работе одной из лучших печей Англии, выплавляющей с низким расходом кокса (0,95) высококачественный чугун из испанского бурого железняка, — руды весьма удобовосстановимой. Расход горючего и качество руды обещают высокое содержание CO_2 в газе, но оно указано ниже возможного при этих условиях работы, благодаря горячему ходу на гематит; высокое содержание водорода указывает на разложение гидратной воды бурого железняка, а это обстоятельство способствует понижению содержания азота в газе. Анализ же дает невозможно высокий процент азота, след-

ствие низкого (от неполноты поглощения) содержания СО. Такого же характера ошибки находятся и в работе Ивенса (с сотрудниками), дающей чрезвычайно обильный материал [29], характеризующий работу 221 печи всех металлургических районов (за исключением печей СССР).

В труде Ивенса, наряду с правильными анализами, много таких, в которых указывается содержание азота в 60% и даже более высокое; один из них приведен в колонке 6 (табл. 61); содержание азота указывает, что окиси углерода недостает в газе по крайней мере 3%. В таблицах Ивенса есть статья расхода, указывающая количество углерода, сжигаемое у фурм; она содержит не мало грубо ошибочных данных, основанных на преувеличенном содержании азота в газах.

Состав газов древесноугольных доменных печей очень слабо и неверно освещен в европейской литературе. Клементс в своей книге [30] дает анализ газа штирийской доменной печи, приведенный в колонке 7 (не указано 2% кислорода, данные в подлиннике). Печи Штирии всегда переплавляли в высокой степени удобовосстановимую руду, у месторождения которой, они построены, славились очень низким расходом угля, и в составе колошниковых газов этих печей всегда было много углекислоты. Анализ, сообщенный Клементсом, в отношении CO_2 не характерен, а в остальных составных частях грубо ошибочен; цифра азота сразу это обнаруживает.

В колонке 8 дан анализ газа штирийской печи, использованный в расчете Эренвертом [31]. По отношению к содержанию водорода анализ еще более ошибочен, чем предшествовавший; преуменьшение водорода вызвало высокое и невозможное содержание азота; лишь количество CO_2 в газе правильно характеризует условия работы штирийских печей.

Для древесноугольных печей Урала автор располагает большим количеством анализов газов, произведенных им лично; но давно и на печах, теперь не работающих; в последнее время проф. И. А. Соколов опубликовал значительное число анализов, но и в его работе [32] наряду с верным составом газов древесноугольных печей Урала дается и такой, какой приведен в колонке 9. В нем ясно видна неполнота поглощения СО, и внушает сомнение низкое содержание водорода; оно было возможно в прежнее время, когда выжиг угля производился при высокой температуре в кучах.

3. Расчеты по теории доменного процесса и по вопросам использования тепла доменных газов вне доменного цеха предъявляют теперь строгие требования к точности анализов газов, и если химик не всегда может им удовлетворить, то доменный техник должен контролировать работу химика, корректировать ее и уметь давать точные ответы на вопросы: какова теплопроизводительная способность газа, каково его количество, сколько

печь получает дутья, каково полезное действие тепла в доменной печи.

Изложенный раньше метод определения состава газа расчетным путем (задаваясь разными степенями прямого восстановления) позволяет установить правильный состав газов для всяких данных условий работы печи. Он же дает возможность выбрать из имеющихся в литературе наиболее достоверные анализы, позволяющие судить о том, с какими газами в определенных условиях практики мы имеем дело.

В табл. 62 даны кажущиеся автору достоверными анализы газов печей, работающих на минеральном топливе и выплавляющих разные сорта чугуна. Даем краткие пояснения к этим анализам.

I. Кливлендская печь. Характерно для состава газа содержание H_2 ; оно очень низко, благодаря употреблению свежесожженной руды (почти полное отсутствие влаги) и сухому коксу. Сумма ($CO_2 + CO$) в газе высока вследствие развития прямого восстановления (в чугуне находится 3% Si и 1,5% P), но все же содержание азота в газе подходит к максимуму, благодаря минимуму водорода.

II. Газ печей «западного берега» Англии, специализировавшихся на производстве высококачественного гематита (2,5% Si и 0,03% P) из местного красного железняка (месторождений Камберленда). Несмотря на удобовосстановимость руды содержание CO_2 в газах не высоко, так как расход кокса велик.

III. Газ 600-тонной южноафриканской доменной печи (у Претории) от выплавки мартеновского чугуна (0,7% Si и 1,5% Mn) из богатого красного железняка. Несмотря на высокое содержание золы в коксе (16,1%), расход его близок к минимуму (0,76 — средний годовой).

IV. Газы печи фирмы Иллинойс (Южный завод в Чикаго). Руда — мисаби, очень легко восстанавливаемая: содержание в ней воды (гидратной) около 4%, а всего (с влагой) 10—12%. Вследствие разложения H_2O в верхних горизонтах печи газ содержит почти максимальное для коксовых печей количество H_2 . Благодаря удобовосстановимости руды, не прямое восстановление (газами) очень развито. Характерно высокое содержание CO_2 при расходе горючего 0,8. Цифры — средние из многих определений, бравшихся ежедневно от всех 11 печей завода.

V. Газ доменной печи Айронтон (в Прово, шт. Юта), полученный при работе на руде, разделенной грохотами на три сорта, загружавшихся в печь раздельно. Несмотря на то, что шихта не отличается особой восстановимостью (примесь магнитного железняка) содержание CO_2 достигает максимума, наблюдаемого при коксовой плавке.

VI. Газ от выплавки нормального томасовского чугуна пещью Рейнского горного округа из обычной для шихты в Германии (шведский фосфористый магнитный же-

лезняк, агломерат из марокканской руды с колошниковой пылью, переделные шлаки, красный железняк Нью-Фаундленда), не отличающейся восстановимостью и содержащей много железа в низшей степени окисления. Отсюда — невысокое содержание CO_2 , несмотря на низкий расход кокса.

VII. Газ от выплавки литейного чугуна одного германского завода. Несмотря на умеренный расход кокса, содержание CO_2 низко, это объясняется своеобразием шихты немецких печей — значительным количеством составных частей с низкой степенью окисления железа, т. е. шведским магнитным железняком и агломератом.

VIII. Газ японской печи завода Явата, полученный при работе на бессемеровский чугун. Шихта сложного состава (бурые, красные и магнитные железняки), но очень богатая; ход экономичный, принимая во внимание, что расход 1,03 относится к плохому коксу (очень высокое содержание золы).

IX. Газ печей завода им. Ворошилова. Большое количество CO в газах и низкое — CO_2 указывает на значительное развитие восстановления твердым углеродом (до 70%) при большом расходе горючего на выплавку мартековского чугуна. Это — самый плохой газ коксовых печей России дореволюционного времени.

X. Современный газ того же завода, полученный в первой типовой печи (930 м³). Несмотря на низкий расход кокса, содержание CO_2 не высоко, так как восстановление твердым углеродом широко развито.

XI. Макеевский завод. Здесь — обычное для наших южных печей содержание CO_2 и всех других составных частей при среднем (для нашего Юга) расходе кокса дореволюционного времени.

XII. Современный газ доменной печи того же завода, полученный при добавке 50% агломерата к криворожской руде.

XIII. Днепропетровский завод им. Петровского. Анализ проверен аналитическим расчетом; он дает лучший для работы наших южных печей дореволюционного времени состав газа, устанавливающийся при степени прямого восстановления $\frac{1}{2}$.

XIV. Современный газ доменной печи № 3 завода им. Дзержинского, обычного состава, для расхода кокса около 1,0 и работы на криворожской руде.

XV. Газ одной из печей завода им. Дзержинского, работавшей в виде опыта, на сортированной руде. Анализ свидетельствует о лучшем ходе восстановительного процесса, чем обычный для наших южных печей.

XVI. Газ печи Кузнецкого завода, полученный при работе на литейный чугун. Содержание CO_2 выше обычного благодаря удобовосстановимости магнитогорской руды.

XVII. Газ доменной печи № 4 того же завода от выплавки мартеновского чугуна.

XVIII. Газ доменной печи № 2 Азовстали от выплавки мартеновского чугуна, обычного для южных печей состава, при расходе кокса около 1,0, вызываемого недостаточным нагревом дутья (530°).

XIX. Газ доменной печи № 3 Запорожстали, получавшийся в первое полугодие первой кампании печи (1938 г.).

XX. Газ той же печи (1939 г.) при работе повышенным количеством дутья, с несколько большим расходом кокса, но возросшей до 1600 т производительностью.

XXI и XXII. Газы магнитогорской печи № 1; первый — от работы на литейный чугун, второй — на мартеновский. При работе на удобовосстановимой магнитогорской руде газы были бы богаче углекислотой, при более низком расходе кокса.

XXIII. Керченский завод — работа на агломерате из керченской руды на томасовский чугун. Анализ проверен расчетом; он соответствует восстановлению 60% Fe из закиси твердым углеродом; содержание CO_2 в газе больше обычного для юга, благодаря большому расходу известняка — 0,78 на единицу чугуна (в 1½ раза больше, чем при работе на криворожской руде).

XXIV. Косогорский завод (Тульский). В газе более высокое содержание CO_2 , чем в газе южных печей, хотя расход горючего велик, так как руда бедна и заключает в себе много кремнистой пустой породы. Значительное содержание CO_2 объясняется большим потреблением известняка и удобовосстановимостью руды (бурый железняк). Содержание H_2 и CH_4 тоже велико, так как руда загружается в печь в сыром состоянии, что способствует развитию разложения водяных паров углеродом кокса.

XXV. Газ доменной печи завода им. Серова, полученный при выплавке феррохрома (36—42% Cr). Расход кокса исключительно высок, отсюда очень низкое содержание в газе CO_2 . Количество CO указано заниженное, поэтому содержание азота преувеличено.

XXVI. Газ от выплавки ферросилиция в доменной печи завода им. Ворошилова. Расход кокса не велик для сплава, содержащего 12,15% Si.

XXVII. Газ небольшой германской печи, выплавляющей ферросилиций. Анализ не возбуждает сомнений, но едва ли он дает средний состав газа: содержание в нем CO_2 выше обычного, принимая во внимание расход горючего и условия хода печи.

XXVIII. Большая печь южного завода фирмы Иллинойс давала газ указанного состава при работе на ферросилиций с очень малым расходом кокса; анализ более соответствует обычному, чем предшествовавший.

XXIX. Макеевский завод. Плавка на ферроманган.

Таблица 62

№	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
Расход кокса	1,12	1,15	0,76	0,80	0,84	0,9	1,12	1,03	1,1	0,85
Чугун	Литейный	Гематит	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Томасовский	Литейный	Бессемеровский	Марте-новский	Марте-новский
CO ₂ , %	9,6	9,8	14,2	14,8	17,9	8,9	7,9	11,5	8,1	10,5
CO, %	31,0	29,8	26,0	25,0	23,8	31,9	32,9	27,9	31,9	29,2
CH ₄ , %	0,2	0,3	—	0,2	0,3	0,3	0,2	0,4	0,4	0,4
H ₂ , %	1,2	2,0	1,7	3,6	1,3	2,8	2,1	1,7	1,9	2,3
N ₂ , %	58,0	58,1	58,1	56,4	56,7	56,1	56,9	58,5	57,7	57,6
CO ₂ +CO, %	40,6	39,6	40,2	39,8	41,7	40,8	40,8	39,4	40,0	39,7

№	XI	XII	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII	XIX	XX
Расход кокса	1,0	0,83	1,0	0,97	1,0	0,92	0,85	0,97	0,84	0,9
Чугун	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Литейный	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский
CO ₂ , %	9,2	13,8	11,1	10,9	12,3	12,2	12,5	11,3	14,1	13,1
CO, %	30,1	26,4	28,7	28,8	27,3	27,6	27,9	29,5	26,4	27,4
CH ₄ , %	0,3	0,4	0,4	0,3	0,2	0,8	0,4	0,4	0,3	0,4
H ₂ , %	2,7	1,7	2,4	1,6	1,5	2,4	1,4	1,8	2,1	2,0
N ₂ , %	57,7	57,7	57,4	58,4	58,7	57,0	57,8	57,0	57,1	57,1
CO ₂ +CO, %	39,3	40,2	39,8	39,7	39,6	39,8	40,4	40,8	40,5	40,5

№	XXI	XXII	XXIII	XXIV	XXV	XXVI	XXVII	XXVIII	XXIX	XXX
Расход кокса	1,06	0,89	1,07	1,05	3,5	1,885	2,16	1,73	2,4	1,32
Чугун	Литейный	Марте-новский	Томасовский	Марте-новский	Феррохром	Ферросилиций	Ферросилиций	Ферросилиций	Ферроманган	Зеркальный
CO ₂ , %	10,5	13,0	11,2	12,0	2,3	4,7	5,8	4,4	5,1	7,0
CO, %	30,0	27,8	30,0	27,0	33,2	34,3	33,0	33,7	33,1	32,4
CH ₄ , %	0,4	0,4	0,1	0,8	0,8	0,4	0,3	0,2	0,2	0,4
H ₂ , %	2,0	2,0	1,8	3,9	2,0	2,4	1,7	3,4	2,9	2,4
N ₂ , %	57,1	56,8	56,9	56,3	61,7	58,2	59,2	58,3	58,7	57,8
CO ₂ +CO, %	40,5	40,8	41,2	39,0	35,5	39,0	38,8	38,1	38,2	39,4

Расход горючего очень высок, в газе поэтому CO_2 мало, а содержание H_2 выше нормы.

XXX. Газ доменной печи завода им. Ворошилова от работы на зеркальный чугун (16% Mn); расход кокса преувеличен благодаря сравнительно высокому содержанию золы в нем.

В табл. 63 даны анализы газов, полученных при работе древесноугольных доменных печей. Даем и к ним краткие пояснения.

I. Завод Фägerста (Швеция). Газ от работы на передельный чугун со 100% агломерата в шихте и минимальным расходом древесного угля. Содержание CO_2 в газе достигает максимума.

II. Газ штирийской доменной печи, характеризующийся высоким содержанием CO_2 , благодаря удобовосстановимости руды, низкому расходу древесного угля и употреблению $\frac{1}{3}$ по весу всего шпатового железняка в необоженном состоянии.

III. Ашинский завод (Южный Урал). Бакальская руда, уголь выжжен в печах при невысокой температуре, поэтому содержание H_2 в газе близко к максимуму. Расход горючего не велик, а руда удобовосстановима, отсюда — очень высокое содержание CO_2 .

IV. Златоустовский завод. Те же условия работы, но расход угля выше, а поэтому и содержание CO_2 ниже, чем в Ашинском заводе.

V. Климковский завод. Руда — глинистый сидерит. В плавку она шла после обжига, содержит лишь 38—40% Fe; поэтому расход горючего велик (в среднем 1,175), но вследствие удобовосстановимости руды газ сравнительно богат углекислотой.

Таблица 63

№	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Расход угля	0,68	0,74	0,87	0,96	1,0	1,1	1,0	1,0
Состав газов, %								
CO_2	18,1	15,3	15,0	14,7	12,4	11,2	10,1	11,8
CO	21,4	25,5	24,6	23,9	26,6	28,4	29,7	27,9
CH_4	1,1	0,5	1,4	1,4	1,3	1,2	1,2	1,3
H_2	7,8	7,4	9,4	8,7	8,0	10,1	7,4	8,1
N_2	51,6	51,3	49,6	51,3	51,7	49,1	51,6	50,9
$\text{CO}_2 + \text{CO}$	39,5	40,8	39,6	38,6	39,0	39,6	39,8	39,7

VI. Алапаевский завод. Бедный бурый железняк; уголь слабо пережжен, отсюда — максимум водорода и минимум азота.

VII. Нижне-Салдинский завод. Руда — высокогорский магнитный железняк. Обжиг велся нерационально, и после него руда содержала 13—15% FeO. Известняк не шел в шихту, так как пустая порода руды самоплавка. Восстановление твердым углеродом было развито в более высокой степени, чем при работе на буром железняке; поэтому, а также вследствие отсутствия флюса, содержание CO_2 в газе низко. Плавка велась на бессемеровский чугун с 1,5—2% Mn. Все эти обстоятельства понижали значение отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$. (Теперь завод работает на минеральном топливе).

VIII. Завод им. Серова (б. Надеждинский). Состав газов выведен, как средний из 300 отдельных (и правильных) анализов. Руда — смесь магнитных, красных и бурых железняков; уголь печной; чугун переделный.

Как вывод из рассмотрения правильных анализов газов доменных печей, работающих на коксе и древесном угле, даем табл. 64, указывающую обычное, наименьшее и наибольшее содержание составных частей газов.

Таблица 64

Состав газов, %	Плавка на коксе			Плавка на древесном угле		
	обыкновенное	максимум	минимум	обыкновенное	максимум	минимум
CO_2	8—12	16	4,5	10—13	18	7
CO	Переменное, смотря по содержанию CO_2 и суммы ($\text{CO}_2 + \text{CO}$)					
CH_4	0,2—0,4	0,8	0,1	1,4	2,5	0,8
H_2	2,5—3,0	4,0	1,2	7—8	10	5
N_2	57—58	59	55	50—52	54	48
$\text{CO}_2 + \text{CO}$	39—40	41	38	39	40	38

Указанный в таблице минимум для содержания H_2 в коксовых печах (1,2) относится к единственному случаю — анализам Л. Белла (работе на обожженной кливлендской руде).

Минимум для содержания CO_2 (4,5) возможен лишь при минимуме ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) = 38%, т. е. при очень высоком расходе горючего (например, при плавке на ферросилиций). Максимум CO_2 (16%) возможен лишь при удобовосстановимой руде и очень малом расходе горючего (приведенный раньше анализ V табл. 62 пока является исключительным).

Содержание 7% CO_2 в древесноугольных печах встречалось у нас лишь при плавке на плохо обожженной гороблагодатской руде (трудновосстановимой).

Сумма ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) в среднем в древесноугольных печах несколько ниже, чем в коксовых, несмотря на большую экономичность хода древесноугольных печей; причина этому — большое содержание водорода в газах. По той же причине содержание азота в них колеблется в довольно широких пределах, тогда как

в газе коксовых печей, оно, обычно, очень постоянно, и отклонение его от указанных пределов может зависеть только от неточности анализа газа. Максимум для CH_4 —0,8% в коксовых печах наблюдается очень редко; максимум для H_2 —4,0% в коксовых печах получается только при работе на очень влажной руде (например, минет), содержащей к тому же гидратную воду.

На доменных печах СССР были проведены опытные плавки для выяснения условий и результатов работы при применении в качестве топлива торфяного угля (кокса) и само-сушного торфа, пользуясь обычным нагретым дутьем и дутьем холодным, обогащенным кислородом. Состав газов, полученных при этих условиях, указан в табл. 65.

Таблица 65

№	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Топливо	торфяной кокс				торф			
Дутье	обыкновенное				обогащенное			
Расход топлива	0,90	0,81	1,2	4,0				3,27
Чугун								
Состав газов, %	$\frac{1}{2}$ пере- дельн. + $\frac{1}{2}$ литей- ный	Передельн.	Литейный	Передельн.	Ферросилиций	Ферросилиций	Ферросилиций	Ферроманган
CO_2	16,9	18,6	11,0	11,0	10,6	11,6	12,4	10,0
CO	21,6	20,9	28,0	28,0	37,5	45,5	45,6	55,0
CH_4	1,7	2,3	0,8	2,9	3,2	2,4	3,8	0,4
H_2	5,9	5,4	6,0	9,5	17,7	21,0	21,1	1,8
N_2	53,9	52,8	54,2	48,1	30,5	19,0	16,3	38,0
$\text{CO}_2 + \text{CO}$	38,5	39,5	39,0	39,0	48,1	57,1	58,0	65,8

Цифры колонок I и II дают состав газа, полученного при выплавке чугуна на торфяном коксе в доменной печи Выксунского завода — высокой древесноугольной печи (16,3 м полезная высота) цилиндрического профиля, с очень узким поперечным сечением (2,6 м), дающим полезный объем всего 84 м³ [33]. Анализ I — средний за 8 суток работы сначала на литейный (4 дня) и затем передельный чугун; анализ II дает состав газа, наиболее богатого углекислотой. По содержанию водорода эти газы — переходные от коксовых к древесноугольным (количество летучих веществ в торфяном коксе меньше, чем в древесном угле, но гораздо больше, чем в обыкновенном коксе); исключительно высокое содержание в них углекислоты объясняется равномерным распределением газов по узкому поперечному сечению печи, что подтверждается и необычно низкой температурой газов на колошнике: 80—90°.

Анализ III дает состав газа, полученного при работе на тор-

19 М. А. Павлов

фьяном коксе на Косогорском заводе в печи несколько устаревшего профиля, но значительно больших размеров, чем Выксунская (объем 348 м³, полезная высота 20,6 м). Принимая во внимание, что продуктом производства являлся сильнокремнистый литейный чугун (3,6 до 5,5% Si) и расход торфяного кокса был 1,25, можно назвать газ вполне удовлетворительным по содержанию CO₂, хотя отношение CO₂:CO все же свидетельствует о не столь хорошей работе газов, как в Выксунской печи [34].

Следующий анализ IV относится к работе той же печи Косогорского завода на самосушном торфе [35]. Газ в этом случае является смесью обычного доменного газа с большим количеством продуктов сухой перегонки торфа (смолы и газов). По содержанию CO₂ и CO он обычно является таким же, как и газ коксовой плавки, но метана и водорода в нем всегда больше, чем в газе древесноугольных печей.

Характерно также присутствие в газе углеводородов C_nH_{2n} (в данном анализе — 0,5%). Отношение объема такого газа к объему дутья выше, чем древесноугольного, около 1,6—1,65. Из 1 кг самосушного торфа (18—20% влаги) получалось от 1,75 до 1,85 м³ газа.

Анализы V, VI и VII дают состав газов при выплавке ферросилиция на самосушном торфе и обогащенном кислородом дутье в небольшой опытной печи (18 м³ полезной вместимости) Чернореченского завода. Степень обогащения дутья кислородом — 35, 45 и 55%. По мере увеличения концентрации кислорода в дутье, естественно, уменьшается содержание азота в газе, растет содержание водорода, но несколько повышается и процентное количество углекислоты, вследствие уменьшения объема газа. Расход торфа на единицу выплавленного ферросилиция (10—12% Si) не мог быть установлен опытной плавкой [36], но он едва ли меньше 8—9 единиц, судя по составу шихты и по расходу такого же торфа при опытной плавке на литейный чугун (6,5).

Для сравнения, в колонке VIII указан состав газа при обогащении дутья кислородом до 45% и работе на ферромангане на донецком коксе в той же чернореченской печи. В газе обычное для кокса содержание метана и водорода, но очень высокое — окиси углерода. Высоким кажется и содержание CO₂, но нужно принять во внимание, что углекислота в данном случае концентрируется в малом количестве (по сравнению с плавкой на обыкновенном дутье) газов. По отношению азота можно установить, что его количество в чернореченской печи было в 58 : 38,8 = 1,5 раза меньше, чем, например, в Макеевской, работающей на ферромангане.

Применение анализов колошниковых газов к расчетам. 1. Определение количества колошникового газа. Приводим два примерных расчета параллельно для древесного угля

и для кокса — по данным о работе уральской и южной печей СССР.

Анализ газа (проверенный аналитическим расчетом) (%):

	а)	б)
CO ₂	16,30	12,28
CO	23,36	27,17
CH ₄	1,42	0,30
H ₂	8,89	2,52
N ₂	50,03	57,73
	100,00	100,00

Условия работы, в которых были получены газы указанного состава:

а) Расход древесного угля на 1 т чугуна — 870 кг; содержание углерода в угле 79%, из которых 11,03% уходят в летучих веществах; содержание углекислотной соли в употребленном флюсе 180 кг. Чугун содержит 3,6% С; 0,7% Si; 1,4% Mn; 0,02% P; 0,01% S и 94,27% Fe.

б) Расход кокса на 1 т чугуна — 1000 кг; содержание углерода в коксе 82,6%, из которых 0,426% удаляются в летучих веществах, флюс вносит 357 кг CaCO₃. Чугун содержит 3,85% С; 1% Si; 2% Mn; 0,10% P; 0,05% S и 93,0% Fe.

В 1 м³ газа заключается углерода:

а) $12(0,163 + 0,2336 + 0,0142) : 22,4 = 0,2207$ кг;

б) $12(0,1228 + 0,2717 + 0,003) : 22,4 = 0,2129$ кг.

Из 1 кг сгорающего в печи углерода получается газа:

а) $1,0000 : 0,2207 = 4,54$ м³;

б) $1,0000 : 0,2129 = 4,7$ м³.

По отношению к полученным числам, нужно сказать, что содержание углерода в колошниковых газах древесноугольных и коксовых печей может быть одинаковым, так как избыток болотного газа в древесноугольном газе (на 1% и даже 1,5%) возмещается большим значением суммы (CO₂ + CO) в газах коксовых доменных печей. В данном случае разница в содержании углерода в газах получалась в результате необычно высокой суммы (CO₂ + CO) в газе уральской печи и несколько пониженной — в южной. Содержание углерода в колошниковых газах колеблется от 0,20 до 0,22 кг на 1 м³, что соответствует выходу газа 5—4,5 м³ на 1 кг углерода, переходящего в газ. Так как содержание углерода в горючем колеблется в довольно широких пределах, количество углерода, растворяющегося в чугуне, тоже неодинаково, равно как и расход флюса и содержание в нем углекислоты, то выход газа на 1 кг загружаемого в печь горючего меняется в довольно широких пределах; все же можно указать, что на 1 кг кокса обыкновенно получается в печи не более 4,25 м³, а чаще — около 4 м³ газа, а в древесноугольной печи несколько меньше: 4—3,5 м³.

Горючее вносит в печь на 1000 кг чугуна:

$$\text{а) } 870 \cdot 0,79 = 687,3 \text{ кг С} \quad \text{б) } 1000 \cdot 0,826 = 826 \text{ кг С}$$

Флюс дает:

$$\text{а) } 180 \cdot 0,12 = 21,6 \text{ кг С} \quad \text{б) } 357 \cdot 0,12 = 42,84 \text{ кг С}$$

$$\text{Всего} \quad . \quad 708,9 \text{ кг С} \quad \text{Всего} \quad . \quad 868,84 \text{ кг С.}$$

Переходит в чугун:

$$\text{а) } 36,0 \text{ кг С;} \quad \text{б) } 38,50 \text{ кг С.}$$

Уходит с газами:

$$\text{а) } 672,9 \text{ кг С;} \quad \text{б) } 830,34 \text{ кг С.}$$

Следовательно, получается на 1 т чугуна газов:

$$\text{а) } 672,9 : 0,2207 = 3057,9 \text{ м}^3; \quad \text{б) } 830,34 : 0,2129 = 3900,1 \text{ м}^3.$$

На 1 кг загруженного в печь горючего:

$$\text{а) } 3057,9 : 870 = 3,5 \text{ м}^3; \quad \text{б) } 3900,1 : 1000 = 3,9 \text{ м}^3.$$

2. Определение количества дутья. Количество получаемого печью дутья определяется по количеству газа и содержанию в нем азота. Содержание азота в газах, взятых для примерного расчета, дает абсолютное количество его на 1 т чугуна:

$$\text{а) } 3057,9 \cdot 0,5003 = 1529,77 \text{ м}^3; \quad \text{б) } 3900,1 \cdot 0,5773 = 2251,53 \text{ м}^3.$$

Вычитая количество азота, внесенное горючим материалом, получим азот дутья:

$$\text{а) } 1529,77 - 3,48 = 1526,29 \text{ м}^3; \quad \text{б) } 2251,53 - 4,00 = 2247,53 \text{ м}^3.$$

Принимая прежний состав воздуха (см. стр. 264), получим количество дутья по азоту:

$$\text{а) } 1526,29 : 0,7821 = 1951,5 \text{ м}^3; \quad \text{б) } 2247,53 : 0,7821 = 2873,71 \text{ м}^3.$$

Эти числа дают на 1 кг загруженного в печь топлива дутья:

$$\text{а) } 1951,5 : 870 = 2,243 \text{ м}^3; \quad \text{б) } 2873,71 : 1000 = 2,874 \text{ м}^3.$$

Отношение объемов газов и дутья:

$$\text{а) } 3,5 : 2,243 = 1,54; \quad \text{б) } 3,9 : 2,874 = 1,36.$$

Грюнер в свое время, устанавливая метод расчета теплового баланса доменной печи, применял иной способ определения количества дутья — более длительный и сложный, чем только что изложенный здесь [37]. Исходя из отношения $\text{CO}_2 : \text{CO} = m$, Грюнер определял количество кислорода в колошниковых газах. Вычитая из него кислород, внесенный флюсом и рудой при восстановлении разных элементов, он получал по разности количество кислорода дутья и самого дутья.

Если весовое содержание СО в газе обозначить y , то количество CO_2 будет my . Отсюда

$$p = \frac{3}{7}y + \frac{3}{11}my = y \cdot \frac{33 + 21m}{77}$$

$$O' + O'' = \frac{4}{7}y + \frac{8}{11}my = y \cdot \frac{44 + 56m}{77}$$

$$O' = \frac{44 + 56m}{33 + 21m} \cdot p - O'',$$

где p — количество углерода в газах, кг/кг чугуна, O' — кислород дутья, а O'' — кислород, данный в газ флюсом и всеми восстановившимися окислами. Этот последний вычисляется легко для флюса ($\frac{32}{12}b$, если b — вес углерода в CO_2 флюса на 1 кг чугуна) и кремния с фосфором, но для железа и марганца он определяется не вполне точно, так как степень окисления даже железа в руде не всегда определяется, а марганца — почти всегда не указывается анализом.

Если, однако, степень окисления железа точно указана и принята во внимание при расчете, а содержание марганца в руде очень мало, то оба способа расчета — по азоту и кислороду в газах — дадут одинаковый или очень близкий результат, если анализ газа безупречен.

Так как во многих анализах, даже новейшего времени, по неполноте поглощения СО преувеличено количество азота, то при определении кислорода дутья по азоту в газах преувеличивается и количество вносимого дутьем кислорода, отчего при сведении материального баланса окажется кислород в избытке. Если же вести расчет по Грюнеру, то от неполноты поглощения окиси углерода количество кислорода в газах будет преуменьшено, и, определяя количество дутья, вводят в расчет недостаточное количество азота, отчего расчетный состав газа будет отличаться от указанного анализом (CO_2 и СО окажутся в том же отношении, какое взято для расчета, но процентное содержание их будет выше).

Ввиду этого, прежде чем пользоваться анализом колошниковых газов для каких-либо расчетов, нужно проверять анализ расчетом, о чем уже говорилось раньше и еще будет сказано при изложении способов определения материальных и тепловых балансов доменных печей.

3. Определение количества углерода, сожженного у фурм. Определение производится по количеству кислорода, внесенному дутьем. Пользуясь уже найденными числами расхода дутья и содержания в нем азота, найдем для обоих случаев практики:

- а) $1951,5 - 1526,29 = 425,21 \text{ м}^3$ кислорода с водяными парами;
 б) $2873,71 - 2247,53 = 626,18 \text{ м}^3$ кислорода с водяными парами.

Чтобы устранить водород, из вычисленного объема кислорода с влагой нужно вычесть 1% объема дутья и прибавить $\frac{1}{2}\%$ кислорода или, просто, вычесть 9,75 и 14,37 м³ из найденных выше чисел.

а) $425,21 - 9,75 = 415,46$ м³ кислорода;

б) $626,18 - 14,37 = 611,81$ м³ кислорода.

Количество сожженного у фурм углерода ($2C + O_2 = 2CO$):

а) $415,46 \cdot 24 : 22,4 = 445,13$ кг;

б) $611,81 \cdot 24 : 22,4 = 655,50$ кг.

Определим теперь относительное количество углерода, доходящее до фурм. Из приведенных раньше данных о работе печей следует, что всего углерода поступало в печи:

а) $0,79 \cdot 870 = 687,30$ кг;

б) $0,826 \cdot 1000 = 826$ кг.

Терялось в газах:

а) $0,1103 \cdot 870 = 95,96$ кг;

б) $0,00426 \cdot 1000 = 4,26$ кг.

На обуглероживание чугуна затрачивалось:

а) $0,036 \cdot 1000 = 36,00$ кг;

б) $0,0385 \cdot 1000 = 38,50$ кг.

Всего несгоревшего углерода:

а) $95,96 + 36,00 = 131,96$ кг;

б) $4,26 + 38,50 = 42,76$ кг.

Сжигается в печи кислородом руды и дутья:

а) $687,30 - 131,96 = 555,34$ кг углерода;

б) $826,00 - 42,76 = 783,24$ кг углерода.

Выше было определено количество сжигаемого у фурм углерода; оно составляет по отношению ко всему сжигаемому в печи углероду:

а) $445,13 \cdot 100 : 555,34 = 80,1\%$; б) $655,5 \cdot 100 : 769,74 = 85,1\%$.

[Для коксовой печи (б) исключен углерод, сожженный парами воды при образовании водорода и метана, т. е. $6 + 7,5$ кг].

Числа 80,1 и 85,1% являются предельными для разных случаев практики; среднее между ними может служить для приближенного расчета количества дутья (когда состав газа не известен).

4. Определение относительного развития прямого и непрямого восстановления железа. В печи сжигается, не доходя до фурм:

а) $555,34 - 445,13 = 110,21$ кг С; б) $769,74 - 655,5 = 114,24$ кг С.

По составу чугуна определено далее количество углерода, затраченное на восстановление кремния, марганца и фосфора.

Si . . .	7 · 24 : 28,3	= 5,936 кг С	а)	10 · 24 : 28,3	= 8,480 кг С	б)
Mn . . .	14 · 12 : 55	= 3,055 » С		20 · 12 : 55	= 4,364 » С	
P . . .	0,2 · 60 : 62	= 0,194 » С		1 · 60 : 62	= 0,968 » С	
		9,185 кг С			13,812 кг С	

Следовательно, на прямое восстановление железа издержано углерода:

$$а) 110,21 - 9,185 = 101,025 \text{ кг};$$

$$б) 114,24 - 13,812 = 100,428 \text{ кг}.$$

Этим количеством углерода восстанавливается, железо из закиси:

$$а) 101,025 \cdot 56 : 12 = 471,45 \text{ кг или } 471,45 \cdot 100 : 942,7 = 50\%;$$

$$б) 100,428 \cdot 56 : 12 = 468,66 \text{ кг или } 468,66 \cdot 100 : 930 = 50,4\%.$$

5. Определение количества тепла, полученного печью горением углерода. Это определение необходимо для установления теплового баланса доменной печи и, как оно делается, подробно излагается в следующем — четвертом разделе.

ЛИТЕРАТУРА ТРЕТЬЕГО РАЗДЕЛА

1. I. Lowthian Bell. Principles, 75, табл. 3.
2. I. Lowthian Bell. Principles, 72, 73, фиг. 1 и фиг. 2.
3. I. Lowthian Bell. Principles, 76—77.
4. H. Le Chatelier. Comptes Rend., 1892 (CXIV), p. 470.
5. P. Royster, T. Joseph. Pyrometry in blast-furnace. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs, 1919, стр. 1953—1967.
6. Н. М. Якубцинер. Зависимость между температурой шлака и составом чугуна в процессе доменной плавки. «Сталь», 1940, № 4.
7. Н. М. Якубцинер, М. М. Воронич. Методика измерения высоких температур в доменном производстве. Труды ЛПИ, 1938, № 6, 3.
8. P. Royster. Production of the ferro-manganese in the blast-furnace. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1919 (v. 62), 18—28.
9. T. Joseph. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1925 (v. 71), 453—463.
10. И. З. Козлов и ч. Исследование работы горня доменной печи № 1 Магнитогорского завода. «Советская металлургия», 1936, № 9.
11. P. Rheinländer. Arch. f. d. Eisenhüttenwes., 1930, Febr., 487—503. Передано в «Гипрометез» 1930, № 7, 106—116.
12. Проф. А. Н. Похвиснев, доц. С. К. Трекало, инж. Г. А. Воловик. Распределение дутья по фурмам доменной печи № 1 Запорожстали. «Теория и практика металлургии», 1938, № 5, 3.
13. W. Lennings. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1934, Okt., 146.
14. W. Dinkler. О реакциях между чугуном и шлаком. «Советская металлургия», 1934, № 3, 38 (из Mitt. K. W. Inst., Abh. 236, 187).
15. S. Kinney. Работа доменной печи на сортированной руде. «Домез», № 12, 1930 г. [из Technical Paper № 459 (1930) Bureau of Mines].
16. В. Т. Басов. Исследование доменной печи № 4 Кузнецкого завода. «Советская металлургия», 1936, № 10, 20.
17. И. З. Козлов и ч. Исследование работы доменной печи № 3 Запорожстали. «Сталь», 1939, № 4—5, 1; № 6, 1.
18. F. Clements. British Blast-furnace practice. I. Iron a. Steel Inst., 1920, I, 125—148.
19. K. Matthiae. St. u. Eis. 1911, 268.
20. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron a. Steel Inst., 1871, I, 121—122.
21. И. Тиме. Справочная книга для горных инженеров. СПб, 1899, стр. 269.

21. А. М. Брезгунов. Исследование хода македвской доменной печи № 1. «Горный журнал», 1901, I, 80—81.
22. W. Sweetser. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. v. XL (1910), 247—252.
23. H. Brassert, ЖРМО, 1925, 2 ч., 321—322.
24. H. Brassert, ЖРМО, 1914, 2 ч., 436 (из Iron-Tr. Rev. 1914. June 11, 1051).
25. F. Clements. J. Iron a. Steel Inst., 1920, I, 144, сводная таблица I, стр. 40—41.
То же, в Blast-furnace practice, v. II, вкладн. табл. 4. — Дутье в печах разных стран.
26. H. Wedding. Ausführli. Handbuch d. Eisenhüttenkunde, III. B., 383.
27. J. Gayley, Application of dry air blast to the manufacture of iron. J. Iron a. Steel Inst., 1904, II. Дополнительное сообщение там же — 1905, I, 256.
- М. А. Павлов. Металлургия железа в периодической литературе 1905 г. Отд. оттиски из «Изв. СПб. политехн. инст.», 1906, 532—533.
28. F. Clements. Blast-furnace practice, v. II, вкл. табл. I (печь Ebbw-Vale).
29. E. Evans, F. Bailey. Blast-furnace data and their correlation. J. Iron a. Steel Inst. 1928, I, 53 и 1931, I, 95.
30. F. Clements. Blast-furnace practice, v. III, табл. 51.
31. J. von Ehrenwerth. The determination of the total quantity of blast-furnace gas. J. Iron a. Steel Inst., 1907, III, 52.
32. И. А. Соколов. Древесноугольные доменные печи Урала. Свердловск, 1933, 92.
33. М. А. Павлов. Опыт выплавки чугуна на торфяном коксе на Верхне-Выкоунском заводе. «Домез», 1930, № 12, 89.
34. М. А. Павлов. Опыт выплавки чугуна на торфяном коксе на Косогорском заводе. «Гипромез», 1931, № 12, 10.
35. М. А. Павлов. Применение торфа к выплавке чугуна. ОНТИ, 1938.
36. А. П. Вавилов. Доменная плавка на обогащенном кислородом дутье. «Советская металлургия», 1935, № 4.
- М. А. Павлов. Применение кислорода к металлургии черных металлов. «Металлург», 1935, № 2.
- М. А. Павлов. Применения обогащенного кислородом дутья к доменной плавке. Изв. АН СССР, Отд. технических наук, 1938, № 7, 3.
37. Л. Грюнер. Аналитическое исследование плавильного процесса доменных печей, «Горный журнал», 1877, III (перевод «Etudes sur les hauts-fourneaux» из Ann. des Mines, 1872, v. I, II).

РАЗДЕЛ ЧЕТВЕРТЫЙ

РАЗВИТИЕ И УСВОЕНИЕ ТЕПЛА В ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ

Заглавие этого раздела нашего курса является несколько сокращенным названием доклада Лоттиана Белла [1], сделанного в 1869 г. Обществу железа и стали в Лондоне. В этом докладе было впервые дано изложение предложенного автором метода составления теплового баланса доменной плавки в условиях работы доменных печей Кливлендского горного округа.

Самая идея составления теплового баланса, т. е. сопоставление прихода тепла из разных источников с суммарным расходом его по отдельным статьям, была высказана впервые (1866 г.) французским инженером де-Ватэром, указавшим, что основой для расчета теплового баланса должен служить химический состав колошникового газа, по которому можно определить количество газа, получающегося в печи, и количество дутья, поступающего в печь, количество тепла, развиваемое в печи горением углерода и вносимое в нее нагревом дутья.

Произведенный де-Ватэром первый расчет теплового баланса [2] был сделан с ошибками и неполно (по недостатку термохимических данных), но он установил основанный на законе Гесса принцип «начального и конечного состояния реагирующих веществ» для правильного учета прихода и расхода тепла в доменной плавке.

Опубликованные Л. Беллом данные о работе кливлендских печей послужили материалом, позволившим проф. Л. Грюнеру разработать и уже в 1872 г. опубликовать в ряде журнальных статей новый метод расчета теплового баланса доменных печей [3], критически разобрать полученные расчетом результаты и сделать ряд важных в теоретическом отношении выводов из них.

В то же время проф. Р. Окерман составил впервые тепловой баланс древесноугольной доменной печи, пользуясь средними данными шведской практики и применяя иной, чем Белл и Грюнер, метод расчета [4]. Расчеты Окермана не лишены погрешностей, что не помешало ему сделать ряд важных выводов, сохранивших свое значение и в настоящее время.

1. ПРИХОД ТЕПЛА В ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ И ЕГО РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ПО ОТДЕЛЬНЫМ СТАТЬЯМ РАСХОДА

1. ПРИХОД ТЕПЛА

Источниками тепла в доменной плавке являются: 1) горение углерода в окись углерода и, частью, в уголекислоту; 2) нагрев дутья и 3) некоторые — несущественные по количеству выделяемого тепла — экзотермические реакции.

Горение углерода. Чтобы правильно учесть количество тепла, выделяемое горением углерода в уголекислоту и окись углерода, нужно принять во внимание количество уголекислоты, вносимое в печь флюсом, — а иногда и рудой, — и вычесть его из всего количества уголекислоты, находящегося в колошниковых газах. То обстоятельство, что часть уголекислоты флюса может восстанавливаться углеродом в окись углерода, не влияет на точность расчета (принцип «начального и конечного состояния»). Если даже считать, — как это делает Белл, — что вся уголекислота переходит в печи в окись углерода, то всю уголекислоту колошниковых газов придется считать полученной восстановлением руды, что не меняет баланса тепла, а лишь увеличивает сумму расхода тепла на восстановление CO_2 флюса и настолько же увеличивает приход тепла от перехода CO в CO_2 при восстановлении.

При определении прихода тепла от горения углерода в CO_2 и CO между металлургами — даже советскими — до сих пор нет согласия в принятии одинаковых тепловых эффектов горения углерода топлива. Еще и теперь некоторые из них, — следуя примеру немецких авторов, применяют числа, установленные Фавром и Зильберманом (8080 и 2473 кал) 90 лет тому назад; составитель известной немецкой справочной книги (Physik.-Chem. Tabellen) Рот упорно игнорирует числа, установленные М. Бертло, хотя в последнее время он вместе с Депке произвел определение теплоты горения аморфного углерода (в виде сажи) разного удельного веса и нашел рентгенографическим исследованием, что тепловой эффект горения тем выше, чем меньше удельный вес угля и меньше в нем включений графита; уголь удельного веса 1,86 дает 8148 кал на 1 кг углерода, т. е. даже несколько больше, чем нашел Бертло для древесного угля [5]. Образцы с более высоким удельным весом и с большей примесью графита дали меньший тепловой эффект при полном горении — 8071 и 8051 кал, — но все же гораздо больший, чем графит (7820 кал).

Основываясь на полученных результатах и забывши о древесном угле, названные авторы соглашаются признать существование аморфного углерода, но им следовало бы согласиться и с тем, что нет оснований отрицать достоверность числа Бертло — 8137 кал — для теплоты горения аморфного углерода в CO_2 .

В Германии сделано было предложение считать за теплоту горения аморфного углерода в коксовой плавке теплоту горения кокса, но предложение это нельзя считать удачным, так как всякий кокс в большей или меньшей мере, — смотря по качеству коксуемого угля и ходу процесса коксования, — графитизирован, поэтому теплота горения его непостоянна и всегда меньше, чем чистого аморфного углерода, а определять ее при всяком расчете теплового баланса коксовой печи нельзя. Сверх того, для расчетов с древесным углем и другими видами топлива все равно приходится иметь дело с теплотой горения аморфного углерода.

Что касается теплоты горения углерода в окись, то она выводится расчетом из теплоты перехода CO в CO_2 , которая по Фавру и Зильберману равнялась 5607 кал на 1 кг углерода. Бертоло увеличил это число до 5685 кал в результате немногих и плохо сходящихся определений теплоты горения CO в CO_2 . В настоящее время тепловой эффект горения CO установлен точно, как результат определений, сделанных четырьмя исследователями и хорошо сходящихся друг с другом; они дают в среднем для перехода CO в CO_2 тепловой эффект в 57 680 кал (или 5640 кал на 1 кг C), откуда следует, что теплота горения C в CO равна $8137 - 5640 = 2497$ кал на 1 кг C (или $8080 - 5640 = 2440$ кал, если пользоваться данными Фавра и Зильбермана для горения C в CO_2).

Точный учет прихода тепла по этой статье затрудняется неточностью анализа горючего; в большинстве случаев в расчет вводится «нелетучий углерод» по результатам технического анализа, т. е. с превышением содержания углерода против истинного, по крайней мере на 0,5%.

Нагрев дутья. Точный учет тепла, приносимого нагретым дутьем, находится в зависимости от точности анализа колошникового газа, главным образом от указываемого им содержания азота. Этому вопросу автор уделил раньше (см. «Химический состав газов», стр. 253—295) много внимания, и здесь ему остается только повторить, что прежде расчета теплового баланса следует проверить расчетом состав газа, даваемый анализом, установить количество дутья и газа по результатам проверки и уже после этого по количеству дутья, его средней температуре и теплоемкости определять приход тепла по статье 2-й (теплоемкости газов даны в Приложении). Поправка на содержание влаги в дутье обыкновенно делается в предположении, что атмосферный воздух содержит около 1% по объему водяного пара (или 8 г его на 1 м³ сухого воздуха).

Экзотермические реакции. Протекающие в доменной печи экзотермические реакции сводятся почти исключительно к процессам шлакообразования — к соединению кислотных окислов руды и золы горючего с основными окислами флюса и образованию двойного силиката кальция и глинозема. Тепловой эффект шлакообразования невелик, и в общем приходе тепла он играет незначительную

роль ($1-1\frac{1}{2}\%$ общего прихода тепла). Он стал определяться с некоторой точностью лишь после того, как проф. С. М. Вологдин дал эмпирическую формулу:

$$q = 3,14 \text{ CaO} - 17 \text{ кал},$$

в которой CaO выражается в процентах содержания извести в шлаке.

Впоследствии А. Н. Рамм дал упрощенную формулу ($q = 2,7 \text{ CaO}$), которая дает тот же результат, что и формула Вологодина, при содержании CaO в шлаке, равном 40% (при более высоком — несколько менее, а при более низком — несколько более).

К тепловому эффекту образования силиката кальция нужно присоединить — для получения всего теплового эффекта шлакообразования — еще тепло, выделяемое при переходе FeS в CaS, растворенном в шлаке; оно определяется по формуле $\text{FeS} + \text{CaO} = \text{CaS} + \text{FeO} + 730 \text{ кал}$ (или 22,8 кал на 1 кг серы в шлаке, бывшей в шихте в виде FeS, а не в виде CaSO₄ или BaSO₄). Если не учитывать этот тепловой эффект, то нужно считать, что на восстановление Fe из FeS затрачивается несколько меньше тепла, чем из FeO, именно:

$$64\,430 - 730 = 63\,700 \text{ или } 1137,5 \text{ кал на } 1 \text{ кг Fe}.$$

Иногда к указываемому здесь приходу тепла присоединяют еще теплоту образования метана и карбида железа.

То количество метана, какое находится в колошниковом газе древесноугольных доменных печей, не образуется соединением свободного водорода с углеродом горючего, а является продуктом сложного процесса разложения не вполне обугленного дерева, процесса, тепловой эффект которого неизвестен и отдельно для метана не может быть учтен по реакции $\text{C} + 2\text{H}_2 = \text{CH}_4 + 20\,870 \text{ кал}$. Количество метана в колошниковых газах может быть ниже того, какое дают газы, выделяющиеся из древесного угля при его прокаливании, что указывает на разложение части метана, выделяемого углем.

По отношению к карбиду железа нужно иметь в виду, во-первых, что тепловой эффект его образования является еще спорной величиной; во-вторых, что в жидком чугуна он диссоциирован и если при образовании карбида было выделено некоторое — очень незначительное во всяком случае — количество тепла, то при разложении карбида оно было поглощено. Тепловой эффект образования карбида проявляется вне доменной печи при застывании чугуна; он входит в то количество тепла, какое определяется в калориметре, как тепло, уносимое чугуном из печи, но в действительности представляющее суммарный тепловой эффект всех превращений, испытываемых железом при охлаждении.

Более серьезное, чем образование карбида железа, значение должны бы иметь тепловые эффекты образования кремнистого и

фосфористого железа, но они точно не установлены (имеются лишь единичные и противоречивые данные, не допускающие их применения).

Наконец, иногда учитывают тепло, вносимое в печь плавильными материалами, когда температура их выше 0° . Так как эта температура не может быть высокой (обыкновенно не превышает 20°), а теплоемкость плавильных материалов при такой температуре низка (0,16—0,17 для руды, около 0,2 для кокса, флюса), то количество тепла, вносимое плавильными материалами, очень незначительно, к тому же определение его не представляет значения ни с практической, ни с теоретической точек зрения.

2. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕПЛА ПО ОТДЕЛЬНЫМ СТАТЬЯМ РАСХОДА

Полученное доменной печью тепло расходуется на: 1) восстановление, 2) разложение гидратов и испарение воды, 3) разложение горючих материалов, 4) разложение углекислых солей, 5) разложение водяных паров, 6) тепло, уносимое чугуном, 7) тепло, уносимое шлаком, 8) тепло, уносимое колошниковыми газами, 9) тепло, уносимое охлаждающей печь водой, и 10) потери тепла.

Восстановление. Большая часть полученного печью тепла поглощается полным восстановлением окислов переходящих в чугун элементов и восстановлением до закисей тех окислов, которые частично переходят в шлак. Термохимические данные, которыми мы теперь располагаем (они даны в Приложении к этой книге), позволяют довольно точно учесть эту главную в тепловом балансе доменной печи статью расхода, если только химический и минералогический анализы указывают, в каком состоянии находятся восстанавливаемые элементы в сырых материалах, или, по крайней мере, — степень окисления восстанавливающихся окислов.

К сожалению, обычные анализы заводских лабораторий не всегда указывают степень окисления даже железа и не различают закиси железа, находящейся в соединении с кремнеземом в скарных минералах, от закиси, образующей магнитную окись. Для марганца в лучшем случае (по специальному требованию) указывается содержание MnO и MnO_2 , смешение которых в разных пропорциях дает эмпирический состав марганцевых минералов, входящих в состав марганцевых руд ($MnO + MnO_2 = Mn_2O_3$ — манганит; $2MnO + MnO_2 = Mn_3O_4$ — гаусманит; $nMnO + mMnO_2 =$ — вад и псиломелан). Для марганца, все четыре окисла которого могут входить в состав марганцевой руды, приходится брать для расчета ту степень окисления, которая соответствует составу преобладающего в руде марганцевого минерала.

Учет тепла на восстановление ведется обыкновенно на весовую единицу восстанавливаемого элемента и для железа, смотря по составу соединения, из которого оно восстанавливается, нужно брать (на 1 кг железа) одно из следующих чисел:

1706,7	кал для водной окиси железа (бурый железняк),
1758	» » безводной Fe_2O_3 (красный железняк),
1583	» » магнитной окиси (магнитный железняк),
1150,5	» » закиси железа свободной,
1254	» » » в виде силиката,
1137,5	» » Fe , восстанавливающегося из FeS .

Нужно не упускать из виду разницу в теплоте образования гидрата окиси железа (данные Томсена) и безводной окиси железа, принимая ее во внимание не только в том случае, когда рудой является бурый железняк, но и красный или магнитный с примесью бурою.

Магнитная окись железа находится, как примесь, и в красных железняках и в передельных шлаках, например, сварочном, в котором обыкновенно нехватает кремнезема для того, чтобы связать всю закись железа в Fe_2SiO_4 (фаялит).

Свободная закись железа находится (в растворе) в основных передельных шлаках — мартеновских и томасовских, а также в соединении с Fe_2O_3 , как магнитная окись, хотя она и показывается аналитиками, как свободная.

Силикаты железа — FeSiO_3 и Fe_2SiO_4 — находятся в кислых и основных передельных шлаках: мартеновском, бессемеровском и сварочном. Соединение кремнезема с одной и двумя частицами закиси сопровождается выделением почти одинакового числа калорий на 1 кг железа (105 и 101), поэтому выше указано одно число (1254 кал) для силиката железа.

Наконец, число, указанное для восстановления железа из FeS , нужно применять лишь тогда, когда в приходе не учитывался тепловой эффект реакции $\text{FeS} + \text{CaO} = \text{CaS} + \text{FeQ}$. Заметим, что для точности учета теплового эффекта этой реакции нужно принимать во внимание лишь то количество серы, которое дается в печь в виде сернистого соединения; та часть серы, которая находится в коксе в виде органического соединения, не требует тепла для разложения FeS , так как это соединение образуется в самой печи с выделением тепла в таком же количестве, какое, нужно для его диссоциации.

Для расчета тепла, потребного на восстановление 1 кг марганца из разных его соединений, можно пользоваться следующими данными:

2298	кал для перекиси марганца (пиролюзит)
2175,5	» » окиси марганца (манганит)
2093,6	» » закись-окиси марганца (гаусманит)
1758,5	» » свободной закиси марганца
1898,5	» » марганца в силикате.

В применении к рудам сложного состава (смесь разных марганцевых минералов) эти данные дают пониженный расход тепла, так как теплота образования минералов выше тепла образования отдельных окислов марганца, указываемых заводским анализом.

Кремний восстанавливается из свободного кремнезема или из такого непрочного при высокой температуре соединения его, как каолинит. Затрата тепла на 1 кг восстанавливающегося кремния современными термохимическими исследованиями установлена в 7423 кал.

По отношению к восстановлению фосфора все еще приходится отмечать ошибку металлургов, публикующих [6] тепловые балансы, рассчитанные в предположении восстановления фосфора из фосфорного ангидрида (5760 кал на 1 кг), хотя всегда было хорошо известно, что фосфор находится в плавильных материалах в виде фосфорнокальциевой и фосфорножелезной солей. Принимая во внимание количество тепла, выделяемого при соединении 3CaO с P_2O_5 , и теплоту горения фосфора в P_2O_5 (по современным данным), получим затрату тепла на 1 кг восстановленного фосфора такой:

$$(159\,500 + 370\,000) : 62 = 8540 \text{ кал.}$$

Для фосфорножелезной соли мы знаем тепловой эффект образования лишь соли трехвалентного железа



Присоединяя теплоту образования P_2O_5 , получим на 1 кг фосфора:

$$(43\,200 + 370\,000) : 62 = 6664,5 \text{ кал.}$$

Так полученное число следует применять при определении затраты тепла на восстановление фосфора из керченской руды, содержащей фосфор в керчените, но когда в руде находится фосфорнокислая соль двухвалентного железа (вивианит), то расчет будет неточен; однако ввиду того, что соединение окисла железа с P_2O_5 дает лишь около 10% всего теплового эффекта образования фосфорножелезной соли, ошибка в расчете будет незначительной и, во всяком случае, меньше той, которая произошла бы при расчете на восстановление фосфора из P_2O_5 (5967 кал на 1 кг фосфора, а не 5760 кал по старым данным).

С другими переходящими в чугун элементами — медью, никелем, хромом, ванадием и титаном — редко приходится иметь дело, но если и они входят в состав шихты, то затрату тепла на восстановление 1 кг их можно определять по нижеуказанным данным (в кал):

Си из CuO	Ni из NiO	Cr из Cr_2O_3	V из V_2O_3	V из V_2O_5	Ti из TiO_2
606	993	2778	3427	4287	4701

По поводу восстановления титана нужно сказать, что хотя этот элемент нередко находится, как незначительная примесь, в рудах в виде свободного титанового ангидрида (рутил), но он входит в состав своеобразных руд — титаномagnetитов, заключа-

ющих в себе ванадий, для извлечения которого эти руды и проплавляются; в ней двуокись титана образует минерал ильменит и восстановление титана происходит путем разложения ильменита на FeO и TiO_2 , что требует некоторого расхода тепла, точно не установленного. Попутно из той же руды восстанавливается и ванадий, но из какого соединения — неизвестно; полагают, что окисел V_2O_3 образует изоморфную смесь с Fe_2O_3 (отдельного ванадий-содержащего минерала в титаномагнетитах не найдено). Поэтому, хотя анализ указывает ванадий в виде V_2O_5 , затрату тепла нужно считать в 3427 кал на 1 кг ванадия.

Кроме восстановления окислов в доменной печи происходит восстановление сернокислых солей кальция (гипс в пустой породе некоторых руд, в известняке и золе кокса) и бария (характерная примесь некоторых марганцевых руд). Если количество этих солей установлено анализом (скорее — минералогическим, чем обычным химическим), то расход тепла на переход этих солей в сернистые соединения, растворяющиеся в шлаке, определяется по отношению к 1 кг заключающейся в них серы по следующим данным:

$$\begin{aligned}\text{CaSO}_4 & \dots\dots 219330 : 32 = 6854 \text{ кал} \\ \text{BaSO}_4 & \dots\dots 234635 : 32 = 7332 \text{ ,}\end{aligned}$$

Нужно иметь в виду, что если учтено количество тепла на переход сернокислых солей в сернистые соединения, то на расчетное их количество уже не следует считать теплоты, выделяемой превращением сернистого железа в сернистый кальций.

Вследствие неполноты восстановления марганца в доменной печи всегда приходится учитывать расход тепла на восстановление высших окислов его в низший — закись. На 1 кг последней расходуется при переходе

$$\begin{aligned}\text{MnO}_2 \text{ в } \text{MnO} & \dots\dots (126400 - 96720) : 71 = 418 \text{ кал} \\ \text{Mn}_2\text{O}_3 \text{ в } 3\text{MnO} & \dots\dots (345430 - 3 \cdot 96720) : 213 = 260 \text{ кал}\end{aligned}$$

Закись железа тоже в некотором количестве — ничтожном при коксовой плавке — переходит в шлак. На 1 кг ее в шлаке требуется при переходе

$$\begin{aligned}\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ в } 2\text{FeO} & \dots\dots (196910 - 2 \cdot 64430) : 144 = 473 \text{ кал} \\ \text{Fe}_3\text{O}_4 \text{ в } 3\text{FeO} & \dots\dots (265960 - 3 \cdot 64430) : 216 = 336 \text{ ,}\end{aligned}$$

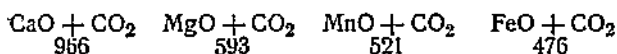
Ограничиваясь приведенными данными для учета расхода тепла на восстановительный процесс в целом, переходим к затратам тепла на разложение сырых материалов под влиянием высокой температуры.

Разложение гидратов и испарение воды. Разложение гидратов и испарение гидратной и гигроскопической воды требуют в некоторых случаях весьма значительной затраты тепла, и правильный учет ее имеет немалое значение для сведения теплового баланса.

Вода гидратов считается твердой водой, т. е. к теплоте испарения ее (при 0° — 595 кал) прибавляется 79 кал скрытой теплоты плавления льда. Для удобства и однообразия расчетов испарение воды считается при 0° и, в таком случае, водяные пары присоединяются к колошниковым газам, а для определения уносимого паром тепла берется средняя его теплоемкость от 0° до температуры колошника (дана в Приложении к этой книге). Нужно однако не забывать, что не вся гидратная вода удаляется через колошник, как пар; часть последнего разлагается (по реакциям, о которых говорилось раньше). Чтобы учесть эту часть, нужно составить баланс водорода и вычесть из всего его количества в газах то количество, какое дает влага дутья при своем разложении и горючий материал.

Разложение горючих материалов. Древесный уголь, подвергающийся в доменной печи дополнительному переугливанию, требует затраты некоторого количества тепла на выделение газообразных продуктов сухой перегонки; вместе с тем от образования углекислоты и окиси углерода выделяется тепло. В общем, процесс разложения древесины экзотермичен (древесина самонагревается в процессе обугливания), но максимум тепла выделяется в начале обугливания, когда образуется максимум углекислоты; в конце обугливания, когда выделяется много водорода, приход тепла не покрывает расхода, но как сводится тепловой баланс переугливания в доменной печи, т. е. отрицателен ли он или положителен, неизвестно и потому расход тепла на переугливание в доменной печи не может быть учтен.

Разложение углекислых солей. Затраты тепла на разложение углекислых солей флюса, а иногда и руды, определяются по количеству тепла, выделяемого соединением углекислоты с основаниями: известью, магнезией, закисями марганца и железа. На 1 кг углекислоты это количество тепла следующее (в кал):



Все четыре соли, для которых тепловой эффект выделения углекислоты указан выше, могут находиться совместно в известняке и сидерите, в которых они образуют изоморфную смесь, но в обожженном сидерите углекислоты может нехватить на все четыре основания, в таком случае для правильного учета расхода тепла на выделение углекислоты, разносят ее так, чтобы ее хватило на все количество извести; остаток относят к магнезии и затем уже к закиси марганца и железа. Анализ может указать наличие закиси железа в руде, на которую нехватает углекислоты; это укажет на присутствие магнитной окиси железа — первого продукта обжига руды; то же может случиться и с закисью марганца.

Разложение водяных паров. Расход тепла на разложение водяных паров всегда (с первого же теплового баланса де-Ватэра)

учитывался, но долгое время в предположении, что разложению подвергается лишь водяной пар дутья. Для кливлендских доменных печей, работающих на руде, обжигаемой у самых печей и почти не содержащих влаги, это был правильный расчет, но работа на буре железняке дает всегда в колошниковых газах больше водорода, чем его получается из влаги дутья и летучих кокса. Это можно было подметить на первом же тепловом балансе, который составил де-Ватёр.

Правильный учет расхода тепла по этой статье должен основываться на балансе водорода, которым выясняется, как уже говорилось, количество неразложившейся воды и вместе с тем количество водорода, полученного от разложения гидратной воды, а иногда и влаги (при работе на очень влажной руде).

Разложение воды — пара (только в этом состоянии разлагается вода) требует 57 810 кал на 18 кг воды (или 28 905 на 1 кг водорода) по определению Томсена. Заметим кстати, что новейшие определения теплоты горения водорода только подтвердили большую точность числа Томсена (по справочнику Рота теплота горения водорода по новейшим данным равна 68 340 кал на 18 кг жидкой воды; по Томсену — 68 360 кал; разность не превосходит возможной точности наблюдений).

Переходим к определению тепла, теряемого доменной печью в продуктах плавки, в охлаждаемой воде и во внешнее пространство.

Тепло, уносимое чугуном. Количество тепла, уносимое из печи чугуном при выпуске его из печи, определялось многими исследователями — даже раньше, чем стали рассчитываться тепловые балансы. Лучшие по точности определения произвели: де-Ватёр (у горна доменной печи) и Грюнер (частью у горна печи, частью в лаборатории). Результаты этих определений следующие (в кал):

	де-Ватёр	Грюнер
Передельный чугун (белый)	280	260—265
Литейный (серый)	300	280—286

В позднейшее время (1910 г.) массовые определения тепла, уносимого чугуном из печи (с помощью калориметра, расположенного у горна), произвел Гильгаузен [7]. В среднем из 45 определений для томасовского чугуна (белого) получилось 258 кал, а из 37 для гематита (горячего серого) 287 кал. Результаты отдельных наблюдений Гильгаузена весьма противоречивы, и для вывода среднего значения исследователь вводил в расчет как непомерно высокие, так и очень низкие числа (например, для томасовского чугуна — такое количество тепла, какое недостаточно для плавления чугуна), что и дало в среднем 258 кал.

В новейшее время Сабуро Умино [8], которому принадлежит громадное количество определений теплосодержания и удельной теплоты многих металлов, в том числе стали и чугуна, указал теплосодержание двух сортов чугуна (в широком интервале тем-

ператур, вплоть до 1400°): серого, содержавшего 4,2% С, 1,48% Si, 0,7% Mn и 0,12% P, имевшего температуру плавления 1169° , и белого — почти чистой эвтектики Fe—C (4,3% С, температура плавления 1140°). Вот данные Умино о теплосодержании чугуна в расплавленном состоянии:

Температура $^{\circ}\text{C}$	Теплосодержание (в кал)	
	серого чугуна	белого чугуна
1150	206	243
1200	263	251
1250	273	260
1300	284	269
1350	295	278
1400	305	287

Из этих данных видно, что теплоемкость жидкого чугуна постоянна: для серого чугуна она равна 0,215 в среднем, а для белого 0,18; это позволяет нам предложить простые формулы для определения теплосодержания жидкого чугуна при любой температуре:

$$\begin{aligned} \text{для серого чугуна} & - W = 5 + 0,215t \\ \text{, белого} & - W = 35 + 0,18t \end{aligned}$$

Определение температуры выпускаемого из печи чугуна, как и шлака, не представляет в настоящее время затруднений [9], оно может и должно быть выполняемо, когда устанавливаются другие данные, служащие для расчета теплового баланса. Данные де-Ватёра, Белла и Грюнера не применимы к современным передельным чугунам, имеющим иной химический состав и температуру при выпуске, чем прежний белый чугун — пудлинговый, малокремнистый, содержащий много серы. Современный белый передельный томасовский чугун более горяч, чем прежний пудлинговый; передельный мартеновский еще горячее и может быть и не белым, а серым, однако его теплосодержание ниже, чем литейного чугуна, получающегося при более трудноплавких шлаках и более высокой температуре горна.

Температура литейного чугуна при выпуске может колебаться в пределах 1400 — 1450° , поэтому 1 кг его уносит при выпуске не меньше 300 и не более 310 кал. Грюнер дал слишком низкое число для его теплосодержания, де-Ватёр — правильное, а Белл — слишком высокое (330 кал), предполагающее температуру чугуна, несколько большую 1500° , в среднем недостижимую.

