

12  
П. 12

АКАД. М. А. ПАВЛОВ

МЕТАЛЛУРГИЯ  
ЧУГУНА

II

МЕТАЛЛУРГИЗДАТ  
1946

НБ  
УДУНТ  
(ИПБТ)

**Замеченные опечатки**

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть	По вине
23	12 сверху	7 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	7°	Автора
38	19 снизу	1 мм	3 мм	"
62	23 снизу	в 1869	в 1868	"
83	5 сверху	8 см <sup>3</sup>	8,8 см <sup>3</sup>	"
109	19 сверху	+ С ам. + Mn +	+ С ам. = Mn +	Типограф.
121	13 сверху	— 3Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> SiO <sub>2</sub> ,	— 3Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> · 2SiO <sub>2</sub> ,	Автора
167	10 сверху	в 2 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	в 2 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	"
178	2 снизу	Фокус горения в дан- ном случае лежал на	Граница окислительной зоны лежала на	"
186	23 сверху	33. М. М. Лей б ов и ч и Е. П. Ламп са ко ва. Изучение влияния со- держания азота...	33. W. Вауклоп, R. Durrer. О меха- низме восстановления окислов железа. "Сов. Металлургия", 1934, № 1, 224.	
193	9 сверху	143. Л. М. Пы л е в.	143. Л. М. Цы л е в.	Типограф.
202	23 и 24 сверху	что измерение темпе- ратуры в горне Измерения темпе- ратуры в горне первой печи дали такие ре- зультаты.	что измерения темпе- ратуры в горне второй печ дали иные резуль- таты.	"
229	9 сверху	Табл. 55	Табл. 54	Автора
234	Табл. 56, 2 столб.	122,065	1220,65	"
240	12 сверху	0,08 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	0,8 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	"
257	27 сверху	V. Вятский завод.	V. Климковский завод.	"
279	16 снизу	2K <sub>2</sub> O +	K <sub>2</sub> O +	"

Зак. 3150. Акад. М. А. Павлов, Metallургия чугуна.

НБ  
УДУНТ  
(ИПБТ)

Акад. М. А. ПАВЛОВ

1971 г.  
ПРОВЕРЕНО

# МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА

ВЫПУСК ВТОРОЙ

## ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС

ш. 33600

Издание четвертое

*Утверждено Всесоюзным Комитетом  
по делам высшей школы при СНК  
СССР в качестве учебника для ме-  
таллургических вузов*



ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО  
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ  
Ленинград 1940 Москва

НБ  
ДУНТ  
(ШБТ)

Рецензент: проф. А. Н. Похвиснев.

Книга дает подробное, основанное на новейших данных, изложение теории доменной плавки и представляет учебное руководство для студентов металлургических вузов, избравших себе специальностью доменное производство. Она может служить также для повышения квалификации лиц, не прошедших специального курса металлургии чугуна, но имеющих достаточную теоретическую подготовку для освоения ее содержания.

Ответственный редактор А. Ф. Новоспасский  
Технический редактор М. С. Рулева

ТКК № 5

---

Сдано в набор 24/1 1940 г.	Подписано к печати 20/IV 1940 г.		
Индекс МЧ-20-5-2	Тираж 4000	Формат бумаги 62×90	Изд. № 817
Уч.-авт. лист. 19,78	Автор. лист. 19,62	Печ. лист. 17 <sup>3</sup> / <sub>4</sub>	
Бум. лист. 8 <sup>3</sup> / <sub>8</sub>	Колич. печатных знаков в бум. листе 94 400		
Леноблгорлит № 1894	Бумага Балахнинской ф-ки	Заказ № 3150	

---

4-я тип. ОГИЗа РСФСР треста „Полиграфкнига“ им. Евг. Соколовой  
Ленинград, пр. Красных Командиров, 29.

## **I. 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, между прочим, следует, что чем меньше абсолютные размеры сечения канала и чем больше фигура поперечного сечения его уклоняется 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 тока 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 производятся механическим путем, с помощью специальных приборов, действие которых мы и объясним далее, не касаясь деталей конструкции.

2. Первым по времени применения (50-е гг. XIX ст.) прибором для механической засыпки явился прибор Парри — «во-

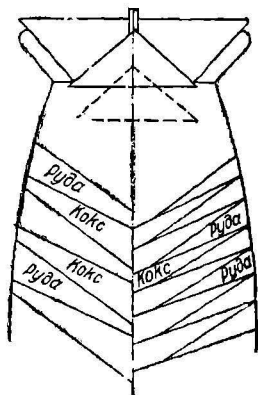
ронка и конус» — гениальное по простоте устройства и удобству обращения изобретение.

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.

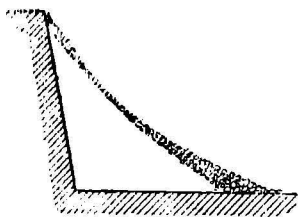
Плавильные материалы помещаются в пространстве между воронкой и конусом; при опускании последнего куски материалов скатываются по поверхности конуса и, описывая параболы, направляются к стенкам шахты, где ложатся кучей, в которой отдельные куски распределяются по углу естественного откоса.

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 поступает 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 разгрузке 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 де-Ватера, кокс под давлением веса руды расползается и располагается в печи под меньшим углом откоса, чем руда ( $26^\circ$  против  $36-43^\circ$ )<sup>1</sup>.

Поэтому, если нанести ряд параллельных линий под углом  $40^\circ$  к горизонту и между ними ряд других под углом  $26^\circ$ , то площадь, ограниченная сверху прямой под углом  $40^\circ$  а снизу — более пологой, будет изображать слой руды в разрезе (см.



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



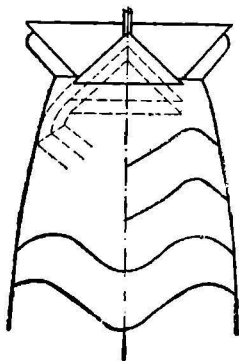
Фиг. 2. Рудная куча в разрезе.

<sup>1</sup> По Д. В. Ефремову кокс из кузнецких углей образует в печах Магнитогорского завода угол естественного откоса, близкий к  $29^\circ$ , а магнитогорская руда  $38^\circ$  в среднем (1).

фиг 1); 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 «конусом и воронкой». Обратим, прежде всего, 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, почему проваливающаяся первой в печь рудная мелочь, заполняя выбоины между крупными кусками горючего, остается по преимуществу там, куда она падает, что дает сосредоточенную засыпку мелочи, если руда пылеватая.



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

На рис. 1 и 3 стены шахты представлены ограниченными кривой поверхностью, что в свое время рекомендовал де-Ватер 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 их, как показывает фиг. 4А.

Степень неравномерности, т. е. отношение толщины слоя какой-либо из составных частей колоши у оси и у стен шахты, можно регулировать количеством сразу опускаемых материалов, т. е. величиной колош. Очевидно, что при малых (легких) колошах руды может не хватить для покрытия всей поверхности колошника и слой ее выклинится, не доходя до оси печи, что разрыхляет столб плавильных материалов у оси печи и может дать неравномерное распределение газов (фиг. 1, правая часть). Обратное, слишком тяжелые колоши, т. е. занимающие больший объем, дадут слишком толстый слой руды у оси печи, что при порожковатой руде может создать здесь загромождение (фиг. 1, левая часть). Очевидно, для всяких данных плавильных материалов путем опыта может быть найден свой наивыгоднейший вес колоши.

Многолетняя практика показала, что «конус и воронка» — универсальный прибор, так как он до последнего времени с успе-

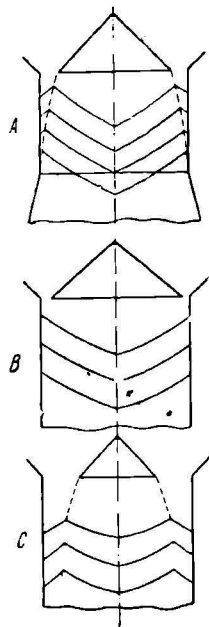
хом применяется при работе печей на всевозможных сортах руд, при плавке на антраците, коксе и древесном угле. То распределение, какое он дает, совместимо с наименьшим расходом топлива — как кокса, так и древесного угля.

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. 1, 3 и 4 В и С. Если разность диаметров очень велика, то к стенкам шахты скачивается слишком много крупных кусков, и поток газов вдоль стен является естественным последствием такого распределения.

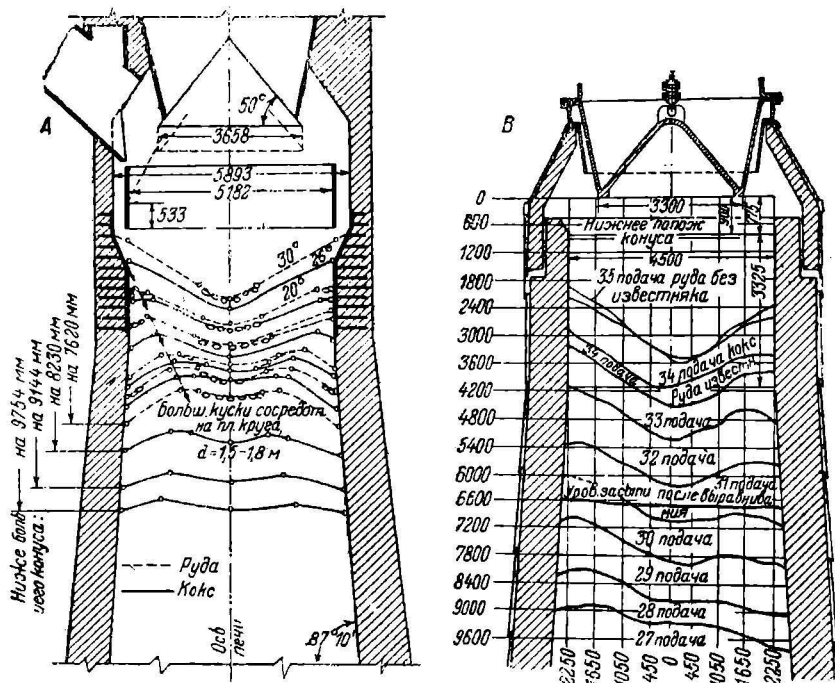
То же происходит при подаче материалов на слишком низкий уровень засыпи, — при «упущенных» колошах (в случае задержек с подачей материалов на колошник), а также при первом наполнении печи через конус и воронку перед задувкой. На фиг. 5 А и В показаны поверхности материалов отдельных колош (по результатам специальных измерений). Как видно, действительное распределение значительно отличается от идеальной схемы; воронка, резко выраженная в последней (верхней) рудной колоше, при падении кокса на большую глубину совсем не образуется.

Степень неравномерности засыпи зависит также от длины пути, пробегаемого по откосу кусками материалов, — чем он длиннее, т. е. чем больше диаметр колошника, тем больше будет разница в размерах кусков у оси печи и у стен шахты. Пока диаметр колошника (на уровне засыпи) не превосходил 4—4,2 м, распределение, даваемое аппаратом Парри, считалось совместимым с самым экономичным ходом печей на всяких рудах и горючих материалах; в США аппарат Парри дал наименьший расход горючего не только при работе на коксе, но и на антраците и



Фиг. 4. Расположение материалов на колошнике аппаратом Парри.

даже древесном угле. Увеличивая размеры и производительность печей, долгие годы воздерживались от увеличения диаметров колошника, остановившись на 5,2 м даже для печей, дающих 1000 т чугуна в сутки. В самое последнее время построены печи с диаметром колошника 6,3 м, но они уже вызвали сомнение в том, что аппарат Парри может дать правильное распределение материалов в них; эти печи работают колошами такого веса, что руда не покрывает всей поверхности колошника; увеличение же колоши дало бы слишком высокий слой руды у стен шахты, что, при наличии большого количества мелочи, сделало бы этот слой непроницаемым для газов.



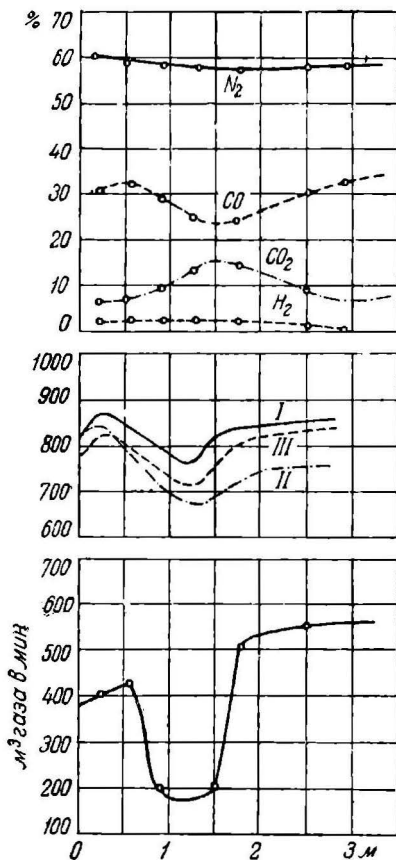
Фиг. 5. Расположение материалов на колошнике алабамской печи при задувке 2 марта 1935 г. (А) и печи № 6 завода им. Дзержинского при загрузке перед задувкой 21 сентября 1934 г. (В).

Выход из такого положения все же есть, — это устранение резкой неравномерности в величине кусков руды, одновременно заваливаемых в печь. 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 руды 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 зерна достигаются отличные результаты: мелочь, поступая в печь без крупных кусков, не остается только у стенок шахты, а попадает и к оси печи, крупная же руда, поступая 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, но 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 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 совме-



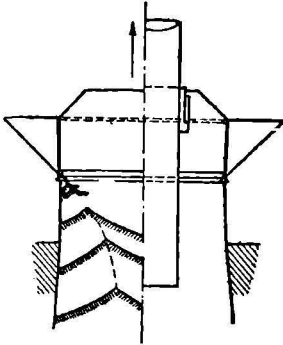
Фиг. 6. Диаграммы состава, температуры и количества газов на различных расстояниях от стен шахты печи.

стимо 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.

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

Распределение, которое он дает, резко отличается от только что описанного и изображено на фиг. 7 (левая часть).

При подъеме колокола в образовавшуюся щель устремляется материал и прежде всего мелкая руда; стенками воронки он направляется к оси печи. Смотря по тому, на какой глубине находится уровень раньше засыпанной колоши, куски руды, описываемая парабола, встретят поверхность горючего 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.



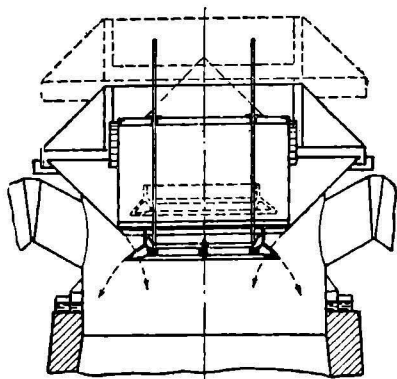
Фиг. 7. Аппарат Лангена и даваемое им распределение материалов.

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 «конусом и воронкой», — преимущество, имеющее значение при плавке порошковой и бедной руды, когда вес, а следовательно и объем рудной сыпи значителен.

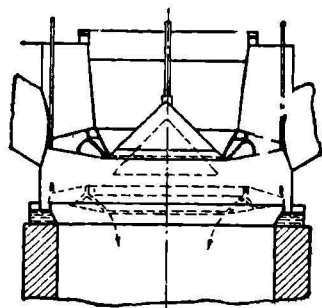
При неправильном сходе колош — скачками или с обвалами — распределение плавильных материалов колоколом Лангена очень неравномерно, возможно даже попадание значительной части колоши к оси печи. Для устранения этого недостатка применен был так называемый центральный газоотвод. Труба значительного диаметра, проходящая сквозь колокол, позволяет засыпать материалы кольцом от стен шахты до стен трубы, чем, с одной стороны, разрушается столб плавильных материалов у оси печи, так как руда попадает сюда лишь на некоторой глубине, вследствие расползания сыпи, а с другой — отвлекаются сюда же и газы, так как кромка трубы находится ниже горизонта засыпи (фиг. 7, 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 прибо-



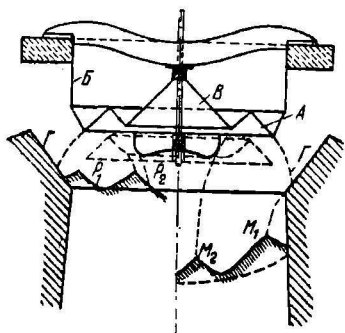
Фиг. 8. Аппарат Лангена с регулирующим кольцом.



Фиг. 9. Аппарат Парри с регулирующим кольцом.

ром 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. 8 и 9.

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 в виду усложнения всего засыпанного устройства эти кольца не находят себе применения при колошниковом устройстве с автоматической завалкой материалов.



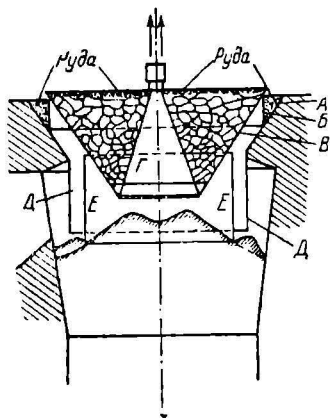
Фиг. 10. Аппарат Шарлевилья.