По измерениям, произведенным у печи № 3 Запорожского завода [10], температура мартеновского чугуна при выпуске из печи не опускалась ниже 1275° и нормально держалась в пределах 1300 — 1345° ; этой температуре соответствует теплосодержание 270—275 кал, — несколько меньшее, чем данное де-Ватёром для белого, т. е. пудлингового чугуна, и более высокое, чем указанное Грюнером, как и нужно было ожидать.

Наиболее холодный чугун, выпускаемый теперь из доменных печей (но не «стылый» — продукт расстроенного хода), едва ли может иметь температуру ниже 1250° , а она соответствует теплосодержанию 260 кал, — правильно указанному Грюнером для пудлингового чугуна (до 265 кал). Эти числа можно применять, ведя расчет теплового баланса древесноугольной доменной печи, работающей на передельный чугун.

Тепло, уносимое шлаком. Количество тепла, уносимого при выпуске из горна шлаком, определялось теми же исследователями, которые определяли теплосодержание чугуна. По старым данным, 1 кг шлака передельного (белого) чугуна уносит из печи 450 кал, а серого (литейного) — 500 кал. Но числа эти явно не соответствуют современным условиям работы печей. С одной стороны, передельный (пудлинговый) чугун получался при работе на легкоплавких, даже железистых, шлаках и имел более низкую температуру плавления, чем современные шлаки мареновского и даже томасовского чугунов; с другой — расход горючего прежде был гораздо выше, чем теперь, и шлаки пудлингового чугуна могли перегреваться выше температуры их плавления в большей мере, чем современные шлаки.

Исследование Гильгаузена [7], проведенное в современных условиях работы печей, дало для теплосодержания шлака томасовского чугуна 492 кал, а для шлаков гематита (серого горячего чугуна) — 496 кал в среднем. Но числа Гильгаузена не внушают к себе доверия (по указанной раньше причине) и опровергаются новейшими исследованиями Сабуро Умино [8] и В. Г. Воскобойникова [11] над теплосодержанием и теплоемкостью доменных шлаков. Исследования эти выполнены в лабораторной обстановке, но с лучшей аппаратурой, допускающей, между прочим, точный замер температуры шлаков, что было недоступно прежним исследователям. Комбинируя данные Умино и Воскобойникова, можно указать на следующую зависимость теплосодержания от температуры шлаков (в кал):

1300°	1350°	1400°	1450°	1500°	1550°
345—350	370—375	395—400	420—425	440—445	460—465

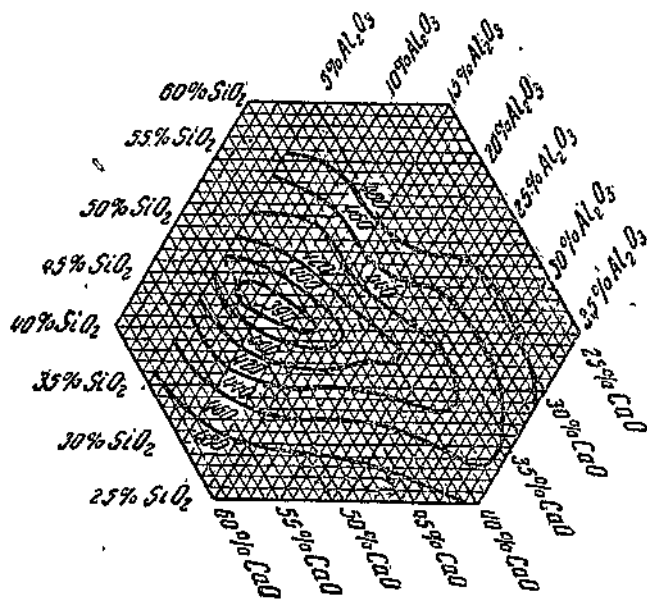
Так как теплоемкость извести выше, чем кремнезема и глинозема, то теплосодержание шлаков с более высокой суммой глинозема с кремнеземом несколько ниже, чем более известковых шлаков; поэтому меньшее из указанных выше чисел при каждой указанной температуре нужно брать для шлаков, содержащих около 40% извести, а более высокое для тех шлаков, в которых содержится около 50% извести. Приведенные числа относятся к шлакам коксовых доменных печей; для древесноугольных — нет соответствующих данных; для них можно брать несколько меньшие числа ввиду более низкой температуры горна, например 375 и 400 кал для передельного и литейного чугунов. Заметим, что средняя теплоемкость — от 0° до температуры жидкого шлака — не-

постоянна, а растет с температурой, приближаясь к пределу 0,305, но теплоемкость в пределах 1300—1500° растет на 0,5 кал/град, а выше 1450° — на 0,4 кал/град. Это позволяет дать следующие простые формулы для подсчета теплосодержания доменных шлаков в зависимости от температуры.

$$t \text{ от } 1300 \text{ до } 1450^\circ \quad W = 347,5 + 0,5 (t - 1300)$$

$$t > 1450^\circ \quad W = 422,5 + 0,4 (t - 1450)$$

По измерениям, произведенным на доменной печи № 3 Запорожского завода, температура шлака, сопровождающего мартеновский чугун, не спускается ниже 1360° и поднимается временами до 1425°; в среднем она близка к 1400°; соответствующее ей теплосодержание шлака — около 400 кал. Можно допустить, что



Фиг. 96. Теплосодержание одинаково вязких шлаков (5 пуазов) в зависимости от их химического состава (диаграмма В. Г. Воскобойникова)

при работе на литейный чугун (температура шлака близка к 1500° и изредка даже превосходит ее) все же теплосодержание шлака, сопутствующего литейному чугуну, нужно считать не выше 450 кал.

Диаграмма В. Г. Воскобойникова, представленная здесь фиг. 96, дает теплосодержание одинаково вязких шлаков (5 пуазов) в зависимости от их химического состава. По этой диаграмме шлаки передельного чугуна с оптимальным содержанием 10—12% Al_2O_3 имеют при вязкости 5 пуазов 400 кал, а шлаки литейного чугуна, содержащие до 20% Al_2O_3 и от 35 до 33% SiO_2 — 450 кал. Диа-

грамма опровергает принятое Беллом теплосодержание кливлендских шлаков — 550 кал; шлаки эти при содержании кремнезема 30% и меньше, а глинозема 24—26% требуют лишь 480 кал для приобретения нормальной вязкости 5 пуазов, не принимая во внимание содержание магнезии, понижающей их вязкость.

Диаграмма Воскобойникова и измерение температуры шлака при выпуске позволяют более или менее точно установить теплосодержание шлаков при расчете теплового баланса. Нужно сказать, что небольшая неточность в этой статье расхода, скажем — на 5—10 кал, не представляет значения ни с практической, ни с теоретической точки зрения.

Тепло, уносимое колошниковыми газами. Совсем иное нужно сказать о точном учете тепла, уносимого из печи колошниковыми газами. Тепло колошниковых газов и теряемое в атмосферу составляет неиспользуемое в печи тепло, тогда как остальные статьи расхода дают в сумме использованное в печи тепло, по которому определяется коэффициент полезного действия тепла в доменной печи. Но теряемое в атмосферу тепло для печи данных размеров и конструкции постоянно во времени и, значит, всякое изменение в степени использования тепла в печи отражается на количестве тепла, уносимом газами, вследствие изменения температуры и состава газов. Не делая полного теплового баланса печи, по составу и температуре колошниковых газов можно судить о том, насколько экономично работает печь.

Для точного учета тепла по этой статье расхода нужно знать: 1) состав газов, 2) их среднюю температуру и 3) среднюю теплоемкость, соответствующую этой температуре.

1) Анализ газа указывает (в объемных процентах в настоящее время) содержание углерода в нем (по количеству CO_2 , CO и CH_4), и нужно лишь точно установить средний состав газа для определения его количества. Это условие, по счастливой случайности, было соблюдено в анализах, которыми пользовался Л. Белл, а затем Грюнер, показавший, что расчетный состав газа вполне совпадает с данными анализа. Значительное большинство позднейших исследователей имело дело с неточными анализами и, не умея проверять состав их расчетом, вносило в некоторые статьи прихода и расхода тепла грубые ошибки при составлении тепловых балансов.

2) Температура газа теперь точно определяется по кривым самопишущих пирометров. В тепловых балансах, опубликованных давно, температура эта обыкновенно указывалась приблизительно, а иногда — и грубо ошибочно.

3) В тех же балансах принималась пониженная теплоемкость газов по недостатку данных о росте ее с повышением температуры. Теперь мы эти данные имеем (см. Приложение в конце книги) и, пользуясь ими, можем точно учесть расход тепла по статье 8, (тепло, уносимое колошниковыми газами), если располагаем верным анализом газа.

Тепло, уносимое охлаждающей печь водой. Это тепло определяется легко и точно измерением количества воды, поступающей на охлаждение, и ее температуры при входе в охладительные устройства и выходе из них.

В первых опубликованных тепловых балансах эта статья выражалась очень скромной по абсолютной величине цифрой, так как охлаждались лишь фурмы, да и их было немного (3—5 в коксовых и 2 в древесноугольных печах), но ввиду малой производительности печей на 1 кг выплавленного чугуна приходилось от 90 до 140 кал уносимого водой тепла, т. е. столько же и даже больше, чем в современных печах большой производительности с широко развитой системой охлаждения, требующей очень много воды.

В большинстве опубликованных тепловых балансов эта статья расхода отсутствует, так как расход тепла на охлаждение не учитывался, а потому соединялся с другими потерями тепла (статья 10).

Потери тепла. Потери тепла в доменной печи складываются из следующих частей: 1) потери тепла лучеиспусканием в окружающее печь пространство; 2) потери тепла конвекцией, т. е. воздухом, охлаждающим стены печи, и 3) потери тепла теплопроводностью через кладку лежачи в пень печи и почву. Все эти потери в сумме определяются как разность между приходом тепла и расходом по девяти статьям, и потому в них входят все недочеты и ошибки расчетов, как увеличивающие, так и уменьшающие размеры потерь.

Увеличение потерь происходит от неполноты поглощения при анализе окиси углерода и, значит, преувеличения отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в газах и количества тепла, получаемого печью от горения углерода; затем — от преувеличения количества сгорающего в печи углерода, когда оно определяется по количеству нелетучего углерода; наконец, — от преуменьшения расхода тепла по некоторым статьям, например: количества тепла, уносимого колошниковыми газами (ошибка всех старых балансов), а также количества тепла, потребного на разложение углекислотной соли (в первых расчетах Л. Белла и в балансе Окермана).

Уменьшается потеря тепла от преувеличения расхода по какой-либо статье, например, на восстановление железа (в балансах Грюнера), на разложение воды дутья (во всех расчетах Белла), на нагрев колошниковых газов (в балансе Окермана).

Из всех указанных ошибок или неточностей расчета главной является неточность от преувеличения отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$. Она совершенно исказила представление о нормальных пределах, в которых может изменяться потеря тепла доменными печами в зависимости от их размеров и производительности. Даже самая зависимость эта не сознавалась вследствие того, что потери относились к 1 кг выплавленного чугуна, а потеря тепла в единицу времени 1 м² поверхности стен доменной печи никем не определялась. Между тем, потери тепла для всякой печи прямо пропор-

циональны поверхности охлаждения и обратно пропорциональны производительности. Для печей близких размеров и одинаковой конструкции произведение из потери тепла на 1 кг чугуна и производительности (в т/сутки) остаются постоянными.

Руководствуясь указанной зависимостью и зная, что поверхность охлаждаемых стен пропорциональна произведению из диаметра рабочего пространства (например, на уровне распара) на высоту его (DH), а производительность печи пропорциональна объему рабочего пространства или D^2H , можно разобраться в противоречивых данных тепловых балансов о потере тепла во внешнее пространство и с охлаждающей водой.

Получаемая по разности потеря тепла во внешнее пространство включает в себе все ошибки расчета теплового баланса и, естественно, наводит на мысль — определять эту потерю опытным путем. Первую попытку в этом направлении сделал Белл при составлении своего первого теплового баланса. Желая установить потерю тепла кладкой доменной печи, он сделал много измерений с целью установить среднюю температуру на поверхности кладки от колошника до фундамента доменной печи. На поверхности кожуха шахты ($455,8 \text{ м}^2$) Белл находил температуры от 50 до 59° ; в области распара и заплечиков ($41,9 \text{ м}^2$) температура была 120° и, наконец, поверхность кладки горна была нагрета до 143° . Установивши это, Белл с помощью сконструированного им калориметра измерил теплоотдачу 1 кв. фута (поверхности стены калориметра) в 1 час и затем вычислил теплоотдачу всей поверхности кладки печи в 1 час (ниже теплоотдача на $1 \text{ м}^2/\text{час}$).

Теплоотдача шахты	455,8 · 595,6 = 271 460 кал
» распара и заплечиков	41,9 · 1267 = 53 100 »
» горна	29,9 · 1624 = 48 551 »
Итого всей печью	373 111 кал

Так как в час печь выплавляла 2 т чугуна, то на 1 кг его потеря составляла 186,6 кал.

Для определения потери тепла калориметр приставлялся к стене печи не вплотную, а так, что оставался промежуток в 1 дм; были приняты меры к тому, чтобы в промежуток не засасывался воздух, так что калориметр воспринимал тепло от доменной печи лишь излучением, но разумеется обмена воздуха в промежутке между стенами печи и калориметром нельзя было устранить, так что потеря тепла конвекцией осуществлялась, но в очень слабой степени.

После Белла, в течение многих лет, никто не повторил его исследований и не предложил иного метода определения внешних потерь доменной печи. Лишь в самое последнее время вопрос этот был возбужден Д. Маршалом в Англии, С. К. Трекало и В. Г. Воскобойниковым, а также Г. И. Деминным в Советском Союзе [12]. Первый произвел измерение температур поверхности шахты, заплечиков и горна четырех (у одной печи дважды) английских до-

менных печей, с современной системой охлаждения; оба вторые в печи № 3 завода им. Дзержинского и третий в четырех печах, построенных по первому типовому проекту Гипромеца, — более мощных и с более интенсивным охлаждением водой, чем у английских печей.

Измерения этих исследователей дали более низкие температуры, чем указанные Беллом (например, в советских печах температура кожуха шахты изменялась от 30 до 36° в открытой его части, а в части, находящейся под крышей поддоменика, — 48°). Самособой разумеется, что температура поверхности стен заплечиков и горна, энергично охлаждаемых водой, была значительно ниже, чем у Белла [от 25 до 65° в типовых печах и 50° (заплечики) и 90° (горн) в печи завода им. Дзержинского].

Потеря тепла определялась по формулам теплоотдачи излучением и конвекцией. Исследователи пришли к одинаковому заключению, именно, что потеря по их расчету выходит значительно меньше, чем определяемая по разности тепловым балансом, и что потеря излучением и конвекцией составляет лишь незначительную часть всей потери — $\frac{1}{3}$ в английских печах и $\frac{1}{12}$ — $\frac{1}{20}$ в советских. В час эта потеря составляет около 170 000 кал в первых и до 256 000 кал — во вторых. По отношению к 1 кг выплавленного чугуна эта потеря составляла всего от 51 кал (для 80-т печи) до 10 кал (для 400-т печи в Англии) и от 12 до 6 кал (печь завода им. Дзержинского — 7 кал) при суточной производительности от 550 до 1000 т, в то время как на охлаждение водой тратилось от 76 кал (400-т печь) до 175 кал (150-т печь) на 1 кг чугуна в Англии и 100—105 кал в советских типовых печах при нормальной производительности 40 т в час; в печи завода им. Дзержинского — ненормально много — 185 кал при выплавке 30 т в час, а в печах Магнитогорского завода — минимум 76 кал при выплавке 60 т чугуна в час.

II. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Тепловой баланс, рассчитанный с видимой точностью, не может внушать к себе безусловного доверия, если он не сопровождается материальным балансом, т. е. сопоставлением суммарных весов всего того, что печь получила (горючее, руда, флюс и дутье), и всего того, что она дала (чугун, шлак, газ и пыль), в единицу времени или на единицу выплавленного чугуна. Некоторое расхождение — «невязка» — в итогах полученного и выданного печью допустимо, например, в количестве сотых долей процента итога, но значительная невязка указывает на то, что расчет теплового баланса не может быть произведен до исправления погрешности в материальном балансе; если же тепловой баланс уже рассчитан, то он должен быть признан недостоверным — по неточности данных материального баланса, принятых в основу расчета.

Творцы методов расчета теплового баланса видимо не сознавали важности предварительного составления материального баланса¹, и это привело к тому, что долгое время после опубликования работ Белла и Грюнера, тепловые балансы делались с грубыми погрешностями. Хорошим примером этого служит первый тепловой баланс, который составил де-Ватёр.

1. СОКРАЩЕННЫЕ МАТЕРИАЛЬНЫЕ БАЛАНСЫ, СОСТАВЛЕННЫЕ АВТОРОМ ПО ДАННЫМ ДЕ-ВАТЕРА, БЕЛЛА, ГРЮНЕРА И ОКЕРМАНА

Плавка, исследованная де-Ватёром. Как видно из чисел табл. 66, относящихся к де-Ватёру, баланс сводится с крупной невязкой, опорачивающей его расчеты.

Таблица 66

	Материальные балансы (на 1 кг чугуна)			
	де-Ватёр	Л. Белл	Л. Грюнер	Р. Окерман
/ Материалы:				
Горючего	1,350	1,446	1,125	1,0000
Руды	2,500	2,440	2,440	2,2222
Флюса	—	0,800	0,683	0,3333
Дутья сухого	6,060	6,381	5,161	3,8277
Влаги в дутье	0,048	0,051	0,032	0,0216
В с е г о	9,958	11,118	9,441	7,4048
- Продукты плавки:				
Чугуна	1,000	1,000	1,000	1,0000
Шлака	0,649	1,475	1,520	0,7778
Газа сухого	7,566	8,535	6,902	5,2190
Влаги в газе	0,250	0,037	0,029	0,1000
В с е г о	9,465	11,047	9,451	7,0968
Невязка баланса	-0,493	-0,071	+0,010	-0,308

Причиной невязки является неверный анализ газа или, вернее, описка в составе его. Количество газа де-Ватёр определяет по содержанию углерода в газе в виде уголекислоты — 3,392 кг, на 100 кг газа и в виде окиси углерода — 12,215 кг, что соответствует содержанию 12,8% (весовых) CO_2 и 28,5% CO . По этому составу газа де-Ватёр определяет и приход тепла, но количество

¹ В известной работе Грюнера [2], стр. 327 русского перевода, дан составленный не им материальный баланс одной французской доменной печи в той форме, которая применяется и теперь.

дутья он рассчитывает по содержанию в газе азота—61,6%, при котором в газе находится 25,5% CO, т. е. на 3% меньше, чем принято было раньше.

Исправляя числа де-Ватёра для количества газа (7563 вместо 7566 кг) и для количества дутья (5753 вместо 6060 кг) и прибавляя к весу продуктов плавки позабытую золу кокса (14% ее дают $0,14 \cdot 1350 = 189$ кг в шлак, чугун и газ), получим точно сходящийся материальный баланс, как видно из следующего сопоставления того, что получила и дала печь на 1 кг выплавленного чугуна:

Кокса	1,350 кг	Чугуна	1,000 кг
Руды и флюса	2,500 »	Шлака	0,649 »
Дутья сухого	5,753 »	Газов сухих	7,563 »
Влаги в дутье	0,048 »	Влаги в газах	0,250 »
Невязка	0,000 »	Золы кокса	0,189 »
Всего	9,651 кг	Всего	9,651 кг

Плавка, исследованная Беллом. Столбец 2 табл. 66 дает составленный нами материальный баланс малой печи завода Кларенс по тем данным, которые принял Белл для своего первого расчета теплового баланса.

Баланс сводится с незначительной невязкой в 0,071 кг, недостатком в сумме продуктов плавки. Так как в балансе Грюнера для той же печи взят вес шлака 1,61, то можно предположить, что принятый Беллом вес шлака 29,5 ц на 1 т чугуна (1,475 на единицу чугуна) подсчитан неточно.

Действительно, наш расчет это подтверждает.

Принятый в расчетах Белла и Грюнера состав чугуна: 95% Fe, 3% C и 2% Si. Из руды восстанавливается $10,95 : 0,7 = 1,357$ кг Fe₂O₃ на 1 кг чугуна и из 2,440 кг руды остается флюсующихся окислов 1,083 кг. Известняк дает в шлак $0,8 \cdot 0,56 = 0,448$ кг CaO. Наконец, кокс при 4,5% золы, из которых шлакуется 3,6% (20% ее составляет восстанавливающаяся окись железа), дает $1,446 \cdot (0,036 + 0,005) = 0,059$ кг шлакующих веществ (в число их вошла $\frac{1}{2}$ веса серы, так как вес CaO равен весу Ca + S/2). Из полученного веса шлакующих окислов нужно вычесть вес кремнезема, соответствующий 2% Si в чугуне (0,043), чтобы получить вес шлака. Он равен $1,083 + 0,448 + 0,059 - 0,043 = 1,547$ кг.

Определенное нами количество шлака превышает число Белла на $1,547 - 1,475 = 0,072$, и баланс сводится с избытком в продуктах плавки на 0,001 кг, т. е. невязка уменьшается в 70 раз.

Плавка, исследованная Грюнером. В столбце 3 табл. 66 дан материальный баланс, сведенный по данным Грюнера и относящийся к большой доменной печи завода Кларенс. Он почти безупречен. Незначительная невязка объясняется и в этом случае не совсем точным учетом веса веществ, переходящих в шлак, как показал наш подсчет.

Плавка, исследованная Окерманом. В столбце 4 табл. 66 сосредоточены данные, принятые Окерманом при подсчете теплового баланса шведской древесноугольной печи. В материальном балансе мы обнаружили крупный недочет такого же порядка, как у де-Ватёра, но другого происхождения.

Разносы составные части горючего по продуктам плавки, мы убеждаемся в том, что вес всех составных частей горючего, переходящих в чугун, шлак и газы, точно соответствует весу взятого печью древесного угля. Делая такое же распределение веса руды и флюса в продукты плавки, мы сразу находим невязку баланса.

По расчету Окермана в чугун переходит $0,9555$ железа и $0,0025$ кремния, что соответствует $1,3423 + 0,0054 = 1,3477$ кг удаляющихся из руды окислов (половина железа в ней находится в виде Fe_2O_3 и половина в виде Fe_3O_4). Остается в ней флюсующихся окислов $2,2222 - 1,3477 = 0,8745$ кг. К ним нужно присоединить то, что дает в шлак флюс ($0,3333 \cdot 0,56 = 0,1867$ кг) и зола древесного угля ($0,0200$ кг), чтобы получить вес шлака

$$0,8745 + 0,1867 + 0,0200 = 1,0812 \text{ кг}$$

С таким количеством шлака материальный баланс сводится так:

Древесного угля	1,0000	Чугуна	1,0000
Руды	2,2222	Шлака	1,0812
Флюса	0,3333	Газов сухих	5,2190
Дутья с влагой	3,8493	Влаги в газах	0,1000
Всего	7,4048	Всего	7,4002

Невязка баланса $0,0046$ вполне допустима.

Расхождение веса шлака, принятого Окерманом, с расчетным объясняется тем, что Окерман принял без проверки средний вес шлака шведских печей, равный 35% веса руды, как и средний расход флюса—15%, но для 45% руды действительный вес шлака оказался почти на 40% выше.

2. РАЗВЕРНУТЫЕ МАТЕРИАЛЬНЫЕ БАЛАНСЫ СОВРЕМЕННЫХ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Материальные балансы печи «Изабелла» по данным Гейли и Маккауна. Преувеличение веса шлака в материальном балансе ведет к существенному изменению теплового баланса, но лишь по одной статье расхода—количества тепла, уносимого шлаком. Гораздо большее значение имеет ошибка в химическом составе колошникового газа. Материальный баланс дает возможность сделать проверку состава газа, его количества, как и количества дутья, и тем избежать грубых ошибок в тепловом балансе. Покажем это на примере, имеющем историческое значение и касающемся условий и результатов работы доменной печи «Изабелла»

на осушенном дутье по сообщению Д. Гейли [13]. Это сообщение по своей краткости не позволяет составить подробный (развернутый) материальный баланс, но сокращенный баланс с приближенным составом руды, флюса, кокса и неверным составом газа, в котором Гейли указал 16% CO_2 , лишь 19,9% CO и 64,1% N_2 . Ричардс составил и опубликовал в своих «Металлургических расчетах» [14]. Этот баланс дан здесь в табл. 67; в нем количество углерода, переходящее в газ, указано равным 63,8 кг (на 100 кг чугуна), даваемых коксом, и $19 \cdot 12 : 44 = 5,18$ кг углекислотой флюса, а всего 68,98 кг С.

Таблица 67

Материальный баланс доменной печи «Изабелла» при работе на осушенном дутье (по Ричардсу)

В печь поступило кг	Перешло в		
	чугун	шлак	газы
Из руды			
Fe_2O_3 135,7	95,0 Fe	—	40,7 O_2
H_2O 17,8	—	—	17,8 H_2O
SiO_2 17,8	1,0 Si	15,7 SiO_2	1,1 O_2
Al_2O_3 6,3	—	6,3 Al_2O_3	—
Итого . . . 177,6	= 96,0	+ 22,0	+ 59,6
Из флюса			
SiO_2 2,2	—	2,2 SiO_2	—
CaO 21,1	—	21,1 CaO	—
MgO 2,1	—	2,1 MgO	—
CO_2 19,0	—	—	19,0 CO_2
Итого . . . 44,4	=	+ 25,4	+ 19,0
Из кокса			
С 67,8	4,0 С	—	63,8 С
$\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO}$ 8,4	—	8,4 ($\text{SiO}_2 +$ $+ \text{Al}_2\text{O}_3 +$ $+ \text{CaO}$)	—
H_2O 0,8	—	—	0,8 H_2O
Итого . . . 77,0	= 4,0	+ 8,4	+ 64,6
Из дутья			
O_2 76,5	—	—	76,5 O_2
N_2 255,0	—	—	255,0 N_2
H_2O 1,0	—	—	{ 0,9 O_2 0,1 H_2
Итого . . . 332,5	=	—	332,5

По указанному Гейли составу газа содержание углерода в 1 м³ равно:

$$(0,16 + 0,199) \cdot 12 : 22,4 = 0,1923 \text{ кг.}$$

И указанное выше количество углерода дает на 100 кг чугуна
 $68,98 : 0,1923 = 358,7 \text{ м}^3 \text{ газов.}$

При содержании в газе 64,1% азота абсолютное его количество равно:

$$358,7 \cdot 0,641 = 229,93 \text{ м}^3 \text{ N}_2.$$

На углекислоту и окись углерода в газе остается:

$$358,7 - 229,93 = 128,77 \text{ м}^3.$$

Определить количество того и другого газа можно по соотношению между ними (16 : 19,9) и общему содержанию углерода в них, как показано ниже:

$$\begin{array}{rcl} 68,98 \cdot 16 : (16 + 19,9) & = & 30,74 \text{ кг CO}_2 \\ 68,98 \cdot 19,9 : (16 + 19,9) & = & 38,24 \text{ " CO} \\ 30,74 \cdot 22,4 : 12 \dots\dots & = & 57,39 \text{ м}^3 \text{ CO}_2 \text{ или } 16,0 \% \\ 38,24 \cdot 22,4 : 12 \dots\dots & = & 71,38 \text{ " CO, " } 19,9 \% \\ 358,70 - 128,77 \dots\dots & = & 229,93 \text{ " N}_2, \text{ " } 64,1 \% \\ \hline \text{Итого} \dots\dots & & 358,70 \text{ м}^3, \text{ или } 100,0 \% \end{array}$$

Легко показать, что газ указанного состава и содержание азота в нем в количестве 229,93 м³, невозможны. Действительно, в только что определенных количествах углекислоты и окиси углерода заключается

$$57,39 + 71,38 : 2 = 93,08 \text{ м}^3 \text{ O}_2.$$

Руда и флюс дают (см. табл. 67):

$$40,7 + 1,1 + 19 \cdot 32 : 44 = 55,62 \text{ кг O}_2 \text{ или}$$

$$55,62 \cdot 22,4 : 32 = 38,93 \text{ м}^3 \text{ O}_2.$$

Значит, дутьем надо было ввести:

$$93,08 - 38,93 = 54,15 \text{ м}^3 \text{ O}_2$$

и подать в печь

$$54,15 : 0,21 = 257,86 \text{ м}^3 \text{ дутья и в нем}$$

$$257,86 - 54,15 = 203,71 \text{ м}^3 \text{ азота.}$$

Избыток от неправильного анализа газа и расчета дутья по азоту определится так. По анализу газа подается

$$229,93 : 0,79 = 291,05,$$

$$291,05 - 257,86 = 33,19 \text{ м}^3 \text{ дутья.}$$

$$229,93 - 203,71 = 26,22 \text{ м}^3 \text{ азота.}$$

Чтобы избежать столь значительного избытка дутья, нужно определять его количество по кислороду, как это делал Грюнер в своих тепловых балансах; определение количества дутья по содержанию азота в газах можно делать только тогда, когда сумма углекислоты и окиси углерода в газах не внушает подозрений в неполноте поглощения окиси углерода.

Приведенный выше расчет дает такой исправленный состав газа:

CO_2	CO	N_2	Сумма
57,39	71,38	203,71	332,48 м ³
17,2	21,5	61,8	100,0%

Он отличается от состава газа Гейли тем, что содержание в нем азота и суммы ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) возможно в действительности, но в нем отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ то же, что и в газе Гейли, т. е. преувеличенное, дающее при расчете теплового баланса преувеличенный приход тепла и преувеличенную потерю его.

Отметим здесь, что в табл. 67 указано количество азота в дутье 255 кг, что точно соответствует определенному нашим расчетом количеству азота (203,71 м³) и показывает, что Ричардс, составляя свой материальный баланс, рассчитывал количество дутья не по содержанию азота в газе.

Можно еще ближе подойти к тому составу газа, какой получился в печи «Изабелла», если, считая определение CO_2 в нем правильным, задаться возможной при данных условиях суммой ($\text{CO}_2 + \text{CO}$). Такой можно считать 39%. Содержание углерода в 1 м³ газа будет:

$$(0,16 + 0,23) \cdot 12 : 22,4 = 0,209 \text{ кг,}$$

а количество газов (попрежнему на 100 кг чугуна) —
 $68,98 : 0,209 = 330,0 \text{ м}^3.$

Распределение углерода и состав газа следующие:

68,98 · 16 : 39	· · · · ·	= 28,29 кг С в виде CO_2
68,98 — 28,29	· · · · ·	= 40,69 » С » CO
28,29 · 22,4 : 12	· · · · ·	= 52,82 м ³ CO_2 или 16%
40,69 · 22,4 : 12	· · · · ·	= 75,95 » CO » 23%
330,0 — 128,77	· · · · ·	= 201,23 » N_2 » 61%
Итого	· · · · ·	330,00 м ³ , или 100%

По содержанию азота газ мало чем отличается от того газа, состав которого был выведен раньше, но в сумме ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) отношение первой ко второй в последнем газе значительно меньше, чем в первом, и рассчитанный по такому составу тепловой баланс будет отличаться большей точностью.

Количество водорода, какое образуется в печи разложением влаги дутья при осушении последнего, очень незначительно; этим вероятно объясняется то, что Гейли не указал его в своем анализе. Ричардс в своем материальном балансе указал 0,1 кг H_2 или 1,12 м³ его, что дает 0,34% водорода в газах, — действительно ничтожное количество, которого можно было не учитывать, но в летучих веществах кокса (совсем не указанных Ричардсом) может содержаться 0,4% водорода (от веса кокса), а это уже дает до 1,1% водорода в газах; наконец, всегда происходит разложение некоторого количества гидратной воды, а она в данном случае есть в руде мисаби. Сказанным объясняется то, что в позже опу-

бликованном анализе газа печи «Изабелла» показано до 2% водорода, хотя печь тоже работала на осушенном дутье.

Введение водорода в состав газа мало отражается на содержании CO_2 и CO , так как хотя водород и разжижает эти газы, вводимый парами воды кислород заменяет собой кислород дутья и сокращает количество поступающего в печь азота, что уменьшает процентные содержания его в газах и объем газов, отчего концентрация CO_2 и CO несколько возрастает при том же абсолютном количестве их. Наш подсчет для данного частного случая (газа печи «Изабелла») показал, что при введении 2% H_2 и 0,4% CH_4 (из кокса и от разложения водяных паров) понижается процент содержания азота в газе на 4%, повышая сумму ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) на 1,6%.

Указанное Гейли в его сообщении о применении осушенного дутья сокращение расхода кокса с 0,958 (до 0,77 (т. е. на 19%), достигнутое понижением содержания влаги в дутье с 1,07 до 0,3%, было встречено металлургами с недоверием и вызвало острую полемику в литературе [15]. С одной стороны, проф. Озани считал уместным оспаривать самую возможность работы печи «Изабелла» с расходом кокса 0,77 ввиду недостатка тепла для хода доменного процесса; с другой, — ряд авторов произвели расчет теплового баланса печи «Изабелла» по сообщенным Гейли данным, с целью доказать, что тепловой баланс не подтверждает возможности сокращения расхода кокса на 19% осушением дутья. Тепловой баланс сводился у разных авторов с разной, но очень высокой потерей тепла (до 720 кал на 1 кг чугуна), вследствие недостоверного анализа газа, не подмеченного впрочем ни одним из авторов¹. Многие указывали на странный лаконизм сообщения Гейли, т. е. отсутствие в этом сообщении подробных данных об условиях работы доменной печи «Изабелла». Лишь через 11 лет такие данные были опубликованы Маккауном [16] в его обширном докладе, посвященном развитию доменного производства в США; в этом докладе, между прочим, сообщаются подробные данные о работе печи «Изабелла» (в 1909 г.) на осушенном дутье и дается материальный баланс (сопровождаемый тепловым) за 8 суток работы печи. В качестве примера развернутого материального баланса даем его в табл. 68; здесь же приводим сокращенный баланс, из которого видно, что с арифметической точки зрения он сведен безукоризненно.

Печь получила		Печь дала	
Кокса	0,84952	Чугуна	1,00000
Руды	1,90071	Шлака	0,71890
Флюса	0,66805	Газа сухого	4,63580
Дутья сухого	3,26810	Влаги в газах	0,34094
Влаги в дутье	0,00926	Невязка	0,00000
Всего	6,69564	Всего	6,69564

¹ Нами был дан критический обзор высказанного в 1905 г. по поводу сообщения Гейли в обзоре литературы за этот год [15].

Таблица 68

Материальный баланс доменной печи «Изабелла»
при работе на осушенном дутье (5—13 августа 1909 г.)

В печь поступило			Перешло в		
	%-ный состав	вес	чугун	шлак	газы
Из руды					
H ₂ O	16,40	310,00	—	—	310,00H ₂ O
SiO ₂	7,78	148,00	10,32 Si	126,08	11,60O ₂
Al ₂ O ₃	3,18	60,40	—	60,40	—
CaO	0,45	8,56	—	8,56	—
MgO	0,28	5,34	—	5,34	—
MnO ₂	0,85	16,04	8,76Mn	1,72MnO	5,56O ₂
Fe ₂ O ₃	70,91	1349,52	930,00 Fe	14,52Fe	405,00O ₂
P ₂ O ₅	0,15	2,85	1,24P	—	1,61 O ₂
Итого..	100,00	1900,71	950,32	216,62	733,77
Из флюса					
H ₂ O	1,00	6,67	—	—	6,67H ₂ O
SiO ₂	6,63	44,15	—	44,15	—
Al ₂ O ₃	2,72	18,13	—	18,13	—
CaO	47,52	316,90	—	316,90	—
MgO	2,05	13,68	—	13,68	—
CO ₂	39,53	264,90	—	—	264,90CO ₂
FeS	0,22	1,41	—	1,41	—
Fe ₂ O ₃	0,30	2,00	1,40Fe	—	0,60O ₂
P ₂ O ₅	0,03	0,21	0,09P	—	0,12O ₂
Итого..	100,00	668,05	1,49	394,27	272,29
Из кокса					
H ₂ O	2,86	24,27	—	—	24,27H ₂ O
Летучие ве- щества	1,02	8,58	—	—	8,58
SiO ₂	6,98	59,32	—	59,32	—
Al ₂ O ₃	3,88	32,93	—	32,93	—
CaO	0,12	1,02	—	1,02	—
MgO	0,07	0,59	—	0,59	—
C	83,27	707,50	47,25 C	—	660,25C
FeS	1,72	14,63	0,53Fe	13,80	—
MnO ₂	0,05	0,43	0,30S	0,35MnO	0,08O ₂
P ₂ O ₅	0,03	0,25	0,11P	—	0,14O ₂
Итого..	100,00	849,52	48,19	108,01	693,32
Из дутья					
O ₂	—	761,50	—	—	761,50O ₂
N ₂	—	2506,60	—	—	2506,60N ₂
H ₂ O	—	9,26	—	—	{ 1,03H ₂ 8,23O ₂
Итого..	—	3277,36	—	—	3277,36
Всего..	—	6695,64	1000,00	718,90	4976,74

Материальный баланс (за время от 31/VII до 6/VIII 1932 г.)

П Р И Х О Д			Р А С			
			Чугун		Пыль и смола	
Состав	%	г	состав	г	состав	г
Руда и известняк						
SiO ₂	6,03	96,18	Si	5,10	SiO ₂	0,058
CaO	4,67	74,27	—	—	CaO	0,045
MgO	1,96	31,00	—	—	MgO	0,019
Al ₂ O ₃	1,00	15,84	—	—	Al ₂ O ₃	0,010
Fe ₂ O ₃	78,30	1246,48	Fe	870,19	Fe ₂ O ₃	1,940
FeO	5,74	91,32	Fe	64,52	—	—
MnO	1,38	22,00	Mn	13,80	MnO	0,018
P ₂ O ₅	0,021	0,34	P	0,15	—	—
S	0,010	0,16	S	0,09	—	—
CO ₂	0,89	14,21	—	—	—	—
Итого	100,001	1591,80	—	—	—	—
Древесный уголь						
C	73,58	504,43	C	46,00	C	1,525
H ₂	2,58	17,69	—	—	—	—
O ₂	5,19	35,58	—	—	—	—
N ₂	0,54	3,72	—	—	—	—
H ₂ O	16,61	113,83	—	—	—	—
Зола (без P ₂ O ₅)	1,44	9,90	—	—	Щелочи	1,215
P ₂ O ₅	0,06	0,37	P	0,15	—	—
Итого	100,00	685,52	—	—	—	—
Дутье						
O ₂	23,09	414,239	—	—	—	—
N ₂	75,96	1362,736	—	—	—	—
H ₂ O	0,95	17,043	—	—	—	—
Итого	100,00	1794,018	—	—	—	—
Сумма	—	4071,34	—	1000,00	—	+4,83

Таблица 69

доменной печи завода Фаберже (на 1 кг чугуна)

Х О Д

Шлак			Газ (элемент)		Газ	
состав	%	г	состав	г	состав	г
SiO ₂	38,46	85,19	O ₂	5,83	O ₂	979,60
CaO	33,52	74,23	—	—	C	460,78
MgO	13,99	30,98	—	—	H ₂	32,22
Al ₂ O ₃	6,96	15,83	—	—	N ₂	1366,46
—	—	—	O ₂	374,35	Сумма . . .	2839,06
FeO	3,64	8,28	O ₂	18,52		
MnO	1,83	4,16	O ₂	4,02		
—	—	—	O ₂	0,19		
S	0,031	0,07	—	—	Воды в колосниковом газе	119,75 г
—	—	—	{O ₂	10,33		
			{C	3,88		
—	—	—	—	—	Объемные проценты	
—	—	—	C	456,90		
—	—	—	H ₂	17,69		
—	—	—	O ₂	35,58		
—	—	—	N ₂	3,72		
—	—	—	{O ₂	101,18		
—	—	—	{H ₂	12,65		
SiO ₂	—	2,28	—	—		
CaO	—	2,02	—	—		
MgO	—	0,84	—	—	2,118 м ³ сухого газа с 56,5 г H ₂ O на 1 м ³	
Щелочи	1,56	3,55	—	—		
P ₂ O ₅	0,009	0,02	O ₂	0,20		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	O ₂	414,24		
—	—	—	N ₂	1362,74		
—	—	—	{H ₂	1,89		
—	—	—	{O ₂	15,15		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—	—	—		
—	—	—				

Нужно добавить, что некоторые важные выводы из расчета были проверены непосредственными измерениями (вес шлака, количество протекающего по газопроводу газа, содержание в нем влаги). Но в подробном балансе отсутствует столбец «пыль». Это объясняется тем, что вес пыли (9% веса чугуна) и ее химический состав позволили Маккауу сделать поправку на вынос и не вносить его как пыль в материальный баланс (по содержанию железа в пыли был определен вес вынесенной из печи руды, по содержанию углерода — вынос кокса и по содержанию уголекислоты — известняка). Такой прием составления баланса допустим, но Маккау не привел самого расчета и этим лишил других возможности проверить его правильность.

Недостатком этого материального баланса нужно считать отсутствие указания на состав летучих продуктов кокса. Хотя по сравнению с весом всех газообразных продуктов количество их невелико (8,58 кг), но все же правильность учета газов (как свободных — водорода и азота, так и кислорода с углеродом в виде CO_2 , CO и CH_4) и дутья требует указания на количество каждой из составных частей летучих. Незначительной погрешностью можно считать указанное в изоле кокса содержание марганца в виде MnO_2 (вместо Mn_2O_4) и, наконец, непонятной ошибкой — несоответствие в дутье содержания кислорода и азота. В продлинном балансе на 761,5 кг (533,05 м³) потребного кислорода введено в дутье азота 2530,8 кг, тогда как его придется на указанное количество кислорода при нормальном отнршении 79:21—

$$533,05 \cdot 79 : 21 = 2005,3 \text{ м}^3 = 2506,6 \text{ кг.}$$

Введенный избыток в 24,2 кг N_2 нужно было вычесть из дутья и из продуктов, переходящих в газ, слегка исправив и количество влаги, приносимой дутьем. Со сделанным исправлением нами дан материальный баланс в табл. 68, по выводам которой и составлен нами тепловой баланс в сводной табл. 84. Газ, дослуживший для расчета, имел состав (в объемных процентах): 16,33% CO_2 ; 22,73% CO ; 0,04% CH_4 ; 1,99% H_2 ; 58,91% N_2 . В нем, как видно, содержание CO_2 не ниже, чем в газе Гейли, несмотря на то, что расход кокса в 1909 г. был 0,85, а не 0,77 (в 1904 г.).

Развернутый материальный баланс древесноугольной доменной печи Фägerста. Как второй пример развернутого и удачно сведенного материального баланса приводим (в табл. 69) баланс шведской древесноугольной печи завода Фägerста [17], работавшей на богатом агломерате с очень низким расходом древесного угля и минимальным — тепла. Тепловой баланс для такой работы дан в сводной табл. 84.

Составление развернутого и точного материального баланса требует немало труда и особого внимания, так как почти никогда составитель баланса не располагает нужными аналитическими данными; последние даются в сыром виде и требуют предвари-

тельной переработки, не говоря уже о необходимости установления истинного содержания в горючем углерода, летучих продуктов и их состава, а также—среднего состава колошниковых газов, о значении которого не раз говорилось раньше в этом курсе. Анализы сырых материалов тоже требуют предварительной обработки, чтобы стать пригодными для составления материального, а затем и теплового баланса. Во-первых, составные части материалов должны в сумме составлять 100% или же приводиться пересчетом к 100. Во-вторых, они должны указываться в том состоянии, в каком находятся в анализируемом веществе, для чего недостаточно обычного химического анализа,—требуется помощь минералогического анализа. Например, железо указывается в двух степенях окисления— Fe_2O_3 и FeO . Но последняя может входить в состав магнитной окиси или в соединении с кремнеземом составлять один из скарных минералов (хлорит, гранат, эпидот). Для марганца, как уже говорилось, нельзя и требовать, в каком количестве находится в руде каждый из его четырех окислов. Сера часто указывается по произволу аналитика или в виде S или в виде SO_3 , между тем нужно различать серу пиритов и серу сульфатов, не допуская в анализах золы кокса серу элементарную, которая входит в состав «серы органической», а в шлаках серу сульфидную. Для фосфора нужно знать, находится ли он в виде фосфорнокальциевой или фосфорножелезной соли.

Особого внимания требует согласование количества колошникового газа и кислорода с азотом в нем.

III. МЕТОДЫ РАСЧЕТА ТЕПЛОВОГО БАЛАНСА

1. МЕТОД БЕЛЛА

Как уже указывалось, де-Ватёр впервые опубликовал тепловой баланс коксовой доменной печи, исходя из состава колошникового газа, пользуясь которым он определил количество углерода в газе, количество его, сгорающее в CO_2 и CO , количество дутья и колошникового газа. Но в своих расчетах он допустил ряд грубых ошибок и не использовал термохимических данных Фавра и Зильбермана, уже известных в 1866 г. и теперь еще применяемых некоторыми металлургами.

Ошибки де-Ватёра были устранены в расчетах тепловых балансов, опубликованных Л. Беллом (в 1869 г.). Сущность и оригинальность этих расчетов могут быть показаны на одном примере, взятом из его знаменитого доклада [1],—примере, относящемся к малой доменной печи завода Кларенс (14,63 м высоты и 170 м³ объема). Печь проплавляла бедные сидериты (в обожженном состоянии), давая серый чугун, в котором Белл и Грюнер принимают содержание углерода 3% и кремния 2%. Дутье нагревалось до 485°. Расход сырых материалов и выход продуктов плавки указаны в материальном балансе табл. 66 (2-й столбец).

Следуя в изложении порядку, принятому автором баланса, даем

результаты его расчета, выраженные в центнерах ($1/20$ английской тонны) и в центнер-калориях, что позволяет быстро и точно переводить числа Белла в кг и кг-кал (делением на 20). Рядом с числами Белла в скобках даются полученные переводом числа в кг и кг-кал.

Состав газа (в весовых процентах):

CO ₂ . . .	11,50%	в них	3,20%	С и	8,55%	O ₂	
CO . . .	30,58%	•	13,10%	С	•	17,48%	O ₂
N ₂ . . .	57,67%		—			—	
		100,00%	в них	16,30%	С и	26,03%	O ₂

Нами сделан пересчет на объемные проценты; он дал: 7,8% CO₂, 31,9% CO и 60,3% N₂. Обращает на себя внимание сумма CO₂ + CO = 39,7, — она не встречалась в анализах позднейших исследователей.

На тонну чугуна расходовалось 28,92 ц (1,446) кокса, содержащего: 26,36 ц С недетучего, 0,74 ц влаги, 1,82 ц золы и серы.

По содержанию углерода в газах (16,3 ц) определяется количество газов на 1 т чугуна:

19,97 ц CO ₂	и в ней	5,44 ц С	и 14,53 ц O ₂
51,99 , CO	, ,	22,28 , С	и 29,71 , O ₂
0,10 , H ₂	из влаги дутья		
98,04 , N ₂			
0,74 ,	влаги кокса		
0,60 ,	пыли с газами		
171,44 ц	и в них	27,72 ц С	и 44,24 ц O ₂

Указанное выше количество углерода вносится:

Коксом	26,36 ц
Флюсом (и рудой), содержащим 7,7 ц CO ₂	2,10 •
Итого	28,46 ц
Уходит в чугун	0,74 •
Остается в газах	27,72 ц

Кислород вносится в газы:

Дутьем (с ним 98,04 ц азота) сухим	29,58 ц
Влагой дутья	0,91 •
Восстанавливающей рудой	8,15 •
Углекислотой (7,7 — 2,10)	5,60 •
Всего	44,24 ц (2,212 кг)

Принимая, что 100 вес. ч. воздуха содержат: 23,0% O₂, 76,2% N₂ и 0,8% H₂O, Белл по составу и веру колошниковых газов устанавливает количество дутья:

$$29,58 \text{ ц O}_2 + 98,04 \text{ ц N}_2 + 1,02 \text{ ц H}_2\text{O} = 128,64 \text{ ц.}$$

Приход тепла:

От горения углерода в CO_2	$(5,44 - 2,10) \cdot 7900 = 26386$	ц-кал
„ „ „ в CO	$22,28 \cdot 2221 = 49484$	„
Итого	75870	ц-кал

Приносится дутьем, нагретым до 485°

$128,64 \cdot 0,237 \cdot 485 = 14783$	ц-кал
Всего	90653 ц-кал

Теряется тепла в колошниковых газах ($t = 452^\circ$):

CO_2	$19,97 \cdot 0,216 = 4,313$	
CO	$51,99 \cdot 0,245 = 12,737$	
H_2	$0,10 \cdot 3,409 = 0,341$	
N_2	$98,04 \cdot 0,243 = 23,823$	
Итого	$41,214 \cdot 452 = 18629$	ц-кал

Влаг кокса (испарение и перегрев):

$0,74(640 + 352 \cdot 0,48) = 599$	„
Всего	19228 ц-кал

Тепловое значение кокса (при нагреве дутья до 485°)

$$90653 : 28,92 = 3137 \text{ ц-кал/ц (и 3137 кт-кал/кг).}$$

Таким образом потеря тепла в колошниковых газах эквивалентна расходу —

$$19228 : 3137 = 6,1 \text{ ц кокса.}$$

В самой печи расходуется:

$$(90653 - 19228) : 3137 = 22,82 \text{ ц кокса.}$$

Такой же расчет для сравнения Белл делает для своей большой печи (высотой 24,38 м и объемом 330 м³), работавшей на тех же сырых материалах и выплавлявшей тот же чугун, но более выгодно: с расходом горючего 22,32 ц (1,116) при том же нагреве дутья (485°) и температуре колошниковых газов 332° .

Состав колошниковых газов:

CO_2	17,25%	в них	4,70%	С	и	12,55%	O_2
CO	25,25%	„	10,83%	С	и	14,42%	O_2
N_2	57,50%						
Всего	100,00%	в них	15,53%	С	и	26,97%	O_2

Весовое количество газов:

CO_2	23,67 ц	в них	6,46 ц	С	и	17,21 ц	O_2
CO	34,64 „	„	14,85 „	С	и	19,79 „	O_2
N_2	78,89 „						
H_2	0,08 „	из влаги дутья					
H_2O кокса	0,58 „						
Пыль	0,20 „						
Всего	138,06 ц	в них	21,31 ц	С	и	37,00 ц	O_2

Количество углерода в газах:

Из кокса	20,40 ц	(зола и сера 1,34 ц)
• флюса	1,64	
Итого	22,04 ц	
В чугун	0,74	
В газы	21,30 ц	(1,065)

Количество кислорода в газах:

Из дутья	23,81 ц	(с NH_3 N_2 — 78,89 ц)
• руды	8,13	
• флюса	4,37	
• влаги дутья	0,69	
Итого	37,00 ц	

Количество дутья:

$$23,81 \text{ ц } \text{O}_2 + 78,89 \text{ ц } \text{N}_2 + 0,74 \text{ ц } \text{H}_2\text{O} = 103,44 \text{ ц.}$$

Приход тепла:

От горения углерода в CO_2 (6,46—1,65 *)	7900 = 37999 ц-кал
• CO 14,85 · 2221	= 32982
Итого	70981 ц-кал
Горячим дутьем вносится 103,44 · 0,237 · 485 . . .	= 11889
Всего	82870 ц-кал (4144 кг-кал)

Теряется тепла в колошниковых газах:

CO_2	23,67 · 0,216 = 5,113
CO	34,64 · 0,245 = 8,487
H_2	0,08 · 3,409 = 0,273
N_2	78,89 · 0,243 = 19,170
Итого	33,043 · 332 = 10970 ц-кал

Испарение влаги кокса при 100° и перегрев ее на 232° требуют:

$$0,58 \cdot (640 + 0,48 \cdot 232) = 435 \text{ ц-кал.}$$

Всего тепла в газах 11405 ц-кал (570).

На 1 т чугуна в печи остается:

$$82870 - 11405 = 71465 \text{ ц-кал (3573),}$$

т. е. столько же, как и в малой печи, несмотря на то, что разность в расходе кокса составляет $1,446 - 1,116 = 0,33$ кг на 1 кг чугуна.

Это указывает на гораздо большее тепловое значение кокса в большой печи, именно:

$$82870 : 22,32 = 3715^{**} \text{ ц-кал/ц (3715 кг-кал/кг),}$$

* Выше количество углерода из флюса было принято Беллом равным 1,64 ц.

** В результате деления получается 3713, но эта ошибка на дальнейший расчет не влияет.

Потеря тепла в газах эквивалентна

$$11405 : 3715 = 3,07 \text{ ц (0,1535 кг) кокса.}$$

Используется в печи тепла

$$71465 : 3715 = 19,25 \text{ ц (0,9625 кг) кокса.}$$

Разница в расходе кокса в обеих печах составляет так:

	Малая печь	Большая печь
Расходуется в печи, ц	22,82	19,25
Теряется в газах, ц	6,10	3,07
Итого	28,92	22,32

$$28,92 - 22,32 = 6,6 \text{ ц (0,33 кг).}$$

Распределение полученного тепла по статьям расхода, произведенное подробно Беллом лишь для малой печи, дается далее с сохранением термохимических данных, которыми располагал Белл (в скобках — перевод результата в кг-кал на 1 кг чугуна).

1. Затрату тепла на восстановление железа Белл принужден был рассчитать по теплоте горения железа в кислороде по Эндриусу (1582 кал), так как теплота образования безводной окиси железа не была известна. Это, конечно, преуменьшило расход тепла по этой статье до

$$19 \cdot 1582 = 30058 \text{ ц-кал (1503 кг-кал).}$$

2. Теплоту плавления и перегрева чугуна до температуры его при выпуске Белл принял, руководясь данными французских исследователей в 330 кал на 1 кг. Это дает 6600 ц-кал.

3. Так же поступает Белл, определяя теплоту плавления и перегрева шлака, беря очень высокую цифру (550 кал) по французским данным, что дает на 30,94 ц шлака (1,547 кг по нашему расчету) —

$$30,94 \cdot 550 = 17017 \text{ ц-кал (851 кг-кал).}$$

4. Разложение водяного пара дутья. Хотя Белл и говорит в своем докладе о паре дутья, но берет число 34000 кал, соответствующее теплоте образования жидкой воды, и получает по этой статье расход тепла:

$$0,082 \cdot 34000 = 2788 \text{ ц-кал (139 кг-кал).}$$

5. Белл уверяет, что не располагает никакими данными о затрате тепла на разложение углекислородной соли. Очевидно, ему был неизвестен результат определений Шница, хотя и оказавшийся впоследствии недостоверным, но принимавшийся в расчетах другими металлургами. Руководясь расходом топлива на обжиг известняка, Белл принял очень низкий тепловой эффект диссоциации углекислородной соли и получил на 7,7 ц CO_2 расход:

$$7,7 \cdot 288,4 = 2220 \text{ ц-кал (111 кг-кал).}$$

6. Потеря тепла на охлаждение 5 фурм и перекачка была определена Беллом рядом специальных опытов. Расход воды на 1 фурму оказался равным 3375 ц в час (169 кг в час):

повышение температуры воды было 9,16°. По Беллу потеря тепла 3635 ц-кал в час или на 1 т выплавленного чугуна (производительность печи 2 т чугуна в час) — 1818 ц-кал (91 кг-кал).

7. Потеря тепла кладкой печи была предметом специальных исследований Белла, о которых говорилось раньше. Было установлено, что печь теряет на 1 т чугуна (при производительности 2 т чугуна в час) 3658 ц-кал на одну тонну чугуна или 183 кг-кал на 1 кг.

8. Потеря тепла в колошниковых газах с влажной была уже определена раньше, она равна 19228 ц-кал (961 кг-кал).

Расход по всем 8 статьям равен 83 387 ц-кал

Остаток на неучтенные расходы 7 266 "

Весь расход тепла равен приходу 90 653 ц-кал

Неучтенные Беллом расходы — это прежде всего: 1) потери тепла конвекцией через омываемую воздухом поверхность стен печи и теплопроводностью через лещады; 2) расход на разложение углекислородной соли (в 3½ раза более высокий, чем учтенный в балансе Белла); 3) расход тепла на восстановление кремния, фосфора и марганца, совсем не учтенный. Относительно кремния нужно сказать, что теплота образования кремнезема стала известна через год после доклада Белла, но что касается фосфора, то умолчание о нем непонятно: фосфор является характерной составной частью кливлендского чугуна; содержание его в чугуне было высоким (1,4%), а теплота горения была определена английским ученым Эндрюсом еще в 1848 г. Марганцу Белл мог не придавать значения, учитывая теплоту его восстановления вместе с железом. Железа восстанавливается 95% веса чугуна; за исключением 3% на углерод остается всего 2%, тогда как сумма кремния и фосфора в кливлендском чугуне не менее 3,5%.

Остатка тепла на неучтенные расходы (363 кг-кал на 1 кг чугуна) нехватает на покрытие всех перечисленных расходов, но это не может вызывать недоверия к данным Белла об условиях работы его малой печи, так как имеются резервы, из которых может быть покрыт, даже с избытком, указанный нами расход.

Резерв в приходе тепла: горение углерода по первому балансу Белла давало меньше тепла, чем по данным Фавра и Зильбермана, которым должен был пользоваться Белл. В последующих своих расчетах [18] Белл принимал для горения углерода в CO_2 8000 кал, сознательно уменьшая на 1% тепловой эффект Фавра и Зильбермана (8080 кал) ввиду того, что нелетучий углерод, который Белл называл «коммерческим», преувеличивает количество сгорающего в печи углерода; для горения в CO Белл принимал 2400 кал (на 73 кал меньше, чем установили Фавр и Зильберман), считая, что при переходе CO в CO_2 выделяется 5600 кал на 1 кг углерода. Эти числа служили Беллу для его подсчетов в течение многих лет.

Резерва тепла в одной из расходных статей в количестве тепла, уносимого чугуном и шлаком (185 кал), вместе с увеличением прихода на 387 кал не только хватает на все расходные статьи, но еще остается 512 кал, как видно из столбца IV табл. 70, в которой даны результаты подсчета нами баланса с применением производственных данных Белла и современных термохимических.

Столбец I этой таблицы дает результаты расчетов Белла, приведенных раньше в тексте. Столбец II — те же результаты в переводе ц-кал на 1 т в кг-кал на 1 кг чугуна. Столбец III дает результаты применения оригинального приема Белла — оценивать относительное значение отдельных статей расхода не в процентах общего расхода, как обычно делают другие металлурги, а расходом кокса, пользуясь выведенным тепловым значением весовой единицы кокса.

Таблица 70
Тепловые балансы кливлендских доменных печей¹

Статьи расхода тепла		I ц-кал	II кг-кал	III ц	IV кг-кал	V кг-кал	VI кг-кал
1	Восстановление	30 058	1503	9,59	1670	1929	1976
2	Испарение влаги (из кокса)	599	30	0,21	22	17	11
3	Разложение углекислотной соли . . .	2 220	111	0,71	372	290	121
4	" водяных паров дутья . . .	2 788	139	0,89	110	103	81
5	Плавление и перегрев чугуна . . .	6 600	330	2,11	300	300	300
6	" шлака	17 017	851	5,40	696	684	863
7	Потери тепла в колошниковых газах	18 629	931	5,88	953	576	611
8	Потери тепла в охлаждающей воде .	1 818	91	0,57	91	562	473
9	" во внешнее пространство	3 658	183	1,16	183		
10	Неучтенные расходы и потери тепла	7 266	363	2,40	518	—	—
Итого		90 653	4532	28,92	4915	4461	4436

¹ Числа столбцов I, II, III и IV относятся к работе малой кливлендской печи (14,63 м высоты), определенные по данным Л. Белла. Столбец I дает оригинальные числа Белла (ц-кал на 1 т чугуна); в столбце II они переведены в кг-кал на 1 кг чугуна; столбец III — расход кокса в центнерах на 1 т чугуна; столбец IV — малая печь завода Кларенс, но расчет произведен по современным термохимическим данным. Столбец V — то же, но печь большая (24,38 м высоты) того же завода; в чугуне 2% Si, 1,4% P и 0,5% Mn. Столбец VI дает тепловой баланс большой кливлендской печи, работающей в современных условиях на литейный чугун (3% Si, 1,55% P и 0,7% Mn); руда более бедная, кокс — более сернистый (1,34% S); около 1/2 флюса обжигается; расход кокса 1,2

Как видно из предшествовавшего изложения метода расчета теплового баланса, предложенного Беллом, мы, исходя подобно де-Ватэру из весового анализа колошниковых газов, последовательно определили: содержание углерода в газе, количество газа,

количество дутья и по полученным результатам — приход тепла в к-кал на 1 т чугуна.

В расчетах Белла, — не считая тех, которые искажены по неточности термохимических данных, — постоянно, в течение многих лет, повторяется одна и та же ошибка: расход тепла на разложение водяного пара в дутье определяется по теплоте образования жидкой воды. Что касается недостатков учета реакций восстановления, то они в последующих работах были устранены самим Беллом применением опубликованных новых термохимических данных.

Но в позднейших расчетах Белла [18] появились и ошибки, которых не было в первом его балансе и о которых нужно здесь сказать, так как эти ошибки были усвоены и другими авторами (английскими и американскими).

Первая из этих ошибок — определение прихода тепла от горения в CO того углерода, который переходит в чугун, и введение новой расходной статьи, — потери тепла от перехода углерода в чугун. Результат так сведенного баланса не меняется, и в приходе и в расходе тепла появляются одни и те же слагаемые, но общий итог тепла несколько увеличивается.

То же нужно сказать и про вторую ошибку — введение расхода тепла на разложение углекислоты флюса и включение в приход тепла от образования всей углекислоты, как полученной от восстановления железа окисью углерода.

2. МЕТОД ГРЮНЕРА

Л. Грюнер, вскоре после опубликования доклада Белла, используя все его данные, а также и те, что были сообщены в прениях по докладу Белла, занялся обработкой этих данных и выработал свой метод расчета теплового баланса, опубликованный уже в 1872 г. Переходим к изложению его.

Формулы Грюнера. Исходя из весового процентного состава колошникового газа, Грюнер определяет количество этих газов и количество дутья по выведенным им формулам, в которых:

- a — расход углерода (в кг) на 1 кг чугуна;
- b — количество углерода, вводимого в печь флюсом;
- c — количество углерода, переходящего в чугун;
- p — количество углерода в газах, т. е. $a + b - c$;
- m — отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в газах (по весу).

Если назвать y — вес CO в газах на 1 кг чугуна, то my будет вес CO_2 и

$$p = \frac{33 \cdot 21 \cdot m}{77} y + m y = y \cdot \frac{33 \cdot 21 \cdot m}{77}.$$

Откуда определяется CO и CO_2

$$\text{CO} = y = p \cdot \frac{77}{33 \cdot 21 \cdot m}; \quad \text{CO}_2 = my.$$

Количество кислорода в газах:

$$O = \frac{4}{7}y + \frac{8}{11}my = y \cdot \frac{44 + 56m}{77}.$$

Но O состоит из двух частей; O' — количество кислорода дутья и O'' — количество кислорода, переходящего в газ из шихты при восстановлении разных окислов; количество это определяется по составу чугуна и шлака.

Задаваясь приближенным составом чугуна, Грюнер выводит особую формулу для определения O'' , обозначая его через d ;

$$d = \frac{8}{3}b + (0,416 \text{ до } 0,433),$$

в которой $\frac{8}{3}b$ — количество кислорода в углекислоте флюса, а 0,416 до 0,433 — количество кислорода, освобождающегося при восстановлении элементов, переходящих в чугун. Но даже для кливлендского чугуна формула не точна (пропущено восстановление P_2O_5) и к ней нет нужды прибегать, так как в каждом частном случае легко подсчитать количество кислорода, освобождающегося при восстановлении железа, кремния, марганца, фосфора, переходящих в чугун, и высших окислов железа и марганца в их закиси, переходящих в шлак. Не нужно упускать из виду и кислорода восстанавливающихся водяных паров (расчет по балансу водорода, как говорилось раньше).

Зная O' , можно определить и O'' из выражения:

$$O' = \frac{4}{7}y + \frac{8}{11}my - O'' = y \cdot \frac{44 + 56m}{77} - O''.$$

Подставляя значение y , будем иметь:

$$O' = \frac{44 + 56m}{33 + 21m} \cdot p - O''.$$

Но O' дается обыкновенным — влажным — воздухом, а в расчетах нужно отдельно учитывать влагу дутья. Грюнер принимает, что обыкновенно воздух содержит в среднем 8 г водяных паров на 1 м³ воздуха, т. е. что вес влаги составляет 0,0062 веса сухого воздуха или что в ней находится 0,0056 кислорода или, наконец, что вес кислорода сухого воздуха составляет 0,97677 веса влажного воздуха.

Поправки автора к формулам Грюнера. Имея в своем распоряжении лишь данные Белла о составе газов, в котором нет метана, Грюнер, естественно, не ввел его в свою формулу, но, так как метан является постоянной составной частью доломитового газа и в подробных материальных балансах он указывается, то не лишне дать формулу, в которой учитывается его присутствие в числе содержащих углерод газов.

Если отношение $CH_4 : CO$ назвать n , то формула Грюнера примет такой вид:

$$p = \frac{3}{7}y + \frac{8}{11}my + \frac{8}{4}ny$$

$$- y = \frac{308}{132 + 84m + 231n}.$$

Применение формул Грюнера к расчету теплового баланса большой доменной печи завода Кларенс. Покажем теперь применение формул Грюнера к расчетам при составлении теплового баланса по методу Грюнера, взявши расчет Грюнера для большой доменной печи завода Кларенс (24,38 м высоты и 330 м³ объема), для которой материальный баланс был дан в табл. 66, а расчет состава газов был приведен раньше при изложении метода Белла (стр. 327). Печь эта работала на таком же нагреве дутья, как и малая печь, но расход кокса в ней был 1,116, а температура колошника 332°.