4. Во Франции был с успехом (в смысле правильного распределения) испробован засыпной прибор Куань, но из-за конструктивных недостатков он не получил распространения; шведский инженер Шарлевиль ввел в него некоторые изменения и выработал способы засыпки и распределения, после испытания на древесноугольных печах Швеции оказавшиеся полезными.

Фиг. 10 изображает этот прибор и представляет схематиче-

ски даваемое им распределение. Подвижной частью прибора является запирающее колошник кольцо *A*, примыкающее одной своей кромкой к воронке *B* для приема колош, а другой — к неподвижному конусу *B*.

В пространстве между кольцом и конусом заваливается отдельно навешенная шихта в половинном количестве причитающегося на 1 колошу; сверху шихты заваливается вся колоша угля. При опускании кольца сначала проваливается руда и располагается на колошнике двумя кольцевыми кучами  $M_1$  и  $M_2$ , диаметр кото-



Фиг. 11. Аппарат Толандера.

рых зависит от глубины, на которую опустилась предшествовавшая колоша.

Когда в печь провалится уголь, то он должен наполнить ее до уровня заплечиков *Г* (перекрытых для прочности чугунными плитами). После этого заваливается вторая половина шихты, и снова опускается кольцо. На этот раз руда расположится двум кольцевыми кучками  $P_1$  и  $P_2$  большего диаметра, чем  $M_1$  и  $M_2$ . Руда наружного кольца ( $P_1$ ) при опускании колоши будет сыпаться к самой окружности шахты, в остальных кольцах она после некоторого времени расплзется и покроет всю поверхность угля, но слой руды окажется наибольшей толщины у стен шахты, а наименьшей — у оси ее. Постепенность перехода может меняться по желанию соответственным изменением разделения количества руды на первое и второе опускание кольца.

Прибор Шарлевиля нашел себе некоторое распространение на коксовых печах Европы (у нас он работал на б. Днепровском, ныне им. Дзержинского заводе); доменные печи шведского завода Домнарвет, будучи снабжены им, работали хорошо; тем не менее впоследствии на них был установлен прибор Толандера.

5. 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. 11 — воронка *A* представляет неподвижную часть прибора, а лежащий на ней цилиндр *B* с приклепанной к нему воронкой *B* 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 неподвижной воронкой *A* и поднимаемым цилиндром *Б*.

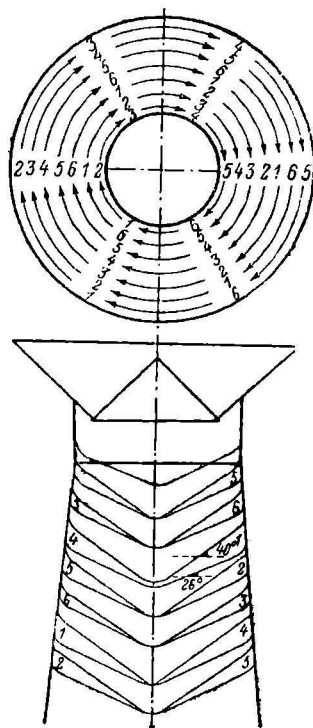
В это пространство засыпается половина всей рудной сыпи и весь флюс. В пространство между подвижной воронкой *B* и конусом *Г* заваливается весь уголь одной колоши, и сверху него слоем равномерной толщины распределяется вторая половина рудной сыпи.

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 ними.

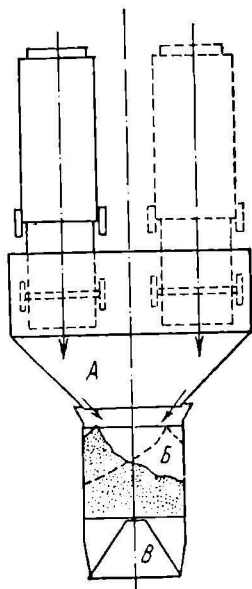
Само собою разумеется, что относительное количество руды, распределяемое на уголь, может быть изменено на основании опыта, но то, какое указано было выше, производилось в Швеции вручную, и при нем печи работали с малым расходом горючего. При переходе к прибору Толандера этот расход не увеличился. Но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

6. Описывая распределение материалов на колошнике, даваемое различными приборами, мы как бы предполагаем, 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.



Фиг. 12. Перемешивание руд при помощи „винтовой“ засыпки.

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



Фиг. 13. Схема распределителя Мак-Ки.

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 сохраняя определенную и постоянную очередь поступления на воронку различных руд, постепенно меняли их место, обходя через несколько колош (4—6) всю окружность колошника (фиг. 12).

Вследствие этого, хотя в каждой 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. 13 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  $60^\circ$ , после чего конус В опускается, и материал поступает на большой конус засыпного аппарата. Все скипы одной колоши проходят воронку с вращением ее на  $60^\circ$ . Подача скипов следующей колоши сопровождается вращением воронки на  $120^\circ$ , далее — на  $180^\circ$  и т. д. Через 6 колош возобновляется то распределение материалов в печи, которое было до поворота воронки на  $60^\circ$ . 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 вручную<sup>1</sup>.

<sup>1</sup> О том, как работает распределитель Мак-Ки в практических условиях, можно судить по результатам специального обследования, выполненного Д. В. Ефремовым (1) на Магнитогорском заводе.

## 2. Перераспределение материалов при опускании колош

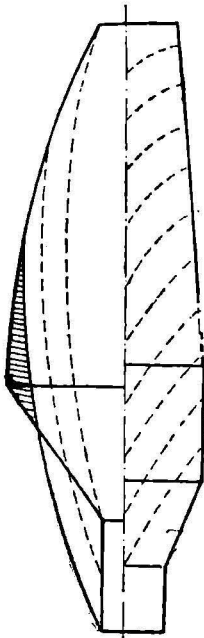
Отметим прежде всего, что не только нельзя видеть того, что происходит в доменной печи при движении в ней материалов, но и нельзя в точности искусственно воспроизвести явления опускания колош и перераспределения материалов. Модели доменных печей, с точно выдержанными отношениями действительных размеров, но прямоугольного поперечного сечения, с 2 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 явления, 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 вверху горна и отчасти в заплечиках под влиянием их тяжести 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, опережают лежащие ближе к стенам и к середине (в печах с большим диаметром горна), что ясно сказывается даже на колошнике перегибом слоев плавильных материалов и опережением 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. 14 (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 расползаются от увеличения сечения шахты книзу, причем руда, стремясь двигаться 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 перетряхивании мелкие куски стремятся занять промежутки между крупными кусками, давая, в свою очередь, место между собой для еще более мелких кусков, а вся масса руды постепенно проникает в толщу колош горючего. В результате этого, во-первых, отдельные слои материалов, по мере их опускания, перемешиваются, отчего на некоторой



Фиг. 14. Старый профиль печи (слева) и более новый профиль (справа).

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 займет 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 кроме того объема, занимаемого рудой.

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 по-

лучаться нормальный чугун. Графическое изображение опережения (фиг. 14, 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).

33600  
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 опережаться горючее последующих колош. Вследствие этого в горн приходят нелетучие 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 последняя находится 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 ко-

Дир. Инст. Шихт 17

лоши такое количество горючего, что оно в состоянии будет нагреть стены горна и лещадь в надлежащей степени до прихода первого чугуна и затем шлака рудных колош.

При выдувке печи, если дутье остановлено во-время, в горне и заплечиках всегда находят 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 стывлого 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 способностью обладают и порошковатые руды, особенно богатые, например, измельченный железный блеск, 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 легкоплавок и поэтому проходит в твердом состоянии меньшую часть высоты печи, чем руда, пробегая 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.

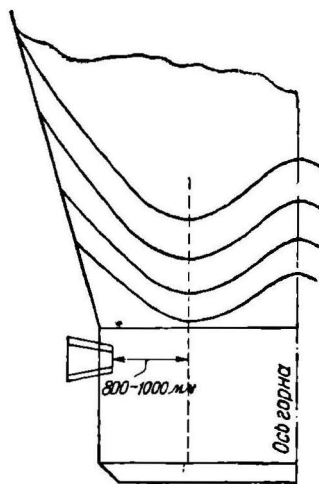
Старинный профиль с его чрезмерно узким горном (фиг. 14, левая часть) доводил опережение до того, что часть вместимости доменной печи совсем не использовалась, так как материалы в тупом углу, образованном пологими заплечиками и шахтой, не

двигались; постепенно путем разгара печь сама вырабатывала себе профиль, показанный на фиг. 14 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. 14, 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. 15.

Недостаток старого профиля, выразившийся 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 тогда, когда горн еще не разгорел) обыкновенно не удавалось; в таких случаях резко сказывалось обособление объема действительно опускающихся материалов, увеличивалось 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 значитель-



Фиг. 15. Опускание сырых материалов в широком горне.

ное 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 (но 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 перетиранья 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 легче проницаема, но зато уносится в громадном количестве током газов. Просеиваясь через крупные куски горючего, пылеватая руда приходит в область высоких температур в необработанным газам 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.

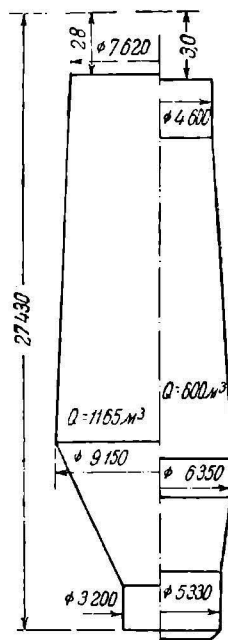
2. Заставить газы равномернее распределяться и в этом случае, т. е. при обилии малопроницаемых путей, можно лишь увеличением их напора или давления, что при данном поперечном сечении печи и количестве проходов для газов в нем сводится к увеличению количества газов на квадратную единицу проходов, а следовательно 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 столетия, 48—60 часов и даже (в самых больших) 72 часа, причем на 1 т чугуна приходилось до 12—13 м<sup>3</sup> 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 м<sup>3</sup> (впоследствии — только 3 м<sup>3</sup> 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 9,15 м (самый широкий из всех когда-либо испытанных) вместимостью 1,165 м<sup>3</sup> (фиг. 16, слева), дававшей всего 90 т чугуна в сутки из кливлендской руды с расходом горючего около 1, с американской печью (фиг. 16, справа), имевшей распар в 6,55 м, а вместимость 600 м<sup>3</sup>, дающей 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 напор ничтожен (по формуле  $h = \frac{v^2}{2g}$



Фиг. 16. Профили кливлендский (слева) и позднейший американский (печи Дюкен 1896 г. справа).

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 подготавливать 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 часов, в среднем около 9 часов. 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 ход 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 м<sup>3</sup>, впервые дала на древесном угле 125 т в среднем, временами — до 135 т чугуна в сутки, работая на руде Верхнего озера, труднее восстановимой, 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 мировой империалистической 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 увеличения расхода угля было достигнуто и в Надеждинском заводе, даже при менее благоприятных условиях работы, — более трудно восстановимой и порошковатой руде, дающей, сверх того, неудобные шлаки (5).

В последнее 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 4½ 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 до 45—50 т. В последнем сообщении (6) о работе этих печей дается ряд

цифр, характеризующих условия и результаты перехода печи завода Гофорш к более интенсивной работе; выборка из них приводится ниже.

Время пребывания колош, час.	Суточн. вы- плавка, т	Расход су- хого угля	CO <sub>2</sub> в газах, %	Температ. дутья, °C	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 машину, нельзя надеяться получить пользу от увеличения диаметра горна и, наоборот, устанавливая более мощную воздуходувку, нужно расширять горн.

Степень проницаемости шихты при данном количестве дутья обуславливает определенный напор (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

1. De Vathaire. Construction et conduite des hauts fourneaux (Paris, 1885), p. 224.  
С. В. Жендзян (по de Vathaire'y). Устройство и ведение доменных печей. Харьков, 1927, 94.  
С. Furnace и T. Joseph. Распределение шихты в доменной печи. Из Techn. Publ. № 109, перев. в „Гипромез“, 1931, № 6, 76.  
Ф. Вилькокс. 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 и 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.
2. Б. Выставкин, М. Катаев и И. Осташкевич. Опытная доменная плавка на сортированных материалах. „Домез“, 1930, № 12, 222 (Днепр. зав.).  
Е. Венгель. „Уголь и Железо“, 1930, № 52 (Сулинск. зав.).  
S. Kippey. Работа доменной печи на сортированной руде. „Домез“ 1930, № 12, 275. Из Techn. Paper, 1930, № 459.  
A. Wagner, A. Holschub и W. Barth. „Советская Металлургия“, 1933, № 10—11, 264; рефераты из „Stahl u. Eisen“, 1932, № 46.
3. Э. Гертум. Отчет о поездке в США. „Горный журнал“, 1898, т. III, 46.  
Н. Иосса. Успехи доменной плавки на казенных заводах Урала. „Горный журнал“, 1911, т. II, 203.  
А. Степанов. Ермоловская доменная печь. „Журнал Русского Металлургического Об-ва“, 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. Ж. Р. М. О., 1916, № 1, 42.
5. Акад. М. А. Павлов. Двадцатилетие металлургии чугуна. „Советская Металлургия“, 1937, № 11, 21—22.
6. M. Tigerschild. Современное состояние доменного производства в Швеции. „Новости иностранной Металлургии“, 1935, № 3, 32; реферат из Jernkontorets Annaler“, 1934, häft 8, 56.  
T. Joseph. Работа американских древесноугольных доменных печей“ Ж. Р. М. О., 1926. 2 часть, 597.  
O. Wehrhelft. Американские доменные заводы и их работа. Ж. Р. М. О., 1926, 2 часть, 146.  
F. Wilcox и H. Brassert. Доменная плавка в Германии. Ж. Р. М. О., 1928, 2 часть, 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.

НЕ  
УДУНТ  
(ИПЪТ)

## II. 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.

**А. Испарение влаги и разложение гидратов.** Хотя влагой называется вода, выделяемая при продолжительном нагревании веществ до  $100^{\circ}$ , в доменной печи удаление ее во всем том количестве, какое дается анализом, — начинаясь раньше  $100^{\circ}$  — 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 колошниковых газов под влиянием выделяющейся влаги и в особенности, гидратной воды.

УДУМ  
(ИПБТ)

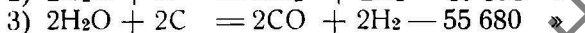
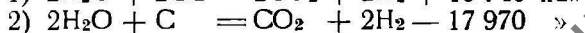
1. Горючие материалы доменной плавки, не заключая в себе гидратной воды, легко теряют влагу, так как отличаются значительной пористостью, облегчающей выделение водяных паров (это не относится к получающейся в печи воде как к продукту сухой перегонки).

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, минетт, маяри, керченская руда). Эта влага удаляется окончательно только между  $150\text{--}200^\circ$ , 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  $300^\circ$ , а если руда взята в очень крупных кусках, то даже при  $400^\circ$  (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  $1000^\circ$ , по Ле-Шателье (если нагревание ведется быстро). Данные, опубликованные проф. А. М. Соколовым (2), показывают, что разложение чистого каолинита начинается при  $400^\circ$ , но до  $500^\circ$  выделяется только 2,4% гидратной воды (из 13% общего содержания); между  $500^\circ$  и  $600^\circ$  разложение идет очень быстро, и в короткое время удаляется около 10% воды; остатки ее исчезают медленно и только при медленном нагреве до  $800^\circ$  (3).

Таким образом удаление из глины остатков воды происходит тогда, когда руда и флюс будут нагреты снаружи до температуры более высокой, чем  $800^\circ$ . 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:

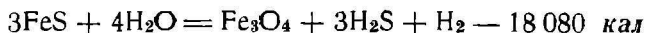


Реакция 1), идущая с выделением тепла, возможна лишь при умеренной температуре, именно  $400\text{--}450^\circ$ ; реакция 2), эндотермическая в слабой степени, начинается выше  $500^\circ$ , реакция 3) получает исключительное развитие выше  $1000^\circ$ . Между  $500^\circ$  и

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  $\text{SO}_2$ , вследствие взаимодействия  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{FeS}$  по реакции:



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

Таблица 1

Температура переугливания, °C	Состав сухой беззольной массы угля, % по весу			Количество газов, выдел. при нагреве до 1000°, м <sup>3</sup> /т	Состав газообразных продуктов перегонки угля; % по объему				
	C	H <sub>2</sub>	O <sub>2</sub> + N <sub>2</sub>		CO <sub>2</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>2n</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>
700	95,36	1,79	2,85	122,1	6,51		17,76	57,78	17,79
550	92,71	2,55	4,74	202,2	4,71		16,75	56,15	22,24
500	88,87	3,23	7,89	283,2	7,01		18,34	48,68	25,83
475	87,06	3,29	9,61	293,1	7,09		20,32	44,69	27,16
450	84,59	3,13	12,28	303,8	11,21	0,13	22,95	41,48	24,10
425	80,71	3,95	15,34	315,6	8,47	0,26	26,72	46,52	23,90
400	79,81	4,33	15,86	327,9	8,91	0,25	24,24	33,77	32,66
375	76,91	4,71	18,38	349,0	8,89	0,31	25,22	34,18	31,27
300	75,09	4,93	19,98	355,1	8,60	0,25	24,89	32,72	33,42
280	71,65	4,97	23,38	352,0	10,99	0,57	24,58	29,95	33,77

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 и состав древесного угля, полученного при указанной конечной температуре переугливания.