На 1 кг чугуна дается в печь:

Углерода в коксе, a	1,020 кг
„ „ известняке, b	0,08 ?
Итого	1,102 кг
Уходит в чугун, c	0,030 „
Остается в газах, $p = a + b - c$	$= 1,072$ кг

Отношение m в этом случае равно 0,6865 по Грюнеру, а потому

$$CO = y = 1,072 \cdot \frac{77}{33 + 21 \cdot 0,6865} = 1,74 \text{ кг}$$

$$CO_2 = my = 1,74 \cdot 0,6865 = 1,195.$$

Кислород дутья

$$O' = 1,74 \cdot \frac{44 + 56 \cdot 0,6865}{77} - (\frac{8}{100} \cdot 0,082 + 0,424) = 1,221 \text{ кг}$$

Кислород в сухом дутье	$1,221 \cdot 0,97677 = 1,192$ кг
Азот сухого дутья	$3,33 \cdot 1,192 = 3,969$ „
Влага кокса	$= 0,029$ „
Влажных газов	$= 6,933$ „
Сухого дутья	$1,192 + 3,969 = 5,161$ „
Влаги в нем	$0,0062 \cdot 5,161 = 0,032$ „
Влажного воздуха	$= 5,193$ „

После этих предварительных подсчетов даем ниже приход и расход тепла по Грюнеру [19]; против его чисел в скобках даются результаты нашего подсчета по современным термохимическим данным и в статье расход тепла на восстановление — с измененным согласно действительности составом кливлендского литейного чугуна: 3,3% С, 3,0% Si, 0,5% Mn, 1,4% P, и 91,8% Fe.

1) Приход тепла.

Горение углерода в CO_2

$$(\frac{8}{11} my - b) \cdot 8080 = (0,326 - 0,082) \cdot 8080 = 1971 \text{ кал}$$

Горение углерода в CO

$$\frac{8}{7} y \cdot 2473 = 0,746 \cdot 2473 = 1845$$

$$\text{Итого} \quad 3816 \text{ кал (3837)}$$

$$\text{Нагретое дутье приносит: } 5,193 \cdot 0,239 \cdot 485 = 602 \text{ „ (624)}$$

$$\text{Весь приход (не считая тепла шлакообразования)} = 4418 \text{ кал (4461)}$$

2) Расход тепла.

Грюнер, как и Белл, не имел данных о теплоте образования безводной окиси железа и чтобы получить ее прибег к оригинальному приему: вычислил эту теплоту, исходя из закона Вельтерса (количество выделенного тепла пропорционально количеству реагирующего кислорода) и приняв теплоты горения железа по Эндрюсу (1582 кал), Дюлонгу (1648) и образования гидрата закиси железа по Фавру-Зильберману (1352). Если бы Грюнер удовлетворился только первым числом (очень близким к современному), то получил бы то, что нужно ($1582 \cdot \frac{3}{8} = 1780$), но он взял среднее из трех и вывел очень высокий тепловой эффект образования окиси железа — 1887 кал, который и применял в своих расчетах. Для кремния и фосфора Грюнер уже знал тепловые эффекты образования их окислов, но принял для обоих элементов среднюю теплоту окисления — 7000 кал — преуменьшенную тем, что содержание обоих элементов принял равным только 3%. Так как на восстановление железа Грюнер взял слишком большое количество тепла, то в общем восстановительный процесс у него вызвал больший расход тепла.

Приводим распределение тепла по статьям расхода:

1) Восстановление:			
Fe	0,94 · 1887	= 1774 кал	(1614 считая 0,918 Fe)
Si и P	0,03 · 7000	= 210 "	(315 считая и Mn)
2) Плавление чугуна по французским определениям 1-330		= 330 "	(300)
3) То же — шлака: 1,52 · 550		= 836 "	(684)
4) Разложение углекислосодержащей соли тратует 0,643 · 373,5		= 255 "	(290)
5) Испарение воды из кокса 0,029 · 606		= 18 "	(17)
6) Разложение влаги дутья 0,032 · 3222		= 103 "	(103)
7) Теплосодержание колошниковых газов 6,933 · 0,237 · 332		= 545 "	(576)
8) Потеря тепла (по разности)		= 347 "	(562)
Итого		4418 кал	(4461)

Сравнивая числа, выражающие приход тепла по расчету Грюнера и нашему, видим, что наш расчет дает несколько больший приход потому, что теплотворная способность углерода выше, чем следует из данных Фавра и Зильбермана, — с одной стороны, а с другой — теплосодержание воздуха при высокой температуре заметно выше принятого Грюнером.

По статьям расхода более или менее заметное расхождение обнаруживается в расходе тепла, уносимого шлаком и чугуном, так как теплосодержание их при высокой температуре оказалось по новейшим определениям гораздо ниже, чем было принято Беллом и затем Грюнером. Расход на восстановление тоже оказался в общем ниже, чем рассчитал Грюнер, вследствие непомерно высокой теплоты образования окиси железа.

Выше расход тепла (по нашему расчету) на выделение углекислоты из флюса и на нагрев колошниковых газов (теплоемкости

их более высоки). В результате остаток тепла на потери в атмосферу и в охлаждающей воде у Грюнера оказался на 21,5 кал ниже определенных нами. Число 347 кал на потери тепла кажется не достоверным, хотя близкие к нему числа получил Грюнер и для четырех других кливлендских печей, несмотря на то, что суточная выплавка чугуна в них изменяется от 30 до 63 т. Это противоречит нашему указанию на то, что потери тепла обратно пропорциональны производительности, но находит себе объяснение в особенностях прежней кливлендской плавки. При значительном увеличении размеров печей выплавка чугуна росла очень слабо и если в малых печах приходилось около 5 м³ объема на 1 т производительности, то в больших это число доходило до 9, 11 и даже 13 в печи гигантского объема завода Ормесби. Таким образом увеличение потери от увеличения поверхности охлаждения компенсировалось уменьшением ее от увеличения выплавки. В современной практике это невозможно, в частности, советские доменные печи должны работать так, чтобы производительность их была прямо пропорциональна объему, как бы, значителен этот объем ни был.

Характеризуя метод Грюнера в общем, нужно сказать, что он ясно и просто изложен, а потому легко усваивается. Выведенные Грюнером формулы не сокращают числа арифметических действий, но позволяют делать их более систематически, не забывая нужных для расчета величин. Неудобен он тем, что исходит из весового анализа газа и ведется по формулам в весовых единицах. Между тем, состав газа теперь дается всегда в объемных процентах и все расчеты с газами упрощаются и ускоряются, если их вести в объемных отношениях. Имея это в виду, автор давно уже предложил формулы, по которым можно вести расчет, следуя методу Грюнера, но исходя из объемного анализа газа.

Пусть отношение $\text{CO} : \text{CO}_2 = m$ (по объему), а $\text{CH}_4 : \text{CO}_2 = n$. Называя x — количество CO_2 в 100 объемах колошниковых газов, получим

$$p = \frac{12}{22,4} (x + mx + nx); \quad x = \frac{22,4}{12} \cdot \frac{p}{1 + m + n}.$$

Численное значение p (в кг) определяется так же, как оно определялось Грюнером, но делается вычет на количество углерода в пыли, т. е. в этом случае $p = a + b - c - d$, где d — количество углерода в пыли.

Зная по анализу газов отношения m и n , определяют x , mx и nx , т. е. состав и количество газа, а приход тепла от горения углерода по формуле:

$$w_1 = (x - b) \cdot 97650 : 22,4 + mx \cdot 29970 : 22,4;$$

$$w_1 = 4359 (x - b) + 1338 \cdot mx.$$

В этом случае b выражает количество углекислоты флюса в м^3 .

В столбце V табл. 70 дано распределение тепла по статьям расхода для большой печи завода Кларенс, рассчитанного нами по методу Грюнера, но с применением современных термохимических данных. Числа этого столбца характеризуют кливлендскую доменную плавку самого начала 70-х годов. С течением времени медленно, но неуклонно изменялся химический состав местных сырых материалов: руда делалась беднее железом, а чугун от этого становился богаче фосфором, увеличивалось количество шлака; кокс становился более сернистым и золистым, отчего повысился расход кокса. В результате и распределение тепла в тепловом балансе изменилось.

В столбце VI той же таблицы дано распределение тепла по статьям расхода для условий, в которых работали кливлендские печи на литейный чугун через 45 лет после опубликования баланса Белла. Расход тепла на восстановление, и раньше бывший весьма значительным, дошел до максимума, так как содержание фосфора в чугуне возросло до 1,55% (при 3% Si), зато уменьшился более чем вдвое расход тепла на разложение углекислотной соли, так как более $\frac{1}{2}$ всего флюса стало поступать в печь в обожженном состоянии.

Увеличился значительно расход тепла на плавление шлака, так как относительный вес его возрос до 1,725 вследствие обеднения руды (25% Fe в сыром состоянии) и обогащения кокса золой (до 10,2%) и серой (до 1,34%). Количество тепла, уносимое газами из печи, тоже возросло вследствие поднятия температуры газов (374°). В общем же расход тепла на выплавку 1 кг чугуна не изменился, так как от увеличения расхода кокса не возросло количество сгорающего в печи углерода ($0,85 \cdot 1,2 = 1,02$ кг, как было и раньше). Потеря тепла несколько уменьшилась, так как несмотря на обеднение руды производительность кливлендских печей поднялась от перехода к более интенсивной плавке (при тех же основных размерах печей).

3. МЕТОД ОКЕРМАНА

Тепловой баланс средней шведской древесноугольной печи. Печь, которую подразумевает расчет Окермана, имеет 12,5 м высоты и дает около 11 т чугуна в сутки. В материальном балансе (табл. 66) указан расход сырых материалов на единицу выплавленного чугуна; здесь мы даем дополнительно состав древесного угля: 10% воды, 6% летучих продуктов, 2% золы и 82% углерода (по разности). Состав летучих веществ в весовых процентах (по Ринману): 55,9% CO_2 ; 22,8% CO; 11,8% CH_4 ; 1,0% H_2 и 8,5% N_2 .

Руда — бедный магнитный железняк обожженный, содержащий половину всего железа в виде магнитной окиси и половину в состоянии окиси; средний выход чугуна из нее 45%.

Чугун переделный, содержал 4,2% С и 0,25% Мп. Средняя температура дутья 200°, а колошниковых газов 450°. Эта последняя температура не согласуется с другими условиями работы печи — расходом древесного угля — единица — и содержанием в нем 10% влаги; она принята была Окерманом, очевидно, по недостатку опытных данных.

Оригинальным методом расчета теплового баланса Окерман показал, что баланс может быть рассчитан, если состав газа неизвестен; нужно лишь задаваться степенью прямого восстановления или количеством углерода, переходящего при восстановлении только в окись углерода. Исходя из этого количества, можно легко рассчитать, какое количество углерода доходит до фурм, количество дутья, а также газов, т. е. все, без чего нельзя рассчитать теплового баланса. В результате расчета получается соответствующий степени прямого восстановления состав колошниковых газов. Задаваясь разными степенями восстановления, можно установить состав газа, возможный для работы печи в данных условиях.

Расчет Окерман ведет по отношению к 1 шведскому фунту древесного угля, поступающего в печь, а количество тепла выражено им в фунто-калориях, но так как расход горючего был равен единице, то полученные Окерманом числа выражают количество тепла в кг-калориях на 1 кг выплавленного чугуна и поэтому приводятся здесь без всяких изменений.

Расход углерода на прямое восстановление Окерман принимает равным 12%; при указанном выше составе древесного угля количество доходящего до фурм углерода равно (на 1 кг чугуна):

$$(1,00 - 0,12) \cdot 0,82 = 0,042 = 0,6796 \text{ кг.}$$

Для сжигания этого количества углерода нужно:

$$0,6796 \cdot 16 : 12 = 0,9061 \text{ кг } O_2.$$

Количество дутья. Окерман принимает следующий состав воздуха: 23,54% кислорода, 0,06% водорода (от разложения 0,56% влаги) и 76,40% азота. При этом составе требуется:

$$\begin{array}{l} 0,9061 : 0,2354 = 3,8493 \text{ кг воздуха} \\ 3,8493 \cdot 0,2304 = 0,8869 \text{ } O_2 \text{ } \left. \begin{array}{l} \text{сухого} \\ \text{дутья} \end{array} \right\} \\ 3,8493 \cdot 0,764 = 2,9408 \text{ } N_2 \\ 3,8493 \cdot 0,0056 = 0,0216 \text{ } H_2O \end{array}$$

Количество колошниковых газов предшествующими расчетами устанавливается так:

Окиси углерода:

$$\begin{array}{l} \text{Образуется у фурм} \dots\dots\dots 0,9061 \cdot 28 : 16 = 1,5857 \text{ кг} \\ \text{Получается от прямого восстановления} \dots\dots\dots 0,12 \cdot 0,82 \cdot 28 : 12 = 0,2296 \text{ } \\ \text{Получается от летучих веществ} \dots\dots\dots 0,06 \cdot 0,228 = 0,0137 \text{ } \\ \hline \text{Итого} \dots\dots\dots 1,8290 \text{ кг} \end{array}$$

При восстановлении отнимается от руды кислорода:

$$\begin{array}{rcl} 0,9555 \cdot 0,4 & = & 0,3822 \text{ кг (соединенного с Fe)} \\ 0,0025 \cdot 32 : 28 & = & 0,0029 \text{ (соединенного с Si)} \\ \hline \text{Итого...} & & 0,3851 \text{ кг O}_2 \end{array}$$

Из этого количества прямым восстановлением берется

$$\frac{1}{3} \cdot 0,12 \cdot 0,82 = 0,1312 \text{ кг O}_2.$$

На косвенное восстановление остается

$$0,3851 - 0,1312 = 0,2539 \text{ кг O}_2,$$

которые требуют

$$0,2539 \cdot 28 : 16 = 0,4442 \text{ кг CO.}$$

Это количество переходящей в уголекислоту окиси уменьшает ее количество в газах до

$$1,8290 - 0,4442 = 1,3848 \text{ кг CO}$$

и дает уголекислоты:

$$0,2539 + 0,4442 = 0,6981 \text{ кг,}$$

к которым нужно еще присоединить CO_2 флюса ($0,3333 \cdot 0,44 = 0,1467$ кг) и CO_2 из летучих веществ (0,0335), что в сумме дает:

$$0,6981 + 0,1467 + 0,0335 = 0,8783 \text{ кг CO}_2.$$

Метана получается из летучих веществ — 0,0071 кг.

Водорода из влаги дутья (0,0023) и летучих (0,0006) получается 0,0029 кг.

Азота из дутья (2,9408) и летучих (0,0051) получается 2,9459 кг.

Водяных паров из влаги угля — 0,1000 кг.

Всего колошниковых газов

$$1,3848 + 0,8783 + 0,0071 + 0,0029 + 2,9459 + 0,1000 = 5,3190 \text{ кг.}$$

Учет прихода и расхода тепла в доменном процессе Окерман ведет в предположении, что восстановление окиси железа до металла окисью углерода идет с нулевым тепловым эффектом, т. е. выделение тепла от перехода CO в CO_2 равно поглощению его при восстановлении железа (отсутствие данных о теплоте образования Fe_2O_3 допускало делать такое предположение). Основываясь на этом допущении, Окерман не вносит в приход тепло перехода CO в CO_2 при непрямом восстановлении, не внося и расхода тепла на восстановление окислов железа до металла. Тепловой эффект восстановления кремния Окерман относит в расходную статью, вычитая из затраты тепла на восстановление кремния приход тепла от образования соответственного количества окиси углерода.

1) Приход тепла

Рассчитанный на этих основаниях весь приход тепла за вычетом из него затраты на разложение влаги дутья, определится по Окерману так:

Горение углерода у фурм	0,6796 · 2473	= 1680,6	кал (1697)
Тепло разложения влаги дутья (по водороду)	0,0023 · 29638	= 68,5	» (66)
Разность		1612,1	кал (1631)
Нагрев дутья дает	3,8493 · 0,2392 · 200	= 184,2	» (186)
Итого		1796,3	кал (1817)

2) Расход тепла.

На восстановление твердого углерода по допущению, имеется всего:

$$0,12 \cdot 0,82 = 0,0984 \text{ кг,}$$

из которых на восстановление кремния уходит:

$$0,0025 \cdot 24 : 28 = 0,00214 \text{ кг,}$$

а на восстановление железа остается

$$0,0984 - 0,00214 = 0,09626 \text{ кг.}$$

По реакции $(\text{Fe}_3\text{O}_4 + 4\text{C} = \text{Fe}_3 + 4\text{CO})$ на 168 Fe требуется 48C и указанное выше количество углерода восстановит железо с затратой тепла:

$$(0,09626 \cdot 168 : 48) \cdot 893 = 0,3369 \cdot 893 = 301 \text{ кал (293).}$$

Здесь 893 кал представляют разность тепловых эффектов восстановления Fe_3O_4 и горения 4C в 4 CO, отнесенную к 1 кг железа [по современным данным всего $(265960 - 4 \cdot 29970) : 168 = 869$ кал, так как теплота образования CO стала выше].

Количество железа, восстановленное твердым углеродом, составляет 0,3369 кг или

$$100 \cdot 0,3369 : 0,9555 = 35\% \text{ всего Fe.}$$

Это — слишком низкое число для бедного магнитного железняка, т. е. количество углерода, сжигаемое кислородом руды, более 12% всего расходуемого углерода и, по всей вероятности, не менее 15% (44% прямого восстановления).

Восстановление кремния требует:

$$0,0025 \cdot 7800 - 0,00214 \cdot 2473 = 14,3 \text{ кал (13).}$$

Разложение утлекальцевой соли (по очень низкому тепловому эффекту, впервые указанному Шинцом — 197,1 кал на 1 кг CaO) сопровождается поглощением

$$0,3333 \cdot 0,56 \cdot 197,1 = 36,8 \text{ кал (142).}$$

Испарение влаги из древесного угля (при температуре его 5°) требует затраты тепла

$$0,1 \cdot (95 + 536) = 63,1 \text{ кал (60).}$$

Чугун при выпуске из печи уносит (по Ринману)

$$1 \cdot 310 = 310 \text{ кал (300).}$$

Шлак по Окерману уносит всего $0,7778 \cdot 440 = 342,2$ кал, но рассчитывая по исправленному нами для материального баланса количеству шлака, получим при том же теплосодержании шлака:

$$1,0858 \cdot 440 = 477,8 \text{ кал (434).}$$

Теплосодержание колошниковых газов:

$$5,219 \cdot 0,243 \cdot 450 = 569,5 \text{ кал (585).}$$

Перегрев водяных паров (свыше 100°)

$$0,1 \cdot 0,475 \cdot 350 = 16,6 \text{ кал (17).}$$

В охлаждающей фурмы и передок воде уносится 35 кал (35).

Всего определенного расчетом расхода:

$$301 + 14,3 + 36,8 + 63,1 + 310 + 477,8 + 569,5 + 16,6 + 35 = \\ = 1824,1 \text{ кал (1879).}$$

Нехватает тепла на все указанные расходы 27,8 кал (62).

$$\text{Итого} \dots \dots \dots 1796,3 \text{ кал (1817)}$$

Неточности расчета Окермана. Последняя учтенная статья расхода уже привела к дефициту тепла, но в подлинном расчете Окермана устанавливается и расход тепла на потери во внешнее пространство (93 кал), после чего еще остается 14 кал нераспределенного тепла.

Потеря тепла установлена посредством сравнения шведской печи с малой кливлендской, для которой Белл определил путем опыта потери в 183 кал на 1 кг чугуна. Это число составляет около 55% тепла, уносимого из печи чугуном, и Окерман предположил, что в шведской печи с ее более массивным кожухом потеря составит около 30% уносимого чугуном тепла, т. е. 93 кал. Но между внешними потерями тепла и количеством тепла, уносимого чугуном, нет никакой связи или зависимости, а о той зависимости, которая действительно существует — от поверхности охлаждения и производительности печи — Окерман повидимому не догадывался. Суточная выплавка кливлендской малой печи была в 3 раза больше, чем шведской, поэтому в последней потеря тепла на единицу чугуна могла быть в 3 раза большей при одинаковой поверхности охлаждения; но последняя не могла быть одинаковой: шведская печь при одинаковой (почти) высоте имела в $1\frac{1}{2}$ раза меньший диаметр распара и примерно во столько же раз меньшую внутреннюю поверхность, через которую передается тепло в огнеупорные стены. Потеря, значит, будет в 2 раза больше, а не меньше, по отношению к 1 кг выплавленного чугуна или немногим меньше, если кладка шведской печи действительно массивнее, чем английской.

Обнаруженный нашим расчетом дефицит тепла в балансе Окермана объясняется непомерно высоким расходом тепла на нагрев колошниковых газов, вследствие принятой высокой температуры их (450°). Снижение этой температуры только на 50° уже покрывает дефицит (не считая потерь тепла).

Для удобства сравнения полученных по методу Окермана результатов с обычными приводим пересчет прихода тепла и расхода на восстановление.

1) Приход тепла.

От горения углерода в CO_2	$\frac{9}{11} \cdot 0,6981 \cdot 8137 = 1549$	кал
От горения углерода в CO	$\frac{8}{7} \cdot 1,3711 \cdot 2497 = 1467$	»
Нагрев дутья, как и прежде	$18,67 \cdot 2,7 = 50$	»
Шлакообразование		
Всего	3250	кал

2) Расход тепла

Восстановление железа ($\frac{1}{2}$ из Fe_2O_3 и $\frac{1}{2}$ из Fe_3O_4)		
0,4778 · 1758	= 839	кал
0,4777 · 1383	= 756	»
Восстановление кремния: 0,0025 · 7423	= 19	»
Все остальные статьи расхода	= 1639	»
Итого	3253	кал
Дефицит тепла	3	»
Всего	3250	кал

Дефицит вышел гораздо меньше, чем по расчету Окермана, так как в наш расчет введен положительный, хоть и небольшой тепловой эффект восстановления окиси железа окисью углерода и сверх того теплота шлакообразования, неизвестная Окерману.

Преимущества метода Окермана. Для сведения теплового баланса Окерман задавался расходом углерода на прямое восстановление или степенью прямого восстановления и затем определял состав колошниковых газов расчетом. Это является особым преимуществом метода Окермана, — преимуществом, которого не оценили другие металлурги, да и сам Окерман не обратил внимания на процентный состав полученного им газа, не придавая ему особого значения. Между тем, если бы он вывел процентный состав газа, то мог бы убедиться, что он получил расчетом невозможный в действительности газ, как это видно из следующих результатов нашего подсчета объемного процентного состава газа.

CO_2 . . .	0,8783	кг	= 0,4471 м^3	= 11,3%	объемн.
CO . . .	1,3848	»	= 1,1077	= 28,0%	»
CH_4 . . .	0,0071	»	= 0,0099	= 0,3%	»
H_2 . . .	0,0029	»	= 0,0326	= 0,8%	»
N_2 . . .	2,9459	»	= 2,3568	= 59,6%	»
Итого . . .	5,2190	кг	= 3,9541 м^3	= 100,0%	объемн.

Такого высокого содержания азота и столь низкого водорода и метана в газах древесноугольных доменных печей быть не мо-

жет, — очевидно, состав летучих веществ, впервые определенный Ринманом и принятый, как достоверный, Окерманом, не соответствует составу летучих, выделявшихся в действительности из кучного древесного угля, на котором работала печь. Это можно доказать следующим сопоставлением состава газа Ринмана (I, II, III столбцы) с составом газов от печного уральского угля (IV столбец) и кучного шведского (по Бергштрему, V столбец)

	I % вес.	II м ³	III % объемн.	IV % объемн.	V % объемн.
CO ₂ . . .	55,9	28,45	35,4	8,9	7,1
CO . . .	22,8	18,24	22,4	24,1	12,9
CH ₄ . . .	11,8	16,52	20,3	33,2	17,7
H ₂ . . .	1,0	11,20	13,8	33,8	62,3
N ₂ . . .	8,5	6,80	8,1	—	—
Итого . .	100,0	81,21	100,0	100,0	100,0

Незначительное количество летучих (6,6% веса сухого угля), принятое в расчете Окермана, относится к кучному углю, выжженному при высокой температуре, анализ же Ринмана представляет состав газов, выделяемых слабо обугленным древесным углем в начальный период его прокаливания, когда углекислота действительно значительно преобладает над всеми другими газами. Повышение температуры резко снижает содержание углекислоты в летучих продуктах и также резко увеличивает в них содержание водорода, как это видно из среднего состава газов печного угля (IV столбец), не говоря уже о шведском кучном (V столбец); последний содержит 0,203 кг углерода в 1 м³, тогда как газ Ринмана — в 2 раза больше (0,421).

Таким образом применение метода Окермана к древесно-угольной доменной печи не позволило выявить бесспорного преимущества этого метода — возможности устанавливать правильный состав газа, — более правильный, чем получаемый обычно анализами заводских лабораторий.

Металлурги не заметили или не оценили этого преимущества, самый метод Окермана был предан забвению; ни в одном известном руководстве по металлургии он не излагался (цитированная уже книга проф. Н. А. Иосса [4] является единственным исключением). Лишь 30 лет спустя после опубликования Окерманом его метода автор этого курса ввел в употребление метод расчета состава доменных газов, основанный на задаваемых степенях прямого восстановления.

Замечания о числовом выражении результатов расчета тепловых балансов разных авторов. Вес материалов в расчетах Белла выражался центнерами на английскую тонну (20 ц) чугуна, а учет тепла делался в центнер-калориях, а не в BTU (британских тепловых единицах). Окерман вел расчет теплового баланса на 1 фунт древесного угля, загружаемого в печь, а тепло учитывал в фунто-калориях. Грюнер, естественно, применяя метрическую

систему, вел расчет в кг-калориях и на 1 кг выплавленного чугуна. Тем (не менее числа, полученные творцами методов расчета тепловых балансов, легко сравнимы друг с другом; числа Окермана не нуждаются в переводе на метрические меры, так как при расходе древесного угля равном единице, количество тепла в фунто-калориях на 1 фунт угля выражает и число кг-калорий на 1 кг чугуна; что касается чисел Белла, то для сравнения их с числами Грюнера нужно лишь перенести в них запятую и разделить их на 2.

В позднейших расчетах килограмм был заменен тонной и учтенное количество тепла стало выражаться числами, имеющими до семи знаков вместо четырех. Такое изменение расчета Грюнера нельзя признать удачным: большие числа трудно запоминаются и даже трудно сравниваются друг с другом, последние три цифры семизначных чисел напрасно отнимают время на их определение, так как не имеют никакого значения, ввиду малой точности учета тепла. Чтобы дать понятие об этой точности, укажем, что только три статьи расхода тепла — испарение воды, разложение водяных паров дутья и разложение углекислородной соли — поддаются учету с полной точностью, так что можно ручаться за 1 кал на 1 кг чугуна. Количество тепла, уносимое газами, не может быть определено с большой точностью, так как единица в третьем десятичном знаке числа, выражающего теплоемкость, создает уже разницу более 1 кал, если средняя температура газов и количество их указаны совершенно точно, на что нельзя рассчитывать, зная, что азот обычно указывается в преувеличенном количестве, что вызывает увеличение при расчете количества дутья, а следовательно и газов.

В приходе тепла незначительное преуменьшение содержания окиси углерода в газе создает еще большую ошибку в расчете. Например, если в газе, содержащем 12% CO_2 и 27% CO , последней будет указано только на 0,4% меньше (26,6%), то это изменяет количество тепла, развиваемого горением 1 кг углерода с 4232 кал на 4250 кал, а при расходе углерода 0,8 увеличивает приход тепла на 14 кал. Но еще большую ошибку в расчет вносит принятие «нелетучего» углерода за углерод, вносимый коксом в печь. Обыкновенно, вес первого на 0,5% выше веса последнего; этим увеличивается приход тепла от горения углерода (при 4000 кал на 1 кг его в среднем) на 20 кал, к которым нужно еще присоединить тепло нагрева дутья, подаваемого на 0,005 кг углерода (около 4—5 кал). О точности учета тех статей расхода тепла, которые до сих пор указывались по аналогии (тепло, уносимое 1 кг чугуна и шлака) или определялись лишь по разности (потери тепла), дает понятие то, что уже говорилось раньше о статьях расхода тепла (статьи 6, 7 и 10, стр. 306, 308 и 311).

Тем не менее, преследуя мнимую точность, иногда ведут расчет на 1000 кг чугуна, учитывая расход тепла с точностью с 0 тых

долей калорий. Так делает Гильгаузен во всех его тепловых балансах, выражая, например, расход тепла на восстановление железа числом 1397012,40, которое на 1 кг чугуна дает вместо 1397 кал по Грюнеру — 1397,01240 кал. С математической точки зрения такое число представляет нелепость. Более правильно поступает американский автор новейшего руководства по металлургии [20], выражающий результаты расчета теплового баланса доменной печи числами, в которых три последние цифры — нули. Эти нули показывают невозможность дать число калорий с точностью сотен их при расчете на 1 т чугуна, но они указывают и на то, что не следует вести расчета на 1000 кг чугуна, так как расчет на 1 кг дает те же числа, но без нулей, т. е. в той же степени точные.

Для устранения цифр, не имеющих значения в отношении точности и для удобства сравнения больших чисел, некоторые авторы, ведя расчет на 1000 кг чугуна, применяют множитель 10^3 , с помощью которого, например, число Гильгаузена превращается в удобочитаемое $1397 \cdot 10^3$ и не менее точное, чем 1397012,40. Но, устраняя так одно неудобство, создали другое — превратили небольшие числа в числа с тремя десятичными знаками (например $0,055 \cdot 10^3$ — теплота шлакообразования), а их большинство в тепловом балансе.

По мнению автора нужно следовать методу Грюнера и учитывать тепло на 1 кг чугуна, отбрасывая в итоге десятичные знаки, т. е. ограничиваясь точностью в 1 кал.

4. МЕТОД ИЖЕВСКОГО

Опубликование Беллом, Грюнером и Окерманом их трудов, в которых были изложены не только методы расчета тепловых балансов, но и важные их выводы, касающиеся теории и практики доменного производства, составило эпоху в развитии металлургии чугуна, вызвало — помимо дальнейших оригинальных докладов Л. Белла — ряд трудов других авторов и постепенно привело к созданию современной теории доменной плавки, творцами которой по всей справедливости нужно считать трех названных ученых. Что касается собственно методов расчета теплового баланса, то в течение многих лет не было предложено ничего нового или оригинального в этой специальной области металлургии. Лишь в 1912 г. проф. В. Ижевский предложил новую систему учета теплового баланса, которая «имеет целью дать ему удобочитаемую, возможно наглядную форму, компактную, при полноте содержания» [21]. Цель эта достигается расчетом по молекулярным и атомным весам получаемых печью материалов и даваемых ею продуктов плавки, выраженных в тоннах. Преимущества предлагаемой системы учета проф. В. Ижевский показывает на ряде примеров, из которых мы приводим здесь лишь первый пример 30-дневной работы доменной печи на зеркальный чугун

(10,57% Mn) по материальному и тепловому расчету Гильгаузе-на [7].

1. Показавши, что материальный баланс Гильгаузе-на не удовлетворителен, так как ни для одного из сырых материалов он не сведен без дефицита или избытка, автор новой системы учета дал свой материальный баланс, представленный здесь в табл. 71.

Вот как получаются отдельные числа этого баланса (сведенного без дутья, т. е. только для одной шихты).

Таблица содержит разделы: 1) «шихта» (вес — в тонно-молекулах и тонно-атомах); 2) «чугун» (его вес в тоннах и, процентный состав); 3) «газ» (составные части в тонно-молекулах и тонно-атомах); 4) «шлак» (в тонно-молекулах и тоннах).

Строка первая указывает содержание в шихте 13,78 т-мол окиси железа, полученных делением 2207,32 т расплавленной

Материальный баланс доменной печи,

	Молекуляр- ный вес	1. Шихта, за вычетом ко- лошниковой пыли, 7869 т		2. Чугун, 2026 т		
		т	т-мол	%	т	т-ато- мы
Fe ₂ O ₃	160	2207,32	13,78 (27,56 FeO)	—	—	—
FeO	72	279,50	3,76	Fe 83,31	1690	30,20
Mn ₂ O ₄	229	362,02	1,64 (4,92 MnO)	—	—	—
Mn ₂ O ₃	158	0,64	0,004 (0,008 MnO)	—	—	—
MnO ₂	87	31,64	0,364 MnO	—	—	—
MnO	71	56,10	0,79	Mn 10,57	214	3,87
CaO	56	634,10	11,33	—	—	—
MgO	40	159,43	3,99	—	—	—
SiO ₂	60	618,82	10,32	Si 1,13	22,9	0,82
Al ₂ O ₃	102	131,64	1,29	—	—	—
P ₂ O ₅	142	2,705	0,019 (0,038 P)	P 0,085	1,72	0,055
CaS	72	—	—	—	—	—
SO ₂	80	0,07	0,001	—	—	—
SO ₃	64	19,67	0,307	—	—	—
S	32	25,42	0,794	S 0,019	-0,38	0,018
CuO	79,6	5,17	0,065	Cu 0,20	4,06	0,055
CO ₂	44	826,39	18,75	—	—	—
C	12	2000,27	166,65	C 4,69	95,02	7,91
H ₂	4	12,2	3,05	—	—	—
N ₂	28	18,3	0,653	—	—	—
H ₂ O _{хим}	18	23,80	1,32	—	—	—
H ₂ O _{гидр}	18	433,92	24,10	—	—	—
Сумма	—	7849,12	—	100,0	2028,08	—
Дефицит	—	—	—	—	—	—

Fe_2O_3 на 160. Это количество окиси, переходя при восстановлении в закись, дает 13,78 т-атомов кислорода в газ (O^{II} в разделе «газ») и оставляет 27,56 т-мол FeO , как указано в скобках рядом с 13,78 Fe_2O_3 .

В шихте, сверх того, находится 3,76 т-мол FeO , дающих в сумме 31,32 т-мол, из которых 30,20 т-атомов дадут железо в чугун и столько же кислорода в газ, а разность — 1,12 т-мол — уходит в шлак, как и отмечено в строке второй.

В строках 3—6 дано распределение окислов марганца. 1,64 т-мол Mn_2O_4 дадут при восстановлении 1,64 т-атома O^{II} и $3 \cdot 1,64 = 4,92$ т-мол MnO , как указано в скобках. То же и с Mn_2O_3 ; а именно: 0,004 т-атома O^{II} отойдут в газ, а $2 \cdot 0,004 = 0,008$ т-атома останутся в виде MnO . Далее 0,364 т-мол, имеющейся в шихте перекиси марганца дадут 0,364 т-атома кислорода в газ и

Таблица 71

работавшей на зеркальный чугун

3. Газ		4. Шлак			5. Фактический состав шлака			
т-атомы (т-мол)	т	т-мол	т	%	%	потеря, т	при 1595 т	неуловимая пыль, т
13,78 O^{II}	220,7	—	—	—	—	—	—	—
30,20 O	484,0	1,12	80,6	4,61	0,32	—	5,1	75,4
1,64 O^{II}	25,3	—	—	—	—	—	—	—
0,004 O^{II}	0,16	—	—	—	—	—	—	—
0,364 O^{II}	5,76	—	—	—	—	—	—	—
3,87 O^{I}	62,0	2,212	157,0	9,0	7,94	—	126,5	30,5
1,084 O^{I}	17,35	10,246	572,0	32,8	37,46	221,6	558,0	(—26)
—	—	3,99	159,43	9,13	6,57	—	105,0	54,43
1,64 O^{I}	26,2	9,50	569,0	32,6	35,63	152,67	569,0	0
—	—	1,29	131,64	7,54	6,45	—	103,0	28,64
0,095 O^{I}	1,52	—	—	—	—	—	—	—
—	—	1,084	78,0	4,47	3,76	—	60,0	18,0
0,003 O^{I}	0,05	—	—	—	—	—	—	—
0,614 O^{I}	9,85	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,065 O^{II}	1,04	—	—	—	—	—	—	—
18,75 CO_2	826,5	—	—	—	—	—	—	{ Дефицит —29,2
155,69 C	1870,0	—	—	—	—	—	—	—
3,05 CH_4	48,8	—	—	—	—	—	—	—
0,653 N_2	18,3	—	—	—	—	—	—	—
{ 1,32 H_2 }	23,8	—	—	—	—	—	—	—
{ 1,32 O^{II} }	23,8	—	—	—	—	—	—	—
24,10	433,0	—	—	—	—	—	—	—
—	4074,23	—	1747,67	100,15	98,17	—	1566,6	151,77
—	—	—	—	—	1,83	—	29,2	—

0,364 т-мол MnO ; в сумме вместе с 0,79 т-мол MnO , имеющейся в шихте, получается 6,082 т-мол MnO , из коих 3,87 дадут чугун, 3,87 т-атома кислорода уйдут в газ, а остаток 2,212 т-мол MnO перейдут в шлак.

Нужно пояснить, что Ижевский обозначает через O^I атом кислорода не восстанавливающийся окисью углерода; O^{II} — легковосстановимый кислород, O (без цифры) — кислород окисла, который «может быть не восстановлен» окисью углерода. Впрочем, сам автор не придает особого значения этим обозначениям, говоря, что они никак не отзываются на расчетах.

Кремния в чугуне 0,82 т-атома, они соединены с $2 \cdot 0,82 = 1,64$ т-атома O^I , которые и отнесены в газ; на шлак остается $10,32 - 0,82 = 9,5$ т-мол кремнезема, внесенных в раздел «шлак» табл. 71. Туда же полностью отнесены: глинозем и магнезия; что касается извести, то лишь 10,246 т-мол, ее уходят в шлак, так как $11,33 - 10,246 = 1,084$ т-атома извести вступают в реакцию с серой, чтобы дать 1,084 CaS , и выделяют 1,084 O^{II} в газ. Указанное количество (1,084 O^{II} и CaS) получается так: в шихте находится 0,001 т-мол SO_3 ; они отдадут в газ 0,003 т-мол O^{II} , туда же 0,307 т-мол SO_2 отдадут $2 \cdot 0,307 = 0,614$ атома O^{II} . В шихте находится 0,794 атома серы сульфидов; присоединяя к ней $0,001 + 0,307 = 0,308$ атома серы и вычитая из суммы 0,018 атома ее, переходящих в чугун, получаем 1,084 т-атома серы, переходящей в CaS .

Ни Гильгаузен, ни Ижевский не возбуждают вопроса о том, в каком соединении шихты находится указываемый анализом сернистый газ — SO_2 , но в тепловом балансе, Ижевский определяет теплоту, потребную на восстановление серы, из SO_2 — газа. Это — ошибка, имеющая лишь принципиальное значение.

Не требует разъяснений разнесение по разделам углекислоты и влажности шихты. Что касается гидратной воды, то содержание водорода в газе настолько велико, что Ижевский принужден был предположить всю эту воду разложенной, но все же не получил нужного количества водорода в газе, воздержавшись от разложения влаги, хотя это нужно было сделать. Гидратная вода (1,32 т-мол) дает при разложении 1,32 т-атома кислорода и 1,32 т-мол водорода. Водород кокса целиком ушел на образование метана, количество которого указано в анализе газа преувеличенно большим.

Из всего количества углерода кокса 7,91 т-атомов растворяется в чугуне, а 3,05 т-атомов дает метан. В газ переходит остаток углерода кокса

$$166,65 - 7,91 - 3,05 = 155,69 \text{ т-атома.}$$

Установивши распределение составных частей шихты между чугуном, газом и шлаком, автор проверяет точность распределе-

ния, переводя т-молекулы и т-атомы в вес составных частей в кг и суммируя его по разделам. Получаются 7850,16 т продуктов плавки из 7849,12 т шихты; разница в 1 т составляет всего 0,013% — вполне допустимая.

Учет количества дутья дается автором в особой таблице (табл. 72). Первая строка ее указывает сумму атомов углерода в газе в виде CO_2 и CO (из табл. 71, раздел «газ»). Строка 2 дает содержание CO_2 и CO , определенное по количеству углерода в газах и по отношению $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в анализе газа (11,4 : 27,9). Строка 3 дает количество углекислоты, как продукта восстановления, за вычетом углекислоты флюса, с обозначением $\text{O}_{\text{факт}}^{\text{II}}$ (т-атомы кислорода, отнимаемые от шихты). В строке 4 дана разность всего кислорода шихты ($\text{O}_{\text{ших}}^{\text{II}}$) и кислорода $\text{O}_{\text{факт}}^{\text{II}}$. Эта разность (22,989) идет на окисление углерода при прямом восстановлении. Значит (строка 5) на горение у фурм остается 132,701 углерода, требующих (строка 6) $7100 \cdot 10^3 \text{ м}^3$ сухого воздуха.

Таблица 72

№	Определение количества дутья	
1	Сумма ($\text{CO}_2 + \text{CO}$) = 155,69 + 18,75	= 174,44
2	$\text{CO}_2 : \text{CO}$ (по анализу) = 11,40 : 27,90	= 50,44 : 124,0
3	$(\text{CO}_2)_{\text{общ}} - (\text{CO}_2)_{\text{руд}} = 50,44 - 18,75$	= 31,69 ($\text{O}_{\text{факт}}^{\text{II}}$)
4	$\Sigma \text{O}_{\text{ших}}^{\text{II}} - \text{O}_{\text{факт}}^{\text{II}} = 54,679 - 31,69$	= 22,989 ($\text{O}_{\text{факт}}^{\text{I}}$)
5	$\text{C}_{\text{ших}} - \text{O}_{\text{факт}}^{\text{I}} = 155,69 - 22,989$	= 132,701 ($\text{O}_{\text{дутья}}$)
6	$(\text{O}_2 + \text{N}_2)_{\text{дутья}} = 132,701 \cdot 4,77 \cdot 11,2 \cdot 10^3$	= $7100 \cdot 10^3 \text{ м}^3$ дутья
7	$(\text{H}_2\text{O})_{\text{дутья}} = 7100 \cdot 9$ $132,701 : (132,701 + 3,54)$	= 63900 кг = 3,54 т-мол = 0,974
8	$(\text{N}_2)_{\text{дутья}} = \frac{132,701 \cdot 0,974 \cdot 3,77}{2}$	= $\frac{129,1 \cdot 3,77}{2} = 243,6$
9	$\text{H}_2 = 3,54 \cdot 0,974$	= 3,45

По доводу этого вывода или, вернее, множителя 4,77 в произведении, определяющем количество воздуха, нужно отметить, что Ижевский принимает объемное отношение $\text{N}_2 : \text{O}_2 = 3,77$ (вместо обычного $3,762 = 79:21$).

В строках 7 и 9 дается поправка на влажное дутье, по ошибочно указанному содержанию влаги 9 г на 1 м^3 воздуха; получается 63,9 г или 3,54 т-мол H_2O , разлагающейся у фурм.

Таблица 73

Состав колошникового газа

Составные части газа	Ижевский		Костылев		Гильгаузен
	т-мол	%	т-мол	%	%
Углекислота	50,44	11,84	50,44	11,95	11,4
Окись углерода	124,00	29,10	124,00	29,39	27,90
Метан	3,05	0,71	3,05	0,72	2,59
Водород	4,77	1,12	8,86	2,11	2,30
Азот	243,653	57,20	235,596	55,83	55,81
Сумма	425,913	99,97	421,946	100,00	100,00

Табл. 73 дает полученный предшествовавшим расчетом Ижевского процентный состав газа в сопоставлении с составом его исходному анализу Гильгаузена; нами прибавлен результат расчета проф. Костылева, который, делая расчет по системе учета Ижевского, ввел разложение гигроскопической воды для того, чтобы получить содержание азота и водорода, близкое к указанному анализом Гильгаузена [21].

Даваемое Гильгаузенем содержание метана по крайней мере на 2% выше возможного, так как полученное Ижевским и Костылевым (0,71—0,72%) предполагает, что весь водород кокса выделяется в виде CH_4 , что, очевидно, невозможно. Для водорода анализ Гильгаузена указывает возможное содержание, но оно осуществляется лишь при разложении не только гидратной, но и части гигроскопической воды, — такой части, при которой в газе устанавливается даваемое анализом Гильгаузена содержание азота, как показывает расчет проф. Костылева.

Переходя к составлению теплового баланса и «следуя требованиям системы», как говорит Ижевский, он определяет приход и расход тепла в тонно-калориях на 2026 т чугуна, но так как и при таких калориях получают очень большие числа от применения молекулярных теплот образования химических соединений, то вводится множитель 10^3 . Чтобы получить сравнимые числа, тонно-калории на 2026 т чугуна переводятся Ижевским в кг-калории на 1 кг чугуна (см. табл. 74).

Во всех расчетах Ижевский пользуется термохимическими данными, которые приведены в первой сводке, сделанной нами в 1911 г. в ЖРМО, т. е. новыми для того времени, поэтому результаты расчета вполне сравнимы со всеми последующими расчетами тепловых балансов, опубликованными на русском языке.

Общий расход тепла, установленный Ижевским, близок к расходу тепла на выплавку литейного чугуна с таким же расходом

Таблица 74

Тепловой баланс доменной печи, выплавляющей зеркальный чугун

№	Статьи прихода и расхода тепла	Т-кал на 2026 т чугуна	кг-кал/кг чугуна
Приход тепла			
Внесено шихтой:			
1	4345,56 т руды $\cdot 0,156 = 678$		
	1195,66 » камня $\cdot 0,2099 = 251$		
	2424,87 » кокса $\cdot 0,203 = 493$		
	$1422 \times 3,3 =$	$4,69 \cdot 10^9$	2,32
Получено от образования:			
2	31,69 т-мол $\text{CO}_2 \cdot 97650 =$	$3090,0 \cdot 10^9$	1526,0
3	124,0 » $\text{CO} \cdot 29430 =$	$3650,0 \cdot 10^9$	1803,0
Принесено дутьем:			
4	$\frac{129,1 \cdot 477}{2}$ мол $\cdot 6,95 \cdot 740^\circ =$	$1580,0 \cdot 10^9$	781,0
Принесено содержащейся в дутье влагой:			
5	3,46 мол $\cdot 8,65 \cdot 740^\circ =$	$22,0 \cdot 10^9$	10,86
Выделено при образовании шлака:			
6	1595,70 =	$112,0 \cdot 10^9$	55,0
	Всего	$8458,69 \cdot 10^9$	4178,18
Расход тепла			
Восстановление:			
1	13,78 т-мол. Fe_2O_3 в Fe $\cdot 198167 =$	$2730,0 \cdot 10^9$	1349,0
2	2,6 » FeO » Fe $\cdot 66713 =$	$173,2 \cdot 10^9$	85,6
3	1,64 » Mn_2O_3 » $3\text{MnO} \cdot 44950 =$	$73,7 \cdot 10^9$	
4	0,004 » Mn_2O_3 » $2\text{MnO} \cdot 39502 =$	$0,16 \cdot 10^9$	
5	0,364 » MnO_2 » $\text{MnO} \cdot 34055 =$	$12,38 \cdot 10^9$	216,0
6	3,87 » MnO » $\text{Mn} \cdot 90760 =$	$351,0 \cdot 10^9$	
7	Обмен 1,087 » CaO на $\text{CaS} \cdot 41340 =$	$44,8 \cdot 10^9$	22,1
8	0,82 » SiO_2 в $\text{Si} \cdot 196420 =$	$161,0 \cdot 10^9$	79,6
9	0,02 » P_2O_5 из $\text{Ca}_3\text{P}_2\text{O}_8 \cdot 528900 =$	$10,6 \cdot 10^9$	5,3
10	0,001 » SO_3 в $\text{S} \cdot 102820 =$	$0,1 \cdot 10^9$	
11	0,31 » SO_2 » $\text{S} \cdot 69800 =$	$21,6 \cdot 10^9$	10,8
Разложение:			
12	11,33 т-мол. $\text{CaCO}_3 \cdot 43920 =$	$496,0 \cdot 10^9$	
13	3,98 » $\text{MgCO}_3 \cdot 28900 =$	$115,0 \cdot 10^9$	345,0
14	3,47 » $\text{FeCO}_3 \cdot 24840 =$	$86,1 \cdot 10^9$	

Продолжение табл. 74

№	Статьи прихода и расхода тепла	т-кал на 2026 т чугуна	кг-кал/кг чугуна
	Восстановление:		
15	0,06 т-мол. $\text{CuO} \cdot 37160 =$	$2,2 \cdot 10^3$	1,0
	Разложение:		
16	1,32 т-мол. $\text{H}_2\text{O} \cdot 69785 =$	$92,0 \cdot 10^3$	45,4
17	3,45 , $\text{H}_2\text{O} \cdot 57810 =$	$199,0 \cdot 10^3$	98,3
	Испарение:		
18	24,1 т-мол. $\text{H}_2\text{O} \cdot 10550 =$	$253,0 \cdot 10^3$	125,0
19	Унесено чугуном 2026-320 = ...	$650,0 \cdot 10^3$	320,0
20	, шлаком 1596-450 = ...	$718,0 \cdot 10^3$	354,0
	Унесено газами:		
21	$\text{CO} + \text{N}_2$ $(124,0 + 243,6) \cdot 6,75 \cdot 350 =$	$867,0 \cdot 10^3$	523,0
	CO_2 $50,44 \cdot 9,70 \cdot 350 =$	$171,0 \cdot 10^3$	
	CH_4 $3,05 \cdot 11,2 \cdot 350 =$	$11,8 \cdot 10^3$	
	H_2 $4,77 \cdot 6,96 \cdot 350 =$	$11,6 \cdot 10^3$	
	Унесено колошниковой пылью:		
22	$(120 + 152,6) \cdot 0,17 \cdot 350 =$	$16,2 \cdot 10^3$	8,0
	Итого	$7267,44 \cdot 10^3$	3588,1
	Остается на потери тепла	—	590,08
	Всего	—	4178,18

кокса (1,2). Экономия от сбережения тепла на восстановление кремния при работе на литейный чугун перекрылась увеличенным расходом тепла на восстановление марганца при выплавке зеркального чугуна.

На потери тепла по расчету Ижевского остается $4178 - 3588 = 590$ кал. Этого, как будто, много, но нужно принять во внимание, что в число 590 кал входит и тепло, уносимое охлаждающей водой, а также и то обстоятельство, что выплавка зеркального чугуна велась в печи небольших размеров, дававшей лишь около 70 т чугуна в сутки.

Сведя тепловой баланс и придавши ему — путем деления всех статей прихода и расхода тепла на 2026 (количество выплавленного чугуна в тоннах) — обычную, а не особо «удобочитаемую» форму, проф. Ижевский высказал мнение, что его расчет теплового

баланса более легок, в особенности для начинающих, чем обычный. Мы не разделяем этого мнения, — расчет по «новой системе учета», не будучи труден сам по себе, требует лишних арифметических действий: перевод весов сырых материалов в молекулярные и атомные веса, обратный — после разнесения составных частей сырых материалов по разделам «чугун», «газ» и «шлак» — перевод молекулярных и атомных весов в килограммы, чтобы свести материальный баланс и проверить тем правильность разнесения, и, наконец, — еще один перевод тонно-калорий на весь вес выплавленного чугуна в кг-калории на 1 кг чугуна для того, чтобы сделать сравнимыми результаты расчета, вычисленные на все количество выплавленного чугуна. При обычном расчете начинают с того, чем кончает проф. Ижевский, — делят веса всех израсходованных материалов, в каких бы весовых единицах они ни были выражены, на вес всего выплавленного чугуна и получают расход их на единицу чугуна. Этой единицей может быть всякая единица веса, но удобнее всего назвать ее килограммом и вести учет прихода и расхода тепла в кг-калориях, не прибегая ни к каким переводам ни весов, ни калорий. По отношению к единице чугуна определяют вес дутья, газов и шлака, что позволяет свести краткий материальный баланс на единицу чугуна и далее — произвести расчет прихода и расхода тепла на единицу чугуна.

Как увидим ниже из примерных расчетов, этот путь менее сложен, чем путь, рекомендуемый проф. Ижевским.

Система учета теплового баланса доменных печей проф. Ижевского все же нашла себе некоторое применение в нашей литературе [22] и проф. Н. А. Костылев пользуется ею в своих «Очерках».

2. В последнее время все чаще и чаще — главным образом в немецкой литературе — даются тепловые балансы, рассчитанные обычным способом, но в которых отдельные статьи расхода отнесены (в процентном выражении) не к тому количеству тепла, какое получает печь, а к тому, какое она могла бы получить, если бы углерод сгорал в углекислоту. При таком расчете в расход вносится не только теплосодержание колониновых газов, но и их теплотворная способность, итог баланса получается значительно выше (часто в два раза выше), чем при обычном балансе, а расход в процентах по отдельным статьям — значительно ниже обычного.

Единственное преимущество такого выражения результатов расчета заключается в том, что коэффициент полезного действия тепла в доменной печи делается сравнимым с коэффициентами других печей, работающих с окислительной атмосферой. Но полное горение не совместимо с ходом доменного процесса и полученный таким расчетом коэффициент полезного действия дает извращенное понятие об использовании тепла доменной печью.

Разумеется, переход к числам, полученным обычным методом расчета, очень прост и легко производится: нужно из итогов

прихода и расхода тепла вычесть теплопроизводительность колошниковых газов.

Наконец, учитывая расход тепла на восстановительный процесс, иногда дают его в виде баланса тепла, т. е. как разность между приходом тепла от горения углерода в окись и углекислоту и расходом на восстановление по каждой отдельной реакции, как это делал еще Окерман.

Такой способ учета тепла не представляет особых преимуществ, но он необходим в тех случаях, когда составляется, так называемый, «зональный» тепловой баланс, т. е. когда учитывается приход и расход тепла в отдельных зонах доменной печи, ограниченных определенными пределами температур.

5. ЗОНАЛЬНЫЕ ТЕПЛОВЫЕ БАЛАНСЫ

Расчеты Матезиуса и Костылева. После В. Ижевского Матезиус в ряде журнальных статей и затем в книге, посвященной физико-химическим основам металлургии железа [23], разработал еще одно изменение классического метода расчета теплового баланса — так называемый «дробный» тепловой баланс, точнее говоря, особые балансы для двух частей доменной печи; верхней («шахты»), где совершаются процессы при умеренных температурах, и нижней («горн»), в которой происходят восстановление трудновосстановимых элементов, образуется чугун и шлак. Проф. Н. А. Костылев, излагая метод Матезиуса [23], предложил считать температурной границей областей 950°, выше которой в печи идет восстановление железа и марганца (до MnO) только газами, а ниже — твердым углеродом, обуглероживание и плавление.

Но Матезиус при своих расчетах принужден допускать ряд условий, выполнение которых в действительности не всегда возможно и даже совсем невозможно.

Можно допустить, что опускающиеся плавильные материалы при работе на «белый» чугун нагреваются до конечной температуры 1400°, а при «сером» до 1500°, но что при нагревании их газами на всем пути разность температур материалов и газов равна 250°, этого допустить нельзя, зная в каких пределах изменяется на колошнике температура газов и загружаемых материалов.

Правда, в некоторых случаях, когда температура колошниковых газов немногим выше 250°, указанная разность наблюдается, но, с одной стороны, при работе на бурых железняках, богатых гигроскопической водой (например, минет), и даже красных (например, мисаби) температура колошника падает до 150—120° и даже (при выплавке томасовского чугуна) до 65°, так что о разности температур в 250° не может быть речи; с другой стороны, при выплавке специальных чугунов газы выходят через колошник с температурой до 450° в то время, как температура загружаемых материалов колеблется в очень узких пределах, немного уклоняясь от 0°.

Само собой разумеется, что если разность температур плавильных материалов и газов меняется на колошнике от 65 до 450°, то и ниже колошника она не может быть одинаковой в разных печах, а какова она в нижней части шахты — никто не знает (опытные данные на этот счет относятся к температуре газов, а не плавильных материалов).

Далее, при «дроблении» баланса нужно поделить и общую потерю тепла во внешнее пространство и в охлаждающей печи воде. Матезиус делает допущение, что $\frac{1}{3}$ всей потери приходится на «шахту» и $\frac{2}{3}$ на «горн». Это допущение опровергается новейшими исследованиями, которые показали, что потеря тепла лучеиспусканием и конвекцией не идет ни в какое сравнение с потерей тепла в охлаждающей воде, а эта последняя потеря сосредоточена в «горне» (нужно заметить, что «горн» Матезиуса доходит почти до распара, а граница двух балансовых областей Костылева лежит еще выше).

Таким образом, результаты расчета дробного баланса по Матезиусу характеризуют не реальную работу доменной печи, а воображаемую — работу при тех условиях, которыми задавались при расчете.

Проф. Н. А. Костылев, придавая некоторое значение методу Матезиуса, дает в своих «Очерках» несколько дробных балансов, рассчитанных им, но не делает выводов, которые оправдывали бы затрату времени на эти расчеты.

Матезиус, используя свой метод дробных балансов, строит диаграммы, из которых выводит расход кокса при разных условиях работы печи. Мы этого вопроса коснемся впоследствии, здесь же ограничимся замечанием, что не усматриваем никаких преимуществ в расчетах дробного баланса по Матезиусу в сравнении с обыкновенным и что определение расхода кокса расчетом на основе теплового баланса может быть произведено и без составления дробного баланса и диаграмм Матезиуса (методом А. Н. Рамма, о котором будет сказано в своем месте).

Расчеты Рейхардта. Рейхардт использовал идею Матезиуса и разработал метод расчета «зонального» теплового баланса. Отказавшись от воображаемых «горна» и «шахты» Матезиуса, Рейхардт делит доменную печь на 4 температурные зоны, не приурочивая их к определенному месту в рабочем пространстве доменной печи, определяя тепловой баланс для каждой зоны. Первая из них заключается в пределах температур колошника и 900°, вторая — выше 900 и ниже 1200°, третья — выше 1200 и ниже 1400°, четвертая — выше 1400°.

Очевидно, температуры зон должны быть выбраны так, чтобы можно было характеризовать каждую зону сущностью процессов, совершающихся в них. В этом отношении Рейхардт решил задачу не вполне удачно. По нашему мнению, температура первой зоны должна быть увеличена на 100°, а второй и

третьей — на 50° , тогда в первой зоне будет заканчиваться не только разложение карбонатов, но и восстановление газами (при 900° ни тот, ни другой процесс не могут заканчиваться); во второй зоне ($1000—1250^\circ$) заканчивается восстановление твердым углеродом железа из руды и плавление полученного чугуна; в третьей зоне ($1250—1450^\circ$) идет и заканчивается восстановление марганца, кремния и фосфора, завершается процесс плавления и устанавливается окончательный состав шлака и чугуна.

Зональный тепловой баланс дает возможность видеть то, чего нельзя усмотреть из обычного баланса, установленного по принципу «начального и конечного состояния» материалов в доменной печи, но имеет тот крупный недостаток, что его нельзя точно свести, что создает и оговаривает сам Рейхардт [24].

Особенностью расчета зонального теплового баланса является учет тепла от окисления окиси углерода и углерода кислородом руды и определение прихода тепла, покрывающего весь расход его горением углерода у фурм в нагретом дутье.

Для уяснения сущности метода Рейхардта и обнаружения его слабых сторон даем в табл. 75 копию таблицы Рейхардта со всеми его подлинными числами.

Статья расхода 1 этой таблицы дает затрату тепла на нагрев чугуна, но до 1200° она вычисляется по теплоемкости железа (0,167), причем не учитывается, что вес железа меньше веса чугуна. Теплосодержание для жидкого чугуна установлено более высоким, чем оно может быть в действительности для томасовского чугуна.

Статья расхода 2 таблицы дает теплоту нагрева шлака, но до температуры плавления «шлак» понимается как смесь пустой породы руды и известняка; скрытая теплота плавления шлака (100 кал/кг или 60 кал на 0,60 кг шлака) расходуется при температуре выше 1400° , что неверно, так как в действительности шлак уже жидок при 1400° , хотя состав его еще не вполне установился (осталась нерастворенной зола кокса).

Удаление углекислоты из флюса отнесено Рейхардтом ко второй зоне, так как до температуры 900° вся углекислота не может выделяться.

Отнесение теплоты растворения извести в шлаке (статья 4) к зоне с более высокой температурой, чем 1400° , нельзя не считать ошибкой, которую трудно объяснить.

В статье 5 — расходе тепла на восстановление железа — ведется отдельно учет тепла при восстановлении окиси железа, а затем закиси окисью углерода в первой зоне, как и следует, но восстановление закиси железа твердым углеродом отнесено к температуре более высокой, чем 1400° , что показывает, что Рейхардт понимает под восстановлением твердым углеродом не то, что нужно понимать.

Таблица 75

**Зональный расход тепла при выплавке томасовского чугуна
рейнско-вестфальской печью по Рейхардту**

№	Статьи расхода	Расход тепла по зонам			Суммар- ный расход тепла
		до 900°	до 1200°	до 1400°	
1	Нагрев, плавление и перегрев чугуна	153	200	264	310
2	Нагрев, плавление и перегрев 0,60 кг шлака	135	190	222	294
3	Выделение 13,2 кг углекислоты флюса	—	132	132	132
4	Соединение известк известняка со шлаком	—	—	—	—45
5	Восстановление железа по реакциям:				
	а) $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} = 2\text{FeO} + \text{CO}_2$ (выделение 8,8 кг O_2)	—96	—96	—96	—96
	б) $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ (выделение 11,2 кг O_2)	53,4	53,4	53,4	53,4
	в) $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ (выделение 15,4 кг O_2)	—	—	—	448
6	Восстановление:				
	1,4% Mn, 1,8% P и 0,3% Si (выделение 3,1 кг O_2)	—	—	—	94,7
	Общий расход тепла	245,4	479,4	575,4	1191,1

Расход тепла выше 1400° равен 1191,1—575,4 = 615,7 кал
 „ „ „ 1200° „ 1191,1—479,4 = 711,7 „
 „ „ „ 900° „ 1191,1—245,4 = 945,7 „

Прямым восстановлением отнимается 15,4 кг кислорода, что соответствует $15,4 \cdot 56 : 16 = 53,9$ кг железа, вес которого несколько превышает $\frac{1}{2}$ веса чугуна. Выходит по Рейхардту, что полученный и расплавленный при 1200° чугун лишь выше 1400° получает более половины своего железа.

Такого же порядка недоразумение произошло у Рейхардта и с восстановлением кремния, марганца и фосфора, но сумма этих элементов равна всего 3,5% веса чугуна, так что в количественном отношении ошибка не имеет большого значения, но с принципиальной точки зрения все же недопустимо относить восстановление названных элементов к температуре, превышающей ту, с которой обычно выпускается чугун.

Вне таблицы автор указывает количество тепла, уносимое колошниковыми газами вместе с влагой шихты — 529 кал. Количество тепла, затрачиваемое на нагрев кислорода восстанавли-

вающихся окислов, не учитывается. На покрытие общего расхода требуется $1191 + 529 = 1720$ кал. В горне доменной печи получается от горения $0,664$ кг углерода в дутье, нагретом до 600° , всего 2180 кал; на потери еще остается около 460 кал.

Как показывает заглавие, статьи Рейхардта, она имеет своим предметом графическое изображение зонального теплового баланса, представляющее оригинальную и существенную часть содержания статьи. О нем будет сказано далее.

Расчеты Ю. Р. Тишбейна. Дальше Рейхардта в развитии зонального теплового баланса пошел Ю. Р. Тишбейн, который установил, по числу совершающихся в доменной печи процессов, 8 зон в нижеуказанных пределах температур:

1. Испарение влаги	$0-100^\circ$
2. Выделение летучих из кокса	$100-500^\circ$
3. Восстановление окислов железа и марганца до закисей	$500-900^\circ$
4. Разложение карбонатов шихты	$900-900^\circ$
5. Прямое восстановление закиси железа	$900-1200^\circ$
6. Прямое восстановление марганца (из закиси), кремния и фосфора, плавление чугуна	$1200-1300^\circ$
7. Образование и плавление шлака	$1300-1500^\circ$
8. Горение кокса	выше 1500°

Пределы температур, в которых происходят разные процессы в доменной печи, Тишбейн указал [24] правильное, в общем, чем Рейхардт, но в то же время зона является лишней, так как для нее нельзя указать расхода тепла даже приблизительно; сверх того, и температурные пределы для нее не могут быть обособлены, так как удаление летучих начинается не при 100° и заканчивается не при 500° , а при гораздо более высоких температурах, совмещаясь с восстановлением железа. Так как удаление гидратной воды происходит выше 100° , а восстановление окиси железа и перекиси марганца начинается около 300° , то эту температуру и нужно считать переходной от первой ко второй зоне.

С таким исправлением расчет зонального теплового баланса по Тишбейну (предпочтительнее, чем по Рейхардту) следует производить, когда это нужно.

Ю. Р. Тишбейн дал зональный тепловой баланс доменной печи, выплавляющей мартеновский чугун из криворожской руды, на донецком коксе, исходя из указанных выше температурных зон и определяя расчетом количество тепла, передаваемого потоком газов опускающимся плавильным материалом, вес которых установлен был развернутым материальным балансом. В сокращенном виде этот баланс сводится (на 1 кг чугуна) так:

Печь получает:	кг	Печь дает:	кг
Кокса	0,750	Чугуна	1,000
Рудной смеси	1,736	Шлака	0,604
Флюса	0,420	Газов сухих	3,875
Дутья влажного	2,680	Водяных паров	0,107
Итого	5,586	Итого	5,586

Теоретическая температура горения углерода в дутье, нагретом до 750° , по расчету Тишбейна, равна 2061° , а заданная температура колошниковых газов — 275° ; полученные расчетом температуры плавильных материалов в разных зонах печи и газов (по количеству отнятого от них тепла) указаны в табл. 76.

Таблица 76

Расчетные температуры плавильных материалов и газов в разных зонах печи, выплавляющей мартековский чугуна из криворожской руды на до-
нецком коксе

Зоны	Температура материалов на верхней границе зоны, $^{\circ}\text{C}$	Количество тепла, переданное материалам газами, кал		Температура газов на верхней границе зоны, $^{\circ}\text{C}$
		в отдельных зонах	всего до верхней границы зоны	
1	0	133	1588	275
2	100	275	1455	405
3	500	291	1180	677
4	900	136	889	951
5	900	439	753	1187
6	1200	210	314	1719
7	1300	104	104	1950
8	1500	—	0	2061

Зональный тепловой баланс с детальным учетом тепла по статьям дан в табл. 77.

В общем итоге по этой таблице, исключая обратное тепло, т. е. поглощаемое плавильными материалами и отдаваемое за-тем продуктам плавки, приход и расход тепла выражается на 1 кг чугуна так:

Приход тепла		Расход тепла	
Горение кокса	1151	Восстановление всех элементов	394
Нагрев дутья	512	Разложение влаги дутья	54
Шлакообразование	71	Разложение карбонатов	174
Непрямое восстановление	29	Плавление и перегрев чугуна .	300
Итого	1763	Плавление и перегрев шлака . .	271
		Теплосодержание газов	345
		Потери тепла	225
		Итого	1763

Сравнивая числа этого баланса с теми, которые были получены Рейхардтом (табл. 75), мы видим, что итог расхода тепла Тишбейна значительно выше, чем у Рейхардта, несмотря на то, что расход кокса в советской печи ниже на $0,956 - 0,750 = 0,206$ кг/кг чугуна. Это находит себе объяснение в том, что содержание расходных статей в сравниваемых таблицах не одинаково: в балансе Тишбейна внесено тепло, теряемое в газах (345 кал) в охлаждающей воде и в атмосферу (225 кал).