Как изменяются количество и состав газов, выделяемых при разных температурах дополнительной перегонки, видно из исследования Бергштрема (5) над шведским кучным углем. Органическая масса его (среднее из 2 проб, отдельно исследованных на перегонку) содержала в себе (без золы) 90,35% С, 6,80% О, 2,70% Н и 0,15% азота, а количество и состав (в объемных процентах) 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 клет-

Таблица 2

Температура газа, °С	м <sup>3</sup> газа на 1 т угля	СО <sub>2</sub>	СО	СН <sub>4</sub>	Н <sub>2</sub>
0 до 420	5,3	45,8	27,5	19,6	7,1
420 " 520	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

чатки, но анализ указывает состав сухих газов. Помимо газов, из угля, полученного при низких температурах, выделяются и жидкие погоны (смола), количество которых может доходить до 7—8% от веса обыкновенного печного угля (температура переугливания 400—425°).

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 дают 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°, беззольный), содержит 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 переугливания, указанный в табл. 3.

Верхний ряд цифр характеризует уголь кучной (состав газа

Температура переугливания, °С	м <sup>3</sup> газа на 1000 кг угля	Химический состав, % по объему				
		CO <sub>2</sub>	CO	CH <sub>4</sub>	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
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

хорошо согласуется с данными Бергштрема), а нижние 2 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 CO<sub>2</sub> : 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:

CO <sub>2</sub>	CO	CH <sub>4</sub>	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
12,9	21,3	3,6	51,3	10,9

В 1 м<sup>3</sup> 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 CO<sub>2</sub> и CH<sub>4</sub> понижается, а H<sub>2</sub> и N<sub>2</sub> — возрастает. В среднем летучие кокса содержали: 13,2% CO<sub>2</sub>, 24,1 CO, 0,9% CH<sub>4</sub>, 39,5% H<sub>2</sub> и 22,3% N<sub>2</sub>.

В 1 м<sup>3</sup> такого газа содержалось:

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

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

**В. 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 необоженном 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:

FeCO <sub>3</sub>	MnCO <sub>2</sub>	MgCO <sub>3</sub>	MgCa(CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>
380—400	525	570	750—895	895°С

Акад. А. А. Байков и А. С. Тумарев (10) в недавно опубликованной обстоятельной работе дают несколько иные цифры для температуры диссоциации естественных углекислых солей (в углекислоте при 1 ата давления), а именно:

MgCO <sub>3</sub> FeCO <sub>3</sub>	MgCO <sub>3</sub>	MgCa(CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>
520—550	640—660	735—905	900—921°С

Для углекальциевой 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  $650^{\circ}$  разложение практически не наступает; энергично оно идет в интервале температур  $775-800^{\circ}$ . Отсюда следует, что в доменной печи, где парциальное давление углекислоты в газах меньше 1 *ата*, разложение порошка углекальциевой соли идет между  $800$  и  $900^{\circ}$ .

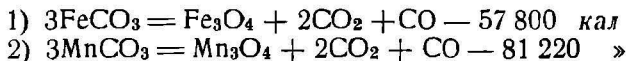
Для магнезита данные последних исследователей значительно выше данных Фридриха, но первые подтверждаются ранее сделанными определениями А. А. Байкова ( $640^{\circ}$ , 1913 г.).

Доломит начинает разлагаться при  $735^{\circ}$  на  $\text{CaCO}_3$  и  $\text{MgCO}_3$ , причем быстро идет выделение  $\text{CO}_2$  из  $\text{MgCO}_3$ ; заканчивается разложение (в токе  $\text{CO}_2$  и давлении 1 *ата*) при  $905^{\circ}$ . 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%  $\text{FeCO}_3$  с 17%  $\text{MgCO}_3$ , температура разложения которого, естественно, оказалась более высокой, чем железного шпата. Это подтверждается исследованием, произведенным в лаборатории металлургии чугуна ЛИИ над разложением образцов бакальского сидерита, содержавшего изоморфную смесь 81,5%  $\text{FeCO}_3$  с 18,5%  $\text{MgCO}_3$  (известие в руде было лишь 0,48%). Разложение наступает лишь при  $400^{\circ}$  и заканчивается при  $500^{\circ}$ , если руда взята в порошкообразном состоянии. Куски ее, около 20 *мм* в поперечнике, разлагаются в температурном интервале  $500-600^{\circ}$ .

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. 30, 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  $\text{R}_3\text{O}_4$  по уравнениям:



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, начи-

наясь при  $600^{\circ}$ , могло бы закончиться при  $750\text{--}800^{\circ}$ , когда давление диссоциации около  $0,1$  ата; с другой стороны, как показал Ле-Шателье (11), при быстром разложении выделение углекислоты не поспевает за нагревом, и температура окончательной диссоциации повышается на  $100^{\circ}$ . 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 горячего гораздо выше  $900^{\circ}$ . 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  $\text{CO}_2$  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, испускается в интервале температур  $800\text{--}900^{\circ}$  и остается не восстановленной, так как содержание  $\text{CO}_2$  в газах на соответственных горизонтах печи ниже предельного, какое возможно в присутствии углерода, как увидим впоследствии.

**Г. 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 горячего 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 — серноокислые 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 осадиться на кусках сырых материалов и с ними опускаться вниз, здесь снова возгоняться и т. д. При установленном 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 натрий) по реакции, служащей для фабричного производства этой соли:



Но реакция эта обратима и дает синеродистую соль только при температуре выше  $1000^\circ$ . 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 Л. Адамовичем и Я. Аврасиным (14), подтвердили результаты, полученные предшествовавшими исследователями. В доменной печи завода им. Сталина, работавшей на литейный чугуны, из 10 проб колошникового газа только в 2 найдено немного циана. В печи названного завода (того же типа и того же объема), работавшей на передельный чугун, содержание  $(CN)_2$  в среднем из 11 проб было 1,6 г на  $100 \text{ м}^3$  газа; однако и здесь в 5 пробах не было найдено циана. Зато в печи Макеевского завода, работавшей на ферромарганец, цианистых солей оказалось значительно больше, — в среднем из 14 проб 34,3 г на  $100 \text{ м}^3$  колошникового газа, считая на  $(CN)_2$ . Температурные условия в печах, выплавляющих ферромарганец, 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  $550^\circ$ ), 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 коннелльсвилльского кокса, 0,35% для испанской руды и деремского кокса (15), но получаемый в современных печах громадной 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 ферромарганец 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, почему 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, осаждаясь 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 отношением 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 полу-

чающиеся 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 трудно восстановимыми (т. е. дающими наиболее прочные при высоких температурах окислы) являются кремний и фосфор, за которыми следует марганец; железо же сравнительно легко восстанавливаемо.

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 температур переходит последовательно к низшим, и что в верхних горизонтах доменной печи может идти раскисление сравнительно легко восстановимых элементов, а в низких — наиболее трудно восстановимых.

Главными восстановителями в доменной печи являются углерод и окись углерода; некоторые из поступающих в печь соединений 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 эндотермичной реакцией. Поэтому исключительное восстановление окисью углерода воз-

можно и для легко восстановимых 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 трудно восстановимых окислов, так и той части легко восстановимых, которая не успела вполне восстановиться выше.

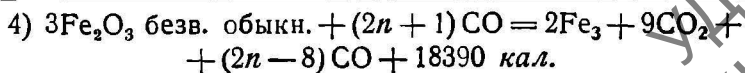
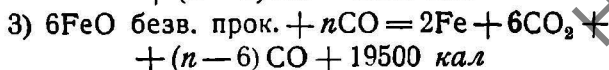
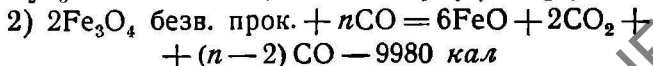
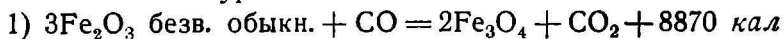
После этих выводов из закона Ле-Шателье — Вант-Гоффа, о котором всегда нужно помнить, чтобы понимать частности хода восстановительного процесса, перейдем к подробному рассмотрению условий восстановления отдельных элементов и соединений их и, прежде всего, железа, которое в составе чугуна значительно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

**А. Восстановление железа из его окислов окисью углерода и углеродом.** Газы доменной печи у колошника очень часто имеют более высокую температуру, чем та, которая 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 полуценный чугун покоится 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.

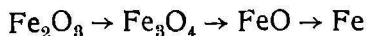
1. Следуя естественному ходу процесса, мы рассмотрим сначала восстановление при низких и умеренных температурах.

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 термодимическими уравнениями:





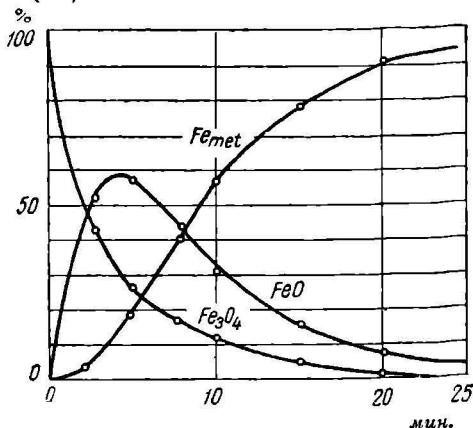
ние и низшего, поэтому для железа последовательное, по мере повышения температуры, раскисление может идти только в таком порядке:



Количество отнятого  $\text{O}_2$ : 0 11,1 33,3 100%

Низший окисел — закись железа — появлялся в опытах И. А. Соколова при температурах  $350\text{—}380\text{—}400^\circ$  из бурого железняка, а металлическое железо — около  $600\text{—}650^\circ$ .

Более высокая температура ускоряет ход процесса, но не меняет порядка получения продуктов восстановления. Фиг. 17 (17) показывает относительное количество железа в зерне плотного магнитного железняка,



Фиг. 17. Восстановление магнитного железняка окисью углерода при  $900^\circ$ ; зерна крупностью 3 мм.

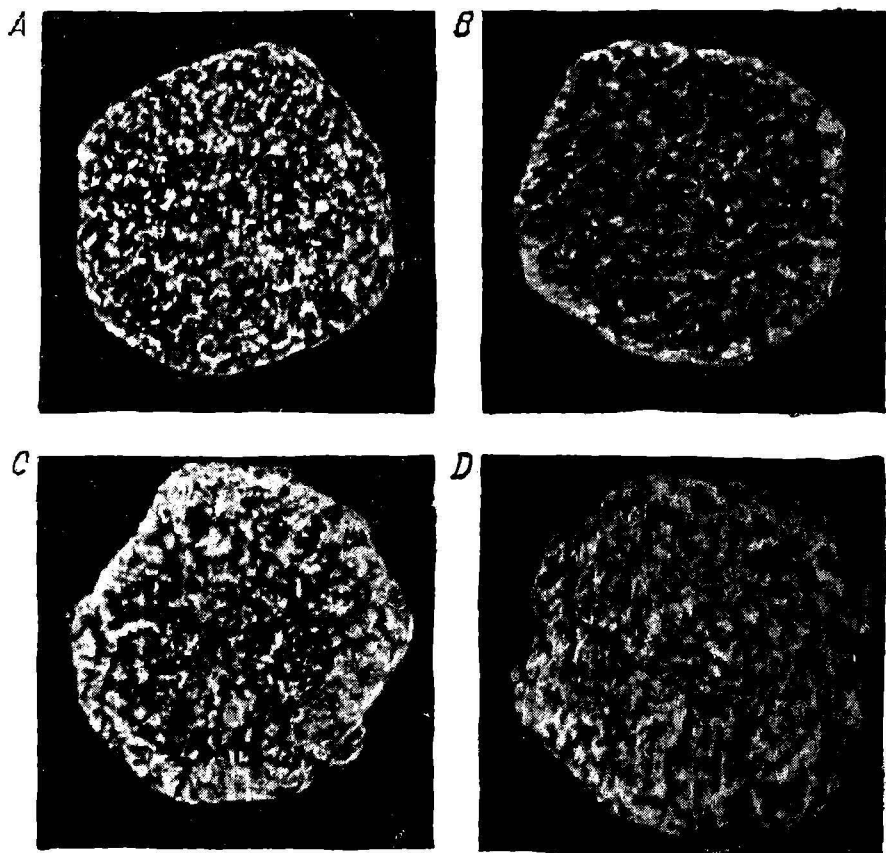
ного магнитного железняка, крупностью в 3 мм, подвергнутого восстановлению в струе чистой окиси углерода при температуре  $950^\circ$ . Несмотря на крайне благоприятные условия для ускорения хода процесса, в зерне, наряду с большим количеством металлического железа, находится долгое время не только закись 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  $\text{FeO}$  и 19% — в металлическое состояние, но далее ход восстановления за-

медляется настолько, что в зерне 1 мм в поперечнике в течение 20 минут 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. 18, показывают наглядно, как идет восстановление.

Фиг. 18 А дает строение зерна (очень чистый образец мелкозернистой руды Чируна) в его естественном состоянии (зерно 3 мм в поперечнике, увеличение около 15); фиг. 18 В — зерно той же руды через 15 мин. действия окисью углерода при  $950^\circ$ . Здесь ясно видна оторочка металлического железа (белая кромка) при 40% восстановления. Фиг 18 С относится к образцу, восстановившемуся 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. 18 D, представляющей строение зерна, подвергнувшегося восстановлению в течение 60 мин., когда была достигнута возможная полнота восстановления для газа — 95%.

По поводу термохимического уравнения восстановления маг-

нитной 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 температура начала восстановления (чем для



Фиг. 18. Изменение строения зерен магнитного железняка током окиси углерода при 950°; зерна крупностью 3 м.м.

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 горючего, практики давно уже научились различать руды трудно восстанавливаемые (например магнитный железняк) и легко

восстановимые (шпатовый, бурый железняки). 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 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  $900^{\circ}$ , 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 в праве 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?

Таблица 4

Качество руды	Удельный вес	Появление закиси, при $^{\circ}\text{C}$	Появление металла, при $^{\circ}\text{C}$	Количество восстановл. железа, %
Чистая окись железа обыкновен.	3,47	400	700	50,6
То же, безводная при $400^{\circ}$ . . .	4,66	400	660	49
То же, при $1100^{\circ}$ . . . . .	5,26	600	750	37
Бурый железняк необожженный	3,72—3,89	380	700	39,8 (19,5)
То же, обожженный при $600^{\circ}$	4,23—4,42	620	720	49,1 (25,3)
„ „ „ „ $1100^{\circ}$	4,90—4,70	600	720	43,6 (21,4)

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 часов при указанных в таблице температурах.

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 таблицы указывает на лучшее восстановление железа до металла в обожженном буре 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 году) 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 трудно восстанавливаемую 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 настоящее время, имеет в виду удалением влаги удешевить перевозку и тем понизить стоимость единицы железа в руде.

Обжигание магнитного железняка, наоборот, происходит с чисто металлургическими целями: окислить серу и перевести

железо в состоянии 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 в древесноугольной плавке, чего, конечно, теория не может одобрить.

Окисление магнитного железняка, проводимое как следует, дает 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  $1100^{\circ}$  переведен вполне в окись, начал восстанавливаться при  $330^{\circ}$  (вместо  $400^{\circ}$ ) и в течение одного часа, подвергнутый восстановлению 3 л окиси углерода при  $700-720^{\circ}$ , 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 измельчание 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 результата опытов Столгане и Мальмберга (17) берем следующий пример, относящийся к руде Чируна, подвергавшейся восстановлению при  $950^{\circ}$  чистой окисью углерода.

а) Зерна руды 1 мм в поперечнике:

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

б) Зерна руды 4 мм в поперечнике:

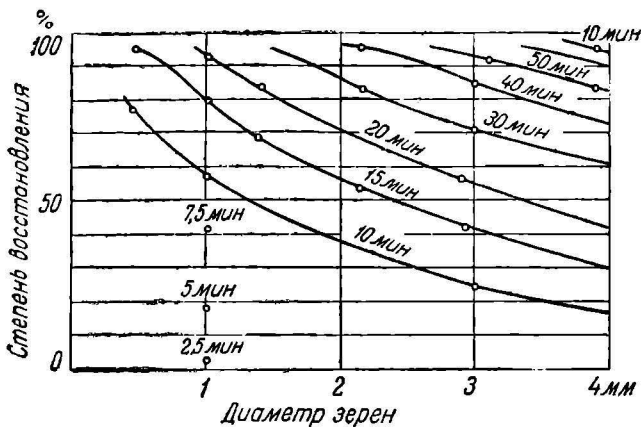
Длительность восстановл., мин. . . . .	10	15	20	30	40	50
Полнота восстановления, % . . . . .	18	30	43	60	73	83

При одной и той же длительности процесса — 15 мин. — в зависимости от размеров зерна полнота восстановления (при прежних условиях) изменялась так (фиг. 19):

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

Позднейшая работа Дипшлага, Цильгена и Петтера (18) указала зависимость степени восстановления от величины кусков

значительно больших размеров в диаграмме фиг. 20. Из нее наглядно усматривается: 1) что восстановимость быстро падает по мере увеличения поперечника кусков; 2) что это падение не



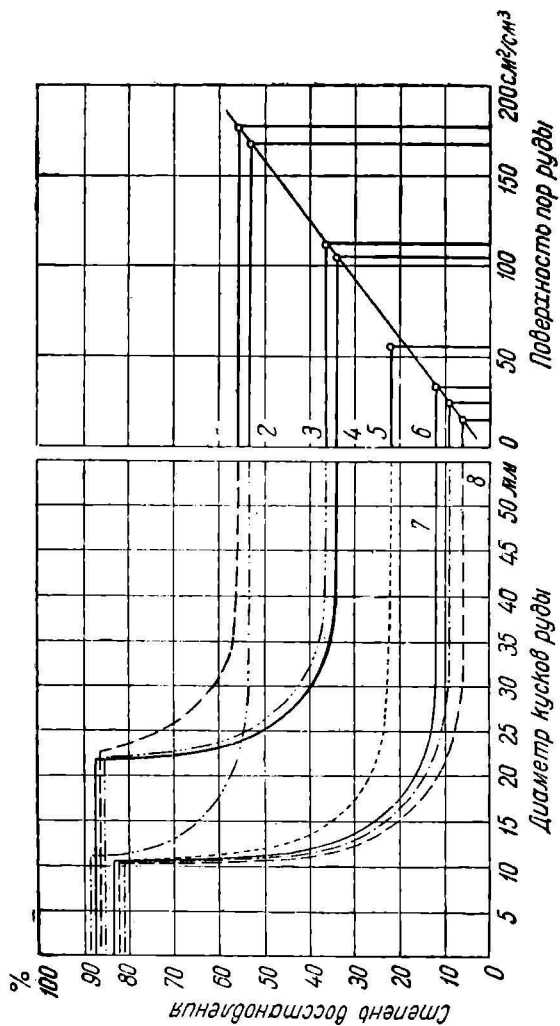
Фиг. 19. Влияние размеров зерен магнитного железняка (абсциссы) на степень восстановления (ординаты) при 950° током окиси углерода.

пропорционально величине кусков, 3) что трудно восстанавливаемые руды требуют более мелкого дробления, а легко восстанавливаемые допускают больший размер кусков, 4) что при значительном

Таблица 5

Наименование руды	Состав руды		Пористость %,	Восстановимость в %				
	Fe	FeO		Порошок	5 мм	10 мм	20 мм	30 мм
1. Магнитн. железняк горы Высокой, сырой . . . . .	66,4	23,9	6	51	21	19	9	8
2. То же, обожжен. 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. Красн. 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 Бакальск., обожжен. при 500° . . . . .	62	—	21	86	65	61	40	37
8. То же, обожжен. при 450° . . . . .	57	—	65	75	72	68	52	58

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. стр. 65) и при тех температурах, при которых этот состав получается в доменной печи, начиная с 320° и кончая 1050°.



Фиг. 20. Зависимость степени восстановления разных руд от величины кусков и отношения поверхности пор к объему, занимаемому кусками руды.  
1 — минетт; 2 и 3 — бурый железняк; 4 — красный железняк; 5 — шпатовый железняк; 6 — красный железняк; 7 и 8 — магнитный железняк.

Та же диаграмма (фиг. 20) 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 последнее время И. А. Соколов с сотрудниками произвел большое количество определений степени восстановимости многих руд в кусках разной величины (от порошка до 30 мм в поперечнике). Часть его данных (19) 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 подъемом температуры на 100° от 250° до 900° (с выдерживанием проб в течение 1/2 часа при постоянной температуре).

В последнее время вопрос о влиянии пористости руды и размеров ее кусков на скорость восстановления подверг особенно обстоятельной разработке американский исследователь Джозеф (20). 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 · 10³ . . . . .	15,4	22,2	29,4	38,5	45,5	52,6	57,1

Численное значение «относительной восстановимости» точно 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.

«Основной» рудой, послужившей для составле-

Таблица 7

Пористость, %	Время, мин.	1/S · 10³	Размер куска, мм
5—10	81	12	25,4
10—20	53	19	38,1
21	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

ния таблицы, была руда, проплавляемая на заводе Прово в кусках 50 мм и поперечнике, 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.

Заключившая 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 легко восстанавливаемые руды проплавляются при более низком содержании железа (бурые железняки), и обратно, — трудно восстанавливаемые (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	Металлич. железа, %
Кремнистая смесь . . . . .	31,5	700—720	2,0
Глиноземистая смесь . . . . .	32,9	700—720	2,3
Сидерит бедный . . . . .	17	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 легко восстанавливаемую 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 нево-

оруженный 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 линецких 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 железняки, 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  $1100^{\circ}$ , является удобовосстановимой рудой; полученный при этой же температуре процессом агломерации искусственный магнитный железняк, пористый, восстанавливается гораздо лучше естественного плотного магнитного железняка.

2. 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) непропорционально и значительно увеличивает количество отнятого от руды кислорода; например, для кливлендского глинистого железняка найдены потери кислорода в час: 0,28% первоначального количества при  $227^{\circ}$ ; 1,31% при  $268^{\circ}$ ; 5,8% при  $415^{\circ}$  и 6,21% при  $421^{\circ}$  (21).

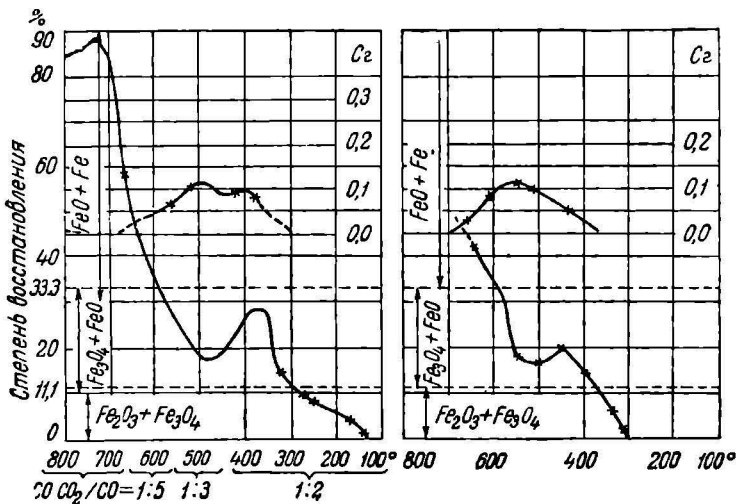
Из таблиц И. А. Соколова можно выбрать нижеследующие данные, показывающие влияние температуры на ход восстановления, выраженные при низких температурах количеством кислорода (*грамм*  $\times 10\,000$ ), отнятого от руды, а при высоких — количеством железа, восстановленного до металла. Оба ряда данных, 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 (22), гораздо нагляднее, чем таблицы цифровых данных, представляют влияние температуры на ход восстановления руды. Здесь (фиг. 21—23) дано 6 диаграмм, относящихся к восстановлению магнитного железняка горы Высокой, бурого железняка Алапаевских месторождений и

Таблица 9

Температура, °С интервал	Осажд. кись железа необо- жженная	Бурый желез- няк сырой с 59% железа	Бурый желез- няк, обожжен, 54% железа	Магнитн. же- лезняк сырой, 66% ж леза
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	130% 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

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 тем-

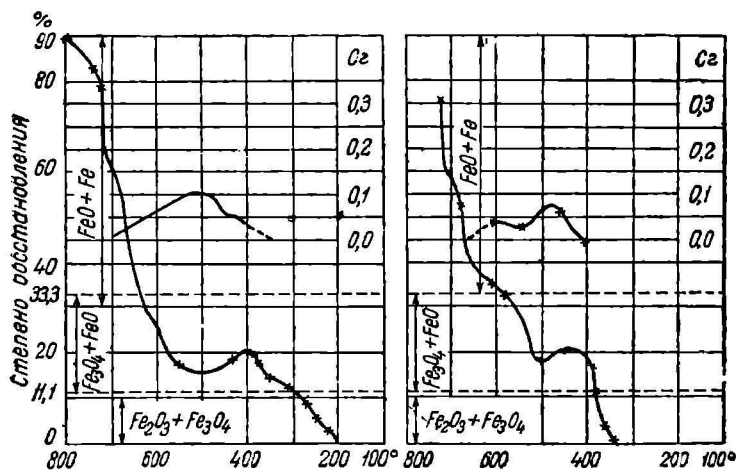


Фиг. 21. Восстановимость искусственной окиси железа: сырой, но высушенной и обожженной при 1100°.

пературе) была 1 час, причем состав газа-восстановителя менялся так: до 400° отношение  $\text{CO}:\text{CO}_2$  было 2, от 500° до 550° = 3:1, для 600° = 5:1 и свыше 600° — чистая окись углерода.

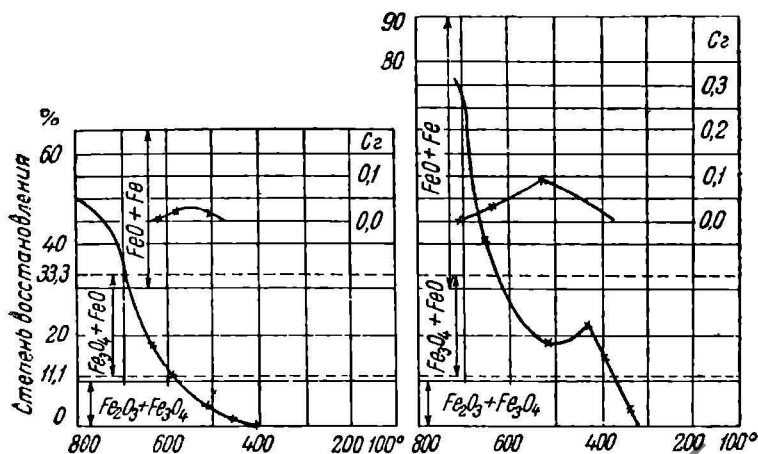
В верхней части диаграмм указано выделение углерода от разложения  $\text{CO}$  (в граммах на 1 кг руды) по реакции Л. Белла,

о которой будет сказано ниже. Здесь нужно только отметить, что в период наибольшего развития этой реакции кривая восстановимости падает, так как значительная часть реагирующей окиси углерода распадается.



Фиг. 22. Восстановимость бурого железняка сырого и обожженного при 1100°.

Все количество невосстановленного выше 600° железа находилось в рудах в состоянии закиси. Заметим, что наивысшему



Фиг. 23. Восстановимость магнитного железняка горы Высокой в естественном сыром состоянии и обожженного при 1100°.

содержанию железа, указанному в табл. 9, соответствует, как видно из диаграмм, степень восстановления (по количеству отпятаго кислорода) около 90%. Остаток закиси железа и в удобо-

восстановимой 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  $850^{\circ}$  до  $995^{\circ}$  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 . . . . .	$910^{\circ}$	$890^{\circ}$	$930^{\circ}$	$950^{\circ}$	$995^{\circ}$ С

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

при . . . . .	$850^{\circ}$	$910^{\circ}$	$890^{\circ}$	$930^{\circ}$	$950^{\circ}$	$995^{\circ}$ С
в течение мин. . . . .	34	30	28	25	22	18

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

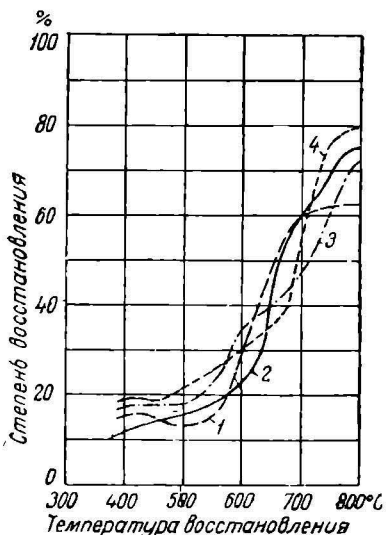
На ту же температурную аномалию указывают и другие исследователи восстановления руд. Причина ее еще не установлена твердо: приписывают ее начинающемуся спеканию руды, молекулярному перерождению восстанавливаемого вещества или растворению невосстановленной закиси железа в пустой породе руды.

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 (23).

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  $400^{\circ}$  и 1:5 при  $600^{\circ}$ ; при  $800^{\circ}$  реагировала чистая окись углерода в течение 1 часа. Результаты исследований представлены на

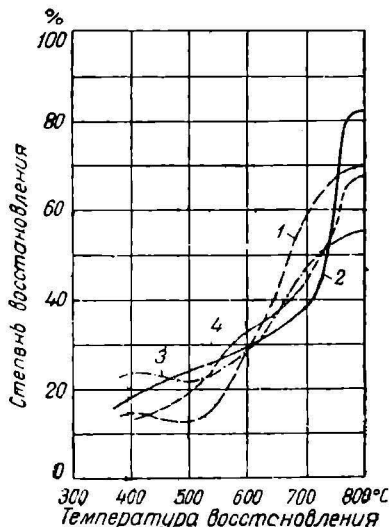
фиг. 24 и 25. На них так же, как и на диаграммах И. А. Соколова, заметен пологий участок кривых, указывающий на деятельный ход реакции Белла, замедляющий восстановление. Крутой подъем кривых за  $550^{\circ}$  свидетельствует о хорошей восстановимости всех исследованных руд, хотя пористость их изменялась 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 и в кусках (от 5 до 30 мм в поперечнике); степень восста-



Фиг. 24. 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.



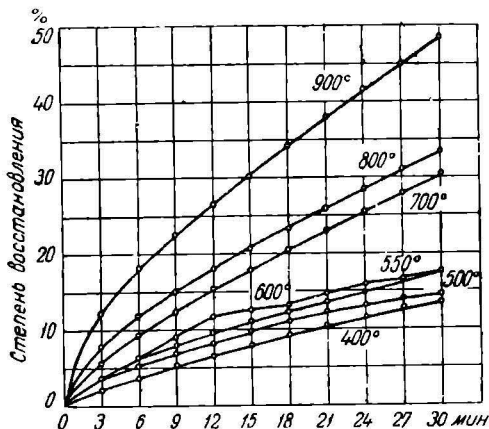
Фиг. 25. Восстановимость бурого железняка липецких месторождений.

1 — руда из шахты № 1; 2 — руда из шахты № 2; 3 — руда из шахты № 8; 4 — руда из шахты № 19.

новления, конечно, понижалась с увеличением размеров кусков, но далеко не так резко, как указывает фиг. 20; это, конечно, объясняется хорошей пористостью руд и обилием в них крупных пустот, а не только пор.

Кузнечские 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,



Фиг. 26. Восстановимость агломерата криворожской руды при различных температурах.

что агломерат на заводах обладает различной восстановимостью и прочностью. О восстановимости агломерата из криворожской руды окисью углерода можно судить по фиг. 26, которую дают А. Н. Похвиснев и Г. А. Воловик (24). Подвергавшийся исследованию агломерат содержал 64,5% Fe и 8,7% SiO<sub>2</sub>; 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 угле-

Таблица 10

Наименование руд и агломерата	Химический состав, %			Степень восстановимости, %		
	Fe	FeO	SiO <sub>2</sub>	Порошок 1 мм	10 мм	30 мм
Таштагольская руда, богатая . . .	61	7,8	8,9	67	65	23
То же, бедная . . . . .	52,8	24	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	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 кимкинского месторождения . . . . .	57,3	20,4	14,5	47	—	41
То же . . . . .	53,0	23,5	15,6	43	—	35

рода 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 с и б и р с к и х 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 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, — трудновосстановимы.

При температурах 350° и 750° был подробно исследован ход процесса восстановления руды минетт 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 минетт. Газ имел состав: 11% CO<sub>2</sub>; 30% CO; 0,2% CH<sub>4</sub>; 3,5% H<sub>2</sub>.

На фиг. 27 представлены результаты исследований, причем верхний ряд диаграмм относится к восстановлению при 350°, нижний — 750°; диаграмма содержит три кривых: для порошка минетт, кусков ее в 1 см<sup>3</sup> и искусственной окиси железа, служившей для сравнения.

При 350° возможно было восстановление лишь до магнитной с иси (11% потеря кислорода), но оно полностью не достигалось ни для одной из разновидностей руды. При 750° восстановление минетт 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° обычно не достигается. Ход восстановления для руды разных пластов находится в зависимости от химического состава: в более трудно восстановимой присутствует коллоидальный кремнезем (гель) и углелезная соль, разложение которой, с выделением углекислоты, затягивает процесс восстановления.

3. Влияние состава газа-восстановителя. Окись 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 выше-приведенных 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

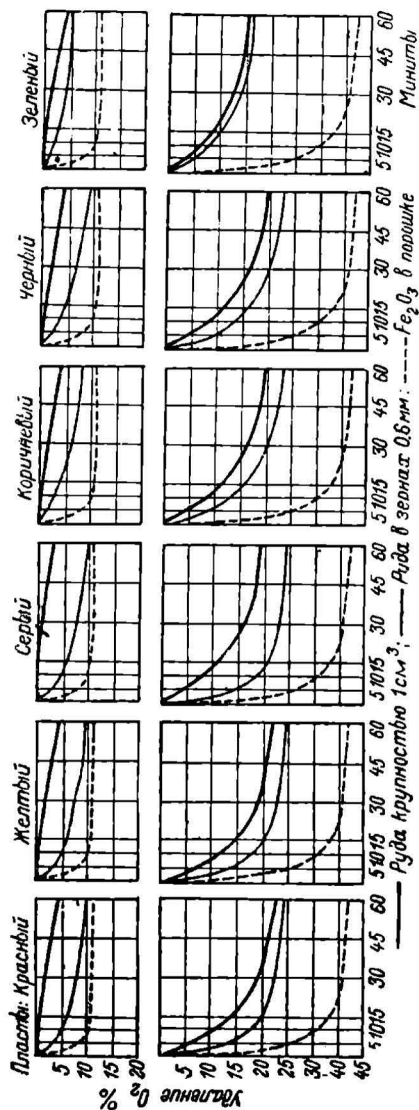
восстановление шло безостановочно до металла, нужно, чтобы на частицу образующейся углекислоты приходилось все больше и больше частиц неразложившейся окиси углерода.