Таблица 77

Зональный тепловой баланс доменной печи, выплавающей мартеновский чугун из криворожской руды на донецком коксе

	З о н ы							
	0—100°	100—500°	500—900°	900—900°	900—1200°	1200—1300°	1300—1500°	Выше 1500°
Поступает тепла:								
С коксом	0	14	104	217	217	262	257	—
„ другими материалами	0	42	—	—	—	—	—	—
„ газами	401	674	967	1103	1542	1752	1856	—
„ металлических окислами	—	—	126	236	236	238	—	—
„ шлакующимися окислами	—	—	74	148	110	161	183	—
„ чугуном	—	—	—	—	—	—	300	300
„ шлаком	—	—	—	—	—	—	—	271
„ углеродом	—	—	—	—	—	—	—	272
„ дутьем	—	—	—	—	—	—	—	512
От непрямого восстановления	—	—	29	—	—	—	—	—
„ шлакообразования	—	—	—	—	—	—	71	—
„ горения кокса	—	—	—	—	—	—	—	1151
Итого	401	730	1300	1704	2105	2413	2667	2506

З о н ы

	0—100°	100—500°	500—900°	900—900°	900—1200°	1200—1300°	1300—1500°	Выше 1500°
Затрачивается тепла:								
На кокс	14	104	217	217	252	257	—	—
» другие материалы	42	—	—	—	—	—	—	—
» газы	268	401	674	967	1103	1542	1752	1856
» металлургические окислы	—	126	236	236	238	—	—	—
» шлакоплавящиеся окислы	—	74	148	110	161	183	—	—
» чугун	—	—	—	—	—	300	300	300
» шлак	—	—	—	—	—	—	271	271
» углерод	—	—	—	—	—	—	272	—
» водяные пары	77	—	—	—	—	—	—	—
» разложение карбонатов	—	—	—	174	—	—	—	—
» прямое восстановление железа	—	—	—	—	291	—	—	—
» » крем- ния, марганца и фосфора	—	—	—	—	—	81	—	—
» перевод серы в шлак	—	—	—	—	—	—	22	—
» разложение влаги дутья	—	—	—	—	—	—	—	54
» потери	—	25	25	—	50	50	50	25
Итого	401	730	1300	1704	2105	2413	2657	2506

Если исключить из итога Тишбейна 570 кал, то получим 1193 кал — то же, что и у Рейхардта. Большой же расход кокса в немецкой печи объясняется худшим использованием углерода в ней (CO_2 в газах всего 8,64%), большим (на 100 кал) расходом тепла на восстановление фосфора и в 2 раза большей потерей тепла вследствие меньшей производительности немецкой печи.

Итоги расхода тепла по отдельным зонам в табл. 75 и 77 несравнимы не только потому, что в табл. 77 больше зон и температуры их не те, что у Рейхардта, но и потому, что расход тепла разнесен не так, как у Рейхардта, а более правильно и с включением оборотного тепла, а также более правильным учетом тепла на нагрев окислов восстанавливающихся элементов.

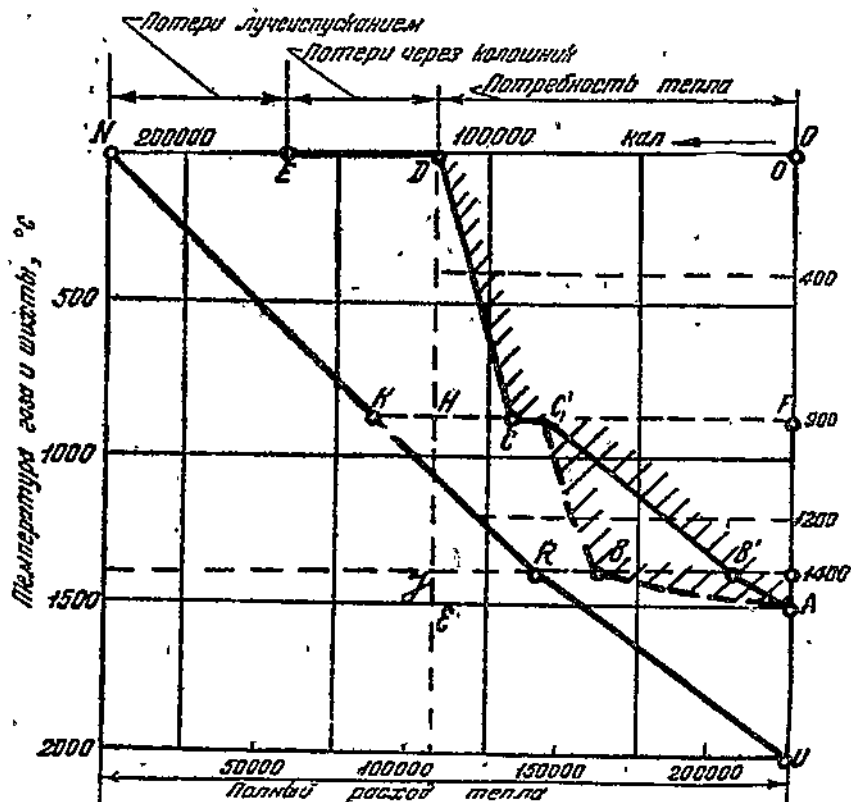
Тепловые диаграммы Рейхардта. Результаты своих расчетов зональных тепловых балансов Рейхардт иллюстрировал графически оригинальными диаграммами, наглядно представляющими тепловое состояние доменной печи на разных ее горизонтах и даже позволяющими указывать наименьший теоретически возможный расход углерода при данных условиях работы печи. Из цитированной выше статьи [24] мы берем три диаграммы, которые совмещаем в две (см. фиг. 97 и 98), относящиеся к условиям работы доменной печи на томасовский чугун, указанным раньше; диаграммы вычерчены по результатам расчета, данного в табл. 75.

На обеих фигурах ординаты представляют температуры, нанесенные сверху вниз, от 0 до 2000° — точки U — теоретической температуры горения углерода в дутье, подопретом до 600° . По осям абсцисс отложены — сверху справа налево и внизу — слева направо — количество тепла на 100 кг чугуна.

Ломаная линия $AB'C'D$ представляет теплосодержание материалов или тепловой эффект нагрева материалов при всяких температурах от горна до колошника (275°), где суммарный расход тепла выражается числом 119100 кал (в точке D вверху и в точке A внизу). На пересечении ординаты 900° и абсциссы 122400 кал отложена точка C — начало разложения карбонатов. На той же ординате точка C' отвечает концу разложения их и началу восстановления твердым углеродом, которое, увеличиваясь равномерно, заканчивается в точке B' (фиг. 97), но Рейхардт пунктиром рисует и ломаную линию $C'BA$, которая представляет процесс восстановления твердым углеродом, заканчивающимся выше 1400° , что делает эту часть диаграммы нереальной. Диаграмма стала бы более правильной, если бы горизонтальная прямая CC' сделана была наклонной и точка C перенесена на ординату 800° , а C' на ординату 1000° , но это усложнило бы расчет тепла на восстановление железа газами до 900° и твердым углеродом — от 900 до 1000° .

На фиг. 97, кроме ломаной линии теплосодержания материалов, нанесена еще линия NU — теплосодержания газов во всех

зонах печи. Точка *N* получилась откладыванием от точки *D* суммы тепла, идущего на потерю тепла и на нагрев газов (за исключением тепла на обращение воды в пар, которое по Рейхардту не влияет на расход кокса; от этого суммарный запас его по диаграмме не соответствует тому, какое установлено нами на стр. 357).

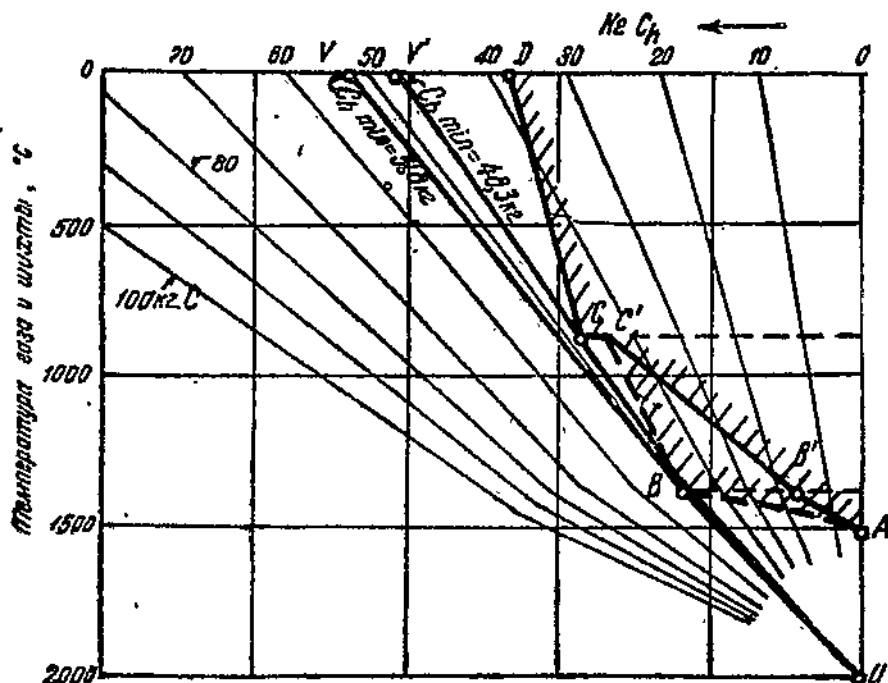


Фиг. 97. Диаграмма Рейхардта. Теплосодержание материалов и теплосодержание газов во всех зонах печи (одна линия *NU*)

Расстояние между линиями *ACD* и *NU* наглядно указывает запас тепла, не использованного на нагрев материалов и эндотермические реакции доменного процесса. Очевидно, что во всех зонах, т. е. по всей высоте печи, должен быть запас тепла и на диаграмме линия *NU* нигде не должна пересекать линию *ACD*; она может лишь касаться последней и это укажет на предельный минимальный возможный расход тепла, а, следовательно, и углерода.

На фиг. 98 такое соприкосновение указано в точках *C* и *B*. Здесь вычерчена целая серия линий *NU*, положение которых со-

ответствует разным количествам углерода, сожженного на фурмах; часть этих линий — направо от линии ACD' — не реальна; первое возможное положение линии NU указывает на минимальный расход углерода на фурмах 48,3 при тех условиях, в которых работала печь на томасовский чугун. Другая линия, про-



Фиг. 98. Диаграмма Рейхардта. Теплосодержание материалов и теплосодержание газов во всех зонах печи (серия линий NU), соответствующих разным количествам углерода, сожженного на фурмах

ходящая через точку B , указывает наименьший расход углерода 51,8, но положение точки B — недостоверно, а наклон прямой $C'B'$ показывает, что прямое восстановление, идущее постепенно от 900 до 1400°, не уменьшает запаса тепла (фиг. 97) или даже увеличивает его (фиг. 98).

Дальнейшее сокращение расхода углерода, как показывает диаграмма, возможно понижением точки U , т. е. повышением теоретической температуры горения от увеличения нагрева дутья, но снижение расхода будет невелико, так как при нагреве 800° температура горения подымется на 135°, отчего точка U понизится на диаграмме всего на 3,5 мм, а точка N передвинется вправо к точке D . Наоборот, повышение точки U , например, до

1840° (при температуре дутья 400°) ведет к передвижению точки *N* от *D* влево и увеличению расхода углерода.

Таким образом, предел для сокращения расхода углерода кладет точка *C*, т. е. начало разложения карбонатов; здесь разность температур газов и шихты спускается до 50° (по расчету Тишбейна). Превращение горизонтальной линии *CC'* в наклонную, идущую от ординаты 800° к ординате 1000°, несколько отодвигает точку *C* вправо, но на немного.

На особой диаграмме (здесь не приведенной) Рейхардт графически представляет влияние теплосодержания кокса на общий запас тепла в разных зонах.

Сделано это так: от точки *N* влево отложено расстояние *NM*, представляющее в масштабе все количество поглощаемого (до 1400°) коксом тепла. Точка *M* соединена с точкой *R* на ординате 1400° и на линии *NU* (фиг. 97) отрезки ординат между линиями *MR* и *NR* представляют на разных температурных горизонтах количество тепла, поглощенное коксом. Но построение это неверно: вследствие быстрого роста теплоемкости углерода по мере повышения температуры, теплосодержание кокса графически изображается не прямой линией, а кривой, меняющейся при росте температуры кривизны. В табл. 77 Тишбейн учел это обстоятельство и его кривая *NU* вычерчена правильнее, чем у Рейхардта. Мы не приводим, однако, здесь диаграммы Тишбейна, так как ничего нового она не представляет, но, будучи вычерчена по большему количеству точек, дает более плавное очертание линий *NU* и *ACD*, более сближенных между собой, чем в рассмотренных диаграммах Рейхардта (вследствие меньшего расхода кокса); в точке *C* по диаграмме разность температур газов и твердых материалов спускается до 50°, как уже было указано.

IV. ТЕПЛОВЫЕ БАЛАНСЫ СОВРЕМЕННЫХ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

РАСЧЕТ ТЕПЛОВЫХ БАЛАНСОВ И ИХ КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

Расчет для пяти характерных случаев практики. 1. Расчет теплового баланса доменной печи № 4 Кузнецкого завода. Для первого примерного расчета теплового баланса мы используем данные, опубликованные в статье А. Н. Редько и П. Н. Набойщикова [22], сообщающей исчерпывающие по своей полноте сведения об условиях работы четырех доменных печей Кузнецкого завода и, в частности, развернутые материальные балансы всех печей и детальный расчет теплового баланса доменной печи № 4.

Доменная печь № 4 Кузнецкого завода принадлежит, как известно, к числу печей-гигантов Советского Союза; ко времени установления теплового баланса она проработала 3½ года, давши 7219 выпусков чугуна; работала нормально с интенсивностью

горения 1000 кг кокса на 1 м² горна и с хорошим использованием объема (0,816 или 8 ч. 40 м. пребывания колош (в печи), давши в среднем за трое суток наблюдений по 1424,5 т марте-новского чугуна в сутки.

Материальный баланс сведен названными авторами по методу Ижевского без участия дутья и переходящих из него, в колошниковые газы составных частей. Мы даем здесь, в табл. 78, развернутый материальный баланс в обычной форме, рассчитанный нами по материальному балансу авторов и, сверх того, следующий сокращенный баланс за трое суток:

Печь получила,	т	Печь дала,	т
Рудной сыпи	8136	Чугуна	4273,4
Скрапа	333	Шлака	2307,1
Известняка	1220	Газов сухих	5113,0
Кокса	3636	Влаги в газах	403,3
Итого	13325	Пыли	1228,0
		Итого	13324,8

Невязка баланса—0,2 т ничтожна. По этому материальному балансу и определенному нашим расчетом количеству дутья и газов сведен нижеследующий краткий баланс на 1 кг выплавленного чугуна:

Печь получила	Печь дала
Рудной сыпи	Чугуна
Скрапа	Шлака
Известняка	Газов сухих
Кокса	Влаги в газах
Дутья сухого	Пыли
Влаги в дутье	Невязка
Итого	Итого

Невязка относительно больше—0,0074, — чем, определенная выше; недостаток в продуктах плавки нельзя объяснить неточным весом пыли.

В дальнейших расчетах мы будем пользоваться числами развернутого материального баланса, за исключением веса дутья и газов, которые мы установили нашим расчетом.

Количество углерода, вносимое в печь и сжигаемое в ней. Состав кокса, израсходованного за трое суток:

	H ₂ O	Зола	S	Летучие	H ₂	O ₂ +N ₂	C
Анализ технический	2,8	12,1	0,6	1,48	—	—	83,02
Анализ элементарный	2,8	12,1	0,6	—	0,58	1,78	82,14

Принимая состав летучих кокса по Беллу, считая, что все железо золы кокса находится в виде FeS и зная содержание SO₃ в золе, авторы сделали поправку на кислород золы (переход 2FeS в Fe₂O₃ + SO₂ при определении золы); они указывают такой расчетный состав кокса в своем развернутом материальном балансе (%)

Материальный баланс доменной печи № 4 Кузнецкого завода

Расчет тепловых балансов.

367

В печь поступило			Перешло			
	%	вес	в чугун	в шлак	в газы	в пыль
Из руды:						
Fe_2O_3	61,5	5004,346	3040,59 Fe	—	1325,13 O_2	638,62 Fe_2O_4
FeO	10,4	845,805	644,93 Fe	16,61 FeO	184,27 O_2	—
FeS	0,09	7,892	—	1,70 CaS	0,38 O_2	5,81 FeS
MnO_2	1,7	135,759	85,67 Mn	—	50,09 O_2	—
MnO	1,9	160,908	—	73,37 MnO	—	87,54 MnO
SiO_2	9,1	745,751	25,60 Si	690,89 SiO_2	29,26 O_2	—
$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO}$	9,4	764,297	—	764,30	—	—
P_2O_5	0,3	23,014	9,47 P	—	12,22 O_2	1,32 P_2O_5
CaS	0,01	1,212	—	1,21 CaS	—	—
CO_2	0,5	40,253	—	—	40,25 CO_2	—
$\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$	2,9	219,624	—	—	219,62 H_2O	—
$\text{H}_2\text{O}_{\text{адр}}$	0,8	67,347	—	—	67,35 H_2O	—
Потери и пр.	1,4	119,876	—	—	119,88	—
Итого	100,0	8136,086 =	3806,26	+ 1548,08	+ 2048,45	+ 733,29

Продолжение табл. 78

В печь поступило			Перешло			
	%	вес	в чугун	в шлак	в газы	в пыль
Из известняка:						
Fe_2O_3	0,79	9,726	—	—	0,32 O_2	9,41 Fe_2O_3
SiO_2	0,90	11,080	—	—	—	11,08 SiO_2
$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO}$	53,89	663,440	—	392,02	—	271,42 ($\text{Al}_2\text{O}_3 +$ $+ \text{CaO} + \text{MgO}$)
P_2O_5	0,07	0,862	0,38 P	—	0,48 O_2	—
SO_2	0,05	0,615	0,25 S	—	0,36 O_2	—
CO_2	42,41	519,647	—	—	519,65 CO_2	—
$\text{H}_2\text{O}_{\text{в.п.}}$	1,18	14,527	—	—	14,53 H_2O	—
Итого	100,00	1219,897 =	0,63	+ 392,02	+ 535,34	+ 291,91
Из скрапа:						
Fe	79,39	265,957	265,96 Fe	—	—	—
FeS	0,22	0,737	0,74 FeS	—	—	—
Mn	1,47	4,925	4,92 Mn	—	—	—
Si	0,65	2,177	2,18 Si	—	—	—
P	0,12	0,402	0,40 P	—	—	—
C	2,44	8,174	8,17 S	—	—	—
$\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO}$	15,22	50,652	—	—	—	50,65 ($\text{SiO}_2 +$ $+ \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO}$)
Итого	—	333,024 =	282,37	—	—	+ 50,65

Продолжение табл. 78

В печь поступило			Перешло			
	%	вес	в чугун	в шлак	в газы	в пыль
Из кокса:						
C	82,10	2985,156	184,13 C	—	2714,55 C	86,48 C
CO ₂	0,52	18,907	—	—	18,91 CO ₂	—
CO	0,54	19,634	—	—	19,63 CO	—
CH ₄	0,06	2,182	—	—	2,18 CH ₄	—
H ₂	0,57	20,725	—	—	20,73 H ₂	—
N ₂	1,09	39,633	—	—	39,63 N ₂	—
SiO ₂	6,35	230,886	—	175,40 SiO ₂	—	55,49 SiO ₂
Al ₂ O ₃ + CaO + MgO	4,38	160,347	—	160,35	—	—
FeS	1,03	38,178	—	31,24 CaS	6,94 O ₂	—
P ₂ O ₆	0,15	5,454	—	—	—	5,45 P ₂ O ₆
S	0,13	4,727	—	—	—	4,73 S
SO ₂	0,23	8,363	—	—	{ 6,69 O ₂	—
H ₂ O _г	2,89	101,808	—	—	{ 1,67 O ₂	—
					101,81	—
Итого	100,00	3636,00	= 184,13	+ 366,99	+ 2932,74	+ 152,15
Всего	—	13325	= 4273,4	+ 2307,1	+ 5516,5	+ 1228,00

H ₂ O	Шлакующей золе	FeS	SO ₃	S	P ₂ O ₅	Газов	C
2,80	10,81	1,05	0,23	0,13	0,15	2,78	82,10

В сумме 2,78% газов заключается: 0,52% CO₂, 0,54% CO, 0,06% CH₄, 0,57% H₂ и 1,09% N₂.

По содержанию в золе SO₃ и P₂O₅ (1,25 и 1,91%) в коксе находится 0,15% SO₃ и 0,23% P₂O₅. Поэтому в распределении серы допущена была ошибка.

Отметим, кстати, и другую ошибку, относящуюся к учету серы: заводский анализ указывает ее в магнитогорской руде в виде FeS, тогда как она несомненно входит в состав руды как пирит (FeS₂), теряющий половину своей серы в процессе разложения. Ввиду незначительности всего содержания серы в руде (0,0012 кг FeS или 0,0004 кг S на 1 кг чугуна), мы оставили отмеченные ошибки без исправления, точность расчета от этого не страдает заметно.

По материальному балансу расход кокса за трое суток равен 3636 т, что при содержании углерода в коксе 82,1% дает 2985,156 т; присоединяя к ним 8,174 т углерода скрапа, получим 2993,33 т углерода, или на 1 кг чугуна

$$2993,33 : 4273,4 = 0,7005 \text{ кг (a)}.$$

В углекислоте руды, известняка и кокса содержится углерода

$$\frac{12}{44} \cdot 578,807 : 4273,4 = 0,0369 \text{ кг (b)}.$$

Небольшое количество углерода заключается еще в окиси углерода, выделяемой коксом:

$$\frac{12}{28} \cdot 19,634 : 4273,4 = 0,0020 \text{ кг (b')}.$$

В пыль уходит

$$86,473 : 4273,4 = 0,0202 \text{ кг (d)}.$$

В чугуне растворяется 0,045 кг углерода (c), поэтому в газах находится углерода по формуле:

$$p = a + b + b' - c - d$$

$$p = 0,7005 + 0,0369 + 0,0020 - 0,045 - 0,0202 = 0,6742 \text{ кг}.$$

Колошниковый газ имел состав: 12,5% CO₂; 27,9% CO; 0,4% CH₄; 1,4% H₂ и 57,8% N₂.

В 1 м³ такого газа содержится:

$$(0,125 + 0,279 + 0,004) \cdot 12 : 22,4 = 0,2186 \text{ кг C}.$$

Количество получающегося на 1 кг чугуна газа:

$$0,6742 : 0,2186 = 3,0842 \text{ м}^3,$$

в которых заключается:

CO ₂	3,0842 · 0,125 = 0,3855	m ³ = 0,7572	кг
CO	3,0842 · 0,279 = 0,8605	· = 1,0753	·
CH ₄	3,0842 · 0,004 = 0,0123	· = 0,0088	·
H ₂	3,0842 · 0,014 = 0,0432	· = 0,0039	·
N ₂	3,0842 · 0,578 = 1,7827	· = 2,2284	·

Итого . . . 3,0842 m³ = 4,0739 кг

Влаги в газе . . . 0,1531 · = 0,1225 ·

Влажного газа . . . 3,2373 m³ = 4,1964 кг

Вода сырых материалов внесена в материальный баланс как гидратная (67,347 т) и как гигроскопическая (335,959 т); к ней присоединено 119,876 т летучих веществ; на 1 кг чугуна приходится:

гидратной воды 67,347 : 4273,4 = 0,0158 кг

гигроскопической воды 335,959 : 4273,4 = 0,0786 ·

летучих 119,876 : 4273,4 = 0,0281 ·

Итого 0,1225 кг

Количество углерода, сгорающего в печи:

в CO₂ . . . 0,3855 · $\frac{12}{22,4}$ = 0,0369 = 0,1696 кг

в CO . . . 0,8605 · $\frac{12}{22,4}$ = 0,0020 = 0,4590 ·

Итого 0,6286 кг

Атмосферный воздух содержит 9,1 г влаги в 1 м³, поэтому 100 м³ воздуха заключают в себе:

0,91 · 22,4 : 18 = 1,12 m³ водяных паров

(100 — 1,12) · 0,79 = 78,12 · N₂

(100 — 1,12) · 0,21 = 20,76 · O₂

Итого . . . 100,00 m³

По содержанию азота во всем количестве сожженного кокса на 1 кг чугуна приходится:

39,633 : 4273,4 = 0,0093 кг · N₂ = 0,0074 m³ N₂

Количество дутья (по азоту):

(1,7827 — 0,0074) : 0,7812 = 2,2725 m³

По составу воздуха находим количество отдельных составных частей его в дутье:

2,2725 · 0,2076 = 0,4717 m³ O₂ = 0,6733 кг

2,2725 · 0,7812 = 1,7753 · N₂ = 2,2191 ·

2,2725 · 0,0112 = 0,0255 · H₂O = 0,0204 ·

Итого . . . 2,2725 m³ = 2,9128 кг

Сухого дутья . . 2,2470 · = 2,8924 ·

Проверка показывает, что азот и кислород находятся в дутье в объемном отношении 79 : 21, а количество влаги — 9,1 г/м³ дутья.

Чугун содержит в себе: 4,5% С; 0,65% Si; 0,24% Р; 0,04% S; 2,12% Mn и 92,45% Fe.

По балансу материалов на все количество выплавленного чугуна определяем, что на 1 кг его шихта дает:

а) железа:

Скрап . . .	265,957 : 4273,4 = 0,0622 кг (0,0622 кг Fe)
FeO . . .	845,805 : 4273,4 = 0,198 » (0,154 » Fe)
Fe ₂ O ₃ . . .	5014,07 : 4273,4 = 1,137 » (0,8037 » Fe)
FeS . . .	46,897 : 4273,4 = 0,011 » (0,007 » Fe)

б) марганца:

Скрап . . .	4,925 : 4273,4 = 0,0011 кг (0,0011 кг Mn)
MnO . . .	160,908 : 4273,4 = 0,038 » (0,0294 » Mn)
MnO ₂ . . .	135,759 : 4273,4 = 0,032 » (0,0202 » Mn)

Часть железа и марганца переходит в шлак в виде закисей, не восстанавливаясь; по процентному составу шлака и весу его, весовое количество закисей определяется так:

$$0,5399 \cdot 0,0072 = 0,00389 \text{ кг FeO (0,003 кг Fe);}$$

$$0,5399 \cdot 0,0318 = 0,01717 \text{ кг MnO (0,0133 кг Mn).}$$

Переходящее в чугун железо берется в количестве 0,0622 кг из скрапа и восстанавливается: 0,151 кг из закиси (0,003 кг ее переходит в шлак, как было определено выше) и в количестве 0,0063 кг из FeS (0,0007 Fe с 0,0004 S находится в растворе). Но свободной закиси железа в плавильных материалах не может быть, а для правильного учета расхода тепла на восстановление железа нужно знать, какое количество ее входит в состав магнитной окиси и силикатов пустой породы руды. Заводский анализ не дает никаких указаний на этот счет и мы принуждены допустить, что за исключением того количества закиси железа, которое указывает анализ в агломерате и которое несомненно находится в виде силиката (фаялита), остаток закиси железа, приходящийся на магнитогорскую руду, образует магнитную окись.

Количество закиси железа в агломерате — 518,251 т, что дает на 1 кг чугуна:

$$518,251 : 4273,4 = 0,1213 \text{ кг (0,0947 кг Fe).}$$

Откуда следует, что на образование магнитной окиси идет:

$$0,151 - 0,0947 = 0,0563 \text{ кг Fe,}$$

а в состоянии магнитной окиси находится железа

$$0,0563 \cdot 3 = 0,1689 \text{ кг.}$$

Недостающее, по сделанным подсчетам до 0,9245 кг железа в чугуне количество — 0,5917 кг — берется из окиси железа, избыток которой (0,1264 кг) переходит в пыль, восстанавливаясь до Fe₃O₄.

Сказанное выше наглядно представляет нижеследующий баланс железа:

Приход, кг	Распределение, кг
Fe из скрапа 0,0622	В чугун 0,0622 из скрапа
Fe из Fe_2O_3 0,7181	» » 0,5917 из Fe_2O_3
Fe из Fe_3O_4 0,1689	» » 0,1689 из Fe_3O_4
Fe из FeO 0,0030	» » 0,0947 из Fe_2SiO_4
Fe из Fe_2SiO_4 . . . 0,0947	» » 0,0070 из FeS
Fe из FeS 0,0070	В шлак 0,0030 из FeO
Невязка баланса . . 0,0000	В пыль 0,1264 из Fe_2O_3
Итого . . . 1,0539	Итого 1,0539

Марганец восстанавливается из закиси, которой в руде больше, чем нужно для введения в шлак указанного выше количества его. Остаток ее дает в чугун

$$0,0294 - 0,0133 = 0,0161 \text{ кг Мп.}$$

В чугуне растворяется 0,0011 кг Мп скрапа; недостающее до 0,0212 кг количество марганца восстанавливается из перекиси; оно равно

$$0,0212 - 0,0011 - 0,0161 = 0,004 \text{ кг.}$$

Избыток марганца — 0,0162 кг — уносится пылью в состоянии Mn_2O_4 . Баланс марганца следующий:

Приход, кг	Распределение, кг
Мп из скрапа . . 0,0011	В чугун 0,0011 из скрапа
Мп из MnO . . 0,0294	» » 0,0161 из MnO
Мп из MnO_2 . . 0,0202	» » 0,0040 из MnO_2
Невязка баланса . 0,0000	В шлак 0,0133 из MnO
	В пыль 0,0162 из MnO_2
Итого . . . 0,0507	Итого 0,0507

В восстановительном процессе принимает участие незначительное количество сульфата кальция; баланс указывает содержание SO_3 в шихте 8,978 т, что дает на 1 кг чугуна 0,0021 кг SO_3 или 0,00084 кг S, по отношению к которой рассчитывается затрата тепла на восстановление (всего 6 кал).

Приводим теперь остальные данные, необходимые для дальнейшего учета прихода и расхода тепла. Температура наружного воздуха была 14° ; дутья — 528° , а колошника — 298° , шлак при выпуске имел до 1450° , а чугун — 1319° (мы считаем последнее число несколько заниженным). На охлаждение печи расходовалось около 1031 м³ воды в 1 час или 17,3 л на 1 кг чугуна; средний подъем температуры для всей массы воды был $5,7^\circ$.

Результаты учета прихода и расхода тепла даны в табл. 79. Они почти все совпадают с числами А. Н. Редько и Н. Н. Набойщикова, как видно из сравнения их с числами, внесенными в скоб-

доменной печи № 1 Магнитогорского завода расходовалось еще меньше тепла, — до 2844 кал — при работе на «новом» коксе [25].

2. Расчет теплового баланса доменной печи № 3 завода им. Дзержинского. Для второго нашего расчета теплового баланса мы используем данные о работе доменной печи № 3 завода им. Дзержинского, опубликованные С. К. Трекало и В. Г. Воскобойниковым [12]. Печь эта имеет в 2 раза меньший полезный объем, чем кузнечная печь, но, работая, также интенсивно, она давала по 30 т мартеновского чугуна в час. Статья названных авторов написана лаконично, сообщает гораздо меньше данных производственного характера и дает меньше расчетов, чем статья о работе кузнечных печей. Тем не менее мы используем то, что дают С. К. Трекало и В. Г. Воскобойников для характеристики хорошей работы современной печи, работающей в условиях Юга СССР.

По данным развернутого (но не полного) материального баланса доменной печи № 3 мы составили сокращенный баланс работы печи за 4 дня:

Печь получила, т:		Печь дала, т:	
Рудной сыпи	5742,4	Чугуна	2884,0
Скрана	199,5	Шлака	1988,5
Известняка	1247,8	Пыли	1050,0
Кокса	2606,9	Газов сухих	13374,0
Дутья (влажного)	9768,6	Влаги в газах	200,0
Итого	19565,2	Итого	19496,5

На основании этого баланса нами составлен такой же материальный баланс на 1 кг выплавленного чугуна.

Печь получила, кг:		Печь дала, кг:	
Рудной сыпи	1,9909	Чугуна	1,0000
Скрана	0,0692	Шлака	0,6895
Известняка	0,4237	Пыли	0,3641
Кокса	0,5039	Газов сухих	4,6373
Дутья	3,3870	Влаги в газах	0,0694
Итого	6,7747	Итого	6,7603

Невязка баланса незначительна: в продуктах плавки нехватает 0,2—0,3% итога, что объясняется трудностью точного установления количества пыли.

Исходным пунктом дальнейших расчетов может служить лишь даваемое в материальном балансе количество углерода в газах — 2188,18 т на все количество выплавленного чугуна или $2188,18 : 2884 = 0,7587$ кг/кг чугуна, — так как авторы позабыли дать анализ кокса, а в материальном балансе не указали летучих веществ кокса и тем лишили нас возможности проверить точность указанного выше числа. Во всяком случае, количество колошниковых газов не вполне согласуется с составом газов и содержанием углерода в газах, как показывает наш расчет. В самом деле, ко-

лошниковый газ содержал: 10,9% CO_2 , 28,8% CO , 0,25% CH_4 , 1,55% H_2 и 58,5% N_2 .

В 1 м³ такого газа содержится:

$$(0,109 + 0,288 + 0,0025) \cdot 12 : 22,4 = 0,214 \text{ кг С.}$$

Количество колошниковых газов и отдельных составных частей в них по содержанию углерода в газах и процентному составу их определяется так:

	$0,7587 : 0,214 = 3,5453 \text{ м}^3$	и в них:
CO_2	$3,5453 \cdot 0,109 = 0,3864 \text{ м}^3 = 0,7590 \text{ кг}$	
CO	$3,5453 \cdot 0,288 = 1,0210 \text{ м}^3 = 1,2763 \text{ кг}$	
CH_4	$3,5453 \cdot 0,0025 = 0,0089 \text{ м}^3 = 0,0064 \text{ кг}$	
H_2	$3,5453 \cdot 0,0155 = 0,0550 \text{ м}^3 = 0,0049 \text{ кг}$	
N_2	$3,5453 \cdot 0,585 = 2,0740 \text{ м}^3 = 2,5925 \text{ кг}$	
Сухих газов	$3,5453 \text{ м}^3 = 4,6391 \text{ кг}$	
Влаги в газе	$0,0864 \text{ м}^3 = 0,0694 \text{ кг}$	
Влажных газов	$3,6317 \text{ м}^3 = 4,7085 \text{ кг}$	

Относительная влажность воздуха, подаваемого воздуходувной машиной, составляла 61,2% (при 7°), т. е. дутье содержало: 0,6% водяных паров, 20,87% O_2 и 78,53% N_2 (при отношении $\text{N}_2 : \text{O}_2 = 79 : 21$).

Определяя количество дутья по содержанию (объемному) азота в газах и дутье, получим:

Влажного дутья	$2,074 : 0,7853 = 2,641 \text{ м}^3$
Влаги в нем	$2,641 \cdot 0,006 = 0,0158 \text{ м}^3$
Сухого дутья	$= 2,6252 \text{ м}^3$

и в нем:

Кислорода	$2,6252 \cdot 0,21 = 0,5512 \text{ м}^3$
Азота	$2,6252 - 0,5512 = 2,0740 \text{ м}^3$
Влаги	$= 0,0158 \text{ м}^3$
Влажного дутья	$= 2,6410 \text{ м}^3$

Или в весовых единицах:

O_2	$0,5512 \cdot 32 : 22,4 = 0,7876 \text{ кг}$
N_2	$2,0740 \cdot 28 : 22,4 = 2,5923 \text{ кг}$
H_2O	$0,0158 \cdot 18 : 22,4 = 0,0127 \text{ кг}$
Вес влажного дутья	$= 3,3926 \text{ кг}$

По сделанным нами подсчетам весовое количество газов (сухих) вышло всего на $4,6391 - 4,6373 = 0,0018 \text{ кг}$ больше, а дутье (определенного по составу газов) на $3,3926 - 3,3870 = 0,0056 \text{ кг}$ больше, чем выведено в статье Трекало и Воскобойникова. Разница не велика, но в дальнейшем мы используем результаты наших расчетов.

Содержание углекислоты не дает анализ известняка, но в материальном балансе указано количество углерода, вносимое флю-

сом; оно равно 143,5 т на 2884 т чугуна или 0,0499 кг/кг его. Это количество нужно вычесть из углерода углекислоты газов, чтобы получить количество углерода, сжигаемое в печи в CO_2 :

$$0,7590 \cdot 3 : 11 - 0,0499 = 0,1571 \text{ кг.}$$

Переходя к восстановительному процессу, приведем баланс железа и марганца, составленный нами по данным названных авторов.

Баланс железа

В печь поступило:	
В виде металла . . .	0,0681 кг Fe
FeO . . .	0,093 Fe
Fe ₂ SiO ₄ . . .	0,066 Fe
Fe ₂ O ₃ . . .	0,702 Fe
Всего .	0,9291 кг Fe

Баланс марганца

В печь поступило:	
В виде металла . . .	0,0008 кг Mn
MnO . . .	0,0261 Mn
MnO ₂ . . .	0,0261 Mn
Всего .	0,0530 кг Mn

Перешло в:

чугун	0,9241 кг Fe
шлак	0,0050 Fe

Перешло в:

чугун	0,0250 кг Mn
шлак	0,0260 Mn

Чтобы приступить к учету прихода и расхода тепла, нужно еще указать ряд данных, а именно: 1) температура — воздуха (7°), дутья (460°) и газов (226°); 2) количество углекислоты, выделяемое карбонатами; оно определяется по количеству углерода в $0,0499 \cdot 44 : 12 = 0,1813$ кг, из коих 0,0021 кг выделяет MgCO_3 (по содержанию MgO во флюсе — 0,44%) и остаток $0,1813 - 0,0021 = 0,1792$ кг — углекислый кальций; 3) количество охлаждающей воды — 16,78 т на 1 т выплавленного чугуна, или 16,78 кг на 1 кг чугуна, т. е. столько же, как и на кузнечной печи № 4.

По этим данным и результатам сделанных раньше подсчетов составлен тепловой баланс доменной печи № 3 завода им. Дзержинского, представленный в табл. 80.

Сравнивая указанные в табл. 80 результаты нашего расчета с числами статьи Трекало и Воскобойникова, мы находим в приходе тепла у нас на 124 кал больше; это объясняется принятыми нами более высокими теплотами горения углерода как в CO_2 , так и в CO . Что касается расходных статей, то можно констатировать полное совпадение почти по всем статьям, за следующими исключениями. Расход тепла на разложение водяных паров дутья обнаруживает значительное расхождение — 40,8 кал и 51 кал (у нас). Причина расхождения не может быть выяснена, так как авторы статьи приводят лишь результаты расчета, а не самый расчет (что представляет крупный недостаток статьи). Далее, расход тепла на «перевод серы в шлак» — незначительный по числу калорий — 16,5 — неприемлем по теоретическим соображениям. Перевод серы в шлак по реакции обменного разложения: $\text{FeS} + \text{CaO} = \text{CaS} + \text{FeO}$ сопровождается таким незначительным тепловым эффектом, при-

По поводу последних трех расходных статей баланса нужно сказать, что потери тепла во внешнее пространство были рассчитаны (по формулам теплоотдачи лученспусканием и конвекцией) на основании результатов специально поставленных наблюдений.

По измерениям средняя температура кожуха шахты была 40° ; запечников — 50° и горна — 93° . Благодаря весьма интенсивному ходу печи, потеря во внешнее пространство (216 000 кал/час) составляет лишь 7 кал на 1 кг чугуна, что наблюдается и на некоторых других печах, как было указано раньше. Но потеря тепла в охлаждающей воде непомерно велика в печи завода им. Дзержинского. На охлаждение ее идет $503,4 \text{ м}^3$ воды в час, что дает такой же расход воды (16,78 л/кг) на единицу выплаваемого чугуна, как и в печи Кузнецкого завода, но двойной расход тепла (186 кал), так как повышение температуры охлаждающей воды было в 2 раза выше. Расход тепла составляет 5574 тыс. кал в час. Для сравнения укажем, что печь № 1 Магнитогорского завода расходует 4500 тыс. кал в час в охлаждающей воде при производительности в 2 раза большей.

Итог расхода тепла по трем последним статьям — 338 кал — обычный для современных печей большой производительности (но меньшей 1000 т).

Общий расход тепла — 3115 кал — характеризует хороший ход печи при работе на коксе, но не наилучший, достигаемый в действительности. Расход тепла на единицу чугуна в этой печи на 5% почти выше, чем в печи Кузнецкого завода, а сгорает углерода в ней на $8\frac{1}{2}\%$ больше, так как температура нагрева несколько ниже и ниже использование тепловой энергии углерода (содержание CO_2 в колошниковом газе только 10,9% против 12,5%).

3. Расчет теплового баланса доменной печи № 4 завода фирмы Иллинойс. Третий пример расчета теплового баланса мы берем из американской практики, — работы доменной печи № 4 завода фирмы Иллинойс [26] за целый месяц. Среди других американских печей, тепловые балансы которых были опубликованы, печь фирмы Иллинойс отличается самым низким расходом кокса (0,751), но суточная выплавка ее ограничивалась 577,3 т в среднем за месяц (в то время, к которому относятся данные теплового баланса, печь еще не была перестроена на производительность в 1000 т). Ниже приводится сокращенный материальный баланс издержанных за месяц материалов и полученных продуктов в тоннах и выведенные нами средние за месяц работы печи на 1 т выплавленного чугуна.

Получено печью:	т	На 1 кг чугуна, кг
Рудной сыпи	31645 (10% CO_2)	1,827
Известняка	6154	0,355
Кокса	13006 (87% C)	0,751
Дутья сухого	51334,4	2,964
Влаги в дутье	537	0,031

Итого 102676,4 . . .

5,928

Выдано печью:	т	На 1 кг чугуна, кг
Чугуна (со скрапом) . .	17319	1,000
Шлака	7811	0,451
Газов (сухих)	72001	4,158
Влаги в газах	3843,8	0,222
Пыли	690,8	0,040
Итого	101665,1	5,871
Невязка баланса	1011,3 (1%)	0,057

Как видно из итогов, баланс не сходится почти на 1% (недостаток продуктов плавки). Недостаток, по всей вероятности,—малое количество взвешенной пыли. Статья не дает необходимого аналитического материала для проверки веса шлака, весьма незначительного. Что касается дутья и газов, то их вес проверяется нами далее и дает результат более низкий, чем указанный выше, на незначительную величину, но от нашего пересчета невязка не уменьшается, а несколько увеличивается.

По оригинальному расчету количество углерода в газах на 1 кг чугуна выражается числом $11345,2 : 17319 = 0,6551$, а по нашему расчету оно немногим ниже. Количество углерода в газах (по формуле и обозначениям Грюнера):

$$p = a + b - c - d,$$

где a — углерод, вносимый в печь коксом, $0,751 \cdot 0,87 = 0,6534$ кг;
 b — количество углерода в CO_2 шихты:

$$(0,355 \cdot 0,431 + 1,827 \cdot 0,01) \cdot 12 : 44 = 0,0467 \text{ кг};$$

c — углерод чугуна — 0,042 кг;

d — углерод пыли — $0,04 \cdot 0,0825 = 0,0033$ кг;

$$p = 0,6534 + 0,0467 - 0,042 - 0,0033 = 0,6548 \text{ кг}.$$

Колошниковые газы имели химический состав (по объему):

14,9% CO_2 ; 23,5% CO ; 0,2% CH_4 ; 4,1% H_2 и 57,3% N_2 .

В 1 м³ такого газа содержалось:

$$(0,149 + 0,235 + 0,002) \cdot 12 : 22,4 = 0,2068 \text{ кг С}.$$

Количество колошниковых газов и отдельных составных частей их:

$$0,6548 : 0,2068 = 3,1663 \text{ м}^3.$$

CO_2 $3,1663 \cdot 0,149 = 0,4718 \text{ м}^3 = 0,9268 \text{ кг}$

CO $3,1663 \cdot 0,235 = 0,7441 \text{ м}^3 = 0,9301 \text{ кг}$

CH_4 $3,1663 \cdot 0,002 = 0,0063 \text{ м}^3 = 0,0045 \text{ кг}$

H_2 $3,1663 \cdot 0,041 = 0,1298 \text{ м}^3 = 0,0116 \text{ кг}$

N_2 $3,1663 \cdot 0,573 = 1,8143 \text{ м}^3 = 2,2679 \text{ кг}$

Всего газов сухих . $3,1663 \text{ м}^3 = 4,1409 \text{ кг}$

Влаги в них $0,2738 \text{ м}^3 = 0,222 \text{ кг}$

Сгорает углерода в печи на 1 кг чугуна:

в CO_2 . . .	$0,4718 \cdot 12 : 22,4 = 0,0467$	$= 0,2061$ кг
в CO . . .	$0,7441 \cdot 12 : 22,4$	$= 0,4077$ "
Итого		$0,6138$ кг

Состав воздуха (летнего пенсильванского) отличается от среднего, принимаемого обычно для расчетов по содержанию влаги — 1,53% вместо 1% по объему.

Это дает состав воздуха: 1,53% H_2O ; $(100 - 1,53) \cdot 0,21 = 20,68\%$ O_2 и $(100 - 1,53) \cdot 0,79 = 77,79\%$ N_2 .

Определяя количество дутья по азоту в воздухе и газах, получим:

$$(1,8143 - 0,0015) : 0,7779 = 2,3319 \text{ м}^3 \text{ дутья.}$$

(Здесь 0,0015 вычит. азота кокса).

В дутье содержится:

Кислорода	$2,3319 \cdot 0,2068 = 0,4818$ м ³
Азота	$1,8143 - 0,0015 = 1,8128$ "
Сухого дутья	$2,2946$ м ³
Влаги в дутье	$2,3319 - 2,2946 = 0,0373$ "
Влажного дутья	$2,3319$ м ³

По весу в дутье содержится: кислорода—0,6883, азота—2,2660 (сухого дутья—2,9543) и влаги—0,030 (всего—2,9843 кг).

После этих подсчетов материальный баланс сводится так:

Печь получила	Печь дала
Руды 1,8270	Чугуна 1,0000
Известняка . . . 0,3550	Шлака 0,4510
Кокса 0,7510	Газов сухих . . . 4,1409
Дутья сухого . . 2,9543	Влаги 0,2220
Влаги в дутье . . 0,0300	Пыли 0,0400
Итого . . 5,9173	Итого . . 5,8539

Невязка баланса $5,9173 - 5,8539 = 0,0634$ (1,1%).

Выплавлявшийся печью бессемеровский чугун содержал: 4,2% С; 1,35% Si; 0,74% Mn; 0,071% P; 0,032% S и 93,61% Fe. На 1 кг чугуна восстанавливается железа 0,9361 кг, но из них 0,00056 связано с 0,00032 серы, так что восстановлению подвергается окись железа, дающая $0,9361 - 0,00056 = 0,9355$ кг железа. Количество железа, переходящего в шлак, как и марганца, не указано в первоисточнике, но для последнего степень восстановления можно принять равной $\frac{1}{2}$ и допустить переход 0,0074 кг Mn в шлак, что дает содержание Mn в шлаке 0,0074 кг или $0,74 : 0,451 = 1,64\%$ и повышает расход на восстановление его до закиси всего на 2 кал. Закиси железа в шлаке может быть около 1%, что дает по отношению к весу чугуна 0,451%, т. е. $0,451 \cdot 56 : 72 = 0,35\%$ Fe или 0,0035 кг.

показывает более высокое содержание углекислоты в газах (14,9 против 12,5%).

4. Расчет теплового баланса доменной печи, выплавающей томасовский чугун в Рейнско-вестфальском округе. Четвертый тепловой баланс мы рассчитаем, используя данные известной уже нам статьи Рейхардта [24] о тепловых диаграммах. Данные эти не полны, но все же достаточны для сведения теплового баланса, хотя и не безупречного.

Исходные для расчета данные: 1) состав газа: 8,64% CO_2 ; 30,12% CO ; 0,09% CH_4 ; 1,70% H_2 и 59,37% N_2 (недостаток в сумме — 0,08% в оригинале);

2) состав чугуна: 3,3% C ; 0,3% Si ; 1,4% Mn ; 1,8% P и 93,0% Fe (недостаток 0,2% в оригинале);

3) расход кокса на единицу чугуна — 0,956; в нем 0,835 нелетучего углерода; в чугун переходит 0,033, идет на прямое восстановление 0,138 и сгорает у фурм 0,664;

4) на единицу чугуна расходуется шихты (при выходе его 44,8%) — 2,2321, в том числе углекислотной соли — 0,3 (в ней CO_2 — 0,132, C — 0,036); выход шлака — 0,6;

5) по расчету Рейхардта (не приведенному в оригинале) восстановлением отнимается у шихты 0,385 кислорода, в том числе от окислов железа 0,354 и от окислов Si , Mn и P — 0,031 (чему соответствует 0,023 твердого углерода).

По поводу приведенных данных Рейхардта нужно сказать, что при низком содержании углекислоты, характерном для современных германских шихт на томасовский чугун — в колошниковом газе показано заниженное содержание окиси углерода и повышенное, сверх возможного, — азота (укажем для сравнения правильный анализ газа, полученного при тех же условиях работы одной рейнско-вестфальской доменной печи, почти с тем же содержанием углекислоты — табл. 84). Рейхардт не заметил этого, хотя несогласованность некоторых его выводов с анализом газа могла бы его навести на мысль исправить состав газа.

Восстановление 0,93 железа освобождает по Рейхардту 0,354 кислорода, но это возможно только в том случае, если 0,3125 железа восстанавливаются из закиси, а 0,6175 — из окиси железа, т. е. если вся руда — магнитный железняк. Этого нет в действительности, но в шихту наряду с магнитными железняками входит: агломерат и передельные шлаки; что и повышает отношение железа из FeO и Fe_2O_3 до 1 : 2.

Пользуясь анализом газа, каким он дан, находим содержание углерода в 1 м³ газа:

$$(0,0864 + 0,3012 + 0,0009) \cdot 12 : 22,4 = 0,2081 \text{ кг.}$$

Количество это ниже нормального (0,21—0,22) и оно ведет к увеличению количества газа — главным образом азота, так как количество содержащих углерод газов определяется точно количеством углерода, переходящего в газ. Это количество устанавливается в данном случае так:

Нелетучего углерода кокса	0,8020 кг
Углерод уголекислоты флюса	0,0360 »
метана (из летучих кокса)	0,0019 »
Всего углерода в газах	0,8399 кг

Это количество углерода должно дать углеродсодержащих газов:

$$0,8399 \cdot 22,4 : 12 = 1,5698 \text{ м}^3 (\text{CO}_2 + \text{CO} + \text{CH}_4),$$

но дает по анализу газа несколько меньше, как видно из следующего:

$$0,8399 : 0,2081 = 4,0358 \text{ м}^3 \text{ всего газа и в них:}$$

CO ₂	4,0358 · 0,0864 = 0,3487 м ³ = 0,6814 кг
CO	4,0358 · 0,3012 = 1,2156 » = 1,5195 »
CH ₄	4,0358 · 0,0009 = 0,0036 » = 0,0026 »
H ₂	4,0358 · 0,0170 = 0,0686 » = 0,0061 »
N ₂	4,0358 · 0,5945 = 2,3993 » = 2,9991 »
Итого	4,0358 · 1,0000 = 4,0358 м ³ = 5,2087 кг

Суммарный объем ($\text{CO}_2 + \text{CO} + \text{CH}_4 = 1,5679 \text{ м}^3$) вышел на 0,0019 м³ меньше, чем следует по количеству углерода, переходящего в газ. Этот недостаток нужно прибавить к окиси углерода, уменьшавшей на столько же объем азота, определяемый по разности. От этого не изменится вес газа, так как молекулярные веса азота и окиси углерода одинаковы, но азота все же останется слишком много (59,4%), что доказывается степенью развития прямого восстановления.

При нормальном содержании влаги (1% по объему) состав воздуха выражается так: 21,18% O₂, 77,82% N₂ и 1% водорода (считая воду разложенной). Количество кислорода дутья по азоту в газах определится так:

$$2,3974 \cdot 0,2118 : 0,7782 = 0,6525 \text{ м}^3 = 0,9321 \text{ кг.}$$

Таким количеством кислорода можно было сжечь на фурмах

$$0,9321 \cdot 12 : 16 = 0,6991 \text{ кг C,}$$

что составит:

$$0,6991 : 0,802 = 0,872, \text{ или } 87,2\%$$

от углерода, переходящего в газ.

На углерод для прямого восстановления железа остается всего

$$0,802 - 0,6991 = 0,0230 = 0,0799 \text{ кг.}$$

Железа восстановилось бы:

$$0,0799 \cdot 56 : 12 = 0,3728 \text{ кг или}$$

$$0,3728 : 0,93 = 0,401, \text{ или } 40,1\%$$

Это число совершенно не согласуется с качеством шихты и является результатом избытка введенного в расчет по азоту количества дутья, большого количества сожженного на фурмах углерода и недостатком его для прямого восстановления. Сам Рейхардт указывает более высокую степень прямого восстановления — 56,5%, основываясь на количестве отнятого от шихты кислорода.

Воспользуемся указанным им числом 0,385 кг (0,2695 м³) кислорода на 1 кг чугуна, чтобы рассчитать количество и состав ко-лошникового газа.

В газах находится кислорода:

$$1,2175 : 2 + 0,3487 - 0,0672 = 0,8903 \text{ м}^3.$$

Число 0,0672 м³ представляет вычет углекислоты известняка (0,132 · 12 : 22,4).

Добавляется кислорода дутья:

$$0,8903 - 0,2695 = 0,6208 \text{ м}^3 = 0,8869 \text{ кг O}_2.$$

Количество дутья:

$$0,6208 : 0,2118 = 2,9311 \text{ м}^3 \text{ (с влагой),}$$

в котором заключается азота:

$$2,9311 - (0,6208 + 0,0293) = 2,2810 \text{ м}^3.$$

Углеродсодержащих газов попрежнему будет 1,5698 м³, а водорода 0,0665 м³, т. е. 1,7% объема газов, который равен:

$$1,5698 + 0,0665 + 2,2810 = 3,9173 \text{ м}^3.$$

Полагая, что углекислота определяется точно и ее будет в газах попрежнему 8,64%, т. е. $0,0864 \cdot 3,9173 = 0,3385 \text{ м}^3$, а метана 0,0035, определим объем окиси углерода по разности

$$1,5698 - 0,3385 - 0,0035 = 1,2278 \text{ м}^3.$$

Расчетный состав газов:

CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	N ₂	Всего
0,3385	1,2278	0,0035	0,0665	2,2810	= 3,9173 м ³
8,64	31,34	0,09	1,70	58,23	= 100%

По определенному выше количеству кислорода дутья (0,8869 кг) определяем количество сжигаемого на фурмах углерода

$$0,8869 \cdot 12 : 16 = 0,6652 \text{ кг;}$$

$$0,6652 : 0,802 = 0,829, \text{ или } 82,9\%.$$

На восстановление железа остается твердого углерода

$$0,802 - 0,6652 - 0,023 = 0,1138 \text{ кг};$$

$$0,1138 \cdot 56 : 12 = 0,5311 \text{ кг Fe};$$

$$0,5311 : 0,93 = 0,571, \text{ или } 57,1\%.$$

Расчетный состав газа дает более достоверное число для прямого восстановления железа, чем введенное раньше, но количество сожженного на фурмах углерода — 0,6652 — немногим больше, чем указываемое Рейхардтом — 0,664. Чтобы узнать, какое из этих двух чисел более правильное, сделаем еще расчет газа по количеству углерода, сгорающего на фурмах по указанию Рейхардта.

Чтобы сжечь 0,664 кг углерода, нужно кислорода

$$0,664 \cdot 16 : 12 = 0,8853 \text{ кг или } 0,6197 \text{ м}^3$$

и дутья

$$0,6197 : 0,2118 = 2,9259 \text{ м}^3,$$

в котором заключается:

Кислорода	0,6197 м ³
Азота	2,2770 "
Влаги	0,0292 "
Влажного дутья	2,9259 м ³
Сумма (CO ₂ + CO + CH ₄)	1,5698 м ³
Азота	2,2770 "
Водорода (1,70%)	0,0665 "
Всего газов	3,9133 м ³

Так, как углекислоты в газах попрежнему должно содержаться 8,64% т. е.

$$0,0864 \cdot 3,9133 = 0,3381 \text{ м}^3,$$

то содержание окиси углерода определяется по разности и будет:

$$1,5698 - (0,3381 + 0,0035) = 1,2282 \text{ м}^3.$$

Итак, вторично определенный расчетом состав колошниковых газов такой:

CO ₂	8,64%	0,3381 м ³ = 0,6641 кг
CO	31,40%	1,2282 " = 1,5353 "
CH ₄	0,09%	0,0035 " = 0,0025 "
H ₂	1,70%	0,0665 " = 0,0059 "
N ₂	58,17%	2,2770 " = 2,8463 "
Всего	100,00%	3,9133 м ³ = 5,0541 кг

Этот расчетный состав газа очень мало отличается от предшествовавшего, но он несомненно ближе к истинному составу и мы его берем основанием для расчета теплового баланса,

Количество углерода, сгорающего в углекислоту и окись углерода:

$$(0,3381 - 0,0672) \cdot 12 : 22,4 = 0,1451 \text{ кг в } \text{CO}_2;$$

$$0,8020 - 0,1451 = 0,6569 \text{ кг в } \text{CO}.$$

Степень прямого восстановления железа по результатам последнего подсчета определяется так:

$$0,802 - (0,664 + 0,023) = 0,115 \text{ кг C};$$

$$0,115 \cdot 56 : 12 = 0,537 \text{ кг Fe};$$

$$0,537 : 0,93 = 0,577, \text{ или } 57,7\%.$$

Показатель 57,7% довольно высок, но он вполне естественен для шихты, в которую входит магнитный железняк и передельные шлаки в таком количестве, что 0,3125 кг железа находится в шихте в виде закиси.

Количество углерода, сжигаемого на фурмах, не выходит из нормальных пределов, так как оно равно

$$0,664 : 0,802 = 0,828, \text{ или } 82,8\%.$$

Расчет теплового баланса дан в табл. 82; результаты его внесены в сводную табл. 84 (столбец 11).

Недостатком расчета является, во-первых, не совсем точное определение расхода тепла на восстановление железа — отдельно из закиси и окиси железа (как это часто делается), потому что у Рейхардта нет указаний на количество закиси, входящей в состав силиката или магнитной окиси; во-вторых, в количестве тепла, выносимом через колошник, нет тепла испарения влаги и теплосодержания водяных паров, так как количество гидратной воды и влаги в шихте не указано. Но Рейхардт определяет тепло, уносимое через колошник, в 539 кал, а наш расчет для сухих газов дает 326 кал; разность, очевидно, представляет тепло испарения воды и нагрева пара до температуры колошника.

5. Тепловой баланс доменной печи № 1 Саткинского завода. Пятым примером мы возьмем работу древесноугольной печи № 1 Саткинского завода, выплавлявшей высококачественный чугун из бакальской руды. Печь эта дала прекрасные результаты в отношении качества чугуна и производительности (200 т при 183 м³ долезного объема), но расход угля в ней не доходил до возможного при работе на богатой шихте и исключительно восстановимой руде предела (5,2 м³/т чугуна), что объясняется сильной изношенностью печи после 4 лет интенсивной работы.

Данные о работе печи были опубликованы О. А. Сафоновым и А. И. Суриным [27], но их недостаточно для составления теплового баланса и мы используем расчет теплового баланса этой печи, произведенный проф. И. А. Соколовым [28], который распола-

Состав колошниковых газов: 12,6% CO_2 ; 26,1% CO ; 2,2% CH_4 ; 8,8% H_2 и 50,3% N_2 . (Содержание водорода доходило до 11,6% вследствие ветхости железного панциря запечников и попадания воды в печь.) При указанном составе количество газов и их вес определяются так:

$$\begin{aligned} \text{CO}_2 & \dots 0,126 \cdot 44 : 22,4 = 0,2475 \text{ кг} \\ \text{CO} + \text{N}_2 & \dots 0,764 \cdot 28 : 22,4 = 0,9550 \text{ „} \\ \text{CH}_4 & \dots 0,022 \cdot 16 : 22,4 = 0,0158 \text{ „} \\ \text{H}_2 & \dots 0,088 \cdot 2 : 22,4 = 0,0079 \text{ „} \\ \hline & \text{Вес 1 м}^3 \text{ газов} = 1,2262 \text{ кг} \end{aligned}$$

Газов получается 3,02 м³ на 1 кг чугуна или

$$3,02 \cdot 1,2262 = 3,7031 \text{ кг.}$$

Это количество газов было установлено по содержанию азота в газе и потому оно представляет вес продуктов горения углерода топлива и процесса восстановления; к нему нужно прибавить продукты сухой перегонки угля, получающиеся в печи в количестве (по данным проф. Соколова) 0,1111 м³ (0,1587 кг) на 1 кг чугуна (в том числе: 0,0273 м³ CO_2 и 0,0822 м³ CO). После этих подсчетов материальный баланс представится в таком виде:

Печь получила, кг	Печь дала, кг
Руды 1,7100	Чугуна 1,0000
Известняка 0,1630	Шлака 0,2250
Угля 0,8890	Газов сухих 3,7031
Дутья сухого 2,4645	Летучих угля 0,1587
Влаги 0,0046	Влаги 0,0216
Итого 5,2311	Итого 5,1084

Итоги полученного и выданного печью «не балансируют» на значительную величину — 0,1227 кг. Недочет в балансе бросается в глаза — незначительный вес шлака. В самом деле, шлак имел состав: 49,98% SiO_2 ; 12,46% Al_2O_3 ; 29,43% CaO ; 1,5% MgO ; 1,71% FeO и 4,92% MnO . При таком составе и весе шлака 0,225 кг на 1 кг чугуна приходилось извести 0,0662 кг, между тем, как известняк (0,163 кг) содержит ее не менее 0,085 кг; сверх того, известь входит и в состав бакальской руды.

Чтобы установить вес шлака, определим вес шлакующихся составных частей шихты, вычитая из него вес восстанавливающихся окисью и прибавляя к разности вес шлакующихся окислов флюса.

Состав чугуна: 94,49% Fe ; 0,63% Si ; 1,35% Mn ; 0,023% P . Восстанавливается:

$$\begin{aligned} \text{Fe}_2\text{O}_3 & \dots 0,9449 \cdot 160 : 112 = 1,3499 \text{ кг} \\ \text{SiO}_2 & \dots 0,0063 \cdot 60 : 28 = 0,0135 \text{ „} \\ \text{Mn}_2\text{O}_3 & \dots 0,0135 \cdot 229 : 165 = 0,0160 \text{ „} \\ \text{P}_2\text{O}_5 & \dots 0,00023 \cdot 142 : 62 = 0,0005 \text{ „} \\ \hline \text{Итого} & \dots \dots \dots 1,3799 \text{ кг} \end{aligned}$$

Закиси железа в шлаке (количество его определено приблизительно предварительным подсчетом) находится:

$$0,4 \cdot 0,0171 = 0,0068 \text{ кг.}$$

Она образуется восстановлением

$$0,0068 \cdot 160 : 144 = 0,0076 \text{ кг } \text{Fe}_2\text{O}_3,$$

причем выделяется $0,0076 - 0,0068 = 0,0008 \text{ кг } \text{O}_2$.

Таким же образом подсчитываем количество кислорода, выделяемого при переходе в шлак марганца

$$0,4 \cdot 0,0492 = 0,0197 \text{ кг } \text{MnO};$$

$$0,0197 \cdot 229 : 213 = 0,0212 \text{ кг } \text{Mn}_2\text{O}_3;$$

$$0,0212 - 0,0197 = 0,0015 \text{ кг } \text{O}_2.$$

Руда, хотя и обожженная, содержит 1% влаги и теряет ее 0,0171 кг. Поэтому вся потеря веса руды равна:

$$1,3799 + 0,0008 + 0,0015 + 0,0171 = 1,3993 \text{ кг,}$$

поэтому из руды переходит в шлак

$$1,7100 - 1,3993 = 0,3107 \text{ кг.}$$

Прибавляя к этому количеству вес шлакующей части известняка

$$0,163 - 0,163 \cdot 0,42 = 0,0945 \text{ кг,}$$

получим полный вес шлака:

$$0,3107 + 0,0945 = 0,4052 \text{ кг.}$$

Проверим теперь еще веса дутья и газов.

При расходе $6,35 \text{ м}^3$ древесного угля и весе 1 м^3 его 140 кг, принятом проф. Соколовым в согласии с местными данными, вековой расход угля на 1 кг чугуна составит:

$$140 \cdot 0,00635 = 0,889 \text{ кг.}$$

Уголь содержит 0,5% золы и 0,5% влаги (очень низкое содержание, допущенное проф. Соколовым).

На 1 т чугуна расходуется сухой беззолной массы

$$0,99 \cdot 0,889 = 0,8801 \text{ кг}$$

и в ней углерода (по элементарному анализу угля) —

$$0,8801 \cdot 0,7691 = 0,6769 \text{ кг.}$$

В газы переходит углекислота флюса; в ней углерода

$$0,163 \cdot 0,42 \cdot 12 : 44 = 0,0187 \text{ кг.}$$

На образование чугуна расходуется 0,035 кг С и в газах его остается

$$p = a + b - c = 0,6769 + 0,0187 - 0,035 = 0,6606 \text{ кг.}$$

В $1, \text{м}^3$ газов заключается:

$$(0,126 + 0,261 + 0,022) \cdot 12 : 22,4 = 0,2191 \text{ кг C.}$$

Поэтому на 1 т чугуна получается колошниковых газов:

$$0,6606 : 0,2191 = 3,0151 \text{ м}^3.$$

В этом количестве газа находится азота

$$3,0151 \cdot 0,503 = 1,5166 \text{ м}^3.$$

За вычетом азота, вносимого углем ($0,0016 \text{ м}^3$), получается остаток $1,5166 - 0,0016 = 1,5150 \text{ м}^3$, который дается дутьем. Оно содержит, как раньше было выведено, 78,76% азота (при 0,3% водяных паров) и его нужно взять

$$1,5150 : 0,7876 = 1,936 \text{ м}^3.$$

По установленному выше весу 1 м^3 дутья и газа определяем вес того и другого

$$1,936 \cdot 1,286 = 2,4897 \text{ кг (в том числе влаги 0,0047 кг);}$$

$$3,0151 \cdot 1,2262 = 3,6971 \text{ кг колошникового газа.}$$

Сопоставляя теперь веса полученного печью и выданного ею, получим исправленный материальный баланс.

Печь получила, кг:	Печь дала, кг:
Руды 1,7100	Чугуна 1,0000
Известняка 0,1630	Шлака 0,4052
Угля 0,8890	Газов сухих 3,6971
Дутья сухого 2,4850	Влаги в них 0,0216
Влаги дутья 0,0047	Летучих угля 0,1587
Итого 5,2517	Итого 5,2826

Невязка — 0,0309 — значительно сокращена (до 0,6%), но все же она должна бы быть меньше; затруднения в сведении баланса без неувязки заключаются в определении среднего химического состава угля и количества выделяемых им летучих.

Чтобы перейти к учету прихода и расхода тепла, нужно установить количество углерода, сжигаемое в печи.

Из содержания углекислоты в газе —

$$3,0151 \cdot 0,126 = 0,3799 \text{ м}^3 \text{ —}$$

нужно вычесть количество углекислоты, выделяемое летучими угля ($0,0273 \text{ м}^3$) и флюсом ($0,163 \cdot 0,42 \text{ кг}$), чтобы узнать, сколько углекислоты образовалось в печи как продукта восстановления руды. Сделав это, получим:

$$0,3799 - 0,0273 - 0,163 \cdot 0,42 \cdot 22,4 : 44 = 0,3177 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

Углерода сгорает в CO_2

$$0,3177 \cdot 12 : 22,4 = 0,1702 \text{ кг.}$$

Окиси углерода в газах, за исключением вносимой летучими древесного угля

$$3,0151 \cdot 0,261 = 0,7869 \text{ м}^3;$$

$$0,7869 - 0,0822 = 0,7047 \text{ кг};$$

$$0,7047 \cdot 12 : 22,4 = 0,3775 \text{ кг С в СО.}$$

Дутье подавалось в печь нагретым до 600°, колошниковые газы отходили с температурой 150°. Расход воды на охлаждение печи не измерялся и потому расход тепла по этой статье не мог быть определен. Тепловой баланс по нашему расчету дан в табл. 83.

Таблица 83

Тепловой баланс доменной печи № 1 Саткинского завода

№	Статьи прихода и расхода тепла	Итого кал
Приход тепла		
1	Горение углерода в углекислоту . . . 0,1702·8137 =	1385
	" в окись углерода . . . 0,3775·2497 =	942
2	Теплосодержание дутья (сухого) . . . 1,936·0,325·600 =	380
	" влаги дутья 0,0058·0,385·600 =	1
3	Шлакообразование 0,4052·30·2,7 =	32
	Всего в приходе	2740
Расход тепла		
1	Восстановление:	
	Fe из Fe ₂ O ₃ 0,9447·1758 =	1661
	FeO из Fe ₂ O ₃ 0,4052·0,0133·607 =	3
	Mn из Mn ₂ O ₄ 0,0135·2093 =	28
	MnO из Mn ₂ O ₄ 0,0138·335 =	5
	P из Ca ₃ P ₂ O ₈ 0,00023·8573 =	2
	Si из SiO ₂ 0,0063·7423 =	47
2	Испарение влаги шихты (при 0°) . . . 0,0216·595 =	13
3	Разложение карбоната 0,163·0,42·966 =	64
4	Разложение водяных паров дутья . . . 1,936·0,003·3212 =	19
5	Плавнение и перегрев чугуна (t=1300°) . . . 1·270 =	270
6	" шлака (t=1400°) . . . 0,4052·400 =	162
7	Уносится через колошник:	
	газами (0,126·0,418 + 0,852·0,315 +	
	+ 0,022·0,418)·3,151·150 =	135
	водяными парами 0,0216·0,453·150 =	15
8	Передается охлажденной воде и во внешнее пространство =	316
	Всего в расходе	2740

Приход тепла в печи Саткинского завода на 1 кг чугуна меньше, чем в печи завода им. Дзержинского, хотя расход угля в первой такой же, как кокса в последней; это не случайный факт, а

особенность древесноугольной плавки, так как при одинаковом весе содержание нелетучего углерода в древесном угле гораздо ниже, чем в коксе (в данном случае — 0,54 и 0,70). Этим объясняется и меньшая потребность в дутье и меньшее количество продуктов горения при работе на древесном угле по сравнению с работой на коксе. Так как, к тому же, и расход древесного угля на единицу чугуна обычно меньше, чем кокса, то итоги материальных балансов древесноугольных печей меньше, чем коксовых.

Затрата тепла по главной расходной статье — восстановление — может быть и бывает в действительности одинаковой при одинаковом составе чугуна — для древесноугольных и коксовых печей, — но так как в первых не производится выплавка кремнистого и фосфористого чугуна, то фактически восстановление требует обыкновенно больше тепла в коксовых печах, за исключением тех случаев, когда в этих печах переплавляется много скрапа. Мал вообще, как и в данном случае, расход тепла на разложение углекислотной соли, вследствие меньшего расхода флюса и, естественно, получается меньший расход тепла на плавление шлака как потому, что вес его меньше, так и потому, что температура его ниже.

Суммарная потеря тепла в охлаждающей воде и во внешнее пространство в печи Саткинского завода вышла небольшой, — меньшей, чем в обыкновенных коксовых печах, имеющих более высокую производительность. Это можно объяснить не меньшими размерами древесноугольной печи, а менее развитой системой охлаждения (древесноугольные печи не требуют такого энергичного охлаждения, как коксовые).

Тепловые балансы семнадцати современных доменных печей. Обратимся теперь к рассмотрению тепловых балансов, сосредоточенных в сводной табл. 84, содержащей в себе кроме 5 балансов, установленных нами здесь, еще 12 других, взятых из литературных источников и пересчитанных нами на одни и те же термодинамические данные. Но среди них нет баланса кливлендской печи, так как он был дан в табл. 70. С него мы и начнем сравнительную характеристику тепловых балансов в связи с условиями работы доменных печей, к которым относятся эти балансы.

Баланс, представленный числами последнего столбца табл. 70, относится к ходу кливлендской доменной печи на литейный чугун, содержащий 3% Si с 1,55% P и выплавлявшийся из бедных глинистых железняков, дававших в обожженном состоянии выход чугуна в 38%. Расход тепла в этом случае практики достигает до 4500 кал на 1 кг чугуна, вследствие большой затраты тепла на восстановление кремния с фосфором — почти 2000 кал — и плавление большого количества пустой породы руды (вес шлака достигает 1,7 веса чугуна, а количество уносимого им тепла — почти 900 кал).

Характерна для кливлендской плавки очень низкая затрата

тепла на испарение влаги; она объясняется тем, что руда обжигается у самых доменных печей и поступает в печи совершенно сухой. Это обстоятельство вызывает повышенную температуру колошниковых газов (не ниже 350°) и значительную потерю тепла в них.

Обращает на себя внимание еще одна особенность баланса современных кливлендских печей — низкий расход тепла на разложение углекальцевой соли, вызванный применением в качестве флюса значительного количества извести (но не полностью) в обожженном состоянии; считается доказанным, что это дает сбережение в расходе кокса.

. Если исключить из сравнения специальные чугуны — ферроманган и ферросилиций, — то выплавка кливлендского литейного чугуна требует наибольшего количества тепла, однако это не мешает кливлендским печам работать с довольно высоким коэффициентом полезного действия благодаря большим размерам печей, высоконагретому дутью и сравнительной удобовосстановимости руды.

В столбце I табл. 84 дан тепловой баланс печи, выплавляющей (в Германии) литейный чугун из одной руды минет, — бедной (28,5%), но самоплавкой [6]. Расход тепла и в этой печи очень велик, лишь немногим меньше, а на восстановление — такой же, как и в кливлендской печи, так как чугун, кроме 2% Si, содержит 1,7% P; однако, количество шлака на единицу чугуна не превосходит 1,1 и это позволяет обойтись несколько меньшим числом калорий на 1 т чугуна, чем расходуется кливлендскими печами. Существенная разница между балансами германской и кливлендской печей усматривается в расходных статьях: испарение влаги и теплосодержание газов. Руда минет содержит 20% воды и испарение ее требует большого количества тепла, оно понижает температуру колошника до 130° в данном случае и этим значительно сокращает количество тепла, уносимого сухими колошниковыми газами; в результате суммарное количество тепла по указанным двум статьям сравниваемых балансов делается одинаковым (622 и 617 кал).

Расход кокса в этих двух печах не находится в соответствии с расходом сгорающего углерода: в германской печи первый выше, чем в кливлендской (1,26 против 1,2), а второй меньше (0,943 против 1,02). Это объясняется худшим химическим составом кокса, на котором работала германская печь.

По затрате тепла и по расходу горючего к печам, выплавляющим литейный чугун, близко подходят печи, работающие на зеркальный чугун; при расходе кокса 1,2—1,3 эти печи получают 3800—4000 кал на 1 кг чугуна. В столбце 2 табл. 84 дан тепловой баланс одной такой печи незначительной производительности, работающей на обожженных (а отчасти и сырых) рудах Зигенского края. Числа таблицы пересчитаны нами по материалу.

ному и тепловому балансам Гильгаузена, исправленному Ижевским (табл. 71 и 74).

Переход в чугун 10,57% Mn, как видно из строки 13 таблицы, мало меняет общую затрату тепла на восстановление по сравнению с затратой тепла по той же статье при выплавке обыкновенного чугуна, не говоря уже о литейном чугуне, содержащем фосфор (баланс I столбца табл. 84 и VI табл. 70), так как увеличение расхода горючего при выплавке марганцовистых чугунов вызывается не увеличением расхода тепла, а необходимостью поддерживать температурные условия, нужные для восстановления марганца до металла, что вызывает подъем температуры и увеличение количества газов, а следовательно, и унос тепла через колошник. В данном случае это количество тепла достигает 692 кал, т. е. большей величины, чем затрата тепла по той же статье баланса для случая выплавки литейного чугуна из минет, в которых большую затрату тепла вызывает испарение воды.

Другая, особенность плавки на марганцовистые чугуны — необходимость держать более основные шлаки, чем на переделный чугун, — выражается в тепловом балансе строками 15 и 18, указывающими повышенный расход тепла на разложение карбонатов и на плавление шлага, вес которого увеличивается почти на 8% (в данном случае) невосстановленной закисью марганца.

На потери тепла по балансу остается 405 кал и, судя по другим тепловым балансам, этого количества тепла только что достаточно ввиду низкой производительности печи (68 т).

Столбцы 3 и 4 табл. 84 дают балансы, взятые из американской практики. Второй из них относится к работе доменной печи фирмы Иллинойс на бессемеровский чугун, выплавленный из малофосфористой руды Верхнего озера; баланс этот был выведен раньше [26]. Столбец 3 дает тепловой баланс доменной печи «Изабелла» при работе на маргеновский чугун осушенным дутьем; относящийся к этой работе материальный баланс был дан в табл. 68 [16].

Расход тепла по этим балансам на 25%, ниже, чем при выплавке литейного чугуна в германской печи и является обычным для современных печей, хотя расход кокса в печи Иллинойс далеко не обычен (0,751) и впервые был зарегистрирован при составлении теплового баланса этой печи. Повышенный приход тепла в ней вызван редко применяемым в США нагревом дутья до 673° и хорошим использованием тепловой энергии углерода (содержание углекислоты в колошниковом газе 14,97% объемн.). Еще более высокое содержание углекислоты в газе печи «Изабелла» (16,3% объемн.) при расходе кокса 0,85 дало в приходе 3413 кал, т. е. более того, что требуется теперь в хорошо работающих коксовых печах больших размеров. Лишнее по сравнению с печью Иллинойс тепло расходуется потому, что руда, проплавлявшаяся печью «Изабелла», была беднее и кроме большого ко-

личества влаги содержала в себе лишнее количество минеральных примесей, требующих лишнего флюса и дающих больше шлака. Отсюда повышенный по сравнению с печью Иллинойс расход тепла на испарение влаги, разложение карбонатов, плавление шлака и нагрев колошниковых газов с парами воды до температуры колошника. Расход кокса 0,85, конечно, не высок, но он, и даже меньший, достигается и другими печами, работающими на рудах Верхнего озера без применения осушения дутья.

Столбцы 5 и 6 табл. 84 характеризуют своими числами работу современных печей Юга СССР, работающих на криворожской руде и выплавляющих мартеновский чугун на донецком коксе. Числа столбца 5 были установлены нашим расчетом здесь для доменной печи № 3 завода им. Дзержинского, а данные столбца 6 взяты из расчета А. Н. Рамма [29] теплового баланса доменной печи, работающей при тех же условиях, но — на подготовленной руде, допускающей лучшую работу газов (13,3% CO_2) и позволяющую несколько снизить расход кокса (до 0,86).

По обоим балансам расход тепла несколько ниже, чем в американских печах, о которых только что говорилось, хотя расход кокса несколько выше, что объясняется меньшей степенью использования углерода при работе на криворожской руде (более низкое содержание углекислоты в газах). Расходные статьи по обоим балансам очень близки за исключением главной — восстановление, — но расхождение в ней является результатом употребления на заводе им. Дзержинского скрапа, не введенного в шихту расчетом Рамма. Близость теплосодержания чугуна и шлака достигнута нами снижением чисел Рамма сообразно тем данным; которые были указаны в своем месте.

В столбцах 7 и 8 табл. 84 даны результаты подсчета тепловых балансов доменной печи № 4 Кузнецкого завода и № 1 Магнитогорского по расчету М. Я. Остроухова [25]. Оба они характеризуют работу печей большой производительности (60 т мартеновского чугуна в час) на магнитогорской руде и коксе из углей Кузнецкого бассейна для первой печи и Карагандинского — для второй.

Расход тепла в этих печах меньше, чем в остальных коксовых печах табл. 84; для магнитогорской печи он ниже, чем для кузнецкой, и, вообще, является наиболее низким в опубликованных до сих пор балансах. Содержание углекислоты в газах обеих печей одинаково, что указывает на одинаковую степень использования тепловой энергии углерода, в обеих печах, но благодаря тому, что нагрев дутья на магнитогорской печи был выше на 160° , использование тепла было гораздо выше на этой печи, как указывает и более низкая температура колошника этой печи.

По расходу кокса печь Кузнецкого завода работала так же экономично, как печь «Изабелла» на осушенном дутье, а магнитогорская лишь немногим уступала печи Иллинойс, но если от кок-

са перейти к даваемому им количеству углерода, то (строка 3) окажется, что обе советские печи расходуют углерода меньше, чем американские.

Следующие три столбца табл. 84 дают тепловые балансы доменных печей, выплавляющих томасовский чугун: столбец 9 печи № 3 Керченского завода, работавшей на агломерате керченской руды исключительно [22], столбец 10 — одной из бельгийских печей, работавшей на богатой (32,3% Fe) сравнительно минет (французского округа Брие) и столбец 11 — печи Рейнско-вестфальского округа (Германия), работавшей на богатой шихте из импортных руд; тепловой ее баланс был рассчитан нами по данным Рейхардта (4-й пример).

Томасовский чугун мог бы выплавляться почти с таким же расходом тепла и горючего, как мартеновский, однако керченская и бельгийская печи расходуют одинаковое количество тепла, но гораздо больше, чем указанное в рассмотренных раньше балансах, относящихся не только к мартеновскому, но и бессемеровскому (американскому) чугуну. Это объясняется не качеством томасовского чугуна, а свойствами руд, из которых он выплавляется — фосфористых бедных бурых железняков, требующих большого количества тепла на плавление шлаков, разложение карбонатов, удаление влаги и гидратной воды. Керченская печь была почти избавлена от последнего расхода, получая только агломерат (вода в ней испарялась лишь из кокса), но зато температура колошника в ней была поднята до 248° в среднем, а теплосодержание сухих газов доходило до 341 кал. В бельгийской же печи, по балансу, рассчитанному нами на основании данных Дерклея [30], переданных Рейхардтом ([26], стр. 88 оригинала), температура колошника опускается до 65° при нагреве дутья до 882° , а теплосодержание сухих колошниковых газов падает до 103 кал всего, но затрата тепла на испарение влаги и гидратной воды поднимается до 328 кал (см. столбец 10). Суммарный расход тепла на испарение воды и нагрев газов в обеих печах почти одинаков.

Суммарный расход на разложение карбонатов и плавление шлаков в керченской печи ниже, чем в бельгийской, так как в первой количество шлака 0,778, тогда как бельгийская печь имеет его 0,881, переплавляя более бедную шихту. При одинаковом общем расходе тепла бельгийская печь имеет несколько больший коэффициент полезного действия тепла, так как нагрев дутья в ней значительно выше.

В рейнско-вестфальской печи расход тепла значительно меньше (столбец 11), чем в керченской и бельгийской, так как благодаря богатству шихты и малому расходу флюса она много выигрывает на теплоте разложения карбонатов и плавления шлаков, а также — на испарение воды. Характерным для этой печи является низкая степень использования углерода вследствие трудно-восстановимости шихты и низкого содержания в ней кислорода.

Тепловые балансы коксовых

Качество чугуна		Литейный	Зеркаль- ный	Мартенов- ский	Бессе- меровский	Мартенов- ский	
Порядковый № баланса		1	2	3	4	5	6
Производственные данные							
1	Выплавка чугуна, т/сутки . . .	—	68	411	577	720	—
2	Издержано горючего, кг/кг чу- гуна	1,26	1,20	0,85	0,751	0,904	0,821
3	Издержано углерода (сгоревше- го в печи), кг/кг чугуна . . .	0,943	0,945	0,66	0,614	0,704	0,646
4	Издержано флюса, кг/кг чугуна . . .	0,183	0,596	0,658	0,355	0,424	0,310
5	Температура дутья, °C	800	740	445	673	460	700
6	„ колошниковых га- зов, °C	130	350	162	163	226	300
7	Содержание CO ₂ в газах, % объемн.	9,4	11,4	16,33	14,9	10,9	13,3
8	Содержание CO в газах, % объемн.	30,6	27,9	22,79	23,6	28,8	27,9
Приход тепла (на 1 кг чугуна)							
9	Горение С в CO ₂ и CO	3251	3169	2974	2695	2643	2624
10	Теплосодержание дутья	936	734	354	515	389	508
11	Шлакообразование	116	57	85	50	79	77
12	Всего в приходе	4303	3960	3413	3260	3111	3209
Расход тепла (на 1 кг чугуна)							
13	Восстановление	1974	1799	1779	1770	1549	1721
14	Испарение воды	381	165	206	132	121	133
15	Разложение карбонатов	293	343	250	165	175	125
16	„ водяных паров	100	106	116	96	51	57
17	Плавление и перегрев чугуна	300	285	280	300	278	275
18	„ „ шлака	495	330	302	202	307	295
19	Потеря через колошник	236	527	203	184	296	309
20	„ в охлаждающей воде	160	405	277	411	186	294
21	„ во внешнее пространство	364				148	
22	Всего в расходе	4303	3960	3413	3260	3111	3209
Показатели							
23	Отношение CO ₂ :CO (весовое)	0,482	0,642	1,126	1,00	0,595	0,749
24	„ CO:CO ₂ (объемное)	3,2	2,45	1,39	1,58	2,64	2,10
25	Сгоревший на фурмах С, %	84,6	85,4	87,5	87,3	85,1	79,2
26	Коэффициент прямого восстанов- ления, %	56,7	57,2	35,1	31,7	50,0	55,0
27	Тепловое значение 1 кг С, кал	3448	3353	4506	4389	3754	4062
28	Коэффициент использования С, %	42,4	41,2	55,4	53,9	48,1	49,9
29	Используемое тепло, кал/кг С	3353	3030	4132	4125	3386	3829
30	Коэффициент полезного действия тепла, %	73,5	72,3	79,9	77,7	76,6	77,1

и древесноугольных доменных печей

Таблица 84

Мартеновский		Томасовский			Древесноугольный передельный				Ферросилиций	Ферроманган
7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1425	1436	470	214	—	20	16,5	200	50	335	92
0,851	0,790	1,018	0,967	0,956	1,1747	0,878	0,889	0,686	1,885	2,38.
0,629	0,595	0,838	0,764	0,802	0,9279	0,63	0,546	0,444	1,512	1,89.
0,288	0,239	0,819	0,863	0,300	0,205	0,202	0,163	0,032	0,581	1,19.
528	687	660	882	600	374	450	600	300	570	750.
298	234	248	65	250	321	200	150	150	380	475.
12,5	12,45	11,2	12,2	8,64	10,44	11,6	12,6	18,1	4,70	6,53.
27,9	28,13	30,0	27,8	31,40	26,81	26,7	26,1	21,4	34,33	32,24.
2526	2347	3051	2904	2821	3557	2494	2323	2259	4422	5493
388	458	654	808	571	449	304	378	175	1021	1481
52	40	101	88	45	—	45	32	28	78	111
2966	2845	3806	3800	3437	4006	2843	2733	2462	5521	7085
1570	1619	1768	1852	1715	1659	1668	1754	1673	2051	2238.
57	95	35	328	203	93	56	13	63	473	224
131	116	327	367	128	198	86	64	14	242	555
66	76	197	70	75	13	55	19	55	398	508.
272	275	260	260	260	270	260	260	258	325	280
227	203	327	370	252	410	190	162	95	277	808
335	239	341	103	326	560	207	148	108	1025	1326
99	77	209			138	139		45		321
203	145	342	450	478	665	182	313	151	730	825
2966	2845	3806	3800	3437	4006	2843	2733	2462	5521	7085
0,704	0,694	0,587	0,607	0,432	0,612	0,682	0,752	1,334	0,215	0,318.
2,23	2,26	2,68	2,28	3,63	2,57	2,29	2,09	1,18	7,3	4,94
81,8	80,0	82,0	81,6	82,8	91,1	87,9	80,4	72,5	79,2	70,2
50,8	56,2	60,0	56,5	57,7	28,5	55,2	48,7	56,1	29,0	—
4016	3944	3648	3801	3517	3833	3959	4253	5088	2925	2906.
49,4	48,5	44,7	46,7	43,2	47,5	48,6	52,2	62,5	35,9	35,7
3615	3985	3432	4374	3030	2815	3588	4079	4663	2173	2321
76,7	80,5	75,7	76,5	77,0	65,2	79,5	81,5	85,9	59,5	61,9

Низкое содержание углекислоты в колошниковых газах вызвало низкое использование тепловой энергии углерода, а недостаточно высокий нагрев дутья дал невысокий коэффициент полезного действия тепла в этой печи. Бельгийская печь, о которой говорилось выше, работая почти с таким же расходом кокса, но благодаря нагреву дутья до 882° , получает в нем на 237 кал больше и дает коэффициент полезного действия тепла такой же, как и рейнско-вестфальская печь.

Следующие четыре столбца (12—15) табл. 84 дают тепловые балансы древесноугольных печей. Первый из них (столбец 12) относится к балансу, впервые опубликованному в России [31] и касающемуся работы печи на обожженных глинистых железняках б. Вятского (ныне Кировского) края, — бедных рудах (38—40% Fe в обожженном состоянии), подобных — и по химическому составу пустой породы и по поведению в доменной печи — кливлендским рудам; они легко (т. е. с незначительной прибавкой горючего) дают кремнистый чугун и, наоборот, — трудно малокремнистый передельный.

Расход тепла и горючего даже при выплавке передельного чугуна из этих руд был велик и не мог быть снижен подъемом температуры дутья выше 375° , так как такой подъем вызывал повышенное содержание кремния в чугуне, что противоречило задаче производства.

Вызывавшийся качеством руды большой расход тепла по этому балансу мешает подметить на нем характерные особенности древесноугольной плавки, отличающие ее от коксовой. Ведение плавки на кислых шлаках сокращает расход древесного угля, но в данном случае вследствие бедности руды относительный расход флюса не ниже, чем в коксовых доменных печах, по той же причине и вес шлака, (около 0,9) превышает обычные нормы коксовой плавки. Далее, потеря тепла в колошниковых газах очень велика, так как к продуктам горения углерода и восстановления железа и его примесей присоединяется значительное количество продуктов сухой перегонки печного угля, а температура колошника высока вследствие работы на обожженной руде, хотя выделение влаги из древесного угля снижает ее до 321° .

Сопоставление данных этого баланса с данными баланса другой печи, тех же размеров и работавшей рядом на холодном дутье, позволило впервые вывести расчетом действительное сбережение горючего, даваемое нагревом дутья [31]. Таким образом, баланс этот имеет историческое значение и мы еще вернемся к нему впоследствии.

В настоящее время вследствие высокой стоимости древесного угля и ограниченных размеров его производства, плавка с таким высоким расходом тепла, как 4000 кал/кг чугуна, недопустима; работающие в последние годы уральские доменные печи расходуют обычно 3000—3200 кал/кг чугуна, а шведские — еще меньше.

Тепловой баланс одной из них — и не лучшей по результатам работы, а средней — дан в столбце 13 табл. 84.

Печь работала на обожженном магнитном железяке, дававшем 55%-ный выход чугуна и суточную выплавку 16,5 т. При нагреве дутья 450° и количестве шлака 0,452, расход древесного угля был 0,878 [32]. При общем расходе тепла 2843 кал распределение тепла по отдельным статьям было гораздо более благоприятное, чем в предшествовавшем примере, — расход был ниже по всем статьям; исключение составляет расход на разложение влаги дутья, бывший на уральской печи и зимой исключительно низким. Расход на охлаждение фурм случайно совпал с расходом на уральской печи.

Однако возможно и более экономное расходование тепла, чем указанное для шведской печи малой производительности. Это видно из тепловых балансов доменной печи № 1 Саткинского завода и завода Фагерста (в Швеции), приведенных в столбцах 14 и 15. Первый из них воспроизводит полученные здесь нашим расчетом результаты, а столбец 15 дает числа, полученные после нашего пересчета, основанного на материальном балансе, приведенном в табл. 69.

Расход тепла в печи Фагерста — 2462 кал на 1 кг чугуна — является минимальным; в подлиннике [17] он еще меньше, вследствие неправильного определения теплоты диссоциации окислов железа. Указанному расходу тепла — при нагреве дутья всего до 300° и температуре колошника 150° — соответствует расход углерода 0,444 (не считая переходящего в чугун). Факт такого низкого расхода углерода имеет большое теоретическое значение, и мы еще вернемся к нему в дальнейшем; здесь же скажем, что в статьях расхода тепла нет заведомо преуменьшенных чисел, но определяемый по разности остаток тепла на потери во внешнее пространство вышел равным 151 кал. Сомнение может вызвать и количество тепла, уносимое охлаждающей фурмы водой (45° кал), но оно хорошо согласуется с потерей тепла по этой статье в малой шведской печи (139 кал), выплавляющей в сутки в 3 раза меньше чугуна, чем печь Фагерста (50 т). Тоже можно было бы сказать и о потере во внешнее пространство, она равна $\frac{3}{4}$ потери в малой печи, но потеря в последней (182 кал) не может считаться точно установленной.

Для объяснения исключительно низкого расхода угля в печи Фагерста нужно сказать, что это одна из немногих печей Швеции, имеющая полезную высоту 16 м и объем 92 м³, что проплавляет она необычайно богатую шихту (61,3% Fe), дающую всего 0,23 шлака на единицу чугуна и содержащую железо в удобовосстановимой форме (агломерат исключительно). Состав колошникового газа — 18,1% CO₂ и 21,4% CO — свидетельствует об исключительно хорошей работе его как восстановителя.

Саткинская печь (столбец 14) дает худшее использование

тепла, чем печь Фагерста, но в 4 раза большую производительность. Расход древесного угля в ней такой же, как в шведской малой печи, работающей на магнитном железнике, хотя мог бы быть ниже (например 0,82, если не 0,8), но в период времени, к которому относится составление теплового баланса, печь была сильно изношена и правильное распределение газов в ней нарушено, о чем ясно говорит содержание углекислоты в газах — 12,6% (при хорошей работе на бакальской руде получается газ, содержащий 15% CO_2).

Если обратить внимание на расход углерода, сожженного в шведской малой печи (столбец 13) и в Саткинской (столбец 14), то окажется, что в саткинской печи он меньше, чем в шведской, хотя расход угля был несколько выше. Расхождение объясняется тем, что уральский печной уголь несет большую потерю углерода в летучих веществах.

Отдельные расходные статьи теплового баланса саткинской печи ниже, чем в шведской малой печи, и выше, чем в печи Фагерста. При исключительно высокой производительности печь Саткинского завода могла бы дать меньший остаток на потери тепла в охлаждающей воде и во внешнее пространство.

Последние два столбца табл. 84 дают тепловые балансы печей, в которых выплавляются специальные чугуны ферросилиций и ферроманган. Данные первого из них (столбец 16) относятся к большой печи (930 м³) завода им. Ворошилова [33]. Как показывает строка 22 таблицы, расход тепла на выплавку ферросилиция очень велик, но он еще больше при выплавке ферромангана в печи значительно меньшего объема Макеевского завода [22]. Расход кокса при выплавке обоих ферросплавов часто бывает одинаковым, достигая 2,4 на единицу сплава, но в данном случае в печи завода им. Ворошилова он спустился до 1,885, а в печи Макеевского завода остался на обычном уровне 2,38. Таким образом, первая печь работала лучше, чем малые печи, в которых обыкновенно выплавляется ферросилиций, а печь Макеевского завода — хуже, чем она могла бы работать, так как была поставлена в неподходящие условия качеством руды. В шихту вводилось $\frac{3}{4}$ всего количества марганца в виде марганцевой руды II сорта, содержавшей 18,3% кремнезема, требовавшей много флюса и дававшей 1,854 шлака на единицу сплава — шлака, содержавшего 24,8% закиси марганца при 77,66% марганца в сплаве. Но нужно сказать, что расход 7085 кал на 1 кг ферромангана еще не является наибольшим: в курсе проф. Озанна приводится тепловой баланс, в котором указывается расход тепла 8082 кал на 1 кг ферромангана.

Восстановительный процесс при выплавке чугуна с 12,15% Si и ферромангана с 77,66% Mn требует, конечно, гораздо большей затраты тепла, чем для наиболее горячих передельных чугунов, именно 2051 и 2238 кал соответственно. Но причиной указанного выше расточительного расходования тепла является не сама за-

трата тепла на восстановление трудновосстановимых элементов, а поддержание высокой температуры в горне доменной печи, что при ограниченных условиях производства высоте нагрева дутья вызывает высокий расход горючего (2 и выше), разогревание печи на всех горизонтах и повышение температуры колошниковых газов до 450° и даже выше, а, следовательно, громадную потерю тепла в газах. Обильное поливание шихты водой (0,673 кг воды на 1 кг сплава) в печи завода им. Ворошилова снижает температуру колошника до 380° и доводит теплосодержание газов до 1025 кал, но зато увеличивает затрату тепла на испарение воды до 473 кал. В макеевской печи не производилась поливка шихты и температура колошника была 475° , а затрата тепла на испарение воды не превышала 224 кал, но теплосодержание газов поднялось до 1326 кал. В результате через колошник обеих печей уносилось почти одинаковое количество тепла.

Затрата тепла на разложение карбонатов с теплосодержанием шлака при работе на ферроманган в $2\frac{1}{2}$ раза выше, чем при работе на ферросилиций, и это объясняется особенностями плавки на тот и другой ферросплав. Чтобы дать 12,15% кремния в сплав, восстанавливается 46% всего содержания кремнезема в шихте, чем существенно уменьшается потребность во флюсе и вес шлака. При работе на ферроманган в макеевской печи, наряду с восстановлением 77,66% Mn в сплав, переходит в шлак почти 25% закиси марганца, что значительно увеличивает потерю его. Количество тепла, уносимое этим шлаком, указано в таблице сообразно температуре шлака, измеренной исследователем (1470°), равно как и теплосодержание сплава при выпуске (1362°). Температура ферросилиция при выпуске значительно выше, чем ферромангана (указанная исследователями — 1485°), и по ней и по данной нами формуле определено было теплосодержание этого сплава в 325 кал.

Количество тепла, уносимое охлаждающей водой и во внешнее пространство макеевской печью, может показаться чрезмерным ($321 + 825$ кал), но нужно принять во внимание, что эта печь системы Бургерса и при работе на ферроманган вся металлическая шахта ее поливалась водой усиленно ввиду высокой температуры газов, между тем как производительность была очень мала (92 т). При работе на мартеновский чугун и выплавке 225 т/сутки потеря входила в свои нормальные пределы при некотором ослаблении поливки шахты. Потери в печи завода им. Ворошилова при ее производительности 335 т гораздо меньше (730 кал) и при увеличении выплавки до 700 т входят в норму.

В цифрах табл. 84 находится указание на то, чем можно сократить расход тепла на выплавку, в двух печах, о которых шла речь, — ферросилиция и, в особенности, ферромангана. Строка 5 указывает, что нагрев дутья в печи завода им. Ворошилова был в среднем не выше 570° , т. е. явно недостаточный для наивыгоднейшей плавки на ферросилиций. Что касается печи Макеевского завода,

то 750° кажутся высокой степенью нагрева, но для плавки на ферроманган характерно то, что лишь при нагреве 850° и выше происходит резкое снижение расхода кокса и увеличение степени восстановления марганца.

Но все же и при соблюдении этих требований к нагреву дутья плавку на высокопроцентные ферросплавы в доменных печах нельзя считать технически удачно разрешенной. Концентрация жара в ограниченном пространстве и достижение в нем более высоких температур, чем те, которые дает кокс при горении в высоконагретом дутье, хорошо осуществляются в электропечах, которым и должна быть передана выплавка ферросплавов.

2. ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

В табл. 84 после расходных статей тепловых балансов, рассмотренных выше, приведены (в строках 23—30) показатели, служащие для оценки совершенства работы доменных печей.

Издавна показателями, характеризующими работу доменных печей, служили: их производительность и расход горючего на единицу выплавленного чугуна, — показатели, имеющие исключительное практическое значение при разрешении вопроса о выгодности выплавки чугуна в том или другом районе или в одном и том же районе, но в печах разных размеров, той или иной конструкции. Но разработка методов расчета тепловых балансов дала возможность вывести ряд показателей, попутно находимых при расчете теплового баланса и позволяющих теоретически оценивать совершенство работы доменных печей вообще и, в частности, судить о том, как используется в ней восстановительная способность газов, — во-первых, и тепловая энергия горючего, — во-вторых. О первом дают понятие строки 23—24 табл. 84.

Показатели Грюнера и Белла. Грюнер, вводя в свою формулу отношение углекислоты к окиси углерода (весовое), указал, что оно является мерилом или показателем совершенства хода доменной печи. По сделанной уже нами поправке отношение m характеризует лишь восстановительную работу газов в печи, если, притом, учитывать влияние углекислоты, вносимой флюсом, на величину этого отношения.

Чем выше численное значение отношения m , тем лучше работают газы в печи, — полнее восстанавливают руду, лучше нагревают плавильные материалы, сильнее охлаждаясь сами.

В тех пяти тепловых балансах, которые вывел Грюнер для кливлендских печей, отношение m изменялось от 0,387 до 0,6865; в табл. 84 диапазон изменений m более широк, — от 0,215 до 1,334, включая печи, выплавливающие ферросплавы, с одной стороны, и печь Фагерста, — с другой.

Обычные пределы, в которых колеблется отношение m при работе на обыкновенные сорта чугуна: 0,5—0,75; сравнительно редко, — лишь при работе на одной удобовосстановимой руде и с ма-

лым расходом горючего, — оно доходит до 1,0 и очень редко до несколько большей величины.

Л. Белл для оценки работы газов-восстановителей предпочитал пользоваться не отношением $\text{CO}_2 : \text{CO}$ по весу, а объемным отношением $\text{CO} : \text{CO}_2$. По его примеру английские и американские техники и ученые применяют то же отношение, как представляющее несомненное преимущество перед показателем Грюнера: оно приблизительно угадывается уже при одном взгляде на объемный анализ газа и точно определяется гораздо скорее, чем отношение m .

Показатель Белла изменяется от 3 до 2,25 в большинстве случаев, изредка он доходит до 2 и очень редко опускается до 1,5. Приводим значения этого показателя параллельно с отношением m и содержанием углекислоты в газе (отношение выведено в предположении, что сумма углекислоты и окиси углерода равна 40).

$\text{CO} : \text{CO}_2 = 3,5$	3,0	2,5	2,0	1,5 по объему
$m = 0,449$	0,524	0,626	0,786	1,048 по весу
$\text{CO}_2 = 8,9$	10	11,5	13,3	16% объемных

При всяких данных условиях сумма $(\text{CO}_2 + \text{CO})$ в газах почти постоянна, поэтому, зная ее значение в каждом частном случае, можно по содержанию углекислоты в газе догадываться о содержании окиси углерода и судить об изменениях в ходе восстановительного процесса. На этом основано применение в практике газоанализаторов-автоматов, определяющих и указывающих через короткие промежутки времени содержание углекислоты в газах в процентах.

Однако роль отношений Грюнера и Белла, как показателей, затемняется тем обстоятельством, что углекислота в газах является не только продуктом восстановления, но и продуктом разложения карбонатов, количество которых в шихте меняется в широких пределах.

Это неудобство показателей Грюнера и Белла побудило исследователей прибегать к определению двух других коэффициентов, из которых один прямо указывает относительное количество железа, восстановленное твердым углеродом, а другой косвенно — количеством углерода, сгорающего на фурмах. Чем больше развито восстановление твердым углеродом, тем меньше углерода доходит до фурм, если расход горючего остается неизменным, но всякое увеличение расхода углерода увеличивает и то его количество, какое доходит до фурм, так как восстановление твердым углеродом не может расти вместе с увеличением количества загружаемого в печь углерода.

Определение обоих указанных коэффициентов не представляет труда, если уже выполнены предварительные подсчеты для сведения теплового баланса.

Количество углерода, сжигаемого на фурмах; показатель степени прямого восстановления; показатель Костылева. Как мы видели раньше, подсчетами прежде всего устанавливается количество углерода, переходящего в газ; затем определяется количество газов и дутья. Но если известно количество дутья, то известен вес кислорода в нем. Умножая этот вес на 16 : 12, получаем вес углерода, сожженного на фурмах.

Далее, если вычесть этот вес из веса всего сжигаемого в печи углерода, то разность даст количество углерода, сожженного кислородом руды. По анализу чугуна вычисляется вес углерода, потребный для восстановления кремния, фосфора и марганца (последнего из закиси); остаток углерода идет на восстановление железа, вес которого составляет 56 : 12 веса углерода, считая, что железо восстанавливается на счет твердого углерода только из закиси.

Покажем ход и результаты расчета на примере, взятом из расчета теплового баланса доменной печи № 4 Кузнецкого завода.

На 1 кг чугуна подается в печь влажным дутьем кислорода:

$$0,6733 + 0,0204 \cdot 16 : 18 = 0,6914 \text{ кг.}$$

Сжигается углерода на фурмах

$$0,6914 \cdot 12 : 16 = 0,5186 \text{ кг,}$$

что составляет от всего количества сжигаемого углерода

$$0,5186 : 0,6286 = 0,825, \text{ или } 82,5\%.$$

Расход углерода на восстановление Si, P и Mn.

$$0,0065 \cdot 24 : 28 + 0,0024 \cdot 60 : 62 + 0,0212 \cdot 12 : 55 = 0,0125 \text{ кг.}$$

На восстановление железа остается

$$0,6286 - (0,5186 + 0,0125) = 0,0975 \text{ кг C,}$$

которые восстановят железа из закиси:

$$0,0975 \cdot 56 : 12 = 0,455 \text{ кг.}$$

Это составит по отношению ко всему восстанавливаемому железу

$$0,455 : 0,8553 = 0,532, \text{ или } 53,2\%.$$

Расчет произведен в предположении, что твердым углеродом железо, как и марганец, восстанавливается только из закиси. По поводу точности числа 0,0975 кг нужно сказать, что оно ввиду своей незначительности меняется резко в зависимости от количества углерода, сжигаемого на фурмах.

Определение количества углерода, затрачиваемого на прямое восстановление железа, очень просто после того, как определено количество дутья, но оно может быть рассчитано и без предварительного установления количества дутья с помощью специальных

формул. Впервые такая формула была дана Грюнером, а затем немецкими профессорами — Вюстом, Матезиусом и Озанном, за которыми последовал проф. Костылев, давший свою формулу. Анализ этих формул дал А. Н. Рамм, из работы которого [34] мы берем эти формулы, приведенными в сравнимый вид (с одинаковыми буквенными обозначениями).

1. Грюнер.

$$C_d = \frac{3}{4} O_{газ} + C_{карб} - \frac{3}{11} ту.$$

В этой формуле постоянный член 0,325 Грюнера заменен его значением — $\frac{3}{4}$ кислорода, отнятого от руды восстановлением; второй член формулы означает углерод шихты (кроме углекислоты карбонатов, незначительное количество углекислоты дают летучие вещества кокса); третий член дает количество углерода в углекислоте колошникового газа.

2. Матезиус.

$$C_d = \frac{3}{4} O_{газ} + C_{карб} - \frac{CO_2}{CO_2 + CO} \cdot C_{газ}.$$

Эта — формула Грюнера, в которой третий член дает тоже содержание углерода в газах, выраженное отношением $CO_2 : (CO_2 + CO)$, умноженным на содержание углерода в газах ($C_{газ}$), причем упущен из виду метан.

3. Озани.

$$C_d = \frac{3}{4} C_{газ} + C_{карб} - \frac{12}{22,4} \cdot V_{газ} \cdot \frac{CO_2}{100}.$$

И в этой формуле третий член дает содержание углерода (множитель $\frac{12}{22,4}$) в углекислоте, определяемой процентным содержанием ее в объеме газов.

4. Вюст.

$$C_d = C_{газ} - C_{карб} - \frac{\frac{42}{79} N_2 + CH_4}{CO_2 + CO + CH_4} \cdot C_{газ}.$$

Эта формула иного типа, по сравнению с предыдущими. Множитель $42 : 79$ показывает, что Вюст принял состав воздуха: 21 % $O_2 + 79\%$ N_2 , т. е. игнорируя влагу, но Вюст вводит в расчет метан.

5. Костылев.

$$x = a + d + b + f - \frac{CO_2}{CO_2 + CO + CH_4} \cdot C_{газ}.$$

Эта формула оставлена Раммом без внимания, буквенные обозначения в ней представляют: a — углерод углекислоты, образующейся при восстановлении высших окислов марганца и железа до закисей; d — углерод, затрачиваемый на восстановление всей закиси железа; b — прежнее значение (Грюнера); f — углерод, затрачиваемый на разложение водяных паров шихты; $C_{газ}$ — по-

прежнему, углерод колошниковых газов; x — в отличие от других формул — дает количество углерода, затрачиваемое на прямое восстановление железа.

Сравним теперь результат нашего расчета с темп результатами, какие получатся по приведенным выше формулам. Заранее можно сказать, что результаты будут не вполне одинаковы, так как формулы не обещают совершенной точности — в одной предполагается отсутствие влаги в дутье, а в других опущен метан, как углеродсодержащий газ, во всех (кроме формулы Костылева) не принята во внимание возможность разложения воды и забыты летучие вещества горючего, вследствие чего формулы не применимы к расчетам по древесноугольной плавке.

По формуле Матезиуса (и Грюнера) имеем:

$$C_d = \frac{3}{4} \cdot 0,3684 + 0,0369 - 0,2065 = 0,1067 \text{ кг.}$$

В число 0,0369 нами включена не только CO_2 карбонатов, но и CO_2 из летучих кокса, а число 0,2065 получено добавлением CH_4 в третий член формулы, отчего его значение уменьшилось на 0,001.

Разность между только что полученной величиной C_d и вычисленной нами очень незначительна, но и она дает заметное увеличение расчетного коэффициента прямого восстановления, как видно из следующего:

$$(0,1067 - 0,0125) \cdot 56 : 12 = 0,4396;$$

$$0,4396 : 0,8553 = 0,515, \text{ или } 51,5\%.$$

Расчет по формуле Озанна дает такой же результат, так как первые два члена формулы те же, что и в формуле Матезиуса, а третий член в ином выражении дает то же численное значение содержания углерода в газе (0,2065), что $\frac{3}{11}$ *ту* Грюнера и третий член формулы Матезиуса.

Формула Вюста дает значение C_d , не согласующееся с раньше выведенным, а значительно большее.

$$C_d = 0,6742 - 0,0369 - 0,763 \cdot 0,6742 = 0,1229;$$

$$(0,1229 - 0,0125) \cdot 56 : 12 = 0,5152.$$

Количество железа, приходящееся на восстановление твердым углеродом, слишком велико, оно несколько превышает 60% и, очевидно, недостоверно. Результат несколько исправляется, если, приняв во внимание состав дутья, поступавшего в кузнечные печи (21,32% O_2 и 78,12% N_2), заменить множитель $42 : 79$ при азоте более подходящим в данном случае — $42,64 : 78,12$.

В таком случае мы будем иметь меньшую, но все же значительную разницу в численном значении C_d , полученном по формуле Вюста, и по другим формулам, как видно из нижеследующего:

$$C_d = 0,6742 - 0,0369 - 0,7732 \cdot 0,6742 = 0,116 \text{ кг C};$$

$$(0,116 - 0,0125) \cdot 56 : 12 = 0,483 \text{ кг Fe};$$

$$0,483 : 0,8553 = 0,565, \text{ или } 56,5\%.$$

Наконец, по формуле Костылева количество углерода прямого восстановления выходит равным:

$$x = 0,0820 + 0,1816 + 0,0369 - 0,2065 = 0,094 \text{ кг,}$$

т. е. меньше, чем по формуле Грюнера-Матезиуса, так как Костылев вводит поправку на влагу дутья.

В недавнее сравнительно время к числу показателей, характеризующих восстановительную работу газов, проф. Н. А. Костылев прибавил еще один — углерод окиси углерода, полученной на фурмах и «непрореагировавшей» на своем пути к колошнику. Творец этого нового показателя полагает, что количество углерода непрореагировавшей окиси углерода, выраженное в процентах от всего введенного в печь углерода, характеризует ход доменной печи лучше, чем показатели, о которых говорилось здесь раньше.

По расчетам Н. А. Костылева количество этого углерода изменяется в пределах от 40 до 70% максимум (см. таблицу на стр. 66—67 «Очерков по теории доменного процесса»), чаще от 42 до 52%, причем нижний предел указывает наилучшую работу газов. Пределы эти те же, что и для прямого восстановления железа и, как показали расчеты А. Н. Редько и П. Н. Набойщикова, для условий работы всех четырех печей Кузнецкого завода оба только что упомянутые показатели выражаются числами не только одного порядка, но и очень близких друг к другу, изменяясь в одном направлении, так как с увеличением степени прямого восстановления увеличивается и количество непрореагировавшей окиси углерода.

В табл. 85 сопоставлены численные значения всех показателей, о которых шла речь, как они были определены для четырех печей Кузнецкого завода в цитированной уже работе и нами. Количество углерода (в %) непрореагировавшей окиси углерода несколько занижено отношением его к весу всего углерода, поступившего в печь, часть которого, уходя в чугун, не принимает участия в процессе горения и восстановления. Очевидно, нужно для сравнимости результатов вычислять процент по отношению к углероду, переходящему в газ (для печи № 4 не к 0,7005, а к 0,6286 кг, т. е. вычитая углерод чугуна, пыли и углекислоты шихты).

Таблица 85.

Сопоставление показателей работы доменных печей Кузнецкого завода

№ печи	Сгорает углерода	Состав газа, % объемные		Показатели		Углерод на фурмах, %	Прямое восстановление %	Углерод непрореагировавшей СО %
		CO ₂	CO	Грюнера	Белла			
1	0,768	11,75	28,19	0,657	2,48	82,95	51,89	53,63.
2	0,705	12,43	27,84	0,702	2,24	81,73	52,53	51,28.
3	0,706	12,30	28,20	0,685	2,29	80,54	51,30	51,14.
4	0,706	12,50	27,90	0,704	2,23	81,78	50,82	50,23.

Как видно из табл. 85, три печи получали одинаковое количество углерода в коксе и лишь печь № 1 расходовала его больше; содержание углекислоты, — наименьшее для этой печи, — подтверждает ее худшую работу точно так же, как и коэффициенты Грюнера и Белла. Так как увеличение углекислоты в газе сопровождается соответственным уменьшением окиси углерода, то отношение между ними меняется более резко, чем содержание каждого из этих газов. В этой «чувствительности» коэффициентов Грюнера и Белла, в связи с постоянными колебаниями в составе газов и затруднительности установить среднее значение коэффициентов Грюнера и Белла, некоторые металлурги видят недостаток их [35]; другие коэффициенты, будучи гораздо более устойчивыми, имеют в этом отношении преимущество.

Количество сгоревшего на фурмах углерода для печи № 1 выше, чем для остальных трех печей; это показывает, что увеличение расхода углерода вызвало увеличение количества его, дошедшее до фурм, не меняя развития прямого восстановления.

По содержанию углекислоты в газах наилучшая работа газов достигалась на печи № 4; это подтверждают коэффициенты прямого восстановления железа и непрореагировавшей окиси углерода, достигающие своего минимального значения на печи № 4, но оба эти минимума являются нормальными числами для современной хорошо работающей печи.

Для определения показателя y — количество углерода непрореагировавшей окиси углерода — Н. А. Костылев предложил довольно громоздкую формулу:

$$y = C_{\text{газ}} - C_{\text{метана}} - (a + d + b + l + f + g),$$

в которой $C_{\text{метана}}$ обозначает углерод метана; l — углерод, затраченный на прямое восстановление Si, P и Mn (из закиси); g — углерод окиси углерода, выделенной коксом; остальные буквенные обозначения имеют то же значение, какое было указано раньше.

По приведенной формуле y определяется как алгебраическая сумма восьми слагаемых; между тем как его можно определить как разность всего двух величин и двумя приемами. По первому из них нужно из количества углерода, сожженного на фурмах, вычесть углерод углекислоты, полученной в процессе восстановления и содержащей в себе столько же углерода, как и прореагировавшая окись углерода; вторым приемом можно из углерода окиси углерода в газах вычесть углерод, сожженный кислородом руды при прямом восстановлении. Разность в обоих расчетах одинакова и дает углерод непрореагировавшей окиси углерода.

По первому приему

Углерод на фурмах . . .	0,5186
Углерод в виде CO_2	
шихты	0,1696
Итого	0,3490

По второму приему

Углерод газов в виде CO . . .	0,4590
Углерод прямого восстановления	
ления	0,1100
Итого	0,3490

Напомним, что число 0,1696 было получено при расчете газа (см. стр. 371), с вычетом углерода уголекислоты флюса и летучих кокса, а число 0,459 — с вычетом углерода окиси углерода в летучих кокса.

По отношению к количеству углерода, переходящего в газ, y выразится коэффициентом:

$$0,3490 : 0,6286 = 0,555, \text{ или } 55,5\%,$$

т. е. на 5% более высоким, чем определяемое по Костылеву, вводимому в расчет весь полученный печью углерод (в данном случае это было бы 0,7005).

Хотя точное определение коэффициента y делается, как мы показали, быстро и легко, по нашему мнению можно обойтись без его определения, так как после того, как установлена степень прямого восстановления железа, показатель y не дает ничего нового.

Перейдем теперь к показателям, указывающим использование тепловой энергии в доменных печах.

Показатель степени использования тепла в доменной печи. Л. Грюнер уже в первых своих расчетах тепловых балансов кливлендских печей установил приход тепла от горения углерода в уголекислоту и окись углерода, относил этот приход к 1 кг сгорающего углерода и выводил, какую часть, в процентах, выделенное тепло составляет по отношению к числу калорий, выделяемых полным горением углерода (т. е. в CO_2 исключительно). В малой печи завода Кларенс использовалось лишь 40% тепловой энергии углерода, а в большой — 48%. Вот как выводятся соответственные числа для доменной печи № 4 Кузнецкого завода. В ней горением 0,629 кг углерода в CO_2 и CO выделяется 2526 кал, т. е. на 1 кг С:

$$2526 : 0,629 = 4016 \text{ кал,}$$

составляющих

$$4016 : 8137 = 0,494, \text{ или } 49,4\%,$$

от теплопроизводительной способности углерода. Число 4016 представляет в калориях тепловое значение 1 кг углерода, сгоревшего в кузнецкой печи; число 0,494 — степень использования углерода в той же печи, а 49,4% — коэффициент полезного действия углерода в ней. Обычно этот коэффициент колеблется в узких пределах: 45—50%, несмотря на то, что расход тепла на 1 кг чугуна меняется так, что максимум его в 2 раза превышает минимум. Низкий коэффициент — 36%, — выводится только для печей, выплавляющих ферросплавы, а очень высокий — 61,3% — определен пока только для одной печи Фагерста.

работающих печей: 75—80%; коэффициенты полезного действия тепла в печи Фагерста (85,9%) — с одной стороны, и у печей, выплавляющих ферросплавы (около 60%) — с другой, являются исключениями.

Разность между 100 и процентами полезного действия тепла делится на две части — потерю через колошник и потерю в отходящей воде и во внешнее пространство. Последняя часть потери довольно постоянна, выражаясь часто 10%, или близким к 10 числом; что касается потери через колошник, то она меняется соответственно с коэффициентом полезного действия: чем больше последний, тем меньше потеря; сумма потери через колошник и усвоенного печью тепла часто составляет 90%.

После того, как определен коэффициент полезного действия тепла в доменной печи, можно с помощью его определить и использовать в печи тепло, полученное из всех источников, но отнесенное к 1 кг сгоревшего в печи углерода (т. е. за вычетом перешедшего в чугун и потерянного в пыли).

Для той же печи № 4 Кузнецкого завода оно определится так:

полный приход тепла: $2966 : 0,629 = 4715$ кал/кг С;

используется в печи: $4715 \cdot 0,767 = 3615$ кал/кг С.

Последнее количество невелико, хотя кузнеческие печи по своей работе принадлежат к лучшим современным печам. Объясняется указанное несоответствие тем, что высокое использование тепла в доменных печах обеспечивается двумя факторами: хорошим использованием восстановительной способности газов, с одной стороны, и высоким нагревом дутья — с другой. Но первый фактор для кузнеческой печи не выходит за пределы обычного (только 12,5% CO_2 в газах), а температура нагрева дутья была даже ниже обычной для коксовых печей.

Хорошим примером высокого использования тепла от исключительно хорошей работы газов при низком сравнительно нагреве дутья служит работа древесноугольной печи Фагерста, в которой на 1 кг сгоревшего углерода выделяется

$$2462 : 0,444 = 5545 \text{ кал,}$$

из которых используется

$$5545 \cdot 0,859 = 4663 \text{ кал.}$$

Примеры хорошего использования тепла дают германские печи, которые, работая с очень бедными шихтами, пользуются дутьем, нагретым до 800°; коэффициент полезного действия тепла в них достаточно высок, несмотря на невыгодные условия работы (столбец 1, табл. 84), а иногда превосходит коэффициент полезного действия кузнеческой печи (столбец 10). Но наибольшее количество тепла на 1 кг сжигаемого углерода получают американские печи, работающие на удобовосстановимых рудах Верхнего озера (содер-

жание CO_2 в газах около 15%) и пользующиеся нагревом дутья не ниже 600° . Например, печь фирмы Иллинойс (столбец 4, табл. 84) на 1 кг сгорающего углерода получает:

$$3260 : 0,614 = 5309 \text{ кал,}$$

из которых используется

$$5309 : 0,777 = 4125 \text{ кал,}$$

т. е. гораздо больше, чем в кузнечной печи, хотя коэффициент полезного действия тепла в американской печи почти такой же, как в кузнечной. Разницу создает лишнее тепло, получаемое в печи Иллинойс, благодаря более выгодному использованию углерода (CO_2 в газах 14,9%). Еще более высокое содержание углекислоты (16,3%) в газах печи Изабелла дало использованного тепла 4133 кал, так как печь работала на слабо нагретом дутье (445°) и получила 5171 кал общего прихода тепла на 1 кг сжигаемого углерода.

Южные печи СССР, работающие на криворожской руде, дают гораздо худшее использование тепла, чем печи, плавящие руды Верхнего озера, так как прямое восстановление в советских южных печах шире развито, чем в американских (содержание CO_2 в газах первых печей редко превосходит 12%) — с одной стороны, а с другой — нагрев дутья, поддерживаемый в южных печах, часто далек от обычного для коксовых печей (700°).

Например, печь завода им. Дзержинского (столбец 5, табл. 84) при нагреве дутья 460° получила на 1 кг сгорающего в ней углерода 4419 кал, из которых использовали лишь $4419 \cdot 0,766 = 3386$ кал (обычное или среднее использование 3600 кал).

По тепловому балансу Рамма (столбец 6) при предельном развитии прямого восстановления в 55% (подготовленная криворожская руда), нагреве дутья 700° и расчетном расходе сгорающего углерода 0,646 — вполне возможном и даже достигавшемся некоторыми южными печами Союза — печь получала 4969 кал, а использовала $4969 \cdot 0,771 = 3829$ кал. Это — лучший результат, какой можно предвидеть для печей, работающих на криворожской руде.

Коэффициент полезного действия тепла в доменной печи и соответствующее ему использование тепла, выраженное в калориях и отнесенное к 1 кг сгорающего в печи углерода, являются весьма важными показателями, имеющими теоретическое значение и находящими себе практическое применение. С помощью их ведутся всякие тепловые расчеты, связанные с определением расхода углерода и горючего при изменении тех или иных условий работы доменной печи; на них, между прочим, основывается вывод формул, по которым оцениваются сырые материалы доменной плавки. В табл. 84 оба эти показателя указаны в последних двух строках для всех 17 тепловых балансов.

3. ЗНАЧЕНИЕ ТЕПЛОВОГО БАЛАНСА

Мнение Ледебурга. Проф. Ледебург в известном своем учебнике по металлургии железа такими словами определяет значение теплового баланса и пользу, которую может извлечь доменный техник из расчетов по составлению теплового баланса:

«Расчеты такого рода, повторяемые время от времени при разных условиях работы печи, представляют не теоретический только интерес. Как коммерсант не может судить о состоянии своих дел и о причинах полученных им прибылей или убытков, если не имеет перед собой баланса всех полученных и расходов, разнесенных по статьям дебета и кредита, так и металлург, составивши тепловой баланс своей печи, может усмотреть из цифр его причины более или менее хорошего использования тепла и сделать вывод о том пути, по которому нужно следовать, чтобы избежать изменений к худшему и не прибегать к средствам, не имеющим шансов на успех».

Слова эти дают неправильное представление о значении теплового баланса для доменной техника и вместе с тем указывают ему ненадежный способ практического использования данных теплового баланса.

Мнение автора. Тепловой баланс только констатирует факт того или иного прихода и расхода тепла и его распределения по отдельным статьям, но сам по себе не дает указаний на путь, которым нужно следовать для достижения лучшего распределения. Чтобы показать это, рассмотрим расходные и приходные статьи теплового баланса доменной печи с точки зрения Ледебурга, т. е. точки зрения возможности использования данных теплового баланса с чисто практической целью — сокращения расхода тепла и горючего в доменной плавке.

1) Процесс восстановления поглощает половину и даже еще большую часть общего расхода тепла в доменной плавке, но расход этот не может подлежать сокращению, поскольку состав чугуна указывается заданием или вызывается составом сырых материалов, который не может быть изменен по желанию доменного техника.

2) Испарение воды требует большого количества тепла — большего, чем плавление шлака. Кажется естественным желание сократить расход тепла по этой статье понижением содержания влаги в шихте. Однако при переходе на работу с сухой шихтой неизбежно подымется температура колошниковых газов, так что наряду с понижением расхода тепла на испарение воды возрастает расход тепла на нагрев газов. Будет ли полезным или вредным этот подъем температуры газов, зависит от того, какова была температура газов до перехода на сухую шихту: если она была очень низка, то доменная печь выиграет от перехода к более высокой температуре; в обратном случае повышение температуры в верхней части печи может быть вредно вследствие сокращения области умеренных температур, в которой происходит восстановление руды газами. В печах, работающих на сухих сырых мате-

риалах, нередко производят поливание их водой, причем не наблюдается повышения расхода горючего, несмотря на увеличение расхода тепла на испарение воды, — происходит лишь охлаждение колошниковых газов.

3) Разложение карбонатов тоже отнимает немалое количество тепла и понижает температуру колошника. Давно уже возникла мысль о выгоде обжига известняка — флюса. Выгода предвиделась не только от сокращения расхода тепла, но и от того, что удаление углекислоты флюса вне доменной печи понизит концентрацию ее в газах и тем ускорит процесс восстановления.

Л. Белл и Кокрен в Кливлендском округе произвели специальные опыты работы на обожженном известняке, и на основании полученных результатов Белл пришел к заключению о бесполезности обжига известняка с точки зрения понижения расхода горючего. Кокрен, наоборот, утверждал, что обжиг извести дает некоторую, хоть и небольшую, экономию кокса в доменной плавке.

Через 30 лет после этих опытов опубликовано было сообщение [26], что в Кливлендском округе, как правило, обжигают известняк — флюс, так как это уменьшает расход кокса. В сообщении указывалась и причина этой экономии: со времени опытов Белла кливлендские печи стали получать более бедную руду, требующую гораздо больше, чем прежде, флюса по этой причине, а также и потому, что кокс стал более сернистым, что принудило перейти к работе на более основные шлаки.

Противоречивые результаты показали и проведенные опыты на двух смежных уральских заводах, древесноугольные печи которых работали, в общем, при одинаковых условиях: на одном получилось заметное (9—11%) снижение расхода угля, а на другом — никакого. Различие результатов опытов было правильно объяснено тем, что на заводе, давшем сбережение топлива, руда была беднее, расход известняка больше, температура колошника ниже, содержание CO_2 в газах выше [36].

В последнее время обжиг известняка-флюса с выгодой был применен на одном из заводов Чехословакии; доменные печи этого завода проплавляют бедную и высококремнистую руду (шамозит), требующую много известняка [37].

Печи южных заводов Советского Союза, проплавающие крижовскую руду, имеют высокую температуру колошника и довольно низкое содержание углекислоты в колошниковых газах; для них от обжигания известняка не только нельзя ждать пользы, но можно опасаться вреда: дальнейшее повышение температуры колошника сократит область восстановления руды газами.

4) Разложение водяных паров дутья требует так мало топлива, что эта статья расхода может не обратить на себя внимания техника, стремящегося к сокращению затраты тепла в доменной плавке; тем не менее Гейли взял патент на применение осушенного дутья и такое дутье применяется, о чем подробно будет сказано дальше.

5) Степень перегрева чугуна и шлака всегда поддерживается в практике на требуемом уровне, так как регулирование рудной сыпи производится по температуре и жидкоплавкости шлака и чугуна; поэтому снижение расхода тепла по этой статье возможно лишь путем уменьшения относительного веса шлака, т. е. переходом на работу с более богатой шихтой или малозолистым коксом, что и делается всюду, где это допускается качеством сырых материалов. Но размер возможного сокращения тепла определяется не расходной статьей теплового баланса, а ходом печи. Ровный ход и постоянный состав шлака и чугуна достигаются при достаточном относительном весе шлака, — переход за допускаемый практикой минимум в сторону уменьшения веса шлака создает не сокращение расхода горючего, а его увеличение вследствие потери части чугуна как «некондиционного».

6) Потеря тепла в колошниковых газах, составляющая обыкновенно не менее 10% общего расхода тепла и доходящая иногда до 18% (не принимая во внимание работы на ферросплавы), может быть сокращена лишь понижением температуры отходящих газов, а это достигается более равномерным распределением газов по поперечным сечениям печи на всех горизонтах.

Значение равномерного распределения газов сознавалось еще тогда, когда не только не составлялись тепловые балансы, но даже не знали состава колошниковых газов. В старину, при открытых колошниках, легко было наблюдать распределение газов и, руководясь им, так распределять плавильные материалы на колошнике, что хорошее распределение газов постоянно поддерживалось. И теперь правильное распределение шихты является главной заботой доменной техника, но выполняется оно автоматическими приборами хуже, чем выполнялось вручную при добросовестной работе завальщиков (например, в Швеции) прежде.

7) Сокращение потерь тепла во внешнее пространство, казалось бы, может быть лишь желательным, так как сбереженное тепло останется в печи, присоединившись к полезному теплу. Однако если бы тщательной изоляцией стен печи удалось совсем уничтожить передачу тепла в атмосферу, то все же печь не получила бы всего сбереженного этим тепла. Тепло терялось потоком газов, шедшим вдоль стен печи; уничтожение потери повело бы к тому, что поток газов, сохранивши терявшееся тепло, поднял бы среднюю температуру колошниковых газов, отчего потеря тепла в газах возросла бы.

Практика, как известно, идет иным путем: для предохранения кладки от разгара производят интенсивное охлаждение стен печи, а с потерей тепла через них борются усилением интенсивности хода, и это удается в такой степени, что потери тепла в современных печах-гигантах на 1 кг выплавленного чугуна меньше, чем в малых древесноугольных печах.

Переходим теперь к приходным статьям теплового баланса.

1) Главная из них дает тепло, получаемое горением углерода в CO_2 и CO ; оно может быть увеличено при данном расходе горючего повышением отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$, что достигается улучшением распределения газов, вызывающим одновременно и понижение температуры колошниковых газов. Таким образом одна и та же мера понижает расход горючего от повышения степени использования углерода, во-первых, и от лучшего использования тепла в доменной печи, во-вторых.

2) Что касается второй статьи прихода—тепла, приносимого дутьем, то тепловой баланс ясно указывает выгодность повышения нагрева дутья: все, приносимое дутьем тепло используется в печи, отчего повышается коэффициент полезного действия тепла и сокращается расход горючего, но прямой вывод из данных теплового баланса—выгодность всемерного повышения температуры дутья—опровергается практикой. Горячее дутье не только приносит тепло в доменную печь, но и меняет резко распределение температур,—сосредоточивает жар в горне доменной печи, чем вызывает развитие эндотермических реакций. И то и другое не всегда полезно, а иногда и вредно. Температура нагрева устанавливается в практике не выводами теплового баланса, а условиями работы печи или ходом ее на тот или другой чугун, на тех или иных сырых материалах.