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 восстановления. 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 яркого красного каления, что приблизительно отвечает  $900^{\circ}$  шкалы Цельсия.

Отношение это (68 : 32) представляет особый интерес в виду того, что оно устанавливается при предельной температуре по отношению к восстановлению окисью углерода, так как можно считать, что выше  $900^{\circ}$  восстановление ведется за счет твердого углерода исключительно. Значит, для того, чтобы восстановление железа газами могло быть закончено при  $900^{\circ}$ , нужно, чтобы на один объем углекислоты приходилось не менее двух объемов окиси углерода или на 56 вес. частей железа в закиси

не менее  $3 \cdot 12 = 36$  вес. частей 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 обста-



Фиг. 27. Восстановимость руды минует разных пластов.

новке, дали возможность установить состав нейтральных смесей для некоторых (немногих, однако) точно измеренных температур и впервые точно указать температуры появления закиси железа из магнитной окиси— $647^{\circ}$  и металлического железа из закиси— $685^{\circ}$ — 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 Шенка и его сотрудников, Матсубары, Гаррана, Бона с сотрудниками существенно дополнили и исправили данные Баур—Глесснера (29).

Оказалось, что кривая равновесия системы  $\text{FeO} - \text{CO} - \text{Fe} - \text{CO}_2$  представляет почти прямую, т. е. для того, чтобы смесь  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$  оставалась нейтральной, концентрация  $\text{CO}$  должна в ней расти пропорционально температуре. При самых высоких температурах концентрация  $\text{CO}$ , по Матсубаре и Гаррану, значительно ниже, чем вытекающая из исследования, произведенного Баур—Глесснером, а при  $685^{\circ}$ — 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  $\text{CO}$  по отношению к  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  растет быстрее, чем окислительная способность  $\text{CO}_2$  по отношению к  $\text{FeO}$  (аналогия с действием водорода и водяных паров, как будет показано далее).

Таким образом для восстановления  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  при высоких температурах концентрация  $\text{CO}$  может быть ниже, чем при низких, приближаясь к минимуму ( $15\% \text{ CO}$  на  $85\% \text{ CO}_2$ ) при  $1200^{\circ}$  и доходя до  $43,5\%$  при  $620^{\circ}$  (самая низкая температура исследований Матсубары).

В доменных печах концентрация окиси углерода, даже в уходящих через колошник газах, гораздо выше той, которая необходима для восстановления  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ . То же нужно сказать и по отношению к восстановлению закиси железа при более высоких температурах.

По данным Матсубары определены нижеследующие числа:

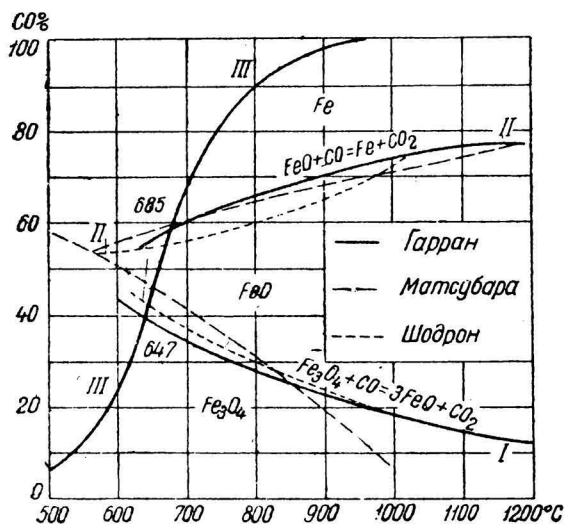
Температуры . . .	630	715	890	1045	1170°C
		1) $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{FeO} + \text{CO}_2$			
$\text{CO} : \text{CO}_2$ . . . . .	0,75	0,54	0,32	0,21	0,20
$\text{CO} + \text{CO}_2 = 40$ .	$17,1 + 22,9$	$14 + 26$	$9,6 + 30,4$	$6,8 + 33,2$	$6,7 + 33,3$
		2) $\text{FeO} + \text{CO} =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

Точность данных Матсубары подтвердили позднейшие работы Гаррана и Бона с его сотрудниками. На фиг. 28 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



служащей, кстати сказать, для получения  $\text{FeO}$  из  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и  $\text{Fe}$ .



Фиг. 28. Кривые равновесия окислов железа с окисью углерода и углеродом.

поля  $\text{Fe}$  и показывает, что при температуре ниже  $570^\circ$  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 —

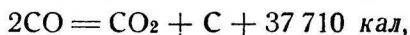


увеличивая тем содержание окиси углерода в смеси, а с другой стороны, при низких температурах окислы железа (подобно окислам никеля и

В последнее время А. С. Тумарев подтвердил открытие Шодрона, восстанавливая окисью углерода магнитную окись при  $500^\circ$  (30).

Приведенная выше реакция дает закись жел за при нагревании выше  $570^\circ$ ; ниже этой температуры полученная закись железа разлагается, образуя магнитную окись и выделяя металлическое железо. На диаграмме это выразилось слиянием кривых I и II при  $570^\circ$  в одну линию, которая отделяет поле  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  от

в еще большей мере — кобальта) действуют как катализатор и, способствуя распаденю окиси углерода по реакции:



стремятся увеличить содержание углекислоты в газах.

По исследованию Будуара, впоследствии проверенному и исправленному для высоких температур Ридом и Уилером (T. Rheid and Wheeler), а для низких — Н. Ф. Юшкевичем (31), по условиям равновесия обратимой реакции



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

Температуры . . . . .	400	600	700	750°C
CO : CO <sub>2</sub> . . . . .	1,2 : 98,8	27 : 73	65 : 35	80 : 20
CO — CO <sub>2</sub> = 40 . . . . .	0,5 — 39,5	10,8 — 29,2	26 — 14	32 + 8
Температуры . . . . .	800	850	900	950°C
CO : CO <sub>2</sub> . . . . .	89 : 11	94 : 6	97 : 3	98,7 : 1,3
CO + CO <sub>2</sub> = 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 газообразной 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<sub>2</sub> 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 рис. 28, легко подметить, что около 685° смесь газов, содержащая 60% окиси углерода на 40% углекислоты, 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 углекислотой, быстро повышает содержание окиси углерода в смеси по сравнению с предельным, устанавливаемым окислами железа, вследствие чего при 890°, например, мы далеко не можем достигнуть отношения 2CO : CO<sub>2</sub> (по диаграмме возможно лишь около 97 : 3), точно так же, как при 1045° — отношения 2,5 CO : CO<sub>2</sub> (по Рид — Уилеру, 99,6 : 0,4). С другой стороны, при температурах низших 647°, разложение окиси углерода под влиянием каталитического действия окислов железа стремится в такой степени увеличить содержание углекислоты в газах, какая делает невоз-

возможным восстановление магнитной окиси, для чего требуется, например при  $647^\circ$ , чтобы на 43,5 окиси углерода приходилось не более 56,5 углекислоты.

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

На самом деле, в уходящих из печи газах, не только при  $647^\circ$ , 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 углекислоту 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 часаами, 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 углекислоты 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.

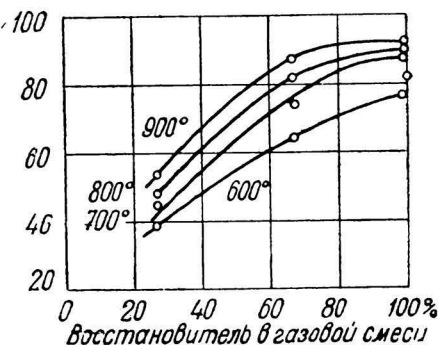
Отсюда, между прочим, следует, что в доменной печи металлургическое железо может появиться раньше, чем будет достигнут горизонт с температурой  $685^\circ$ , а закись железа — раньше достижения температуры  $647^\circ$ , что и было обнаружено первыми же исследованиями доменного процесса и недавно подтверждено 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  $\text{CO}$  в  $\text{CO}_2$  объем не меняется (32). Однако азот, разжижая газ-восстановитель, тем самым понижает его восстановительное действие, уменьшая количество частиц окиси углерода, которое 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 Дуррера и Баукло (33), ясно указывающими влияние концентрации газа-восстановителя (в смеси

с азотом в разных отношениях) на степень восстановления железа при разных температурах.

Фиг. 29 представляет одну из 5 диаграмм названных исследователей, относящуюся к условиям восстановления брикетов из окиси железа — очень пористых и удобовосстановимых — в течение 2 часов 20 литрами газа и при температурах: 600°, 700°, 800° и 900°. При низкой температуре (600°) и при низкой концентрации CO в смеси, степень восстановления (ординаты) прямо пропорциональна концентрации газавосстановителя. Лишь при концентрации выше 60% (не имеющей места в действительности) увеличение степени восстановления отстает от повышения концентрации.



Фиг. 29. Влияние концентрации окиси углерода на степень восстановления руды.

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 дополнивших 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. Восстановление велось при температуре 800°, кроме специальных опытов, проводившихся при температурах, менявшихся через каждые 100° от

Таблица 11

Время, мин.	N <sub>2</sub> 80 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 60 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 40 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 20 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	
	CO	H <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>
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 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> кислорода								
Минуты	90	65	65	22	45	15	37	5

300° до 900°. Кроме чистого водорода и окиси углерода, брались смеси с концентрацией азота: 80, 60, 40 и 20%.

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

Температура, °C	N <sub>2</sub> 80 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 60 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 40 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 20 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	
	I	II	I	II	I	II	I	II
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.	N <sub>2</sub> 80 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 60 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 40 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>		N <sub>2</sub> 20 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	
	I	II	I	II	I	II	I	II
	10	11	6	31	13	31	7	38
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

в пределах температур 600—700°. Влияние повышенной концентрации азота, замедляющей ход восстановления, при легковосстановимой руде сказывается резко 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 углекислоты 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. 30 (17).

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

железа . . . . . 70 46 26 17<sup>0</sup>/<sub>0</sub>  
 при содержании . . 0 1 2 3,5<sup>0</sup>/<sub>0</sub> CO<sub>2</sub> в газе

в зависимости от температуры, табл. 13 — степень восстановления (в %) окисью углерода бурого железняка (I) и красного железняка (II) для тех же условий.

Как и следовало ожидать по теоретическим соображениям, концентрация газа - восстановителя резко сказывается на скорости восстановления, но не одинаково при разных

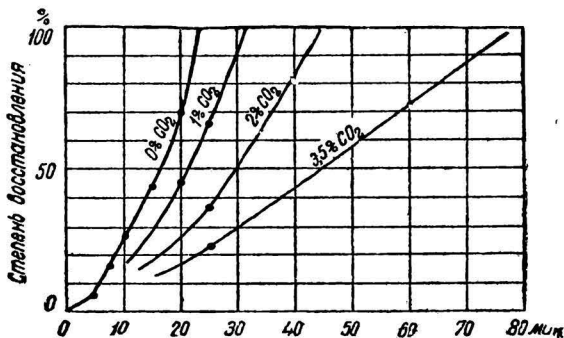
степенях концентрации для каждого из двух восстановителей и не одинаково на ходе восстановления руд разной восстановимости. Именно уменьшение концентрации азота в большей мере ускоряет ход восстановления окисью углерода, чем водородом (скорость диффузии окиси углерода и углекислоты значительно ниже, чем водорода и водяных паров); в большей мере для красного железняка, чем для бурого, в большей мере

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

в течение . . . . .	20	23	36	59 минут
при содержании . . .	0	1	2	3,5% CO <sub>2</sub> в газе

То же подтверждает диаграмма (фиг. 31), взятая из исследования Бона и его сотрудников (28).

Из кривых видно, что по мере отнятия кислорода от руды скорость восстановления быстро падает, но скорее всего — для самого высокого содержания углекислоты в газе-восстановителе. Одна и та же степень восстановления — 20% — достигается в 3¼ раза скорее газом с 2,5% CO<sub>2</sub> и в 2¼ раза скорее газом с 5% CO<sub>2</sub> по сравнению с восстановлением газом, содержащим 7,5% CO<sub>2</sub>. Первая концентрация CO<sub>2</sub> для относительной скорости восстановления, равной 3, дает степень восстановления до 75%, вторая — 60%, и третья — лишь 15%.

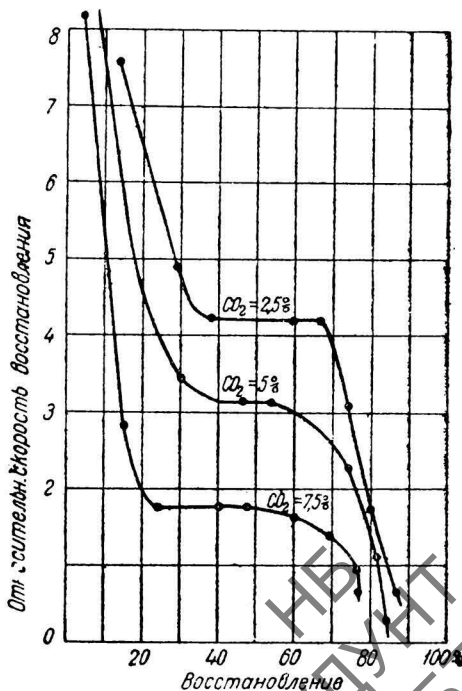


Фиг. 30. Влияние содержания CO<sub>2</sub> в газах на степень восстановления.

Указанные опытные данные относятся к богатому (57% Fe) и плотному красному железняку Ка берленда, взятому в зернах от 2,5 до 6 мм в поперечнике и восстанавливавшемуся при 650° газовой смесью из 34% CO + 66% N<sub>2</sub>.

4. При 950—1000° скорость реакции окисления углерода углекислотой настолько велика, что углекислота, образующаяся от восстановления руды окисью углерода, может переходить в окись углерода, так как состав газовой смеси при высоких температурах (выше 950°) регулируется в доменной печи исключительно условиями равновесия системы C — CO<sub>2</sub> — CO, а не FeO — Fe — CO — CO<sub>2</sub>.

В какой степени полон переход CO<sub>2</sub> в CO



Фиг. 31 Влияние содержания CO<sub>2</sub> на скорость восстановления.

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 Фернквист, в Австрии — Ф. 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, 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 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 CO остается незамеченной исследователями, хотя метод проверки анализов газа (по количеству кислорода и углерода в них) был дан еще в 1869 г. Шинцем (36), впервые отметившим «классическую» ошибку Туннера, указавшего в колошниковом газе штирийской древесноугольной печи Врбна при 16% объемных CO<sub>2</sub> только 13% CO.

Мы приведем здесь ряд данных, относящихся к современным коксовым доменным печам.

а) 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 . . . . .	160	540	660	710° C
Над фурмами . . . . . Газопров.		15,6	13,9	12,1 м
CO <sub>2</sub> + CO . . . . .	7,4 + 30,3	5,9 + 31,2	3,0 + 34,0	2,1 + 34,5
CO <sub>2</sub> : CO . . . . .	20:80	16:84	8:92	6:94
Температура газов . . . . .	770	796	860	1010° C
Над фурмами . . . . .	8,2	6,5	4,7	2,5 м
CO <sub>2</sub> + CO . . . . .	1,6 + 34,8	1,3 + 34,8	1,1 + 34,9	0,4 + 35,6
CO <sub>2</sub> : 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  $2CC = CO_2 + C$ .

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  $1010^\circ$ , тогда как на этой высоте уже должен находиться жидкий чугун и даже шлак, для чего требуется иметь здесь по крайней мере  $1200^\circ$ . Такое же замечание можно сделать и относительно 3-го примера (в): на высоте 7,2 м от фурм температура не могла быть в среднем равна  $1000^\circ$ , с какой отсасывается здесь газ (на расстоянии 1 м от стен заплечиков).

б) Люксембургская доменная печь высотой 20,4 м работала на томасовский чугун при нагреве дутья около  $830^\circ$  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 минетт). Анализы газа представляют средние из очень многих наблюдений и заслуживают доверия. Пробы брались у самых стен шахты.