3) Шлакообразование дает такое количество тепла, что его нельзя не учитывать, но нельзя стремиться увеличивать приход тепла от шлакообразования, так как весовая единица шлака дает меньше тепла, чем уносит его из горна при выпуске.

4) Наконец, последняя статья прихода—тепло, вносимое в печь правильными материалами,—дает так мало, что обыкновенно не учитывается. Однако время от времени появляются изобретатели, которые предлагают значительно увеличить приход тепла по этой статье подачей в печь шихты в раскаленном состоянии, полагая, что этим средством можно не только сократить расходы тепла, но и увеличить производительность печи. Не повторяя того, что говорилось раньше об условиях правильного хода процессов восстановления и плавления, скажем, что и данные теплового баланса опровергают рациональность подачи раскаленного материала в печь. Перепад температур поступающей в печь шихты и отходящих из печи газов довольно значителен, часто около $200-250^\circ$. Если в печь с такой температурой газов будет поступать шихта нагретая, например, до 600° , то температура колошниковых газов может дойти до $800-850^\circ$. Но в таком случае доменная печь получит тепла не больше, а меньше того, что получала при холодной шихте. Во-первых, потому, что вес газов часто в 2 раза превосходит вес руды и флюса, а теплоемкость газов выше теплоемкости шихты и, следовательно, газы унесут из печи больше тепла, чем его внесет в печь шихта. Во-вторых, потому, что при такой высокой температуре отходящих газов, как указанная, количество уг-

декислоты в газах станет более низким, чем при работе на ферросилиций или ферроманган (4—5%), и приход тепла от горения углерода уменьшится значительно.

Делая вывод из вышеизложенного, нужно сказать следующее. Значение теплового баланса для доменного техника заключается не в том, что составление его указывает пути, по которым нужно следовать для достижения сбережений тепла по отдельным расходным статьям, а в том, что расчеты по тепловому балансу существенно дополняют результаты изучения химических явлений доменной плавки, дают возможность понимать доменный процесс в целом и сознательно руководить доменной плавкой.

В дальнейшем мы даем изложение наиболее важных выводов — теоретического и практического характера, — к которым привело изучение тепловых балансов доменных печей как самих творцов методов их расчета, так и их преемников.

V. ПРИМЕНЕНИЕ ДАННЫХ ТЕПЛОВОГО БАЛАНСА К РАЗРЕШЕНИЮ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ И ПРАКТИЧЕСКИХ ВОПРОСОВ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

1. ГОРЯЧЕЕ ДУТЬЕ

Первым по времени и важнейшим по значению применением данных теплового баланса было объяснение Окерманом размеров сбережения горючего, даваемого нагревом дутья. Чтобы понять значение этого объяснения, нужно знать те факты, которые были установлены после введения горячего дутья и большей частью оставались необъясненными в течение 40 лет.

Результаты работы первых доменных печей, переведенных на горячее дутье. Введение (в 1829 г.) слабо подогретого (до 149°) дутья на заводе Клайд (в Шотландии) вызвало видимое на глаз повышение температуры чугуна и шлака, а также увеличение текучести последнего, что позволило начать увеличение рудной сыпи в колошу горючего и привело к сокращению расхода каменного угля «сплит» — с 8,06 до 5,16 на единицу чугуна, т. е. дало сбережение топлива в 30% (0,4 угля расходовалось на подогрев дутья); суточная производительность возросла с 15,7 до 23 т, т. е. на 46%. Вместе с тем, впервые был обнаружен любопытный факт: расход угля на нагрев дутья в самом примитивном устройстве, т. е. работавшем с очень низким использованием тепла, составлял 0,4 на единицу чугуна, т. е. был значительно меньше, чем сбережение угля, даваемое подогревом дутья.

В 1831 г. на том же заводе Клайд стал работать воздухонагреватель улучшенной конструкции, позволивший нагревать дутье до 316°; это дало новое и очень значительное сбережение горючего, но несравнимое с прежним, так как по примеру завода Кальдер, на заводе Клайд стали загружать в печи сырой шотландский

уголь, сберегая тем горючее, терявшееся в процессе коксования. Расход сырого угля установился в 2,25, а производительность печи возросла до 32 т, т. е. увеличилась в 2 раза по сравнению с работой на холодном дутье.

Применение горячего дутья вслед за шотландскими заводами на английских, а затем и на заводах континента Европы, везде сопровождалось сокращением расхода горючего и увеличением суточной выплавки чугуна, но далеко не одинаковым в разных случаях практики. Обычно нагрев дутья до 350—400° на коксовых доменных печах давал сбережение кокса не менее 25%, часто 30% и даже 35%. На древесноугольных печах Штирии и Швеции нагрев до 160—200° вызвал сбережение угля в 20—24%; более высокий нагрев на этих печах долгое время не применялся из боязни испортить качество передельного чугуна.

Что касается увеличения суточной производительности, то оно находилось в зависимости от мощности имевшихся воздухоподувных машин. При нагревании воздух расширяется, поэтому при подаче дутья в воздушнонагреватель машина начинает работать «туго», — нужно увеличивать расход пара или воды (в гидравлическом двигателе), чтобы подавать столько же по весу дутья подогретого, как холодного. Если машина обладает достаточным запасом мощности, то доменная печь, получая тот же вес дутья, давала чугуна больше настолько же, насколько увеличивалась сыль в колошу и в процентах производительность возрастала настолько же, насколько уменьшался расход горючего. Слабая машина не давала такого увеличения, но самые мощные машины позволяли сжигать в сутки больше колош, чем при холодном дутье, и тогда рост производительности опережал сбережение горючего. Но такие случаи были редки; чаще наблюдалось обратное.

Применение (с 1860 г.) воздушнонагревателей с кирпичными насадками позволило повысить нагрев дутья с 485° (предельный нагрев, даваемый чугунными воздушнонагревателями) до 700—800°; но эта возможность далеко не везде использовалась, так как обнаружилось, что экономия в расходе горючего, уменьшаясь с каждой сотней градусов подъема нагрева дутья, — прекращается во многих случаях раньше, чем будет достигнут предельный нагрев, даваемый воздушнонагревателем. Факт такого рода, как и те, на которые указывалось ранее, а именно: сбережение большего количества тепла в виде горючего, чем то его количество, какое вносится дутьем; притом не одинаковое при одной и той же температуре дутья на разных заводах или одинаковое сбережение при разных степенях нагрева дутья, требовали объяснений и долгое время не находили их, хотя введение горячего дутья создало богатую литературу, в которой обсуждались и указанные вопросы.

Прежде всего было объяснено понижение сбережения на каждую сотню градусов по мере подъема температуры дутья. И Белл и Грюнер, рассчитывая тепловые балансы, не могли не обратить

внимания на то, что по мере сокращения расхода горючего сокращается количество дутья на единицу чугуна, а потому сокращается количество тепла, приносимого каждой сотней градусов нагрева или, обратно, чтобы получить то же количество тепла в меньшем количестве дутья, нужно нагревать его до все более и более высокой температуры.

Приводим результаты расчетов Л. Белла, делающие понятным его вывод (числа расхода отнесены к 1 кг чугуна).

Сгорает углерода кг	Требуется дутья кг	Тепло от горения углерода кг-кал	Тепло от на- грева дутья кг-кал	Всего кг-кал	Темпера- тура °C
0,90	5,22	3725	575	4300	465
0,85	4,93	3518	782	4300	669
0,80	4,64	3312	988	4300	900
0,75	4,35	3102	1198	4300	1163

Как видно из этой таблички, для покрытия недостатка тепла при переходе от горения 0,80 кг углерода к 0,75 кг нагрев должен быть повышен на $1163 - 900 = 263^\circ$, а при переходе от 0,90 к 0,85 — только на $669 - 465 = 204^\circ$ вследствие разности в количестве дутья в этом случае в $5,22 - 4,93 = 0,29$, как и в первом случае ($4,64 - 4,35 = 0,29$).

Но расчет Л. Белла основан на двух допущениях: 1) что отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в газах остается постоянным (1 : 2,22), обычным для Кливленда и 2) что потребность в тепле на 1 кг чугуна остается тоже постоянной при разной температуре дутья. Оба эти допущения неправильны и делают конечный результат неточным: для сбережения 0,15 кг углерода (0,90—0,75) требуется повысить нагрев не на 700° (сверх 465°), а на меньшее число градусов, так как по мере сокращения расхода углерода повышается использование тепловой энергии углерода (растет содержание CO_2 в газах) и увеличивается степень использования тепла в печи от уменьшения количества колошниковых газов и понижения их температуры. Л. Белл упустил из виду что всякое сокращение расхода углерода в доменной печи само является причиной дальнейшей экономии вследствие снижения потерь тепла через колошник.

Объяснение Окерманом экономии горючего, даваемой нагревом дутья. Прошло 40 лет после введения горячего дутья, прежде чем было дано объяснение перечисленным выше фактам и указан был путь, идя по которому можно установить размер сбережения горючего при переходе от холодного к горячему дутью (или от менее нагретого к более нагретому). Вот что по этому вопросу высказал Ожерман в 1871 г. в цитированной уже его работе [4, стр. 158]:

«Количество теплоты, приносимое в печь нагретым до 205° дутьем, составляет 10,2% всего количества тепла, развиваемого в доменной печи, работающей при принятых нами условиях. Если же принять в соображение, что в доменной печи расходуется только 64,26% развивающейся при горении теплоты, то станет ясно, почему в данном случае горячее дутье должно дать экономию не в 10,2%, а $10,2 : 0,6426 = 15,87\%$ горючего материала».

«Произведенные расчеты и соображения объясняют нам, почему сбережение в горючем от введения горячего дутья так различно в доменных печах различной величины, и, вообще, работающих при различных условиях. В самом деле, чем совершеннее расходуется тепло горючего материала внутри доменной печи, тем меньше будет экономия в горючем от введения нагретого дутья, и, наоборот, — чем с меньшей пользой расходуется тепло в домене, тем больше будет выгода от введения нагретого дутья».

В последующем изложении Окерман дает ряд цифровых данных, чтобы показать уменьшение сбережения по мере повышения нагрева дутья, высказывая следующие соображения:

«Влияние нагретого дутья на расход горючего зависит от количества воздуха, приходящегося на единицу выплавляемого чугуна, между тем как это количество воздуха, в свою очередь, зависит от количества горючего, которое нужно сжечь, поэтому экономия в горючем вследствие введения нагретого дутья, выраженная не в процентах расхода угля при холодном дутье, а просто, — мерою или весом, будет вообще тем незначительнее, чем меньше был расход горючего при плавке на холодном дутье».

Предположив, что расход угля на 100° нагрева дутья выражается 10% расхода его на холодном дутье и что на каждую последующую сотню градусов он будет тоже равняться 10% от сокращенного уже расхода, Окерман определяет, что для первой сотни градусов нагрева расход будет 0,9; экономия составит $1 - 0,9 = 0,1$, а сыпь руды должна быть увеличена до $1 : 0,9 = 1,11$. Для второй сотни соответственно: $0,9 \cdot 0,9 = 0,81$; $1,00 - 0,81 = 0,19$; $1 : 0,81 = 1,23$, причем разность сбережений составит $0,1 - 0,0 = 0,1$ для первой сотни градусов, а разность в весе сыпи: $1,11 - 1,0 = 0,11$; для второй сотни соответственно: $0,19 - 0,10 = 0,09$; $1,23 - 1,11 = 0,12$.

Продолжая расчет до шестой сотни включительно, Окерман получил следующие числа:

Температура, °C	Расход угля	Экономия горючего	Разность экономии	Сыпь руды	Разность сыпи
0	1,0	0,0	—	1,0	—
100	0,9	0,10	0,10	1,11	0,11
200	0,81	0,19	0,09	1,23	0,12
300	0,729	0,271	0,081	1,37	0,14
400	0,656	0,344	0,073	1,52	0,15
500	0,59	0,410	0,066	1,69	0,17
600	0,531	0,469	0,059	1,88	0,19

Числа эти имеют условное значение (10% сбережения — только предположение), но они наглядно показывают, что экономия горючего растет медленнее подъема температуры дутья и с каждой

последующей сотней градусов уменьшается, а вес рудной сыпи в постоянную колошу горячего быстро растет, как это и наблюдается в действительности.

Поправки автора и анализ влияния условий, в которых работают доменные печи, на сбережение горячего. В приведенных выше подлинных выражениях Окермана указана была впервые причина того, что горячее дутье сберегает тепла больше, чем само его дает, именно,—то обстоятельство, что тепло дутья используется печью полностью, тогда как получаемое горением углерода — теряется в большей или меньшей степени в колошниковых газах; от степени использования этого тепла и зависит размер сбережения горячего, достигаемый введением горячего дутья. Но расчет, которым Окерман подкрепляет свои рассуждения, не вполне точен и, главное, полученные его расчетом числа не вполне отвечают тому значению их, о котором говорится в подлинном тексте.

В самом деле, 10,2% не представляют процентного отношения внесенного дутьем тепла ко всему количеству его, полученному горением углерода в печи (оно равно 3010 кал, а дутье вносит 186 кал—см. баланс, рассчитанный нами по методу Окермана), а лишь 10,2% того итога тепла, который был выведен Окерманом (1796 кал). Далее, степень использования тепла в 64,26% получена Окерманом таким образом. Уголь содержал 0,82 углерода; забывая, что 0,042 его переходит в чугун, Окерман определил приход тепла от горения 0,82 углерода в СО равным 1945 кал (за вычетом тепла на разложение воды-пара), но при 450° окись углерода и азот уносят из печи 695 кал; используется в печи 1250 кал, или $1250 : 1945 = 0,6426$ тепла горения углерода в СО. Таким образом 64,26% — не полезное действие тепла в печи, как оно определялось нами раньше и не степень использования углерода в печи, так как углерод горит и в СО и в СО₂.

Тем не менее мы вправе были сказать, что Окерман указал путь, идя по которому можно расчетом определить сбережение, даваемое нагретым дутьем.

Двадцать лет спустя после опубликования исторической статьи Окермана нами были установлены тепловые балансы двух древесно-угольных печей, выплавлявших передельный чугун из бедных обожженных глинистых железняков. Печи были одинаковых размеров и конструкций, но одна из них работала на холодном, а другая на горячем дутье [31].

Полезное действие тепла в печи, работавшей на холодном дутье, было 64,15%. Количество тепла, внесенное в печь, работавшую на нагретом до 374° дутье, за вычетом тепла холодного дутья было $448 - 22 = 426$ кал, что составляло

$$426 : 4179 = 0,102, \text{ или } 10,2\%$$

того тепла, которое расходовалось на холодном дутье. Случайно полученные нами числа совпадали с окермановскими; резуль-

тат — сбережение угля в процентах, конечно, должен был получиться такой же, как и у Окермана

$$10,2 : 0,6415 = 15,9\%,$$

но он противоречит действительности, так как сбережение, даваемое горячим дутьем при местных условиях работы доменных печей, составляло 20—22%, а в тот период времени, когда производились наблюдения над печами, оно составляло:

$$(1,4227 - 1,1747) : 1,1747 = 0,211, \text{ или } 21,1\%.$$

Имея перед собой расходные статьи теплового баланса обеих печей, нетрудно было усмотреть разницу в условиях работы их и открыть причину расхождения расчетной экономии с действительной. Причина эта заключается в том, что доменная печь, работающая на горячем дутье, получает не только больше тепла в дутье (у нас на 448—22=426 кал), но и расходует его меньше. Это обстоятельство было неизвестно Окерману; его упускали из виду Белл и Грюнер при своих расчетах.

В данном случае разница в расходе тепла составляла 255 кал, но это число не совсем правильно отражает влияние собственно горячего дутья, так как некоторые условия работы сравниваемых печей не были абсолютно одинаковыми. Устранением влияния этих условий, путем дополнительного подсчета, получены были нижеследующие данные:

Статьи расхода	Холодное дутье		Горячее дутье		Разница в пользу горяч. дутья, кал	
	кал		кал		(+)	(—)
1. Нагревание плавильных материалов	6		6		0	0
2. Расширение воздуха	4		4		0	0
3. Восстановление	1605		1665		—	60
4. Таяние льда и испарение воды	120		100		20	—
5. Разложение известняка	183		183		0	0
6. Разложение водян. паров дутья	34		27		7	—
7. Плавление и перегрев чугуна	280		300		—	20
8. Плавление и перегрев шлака	449		481		—	32
9. Уносятся газами	807		554		253	—
10. Охлаждение фурм	88		138		—	50
11. Потери тепла	603		527		76	—
Всего	4179		3985		356	162 = 194

Разница в цифрах расхода тепла, указанная в таблице, не случайная, а закономерная, зависящая только от работы на холодном и горячем дутье. Наибольшая затрата тепла — затрата на восстановление — при горячем дутье больше на 60 кал, так как чугун содержит больше кремния и марганца (бедная руда с кремнисто-глиноземистой пустой породой способствует восстановлению кремния, она же является и слабомарганцевой).

Разность в теплоте испарения воды зависит от сокращения расхода угля, содержащего влагу. При плавке на коксе к этой

разности прибавляется еще разность в теплоте разложения известняка, идущего на флюсовку золы и серы в коксе; в данном случае такой разницы нет.

Затрата тепла на разложение водяных паров дутья дает небольшой плюс в пользу горячего дутья, так как вес его на единицу чугуна меньше, чем холодного.

В расходе тепла на перегрев чугуна была принята во внимание разница, указанная де-Ватёром, для обыкновенного передельного и горячего чугуна, получаемого при более высокой температуре горна. Для расхода тепла на перегрев шлака было принято во внимание указание Грюнера, что единица шлака уносит в 1,6 раз больше тепла, чем сопутствующее ему количество чугуна. В результате подсчета видно, что шлак и чугун вместе уносят из горна на 52 кал больше при горячем дутье.

Разница в тепле, уносимом газами, велика (253 кал) и характерна для работы на горячем дутье, но если бы мы приняли в расчет только ее, то сделали бы ошибку, переоценив влияние горячего дутья на экономию горючего, так как по другим статьям есть перерасход тепла на горячем дутье, кроме указанных раньше еще 50 кал на охлаждение фурм. Этот перерасход установлен опытом и объясняется тем, что на холодном дутье фурмы покрываются настывью и часто работают «с носом»; при переходе на горячее дутье «нос» исчезает и фурмы оголяются, отчего, естественно, подымается температура охлаждающей их воды.

Последняя статья расхода — потери тепла — на 76 кал меньше для горячего дутья вследствие более высокой производительности печи (20,1 т против 17 т). В общем, расход тепла при работе на горячем дутье на 194 кал меньше, чем на холодном при одинаковых условиях: фактически он был больше (255 кал).

Для определения экономии горючего при переходе от холодного к горячему дутью или от менее нагретого к более нагретому нами была предложена ([31], стр. 323) формула:

$$E = \frac{a + b}{k \cdot w},$$

где a — количество тепла, вносимое в печь нагретым дутьем;

b — сокращение расхода (в кал) тепла при переходе на нагретое дутье;

w — количество тепла, расходуемое при холодном (или менее нагретом) дутье;

k — коэффициент полезного действия тепла в печи (в данном случае этот коэффициент равен 64,15%).

Экономия по нашей формуле определится так:

$$E = \frac{426 + 194}{0,6415 \cdot 4179} = \frac{620}{2681} = 0,231, \text{ или } 23,1\%$$

Формула эта делает очевидными те выводы, которые можно сделать из слов Окермана: «чем совершеннее расходуется теплота горючего материала в доменной печи, тем меньше будет экономия в горючем от введения нагретого дутья», и из его дальнейших рассуждений.

1) Входящий в знаменатель коэффициент k меньше единицы, и ясно, что чем он меньше, тем больше будет экономия, какие бы условия ни способствовали понижению его значения. Ясно также, что чем выше значение W , т. е. чем больше тепла расходует печь, от каких бы причин это ни зависело, тем больше должна быть экономия.

2) По мере увеличения нагрева увеличивается значение k и, значит, уменьшается экономия от дальнейшего нагрева дутья.

3) Существует не только практический, но и теоретический предел для нагрева дутья, т. е. такой, выше которого сокращение расхода горючего прекращается. Как видно из формулы, экономия растет вместе с ростом суммы $(a + b)$, но в этой сумме a представляет произведение из количества дутья на его теплоемкость, которое уменьшается по мере сокращения расхода горючего и даже продолжает уменьшаться, когда сокращение прекратится, так как восстановление все больших и больших количеств кремния (и марганца, если руда марганцовистая) сокращает количество углерода, доходящее до фурм, а следовательно, и дутья.

Что касается алгебраической суммы b , то составляющие ее величины неодинаково увеличиваются с возрастанием нагрева дутья, как видно из вышеприведенных цифровых данных, именно: положительные ее члены при первых сотнях градусов нагрева дутья быстро растут, вследствие значительного уменьшения потери тепла в газах и на испарение воды, тогда как отрицательные члены суммы растут слабо. Поэтому численное значение b постепенно увеличивается; при высоком нагреве положительные члены суммы растут слабо и даже перестают расти, если расход горючего перестанет сокращаться, тогда как отрицательные члены непрерывно растут с повышением нагрева дутья и увеличением расхода тепла на восстановление кремния, перегрев чугуна и шлака, нагревание воды фурм и охладительных устройств. Поэтому численное значение b начинает уменьшаться, хотя сумма $(a + b)$ может еще увеличиваться.

Так как восстановление кремния (и марганца при марганцовистой руде) требует больше тепла, чем равного веса железа, то может случиться, что, постепенно уменьшаясь, b станет равным нулю и, наконец, отрицательной величиной, уменьшающей сумму $(a + b)$ настолько, насколько ее не может увеличить возрастание a . В таком случае дальнейший подъем температуры дутья не только не приносит пользы, с точки зрения использования тепла, но может быть вреден тем, что дает меньшие количества железа в единице чугуна с большей затратой тепла, но; разумеется, не тогда,

когда восстановление больших количеств кремния или марганца является задачей производства (выплавка ферросплавов).

Предельный нагрев, при котором перестает сокращаться расход горючего, меняется в зависимости от условий, в которых ведется плавка, и всяким данным условиям соответствует своя наимыгоднейшая температура дутья. Рассмотрим влияние важнейших из них — качества сырых материалов и выплаваемого из них чугуна, а также — размеров печи.

Руда меняет полезную высоту нагрева дутья степенью своей восстановимости и составом пустой породы. Особенно легковосстановимые руды (бурые железняки и обожженные сидериты) обходятся умеренным нагревом дутья для того, чтобы дать низкий расход горючего; трудновосстановимые (плотные магнитные железняки) требуют высокого нагрева.

Плавление и перегрев трудноплавкого и вязкого шлака требуют более высокой температуры горна и хотя уносимое шлаком тепло считается в тепловом балансе полезно издержанным, но очевидно, что его выгоднее дать шлаку нагретым дутьем, а не горением углерода.

Минеральное горючее с большим количеством золы и серы или древесный уголь с высоким содержанием влаги и летучих веществ требуют более высокого нагрева дутья, чем горючее с более значительным содержанием нелетучего углерода, так как степень использования тепла при высоком содержании углерода в горючем выше.

Более плотные разновидности доменного горючего — «медленно горящие», как говорят практики, т. е. требующие большего пространства для завершения процесса горения, более нуждаются в высокой температуре дутья, чем менее плотное. Этим объясняется подмеченный при самом введении горячего дутья факт значительного сокращения расхода древесного угля при нагреве дутья всего до 200°, тогда как такое же сокращение требовало более высокого нагрева при работе на коксе.

Опытные плавки, проведенные нами на Климковском заводе, показали, что между древесным углем, выжженным из разных пород леса, наблюдается такая же разница в отношении к нагреву дутья, как между древесным углем вообще и коксом. Сбережение при употреблении одного березового угля оказалось в среднем равным 28%, на одном сосновом — 20% и на еловом — 16% ([31], стр. 79). Эти результаты позволяют рассчитать, что при работе на смеси из $\frac{1}{3}$ березового и $\frac{2}{3}$ елового угля (обычная для завода смесь) сбережение от горячего дутья составит 20%, что и подтверждалось практикой нескольких лет работы печей Климковского завода при нагревании дутья до 375°. Специальный опыт показал, что нагрев до более высокой температуры (450—480°) не даёт сбережения угля, способствуя лишь переходу в чугун до 3% кремния даже при железистом шлаке ([31], стр. 326).

Антрацит является наиболее плотным видом доменного топлива, и для него, как показала давно практика, высокий нагрев более нужен, чем для какого-либо другого горючего.

Переходя от сырых материалов к продукту плавки—чугуну, нужно сказать, что получение кремнистого и марганцовистого чугуна, требуя большей затраты тепла и горючего, сопряжено с меньшим использованием тепла в доменной печи и по Окерману полезное действие горячего дутья и предел для нагрева его будет лежать выше, чем при выплавке передельного чугуна; так как и условия восстановления кремния и марганца требуют высокой температуры в горне доменной печи, то при выплавке литейного и марганцовистого чугуна нагрев с пользой в отношении сбережения горючего подымается до высшего (даваемого воздушнонагревателем) предела. Что касается специальных чугунов—ферромангана и ферросилиция, то для них пределы нагрева не установлены, т. е. они выходят за границы применявшихся до сих пор температур дутья.

В отношении размеров доменных печей нужно указать, что в литературе (Ледебур) можно встретить утверждение, что высокий нагрев полезнее для печей большого объема. Это неверно с теоретической точки зрения и противоречит данным практики. Большие печи работают с лучшим использованием тепла и более низкой температурой колошника, чем малые, поэтому в последних горячее дутье должно производить больший эффект. Практически это лучше всего доказывается результатами работы больших американских печей, в которых очень низкий расход кокса достигается при умеренном нагреве дутья (на 200—250° более низком, чем, обычный в европейских печах, значительно меньших размеров). В последнее время некоторые американские печи стали работать на более высоконагретом дутье, но это вызвано было изменением состава шихты, — введением в нее магнитных железняков и агломерата вместо руды мисаби, работа на которой, как руде чрезвычайно удобовосстановимой, не требовала высокого нагрева.

Из сказанного следует, что условия, повышающие и понижающие полезный нагрев дутья, сочетаясь разным образом друг с другом, могут менять нагрев дутья в широких пределах. Но чтобы понять наблюдаемое на заводах разнообразие в температуре дутья, нужно еще знать, что высота нагрева дутья устанавливается не одними соображениями о возможно большем сокращении расхода горючего. Иногда повышают нагрев дутья за пределы, обеспечивающие наименьший расход горючего, только для того, чтобы поднять температуру горна, чтобы иметь более горячими и жидкими чугуны и шлак. Чаще, однако, устанавливается нагрев ниже предельного, чтобы избежать вредного влияния концентрации жара в ограниченном пространстве горна и понижения горизонта шлакообразования в некоторых случаях практики, — именно в тех случаях, когда нет возможности соответственным изменением ших-

ты — введением в нее магнетитов, сварочного шлака, агломерата, содержащего, как известно, часть железа в состоянии магнитной окиси и силиката — добиться плавного схода колоши при высоком нагреве дутья. Указанные изменения в шихте способствуют правильному сходу колош и требуют повышенного нагрева дутья для компенсации охлаждения, производимого усилением прямого восстановления, на связь которого с высотой нагрева дутья уже указывалось раньше.

Объяснения и расчеты Озанна, Джонсона и Дерклея; их теоретическая несостоятельность и практическая непригодность. Как уже упоминалось выше, статья Окермана, хоть и опубликованная на немецком языке, не была передана ни в одном учебнике и метод расчета теплового баланса Окермана никем не применялся, а его объяснение влияния горячего дутья осталось неизвестным современным авторам; позабыты были и самые факты, обнаруженные при переходе с холодного на горячее дутье. Вот как, например, определяется экономия от нагрева дутья в известном учебнике проф. Озанна ([6], стр. 330—331). Давши таблицу теплоемкости воздуха до 1000° через каждую сотню и считая, что на 1 кг С при горении его в окись расходуется 4,9 кг воздуха (вместо 5,78 кг), Озанн дает таблицу, показывающую на каждую сотню градусов нагрева количество тепла, принесенного дутьем и выделенного горением углерода, думая, что так выведенные числа дают возможность сберечь такое же количество тепла. В среднем оно равно 4% на каждую сотню градусов нагрева, хотя нагрев до 500° дает $2473 + 598 = 3071$ кал (в действительности $2473 + 705 = 3178$ кал), что составляет 4,8% (вернее 5,7). Вывод Озанна о сбережении 4% кокса на каждую сотню градусов нагрева дутья вошел в справочную книгу для металлургов, хотя он грубо противоречит не только арифметике, но и фактическому положению дела.

Рейхардт, в цитированной уже статье, опровергает данные справочной книги и со своей стороны впадает в противоположную крайность, указывая на то, что уже нагрев дутья до 300° сберегает почти половину расходуемого при холодном дутье горючего. Утверждение это явилось результатом доверия к предложенному (в 1904 г.) Джонсоном способу определения даваемого горячим дутьем сбережения горючего.

Исходя из правильного положения, что для выплавки всякого сорта чугуна и перегрева сопровождающего его шлака в такой степени, чтобы он мог свободно течь, нужно иметь в горне доменной печи определенную температуру, названную Джонсоном «критической», ниже которой получение заданного сорта чугуна невозможно, Джонсон сделал неправильный вывод, что размер экономии в горючем прямо пропорционален избытку тепла в горне свыше критической температуры, так как только этот избыток даст количество используемого тепла или тепла, которым можно

располагать («available heat») для понижения расхода горючего или для получения горячего чугуна.

Критическая температура, конечно, зависит от качества чугуна и сопровождающего его шлака, а также от высоты нагрева дутья; точное установление ее невозможно, но Джонсон считал ее близкой к 2750°F (1510°C).

Статья, в которой Джонсон впервые опубликовал свои расчеты экономии горючего от нагрева и осушения дутья, воспроизведена в его позже изданной (1918 г.) книге [38]; мы заимствуем из нее следующее извлечение (стр. 35):

«Теплота, приносимая в горн коксом, нагретым до 2750°F (1510°C):
 $2750 \cdot 0,21 = 577,5$ брит. ед. тепла.

Тепло горения 0,9 углерода:

$$0,9 \cdot 4450 = 4005 \text{ брит. ед. тепла.}$$

К нему нужно прибавить теплосодержание дутья ($70^{\circ}\text{F} = 21^{\circ}\text{C}$) на 0,9 углерода:

$$5,22 \cdot 0,2375 \cdot 70 = 86,8 \text{ брит. ед. тепла,}$$

что даст в сумме 4669,3 брит. ед. тепла.

«Продукты горения — 4,02 азота и 2,1 окиси углерода (на 0,9 углерода) — требуют для нагрева до критической температуры:

$$(4,02 \cdot 0,2438 + 2,1 \cdot 0,2479) \cdot 2750 = 4126,8 \text{ брит. ед. тепла.}$$

Если их вычесть из 4669,3, то получится избыток в 542,5 брит. ед. тепла сверх критической температуры.

«Предположим, что дутье нагревается до 1000°F (538°C), оно приносит: 1241,8 брит. ед. тепла, т. е. на 1155 больше, чем получает печь, работая с холодным дутьем, так как остальные приходные и расходные статьи останутся прежними. Следовательно избыток тепла стал в 2 раза больше, чем при холодном дутье, а всего 1697,5 брит. ед. тепла, т. е. в 3 раза (точнее 3,13) более того, чем он был при холодном дутье».

Расчет, который Джонсон называет «чрезвычайно простым», все же, сделан им с крупной неточностью, неучтен был рост теплоемкостей с температурой как в отношении углерода (0,21 вместо 0,42), так и в отношении дутья и продуктов горения (0,245 вместо 0,28). Конечный вывод Джонсона пострадал мало, так как неточность в теплосодержании углерода компенсировалась неточностью в теплосодержании газов (второе вычитается из первого).

Приводим исправленный расчет Джонсона в кГ-кал на 0,9 кг углерода, пользуясь объемными теплоемкостями газов и теплотой горения углерода (для сравнимости), принятой в расчете Джонсона.

1) Теплосодержание и тепло горения углерода при критической температуре (1510°)

$$0,9 \cdot (2473 + 1510 \cdot 0,42 + 4,38 \cdot 0,3 \cdot 21) = 2226 + 571 + 25 = 2822 \text{ кал.}$$

2) Теплосодержание продуктов горения (азота и окиси углерода) при 1510°

$$0,9 \cdot 5,3 \cdot 1510 \cdot 0,35 = 2521 \text{ кал.}$$

3) Вносится дутьем, нагретым до 538°

$$0,9 \cdot 4,38 \cdot 0,324 \cdot 538 = 687 \text{ кал.}$$

4) Избыток тепла или используемое тепло (сверх критической температуры):

$$2822 - 2521 + 687 - 25 = 963 \text{ кал}$$

(у Джонсона это число немногим меньше— $1697,5 \cdot \frac{5}{9} = 943$ кг-кал).

Джонсон считает счастливым для себя обстоятельством опубликование (в 1904 г.) данных о работе печи «Изабелла» № 4 на осушенном дутье, так как это позволило ему впервые подтвердить правильность своих расчетов, давших полное совпадение результата их с действительностью—сбережение кокса почти на 20%. Теперь мы можем сказать, что это совпадение доказывает обратное—неправильность расчетов Джонсона, так как печь «Изабелла» № 3, будучи переведена на осушенное дутье, работала с расходом кокса 0,85, указавшим на сбережение около 12% (см. данные материального баланса в табл. 68 и теплового в табл. 84). Печи, которые перешли (в Америке и Европе) на осушенное дутье, давали не более 10% сбережения кокса, часто—меньше.

Но Джонсон приводит в своей книге ([38], стр. 39) еще два примера, подтверждающие будто бы правильность его расчетов. Первый из них—работы древесноугольной печи, переведенной на нагретое дутье (температуру его Джонсон не указывает); отношение расхода древесного угля при холодном и горячем дутье оказалось 1,7 : 1, тогда как расчет Джонсона дает для этого случая отношение 2 : 1, близкое к действительности, по мнению Джонсона. Мы думаем, что и этот пример не доказывает правильности метода, так как ни одна древесноугольная печь не сократила расхода угля вдвое при переходе на горячее дутье.

Вторым—и очень неудачным—примером Джонсон взял результаты первых лет работы доменных печей завода Клайд (расход горючего был нами указан в начале этой главы) на нагретом до 149° и до 316° дутье. Отношение расхода, горючего, данное Джонсоном, неверно и не согласуется с приведенными им же данными: правильные отношения 3,56 : 2,28 : 1, а по расчету Джонсона они должны бы быть: 2,63 : 1,73 : 1.

Выводя эти отношения, Джонсон упустил из виду то обстоятельство, что при нагреве дутья до 316° в печь поступал сырой каменный уголь (с неизвестным содержанием нелетучего углерода), а при холодном дутье и нагретом до 149° —выжженный из того же угля кокс, но в каком количестве и с каким содержанием углерода—неизвестно, так как в первоисточнике указан только расход угля, поступавшего в коксовые печи.

Какими данными пользовался Джонсон и как вел расчет—в его книге не указано, поэтому найденные им отклонения можно

рассматривать безотносительно к работе печей Клайд, но в таком случае, на основании имеющихся в литературе данных, можно сказать, что при переходе с холодного дутья на нагретое до 149° не достигалось сбережения 34% горючего, а при переходе с 149° к нагреву в 316° не уменьшался расход кокса в $1\frac{3}{4}$ раза.

Дерклей в подробной статье, популяризирующей идеи Джонсона [39], применяет для расчета простую, по мнению Джонсона, формулу:

$$E = 100 \cdot \frac{\delta' - \delta}{\delta},$$

в которой E — сбережение горючего в %, δ' и δ — количества тепла выше критической температуры, получаемые расчетом для более высокой температуры дутья t' и более низкой t . В отличие от Джонсона, принимавшего 2750° F (1510° C) за критическую температуру во всех своих работах, хотя и указавшего, что она меняется в зависимости от условий работы печи, Дерклей принимает для критической температуры следующие значения: 1500° C при нагреве дутья 800° C, 1450° при нагреве дутья 400° и 1400° — при холодном дутье и при выплавке томасовского чугуна, для которой он располагал практически данными.

Для того чтобы облегчить расчеты по вышеприведенной формуле, Дерклей дал таблицу численных значений избыточного (используемого) тепла при разных температурах — от 0° до 1000° через каждую сотню градусов; мы делаем из нее краткое извлечение (числа относятся к 1 кг сгорающего углерода).

Температура дутья, $^{\circ}$ C	0	300	500	800
Горение углерода, кал	2430	2430	2430	2430
Нагрев дутья, кал	0	443	738	1180
Теплосодержание углерода, кал	640	767	852	980
Всего, кал	3070	3640	4020	4590
Используется тепла, кал	350	756	1028	1436

Числа эти отличаются и от принимавшихся Джонсоном в его расчете и от исправленных нами: 1) теплота горения углерода уменьшена на 43 кал; 2) теплосодержание дутья рассчитано по постоянной теплоемкости 0,25, что дает некоторое преувеличение для низких температур дутья и преуменьшение для высоких; 3) теплосодержание кокса при холодном дутье и для критической температуры 1500° указано верно (средняя теплоемкость принята равной 0,425), но при повышении температуры дутья на 100° повышается теплосодержание кокса на 42,5 кал, т. е. принимается, что и температура горящего кокса тоже повышается на 100° . Это — грубая теоретическая ошибка, хотя влияние ее на результат расчета умалется тем, что теплоемкость кокса растет с температурой, почти достигая предела (0,5, а не 0,425).

Из приведенных выше чисел используемого тепла экономия при нагреве дутья до 500 и 800° определяется такими числами:

$$E = 100 \cdot \frac{1028 - 350}{1028} = 66\%;$$

$$E = 100 \cdot \frac{1436 - 350}{1436} = 75\%.$$

Числа эти, несомненно, преувеличивают возможную экономию горючего при указанных температурах дутья.

Такой же вывод дает и применение другой формулы, упрощающей расчет и выведенной Дерклеем, исходя из того же метода Джонсона:

$$E = 100 \cdot \frac{0,25(t' - t)}{56 + 0,25t} \%. .$$

В этой формуле: 0,25 — постоянная теплоемкость газов, t — более низкая температура дутья, от которой печь переходит к более высокой t' , а постоянный член — 56 — получился в результате упрощения сложной формулы, в которую входит: температура на границе области горения и критическая температура. Приравняв первую 1783° и принявши для второй среднее значение 1450° (при нагреве дутья 400°), Дерклея и получил постоянный член формулы — 56 (для обыкновенного, т. е. влажного дутья), зависящий от температуры.

Таким образом вторая формула Дерклея значительно упрощает определение экономии горючего, так как заключает в себе только исходную t и конечную t' температуры дутья; она яснее вскрывает теоретическую несостоятельность метода Джонсона, так как ею величина сбережения определяется исключительно температурой дутья и при всяком значении ее сбережение будет одинаковым, работает ли печь с высоким или низким использованием тепла, т. е. с большим или малым расходом горючего, со слабо или высоко развитым прямым восстановлением, с высоким или низким отношением $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в газах. Расчет Дерклея по упрощенной формуле дал выраженную в процентах экономию при температуре дутья от 40 (не подогретое дутье) до 1000° через каждую сотню градусов. Мы делаем краткую выборку из полученных Дерклеем чисел и к даваемой им экономии в процентах прибавляем столбцы чисел с расходом горючего, принимая за 100 расход его при 40, 300, 500, 700 и 900° (см. табл. 86). Сделано это сопоставление потому, что современным доменным техникам не приходилось иметь дело с холодным дутьем и даже подогретым до 200°, а влияние перехода от нагрева в 500° к нагреву в 300 и 700° им известно на опыте.

Таблица 86

Температура дутья	E, %	Относительный расход углерода				
40	0	100	198	278	345	422
100	18,5	81,5	161,7	227	281	349
200	37,7	62,3	123,3	174	215	265
300	49,6	50,4	100	140	174	214
400	57,7	42,3	83,9	118	146	180
500	64,1	35,9	71,7	100	124	153
600	68,0	32,0	63,5	86	110	136
700	71,4	29,0	57,5	80,8	100	123
800	74,0	26,0	51,5	72,4	90	111
900	76,5	23,5	42,3	65,5	81	100

Как видно из табл. 86, нагрев дутья до 300° уменьшает расход горючего вдвое, как указывал и Рейхардт, дальнейшее повышение нагрева до 500° дает новое сбережение в 30%; обратно, снижение нагрева с 500 до 300° увеличивает расход горючего на 40%. Переход от 500 к 700° нагрева дутья дает экономию в 20%, а к 800° — 28%. Повышение же температуры дутья с 700 до 800°, как и снижение ее до 600°, изменяют расход на 10%, а снижение до 400° дает увеличение расхода на 46%.

Все эти выводы не подтверждаются на практике.

Горячее дутье, сокращая расход горючего, тем самым увеличивает выплавку чугуна в единицу времени, нормально — настолько же в процентном выражении, насколько увеличивается сырь в колошу и сокращается (в процентах) расход горючего. Но в отдельных случаях практики увеличение выплавки не вполне согласуется с изменением в расходе горючего; объяснение этому было уже дано раньше в этой главе; здесь мы вернулись к этому вопросу потому, что приверженцы идей Джонсона разрешают вопрос об увеличении производительности при подъеме температуры дутья не в связи с сокращением расхода горючего, а самостоятельно, с помощью формул, в которые нагрев дутья входит как фактор, повышающий теоретическую температуру горения углерода. По Дерклею ([39], стр. 161) количество чугуна, получаемое в доменной печи в единицу времени, прямо пропорционально разности температур газообразной и жидкой фаз, причем за температуру первой принимается теоретическая температура горения углерода при данной температуре дутья.

Рассчитаем здесь увеличение производительности печи при переходе от нагрева в 400° к нагреву в 800° (у Дерклея переход от 40 к 800°). При отношении веса шлака к весу чугуна 0,6:1 температура жидкой фазы (смесь чугуна со шлаком) будет в среднем

$$(1200 \cdot 1 + 1400 \cdot 0,6) : 1,6 = 1270^\circ.$$

Разность температур газообразной фазы при 400 и 800° нагрева дутья будет соответственно:

$$\begin{aligned} 1840 - 1270 &= 570; \\ 2197 - 1270 &= 927. \end{aligned}$$

Отношение разностей

$$927 : 570 = 1,62$$

показывает по «закону», сформулированному Дерклеем, — что производительность печи при нагреве дутья в 800° будет в 1,62 раза больше, чем при нагреве в 400°.

Но приведенные формулы вовсе не доказывают этого; из них видно только, что если смесь чугуна и шлака, нагретая до 1270°, будет путем конвекции нагреваться газами, имеющими температуру 1840° в одном случае и 2197° — в другом, то количество тепла, передаваемое в единицу времени нагреваемой массе, будет примерно в 1,62 раза больше во втором случае.

Не касаясь доменного процесса во всей его сложности, а в частности — условий, влияющих на производительность доменных печей, ограничиваясь работой горна, а в данном случае — лишь перегревом в нем чугуна и шлака, — как это делают Деркле и другие последователи идей Джонсона, — скажем, что и перегрев чугуна со шлаком протекает не в тех условиях, к которым относятся вышеприведенные простые формулы. Чугун приходит в горн, имея более высокую температуру, чем 1200°, нагревающие же его конвекцией газы не могут иметь температуры горения углерода в горячем дутье, так как близкая к ней температура сосредоточена в очень тесном пространстве фокусов горения у фурм, а перегрев чугуна и шлака имеет место во всем сечении горна и ведется не только и не столько газами (путем конвекции), как кусками раскаленного горючего, и не конвекцией, а лучеиспусканием, причем количество передаваемого нагреваемым материалом тепла пропорционально разности абсолютных температур в четвертой степени.

Увеличению производительности доменной печи при подъеме нагрева дутья кладут предел не затруднения в перегреве чугуна и шлака до надлежащей температуры, а невозможность подать в печь такое количество дутья, которое позволило бы сократить время пребывания колош в печи до практически возможного минимума. В этом отношении дальше пошли те древесноугольные печи, в которых колоши остаются 4 и даже 3,5 часа; от них сильно отстают коксовые печи с наиболее быстрым сходом колош — 6,5—7 час. Подъем температуры дутья до высших пределов (850—900°) не облегчает, а затрудняет достижение цели, чего нельзя усмотреть из формул теплопередачи, но что хорошо известно из практики.

В заключение укажем, что вопрос о влиянии горячего дутья на расход горючего и на результаты работы доменных печей очень подробно изложен в диссертационной работе проф. А. Д. Готлиба. Содержание ее нам известно, но не могло быть использовано, так как ко времени печатания нашей книги работа проф. А. Д. Готлиба не была опубликована.

Принцип Окермана. В позабытых словах Окермана — «чем совершеннее расходуется теплота горючего материала внутри доменной печи, тем меньше будет экономия в горючем от введения нагретого дутья и, обратно, — чем с меньшей пользой расходуется теплота в домне, тем больше будет выгода от введения нагретого дутья», — была высказана не только правильная, но и плодотворная мысль. Плодотворной ее можно назвать потому, что она применима не только к горячему дутью, но и ко всякому средству, которое может менять расход тепла в доменной плавке. Обобщая высказанное Окерманом, автор этого курса давно уже предложил называть принципом Окермана положение, сформулированное им так:

«Всякая причина, уменьшающая расход тепла в доменной плавке, дает тем большее сбережение горючего, чем менее был коэффициент полезного действия тепла в доменной печи».

В последующем изложении мы еще встретимся с применением этого принципа.

2. ОСУШЕННОЕ ДУТЬЕ. ДУТЬЕ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ВЛАГИ

Эффект, достигнутый осушением дутья на печи «Изабелла», и его объяснение. Осушение дутья впервые было применено на доменной печи «Изабелла» № 4 (у Питтсбурга) в августе 1904 г. по инициативе Джемса Гейли. Оно дало непредвиденно высокие результаты, объяснить которые тщетно старались авторитетные металлурги. При охлаждении засасываемого воздуходувными машинами атмосферного воздуха содержание влаги в нем путем замораживания понижалось с 10—12 г/м³ до 3—3,5 г/м³; при повышении нагрева дутья (от сокращения его количества) с 382 до 465°, произошло увеличение производительности печи с 364 до 454 т (т. е. на 25%) и понижение расхода кокса с 0,966 до 0,777, т. е. почти на 20%. Часть улучшения результатов работы должна быть отнесена на счет повышения температуры дутья, часть — приписана случайности, так как печь «Изабелла» № 3 после перевода на осушенное дутье дала больший расход горючего, чем печь № 4 (см. тепловой баланс в табл. 84, столбец 3), точно так же, как и другие печи, переведенные на осушенное дутье впоследствии. Однако на всех печах все же отмечалось сбережение горючего и увеличение суточной выплавки в большей мере, чем можно было ожидать по экономии тепла на разложение влаги. Сам Гейли видел основную причину сбережения в равном

ходе печи на осушенном дутье, поступившем в печь в одинаковом количестве и с постоянной температурой. Ровный ход, как известно, сам по себе повышает средние результаты работы, а в климатических условиях Пенсильвании постоянство содержания влаги создавало особые преимущества. Нормальное среднее количество влаги в атмосферном воздухе Пенсильвании в летние месяцы около 13 г/м^3 , а в зимние — в 3 раза меньше. С постепенным переходом влаги от минимума к максимуму доменный техник может легко бороться своевременным регулированием расхода горючего, но кроме сезонных изменений в содержании влаги ему приходится иметь дело с дневными и резкими колебаниями влаги, которых предвидеть нельзя. В Пенсильвании ветер с востока приносит воздух, содержащий летом до 20 г/м^3 влаги, а западный, континентальный — сухой, в котором в 3 раза меньше влаги. И вот, чтобы гарантировать печь от получения холодного «некондиционного» чугуна, приходится назначать более легкую сырь, чтобы в случае некоторого охлаждения все же иметь чугун, удовлетворяющий условиям поставки в отношении кремния или серы или того и другого вместе. При ровном ходе, осуществляемом постоянными количеством дутья, его температурой и влажностью, можно вести печь на минимально возможном расходе кокса, давая чугун постоянного состава.

В настоящее время осушенное дутье применяется, преследуя именно эту цель, причем, выравнивая содержание влаги в дутье, часть года не осушают, а увлажняют дутье.

Проф. Эренверт в свое время [40] произвел много расчетов, чтобы выяснить условия, при которых осушение дутья может дать наибольший эффект. Расчеты эти не имели под собой каких-либо опытных данных и велись на основании теоретических соображений. В результате их Эренверт пришел к выводу, что осушение дутья дает тем более высокий эффект, чем выше содержание влаги в дутье (приморские печи), чем более высокая температура в печи (низкие печи, работа на ферросплавы), чем ниже нагрев дутья и выше температура колошника.

Все эти выводы бесспорны, но их можно сделать, не прибегая к расчетам, а руководясь одним принципом Окермана, так как все те условия, которые увеличивают эффективность осушения дутья, как раз те, которые обуславливают низкий коэффициент полезного действия тепла в доменной печи.

Применение осушения дутья или, точнее, выравнивания содержания в нем влаги, как оно практикуется в последнее время в США [41], дает небольшое (около 5%) сбережение кокса и более значительное увеличение суточной производительности (10% и несколько более), требуя небольших затрат на оборудование (около 5% полной стоимости цеха) и на содержание осушительных устройств, в отличие от старой установки Гейли, не окупившейся при только что указанных результатах работы печей. Это обстоя-

тельство делает желательным применение осушения и в СССР, хотя климатические условия Советского Союза не столь благоприятны для осушения, как в штатах Пенсильвания или Алабама. Содержание влаги в атмосферном воздухе центральных областей Советского Союза, Урала (Магнитогорска) сравнительно не велико — 5 г/м^3 ; оно несколько выше в Приднепровье и Кривом Роге (8 г/м^3), достигая максимума на побережье Азовского моря (Керчь — 9 г/м^3).

Дутье с повышенным содержанием влаги (результаты опытов на советских доменных печах). Рейхардт, касаясь влияния осушения дутья, правильно указал на связь осушения с нагревом дутья. Печи, получающие слабо нагретое дутье, осушением его могут снизить расход горючего, притом — с меньшими расходами, тогда как постоянно работающие на высоко нагретом дутье могут дать худшие результаты от применения к ним осушения дутья. Это объясняется повышением степени концентрации жара и дальнейшего снижения области шлакообразования. Отсюда можно сделать вывод, что в некоторых случаях, именно в тех, когда печь «не принимает» высоконагретого дутья, полезно будет прибегнуть к увлажнению дутья или подаче в печь паровоздушного дутья.

В Советском Союзе были проведены опытные плавки на паровоздушном дутье в печах заводов Магнитогорского, Кузнецкого и Липецкого.

На Магнитогорском заводе работа на паровоздушном дутье продолжалась 23 дня (сентябрь—октябрь 1939 г.); пара подавалось $2,44\%$ (по объему дутья) или $2,92 \text{ т/час}$ в среднем. Для того чтобы парализовать охлаждение, производимое разложением пара (73° падение температуры на 1% по объему пара), нагрев дутья был поднят с 537 до 790° . Этим интенсивность плавки сразу же была резко поднята, — производительность печи возросла с 1181 до 1437 т , т. е. на $21,68\%$, а расход кокса снижен на $4,36\%$ — с $0,827$ до $0,791$.

Инж. Д. В. Ефремову, проводившему опытную плавку, удалось произвести наблюдения и собрать нужные данные для сведения теплового баланса печи № 3 за время, предшествующее опыту, и за 8 дней работы на паровоздушном дутье [42].

Числа теплового баланса (табл. 87) показывают, что повышение нагрева дутья до 790° , сделавшееся возможным, благодаря подводу пара, как раз возместило затрату тепла на разложение пара (137 кал); перерасход же тепла в 35 кал при работе с подводом пара покрывается сбережением тепла на внешние потери (от увеличения производительности) и на уносимое газами тепло (от сокращения расхода кокса).

Опытная 12-дневная плавка (в октябре 1939 г.), проведенная на Кузнецком заводе, дала несколько меньшее сбережение кокса (всего $1,35\%$) и меньшее увеличение суточной выплавки чугуна (на $15,2\%$), но здесь температура дутья была поднята только до

668°. Использование объема печи было все же более высоким, чем на Магнитогорском заводе (0,75), а расход кокса несколько выше — 0,889 [43].

Таблица 87

Тепловой баланс доменной печи № 3 Магнитогорского завода при работе на обыкновенном и паровоздушном дутье

№	Статьи прихода и расхода тепла	Обычное дутье		Паровоздушное дутье	
		кал	%	кал	%
Приход тепла					
1	Горение углерода:				
	в углекислоту	1116	39,7	1041	36,6
	в окись углерода	1280	46,6	1257	44,2
2	Вносятся горячим дутьем	373	13,3	489	17,2
3	Шлакообразование дает	39	1,4	39	1,4
4	Вносятся паром	—	—	16	0,6
Всего в приходе . .		2808	100,0	2842	100,0
Расход тепла					
1	Восстановление	1621	57,7	1629	57,3
2	Испарение влаги и нагрев ее до температуры колошника	94	3,4	91	3,2
3	Разложение карбонатов	118	4,2	94	3,3
4	Тепло, уносимое чугуном	290	10,3	290	10,2
5	Тепло, уносимое шлаком	188	6,7	187	6,6
6	Тепло, уносимое газами	312	11,1	268	9,4
7	Разложение влаги дутья	28	1,0	25	0,9
8	Разложение пара	—	—	137	4,8
9	Потеря по разности	157	5,6	122	4,3
Всего в расходе . .		2808	100,0	2842	100,0

На Липецком заводе, где сильно изношенная печь все время работала на литейный чугун очень неровно, страдая от подвисания колош и большого выноса руды, подача в течение 26 дней паровоздушного дутья (1,8 т/час) при повышении нагрева дутья с 738 до 787° устранила неправильный ход, вызвавший сразу же увеличение суточной выплавки на 100 т (15%) в среднем, без изменения расхода кокса [44]. Главным достижением на этом заводе была выработка метода регулирования хода печи количеством подаваемого пара.

Количество подаваемого пара даже при благоприятных условиях ограничивается узкими пределами: 2½—6% объема ду-

тя, — смотря по тому, до какой высоты может быть доводим нагрев (на 1% пара нужно поднять нагрев на 73°).

Опытные плавки, о которых говорилось выше, показали, что подача в печь пара является хорошим средством для регулирования хода доменной печи, что она дает некоторое сбережение горючего от уменьшения внешних потерь тепла и увеличения, за счет азота, концентрации водорода в газах, и позволяет увеличить выплавку чугуна, — особенно значительно в тех случаях, когда по совокупности всех условий печь не принимает высоконагретого дутья.

В валовое производство паровоздушное дутье в СССР не вошло вследствие боязни испортить качество чугуна растворенным в нем водородом.

3. ОБОГАЩЕННОЕ КИСЛОРОДОМ ДУТЬЕ

Изменения в ходе доменного процесса, вносимые обогащением дутья кислородом. В отличие от осушения дутья обогащение его кислородом меняет самым существенным образом условия работы доменной печи и ход важнейших совершающихся в ней процессов. Во-первых, горение в обогащенном кислородом дутье, т. е. дутье, лишенном некоторого количества азота, завершается в более ограниченном пространстве, чем в обыкновенном атмосферном дутье, во-вторых, оно дает более высокую температуру вследствие уменьшения — по отношению к весу сгорающего углерода — количества газов, воспринимающих это тепло. В-третьих, меньшее количество газов более быстро и совершенно, охлаждается, меняя свой химический состав в большей мере, чем при атмосферном дутье.

Но уменьшение веса продуктов горения, образующихся на единицу сгорающего углерода, имеет свою отрицательную сторону.

Азот дутья является источником тепла для доменной печи, так как вносит в горн гораздо больше тепла — часто в 3 раза больше, — чем уносит его через колошник. Поэтому, изъятие азота из дутья наносит ущерб тепловому балансу печи, ущерб, который должен быть возмещен или повышенным нагревом дутья или более совершенной работой газов-восстановителей.

По отношению к первому средству нужно сказать, что связанное с применением обогащенного кислородом дутья повышение температуры зоны горения подало мысль о возможности и даже выгоды (устранением дорогостоящего оборудования) работы на холодном, но обогащенном кислородом дутье. Но, как мы уже знаем, горячее дутье вносит от 15 до 20% всего потребляемого печью тепла и возмещать его расходом кокса было бы очень убыточно.

Ввиду указанной роли азота в тепловом балансе доменной печи, говоря о возможной экономии горючего при переходе на обо-

гащенное кислородом дутье, нельзя забывать о том, что эта экономия прежде всего определяется отношением температур дутья и колошниковых газов: при работе на холодном дутье и с высокой температурой колошника экономия достигает максимума, а при высоконагретом дутье и холодном колошнике экономия может и не быть, если работа газов-восстановителей не поднимет значительно коэффициент использования углерода. На такое поднятие — от увеличения концентрации окиси углерода — можно рассчитывать по теоретическим соображениям, но как далеко оно может идти, покажут в будущем опыты.

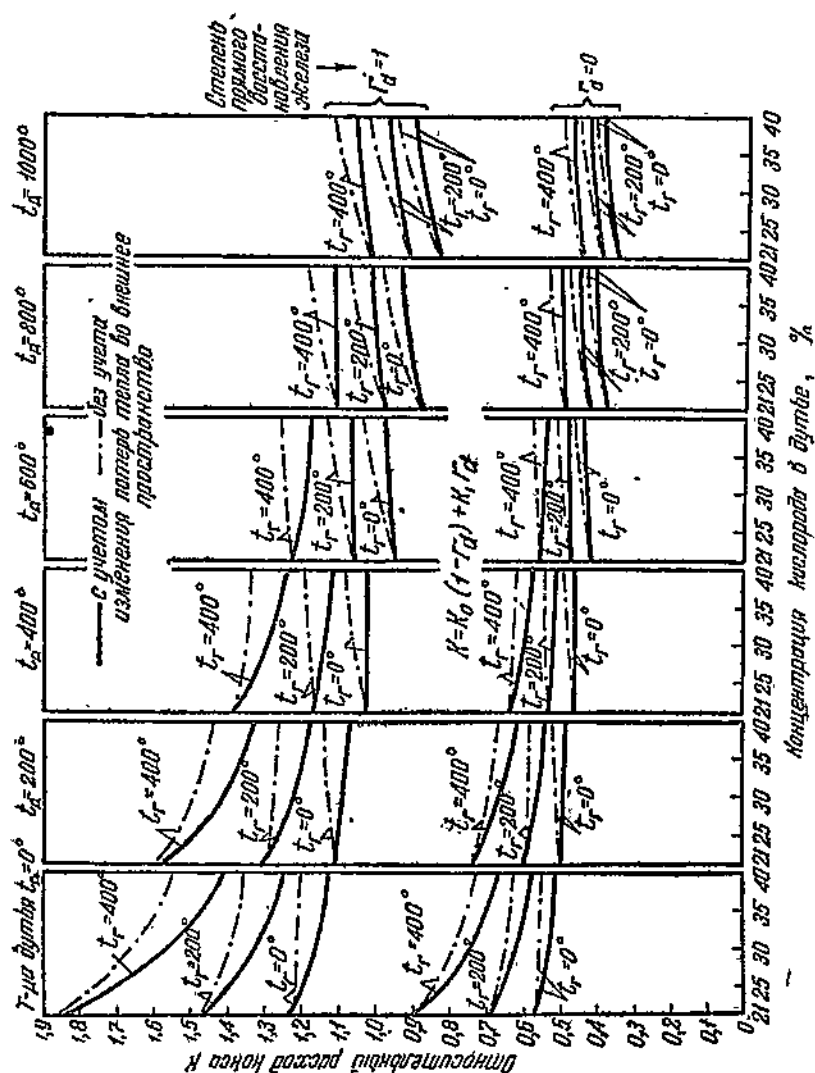
Диаграмма Рамма. А. Н. Рамм произвел большое количество подсчетов тепловых балансов для всестороннего выяснения вопроса о влиянии обогащенного кислородом дутья на расход кокса и на основании этих расчетов составил диаграмму, которая представлена на фиг. 99.

Диаграмма эта представляет совокупность шести отдельных диаграмм, на которых абсциссы дают процентное содержание кислорода в дутье, а ординаты — расход кокса на единицу чугуна. Каждая отдельная диаграмма состоит из двух половин; в верхней из них кривые вычерчены в предположении, что прямое восстановление выражается индексом 1, а в нижнем — 0; обычные степени прямого восстановления дают промежуточные значения для расхода кокса, находимого интерполированием. Наконец, в каждой половине дано 3 ряда кривых, вычерченных для трех разных значений температур колошника — от максимума в 400° до минимума — 0° при среднем значении 200° .

Взгляд на все 6 диаграмм сразу показывает, как убывает расход кокса по мере повышения нагрева дутья (от 0 до 1000°), а из каждой отдельной диаграммы легко усматривается падение расхода кокса по мере понижения температуры колошника. Максимум сбережения обнаруживает левая крайняя диаграмма для того случая, когда температура нагрева дутья равна 0° , а температура колошника достигает своего наибольшего значения — 400° . Наклон кривых показывает уменьшение расхода кокса при увеличении концентрации кислорода в дутье; переход этих кривых в прямые, параллельные оси абсцисс, указывает на прекращение экономии в расходе кокса. Это может случиться уже при нагреве дутья до 400° и низкой температуре колошника. При 800° нагрева изъятие азота из дутья отнимает так много тепла от печи, что оно не может быть возмещено уменьшением потери тепла через колошник, даже при низкой температуре его, и экономия в расходе кокса не может быть осуществлена поднятием концентрации кислорода в дутье.

Диаграмма Рамма в общем представляет хорошую иллюстрацию принципа Окермана. Она наглядно показывает, как убывает экономия горючего по мере подъема нагрева дутья и понижения температуры колошника (от увеличения коэффициента полезного

действия тепла (в доменной печи); изменение наклона кривых показывает, что влияние увеличения на 5% концентрации кислорода тем меньше, чем выше концентрация. Диаграмма не позволяет только сделать важнейшего вывода из принципа Окермана, что наивысший эффект от увеличения концентрации кислорода в



Фиг. 99. Зависимость расхода кокса от концентрации кислорода при разных степенях прямого восстановления и разных температурах дутья и колошника

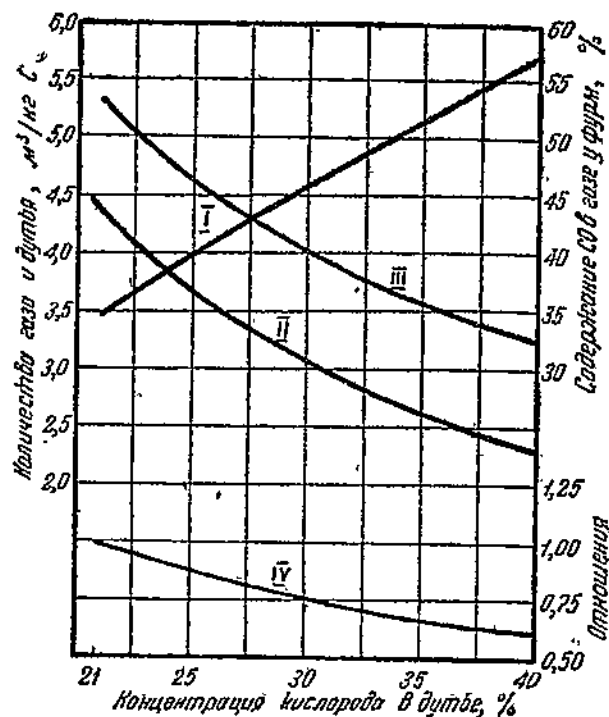
дутье будет достигнут при наибольшем расходе кокса, именно, при выплавке феррохрома, ферросилиция и ферромангана. Для первого ферросплава высокая концентрация жара в горне доменной печи имеет особое значение ввиду специфических свойств этого сплава — высокой температуры плавления и низкой текучести

вблизи этой температуры. Для выплавки ферросилиция обогащенное кислородом дутье представит то преимущество, что позволит более или менее значительно поднять концентрацию кремния в сплаве выше обычной (10—12%). Наконец, при выплавке ферромангана можно иметь шлаки столь высокой основности, что потеря в них марганца будет ничтожна (это уже доказано опытными плавками).

Наоборот, возможность выгодной работы на малокремнистый чугун при высокой концентрации кислорода кажется с теоретической точки зрения сомнительной и пока практически еще не подтверждена, так как в опытных плавках не применялась высокая концентрация кислорода (выше 36%) и не достигалась та интенсивность хода, какая необходима для обеспечения равномерного распределения газов и которая сопряжена со значительным развитием прямого восстановления железа в горне доменной печи.

Фиг. 100 дает наглядное представление о том, как увеличение концентрации кислорода в дутье резко меняет:

Фиг. 100. Зависимость количества дутья и газов от концентрации кислорода в дутье



концентрацию окиси углерода (кривая I), а следовательно, и азота, для которого не дано отдельной кривой, количество дутья (кривая II) и газов (кривая III), а также — отношение объема газов к объему обыкновенного дутья (кривая IV).

Уже переход к 30% кислорода в дутье повышает концентрацию окиси углерода в продуктах горения до 46% (снижает содержание азота до 54%), но вместе с тем снижает количество газов, циркулирующих в горне и шахте до $\frac{3}{4}$ по сравнению с работой на атмосферном дутье. Это должно вызвать меньшую потерю тепла через колошник, лучшее использование в печи как химической, так и тепловой энергии газов, но лишь при условии, что распре-

деление газов останется столь же совершенным, каким было оно при атмосферном дутье.

Практика показала, что хорошее распределение газов устанавливается лишь при определенном отношении количества газов к площади поперечного сечения рабочего пространства печи; уменьшение этого отношения ведет к тому, что поток газов устремляется по путям наименьшего сопротивления и экономичная работа печи становится невозможной.

Осуществимо ли такое увеличение интенсивности хода, при котором, несмотря на значительное уменьшение количества газов, скорость их движения не уменьшится? Ответить на этот вопрос можно только путем опыта, а пока можно ожидать, что в области наивысшей температуры может успешно восстанавливаться железо из железистого шлака, что устранил возможность восстановления значительного количества кремния.

Работа опытной доменной печи в Германии. Данные Ленингса и его выводы. Обогащенное кислородом дутье в настоящее время уже нашло себе промышленное применение на заводах как в производстве чугуна, так и в процессах его передела, но опубликование результатов работы доменных печей умышленно задерживается. До сих пор мы имели лишь одно сообщение Ленингса [45] о работе доменной печи Гутефогфнунгс-Гютте и отчеты о работе в Советском Союзе печи, построенной при Чернореченском химическом заводе специально для опытных плавов Институту азота [46].