Температура газов .	165	522	636	713° C
Над фурмами . . . . .	18,63	12,38	11,74	9,91 м
CO <sub>2</sub> + CO . . . . .	12,0 + 28,0	10,6 + 30,1	9,5 + 31,7	6,5 + 34,9
CO <sub>2</sub> : CO . . . . .	30:70	26:74	23:77	16:84

Температура газов .	768	817	852	923	1263° C
Над фурмами . . . . .	8,13	5,87	8,13	5,87	1,67 м
CO <sub>2</sub> + CO . . . . .	5,4 + 34,6	3,2 + 37,9	1,4 + 37,9	1,2 + 39,5	0,3 + 41,17
CO <sub>2</sub> : 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 2 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  $817^\circ$  и  $852^\circ$ , а при  $923^\circ$  почти достигает того, какое требуется теорией (2%), что указывает на полное разложение углеродом кокса углекис-

лоты, 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 . . . . .	20%	70%	94%
Средняя температура . . . . .	636°	713°	768°С
Глубина от горизонта засыпи . . .	3,7 м	5,4 м	7,3 м

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

в) Громадная вестфальская печь, 29 м высоты, работала тоже на томасовский чугуи, 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 раньше 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 . Газопров.	550	650	850	1000° С
Над фурмами . . . . .	27,7	18,7	15,7	13,2
CO <sub>2</sub> + CO . . . . .	11,2 + 28,8	9 + 31	7,2 + 32,8	5,6 + 34,4
CO <sub>2</sub> : CO . . . . .	28 : 72	22,5 : 77,5	18 : 82	14 : 86
				0 : 100

Здесь отношение CO<sub>2</sub> : CO при 850° уже значительно превосходит теоретическое, т. е. то, которое требуется равновесием реакции CO<sub>2</sub> + C = 2CO, но так как в первоисточнике, из которого заимствованы эти цифры, даны только отношения CO<sub>2</sub> : CO, а не анализы газов (анализы вычислены автором), то нельзя судить о том, насколько эти отношения достоверны: при незначительном содержании углекислоты достаточно очень небольшого преумножения окиси углерода (от неполного поглощения), чтобы заметно изменить отношение CO<sub>2</sub> : CO. Вообще же превышение отношений CO<sub>2</sub> : 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<sub>2</sub> к CO, чем возможные по условиям равновесия при температурах 800° и выше, но есть данные, указывающие на обратный вывод.

г) Например, многочисленными анализами установлен средний состав газов и средняя температура разных зон в одной

немецкой печи, работавшей на литейный чугун, указанные в табл. 14.

д) Как средние, выведенные автором из очень многих определений состава газов и измерений температуры их в печи завода Фродингем (Англия), ниже указаны цифры табл. 15.

Таблица 14

Температура зон, °С	Состав газа, % (по объему)			
	CO <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
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

Исключительное обилие измерений и анализов позволило вычертить кривые равных температур и одинакового содержания углекислоты для данной печи, представленной здесь на фиг. 32 (41).

Печь Фродингем 24,38 м высоты и около 500 м<sup>3</sup> 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 передельных шлаков. Вследствие низкого содержания в рудах железа расход кокса был велик — 1,35; отсюда — низкое содержание углекислоты в газах (фиг. 32 правая часть).

Вид кривых ясно указывает положение на колошнике гребня из самой мелкой руды (вершина его по вертикали совпадает

Таблица 15

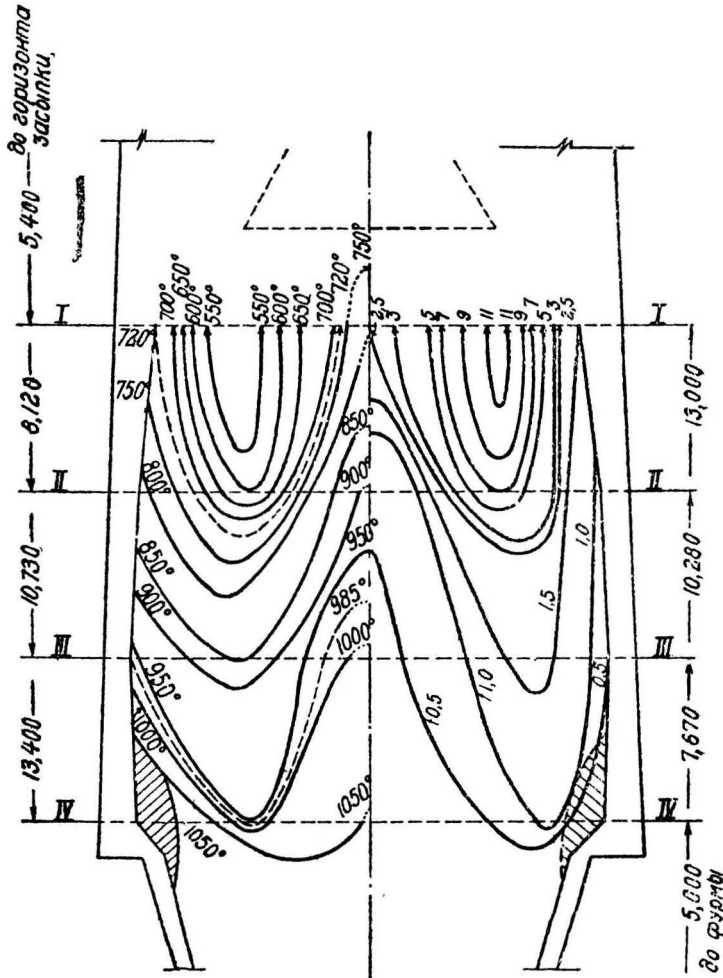
Место взятия проб	Температура газов, °С	Состав газа, % (по объему)				
		CO <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>
Колошник . .	120	10,5	28,5	3,5	0,3	57,2
I горизонт .	630	6,2	32,7	2,0	0,3	58,8
II . . . . .	900	2,9	37,3	1,0	0,3	58,5
IV . . . . .	1040	0,4	37,9	0,8	0,2	60,7

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).

е) Совсем иное распределение температур и содержание углекислоты в газах наблюдали Вагнер, Гольшу и Барт (41) на печи завода Рехлинга, работавшей очень экономично (расход

кокса 0,73) на томасовский чугун, выплавлявшийся из руды минетти 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 м<sup>3</sup> указывает на относительно интенсивный ход плавки (10 час. пребывания колوش в печи).

Благодаря незначительному количеству влаги в шихте и отсутствию известняка, температура в печи для томасовского чу-



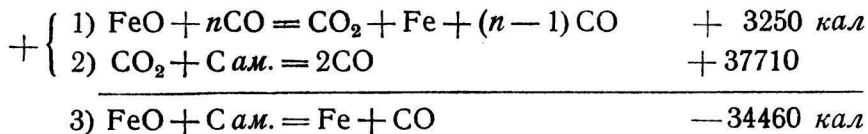
Фиг. 32. Содержание CO<sub>2</sub> и температура газов доменной печи завода Фродингем.

гуна была необычно высока (750° на расстоянии 13,9 м от горизонта фурм). Как видно из фиг. 33, содержание углекислоты на всех горизонтах закономерно повышается от стен шахты по направлению к оси печи. Это указывает на сосредоточение потока газов у стен шахты, по всей ее высоте, высокую темпера-

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

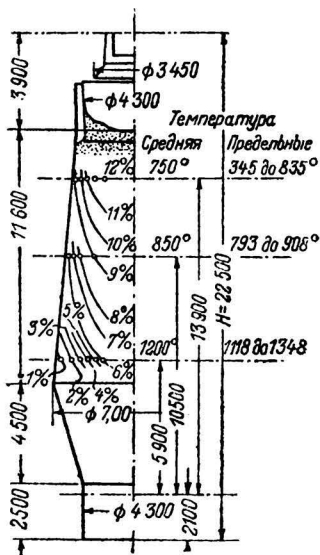
Так как исследование хода печи было очень длительно и анализов газа было взято очень много, то нельзя сомневаться в правильности цифр, указывающих содержание углекислоты в разных местах шахты.

5. Восстановление окислов железа при высоких температурах. Выше  $950^\circ$  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 собою 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 условии 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 окисля



Фиг. 33. Содержание  $\text{CO}_2$  и температура газов доменной печи завода Рехлинга.

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 восстановление 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), покажем, сначала расчетом, что прямое восстановление совместимо с малым расходом горючего и в некоторой степени развития должно рассматриваться, как желательное (42).

6. Сравнение прямого и непрямого восстановления. Восстановление окисью углерода требует (уравнение 1) на одну частицу закиси железа  $n$  частиц CO; численное значение  $n$  для разных температур различно, но если бы восстановление начиналось и заканчивалось при  $1045^\circ$ , то  $n$  было бы равно 3,5, т. е. требовало бы 3,5 частицы окиси углерода, при  $890^\circ$ —3, при  $715^\circ$ —2,5 по крайней мере, т. е. при достижении предельных отношений  $\text{CO}_2 : \text{CO}$ .

Так как восстановление до металлического железа, начинаясь в этом случае при  $685^\circ$ , очевидно не может закончиться при температуре  $715^\circ$ , то идеальное восстановление должно требовать более 2,5 CO на 1 атом железа, т. е. более  $30 : 56 = 0,536$  углерода на 1 восстановленного железа; если бы оно заканчивалось при  $1045^\circ$  (когда действительно восстановление идет полностью только при помощи твердого углерода), то для остатка восстанавливаемого железа расходовалось бы не менее  $3,50 \cdot 12 : 56 = 0,75$  частей углерода на единицу железа и, в среднем, т. е. между  $685^\circ$  и  $1045^\circ$ , не менее  $3 \cdot 12 : 56 = 0,643$ , что равняется 0,804 горючего с 80% используемого углерода (не считая растворяющегося в чугуна).

На первый взгляд такой расход кажется небольшим, но вспомним, что он относится к восстановлению только железа, что восстановление трудновосстановимых элементов — спутников железа в чугуне — требует больше горючего, чем заменяемое ими количество железа, и что, кроме восстановления, в доменной печи совершаются и другие процессы, требующие затраты тепла (не говоря о потерях его), в общем около  $\frac{1}{2}$  того, что расходуется на восстановление. Между тем известны печи,

которые 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 или 0,268 горючего с 80% используемого углерода, что в три раза меньше того, что нужно для идеального восстановления железа между 685 и 1045°, 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 горна, ниже которой данный чугун и сопровождающий его шлак не могут получаться. Температура эта, которую можно назвать критической, достигается в горне сжиганием горючего и подводом тепла нагретым дутьем.

Для чугунов «горячих», т. е. содержащих в себе значительные количества трудно восстанавливаемых 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 производится повышением нагрева дутья.

Обратно, если задачу производства составляет получение малокремнистого чугуна, то критическая температура должна быть ниже, а действительная может близко подходить к ней. Превышение температуры над критической повлечет за собой излишнее в этом случае восстановление трудно восстанавливаемых 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 высокие температуры для пополнения дефицита тепла от прямого восстановления. Такой случай представляет плавка трудно восстанавливаемых, но богатых магнитных железняков на передельный (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.

Сделаем теперь несколько подсчетов, чтобы показать, какое количество углерода сгорает за счет кислорода руды и какое доходит до фурм при обыкновенных условиях плавки.

Возьмем чугун со средним содержанием кремния (1,5%), марганца (1%) и фосфора (0,5%) при 4% углерода и 93% железа. Предположим, что половина последнего восстанавливается за счет твердого углерода из закиси железа, полученной восстановлением газами окиси при низких температурах (обычный случай практики). Тогда затрата углерода на прямое восстановление составит на единицу чугуна:

$$\begin{aligned} 0,015 \cdot 24 : 28 &= 0,013 \text{ на кремний} \\ 0,010 \cdot 12 : 55 &= 0,002 \text{ на марганец} \\ 0,005 \cdot 60 : 62 &= 0,005 \text{ на фосфор} \\ 0,465 \cdot 12 : 56 &= 0,100 \text{ на железо} \\ \hline &\text{всего } 0,120 \end{aligned}$$

Как видно из этого, уменьшение количества углерода, доходящего до фурм, по сравнению с идеальным восстановлением железа, т. е. только газом, невелико (0,100) и составляет незначительную часть всего расходуемого в печи углерода. В самом деле, предполагая, что горючее содержит 82% углерода нелетучего, определим для расхода горючего 0,8 и 1,0 количество доходящего до фурм углерода (предполагая, что в чугун уходит 0,04 C) так:

$$1 \cdot 0,82 - 0,04 = 0,78;$$

$$(0,78 - 0,12) \cdot 100 : 0,78 = 85\% \text{ при расходе } 1,0 \text{ и}$$

$$0,8 \cdot 0,82 - 0,04 = 0,616;$$

$$(0,616 - 0,12) \cdot 100 : 0,616 = 80\% \text{ при расходе } 0,8.$$

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» Озанна); 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 (43) 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 уломянутых 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, содержащего 1,26% кремния. Достоинство быть особо отмеченным то обстоятельство, что в одной из больших печей при суточной производительности 466 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.

В печах Кузнецкого завода, как показали А. Н. Редько и П. Н. Набойщиков, степень прямого восстановления при работе на магнитогорской руде изменяется от 0,508 (д. п. № 4) до 0,525 (д. п. № 2). Криворожская руда — труднее восстанавливаемая — повышает эту степень до 0,61 в печах юга СССР, причем до фурм доходит только 77% сгорающего в печи углерода; в кузнецких печах эта величина изменяется от 80,5 до 83%.

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 (44), 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 (45) 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 доходящего 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 (45), дал для 8 из них следующие цифры:

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

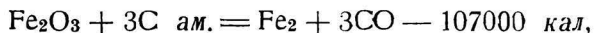
Выходит, что Reduktionziffer в среднем для 4 рейнских печей несколько ниже указанного Озанном среднего, составляя 52,9%, и в одной печи доходит до 36,4%. Что касается зигенских печей, работающих на удобовосстановимом шпатовом

железняке и с большим расходом горючего, чем рейнские печи (зеркальный чугуи), 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% 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 непосредственному 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 53500 кал на 56 кг Fe.

Так нередко изображается реакция прямого восстановления но она соответствует только исключительно случаю действительности, когда руда, вследствие внезапного обрушения, придет сразу в область высших 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 CO<sub>2</sub>, 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 (что подробно будет рассмотрено впоследствии). 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  $1200^{\circ}$  приблизительно, когда получает значительное развитие плавление пустой породы руды.

Заканчивая на этом наше рассмотрение вопроса о прямом и непрямом восстановлении железа, укажем новые работы, в которых обсуждается тот же вопрос (46). М. Лейбович в ряде статей, поддерживая точку зрения автора этой книги, убедительно доказывает невозможность такого низкого расхода углерода при непрямом восстановлении, какой не только возможен при наличии прямого восстановления, но уже и достигнут некоторыми печами.

А. Рамм дал оригинальные номограммы для определения расхода топлива в доменных печах для некоторых известных условий работы; из этих номограмм совершенно ясно усматривается, в каких пределах при данных условиях может быть развито прямое восстановление без увеличения расхода углерода.

Проф. Н. Костылев, в одной из своих последних работ установив расход углерода в 0,474 при «идеальном» восстановлении, когда на 27 объемов  $\text{CO}_2$  получается в газе 16 объемов  $\text{CO}$ , утверждал, что до последнего времени нигде не констатирован такой малый расход углерода в современных доменных печах. Это утверждение фактически не верно: некоторые шведские древесноугольные печи расходуют углерода меньше того, что дает расчет Н. Костылева, хотя колошниковый газ их содержит 18—20%  $\text{CO}_2$ , а не 27, как выведено Н. Костылевым.

При идеальном составе продуктов восстановления, определяемом формулой



послужившей Н. Костылеву для вычисления расхода углерода, 1 кг последнего дал бы в печи 6038 кал, а 0,474 кг — 2860 кал. Это — гораздо больше того, что нужно для современной хорошо, но далеко не идеально в смысле Грюнера, работающей доменной печи. Например, одна из них (шведская древесно-угольная печь), имея в приходе тепла 2370 кал на 1 кг чугуна, получает (за вычетом приносимого дутьем тепла) 2200 кал на 1 кг чугуна от горения углерода. Коксовая доменная печь № 3 завода им. Дзержинского получала от горения углерода 2529 кал и могла бы получать еще меньше при хорошем нагреве дутья (нагрев его до 450° давал только 13% всего прихода тепла, вместо возможных 20%). То же можно сказать и про кузнечные печи, которые работали (в 1938 г.) на слабо нагретом дутье (450—580°); одна из них — № 4 — по тепловому балансу, опубликованному А. Редько и П. Набойщиковым (47), получала 2508 кал от горения углерода и имела полный приход тепла 2968 кал на 1 кг чугуна при 50% прямого восстановления.

Ошибка или недосмотр Грюнера и его последователей заключается в том, что они не оценивали значения двойной роли углерода, сгорающего у фурм: 1) роль источника тепла для хода всех процессов в доменной печи и 2) роль материала для получения окиси углерода в количестве, необходимом для восстановления. Различая эти роли, М. Лейбович, — как Аустин и Мартин в статьях, опубликованных в самое последнее время, — расчетами показал, что совместное развитие прямого восстановления с непрямым может дать столь низкий расход углерода, какой не возможен при одном непрямом восстановлении.

7. 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 — мелкодробленными частицами горючего.

Лабораторными опытами с разными рудами Л. Белл показал (48), что реакция распада окиси углерода идет очень успешно при 410° С (770° F) параллельно с восстановлением руды, причем мелкодробленность 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 часов 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 искусствен-

Таблица 16

Наименование руды	63 л CO		245 л CO	
	Отнято кислорода	Выделено углерода	Отнято кислорода	Выделено углерода
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

ной 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 (о которых говорилось выше) совсем не обнаруживали осаждения углерода-сажи. Приводим несколько цифр из исследования И. А. Соколова (23), касающихся уральских руд. Количество выделенного углерода выражены в процентах веса руды (а не железа, как в табл. 16). Окись углерода реагировала на руду в количестве 6 литров в течение 2 часов.