Печь Чернореченского завода имела довольно значительную высоту (12,48 м), но при диаметре цилиндрической шахты 1,7 м всего 27 м³ полезного объема. Печь не могла пользоваться нагретым дутьем вследствие отсутствия воздухонагревателя и в течение нескольких лет—с перерывами, конечно,—работала на самосушном торфе (очень короткое время—на коксе), так как опытные плавки преследовали задачу использования именно этого вида топлива для доменной плавки при помощи обогащенного кислородом дутья.

Кислород получала печь как отброс химического завода в незначительном количестве и весьма неравномерно, поэтому, хотя на некоторое время концентрация его в дутье доводилась до 50%, но периоды такой работы были очень кратки. Тем не менее, несмотря на недостаток дутья, частые неполадки и аварии, а также очень переменный состав горючего материала (колебания влаги от 16 до 43% и золы от 3 до 9,5%), все же была показана возможность работы на ферросплавы с довольно высокой концентрацией кремния (9,8—15%) или марганца (62—74%) в них и выгодность применения генераторно-доменного процесса для переработки самосушного торфа на обогащенном кислородом дутье в высококалорийный газ, смолу и, как побочный продукт,—ферросплавы. Состав главного продукта производства—газа—не от-

личается при такой переработке торфа от генераторного газа, получаемого с применением обогащенного кислородом дутья в генераторах.

Доменная печь Гутефогфнунгс-Гютте имела полезную высоту 14 м и полезный объем около 50 м³; диаметр горна в ней был доведен до 2,4 м, а колошник сужен до 1,6 м. Печь работала на шести фурмах, пользуясь концентрацией кислорода в дутье не выше 30% при выплавке ферромангана и только 26% при литейном и томасовском чугунах.

В печь подавалось горячее дутье, притом — высоконагретое, но количество его не соответствовало объему печи и сечению горна; отношение между первым и вторым 12:1 требует интенсивной работы для использования всего сечения горна, но только при ходе на атмосферном дутье и на томасовский чугун интенсивность горения кокса достигала 580 кг/м² час сечения горна, а интенсивность хода выражалась хорошим использованием объема печи (0,8). При выплавке других сортов чугуна эти коэффициенты были значительно хуже, в особенности при работе на ферроманган, так как интенсивность горения опускалась до 315 кг, а использование объема печи доходило до 3 м³/т сылава, что, конечно, должно было вызвать неравномерное распределение газов, так как при работе дутьем с 30% кислорода в единицу времени подавалось в печь около 0,6 дутья и получалось около 0,67 того количества газов, с которым работала печь на атмосферном дутье.

Печь работала на характерной для Рейнско-вестфальского округа шихте; состав ее следующий (%):

Томасовский чугун		21% O ₂	26% O ₂
Томасовский (госфористый) агломерат		80,6	48,8
Шведский магнитный железняк месторождения Гренъесберг		19,4	51,2
Литейный чугун		21% O ₂	26% O ₂
Испанский бурый железняк (рубно)		38,5	42,8
Магнитный железняк Луоссавара-Чирунавара		61,5	57,2
Ферроманган		21% O ₂	30% O ₂
Кавказская (чнатурская) марганцевая руда		84,3	79,2
То же, с Сивайского полуострова		15,7	20,8

Условия работы опытной печи на этой шихте и полученные результаты приведены в табл. 88, представляющей сокращенную таблицу Ленингса (выпущено 2 периода работы на литейный чугун на дутье с 24% кислорода).

Нужно прежде всего констатировать, что опытная плавка показала возможность выплавки на обогащенном до 26% кислорода дутье малокремнистого (томасовского) чугуна. Далее, она показала, что для всех выплавлявшихся сортов чугуна, нормального для каждого из них химического состава, обогащением дутья кислородом достигается экономия в расходе горючего и повыше-

Таблица 88

Работа опытной печи Гутеффонгс-Гютте на обыкновенном и обогащенном кислородом дутье

№	Сорт чугуна	Томасовский чугун		Литейный чугун		Ферроманган	
		21	26	21	26	21	30
1	Расход кокса, кг/кг чугуна . . .	0,991	0,859	1,055	0,889	2,190	1,749
2	Расход углерода, кг/кг чугуна . . .	0,897	0,777	0,952	0,805	1,982	1,583
3	Расход углерода карбонатов, кг/кг чугуна . . .	0,0167	0,0264	0,0225	0,0453	0,0647	0,0559
4	Сгорание C в CO ₂ , кг/кг чугуна . . .	0,0997	0,1102	0,1322	0,1409	0,2344	0,2235
5	Сгорание C в CO, кг/кг чугуна . . .	0,7654	0,6358	0,777	0,6212	1,6782	1,2913
6	Состав газа, %:						
	CO ₂	5,1	8,0	6,6	11,0	5,7	9,0
	CO	33,8	38,7	32,9	36,7	32,0	41,6
	CH ₄	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
	O ₂	0,08	0,20	0,05	0,10	0,08	0,00
	H ₂	1,8	1,5	1,4	1,62	2,6	1,9
	N ₂	59,17	51,55	59,0	50,53	59,57	47,45
7	Количество газа, м ³ /кг чугуна . . .	4,23	3,086	4,388	3,153	9,788	5,792
8	Температура газа, °C	432	262	361	205	635	418
9	Дутье, температура, °C	797	781	742	726	750	712
10	Дутье, количество, м ³ /т чугуна . . .	3,167	2,160	3,282	2,158	7,380	3,932
11	Состав шлака, %:						
	SiO ₂	32,2	29,7	29,0	33,4	26,6	27,1
	Al ₂ O ₃	13,1	12,2	14,3	8,5	11,1	9,42
	CaO	41,2	44,4	45,0	50,0	37,5	42,0
	MgO	4,63	5,4	4,8	3,1	1,01	1,54
	MnO	2,96	2,01	0,72	0,46	18,2	13,70
	FeO	—	1,57	1,54	1,41	0,65	0,52
	S	—	—	2,71	1,82	1,02	1,10
12	Количество шлака, кг/кг чугуна . . .	0,709	0,625	0,474	0,458	0,925	0,746
13	Состав чугуна, %:						
	C	3,08	3,02	4,16	4,21	6,68	6,67
	Si	0,68	0,72	1,90	2,10	0,51	0,51
	Mn	2,07	1,29	1,30	0,86	79,30	79,40
	P	2,19	2,11	—	—	0,32	0,28
	S	0,10	0,09	0,02	0,01	0,01	0,02
	Fe	91,88	92,77	92,62	92,82	13,18	13,20
14	Температура чугуна, °C	1426	1427	1375	1365	1480	1475
15	Количество чугуна, т/сутки	63,8	71,4	42,1	52,6	17,1	19,5
16	Прямое восстановление, %	61,7	56,5	55,8	53,3	52,2	52,6
17	Сгорает у фурм углерода, %	82,4	81,6	86,3	80,0	87,1	83,7
18	Экономия углерода, кг	—	13,3	—	15,5	—	20,2
19	Увеличение выплавки, %	—	11,9	—	25,0	—	14

ние, выплавки чугуна, но — не для всех сортов одинаковое. Как и следовало ожидать (по принципу Окермана), наибольшее сбережение получилось при выплавке ферромангана; оно составило почти 400 кг кокса на тонну сплава или около 20% расхода на

атмосферном дутье, но Ленингс правильно указывает на то, что столь высокое сбережение невозможно для хорошо работающих больших печей, в которых на атмосферном дутье достигается расход кокса 1,6 при нагреве дутья до 930° .

Для работы на томасовский чугун сбережение оказалось выше того, какого можно ожидать при нормальных условиях плавки; в опытной плавке ход печи был необычно горяч, — на это указывает температура чугуна и колошниковых газов более высокая, чем при выплавке дематита, и состав газов, — в них содержание углекислоты ниже, чем в газах не только литейного чугуна, но даже и ферромангана. При более низкой температуре колошника экономия в расходе кокса была бы ниже. Хорошо сознавая это, Ленингс сделал вывод, что при выплавке томасовского чугуна из минет применение обогащенного кислородом дутья нецелесообразно.

Работа на дутье более высокой концентрации кислорода, чем 30% (результаты ее не вошли в таблицу Ленингса), позволила установить, что для степени обогащения дутья кислородом, подобно тому как для высоты нагрева дутья, существует определенный предел, переход за который не дает никаких выгод; предел этот для разных условий работы печей — качество сырых материалов, состав чугуна — неодинаков. Объясняется это тем, что обогащение дутья снижает количество газов и температуру их при выходе из печи; это снижение не должно быть столь значительным, чтобы в верхней части шахты газы перестали работать как восстановители.

Обогащение дутья позволяет работать на столь основных шлаках, каких не допускает работа на атмосферном дутье. При выплавке ферромангана те же шлаки позволяют довести потерю в них марганца до ничтожных размеров и повысить выход марганца до 95% против наилучшего выхода германских печей — 89%, достигаемого при самом высоком нагреве дутья (до 930°) и расходе кокса 1,6. Получались в опытной печи и шлаки, близкие по составу к портландскому цементу (18% SiO_2 и 65% CaO) при обогащении дутья до 33% кислорода.

Наблюдения над температурой чугуна и шлака показали, что переход от атмосферного к обогащенному дутью не влечет за собой повышения температуры шлака и чугуна, несмотря на повышение температуры продуктов горения углерода. Лишь повышение основности шлака, т. е. степени его трудноплавкости, повышало температуру шлака, а следовательно, и чугуна. Объяснение этому давно дал де-Ватёр (стр. 156—157).

Тепловые балансы плавки на обогащенном кислородом дутье и выводы из них. Данные плавки настолько полны, что позволили нам составить тепловые балансы всех шести периодов работы опытной печи. В них не хватало лишь указаний на содержание влаги в сырых материалах и обогащенном дутье, но так как со-

став шихты был указан, то содержание влаги в них могло быть приблизительно установлено; что касается содержания влаги в дутье, то им можно было пренебречь. Тепловые балансы приведены в табл. 89.

Числа этой таблицы, указывающие количество тепла, вносимое в печь нагретым дутьем, и расход тепла на нагревание колошниковых газов (с влагой) позволяют видеть, что при переходе от атмосферного дутья к обогащенному экономия в тепле, уносимом газами, всегда превосходит потерю тепла от сокращения веса дутья, вызванного обогащением его. Разница доходит до максимума (около 200 кал) при работе на ферроманган, чем и объясняется значительное сбережение в расходе кокса при выплавке этого чугуна на обогащенном дутье.

Далее, сличая приход тепла от горения углерода с расходом тепла, определяемым по разности, т. е. на все потери, легко усмотреть несоответствие между составом колошниковых газов и расходом углерода в печи. Очень низкое отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ в газах дало низкий приход тепла на 1 кг томасовского чугуна, какой наблюдается лишь в самых больших печах Германии, работающих на такой же чугун. Это вызвало очень незначительную потерю тепла (по разности), т. е. потери от охлаждения печи водой и потери во внешнее пространство, не соответствующие малым размерам опытной печи и ее низкой производительности.

Для периода плавки на ферроманган несоответствие между составом газа и расходом углерода вызвало обратные последствия: слишком высокий приход тепла на 1 кг сплава — 8013 кал — и потому чрезмерно большой остаток на потери — 2633 кал при работе на атмосферном дутье.

По указанному в табл. 89 приходу тепла от горения углерода в CO_2 и CO легко рассчитать, что в плавке на томасовский чугун при атмосферном дутье 1 кг углерода давал всего 3147 кал, так что степень использования углерода выражалась числом 0,38 или коэффициентом 38%, тогда как для работы на литейный чугун при большем расходе углерода 1 кг его давал в печи 3308 кал, чему соответствует степень использования 0,406, или коэффициент 40,6%. Для работы на обогащенном до 26% кислорода дутье те же числа повышаются до 3331 кал (40,9%) для томасовского и до 3567 кал (43,8%) для литейного чугунов.

При выплавке ферромангана степень использования углерода, естественно, должна быть ниже, чем при выплавке томасовского чугуна, вследствие большого расхода горючего на единицу ферросплава, но в данном случае разница в использовании невелика, так как для ферромангана она выражается числами: 3084 кал (37,9%) при атмосферном дутье и 3211 кал (39,5%) при обогащенном дутье. Объясняется это указанным уже несоответствием расхода углерода и содержанием в колошниковых газах углекислоты при работе на томасовский чугун. Нужно добавить, что

столь большой расход тепла на выплавку 1 кг ферромангана, как 8013 кал, и такая потеря тепла в газах, во внешнее пространство и на охлаждение водой, как $2124 + 2633$ кал, наблюдались и в больших печах, работавших на ферроманган, как можно судить по тепловому балансу, данному в учебнике Озанна ([6], стр. 604—605); расход тепла на 1 т выражается в этом балансе в 8081 кал, а потери тепла составляют $2002 + 1705 = 3707$ кал.

Таблица 89

Тепловые балансы опытной доменной печи, работавшей на обыкновенном и обогащенном кислородом дутье

	Сорт чугуна	Томасовский чугун		Литейный чугун		Ферроманган	
	Содержание кислорода в дутье, %	21	26	21	26	21	30
Приход тепла							
1	Горение углерода в CO_2 , кал	811	897	1076	1147	1907	1818
	" " CO ,	1911	1587	1940	1550	4190	3224
2	Теплосодержание дутья, кал .	836	569	801	513	1823	915
3	Шлакообразование, кал	78	77	59	64	93	85
Всего в приходе .		3636	3130	3876	3274	8013	6042
Расход тепла							
1	Восстановление	1762	1762	1696	1693	2156	2150
2	Испарение влаги	42	42	60	71	143	143
3	Разложение карбонатов . . .	213	210	161	156	236	240
4	Теплосодержание чугуна . .	292	292	300	302	301	300
5	Теплосодержание шлака . . .	307	270	195	190	420	337
6	Теплосодержание колошниковых газов (и влаги)	611	265	524	225	2124	2023
7	Охлаждение печи водой и потери тепла	409	289	940	637	2633	849
Всего в расходе . .		3636	3130	3876	3274	8013	6042

В заключение нужно сказать, что, хотя наши расчеты тепловых балансов обнаружили неточности и противоречия в данных цитированной статьи Ленингса [45], все же эта статья заслуживает особого внимания, так как является единственной в своем роде по обилию фактического материала, позволяющего обосновать те выводы, которые были сделаны Ленингсом на основании теоретических соображений и нами [47], исходя из принципа Окермана и всего того, что было высказано на специальной конференции, посвященной обогащенному кислородом дутью и созванной Отделением технических наук Всесоюзной академии наук (в 1938 г.).

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДА ГОРЮЧЕГО ПО ТЕПЛОВОМУ БАЛАНСУ

В третьем разделе (стр. 259—272) нами было показано, как можно, задаваясь степенью прямого восстановления железа, определить расчетом химический состав колошниковых газов. Но если состав их известен, то можно рассчитать и тепловой баланс доменной плавки, задаваясь температурой колошника и потерей тепла, если известны производственные данные о работе печи (состав шихты и чугуна, температура дутья).

Отсюда следует, что, задаваясь указанными величинами, можно расчетом теплового баланса определить одно неизвестное — расход горючего.

Степень точности полученного таким образом расхода горючего зависит от того, насколько близкими к действительности были те величины, которыми задавались при расчете. Меняя эти величины в тех пределах, в каких они могут меняться при определенных производственных условиях, можно установить, в каких пределах может колебаться расход горючего в тех же условиях работы доменной печи.

Метод проф. Озанна. В своем известном руководстве проф. Озанн дал 12 примеров «предварительного определения» расхода кокса ([6], стр. 684—692) для выплавки разных сортов чугуна из разных руд и одних шлаков (пудлингового и сварочного), допуская во всех случаях одну и ту же степень прямого восстановления (в среднем равную по Озанну 45%) и задаваясь потерей тепла в 34 (в большинстве случаев), 30 и 25% от того количества тепла, какое легко определяется независимо от расхода горючего и идет на: 1) восстановление элементов, переходящих в чугун, 2) на плавление и перегрев чугуна и шлака, 3) на удаление углекислоты и испарение воды из шихты.

Для определения затраты тепла на восстановление железа и марганца Озанн применяет своеобразный прием, считая, подобно Окерману, что на восстановление газами не расходуется тепла, так как расход этот как раз покрывается теплом образования углекислоты из окиси углерода; расход тепла на восстановление поэтому рассчитывается на 45% кислорода, отнимаемого от окислов железа и марганца, независимо от отношения марганца к железу, что, конечно, ошибочно. Приводим ниже расчет Озанна ([6], стр. 684—685) для первого его примера — выплавки «гематита» (2,5% Si и 0,6% Mn) из испанских бурых железняков, содержащих 47,2% Fe во влажной руде, на дутье, нагретом до 750°, и коксе, качественное число которого равно 135 (это — количество кокса, которое по расчету, как будет показано ниже, заменяет 100 углерода).

Расход тепла на 1 кг чугуна (в подлиннике на 100):

1) Восстановление Fe, Si, Mn и P	960 кал
2) Плавление и перегрев чугуна и шлака	560 »
3) Разложение карбонатов и испарение воды	369 »

Итого 1889 кал

4) Прибавка 34% на ² потери тепла в газах, охлаждающей воды и во внешнее пространство	643 »

Всего на 1 кг чугуна 2532 кал

Вносится дутьем и выделяется при образовании окиси углерода на 1 кг углерода 3437 кал, поэтому нужно:

сжечь $2532 : 3437 = 0,737$ кг C

вести в чугун 0,041 » C

Итого 0,778 кг C

Расход кокса $1,35 \cdot 0,778 = 1,05$ кг.

Расчет Озанна содержит в себе и неточности и грубую ошибку.

Неточности заключаются в принятии восстановления твердым углеродом постоянным, — одинаковым как для зеркального чугуна (11% Mn), выплавленного из зигенского шпатового железняка, так и для томасовского, выплавленного из пудлинговых и сварочных шлаков.

Отношение потерь тепла к расходу его по первым трем статьям берется Озанном без всякой мотивировки, — наибольшим (34%) как для томасовского, так и для зеркального чугуна, тогда как для случая выплавки чугуна из шведского магнитного железняка и из сварочного шлака принимается равным 30%, а из пудлингового шлака — 25%; между тем как производительность печи при работе на испанском буре железняке будет больше, а потери тепла — меньше, чем при работе на других рудах, не говоря уже о переделных шлаках.

Ошибка Озанна в первом примере заключается в принятии числа 3437 кал за теплоту, выделяемую при горении углерода в окись в нагретом до 750° дутье. В других своих примерах Озанн для горения при нагретом до 770° дутье принимает тепловой эффект 3414, как и следует из данной им таблицы. Но и это число, как все числа таблицы, неправильно выведено; Озанн считал, что на 1 кг углерода расходуется 4,9 кг сухого дутья (вместо 5,78), т. е. на 18% меньше, чем в действительности. Почти на столько же должен быть снижен и расход кокса во всех двенадцати примерах, но в таком случае он окажется слишком низким, например, при выплавках томасовского чугуна из одного пудлингового шлака — 0,745, а из 62%-ного магнитного железняка даже 0,635.

Таким образом способ Озанна «предварительного определения» расхода кокса, — не обещающий по самой сущности своей получения надежных результатов, привел самого автора его к грубо неверным выводам вследствие ошибок в расчете.

Способ Рамма. Другой, гораздо более сложный, но теоретически правильный и безупречный с математической точки зрения способ определения расхода горючего с помощью теплового баланса предложил А. Н. Рамм, который показал, что тепловой баланс доменного процесса может быть представлен в виде уравнения, решая которое относительно расхода горючего, можно получить обобщенную формулу, выражающую зависимость его от всех материальных и тепловых факторов плавки, учитываемых тепловым балансом. А. Н. Рамму удалось впервые придать уравнению теплового баланса простую и удобную для анализа форму путем введения понятий о «полезном» расходе тепла и «теплоотдаче» углерода, сгорающего у фурм и расходуемого на восстановление

$$(q_c - z_c) \cdot C + q_{c_i} \cdot C_i - (q_c - q_{c_d}) \cdot C_d - q_c \cdot C_e - Q_o' = 0, \quad (1)$$

где Q_o' — «полезный» расход тепла, включающий: 1) теплоту диссоциации окислов, 2) теплоту разложения карбонатов, 3) теплоту испарения воды (влаги и гидратной) и 4) теплосодержание чугуна и шлака, а также газов, не являющихся продуктами горения углерода в печи, в кал/кг чугуна;

q_c — теплоотдача углерода, сгорающего у фурм (количество тепла, оставляемого в печи газами, — продуктами горения 1 кг углерода у фурм), в 10^3 кал/кг С;

q_{c_i} — теплоотдача углерода, участвующего в непрямом восстановлении (количество тепла, оставляемого в печи двуокисью углерода, образующейся при непрямом восстановлении), в 10^3 кал/кг С;

q_{c_d} — теплоотдача углерода, расходуемого на прямое восстановление (количество тепла, оставляемого в печи окисью углерода, образующейся на 1 кг углерода, при реакциях прямого восстановления), в 10^3 кал/кг С;

z_c — внешние потери тепла, в 10^3 кал/кг С;

C — общий расход нелетучего углерода, в кг/т чугуна;

C_i — количество углерода, участвующего в непрямом восстановлении, в кг/т чугуна;

C_d — расход углерода на прямое восстановление, в кг/т чугуна;

C_e — количество углерода, переходящего в чугун, в кг/т чугуна.

Теплоотдача углерода, сгорающего у фурм, зависит от температур дутья (t_d) и колошниковых газов (t_z), а также от влажности дутья (φ):

$$q_c = 2,497 + v_d \cdot c_o \cdot t_d - v_z \cdot c_o \cdot t_z - 2,580 \cdot \varphi \cdot v_d, \quad (2)$$

где v_1 и v_2 — расход дутья и количество образующихся продуктов горения на 1 кг углерода, сгорающего у фурм, в м^3 ;

c_o — теплоемкость двухатомных газов, в $10^3 \text{ кал/м}^3 \cdot ^\circ\text{C}$;

2,497 — теплота горения C в CO, в 10^3 кал/кг C ;

2,580 — теплота разложения водяного пара, в $10^3 \text{ кал/м}^3 \text{ H}_2\text{O}$.

Теплоотдача углерода, участвующего в непрямом восстановлении (q_{c1}) и расходующего на прямое восстановление (q_{cd}), зависит только от температуры колошниковых газов:

$$q_{c1} = 5,640 - \frac{22,4}{12} \cdot (c_{\text{CO}_2} - c_o) \cdot t_2; \quad (3)$$

$$q_{cd} = 2,497 - \frac{22,4}{12} \cdot c_o \cdot t_2, \quad (4)$$

где 5,640 — теплота горения CO в CO_2 , в 10^3 кал/кг C ;

c_{CO_2} — теплоемкость двуокиси углерода, в $10^3 \text{ кал/м}^3 \cdot ^\circ\text{C}$.

Так как общий расход нелетучего углерода $C = k C_k$, где k — относительный расход горючего, C_k — содержание в нем нелетучего углерода (в кг/т), то из уравнения (1) можно непосредственно определить относительный расход горючего:

$$k = \frac{Q_o' - c_{c1} \cdot C_1 + (q_c - q_{cd}) \cdot C_d + c \cdot C_c}{(q_c - z_c) C_k}. \quad (5)$$

Однако это выражение не вполне применимо для проектных расчетов, так как полезный расход тепла Q_o' зависит в свою очередь от расхода горючего и содержания в нем золы, серы, влаги и летучих веществ, а потому не может быть точно определен заранее.

Точное решение задачи достигается с помощью разработанного А. Н. Раммом «комплексного» метода расчета, сущность которого заключается в совмещении расчета теплового баланса с расчетом шихты. Относительный расход горючего вводится при этом как неизвестная величина во все уравнения материального баланса, а расход компонентов рудной сыпи и флюса — в уравнение теплового баланса.

В простейшем случае, когда в шихту кроме горючего и флюса входит одна руда (или рудная смесь с заранее определенным средним составом), задача сводится к совместному решению следующих трех уравнений с тремя неизвестными: по выходу чугуна

$$p \cdot e_p + \phi \cdot e_\phi + k \cdot e_k = 1; \quad (6)$$

по основности шлака

$$p \cdot \overline{RO}_p + \phi \cdot \overline{RO}_\phi + k \cdot \overline{RO}_k = 0; \quad (7)$$

по тепловому балансу

$$p \cdot \overline{q}_p + \phi \cdot \overline{q}_\phi + k \cdot \overline{q}_k = 0. \quad (8)$$

Через p , f , k обозначены соответственно неизвестные относительные расходы руды, флюса и горючего. Множители при неизвестных представляют численные характеристики соответствующих свойств сырых материалов, вычисляемые (единообразно для всех компонентов шихты) по их химическому составу и заданным или принятым условиям плавки, а именно:

e — теоретический выход чугуна (количество чугуна, получающегося из 1 кг данного материала), в кг/кг;

$\overline{RO}$ — содержание «свободных» оснований, т. е. избыток или недостаток оснований в рассматриваемом материале против заданной основности шлака, в кг/т материала;

$\overline{q}$ — тепловой эквивалент (в кал/кг), выражающий «приведенную» затрату тепла на все химические и физические превращения, которым подвергается в доменной печи 1 кг рассматриваемого материала, а для горючего — «приведенную» теплоотдачу его в печи.

Представление о тепловых эквивалентах и способ их вычисления непосредственно вытекают из общего уравнения теплового баланса, приведенного выше [уравнение (1)]. Обозначим для краткости выражение, стоящее в левой части уравнения (1), через $\overline{q}$. Очевидно, что $\overline{q} = 0$ лишь в том случае, когда отдельные составляющие шихты (руда, флюс, горючее) взяты в таком соотношении, какое при данных условиях плавки отвечает тепловому балансу. Для какой-либо части шихты, в которой отдельные компоненты ее находятся в любом другом соотношении $\overline{q} < 0$ при недостатке горючего и $\overline{q} > 0$ при его избытке. Определяя величину $\overline{q}$ для 1 кг какого-либо отдельного компонента шихты, мы и найдем, очевидно, «тепловой эквивалент» данного материала в охарактеризованном выше значении этой величины. Таким образом тепловые эквиваленты вычисляются по формуле:

$$\overline{q} = (q_c - z_c) \cdot C + q_{ci} \cdot C_i - (q_c - q_{ca}) \cdot C_a - q_c \cdot e \cdot C_e - Q_o', \quad (9)$$

где: Q_o' , C_i , C_a — должны быть отнесены на 1 кг рассматриваемого материала [а не 1 кг чугуна, как в уравнении (1)];

C — содержание в нем нелетучего углерода (%о) и
 e — теоретический выход чугуна.

Решением в общем виде системы уравнений (6) — (8) получаются следующие выражения для искомых относительных расходов горючего, руды и флюса:

$$k = \frac{1}{-e_{pf} \cdot \frac{q_{kf}}{q_{of}} + e_{kf}} \quad (10)$$

$$p = -k \cdot \frac{\bar{q}_{\kappa\phi}}{\bar{q}_{p\phi}}; \quad (11)$$

$$\phi = k \cdot \phi_{\kappa} + p \cdot \phi_p, \quad (12)$$

где для краткости обозначено:

$$\begin{aligned} \phi_p &= -\overline{RO}_p : \overline{RO}_{\phi}; & \phi_{\kappa} &= -\overline{RO}_{\kappa} : \overline{RO}_{\phi}; \\ e_{p\phi} &= e_p + \phi_p \cdot e_{\phi}; & e_{\kappa\phi} &= e_{\kappa} + \phi_{\kappa} \cdot e_{\phi}; \\ \bar{q}_{p\phi} &= \bar{q}_p + \phi_p \cdot \bar{q}_{\phi}; & \bar{q}_{\kappa\phi} &= \bar{q}_{\kappa} + \phi_{\kappa} \cdot \bar{q}_{\phi}. \end{aligned}$$

После определения расхода горючего и остальных компонентов шихты могут быть определены обычными способами количество дутья, выход и состав продуктов плавки (чугуна, шлака и газа) и, наконец, сведены материальный и тепловой балансы плавки на единицу чугуна, причем при сведении теплового баланса обеспечено получение заранее принятой величины «остаточного» члена баланса (потерь тепла в окружающую среду).

В работе А. Н. Рамма приведен численный пример расчета описанным методом (для типичных условий выплавки мартеновского чугуна на Юге Союза из подготовленной криворожской руды), поясняющий практическое выполнение расчета во всех его деталях, которые не могут быть переданы здесь за недостатком места.

Исходными данными для расчета, характеризующими собой условия проектируемой плавки, являются:

- 1) Полные химические анализы всех компонентов шихты.
- 2) Состав выплавленного чугуна (содержание Si, C, S; иногда Mn, P и других элементов).
- 3) Влажность и температура дутья.
- 4) Качественная характеристика важнейших условий плавки: восстановимость и физические свойства руды, физико-механические качества горючего, рациональность профиля печи и т. п.

Для расчетного определения относительного расхода горючего необходимо далее задать ся, сообразуясь с указанными условиями плавки, численными значениями следующих величин:

- а) степени восстановления различных элементов;
- б) основности шлака;
- в) степени прямого восстановления железа;
- г) степени разложения гидратной влаги;
- д) относительной части нелетучего углерода, переходящей в метан;
- е) температуры колошниковых газов;
- ж) температур (или теплосодержания) выпускаемых чугуна и шлака;
- з) внешних потерь тепла.

Точность получаемого расчетом результата определяется степенью достоверности, с которой удастся задаться, сообразуясь со

специфическими условиями проектируемой плавки, всеми перечисленными величинами, в особенности степенью прямого восстановления железа и температурой колошниковых газов. Следует, однако, заметить, что величинами а) и б) приходится задаваться и при любом расчете шихты, а величинами в), г) и д) — при расчете состава колошниковых газов по нашему методу.

Таким образом дополнительно для определения расхода горючего остается лишь установить вероятные температуры продуктов плавки и внешние потери тепла.

Определение относительного расхода горючего расчетом необходимо при проектировании новых доменных печей и при установлении технико-производственных планов для существующих печей, при сопоставлении различных схем обогащения руд, подготовки их к плавке и, наконец, при сравнении различных методов ведения самой плавки. Метод А. Н. Рамма обеспечивает получение сравнимых и закономерно меняющихся результатов и облегчает теоретический анализ влияния различных факторов на расход горючего, как видно из примерных расчетов, данных А. Н. Раммом в его трудах. [29 и 48].

Определение «качественного числа» кокса по методу проф. Озанна. К определению расхода горючего при помощи теплового баланса сводится и установление «качественного числа» кокса или содержания в нем используемого углерода для оценки кокса, как топлива доменной плавки, а также для всяких расчетов, в которых приходится определять изменение расхода кокса в зависимости от изменений в условиях работы печи.

Проф. Озанн давно уже дал [49] способ определения качественного числа кокса («Wertziffer») и в обоих изданиях своего учебника воспроизвел этот способ, не исправив неточностей и ошибок его.

Так как способ Озанна вошел в справочные издания и нашел себе применение в практике, мы изложим его здесь ([6], стр. 105—106) с нашими поправками (взятыми в скобки).

Данные для расчета. Кокс содержит: 4% влаги, 2,4% летучих, 0,8% серы, 10% золы ($45\% \text{SiO}_2 + 33\% \text{Al}_2\text{O}_3 + 11\% \text{Fe}_2\text{O}_3 + 3,6\% \text{CaO} + 4,4\% \text{MgO} + 0,7\% \text{P}_2\text{O}_5 + 1,1\% \text{SO}_3$) и 83,2%, нелетучего углерода (считая $\frac{1}{2}$ серы в золе).

Флюс содержит 43% углекислоты и, значит, 57% флюсующихся окислов (в сухом состоянии). На единицу серы Озанн считает флюса 3,5, а на единицу золы — 1,1 (обычно считают 1,2—1,3); на плавление и перегрев шлака — 500 кал, на удаление углекислоты из флюса 943 кал/кг.

Расчет. 100 кг кокса требуют флюса:

$$10 + (11,0 + 2,8) 0,57 = 10 + 8 = 18 \text{ кг}$$

$$(8,78 + 13,8 \cdot 0,57 - 0,40 \text{ кислорода}) = 16,25 \text{ кг}$$

$$13,8 \cdot 0,43 = 6 \text{ кг } \text{CO}_2 \text{ (5,93 кг)}$$

Расходуется тепла на разложение карбонатов, плавление и перегрев шлака:

6.943 =	5558 кал	(5,93.966 = 5728)
18.500 =	9000 "	(16,23.500 = 8125)
	14658 кал	(13853)
Прибавка на потери 40%	5863 кал	(5541)
Итого	20521 кал	(19394)

Расход углерода: $20521 : 3300 = 6,2$ кг $(19394 : 3486 = 5,56)$

«Качественное число» Озанна:

$$(100 + 6,2 : 0,832) : 0,832 = 129; \quad \left(\frac{100}{0,832 - 0,0556} = 100 : 0,776 = 129 \right).$$

Как видно из первых двух строк расчета, Озанн неточно определил вес шлака, получающийся из известняка и золы кокса. Неточность незначительна по своей численной величине в данном случае, но недопустима по теоретическим соображениям: 10 кг золы не могут дать 10 кг шлака, так как количество шлакующихся в них составных частей, — считая и сернистый кальций в числе их — обыкновенно не превосходит 80% веса золы, нередко спускаясь до 75%. В данном случае оно выше потому, что содержание окиси железа в золе низко. Затем, из шлакующихся частей флюса не сделан вычет кислорода, выделяемого известью при переходе ее в сернистый кальций; в данном случае этот вычет очень незначителен, так как кокс содержит мало серы.

Переходя от расхода тепла к расходу углерода, Озанн к обычной своей ошибке — преуменьшению теплосодержания дутья от неверного учета количества его (здесь, при 700° нагрева, преуменьшение равно 186 кал) — присоединяет еще более грубую ошибку, считая, что углерод горит только в окись углерода.

В такого рода расчетах переход от расхода тепла к потребному для покрытия его количеству углерода должен делаться, исходя из теплового значения 1 кг углерода в печи или, если учтен расход тепла на потери, — из количества тепла, получаемого в печи от горения 1 кг углерода в нагретом дутье.

В табл. 84 нами были даны числа, характеризующие использование в разных печах тепла, сгорающего в нагретом дутье углерода, и тепла, даваемого горением углерода, а в тексте (стр. 412—414) было показано, как они выводятся. Расчет Озанна не считается с условиями работы печи, в которой сжигается кокс (для его способа расчета их и не нужно знать), но, не зная этих условий, нельзя точно указать численного значения коэффициентов для перехода от расхода тепла к расходу углерода. В среднем, однако, без большой погрешности можно принять, что 1 кг углерода в современных печах, работающих с высоконагретым дутьем, выде-

ляет в процессе горения и восстановления около 4800 кал и что при обычном для настоящего времени коэффициенте полезного действия тепла в доменной печи в 75%, из 4800 кал используется в печи 3600 кал. Озанн принял в своем расчете коэффициент полезного действия равным 71% ($100 : 1,4$). По этому коэффициенту из 4800 кал в печи используется $4800 \cdot 0,71 = 3400$ кал, что очень близко подходит к условиям работы южных печей Союза.

Обращаясь к расчету Озанна, нужно сказать, что по расходу тепла в 14658 кал (без потерь тепла) потребность в углероде определяется в $14658 : 3400 = 4,3$ кг, как и по расходу с потерями в 40%, именно: $20521 : 4800 = 4,3$ кг. Наши поправки в расходе тепла понижают расход углерода до $13853 : 3400 = 4,07$ кг, сводя количество используемого в коксе углерода до $83,2 - 4,07 = 79,13\%$, а качественное число Озанна до $100 : 0,7913 = 126$.

Это число показывает, что нужно взять 126 кг кокса указанного выше состава, чтобы ввести в печь 100 кг используемого в печи углерода. Чем качественное число выше, тем хуже кокс, откуда следует, что термин «Wertziffer» не совсем удачен.

Так как содержание в коксе используемого углерода устанавливается раньше, чем качественное число, то в выводе последнего нет надобности: для оценки кокса необходимо и достаточно знать содержание в нем используемого углерода, определяемое по химическому составу кокса.

При определении последнего в вышеприведенном расчете не было принято во внимание количество тепла, затрачиваемое на испарение влаги кокса. Озанн, как и Рейхардт, считает, что испарение влаги требует немного тепла ($4 \cdot 600 = 2400$ кал) и не отзывается вредно на тепловом состоянии печи, так как кокс высыхает вблизи колошника. Однако многие техники вводят тепло испарения влаги в общий расход тепла и тем несколько обесценивают кокс при расчетах с поставщиками.

По этому поводу мы считаем нужным сказать, что в тех случаях практики, когда в доменную печь поступают красные и магнитные железняки с незначительным содержанием влаги, а температура колошника колеблется в пределах $250-300^\circ$ (как, например, на южных печах Союза), содержание влаги предупреждает дальнейшее повышение температуры в верхних горизонтах печи и не мешает ходу восстановительного процесса. Если же выплавка чугуна производится из бурых железняков, содержащих кроме гидратной воды много влаги, а температура колошниковых газов понижается до $120-100^\circ$ и даже ниже, следует учитывать расход тепла на испарение влаги, так как в этом случае изменение в содержании ее меняет объем области низких температур в печи, в которых совсем не может происходить восстановления руды или оно замедляется там, где начинается.

В результате развития изложенного выше способа определения

используемого углерода разными авторами были предложены особые формулы, с помощью которых оценивается значение содержания в коксе 1% влаги, золы и серы в денежном выражении с целью дать возможность делать правильные расчеты покупателям кокса с поставщиками его, т. е. устанавливать вычеты или надбавки к основной цене кокса нормального состава.

Поскольку эти формулы регулируют качество кокса и гарантируют доменному технику колебание примесей кокса в определенных и терпимых пределах, они удовлетворяют своему назначению, но нужно сказать, что надобности в них нет, так как при определении содержания используемого углерода учитывается влияние содержания всех этих примесей и в контракте с поставщиками достаточно оговорить, что стоимость кокса определяется по содержанию используемого углерода (а не нелетучего), исходя из цены одной тонны его в нормальном коксе.

Вышеприведенный расчет, как и выведенные из него формулы, основаны на предположении, что одинаковый расход тепла, вызываемый увеличением каждой из входящих в расчет примесей, покрывается одинаковым количеством углерода, не вызывая изменений в состоянии печи. Предположение это теоретически не состоятельно. Не говоря уже о значении расхода тепла на испарение воды — расхода, который часто может быть совсем не возмещаем увеличением количества сжигаемого в печи углерода, — увеличение расхода тепла от повышения содержания золы совсем не равноценно с повышением на такое же количество калорий расхода тепла на шлакование серы.

Увеличение веса золы в коксе не может вполне компенсироваться увеличением расхода углерода по расчету, принимающему во внимание лишь теплоту разложения флюса и плавления излишнего шлака, потому что увеличение количества флюса влечет за собой повышение концентрации уголекислоты в газах и понижение их восстановительной способности, что не может быть учтено никаким расчетом.

Увеличение содержания серы в коксе тоже не может быть компенсировано определяемым расчетом увеличением количества сжигаемого углерода, вызванным только повышенным количеством флюса, так как сопровождается повышением концентрации сернистого кальция в шлаке, понижением его обессеривающей способности, что вызывает необходимость повысить основность шлака и температуру в горне доменной печи.

Не зная этого, иногда приходят к неверному заключению о качестве кокса, установленном расчетом. Покажем это на одном примере.

В статье, касающейся расчетов б. репарационной комиссии по поставкам кокса Германией в Бельгию и Францию [50], автор, повторяя расчет Озанна со всеми его неточностями и ошибками, выводит качественное число для двух сортов кокса — бельгийского стандартного и рурского. Приводим ниже анализ обоих сортов,

	Составные части кокса, %			
	зола	сера	летучие	влаги
I. Бельгийский кокс . . .	13,5	1,0	2,5	6,5
II. Рурский . . .	10,2	1,1	3,0	10,5

		Расчетные числа			
		по Kersten'у		по М. А. Павлову	
	Скелетуч	Вычет С	Качественное число	Вычет С	Качественное число
I. Бельгийский кокс	76,5%	10,00%	147,8	6,30%	142,5
II. Рурский	75,0%	9,51%	150,0	5,94%	144,2

Полученные нами результаты для качественного числа ниже, чем выведенные по Озанну бельгийским автором, но и они указывают на то, что рурский кокс несколько хуже бельгийского. Однако всякий доменный техник при первом взгляде на приведенные выше анализы кокса скажет, что рурский кокс лучше бельгийского, так как хотя в первом на 4% более влаги, чем во втором, но зато на 3,3% меньше золы, перевод которой в шлак более убыточен для теплового хозяйства доменной печи, чем испарение влаги. (Вопрос о сере в данном случае не играл роли, так как содержание ее очень близко в обоих сортах кокса).

Если кокс расценивался репарационной комиссией пропорционально величине качественного числа, то по Озанну надо было поставлять его на 4% больше (150—144,2) : 144,2 = 0,04.

Расчет автора по данным Белла. Изложенный выше способ расчета расхода углерода по затрате тепла приходится применять не только для оценки горючего, но и для сравнения расхода его в печах, работающих в разных условиях. Покажем это на примере, имеющем историческое значение.

Когда (в 1890 г.) были впервые опубликованы результаты работы доменных печей «Люси» (в Питтсбурге), выплавлявших передельный чугун с малым расходом горючего и с большой производительностью, Л. Белл расчетом показал, что его кливлендские печи, несмотря на большой расход кокса, работают не менее экономично (в смысле усвоения тепла), чем печи «Люси», и что разница в расходе кокса точно выводится из различия в составе чугуна и в весе шлака. Проверим этот вывод Л. Белла, применяя в нашем расчете современные термохимические данные.

Прежде всего установим количество используемого углерода в кливлендском коксе, имевшем такой состав: летучих и влаги всего 2,59%, серы — 1%, золы — 10% и, значит, нелетучего углерода 86,41%. Наш расчет дал вычет из нелетучего углерода всего в размере 5,41% на покрытие расхода тепла, связанного с оплакованием серы и золы; используемого углерода, остается в коксе 81%.

Из теплового баланса кливлендской печи известно, что горение в ней 0,961 углерода дает 3548 кал; присоединяя к ним 800 кал,

вносимых дутьем, нагретым до 750° , получим 4348 кал на 1 кг чугуна или на 0,961 углерода. Следовательно, горение 1 кг углерода в кливлендской печи дает

$$4348 : 0,961 = 4524 \text{ кал.}$$

Так как полезное действие тепла в печи было 76,5%, то от горения 1 кг углерода в печи оставалось

$$0,765 \cdot 4524 = 3436 \text{ кал}$$

при работе на литейный чугун, состав которого параллельно с составом чугуна из печей «Люси» приводим ниже (марганец не указан ввиду того, что содержание его в обоих сортах чугуна незначительно и почти одинаково):

	Si, %	P, %
Чугун кливлендский, литейный	3,0	1,4
" печей «Люси», переделный	1,0	0,4

По количеству сопровождающего чугун шлака сравниваемые печи резко отличаются друг от друга, и этим, главным образом, объясняется разница в расходе кокса на единицу чугуна; в Кливленде в то время на единицу чугуна приходилось 1,5 шлака, а в печах «Люси» — только 0,5.

Перерасход тепла в кливлендской плавке по сравнению с американской определяется так:

$$0,02 (7423 - 1758) + 0,01 (8573 - 1758) + 1 \cdot 500 = 681 \text{ кал.}$$

(Теплота восстановления избытка кремния и фосфора указана как разность теплот восстановления этих элементов и замещаемого ими такого же количества железа).

Так как 1 кг углерода оставляет в кливлендской печи 3436 кал, то для покрытия перерасхода 681 кал нужно издержать:

$$681 : 3436 = 0,198 \text{ кг C}$$

или кокса, содержащего 81% используемого углерода, —

$$0,198 : 0,81 = 0,244 \text{ кг.}$$

Эта надбавка в расходе кокса, вызванная тяжелыми условиями работы кливлендских печей, делает эквивалентными следующие числа расхода кокса:

В печах «Люси», кг	0,80	0,85	0,95
" Кливленда, кг	1,044	1,094	1,144

Наибольший из указанных здесь расход кокса является обычным для сравниваемых печей. Несколько меньший достигался при улучшении условий работы; что касается цифр первого столбца, то они показывают, что если расход кокса снизится в кливлендской печи до 1,044, то печи «Люси» должны будут сжигать не более 0,8 кокса на единицу чугуна. Однако нужно иметь в виду, что сравнение это предполагает, что коннельсвилльский кокс, на котором работали печи «Люси», имеет 81% или около этого используемого углерода.

5. НАИМЕНЬШИЙ ТЕОРЕТИЧЕСКИ ВОЗМОЖНЫЙ РАСХОД УГЛЕРОДА В ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ.

Определение Грюнером наибольшего значения отношения $\text{CO}_2 : \text{CO}$, соответствующего наименьшему расходу горючего. Л. Грюнер полагал, что наименьший расход горючего достигается в доменной плавке лишь при восстановлении всего железа руды окисью углерода, т. е. при «идеальном» ходе, когда отношение n достигает своего максимума. Он определил этот максимум, пользуясь данными о работе кливлендских печей, опубликованными Л. Беллом. Вот как это было им сделано.

При хорошем ходе кливлендских печей расходуется на 1 кг чугуна 1 кг С в коксе и 0,6 известняка, содержащего $0,6 \cdot 0,12 = 0,072$ кг С. В чугун переходит 0,03 кг С, в газах остается: $1,000 - 0,030 + 0,072 = 1,042$ кг С. Углерод распределяется в газах так, что 0,3 его находится в состоянии углекислоты, а 0,7 — в виде окиси углерода. Поэтому горением углерода выделяется в печи —

$$\begin{aligned} (0,3 \cdot 1,042 - 0,072) \cdot 8080 &= 1944 \text{ кал,} \\ 0,7 \cdot 1,042 \cdot 2473 &= 1804 \text{ »} \end{aligned}$$

Итого... 3748 кал.

Грюнер принимает, что при 0,03 углерода в чугуне остается 0,97 железа, восстанавливающегося целиком по реакции: $\text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{CO} = 3\text{CO}_2 + \text{Fe}_2$, которая требует

$$0,97 \cdot 36 : 112 = 0,312 \text{ кг С,}$$

выделяющего, сгорая в CO_2 ,

$$0,312 \cdot 8080 = 2521 \text{ кал.}$$

Чтобы дать прежнее количество тепла, нужно дополнительно сжечь в окись

$$(3748 - 2521) : 2473 = 1227 : 2473 = 0,496 \text{ кг С.}$$

Полный расход углерода при идеальном восстановлении будет равен:

$$0,03 + 0,312 + 0,496 = 0,838 \text{ кг.}$$

Идеальное отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ по весу достигает:

$$0,312 \cdot \frac{44}{12} : 0,496 \cdot \frac{28}{12} = 0,312 \cdot 11 : 0,496 \cdot 7 = 1,217.$$

При отношении $\text{CO}_2 : \text{CO} = 1,217$ в колошниковом газе должно содержаться около 17,5% CO_2 и 22,5% CO по объему, если сумма этих газов равна 40. Такой газ действительно может называться «идеальным» для Кливленда, где обычное содержание углекислоты в газе не превосходит 10%. Но расход углерода, соответствующий идеальному ходу, находится в явном несоот-

ветствии с отношением m , так как при содержании 81% используемого углерода, 0,838 кг его соответствуют 1,035 кг кокса, а такой расход достигался в Кливленде при несколько повышенном выходе чугуна из обожженного сидерита (41—42%).

Если бы Грюнер обратил внимание на указанное только что несоответствие, то он мог бы прийти к заключению, что или его расчет неверен, или же что какой-то фактор снижает отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$, не увеличивая расхода углерода. Теперь мы знаем, что этот фактор — восстановление твердым углеродом, перерасход тепла на которое возмещается высоконагретым (до 750°) дутьем.

Неточности и теоретическая ошибка расчета Грюнера. Начиная с неточности, нужно сказать, что восстановление 97% Fe окисью углерода слишком «идеально», так как нигде не выплавляется чугун, содержащий 97% Fe, а кливлендский чугун, из состава которого должен был исходить Грюнер, содержит 92—93% Fe, — смотря по тому, сколько в нем кремния. В других своих расчетах Грюнер допускал 2% Si в кливлендском чугуне; если к нему прибавить 1,4% P и 0,6% Mn, то на железо остается (при 3% C) 93%.

Так как марганец (в виде закиси), кремний и в особенности фосфор требуют при прямом восстановлении больше углерода чем замещаемое ими железо, то, сделавши поправку на восстановление примесей железа твердым углеродом и 93% Fe только окисью углерода, мы получим иной, чем у Грюнера, результат, а именно:

Восстанавливается	Расход углерода	Выделяется тепла
Fe 0,930	$0,93 : 36 : 112 = 0,8000$	$0,8000 \cdot 8080 = 2424$ кал
Mn 0,006	$0,006 \cdot 12 : 55 = 0,0013$	} $0,0319 \cdot 2473 = 79$.
Si 0,020	$0,02 \cdot 24 : 28 = 0,0171$	
P 0,014	$0,014 \cdot 60 : 62 = 0,0135$	
		Итого . . 2503 кал

Нужно сжечь углерода в CO

$$(3748 - 2503) : 2473 = 0,5034 \text{ кг.}$$

Весь расход углерода увеличится до

$$0,0300 + 0,0319 + 0,3000 + 0,5034 = 0,8653 \text{ кг.}$$

Отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ снизится до

$$(0,300 + 0,072) : 11 : (0,0319 + 0,5034) \cdot 7 = 1,092.$$

Нашим пересчетом отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ изменилось значительно, хотя расход углерода стал немногим больше. Это лишний раз указывает на большую чувствительность показателя Грюнера.

Численное его значение 1,092 достигается при содержании 16,4% CO_2 и 23,6% CO, очень далеком от действительного, тогда

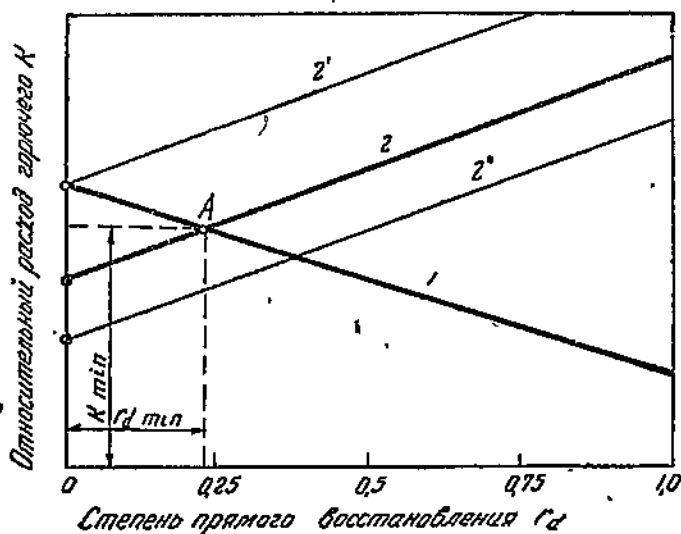
как соответствующий ему расход кокса — $(0,8653 : 0,81 = 1,068)$ — вполне реален и в действительности достигается в Кливленде некоторым обогащением шихты.

Ошибка расчета Грюнера заключается в том, что он определял расход углерода для горения в окись углерода, исходя из предположения, что расход тепла на 1 кг чугуна при идеальном ходе будет тот же (3748 кал), как и при обыкновенном ходе, несмотря на сокращение расхода углерода. Предположение это сделано было неосмотрительно: всякое сбережение горючего — от какой бы причины оно ни происходило — само вызывает дальнейшее сбережение от уменьшения потери тепла через колошник, вследствие уменьшения количества и понижения температуры газов. Это было высказано нами в работе, опубликованной еще в 1894 г. [31], где было показано, как можно рассчитать идеальные отношения m Грюнера и идеальный расход горючего, путем последовательных приближений, исходя из первого из них, найденного по Грюнеру (избегая его неточностей).

Мы не приводим здесь этих пересчетов, так как правильное определение отношения Грюнера потеряло теперь, по нашему мнению, свое бывшее значение показателя наилучшего использования тепла и горючего в доменной печи. Восстановление ближе всего подходит к идеальному в печах, работающих с высоким расходом углерода, а минимальный фактический расход его достигается в современных печах только при участии довольно широко развитого прямого восстановления и при помощи тепла, приносимого горячим дутьем. Об этом не мог догадываться Грюнер, не располагавший теми опытными данными о равновесии окислов железа, железа и окислов углерода, какие доступны реперь нам. По этим данным необходимо различать двойную роль, которую играет сгорающий в печи углерод, а именно: 1) роль материала дающего нужное для хода доменного процесса тепло, и 2) материала, образующего такое количество окиси углерода, какое позволяет закончить восстановление руды, благодаря избытку окиси углерода против отношения, соответствующего равновесию при температуре восстановления закиси железа — 685° (см. раздел второй, стр. 80—90).

Две диаграммы Рамма. Схематическая диаграмма Рамма (фиг. 101) дает [51] расход горючего (ординаты) при разных степенях восстановления твердым углеродом двумя прямыми: линия 1 представляет расход горючего, как восстановителя, — расход, понижающийся с развитием прямого восстановления; линия 2 дает расход горючего, как источника тепла. Этот расход возрастает с повышением степени прямого восстановления. Обе линии при наличии прямого восстановления пересекаются при определенных условиях работы печи в точке А, которой соответствует в данном случае степень прямого восстановления около

0,25. От точки *A* направо линия 2 повышается, указывая на повышение расхода углерода от увеличения степени прямого восстановления; налево от *A* отрезок линии 2 не реален, так как расход углерода как восстановителя возрастает с понижением степени прямого восстановления. Таким образом точка *A* указывает минимум расхода горючего, получаемый при совместном прямом и косвенном восстановлении.



Фиг. 101. Расход горючего при разных степенях восстановления: 1 — минимально возможный расход горючего, как восстановителя; 2 — необходимый расход горючего, как источника тепла

При изменившихся к лучшему условиях работы печи, например, более богатой руде, более холодном чугуна, более высокому нагреву дутья, линия 2 снизится от уменьшения расхода углерода и примет нижнее положение (линия 2''); точка *A* переместится направо и понизится, т. е. степень прямого восстановления увеличится, а наименьший возможный расход горючего уменьшится.

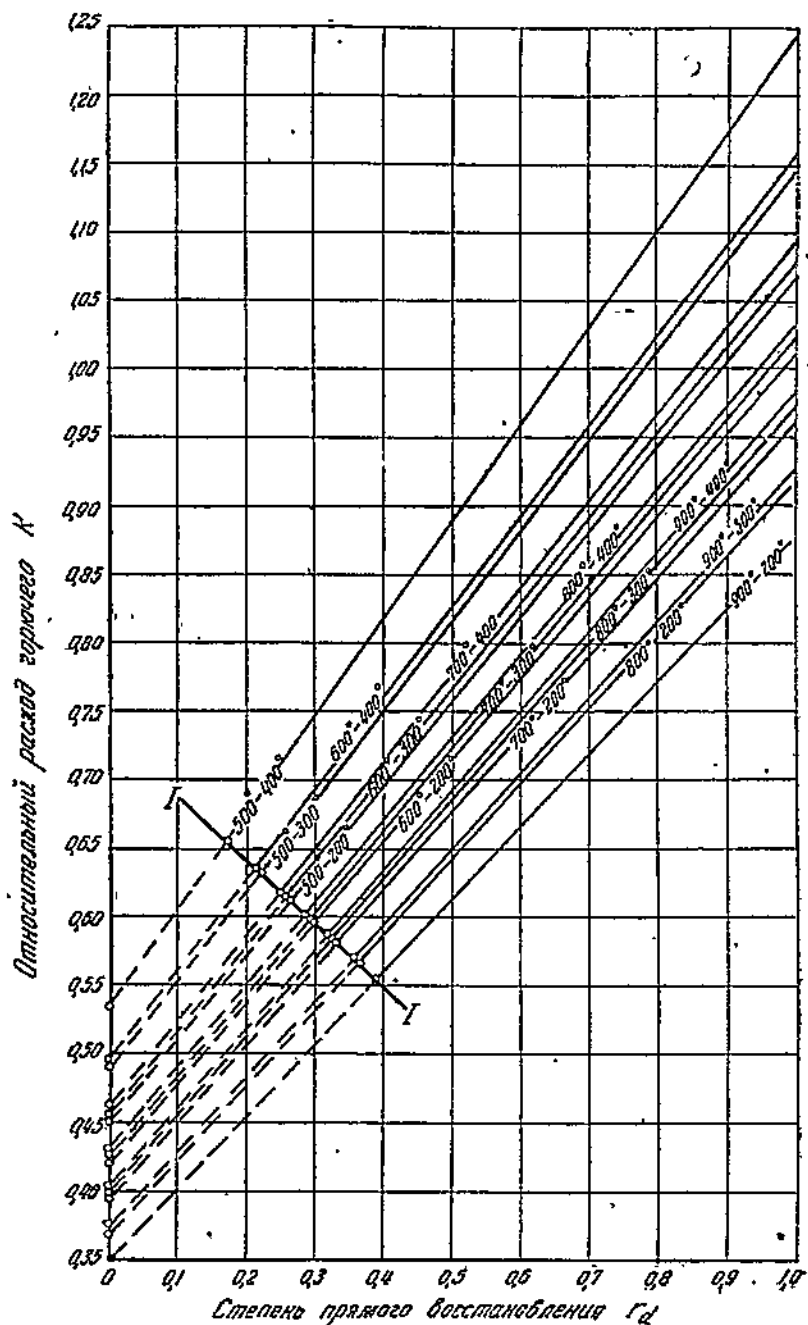
Обратно, если условия работы печи станут хуже обычных — от перехода печи на более бедную руду, более горячий чугун и более низкую температуру дутья, — расход углерода увеличится, линия 2 подвинется вверх (линия 2') и, возможно, пересечется с линией 1 на оси ординат. Это будет при идеальном ходе Грюнера, но точка *A* переместится влево и выше, указывая на увеличение расхода углерода при уменьшении прямого восстановления.

Диаграмма (фиг. 101) наглядно показывает возможность снижения расхода углерода при повышении степени прямого восстановления и то, что наименьший теоретически возможный расход углерода осуществим лишь при совместном развитии обоих видов восстановления, но она схематична и не дает указаний на то, каков может быть минимальный расход горючего в действительности; поэтому рассмотрим другую диаграмму. Рамма, относящуюся к реальным условиям работы южных доменных печей Союза при выплавке мартеновского чугуна из криворожской руды на донецком коксе. Задаваясь разными температурами дутья (минимум 500° и максимум 900°) и колошника (от 500 до 200°), Рамма определил расход горючего при разных степенях прямого восстановления — от 1,0 до 0,2 (меньшая степень восстановления не реальна) — и результаты расчетов представил диаграммой (фиг. 102).

Линии температур пересекают ординаты и абсциссы так, что на каждую 0,1 степени прямого восстановления приходится от 0,060 до 0,075 кг сокращения расхода углерода на 1 кг чугуна (меньшее число относится к самому высокому нагреву дутья). Но линии температур пересекаются перпендикулярной линией I-I, отсекающей нереальные их отрезки; на этой линии лежат точки, указывающие минимальный теоретически возможный расход горючего при разных степенях прямого восстановления и разных температурах дутья и колошниковых газов.

Диаграмма показывает, что вопреки Грюнеру один и тот же расход горючего возможен при разных степенях прямого восстановления, если по мере увеличения их подымается температура дутья и снижается температура колошника. Точно так же при содействии последних двух факторов снижается расход горючего при одной и той же степени прямого восстановления. Например, расход горючего в 0,75 возможен как при степени прямого восстановления 0,3, так и при 0,76, если печь может перейти от нагрева дутья в 500° к нагреву в 900° при одновременном снижении температуры колошника с 400 до 200° . При обычной для южных печей Союза степени прямого восстановления 0,6 при 500° нагрева дутья и 400° колошника расход горючего, с 0,96 может снизиться до 0,67 путем подъема температуры дутья до 900° и охлаждения колошника до 200° .

Наконец, из диаграммы легко сделать вывод, что самый низкий из всех теоретически возможных расход углерода — 0,55 — достигается в южных печах Союза при степени прямого восстановления 0,39, тогда как при 0,17 он возрастет до 0,65, и что в этих печах при современных условиях работ — как, впрочем, и в большинстве других случаев практики — идеальный ход Грюнера теоретически невозможен, хотя наименьший возможный расход горючего в советских южных печах в $1\frac{1}{2}$ раза ниже определенного расчетом Грюнера для кливлендских печей.



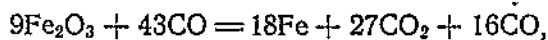
Фиг. 102. Расход горючего при разных степенях прямого восстановления. Первое число на прямых — температура дутья, второе — температура колошника в $^{\circ}\text{C}$

Кроме А. Н. Рамма, вопросом о наименьшем теоретически возможном расходе углерода занимались: М. М. Лейбович и позже американцы — Аустин и Мартин, [52], все они расчетами показали, что совместное развитие прямого и косвенного восстановления может дать столь низкий расход углерода, какой невозможен при одном непрямом восстановлении.

Тому же вопросу уделял большое внимание проф. Н. А. Костылев, который находил возможным защищать безоговорочно и полностью «принцип Грюнера», но искусственно устранял из своих расчетов значение количества тепла, вносимого горячим дутьем, между тем как вопросы нагрева дутья, развития прямого восстановления и расхода углерода неразрывно связаны друг с другом и их нельзя разрешать иначе, как совместно.

Мы воспользуемся, однако, одним из результатов расчета Н. А. Костылева, чтобы отметить одну особенность исключительного восстановления окисью углерода, на которую не было указано раньше.

Фактический наименьший расход горючего. Исходя из отношения атомных весов углерода и железа, определяемого реакцией



наименьший теоретически возможный расход углерода при идеальном восстановлении железа из окиси его мы определили в 0,476—0,516 на единицу чугуна, содержащего 93% железа. Проф. Н. А. Костылев полагал, что «ни одна из существовавших и существующих печей не давала расхода углерода на выплавку чугуна меньшего 0,52» [53]. Это утверждение было неверным уже тогда, когда оно делалось: печь Фэггера выплавляла чугун из богатого агломерата, расходуя всего 0,444 углерода, сжигаемого в печи. Наименьший расход кокса был естественно больше, чем древесного угля, но все же давно стало известно, что печь Лакаванна при содержании в шихте $\frac{2}{3}$ агломерата имела расход углерода около 0,53 (за вычетом углерода, переходившего в чугун).

Позже было опубликовано сообщение об исключительно экономическом ходе печи завода Рехлинга в Саарской области — той самой печи, в которой изучалось распределение, химический состав и температура газов ([41] второго раздела этой книги). При выплавке томасовского чугуна (0,14% Si и 1,68% P) из агломерата руды минет расход сжигаемого в печи углерода был всего 0,477 (с углеродом чугуна — 0,511). О возможности еще более низкого расхода углерода в коксовой доменной плавке мы узнали недавно [54]. Одна из пенсильванских печей (полезный объем 567 м³, суточная выплавка 762 т), работая с $\frac{2}{3}$ агломерата в

шихте, в среднем за месяц (ноябрь 1942 г.) израсходовала кокса 593 кг/т чугуна или (при содержании в коксе 85% С)—0,504 углерода на единицу чугуна, а за вычетом 0,04 С, уходящего в чугун,—0,464. Это — действительно наименьшее до настоящего времени количество углерода, сжигаемое в коксовой доменной печи на единицу чугуна.

Если рассчитать количество тепла, выделяемое в печи 1 кг углерода при горении его в отношении $\text{CO}_2 : \text{CO} = 27 : 16$, то получится 6038 кал, что на 0,476 кг С и на 1 кг чугуна даст 2874 кал. В действующих теперь печах, в которых прямое восстановление развито в обычных пределах, тепла получается меньше и печи все же не испытывают недостатка его в горне, где этот недостаток резко всего сказывается. Например, древесноугольные печи заводов Фэгерста и Саткинского (см. табл. 84) получают от горения углерода (не считая тепла, приносимого дутьем) — 2259 и 2323 кал соответственно. Коксовая печь № 3 завода им. Дзержинского при нагреве дутья только до 460° все же получила от горения углерода лишь 2643 кал. В кузнечной печи № 4 и магнитогорской № 1 горением углерода давалось соответственно 2526 и 2347 кал, хотя в последней дутье нагревалось лишь до 458° .

Приведенные числа показывают, что при наименьшем теоретическом расходе углерода идеальное восстановление даст больше тепла, чем его получают хорошо работающие современные печи, в которых прямое восстановление широко развито. Если бы какая-либо из них путем улучшения работы газов стала приближаться к идеальному ходу, то это вызвало бы, помимо увеличения количества углекислоты в газах, сгоревание горна, вследствие прихода в печь большего количества углерода от сокращения прямого восстановления; затем повышение температуры шлака и чугуна и, наконец, увеличение в нем содержания кремния. В тех случаях, когда это нежелательно, прибегают или к снижению температуры дутья, или к увеличению сыпи в колошу. Первое средство, если оно применяется длительно, ведет к понижению степени использования тепла в печи, а второе, — если в газах отношение $\text{CO}_2 : \text{CO}$ почти достигло равновесного, — приведет к тому, что все прибавленное количество окислов железа станет восстанавливаться твердым углеродом в области высоких температур, т. е. степень прямого восстановления возрастет, а расход углерода на единицу чугуна снизится, как было показано на рассмотренной раньше диаграмме.

Таким образом приближение печи к идеальному ходу само собой кладет предел для дальнейшего развития его, создавая такие условия, при содействии которых печь возвращается к обычной степени прямого восстановления.

Заключение автора. Из сказанного следует, что развитию непрямого восстановления до крайних пределов, т. е. переходу печи к идеальному восстановлению, мешают:

1) условия равновесия окислов железа и окислов углерода, ограничивающие содержание уголекислоты в газах-восстановителях;

2) сосредоточение в горне доменной печи — по мере развития непрямого восстановления — такого количества тепла, какое превышает потребность в нем при выплавке обыкновенных сортов чугуна;

3) нагрев дутья, допускающий развитие прямого восстановления при одновременном сокращении расхода углерода.