Необоженный бурый железняк . . . . .	22,4 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	при 400°
Обоженный при 1100° бурый железняк . . . . .	13,6 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	„ 500°
Красный железняк необоженный бедный . . . . .	15,9 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	„ 500°
То же, очень богатый . . . . .	27,3 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	„ 500°
Он же, обоженный при 1100° . . . . .	19,7 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	„ 500°
Магнитный железняк горы Высокой, сырой . . . . .	6,3 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	„ 500°
То же, обоженный . . . . .	19,0 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	„ 500°
Он же, кристаллический (химич чистой Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> ) . . . . .	8,8 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	„ 500°

Доменные газы, имеющие в своем составе около 60% азота и в температурном интервале 500—700° не менее 5% CO<sub>2</sub>, задерживают ход реакции и 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 (49), которому принадлежит наиболее обстоятельное исследование в этой области, наибольшее количество углерода — сажи, какое выпадает в интервале температуры ур 500—700° из смеси 5% CO<sub>2</sub> + 35% CO + 60% N<sub>2</sub> при восстановлении разных руд и агломерата, выражается цифрами (в процентах веса руды), приведенными в табл. 17.

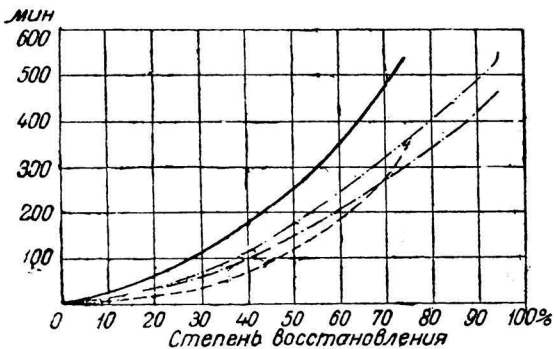
По наблюдениям названного исследователя большая часть выпадающего углерода-сажи отлагается на поверхности кусков руды и сравнительно незначительная часть — внутри их. При увеличении продолжительности выдержки руды в струе газа количество отложенного углерода-сажи растет, но далеко не пропорционально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

Часть выделяющегося углерода растворяется в железе, обра-

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

зую 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.



Фиг. 34. Восстановимость четырех сортов руды.

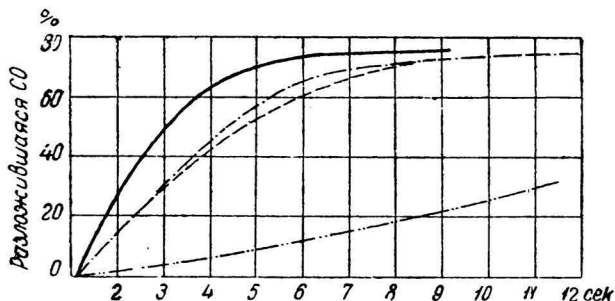
- камберлендский гематит
- бурый железняк рубино
- кливлендский сидерит обожженный
- красный железняк мисаби

вывод сделали (в 1932 г.) Дипшлаг, 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 (фиг. 34 и 35), из которых видно, что наибольшее количество окиси углерода разлагает камберлендский красный железняк, а наименьшее — обожженная кливлендская руда; между ними по количеству разложенной окиси углерода

помещаются испанская рубио и американская мисаби, почти одинаково реагирующие на окись углерода. Между тем, как показывает фиг. 34, наиболее восстанавливаемой из этих четырех руд оказывается кливлендская руда, за которой следуют рубио, мисаби и, наконец, красный железняк Камберленда.

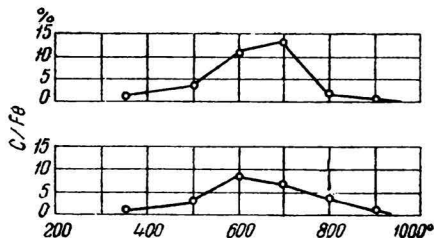
Те же исследователи еще раз подтвердили, что отложение углерода-сажи в порах руды начинается не одновременно с ее восстановлением.

Сначала окись углерода только восстанавливается и навливает 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 значительно, и лишь дальнейшее 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  $950^{\circ}$  сводится к нулю, как обнаружено всеми исследователями восстанавли-



Фиг. 35. Разложение окиси углерода теми же четырьмя сортами руд (обозначения см. рис. 34).

мости руд. Г. Зигель (50) дал диаграмму отложения углерода-сажи для двух сортов руды минетт (фиг. 36). Из диаграммы видно, что отложение углерода-сажи в этих рудах начинается при  $350^{\circ}$ , максимума достигает при  $600^{\circ}$  для легче восстанавливаемой минетт, при  $700^{\circ}$  для более трудно восстанавли-



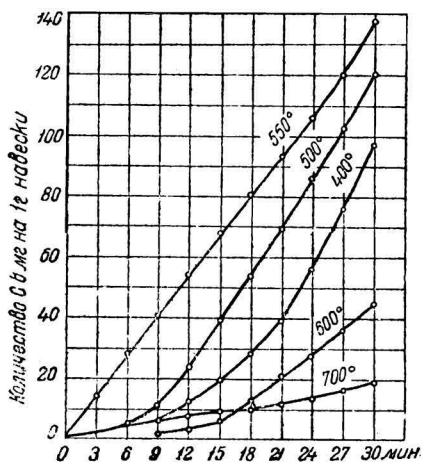
Фиг. 36. Отложение углерода-сажи в двух сортах минетт: трудновосстанавливаемой (верхняя диаграмма) и легковосстанавливаемой (нижняя диаграмма).

мой. Исчезает углерод-сажа, практически говоря, при  $900^{\circ}$  (до  $950^{\circ}$  удерживается в руде ничтожное его количество).

Из приведенного выше ряда цифр (стр. 76), взятых из статьи Д. Хорунова (49), тоже вытекает, что восстанавливаемость не находится в каком-либо соотношении с количеством выпадающего по реакции Л. Белла углерода; крайние члены упомянутого ряда — окись железа и трудновосстанавливаемый 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 криворожской руды показано кривыми на фиг. 37, взятой из цитированной уже статьи А. Н. Похвиснева и Г. А. Воловика (24). Условия, при которых производилось исследование, были указаны выше (стр. 52). Оптимальная температура разложения окиси углерода при агломерате оказалась равной  $550^{\circ}$ , хотя начало разложения наступило уже при  $400^{\circ}$ .



Фиг. 37 Отложение углерода-сажи в агломерате из криворожской руды.

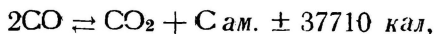
разложения наступило уже при  $400^{\circ}$ . Количество выпадающего углерода ниже, чем на криворожской руде, что объясняется присутствием в агломерате большого количества фаялита ( $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ ), не вызывающего разложения окиси углерода.

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  $500^{\circ}$ ) Л. Белл доказал простым опытом. Помещая смеси обожженной кливлендской руды

с графитом, коксом и углеродом — продуктом разложения окиси углерода — в воздухонагревательные трубы, где температура изменялась в пределах  $538$ — $582^{\circ}$ , на 48 часов, 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  $950^{\circ}$  газами, посредником между реагирующими телами служит окись углерода. Смесь  $\text{CO} + \text{CO}_2$ , проникая в поры руды, восстанавливает окисел железа, от чего равновесие в газовой фазе нарушается, — получается лишнее для данной температуры количество углекислоты, как продукта восстановления; углекислота поэтому окисляет углерод-сажу и дает соответственное количество  $\text{CO}$ . 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, весь углерод, отложенный в порах руды реакцией распадаения окиси углерода, используется для восстановления процесса при температуре более низкой, чем та, при которой сгорает углерод горючего на счет углекислоты — 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) (51) или гипотезу фан-Флотена, по которой этот же углерод является виновником зависаний колош, так как он, будто бы, образует с основными плавками густую неплавкую смесь, сажающуюся настылью 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 углерода выделялось совершенно то же количество тепла, какое поглощается при переходе твердого углерода в окись, как видно из уравнения обратимой 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, исследовавший процесс распадения окиси углерода после Л. Белла (52).

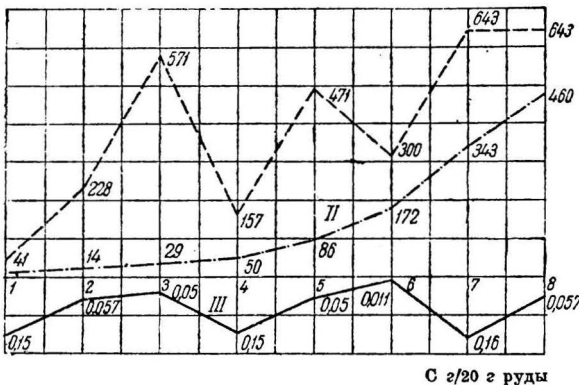
8. Реакция распадения окиси углерода, благоприятная для хода процесса восстановления, оказывает вредное влияние на прочность руды; выделяющийся в порах руды углерод разрушает руду образованием трещин; руда как бы разбухает от выделяющегося углерода, и куски ее могут раскрашиваться в мелочь. Это явление давно известно металлургам, но не было предметом подробных исследований. Лишь в самое последнее время (август 1939) Баукло и Егер 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, проявляемых в Германии; результаты для руд наиболее известных месторождений даются в табл. 18 (53).

Образцы руды расположены в порядке возрастания сопротивления раздавливанию после опыта; цифры таблицы, а еще нагляднее — составленная нами диаграмма (фиг. 38), показы-

Наименование руд	1. Агломерат	2. Шпатовый желез. Зигена, сырой	3. Шпатовый желез. Зигена, обожжен.	4. Магнитн. желез. Гренъсберг (Швеция)	5. Бурый желез. миннетт	6. Магнитн. желез. Елливаре	7. Магнитн. желез. Цирунавар	8. Красный желез. Нью-Фаундленда
Прочность до опыта, $\text{кг/см}^2$ . . . . .	41	228	571	157	471	300	643	643
То же, после опыта . . . . .	7	14	29	50	86	172	343	460
Отложено углерода-сажи, $\text{г}/20 \text{ г руды}$ . . . . .	0,150	0,057	0,050	0,150	0,050	0,011	0,160	0,057

вают, что нет прямой зависимости между прочностью руды после обработки окисью углерода и природной ее прочностью, с одной стороны, и между количеством отложенного углерода, — с другой. Наиболее стойким по отношению к окиси углерода

$\text{кг/см}^2$



г/20 г руды

Фиг. 38. Влияния отложения углерода на прочность разных руд.

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 Елливаре, выделяющий минимум углерода. Меньшая прочность этой руды после обработки, вероятно, объясняется образованием трещин от теплового расширения и сжатия зерен кварца ( $550^\circ$  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  $15 \text{ кг/см}^2$ , хотя выделяет только  $0,12 \text{ г}$  углерода-сажи на  $20 \text{ г}$  своего веса. Наиболее губительно действует окись углерода на агломерат, имевший до опыта сопротивление раздавливанию:  $41,150$  и  $270 \text{ кг/см}^2$  (испытывалось только 3 сорта; состав их не указан) и снизивший его до  $7 \text{ кг/см}^2$  в среднем.

Наибольшее количество углерода-сажи выделяла африканская руда Джерисса — 0,189 г, но прочность ее после обработки была выше (57 кг/см<sup>2</sup>), чем 13 других испытанных руд.

9. Подобно углероду-саже — продукту распада окиси углерода — углерод разных видов горячего тоже способен восстанавливать окислы железа, но только при более высокой температуре.

а) По Г. Мейеру (54), появление разных степеней окисления железа соответствует строго определенным температурам, различным для разных видов горячего и, конечно, более высоким для менее реактивных и обратно, как видно из следующих цифр.

Род восстановителя	Температура начала появления, °C		
	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	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, обнаружили 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—1300° энергично восстанавливает ее, но он гораздо менее активен, чем углерод, отложенный в порах руды реакцией распада.

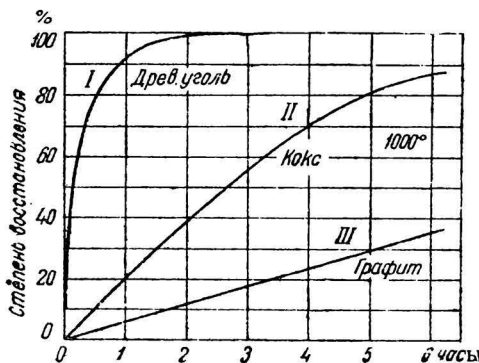
б) Позже Г. Мейера процесс восстановления окислов железа твердым углеродом был исследован акад. А. А. Байковым и А. С. Тумаревым (55). Восстановление химически чистых окисей железа и магнитной окиси велось при постоянных температурах — 600° и 800°. Углерод-сажа получался из копоти светильного газа и прокаливался в течение 8 час. при 1000° в пустоте и в атмосфере азота (для устранения влияния газов в процессе восстановления).

Смесь состава Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + 3C в течение 6 часов при 600° 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 CO<sub>2</sub> — 70% и CO — 30%, что точно соответствует составу равновесной системы Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> — FeO — CO — CO<sub>2</sub> 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 изме-

нился — 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  $800^\circ$

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.

в) Японские исследователи (56) затратили много труда для всестороннего изучения хода восстановления магнетитовых титаносодержащих песков Япо-



Фиг. 39. Восстановление твердым углеродом при  $1000^\circ$  титано-магнетитовых песков.

нии твердым углеродом в разных его видах. Из большого числа данных ими диаграмм заимствуем одну (Фиг. 39), показывающую скорость восстановления песка с 11%  $\text{TiO}_2$  при  $1000^\circ$ . Графит, кокс и древесный уголь были прокалены при  $1000^\circ$ , тонко измельчены и тщательно перемешаны с песком в виде зерен  $0,3 \text{ мм}$  диаметром.

Диаграмма показывает, что древесный уголь является хорошим восстановителем и для трудно восстанавливаемых руд несомненно потому, что и после прокаливания при  $1000^\circ$  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  $1200^\circ$  при одновременном присутствии окиси углерода, древесного угля, кокса и сажистого углерода — продукта распада окиси углерода, образующейся в 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 (57).

На восстановление испытывались образцы двух сортов очень богатых руд (67%  $\text{Fe}$ ) 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  $18-20 \text{ мм}$  в поперечнике (бурый железняк) и  $10-13 \text{ мм}$  (магнетит), а горючее — в кусках  $8-12 \text{ мм}$ , прокаленных при  $800^\circ$  (древесный уголь) или только высушенных (кокс) до постоянного веса.

Материалы укладывались в лодочку так, что полное переме-

шивание их устранялось; 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 пропускалось 10 см<sup>3</sup> газа в минуту и лишь 8 см<sup>3</sup> 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 реакций 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 (прямо) 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 древесно-угольных печах восстановление в нижних частях (запличиках и горне) развито в гораздо меньшей мере, чем в коксовых.

10. Как восстановление твердым углеродом можно рассматривать и взаимодействие синеродистого калия с окислами железа:

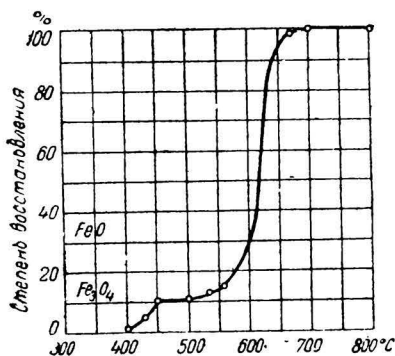


Так как KCN образуется в доменной печи при температуре высшей 1000°, реакция синеродистого калия на окись железа в доменной печи исключается, — может идти только вторая реакция, причем KCN может реагировать на руду в паровом состоянии. Но исследователи хода этой реакции — Мейер и Кербер — смешивали с синеродистым калием искусственную окись железа, руду — минетт и красный железняк. Разница в скорости восстановления железа из этих материалов не была обнаружена (58).

Как видно из диаграммы (фиг. 40), процесс восстановления окиси железа синеродистым калием начинается при 400°; к 500°

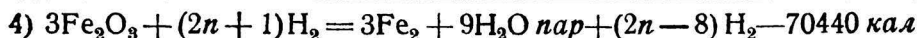
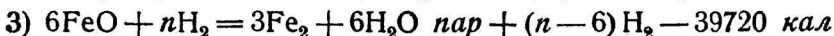
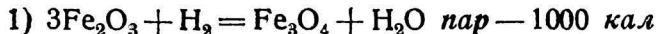
достигается переход в  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ; далее, при подъеме температуры, скорость процесса значительно возрастает: при  $600^\circ$  получается  $\text{FeO}$ , а при  $700^\circ$  восстановление заканчивается.

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.



Фиг. 40. Восстановление закиси железа синеродистым калием.

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  $950^\circ$  по Е. Деречю (60) нейтральная для железа и закиси его смесь содержит 1 объем во-

дяного пара на 1,5 объема водорода, тогда как для 650° отношение между ними равно 1:2,33.

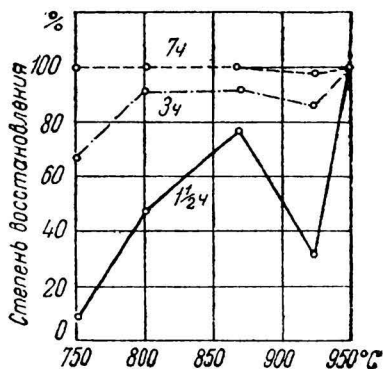
В этом заключается существенное отличие водорода от окиси углерода: если какая-либо смесь водяных паров и водорода может оказывать восстановительное действие на какой-либо окисел железа при данной температуре, то эта же смесь будет восстанавливать тот же окисел тем энергичнее, чем выше будет температура.