В результате взаимодействия этих трех факторов расход углерода при развитии обоих видов восстановления — в определенном соотношении при всяких данных условиях — не только может быть, но и бывает фактически ниже наименьшего теоретически возможного при идеальном восстановлении расхода.

ЛИТЕРАТУРА ЧЕТВЕРТОГО РАЗДЕЛА

1. J. Lowthian Bell, The development and appropriation of heat in the blast-furnaces of different dimensions, J. Iron a. Steel Inst., 1869.

2. A. de-Vathaire, Etudes sur les hauts-fourneaux et la métallurgie de la fonte, Paris, 1866, ch. VI, 75—90.

3. L. Gruner, Etudes sur les hauts-fourneaux, Ann. d. Mines, 1872, 1—114. Русский перевод в «Горном журнале», 1877, IV, 253—357.

4. R. Akerman, Исследование над распределением тепла при доменной плавке, в особенности под влиянием горячего дутья, «Горный журнал», 1873, II, 129—172.

Н. А. Иосса, Дополнения к металлургии чугуна Дж. Перси, СПб, 1880, 80—84.

5. W. Roth, O. Doerrke, Теплота горения «блестящего» угля. Существование аморфного углерода, ЖРМО, 1927, 2 ч., 472 (из Ber. deutsch. chem. Gesellsch., 1927 (60, 530)).

М. А. Павлов, Тепловые балансы металлургических процессов, ЖРМО, 1911, 1 ч., 406 и 407.

6. Osann, Lehrbuch d. Eisenhüttenkunde, В. II. — Roheisenerzeugung, 2 Aufl., 1923, 661—663 и др.

7. W. Gillhausen, Untersuchungen ueber die Stoff- und Wärmebilanz des Hochofens, Metallurgie, 1910, (VII), 421. Передано частично с критическими замечаниями М. А. Павлова в ЖРМО, 1910, 2 ч., 755 и 693.

8. Saburo Umino, Science Report Tohoku Univ. I ser, 1926, ноябрь, 297, ЖРМО, 1927, 2 ч., 471.

9. Н. М. Якубцинер, М. М. Ворович, Методика измерения высоких температур в доменном производстве, Труды ЛИИ, 1938, № 6; 3. 2-е изд. отд. брошюрой под названием «Графито-вольфрамовый пирометр», 1945.

10. Н. М. Якубцинер, Зависимость между температурой шлаков и составом чугуна в процессе доменной плавки, «Сталь», 1940, № 1, 1.

11. В. Г. Воскобойников, Изовязкозные температуры и тепло-содержание доменных шлаков при этих температурах. «Теория и практика металлургии», 1940, № 8, 11.

В. Г. Воскобойников, Теплосодержание доменных шлаков при высоких температурах. «Теория и практика металлургии», 1940, № 10, 3.

12. J. Marshall, Внешние тепловые потери доменных печей. «Новости иностранной металлургии», 1935, № 5, 34 (из J. Iron a. Steel Inst., 1935, vol. 1).

С. К. Трекало, В. Г. Воскобойников, Материальный и тепловой балансы доменной печи № 3 завода им. Дзержинского, «Теория и практика металлургии», 1938, № 9.

- Г. И. Демин. Наружные тепловые потери доменных печей, «Теория и практика металлургии», 1940, № 8, 5.
13. James Gayley, Application of dry blast to the manufacture of iron, J. Iron & Steel Inst., 1904, vol. 2, 1905, vol. 1. Передано в «Горном журнале», 1905, № 8, 295.
14. Ричардс, Расчеты по металлургии, СПб, 1909, 50—51.
15. М. А. Павлов, Металлургия железа в периодической литературе 1905 г., «Изв. СПб политехнического института», 1906, ч. техн., 532.
16. А. Массон, Прогресс доменной плавки, ЖРМО, 1915, 2 ч., 631—633 (из Iron Trade Rev., 1915, June: 3, 10, 17 и 24, July 1).
17. M. Tigherschiöld. Современное состояние доменного производства в Швеции. «Новости иностранной металлургии», 1935, № 3, 32.
18. J. Lowthian Bell, Principles of the manufacture of iron and steel, 1884, London, стр. 95, 97 и др.
19. Л. Грюнер, Аналитическое исследование доменного процесса, «Горный журнал», 1877, IV, 287—289.
20. Дж. Ньютон. Введение в металлургию, М. 1943, 411.
21. В. Ижевский, Система учета доменного баланса, ЖРМО, 1912, № 2, 180.
- Н. А. Костылев, Очерки по теории доменного процесса, Свердловск, 1933, 28.
22. В. Г. Котельников, Материальный и тепловой балансы доменной печи системы Burgers при работе на ферромангане, ЖРМО, 1929, № 1, 5.
- А. В. Гилев, Тепловой баланс доменной печи № 3 Керченского завода им. Войкова, «Советская металлургия», 1932, № 11, 1.
- А. Н. Редько, П. Н. Набойщиков, Материальные и тепловые балансы доменных печей Кузнецкого металлургического завода им. Сталина. Сборник научно-технических статей КМЗ, 1939, № 3, 85.
23. W. Mathesius, Die physikalischen und chemischen Grundlagen des Eisenhüttenkunde, 2 Aufl., 1924, Leipzig.
24. P. Reichardt, Ein neues Wärmeschaubild des Hochofens. Archiv f. d. Eisenhüttenwesen, 1927, Aug. (Перевод в «Домез», 1929, № 5 и 6, 1930, № 2).
- Ю. Р. Тишбейн, Влияние обогащения кислородом дутья на распределение температур в доменной печи. Изв. АН СССР, Отд. техн. наук, 1939, № 1, 68—71.
25. М. Я. Остроухов, Тепловой баланс доменной печи № 1 Магнитогорского завода при работе на новом коксе. «Сталь», 1940, № 4.
26. ЖРМО, 1915, 2 ч., 91.
27. О. А. Сафонов, А. И. Сурик. Выплавка особо чистых по фосфору и сере чугунов, «Уральская металлургия», 1934, № 4—5, 3.
28. И. А. Соколов, Доменный процесс, Свердловск, 1938, стр. 243—245.
29. А. Н. Рамм, Комплексный метод расчета материального и теплового балансов доменной плавки, Труды Гипромеца, 1941, вып. III, 38—47.
30. M. Declaye, Bilan thermique complet d'un haut-fourneau-type, Rev. d. Métallurgie, 1926, № 1.
31. М. А. Павлов, Исследование плавильного процесса доменных печей Климковского завода. «Горный журнал», 1894, III. (Отдельное издание под тем же заглавием, Екатеринослав, 1902).
32. G. Geiger, ЖРМО, 1911, 2 ч., 563.
33. Н. П. Мищенко, Н. П. Кайстро, А. П. Якобсон, Тепловые балансы больших доменных печей при выплавке ферросилиция, «Сталь», 1941, № 2—3, 18.
34. А. Н. Рамм, Определение индексов прямого восстановления в доменной плавке по опытным данным. «Советская металлургия», 1938, № 3, 17.
35. O. Roscoe, Etude sur l'équilibre calorifique du haut-fourneau. Rev. Univers d. Mines, 1898, t. 42, 1—97.
36. М. А. Павлов, Г. Корвин-Круковский, Горячее дутье на Холунницких заводах, «Горный журнал», 1893, т. III, 82—85.

37. «Сталь», 1939, № 4—5, 83 (из St. u. Eis., 1938, № 46, 1305).
38. J. E. Johnson. The principles, operation and products of the blast-furnace, New-York, 1918.
39. M. Derclaye, Современные научные основания работы доменных печей большой производительности, «Домез», 1930, № 8—9, 145 (Из Rev. d. Met., 1928, № 1, 3, 4).
40. J. von Ehrenwerth, ЖРМО, 1913, 2 ч. 375—378, по J. Iron a. Steel Inst., 1913, vol. 1, 118.
41. А. Н. Рамм, Кондиционирование дутья для доменных печей, «Сталь», 1944, № 5—6.
- E. K. Miller, Six months operating experianá with modern air conditioning equipment on a large blast-furnace. Blast furnace a. Steel plant, 1941, поу., 1103.
42. М. А. Павлов, Исследование влияния подачи пара с дутьем на работу доменной печи, Труды Гипромеца, 1941, вып. I, 18, То же — «Сталь», 1941, № 2.
43. А. Н. Редько, В. Ф. Кабанов, Сборник КМЗ 1939, № 4.
44. М. Н. Цылев, Н. С. Федоров, С. И. Шаров, Применение водяного пара в доменной плавке, «Сталь», 1943, № 9—10, 81.
45. W. Lennings, Die Verwendung von Sauerstoff-angereicherten Gebläsewind in Hochofenbetrieb, St. u. Eis. 1935, № 20 и 21. Перед. в «Новостях иностранной металлургии», 1935, № 4.
46. Коллектив авторов, Доменная торфо-кислородная плавка, М. 1933.
- Коллектив авторов. «Кислород», т. 1 и 2, М. 1933.
- А. П. Вавилов, Доменная плавка на торфе и обогащенном кислородом дутье. «Советская металлургия», 1935, № 4.
- М. А. Павлов, Применение торфа к выплавке чугуна. М.-Л., 1938, стр. 33—47.
47. М. А. Павлов, Применение обогащенного кислородом дутья в доменной плавке. Изв. АН СССР, Отд. техн. наук 1938, № 7, 3.
- М. М. Лейбович, Применение дутья, обогащенного кислородом в доменном производстве, Там же, стр. 9.
- А. Н. Рамм, Влияние концентрации кислорода в дутье на расход горючего при выплавке чугуна. Там же, стр. 23.
- Ю. Р. Тишбейн, Влияние обогащенного кислородом дутья на рас-пределение температур в доменной печи. Изв. АН СССР, Отд. техн. наук, 1939, № 1, 66.
48. А. Н. Рамм, Определение расхода горючего при выплавке чугуна и теоретически возможная наименьшая его величина, «Советская металлургия» 1936, № 4, 13.
49. B. Osann. Die Bewertung von Eisenerzen und anderen Schmelzstof-fen. St. u. Eis., 1907, № 33, 1761.
50. P. Kersten, Оценка кокса, Rev. Univers. d. Mines, 1921, 1 Juni, 33.
51. А. Н. Рамм, Теоретический анализ влияния различных факторов на расход горючего при выплавке чугуна, ч. II диссертационной работы, 1943, Свердловск.
52. М. М. Лейбович, О теоретическом расходе углерода при вы-плавке чугуна, «Металлург», 1936, № 3 и 4.
- J. H. Austin, Efficiency of the blast-furnace process. Tr. Amer. Inst. Min. a. Met. Engrs. 131 (1938), 74.
- P. V. Martin, Effect of salution loss reactions on blast-furnace efficiency. Metals Technol., 1939, Sept., 17.
53. Н. А. Костылев, Восстановление железа из окислов его окисью углерода и твердым углеродом, «Металлург», 1936, № 4, 19.
54. Доменная печь Allan Wood Steel Co. Blast furnace a. Steel plant. 1943, № 1, 101.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ДАННЫЕ О ТЕПЛОТЕ ОБРАЗОВАНИЯ ХИМИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
О к с л ы				
1	$H_2 + \frac{1}{2} O_2 = H_2O_{жидк}$	68360	Thomsen	
2	$H_2 + \frac{1}{2} O_2 = H_2O_{пар}$	57810	№ 1—10550 (тепл. испар.)	
3	$C_{аморфн} + O_2 = CO_2$	97650	Berthelot	
4	$C_{алмаз} + O_2 = CO_2$	94448	} Rossini, Harder, Jessop	1936
5	$C_{граф} + O_2 = CO_2$	93870		
6	$CO + \frac{1}{2} O_2 = CO_2$	67680	Средн. четырех	1931—1934
7	$C_{аморфн} + \frac{1}{2} O_2 = CO$	29970	исслед. Из № 3 и 6	
8	$C_{граф} + \frac{1}{2} O_2 = CO$	26190	Из № 5 и 6	
9	$S_{ромб} + O_2 = SO_2$	70910	Eckman-Rossini	
10	$SO_{газ} + \frac{1}{2} O_2 = SO_{газ}$	22880	Капустинский	1936
11	$S_{ромб} + \frac{1}{2} O_2 = SO_{газ}$	93790	Из № 9 и 10	
12	$P_{бел} + 2\frac{1}{2} O_2 = P_2O_5$	370000	Roth—Meichs- ner	1932
13	$2 As + 1\frac{1}{2} O_2 = As_2O_3$	156500	Maler	1934
14	$2 As + 2\frac{1}{2} O_2 = As_2O_5$	219380	Thomsen	
15	$Si_{аморфн} + O_2 = SiO_2_{кварц}$	207850	Roth—Troitzsch	1936
16	$Ti + O_2 = TiO_2$	225770	Neumann-Kunz	1934
17	$Pb + \frac{1}{2} O_2 = PbO_{безводн}$	52350	Spencer	1936
18	$2Al + 1\frac{1}{2} O_2 = Al_2O_3_{безводн}$	393700	Roth—Meichsner	1934
19	$2Al + 1\frac{1}{2} O_2 + Ag = Al_2O_3 Ag$	388920	Thomsen	
20	$2Cr + 1\frac{1}{2} O_2 = Cr_2O_3_{крист}$	288900	Roth—Becker	1930
21	$Cr + 1\frac{1}{2} O_2 = CrO_{крист}$	147900	„ „	1930
22	$2V + 1\frac{1}{2} O_2 = V_2O_5_{безводн}$	349580	Crit. Tables	1939
23	$2V + 2\frac{1}{2} O_2 = V_2O_5_{безводн}$	437280	„ „	1939
24	$Mo + 1\frac{1}{2} O_2 = MoO_3_{крист}$	176500	Moose—Parr	1924
25	$W + 1\frac{1}{2} O_2 = WO_3_{крист}$	195700	„ „	1924

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
О к с л ы				
26	$Mg + \frac{1}{2} O_2 = MgO_{\text{безводн}}$	145800	Moose	1923
27	$Ca + \frac{1}{2} O_2 = CaO_{\text{безводн}}$	151130	Guntz	1905
28	$Ca + \frac{1}{2} O_2 + H_2O = Ca (HO)_2$	166670	Thomsen	
29	$Ba + \frac{1}{2} O_2 = BaO_{\text{безводн}}$	132490	Roth (Chem. Kalend.)	1934
30	$Mn + \frac{1}{2} O_2 = MnO_{\text{безводн}}$	96720	Roth—Müller	1929
31	$3 Mn + 2 O_2 = Mn_3O_4_{\text{крист}}$	345440	„ „	1929
32	$2Mn + 1\frac{1}{2} O_2 = Mn_2O_3_{\text{крист}}$	239300	Simon	1932
33	$Mn + O_2 = MnO_2_{\text{крист}}$	126400	Drucke	1928
34	$Fe + \frac{1}{2} O_2 = FeO_{\text{безводн}}$	64430	Mixter—Roth	1913 и 1930
35	$3Fe + 2O_2 = Fe_3O_4_{\text{крист}}$	265960	Mixter	1913
36	$2Fe + 1\frac{1}{2} O_2 = Fe_2O_3_{\text{безводн}}$	196910	Из № 34, 35 и 37	
37	$FeO + Fe_2O_3 = Fe_3O_4_{\text{безводн}}$	4620	Mixter	1913
38	$2Fe + 1\frac{1}{2} O_2 + Aq = Fe_2O_3 Aq$	191150	Thomsen	
39	$FeO + Fe_2O_3 + Aq = Fe_3O_4 Aq$	7000	Roth—Umbach	1930
40	$Ni + \frac{1}{2} O_2 = NiO_{\text{безводн}}$	58300	Mixter—Roth	1929
41	$Co + \frac{1}{2} O_2 = CoO_{\text{безводн}}$	57100	Shibata	1933
42	$Zn + \frac{1}{2} O_2 = ZnO_{\text{безводн}}$	83450	Roth—Becker	1932
43	$Cd + \frac{1}{2} O_2 = CdO_{\text{безводн}}$	62300	Becker	1933
44	$2Cu + \frac{1}{2} O_2 = Cu_2O_{\text{безводн}}$	43000	Wöhler	1933
45	$Cu + \frac{1}{2} O_2 = CuO_{\text{безводн}}$	38500	Wartenberg	1932
46	$2Na + \frac{1}{2} O_2 = Na_2O_{\text{безводн}}$	100700	Roth (Chem. Kalend.)	1934
47	$2K + \frac{1}{2} O_2 = K_2O_{\text{безводн}}$	86580	Roth (Chem. Kalend.)	1934
Сернистые соединения				
48	$H_2 + S_{\text{ромб}} = H_2S_{\text{газ}}$	4760	Roth	1936
49	$Mg + S_{\text{ромб}} = MgS_{\text{крист}}$	84390	Капустинский	1939
50	$Ca + S_{\text{ромб}} = CaS_{\text{безводн}}$	109790	— Sabatier	1881

Продолжение

продолжение

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
О к с л ы				
51	$\text{Ba} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{BaS}_{\text{безводн}}$	102235	Roth (Chem. Kalend.)	1934
52	$\text{Mn} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{MnS}_{\text{безводн}}$	48810	Капустинский	1939
53	$\text{Fe} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{FeS}_{\text{безводн}}$	22360	„	1939
54	$\text{Zn} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{ZnS}_{\text{безводн}}$	45390	„	1939
55	$\text{Cd} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{CdS}_{\text{крист}}$	34770	„	1939
56	$\text{Pb} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{PbS}_{\text{безводн}}$	22490	„	1939
57	$2\text{Cu} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{Cu}_2\text{S}_{\text{крист}}$	18500	„	1939
58	$\text{Cu} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{CuS}_{\text{крист}}$	11600	Wartenberg	1908
59	$\text{Ni} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{NiS}_{\text{крист}}$	20800	Crit. Tables	1929
60	$\text{FeS} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{FeS}_2_{\text{крист}}$	18610	Kamura	1921
61	$2\text{Na} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{Na}_2\text{S}_{\text{безводн}}$	87000	Kraus	1934
62	$2\text{K} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{K}_2\text{S}_{\text{безводн}}$	87300	Roth (Chem. Kalend.)	1934
Цианистые, азотистые, фосфористые и фтористые соединения				
63	$2\text{C}_{\text{аморфн}} + \text{N}_2 = 2\text{CN}_{\text{газ}}$	66000	Watanabe	1933
64	$\text{Na} + \text{C}_{\text{ам}} + \frac{1}{2}\text{N}_2 = \text{NaCN}$	26100	Roth (Chem. Kalend.)	1934
65	$\text{Na} + \text{CN} = \text{NaCN}$	59100	По № 63 и 64	
66	$\text{K} + \text{C}_{\text{ам}} + \frac{1}{2}\text{N}_2 = \text{KCN}$	31220	Roth (Chem. Kalend.)	1934
67	$\text{K} + \text{CN} = \text{KCN}$	64220	По № 63 и 66	
68	$\text{Al} + \frac{1}{2}\text{N}_2 = \text{AlN}$	56000	Neumann—Roth	1934
69	$3\text{Ca} + \text{N}_2 = \text{Ca}_3\text{N}_2$	103200	Franck	1931
70	$3\text{Mg} + \text{N}_2 = \text{Mg}_3\text{N}_2$	103200	„	1931
71	$2\text{Fe} + \frac{1}{2}\text{N}_2 = \text{Fe}_2\text{N}$	3000	Fowler	1931
72	$\text{Ti} + \frac{1}{2}\text{N}_2 = \text{TiN}$	80300	Neumann	1931
73	$\text{Ca} + \text{F}_2 = \text{CaF}_2$	289400	Wartenberg	1926
74	$\text{Fe} + \text{P} = \text{FeP}$	28500	Roth—Meichsner	1934
75	$\text{Ca} + \text{F}_2 = \text{CaF}_2$	289400	Roth (Chem. Kalend.)	1934

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
О к с л ы				

Углекислые соли

76	$\text{Na}_2\text{O} + \text{CO}_2 = \text{Na}_2\text{CO}_3$ безводн	75600	Berthelot	
77	$2\text{Na} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{Na}_2\text{CO}_3$ безводн . .	273950	По № 3, 46 и 76	
78	$\text{K}_2\text{O} + \text{CO}_2 = \text{K}_2\text{CO}_3$ безводн	94300	Roth	
79	$2\text{K} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{K}_2\text{CO}_3$ безводн . . .	278530	По № 3, 47 и 78	
80	$\text{MgO} + \text{CO}_2 = \text{MgCO}_3$ осажд	26150	Roth—Müller	1936
81	$\text{Mg} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{MgCO}_3$ осажд	269600	По № 3, 26 и 80	
82	$\text{CaO} + \text{CO}_2 = \text{CaCO}_3$ кальцит	42500	Biltz	1934
83	$\text{Ca} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{CaCO}_3$ кальцит	291280	По № 3, 27 и 82	
84	$\text{MnO} + \text{CO}_2 = \text{MnCO}_3$ крист	22940	Krustinsons	1932
85	$\text{Mn} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{MnCO}_3$ крист	217310	По № 3, 30 и 84	
86	$\text{FeO} + \text{CO}_2 = \text{FeCO}_3$ крист	20930	Krustinsons	1932
87	$\text{Fe} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{FeCO}_3$ крист	183010	По № 3, 34 и 86	
88	$\text{ZnO} + \text{CO}_2 = \text{ZnCO}_3$ крист	16940	Roth—Chall	
89	$\text{Zn} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{ZnCO}_3$ крист	198040	По № 3, 42 и 88	
90	$\text{PbO} + \text{CO}_2 = \text{PbCO}_3$ осажд	21100	Marchal	1925
91	$\text{Pb} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{PbCO}_3$ осажд	171100	По № 3, 17 и 90	
92	$\text{CuO} + \text{CO}_2 = \text{CuCO}_3$ осажд	13620	Crit. Tables	1929
93	$\text{Cu}_2\text{O} + \text{C} + \text{O}_2 = \text{CuCO}_3$ осажд	149770	По № 3, 44 и 92	

Кремнекислые соли

94	$\text{Na}_2\text{O} + \text{SiO}_2 = \text{Na}_2\text{SiO}_3$ безводн . .	56500	Troitzsch	1933
95	$2\text{Na} + \text{Si} + \text{O}_2 = \text{Na}_2\text{SiO}_3$ безводн .	365050	По № 15, 46 и 94	
96	$\text{K}_2\text{O} + \text{SiO}_2 = \text{K}_2\text{SiO}_3$ безводн	63000	Kroger	1933
97	$2\text{K} + \text{Si} + \text{O}_2 = \text{K}_2\text{SiO}_3$ безводн . .	357430	По № 15, 47 и 96	
98	$\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaSiO}_3$ крист	21800	Troitzsch	1936
99	$\text{Ca} + \text{Si} + \text{O}_2 = \text{CaSiO}_3$ крист	380780	По № 15, 27 и 98	

Продолжение

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
О к с л ы				
100	$2\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{Ca}_2\text{SiO}_4_{\text{крист}}$. .	33240	Johanson	1934
101	$2\text{Ca} + \text{Si} + \text{O}_4 = \text{Ca}_2\text{SiO}_4_{\text{крист}}$. .	543350	По № 15, 27 и 100	
102	$\text{BaO} + \text{SiO}_2 = \text{BaSiO}_3_{\text{крист}}$	26000	Grube	1931
103	$\text{Ba} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{BaSiO}_3_{\text{крист}}$. . .	366340	По № 15, 29 и 102	
104	$\text{MnO} + \text{SiO}_2 = \text{MnSiO}_3_{\text{крист}}$	7000	Вологдин	1913
105	$\text{Mn} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{MnSiO}_3_{\text{крист}}$. .	312270	По № 15, 30 и 104	
106	$\text{FeO} + \text{SiO}_2 = \text{FeSiO}_3_{\text{крист}}$	5900	Вологдин	1913
107	$\text{Fe} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{FeSiO}_3_{\text{крист}}$. . .	278160	По № 15, 34 и 106	
108	$2\text{FeO} + \text{SiO}_2 = \text{Fe}_2\text{SiO}_4_{\text{крист}}$. . .	11300	Troitzsch	1936
109	$2\text{Fe} + \text{Si} + \text{O}_4 = \text{Fe}_2\text{SiO}_4_{\text{крист}}$. .	348010	По № 15, 34 и 108	
Сернокислые соли				
110	$\text{CaO} + \text{SO}_3 = \text{CaSO}_4$	84200	Thomsen	
111	$\text{Ca} + \text{S} + \text{O}_4 = \text{CaSO}_4$	329120	По № 11, 27 и 110	
112	$\text{CaS} + \text{O}_4 = \text{CaSO}_4$	219330	По № 50 и 111	
113	$\text{CaSO}_4 + 2\text{H}_2\text{O} = \text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}_{\text{зипс}}$.	4940	Thomsen	
114	$\text{BaO} + \text{SO}_3 = \text{BaSO}_4$	110590	,	
115	$\text{Ba} + \text{S} + \text{O}_4 = \text{BaSO}_4$	336870	По № 11, 29 и 114	
116	$\text{BaS} + \text{O}_4 = \text{BaSO}_4$	234635	По № 51 и 115	
117	$\text{ZnO} + \text{SO}_3 = \text{ZnSO}_4$	41430	Thomsen	
118	$\text{Zn} + \text{S} + \text{O}_4 = \text{ZnSO}_4$	218670	По № 11, 42 и 117	
119	$\text{ZnS} + \text{O}_4 = \text{ZnSO}_4$	173280	По № 54 и 118	
120	$\text{PbO} + \text{SO}_3 = \text{PbSO}_4$	62670	Thomsen	
121	$\text{Pb} + \text{S} + \text{O}_4 = \text{PbSO}_4$	208810	По № 11, 17 и 120	
122	$\text{PbS} + \text{O}_4 = \text{PbSO}_4$	123300	По № 56 и 121	

Продолжение

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата

О к с л ы

Фосфорнокислые соли

123	$3 \text{CaO} + \text{P}_2\text{O}_5 = \text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$	159500	Berthelot	
124	$3 \text{Ca} + \text{P}_2 + \text{O}_8 = \text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$	982890	По № 12, 27 и 123	
125	$\text{Ca}_3\text{P}_2 + 4\text{O}_2 = \text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$	851780	Из № 73 и 124	
126	$\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 + n\text{CaO} = \text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot n\text{CaO}$	1200	Berthelot	
127	$3\text{MnO} + \text{P}_2\text{O}_5 = \text{Mn}_3(\text{PO}_4)_2$	87500	,	
128	$3 \text{Mn} + \text{P}_2 + \text{O}_8 = \text{Mn}_3(\text{PO}_4)_2$	747660	По № 12, 30 и 127	
129	$\frac{1}{2} \text{Fe}_2\text{O}_3 + \frac{1}{2} \text{P}_2\text{O}_5 = \text{FePO}_4$	21600	Roth	1934
130	$\text{Fe} + \text{P} + \text{O}_4 = \text{FePO}_4$	305050	По № 12, 36 и 129	
131	$\text{Fe P} + 2\text{O}_2 = \text{FePO}_4$	276550	Из № 74 и 130	

У г л е в о д о р о д ы (теплоты образования рассчитаны по указанной теплоте горения)

132	$\text{C}_{\text{аморфн}} + 2\text{H}_2 = \text{CH}_4$ + 20870	(при теплоте горения 213500)
133	$\text{C}_{2\text{аморфн}} + \text{H}_2 = \text{C}_2\text{H}_2$ + 52040	(, , , 315700)
134	$\text{C}_{2\text{аморфн}} + 2\text{H}_2 = \text{C}_2\text{H}_4$ + 9080	(, , , 341100)
135	$\text{C}_{2\text{аморфн}} + 3\text{H}_2 = \text{C}_2\text{H}_6$ + 28080	(, , , , 372300)

Округленные атомные веса элементов, по которым рассчитан тепловой эффект образования химических соединений в таблице

Al 27	Cu 63,5	N ₂ . . . 14	S 32
As 75	Fe 56	Na . . . 23	Si 28
Ba 137	H ₂ 1	Ni . . . 58,7	Tl 48
C 12	K 39	O ₂ . . . 16	V 51
Ca 40	Mg 24,3	P 31	W 184
Cr 52	Mn 55	Pb . . . 207	Zn 65,5

2. ТЕ ПЛОЕМКСТИ ТВЕРДЫХ, ЖИДКИХ И ГАЗООБРАЗНЫХ ТЕЛ

В табл. I—V приведены значения теплоемкостей, частью по опытным данным, частью же вычисленные по формулам различных исследователей, приведенным ниже¹:

1. С_{алорфин} (древесный уголь):

а) для t до 240° (М. А. Павлов по данным Weber'a)

$$c_o^t = 0,157 + 0,3461t \cdot 10^{-3} + 0,3273t^2 \cdot 10^{-6} - 1,1t^3 \cdot 10^{-9}; \quad (1)$$

б) для t от 435 до 1300° (Kunze):

$$c_o^t = -0,0498 + 0,9714 t \cdot 10^{-3} - 0,7823 t^2 \cdot 10^{-6} + 0,2236 t^3 \cdot 10^{-9}; \quad (2)$$

в) для $t > 1000^\circ$ (М. А. Павлов):

$$c_o^t = 0,304 + 0,06 t \cdot 10^{-3}. \quad (3)$$

2. Н₂—водород, на 1 м³ (Schwarz, 1936):

а) для t до 726,9°

$$c_o^t = 0,3112 - 0,00375 t \cdot 10^{-3} + 0,0104 t^2 \cdot 10^{-6}; \quad (4)$$

б) для t от 726,9 до 3000°:

$$w = c_o^t \cdot t = 0,4652 t - 585,93 \lg \frac{t+273,1}{1000} - 111,6 \cdot \frac{1000}{t+273,1} - 0,6. \quad (5)$$

3. Мп—марганец (Kelly):

а) для t до 835° (α_{Mn})

$$c_o^t = 0,1056 + 0,136 t \cdot 10^{-3}; \quad (6)$$

б) для t от 835 до 1044° (β_{Mn})

$$c_o^t = 0,1118 + 71,9 t \cdot 10^{-6}; \quad (7)$$

в) для t от 1044 до 1220° (γ_{Mn})

$$c_o^t = 0,1083 + 77,5 t \cdot 10^{-6}. \quad (8)$$

4. Мо—молибден (Jaeger)

$$c_o^t = 0,061046 + 12,32086 t \cdot 10^{-6} + 1,03636 t^2 \cdot 10^{-9}. \quad (9)$$

5. N₂—азот, СО—окись углерода и воздух, на 1 м³ (Schwarz, 1936):

а) для t до 626,9°

$$c_o^t = 0,3103 + 0,0124 t \cdot 10^{-3} + 0,01786 t^2 \cdot 10^{-6}; \quad (10)$$

б) для t от 626,9 до 3000°

$$w = c_o^t \cdot t = 0,41844 t - 148,33 \lg \frac{t+273,1}{1000} - 65,28 \quad (11)$$

6. О₂—кислород, на 1 м³ (Schwarz, 1936):

а) для t до 626,9°

$$c_o^t = 0,3141 + 0,04241 t \cdot 10^{-3}; \quad (12)$$

б) для t от 626,9 до 3000°

$$w = c_o^t \cdot t = 0,42143 t - 113,07 \lg \frac{t+273,1}{1000} - 55,74. \quad (13)$$

¹ В приведенных ниже формулах и таблицах c_o^t — средняя теплоемкость в пределах от 0 до t° в кал/кг (для газов в кал/м³), а w — теплосодержание в кал/кг (для газов в кал/м³).

7. V — ванадий (Jaeger):

$$c_o^t = 0,119795 + 18,375 t \cdot 10^{-6} + 20,46 t^2 \cdot 10^{-9} - 1,08 t^3 \cdot 10^{-12}. \quad (14)$$

8. W — вольфрам (Jaeger):

$$c_o^t = 0,3159 + 4,848 t \cdot 10^{-6} - 0,1174 t^2 \cdot 10^{-9}. \quad (15)$$

9. CO₂ — двуокись углерода, на 1 м³ (Schwarz, 1936):

а) для t до 626,9°

$$c_o^t = 0,38616 + 0,22 t \cdot 10^{-3} - 0,0818 t^2 \cdot 10^{-6}; \quad (16)$$

б) для t от 626,9 до 2000°

$$w = c_o^t \cdot t = 0,71428 t - 308,38 \lg \frac{t + 273,1}{1000} - 153,4 \quad (17)$$

10. FeO — закись железа (White):

$$c_o^t = 0,17256 + 0,266 t \cdot 10^{-3}. \quad (18)$$

11. Fe₂O₃ — окись железа (Roth-Bertram):

$$c_o^t = 0,1509 + 0,1239 (t - 20) \cdot 10^{-3} - 0,0577 (t - 20)^2 \cdot 10^{-6}. \quad (19)$$

12. Fe₃O₄ — закись-окись железа (Roth-Bertram):

$$c_o^t = 0,1487 + 0,148 (t - 20) \cdot 10^{-3} - 0,0725 (t - 20)^2 \cdot 10^{-6}. \quad (20)$$

13. H₂O — пар, на 1 м³ (Schwarz, 1936):

а) для t до 100°

$$c_o^t = 0,35535 + 0,03175 t \cdot 10^{-3}; \quad (21)$$

б) для t от 100 до 526,9°

$$c_o^t = 0,3501 + 0,0578 t \cdot 10^{-3} + 0,26 \cdot \frac{1}{t}; \quad (22)$$

в) для t от 526,9 до 3000°

$$w = c_o^t \cdot t = 0,68973 t - 850,63 \lg \frac{t + 273,1}{1000} - 117,2 \frac{1000}{t + 273,1} - 98,6 \quad (23)$$

14. FeS (88) — сернистое железо (Kelly-Maller):

$$Mc_p = 12,05 + 2,77 T \cdot 10^{-3} \quad (24)$$

15. CH₄ — метан, на 1 м³ (Schwarz, 1936):

а) для t до 726,9°

$$c_o^t = 0,3686 + 0,33 t \cdot 10^{-3}; \quad (25)$$

б) для t от 726,9 до 1100°

$$w = c_o^t \cdot t = 1,20533 t - 822,37 \lg \frac{t + 273,1}{1000} - 477,1. \quad (26)$$

16. Шлакн (В. Г. Воскобойников):

а) для t от 20° до 1350°

$$c_{20}^t = 0,169 + 0,201 t \cdot 10^{-3} - 0,277 t^2 \cdot 10^{-6} + 0,139 t^3 \cdot 10^{-9} + \\ + 0,17 t \cdot 10^{-4} \left(1 - \frac{\text{CaO}}{\Sigma_{\text{окисе}}} \right). \quad (27)$$

б) для $t > 1350^\circ$, но не выше 1600°

$$c_{20}^t = 0,15 t \cdot 10^{-2} - 0,478 t^2 \cdot 10^{-6} - 0,876 + 0,016 \left(1 - \frac{\text{CaO}}{\Sigma_{\text{окисе}}} \right). \quad (28)$$

В этих уравнениях:

CaO — содержание окиси кальция в шлаках, весов. %.

$\Sigma_{\text{окисе}}$ — сумма SiO₂, Al₂O₃, MgO, FeO и MnO, %.

Таблица I

Теплоемкости элементов

t	c_o^t	w	t	c_o^t	w
1. Саморфин.—древесный уголь			Графит (Magnus и др.)		
а) для t до 240°, по М. А. Павлову, формула (1)			0		
40	0,171	6,85	18—99	0,193	15,7 ¹
80	0,186	14,88	20—282	0,218	65,1 ¹
120	0,201	24,12	21—484	0,297	137,5 ²
160	0,216	34,56	15—608	0,315	186,2 ¹
200	0,231	46,20	0—700	0,323	225,8 ³
240	0,246	59,04	18—900	0,353	311,5 ¹
			0—1100	0,366	402,5 ²
			21—1292	0,402	510,9 ³
б) для t от 435 до 1300°, по Künze, формула (2)			Кокс пурский (Debrunner)		
435	0,243	105,7	20—98	0,2051	16,0
500	0,268	134,0	20—578	0,3116	173,9
550	0,285	156,7	20—702	0,3217	219,4
561	0,289	162,2	20—1153	0,3624	410,6
600	0,300	180,0	Органическая масса кокса без золы		
650	0,313	203,5	(Terres и Schaller)		
700	0,324	226,8	1—400	0,263	99,7
728	0,329	239,5	1—1300	0,4303	550,4
750	0,333	250,0	2. Fe — железо †		
800	0,341	272,8	(Kelly)		
850	0,348	296,0	100	0,1092	10,92
900	0,354	318,6	200	0,1137	22,74
925	0,356	329,2	300	0,1200	36,00
950	0,359	341,0	400	0,1267	50,69
1000	0,363	363,0	500	0,1331	66,53
1050	0,367	385,3	600	0,1393	83,60
1059	0,368	389,5	700	0,1471	103,0
1100	0,370	407,0	800	0,1576	126,1
1150	0,373	428,9	900	0,1598	143,8
1197	0,376	450,0	1000	0,1655	165,5
1200	0,376	451,2	1100	0,1641	180,5
1250	0,379	474,0	1200	0,1630	195,5
1297	0,382	496,2	1300	0,1620	210,6
1300	0,382	496,6	1400	0,1611	225,6
в) для $t > 1000^\circ$, по М. А. Павлову, формула (3)			1500	0,1647	247,1
1050	0,367	385,3	1500 ⁴	0,1650	252,5
1100	0,370	407,0	1530 ⁵	0,2067	316,3
1150	0,373	428,9			
1200	0,376	451,2			
1250	0,379	474,0			
1300	0,382	496,6			
1350	0,385	519,8			
1400	0,388	543,2			
1450	0,391	566,9			
1500	0,394	591,0			
1550	0,397	615,3			
1600	0,400	640,0			

1 Magnus

2 Terres и Schaller

3 Schläpfer и Debrunner

4 б-железо

5 Жидкое

t	c_o^t	w	t	c_o^t	w
3. H ₂ —водород (см. табл. II)			20—900	0,1228	108,06
4. Mn—марганец			20—1100	0,1251	135,11
а) α_{Mn} для t до 835°, по Kelly,			20—1300	0,1279	154,50
формула (6)			20—1500	0,1783	251,05 ¹
0	0,1056	—	20—1630	0,1785	285,78 ¹
100	0,1192	11,92	8. O ₂ —кислород (см. табл. II)		
200	0,1328	26,56	9. Si—кремний (Magnus)		
300	0,1464	43,92	18—100	0,1811	14,85
400	0,1600	64,00	18—300	0,1912	53,92
500	0,1736	86,80	19—602	0,2022	117,48
600	0,1872	112,32	18—900	0,2096	184,87
700	0,2008	140,56	10. V—ванадий,		
800	0,2144	171,52	по Jaeger'y, формула (14)		
б) β_{Mn} для t от 835° до 1044°, по Kelly, формула (7)			0	0,1198	—
900	0,1765	158,95	100	0,1218	12,18
1000	0,1837	183,70	200	0,1243	24,85
в) γ_{Mn} для t от 1044° до 1220°, по Kelly, формула (8)			300	0,1271	38,14
1044	0,1992	207,95	400	0,1303	52,14
1100	0,1935	212,85	500	0,1340	66,98
1200	0,2013	241,56	600	0,1379	82,77
1220	0,2028	247,42	700	0,1423	99,62
5. Mo—молибден,			800	0,1470	117,62
по Jaeger'y, формула (9)			900	0,1521	136,91
200	0,0635	12,71	1000	0,1575	157,55
300	0,0648	19,45	11. W—вольфрам,		
400	0,0661	26,46	по Jaeger'y, формула (15)		
500	0,0675	33,73	0	0,0320	—
600	0,0688	41,28	100	0,0325	3,25
700	0,0702	49,13	200	0,0329	6,59
800	0,0716	57,25	300	0,0334	10,03
900	0,0730	65,67	400	0,0339	13,56
1000	0,0744	74,40	500	0,0344	17,19
1100	0,0758	83,44	600	0,0349	20,92
1200	0,0773	92,78	700	0,0353	24,73
1300	0,0788	102,45	800	0,0358	28,63
1400	0,0803	112,48	900	0,0363	32,63
1500	0,0819	122,79	1000	0,0367	36,72
1600	0,0834	133,46	1100	0,0372	40,90
6. N ₂ —азот (см. табл. II)			1200	0,0376	45,17
7. Ni—никель (Ushino)			1300	0,0381	49,52
20—100	0,1079	8,63	1400	0,0385	53,97
20—300	0,1134	31,85	1500	0,0390	58,49
20—500	0,1203	57,74	1600	0,0394	63,12
20—700	0,1278	86,90	1. Включая теплоту плавления		
			70,40 кал/г, температура плавления		
			1450°		

Теплоемкости газов (на 1 м³)

Таблица II

t	c_p^t	w	t	c_p^t	w
1. H ₂ — водород			б) для t от 626,9 до 3000°, по Schwarzy, формула (13)		
а) для t до 726,9°, по Schwarzy, формула (4)			700	0,3437	240,59
0	0,3112	—	800	0,3472	277,92
100	0,3109	31,09	900	0,3508	315,71
200	0,3109	62,17	1000	0,3538	353,83
300	0,3110	93,31	1100	0,3566	392,24
400	0,3114	124,54	1200	0,3591	430,88
500	0,3119	155,55	1300	0,3614	469,84
600	0,3127	187,62	1400	0,3635	508,98
700	0,3137	233,59	1500	0,3655	548,23
б) для t от 726,9 до 3000°, по Schwarzy, формула (5)			1600	0,3673	587,66
800	0,3119	249,51	1700	0,3690	627,26
900	0,3136	282,28	1800	0,3705	666,95
1000	0,3155	315,55	1900	0,3720	706,76
1100	0,3173	349,27	2000	0,3734	746,70
1200	0,3193	383,19	2100	0,3746	786,75
1300	0,3214	418,01	2200	0,3758	826,88
1400	0,3235	452,88	2300	0,3770	867,11
1500	0,3256	488,40	2400	0,3781	907,33
1600	0,3277	524,37	2500	0,3791	947,58
1700	0,3297	560,64	3. N ₂ — азот, CO — окись углерода и воздух		
1800	0,3317	597,11	а) для t до 626,9°, по Schwarzy, формула (10)		
1900	0,3337	634,28	0	0,3103	—
2000	0,3357	671,40	100	0,3117	31,17
2100	0,3376	709,16	200	0,3135	62,69
2200	0,3395	746,99	300	0,3156	94,68
2300	0,3414	785,31	400	0,3181	127,24
2400	0,3432	823,63	500	0,3209	160,48
2500	0,3450	862,00	600	0,3241	194,50
2. O ₂ — кислород			б) для t от 626,9 до 3000°, по Schwarzy, формула (11)		
а) для t до 626,9°, по Schwarzy, формула (12)			700	0,3271	229,01
0	0,3141	—	800	0,3311	264,03
100	0,3183	31,83	900	0,3345	301,06
200	0,3226	64,52	1000	0,3376	337,63
300	0,3268	98,04	1100	0,3405	374,57
400	0,3311	132,44	1200	0,3433	411,89
500	0,3353	167,65	1300	0,3458	449,53
600	0,3395	203,70	1400	0,3481	487,38

Продолжение табл. II

t	c_o^t	w	t	c_o^t	w
1500	0,3503	525,48	500	0,4773	238,65
1600	0,3524	563,82	600	0,4887	293,22
1700	0,3543	602,24	б) для t от 626,9 до 2000°, по Schwarz'y, формула (17)		
1800	0,3561	640,87			
1900	0,3577	679,78			
2000	0,3593	718,65			
2100	0,3608	757,79			
2200	0,3622	796,93	700	0,5004	350,31
2300	0,3636	836,17	800	0,5107	408,58
2400	0,3649	875,56	900	0,5201	468,10
2500	0,3661	915,07	1000	0,5284	528,38
4. CH ₄ — метан			1100	0,5362	589,81
а) для t до 726,9°, по Schwarz'y формула (25)			1200	0,5430	651,79
0	0,3686	—	1300	0,5495	714,42
150	0,4016	40,16	1400	0,5556	777,90
200	0,4346	86,92	1500	0,5608	841,22
300	0,4676	140,28	1600	0,5658	905,25
400	0,5006	200,24	1700	0,5704	969,78
500	0,5336	266,80	1800	0,5747	1034,51
600	0,5666	339,96	1900	0,5787	1099,53
700	0,5996	419,72	2000	0,5825	1165,11
б) для t от 726,9 до 1100°, по Schwarz'y, формула (26)			7. H ₂ O — водяной пар		
900	0,6120	550,85	а) для t от 100 до 526,9°, по Schwarz'y, формула (22)		
1000	0,6420	624,05	100	0,3585	35,85
1100	0,6688	735,66	200	0,3629	72,59
5. C ₂ H ₂ (Wiedemann)			300	0,3683	110,48
0	0,3364	—	400	0,3738	149,54
100	0,4189	—	500	0,3795	189,76
200	0,5015	—	б) для t от 526,9 до 2000°, по Schwarz'y, формула (23)		
6. CO ₂ — углекислота			600	0,3854	231,26
а) для t до 626,9° по Schwarz'y, формула (16)			700	0,3915	274,10
0	0,38616	—	800	0,3976	318,08
100	0,4073	40,73	900	0,4037	363,36
200	0,4269	85,38	1000	0,4099	409,88
300	0,4448	133,44	1100	0,4161	457,69
400	0,4611	184,44	1200	0,4221	506,47
			1300	0,4278	556,03
			1400	0,4334	606,92
			1500	0,4388	658,19
			1600	0,4440	710,47
			1700	0,4490	763,35
			1800	0,4538	816,91
			1900	0,4584	870,99
			2000	0,4629	925,81

Теплоемкости окислов

Таблица III

t	c_p^t	w	t	c_p^t	w
1. Al_2O_3 (см. корунд, табл. IV)			9. Fe_3O_4		
2. CO (см. табл. II)			по Roth-Bertram'у формула (20)		
3. CO_2 (см. табл. II)			0	0,1457	—
4. CaO			100	0,1601	16,01
(Gronow и Schwiete)			200	0,1730	34,60
20—100	0,1880	15,04	300	0,1844	55,32
20—300	0,2010	56,28	400	0,1945	77,80
20—500	0,2057	98,74	500	0,2030	101,50
20—700	0,2109	143,41	600	0,2101	126,06
20—900	0,2129	187,35	700	0,2158	151,06
20—1100	0,2153	232,52	800	0,2200	176,00
20—1300	0,2170	277,76			
20—1500	0,2185	323,38			
5. $CaO \cdot Al_2O_3$			10. H_2O		
(Gronow и Schwiete)			а) Лед (Barnes и Maass)		
20—300	0,2223	62,24	0	0,4873	—
20—500	0,2342	112,42	—10	0,4770	—
20—700	0,2419	164,49	—20	0,4647	—
20—900	0,2501	220,09	—30	0,4504	—
20—1100	0,2547	275,08	—40	0,4340	—
20—1400	0,2592	357,70			
6. $3CaO \cdot Al_2O_3$			б) Вода (Gottf)		
(Gronow и Schwiete)			0	1,0067	—
20—300	0,2118	59,30	8	1,0024	—
20—500	0,2213	106,22	15	1,0000	—
20—900	0,2289	201,43	21 (min)	0,9998	—
20—1300	0,2348	300,54	28	1,001	—
7. FeO			35	1,005	—
по White, формула (18)					
0	0,17256	—	в) Пар (см. табл. II)		
100	0,19916	19,92	11. MgO (Wilkes)		
200	0,22576	45,15	30—100	0,2335	16,35
300	0,25236	75,70	30—300	0,2470	66,69
400	0,27896	111,58	30—500	0,2590	121,73
500	0,30556	152,78	30—900	0,2765	240,55
600	0,33216	199,30	30—1300	0,2875	365,12
700	0,35876	251,13	30—1500	0,2910	427,77
8. Fe_2O_3			30—1800	0,2945	521,26
по Roth-Bertram, формула (19)					
0	0,1484	—	12. SiO_2		
100	0,1604	16,04	(Esser, Averdleck и Grass)		
200	0,1713	34,26	0—300	0,2217	66,51
300	0,1811	54,33	0—500	0,2389	119,45
400	0,1896	75,84			
500	0,1971	98,55	α переходит в β		
600	0,2034	122,04	0—600	0,2525	151,5
700	0,2085	145,95	0—700	0,2656	185,9
			0—800	0,2582	206,6
			0—900	0,2606	234,5
			0—1100	0,2659	292,5
			0—1400	0,2690	376,6

Таблица IV

Теплоемкости минералов.

t	c_0^t	w	t	c_0^t	w
1. Волластонит (CaSiO_3) (Wagner и White)			20—1100	0,2462	265,90
0—300	0,20446	61,34	20—1300	0,2555	327,04
0—500	0,21702	108,51	5. Диорсид ($\text{CaO} \cdot \text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2$) ¹		
0—700	0,22585	158,09	0—100 ¹	0,1910	19,10
0—900	0,23247	209,22	0—340 ²	0,2204	74,94
0—1100	0,23786	261,65	0—500 ¹	0,2310	115,50
0—1400	0,24484	342,78	0—700 ¹	0,2420	169,40
2. Ca_2SiO_4 (Gronow и Schwiete)			0—900 ²	0,2490	224,10
а) γ для t от 20 до 675°			0—1100 ³	0,2575	283,25
20—300	0,2069	57,93	0—1300 ³	0,2630	341,90
20—500	0,2185	104,88	6. Клиноэпистатит (MgSiO_3) (Wagner)		
20—675	0,2272	148,82	15—306	0,2296	46,76
б) β для t от 675 до 1300°			15—695	0,2550	173,40
20—675	0,2314	151,57	16—903	0,2631	233,53
20—800	0,2377	185,41	16—1267	0,2738	342,52
20—1000	0,2451	240,20	7. Каолин сырой из Zettlitz ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) (Cohn)		
20—1300	0,2542	325,38	20—100	0,201	16,08
3. Ca_3SiO_5 (Gronow и Schwiete)			20—200	0,203	36,24
20—300	0,2070	57,96	20—300	0,213	59,64
20—700	0,2273	154,56	20—400	0,226	85,88
20—1100	0,2406	259,85	20—500	0,249	119,52
20—1500	0,2475	366,30	20—600	0,415	240,70
4. Галлепит ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$) (Gronow и Schwiete)			20—700	0,430	292,40
20—300	0,2200	61,60	20—800	0,426	332,28
20—500	0,2288	109,82	20—900	0,438	385,44
20—700	0,2373	161,36	20—1000	0,429	420,42
20—900	0,2428	213,66	20—1100	0,421	454,68
			20—1200	0,414	488,52
			20—1300	0,410	524,80 ³

8. Кварц (см. SiO_2 , табл. III)¹ White.² Wagner.³ Включая тепловые эффекты всех превращений, разложение гидрата и удаление воды.

Таблица V

Теплоемкости доменного шлака, чугуна и ферроманганга

t	c_o^t	w	t	c_o^t	w
1. Доменный шлак			г) 34,50% SiO ₂ ; 15,48% Al ₂ O ₃ ; 40,92% CaO; 3,90% MgO; 2,24% MnO; 1,58% FeO и 0,98% S; уд. вес 2,80 (Umino)		
а) 37,00% SiO ₂ ; 7,80% Al ₂ O ₃ ; 50,00% CaO; 1,30% MgO и 2,40% S (Воскобойников)			20—100	0,1801	14,41
18—150	0,192	25,34	20—300	0,2171	60,79
20—220	0,204	40,80	23—500	0,2153	102,70
20—265	0,204	49,98	23—700	0,2256	152,73
20—330	0,214	66,34	23—900	0,2324	203,81
20—530	0,219	111,69	26—1200	0,2486	291,86
20—800	0,225	175,50	28—1200	0,2633	334,92
20—850	0,225	186,75	25—1400	0,2843	390,91
20—950	0,233	216,69	д) 37,26% SiO ₂ ; 13,15% Al ₂ O ₃ ; 43,15% CaO; 1,81% MgO; 1,82% MnO; 0,82% FeO и 0,11% S; уд. вес 2,94 (Umino)		
20—1035	0,235	238,52	18—100	0,1859	15,24
19—1180	0,244	283,24	20—300	0,2102	58,86
20—1270	0,254	317,50	22—500	0,2148	102,67
20—1340	0,275	363,00	22—700	0,2252	152,69
20—1370	0,281	379,35	25—900	0,2452	214,55
21—1430	0,293	412,82	28—1200	0,2549	297,51
20—1480	0,297	433,62	27—1300	0,2681	341,29
20—1580	0,301	469,26	29—1400	0,2842	395,12
6) 30,30% SiO ₂ ; 25,70% Al ₂ O ₃ ; 39,00% CaO; 1,32% MgO; 1,14% MnO; 0,73% FeO и 1,64% S (Воскобойников)			2. Чугун (белый)		
19—190	0,199	34,03	4,30% C; 0,09% Si; 0,08% Mn; 0,021% P и 0,037% S (Umino)		
20—280	0,212	55,12	500	0,1369	63,47
21—399	0,218	82,40	600	0,1447	86,80
18—500	0,221	106,52	700	0,1514	105,96
19—650	0,226	142,61	800	0,1568	125,45
19—830	0,228	184,91	900	0,1572	141,46
19—985	0,235	227,01	1000	0,1578	157,84
20—1170	0,246	282,90	1100	0,1587	174,58
20—1190	0,259	303,00	1150	0,2009	242,51
21—1300	0,278	355,56	1200	0,2095	251,40
21—1440	0,299	424,28	1300	0,2071	269,22
в) 41,65% SiO ₂ ; 14,35% Al ₂ O ₃ ; 39,00% CaO; 1,44% MgO; 1,13% MnO; 0,76% FeO и 1,60% S (Воскобойников)			1400	0,2052	287,43
18—380	0,214	77,47	3. Ферроманган		
19—545	0,223	117,30	80,60% Mn; 11,90% Fe; 6,40% C; 0,30% P и 0,70% Si (Bittner)		
19—710	0,225	155,47	600	0,1625	97,50
20—845	0,233	192,22	700	0,1667	116,69
20—1040	0,247	251,97	800	0,1711	136,88
21—1100	0,255	275,14	900	0,1763	158,67
20—1170	0,259	297,85	1000	0,1823	182,30
21—1265	0,271	337,12	1060 ¹	0,1863	197,48
20—1330	0,278	364,18	1340	0,2268	303,91
21—1545	0,305	464,80			

¹ Плавится.

3. ПРИМЕРЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕПЛОВЫХ ЭФФЕКТОВ (В ТЫСЯЧАХ КАЛОРИЙ) РЕАКЦИИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ

Стр.

1. $\text{Fe}_2\text{O}_{3\text{безв}} + 3\text{CO} = 2\text{Fe} + 3\text{CO}_2$	45
— $196,91 - 3 \cdot 29,97 + 3 \cdot 97,65 = +6,13$ кал.	
2. $\text{Fe}_2\text{O}_{3\text{безв}} + 3\text{H}_2 = 2\text{Fe} + 3\text{H}_2\text{O}$	94
— $196,91 + 3 \cdot 57,81 = -23,48$ кал.	
3. $\text{FeO}_{\text{безв}} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$	45
($64,43 + 29,97$) — $97,65 = -3,25$ кал.	
4. $\text{FeO}_{\text{безв}} + \text{H}_2 = \text{Fe} + \text{H}_2\text{O}$	94
— $64,43 + 57,81 = -6,62$ кал.	
5. $\text{FeO}_{\text{безв}} + \text{C}_{\text{ам}} = \text{Fe} + \text{CO}$	94
— $64,43 + 29,97 = -34,46$ кал.	
6. $3\text{FeO} + 2\text{KCN} = \text{K}_2\text{O} + 2\text{CO} + 3\text{Fe} + \text{N}_2$	88
— ($3 \cdot 64,43 + 2 \cdot 31,22$) + $86,58 + 2 \cdot 29,97 = -109,21$ кал.	
7. $\text{Fe}_2\text{SiO}_{4\text{крист}} + 2\text{CaO}_{\text{безв}} + 2\text{C}_{\text{ам}} = 2\text{Fe} + \text{Ca}_2\text{SiO}_4 + 2\text{CO}$	108
— ($348,01 + 2 \cdot 151,13$) + $543,35 + 2 \cdot 29,97 = -46,98$ кал.	
8. $\text{FeS} + 10\text{Fe}_2\text{O}_3 = 7\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{SO}_2$	112
— ($22,36 + 10 \cdot 196,91$) + $7 \cdot 265,96 + 70,91 = -58,83$ кал.	
9. $\text{FeS} + \text{CaO}_{\text{безв}} + \text{C}_{\text{ам}} = \text{Fe} + \text{CaS} + \text{CO}$	113
— ($22,36 + 151,13$) + $109,79 + 29,97 = -33,73$ кал.	
10. $\text{MnO}_{2\text{крист}} + \text{CO} = \text{MnO} + \text{CO}_2$	114
— ($126,4 + 29,97$) + $96,72 + 97,65 = +38,0$ кал.	
11. $\text{MnO} + \text{C}_{\text{ам}} = \text{Mn} + \text{CO}$	118
— $96,72 + 29,97 = -66,75$ кал.	
12. $\text{MnSiO}_3 + \text{CaO}_{\text{безв}} + \text{C}_{\text{ам}} = \text{Mn} + \text{CaSiO}_3 + \text{CO}$	122
— ($312,27 + 151,13$) + $380,78 + 29,97 = -52,65$ кал.	
13. $\text{NiO} + \text{CO} = \text{Ni} + \text{CO}_2$	123
— ($58,3 + 29,97$) + $97,65 = +9,38$ кал.	
14. $\text{NiO} + \text{H}_2 = \text{Ni} + \text{H}_2\text{O}$	123
— $58,3 + 57,81 = -0,49$ кал.	
15. $\text{ZnS}_{\text{крист}} + \text{CaO} + \text{C}_{\text{ам}} = \text{Zn} + \text{CaS} + \text{CO}$	130
— ($45,39 + 151,13$) + $109,79 + 29,97 = -56,76$	
16. $\text{SiO}_2 + 2\text{C}_{\text{ам}} = \text{Si} + 2\text{CO}$	131
— $207,85 + 2 \cdot 29,97 = -147,91$ кал.	
17. $\text{TiO}_2 + 2\text{C}_{\text{ам}} = \text{Ti} + 2\text{CO}$	138
— $225,77 + 2 \cdot 29,97 = -165,83$ кал.	
18. $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 + 3\text{SiO}_2 + 5\text{C}_{\text{ам}} = 3\text{CaSiO}_3 + \text{P}_2 + 5\text{CO}$	141
— ($982,89 + 3 \cdot 207,85$) + $3 \cdot 380,78 + 5 \cdot 29,97 = -314,25$ кал.	

ЛИТЕРАТУРА ПРИЛОЖЕНИЙ

1. F. Bichowsky, R. Rossini. Thermochemistry of the chemical substances. 1936, New-York.
2. Landolt-Börnstein. Physikalisch-chemische Tabellen. Dritte Ergänzungsband, 3 Teil, 1936, Berlin.
3. H. Hasper, R. Jessop, R. Rossini. Heat of combustion of diamond and of graphite. Journal Research Bureau of Standards, 1938, 457.
4. A. F. Kapustinsky. A direct determination of the heats of formation of sulphides. Acta physico-chemica URSS, 1939, № 2, 245 и 249.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие к пятому изданию	Стр. 3
ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС	
Раздел первый. — Движение сырых материалов и газов	5
1. Способы засыпки и распределения сырых материалов на колошнике	5
2. Перераспределение материалов при опускании колош	23
3. Распределение газов между кусками плавильных материалов	28
Литература первого раздела	32
Раздел второй. — Изменение физического состояния и химического состава опускающихся плавильных материалов	34
1. Разложение плавильных материалов и удаление летучих веществ	34
Испарение влаги и разложение гидратов — 34. Удаление летучих веществ из топлива и дополнительная сухая перегонка его — 36. Разложение углекислых солей — 39. Испарение летучих при высокой температуре соединений — 41.	
2. Восстановление	44
Восстановление окислов железа окисью углерода — 45. Влияние реакции $2CO = CO_2 + C$ на ход восстановления железа — 77. Влияние распада окиси углерода на физические свойства руды — 82. Восстановление окислов железа твердым углеродом — 84. Сравнение прямого и непрямого восстановления — 88. Восстановление окислов железа водородом — 94. Восстановление железа из углекислой соли — 103. Восстановление железа из кремнекислых и титановокислых соединений — 105. Восстановление железа из сернистых соединений — 112. Восстановление марганца — 117. Восстановление никеля — 123. Восстановление хрома — 124. Восстановление ванадия — 126. Восстановление цинка и свинца — 129. Восстановление кремния — 131. Восстановление титана — 137. Восстановление фосфора и мышьяка — 139. Восстановление сернокислых солей — 143.	
3. Обуглероживание	144
4. Плавление	147
Ход процесса плавления и шлакообразования в доменной печи — 147. Опытные данные о ходе процесса восстановления и плавления в их взаимной связи — 160.	
5. Окисление	171
Горение углерода топлива в горне доменной печи — 171. Опытные данные о составе газов в горне доменной печи — 177. Окисление восстановленных элементов — 193.	
6. Выводы	203
Качество сырых материалов — 204. Интенсивность плавки — 208. Температура дутья и расход горючего — 209. Состав шихты — 210.	
Литература второго раздела	211
Раздел третий. — Изменение температуры, давления и химического состава поднимающихся к колошнику газов	222
1. Температура газов	222

Температуры, развиваемые окислительным процессом в горне доменных печей — 224. Температуры, господствующие в заливниках — 235. Температуры газов в шахте — 235. Температура колошниковых газов — 241.

2. Давление газов	244
3. Химический состав газов	253
Изменение химического состава газов на пути к колошнику — 253. Определение состава колошниковых газов расчетом — 258. Влияние отдельных факторов на состав газов — 272. Конечный состав газов — 277. Применение анализов колошниковых газов к расчетам — 290.	
Литература третьего раздела	295

Раздел четвертый. — Развитие и усвоение тепла в доменных печах	298

I. Приход тепла в доменной плавке и его распределение по отдельным статьям расхода	298

1. Приход тепла	298
Горение углерода — 298. Нагрев дутья — 299. Экзотермические реакции — 299.	
2. Распределение тепла по отдельным статьям расхода	301
Восстановление — 301. Разложение гидратов и испарение воды — 304. Разложение горючих материалов — 305. Разложение углекислых солей — 305. Разложение водяных паров — 305. Тепло, уносимое чугуном — 306. Тепло, уносимое шлаком — 308. Тепло, уносимое колошниковыми газами — 310. Тепло, уносимое охлаждающей печью водой — 311. Потери тепла — 311.	

II. Материальный баланс доменной плавки	313

1. Сокращенные материальные балансы, составленные автором по данным де-Ватера, Белла, Грюнера и Окермана	314
Плавка, исследованная де-Ватером — 314. Плавка, исследованная Беллом — 315. Плавка, исследованная Грюнером — 315. Плавка, исследованная Окерманом — 316.	
2. Развернутые материальные балансы современных доменных печей	316
Материальные балансы печи «Изабелла» по данным Гейли и Маккауна — 316. Развернутый материальный баланс древесно-угольной доменной печи Фэгерста — 324.	

III. Метод расчета теплового баланса	325

1. Метод Белла	325
2. Метод Грюнера	332
Формулы Грюнера — 332. Поправки автора к формулам Грюнера — 333. Применение формулы Грюнера к расчету теплового баланса большой доменной печи завода Кларенс — 334.	
3. Метод Окермана	337
Тепловой баланс средней шведской древесноугольной печи — 337. Неточности расчета Окермана — 341. Преимущества метода Окермана — 342. Замечания о числовом выражении результатов расчета тепловых балансов разных авторов — 343.	
4. Метод Ижевского	345
5. Зональные тепловые балансы	354
Расчеты Матезиуса и Костылева — 354. Расчеты Рейхардта — 355. Расчеты Ю. Р. Тишбейна — 358. Тепловые диаграммы Рейхардта — 360.	

IV. Тепловые балансы современных доменных печей	365
1. Расчет тепловых балансов и их краткая характеристика	365
Расчет для пяти характерных случаев практики—365. Тепловые балансы семнадцати современных доменных печей—393.	
2. Показатели работы доменной печи	404
Показатели Грюнера и Белла—404. Количество углерода, сжигаемого на фурмах; показатель степени прямого восстановления; показатель Костылева—406. Показатель степени использования тепла в доменной печи—411.	
3. Значение теплового баланса	415
Мнение Ледебура—415. Мнение автора—415.	
V. Применение данных теплового баланса к разрешению теоретических и практических вопросов доменной плавки	419
1. Горячее дутье	419
Результаты работы первых доменных печей, переведенных на горячее дутье—419. Объяснение Окерманом экономии горючего, даваемой нагревом дутья—421. Поправки автора и анализ влияния условий, в которых работают доменные печи, на сбережение горючего—423. Объяснения и расчеты Озанна, Джонсона и Дерклея; их теоретическая несостоятельность и практическая непригодность—429. Принцип Окермана—436.	
2. Осушенное дутье	436
Эффект, достигнутый осушением дутья на печи «Изабелла», и его объяснение—436. Дутье с повышенным содержанием влаги (результаты опытов на советских доменных печах)—438.	
3. Обогащенное кислородом дутье	440
Изменения в ходе доменного процесса, вносимые обогащением дутья кислородом—440. Диаграмма Рамма—441. Работа опытной доменной печи в Германии. Данные Ленингса и его выводы—444. Тепловые балансы плавки на обогащенном кислородом дутье и выводы из них—447.	
4. Определение расхода горючего по тепловому балансу	450
Метод проф. Озанна—450. Способ Рамма—452. Определение «качественного числа» кокса по методу проф. Озанна—456. Расчет автора по данным Белла—460.	
5. Наименьший теоретически возможный расход углерода в доменной плавке	462
Определение Грюнером наибольшего значения отношения $CO_2:CO$, соответствующего наименьшему расходу горючего—462. Неточности и теоретическая ошибка расчета Грюнера—463. Две диаграммы Рамма—464. Фактический наименьший расход горючего—468. Заключение автора—469.	
Литература четвертого раздела	470
Приложения	473
1. Данные о теплоте образования химических соединений	473
2. Теплоемкости твердых, жидких и газообразных тел	479
3. Примеры определения тепловых эффектов реакций восстановления	489
Литература приложений	489

Редактор ниж. Л. С. Блох

Подписано к печати 3/III—45 г. Уч.-изд. л. 83,25. Печ. л. 30 3/4. Зп. в 1 п. л. 40830.
Л59998. Тираж 8000. Заказ 765.

Типография Металлургиздата, Москва, Цветной бульвар, 30.