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.

Камура показал (61), что искусственная окись железа восстанавливается полностью уже при 500°; 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, как говорит Камура, не подметивший того, что при восстановлении водородом повышение температуры в некотором интервале создает понижение степени восстановления, — такое же, как и наблюдающееся при действии окисью углерода. В одной из позднейших работ (62) это доказывается рядом диаграмм, из которых здесь дается одна (фиг. 41); 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°.

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. 42) (63) и одна из 5 диаграмм, данных Дуррером и Баукло (64), и воспроизведенная здесь (фиг. 43). В первом случае руда была в кусках крупностью

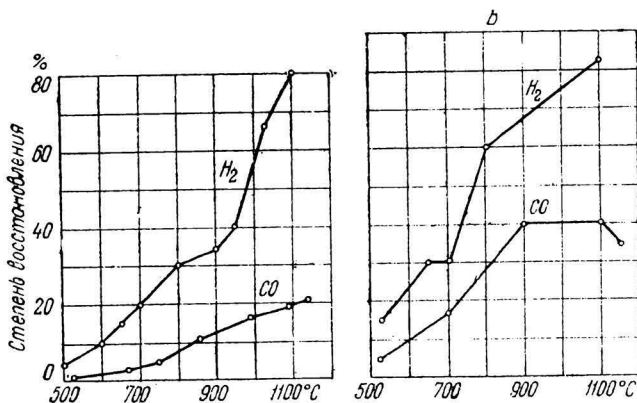


Фиг. 41. Восстановление водородом руды Нью-Фаундленда.

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 10 литрами газовых смесей при 600, 800 и 1000°.

Из сказанного о восстановлении водородом вытекает, что прибавка водорода к окиси углерода должна ускорять ход восстановительного процесса; лабораторные опыты восстановления железных руд смешанным газом подтверждают вполне этот вывод, но диаграммы, данные, например, Столгане, Мальмбергом и Г. Мейером, указывают высокие концентрации водорода в смесях. До последнего времени оставалось невыясненным участие водорода в восстановительном процессе плавки в тех низких концентрациях, в которых он находится, например, в газах коксовых доменных печей (2—2½%).

Лишь в 1939 г. была опубликована статья Бона и его сотрудников (65), в которой было указано, что 1) прибавление



Фиг. 42. Сравнительная восстановимость чистыми окисью углерода и водородом магнитного железняка (А) и минетт (В).

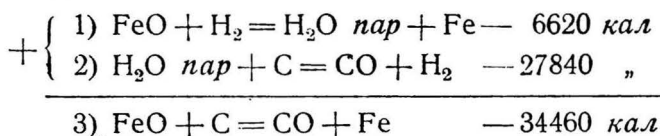
0,25%, 0,5%, 1% и 2% как водорода, так и водяных паров к высушенному газу-восстановителю («доменный» газ, содержащий 34% CO и 66% N<sub>2</sub>) увеличивает количество выделяющегося углерода-сажи от распада окиси углерода при 450°; причем влияние водорода более заметно; 2) прибавка указанных количеств водорода и водяных паров расширяет пределы температур, при которых процесс распада происходит, в особенности тогда, когда степень восстановления руды превысит 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<sub>2</sub>.

В лаборатории металлургии чугуна ЛИИ результаты ис-

следования Бона и его сотрудников были проверены М. Челышевым (66) 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.

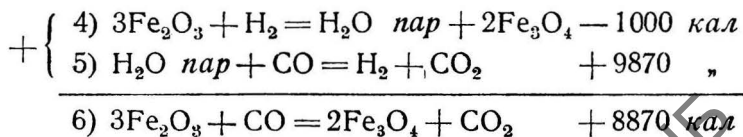
2. В доменной печи водород реагирует в присутствии углерода и окиси углерода, а это затемняет его работу как восстановителя, потому что продукт реакции — вода — может восстанавливаться как углеродом, так и его окисью, давая снова водород.

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 ниже-следующих уравнений:



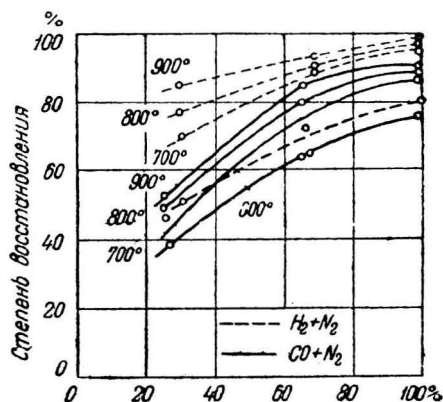
Результатом реакций 1) и 2) является так называемое прямое восстановление углеродом (уравнение 3), и, таким образом, водород, подобно окиси углерода, при высокой температуре может служить и, конечно, служит, посредником между окислом железа и твердым углеродом.

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 уравнению 4), будет разложено по реакции 5).

В действительности, однако, при умеренных температурах



Фиг. 43. Степень восстановления руд водородом и окисью углерода в разных концентрациях.

происходит разложение и неуспешней раньше выделиться гидратной воды, вследствие чего содержание водорода в газах возрастает, т. е. реакция 5 преобладает над 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 CO<sub>2</sub>, 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 минетт (около 9%).

Таблица 19

Силезская печь			Люксембургская печь			Французская печь		Штирийская печь		
Выше фурм	t° C	H <sub>2</sub>	Выше фурм	t° C	H <sub>2</sub>	Выше фурм	H <sub>2</sub>	Выше фурм	t° C	H <sub>2</sub>
2,54 м	1010	0,95	1,67 м	1263	2,44	—	1,2	0 м	—	1,2
4,66 "	860	0,95	5,87 "	817	2,32	0,44 м	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	1,00	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	6,9 "	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 (67) и одной штирийской печи по исследованию Купельвизера (68). 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 последователь-

ное обогащение газа водородом на значительной глубине — около 7<sup>1</sup>/<sub>2</sub> 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 участия в ходе восстановления окисью углерода; водород же их тоже остается неиспользованным, так как обратная реакция — разложения воды — преобладает.

3. 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.

а) Руда Курской магнитной аномалии, содержа в себе силикат железа (минерал хлорит) — наиболее трудно восстанавливаемую часть руды и сидерит — самую удобовосстанавливаемую, наряду с мартитом и лимонитом, с большей или меньшей примесью зерен кварца, естественно, меняет свою восстанавливаемость под влиянием изменений в содержании названных составных частей. По исследованию С. Т. Ростовцева (69), влияние содержания хлорита и кварца на общую восстанавливаемость руды выражается нижеследующими цифрами в процентах:

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 восстанавливаемость на 5%, вторые 10% — на 7,5% и третьи — на 12%. Для кварца обнаружена обратная пропорциональность между содержанием его в руде и восстанавливаемостью: каждым 10% кварца соответствует понижение восстанавливаемости на 5%. Изменение отношений между мартитом, сидеритом и лимонитом не отражается заметно на восстанавливаемости руды водородом.

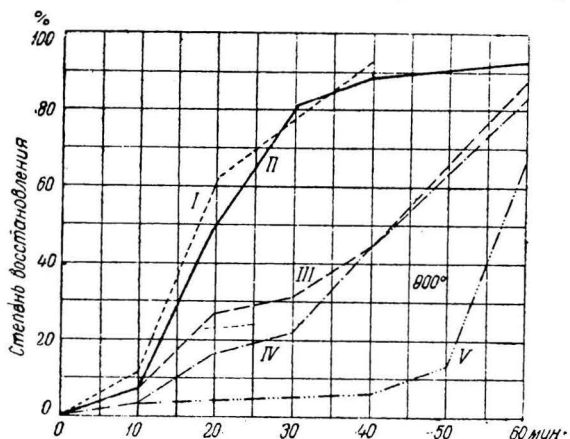
То же исследование С. Т. Ростовцева дало материал для оценки влияния величины зерен руды КМА на восстанавливаемость ее водородом. Вот ряд цифр, относящихся к образцам разной

восстановимости (длительность опыта 30 мин., температура 850°; куски руды — шарообразной формы).

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

б) А. Н. Похвиснев и М. С. Гончаревский (70) дали диаграмму (фиг. 44) сравнительной восстановимости водородом (при 900°, количество газа 8 л в час) богатой руды Кривого Рога, криворожского кварцита, содержащего 46% железа и 29,9% SiO<sub>2</sub>, 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 восстанавливает



Фиг. 44. Восстановимость водородом керченской руды (I), богатой криворожской (II), криворожского кварцита (III), гороблагодатского мартита (IV) и агломерата из керченской руды (V).

гораздо лучше — до 60% за 46 мин.; против 10% для 900° за то же время). Богатая криворожская (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).

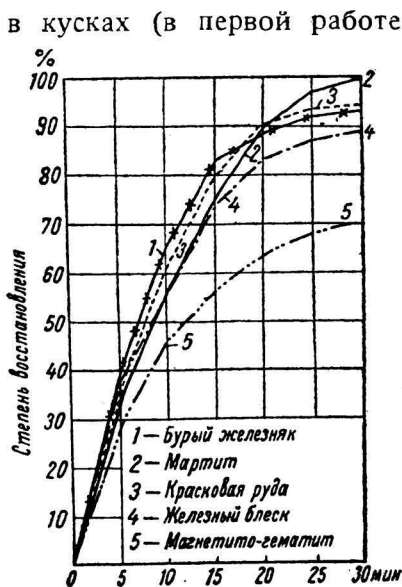
При длительном ходе процесса все руды (кроме агломерата)

выравниваются подводя к предельной степени восстановления — от 85 до 92%.  
в) Вторая диаграмма (рис. 45), взятая у тех же исследователей (71), 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.

г) Третья диаграмма тех же исследователей (фиг. 46) является результатом позднейшей работы (72) над сравнительной восстановимостью агломерата и руды (криворожской), из которой

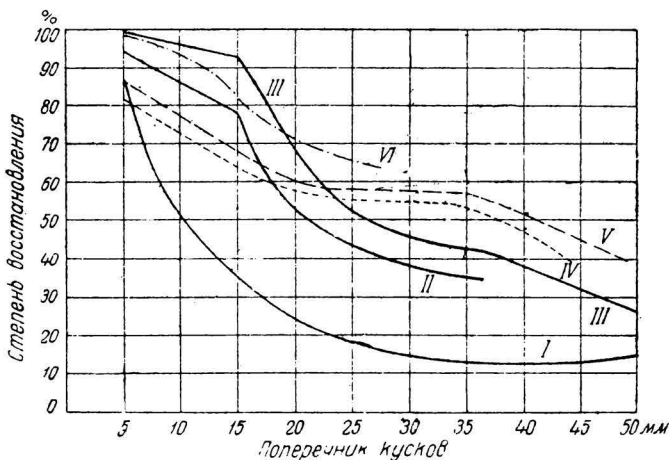
приготавливается агломерат, взятых в кусках (в первой работе исследуемый материал был в порошке); остальные условия восстановления были те же.

Для руды кривые имеют то же очертание, как и кривые фиг. 20, т. е. для нашей криворожской руды размер кусков также отражается на степени восстановимости, как и для тех иностранных руд, восстановимость которых которых представлена кривыми фиг. 20, но кривые для агломерата из криворожской 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).



Фиг. 45. Восстановимость водородом криворожской руды разных типов.

Фиг. 46. Восстановимость криворожской руды (сплошная линия) и агломерата из нее (пунктир) в зависимости от размеров кусков (восстановление водородом при 900°).

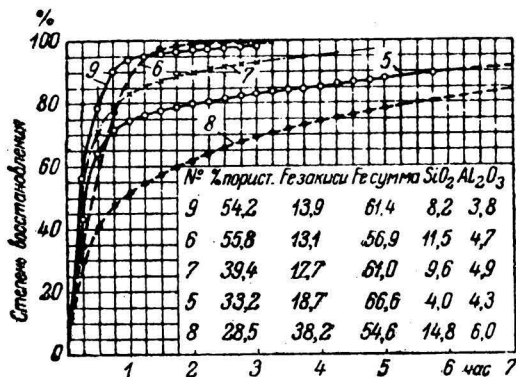


Фиг. 46. Восстановимость криворожской руды (сплошная линия) и агломерата из нее (пунктир) в зависимости от размеров кусков (восстановление водородом при 900°).

д) Восстановимость агломерата (в 13 образцах, доставленных с американских доменных заводов) была предметом подробных исследований (73) в Америке; результаты их в отношении 5 ха-

рактерных образцов даны на диаграмме фиг. 47. Условия испытания: струя водорода при  $950^\circ$ , 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



Фиг. 47. Восстановимость агломерата разных степеней пористости в струе водорода при  $950^\circ$ .

весьма неоднороден по своим свойствам и далеко не всегда является удобовосстановимым, но, повидимому, 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.

О. Мейер и Эйлендер (74) исследовали в лабораторной обстановке действие метана на магнитный и бурый железняки при  $950^\circ$ . Получалось губчатое железо слегка обуглероженное, но восстановление осуществлялось не метаном, самим по себе, а продуктами его разложения, т. е. водородом и углеродом-сажей отдельно. Разложение  $\text{CH}_4$  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  $\text{CH}_4$  в доменном газе очень низка, можно считать, что метан не играет никакой роли в восстановительном процессе доменной печи.

**В. 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 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 спо-

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 шпатоватые 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 необоженных сидеритах? В 1928 г. появился первый практический ответ на этот вопрос (75), — сообщение о том, что в доменной печи, работающей в Натале (Южн. Африка) на коксе, испробовали с полным успехом завалку в печь 100% необоженных сидеритов (содержащих 40% Fe и 31% CO<sub>2</sub>). 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 (76). Руда содержала 36% Fe, 37,7% CO<sub>2</sub> 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<sup>1</sup>/<sub>2</sub> л в час. Результаты можно кратко резюмировать так: восстановление необоженного 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; необоженный сидерит терял 14% своего кислорода, бурый железняк (48% Fe) — 26%, а обожженный предварительно сидерит — 38%. При повышении температуры восстановления, после окончания разложения, скорость восстановления взятого необоженным сидерита возрастала так быстро, что он почти догонял 2 другие руды, начавшие восстанавливаться раньше. При 800° степень восстановления сырого сидерита была 91%, а бурого железняка 98% в порошке; в зернах 10 мм — первого 87%, а предварительно обожженного — 80%.

Таким образом необоженный сидерит является удобовосстановимой для водорода рудой, но, насколько будет замед-

латься 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.

**Г. 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,  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ , в котором растворено незначительное количество примесей песку (глинозем, известь) и окисленных элементов — спутников железа (сварочный шлак); в других главной составной частью является двукремнеземик железа,  $\text{FeSiO}_3$ , 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 высоких температурах постольку, поскольку они содержат в себе избыток растворенных окислов железа, не соединенных с кремнеземом, как в пудлинговом шлаке, что доказано было исследованием Кассель (77). Пудлинговый шлак содержал в %:

$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{FeO}$	$\text{MnO}$	или	$\text{Fe}_2\text{SiO}_4$	$\text{Fe}_3\text{O}_4$
19,70	0,50	18,11	60,70	0,79		66,80	31,70

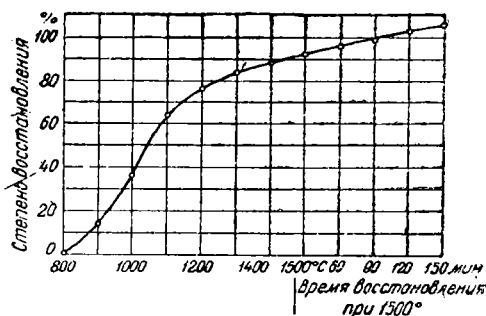
Он начинал восстанавливаться окисью углерода в интервале температур 410—450°: магнитная окись переходила в закись; лишь выше 500° начинало появляться металлическое железо; при 700° реакция шла очень хорошо, давая от 18 до 21% металлического железа. При указанном химическом составе шлака кремнезем связывает 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 невосстановленного 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 шлаков можно судить по единственной пока (1939 г.) работе А. Солдаткина, выполненной в лаборатории металлургии чугуна ЛИИ и еще не опубликованной. Исследование велось с образцами двух различных шлаков. различных и по происхождению (заводов Магнитогорского и Сталинского в Донбассе) и по химическому составу;

	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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 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.



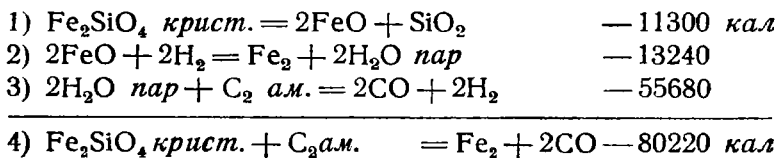
Фиг. 48. Восстановления фаялита (искусственного) водородом при различных температурах.

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 (Fe<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>); 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 (78) займем интересную диаграмму (рис. 48). Из нее видно, что в интервале 800—1150° степень восстановления круто повышается, но по достижении 80% отнятие кислорода замедляется и делается равномерным во времени при конечной температуре 1500°.

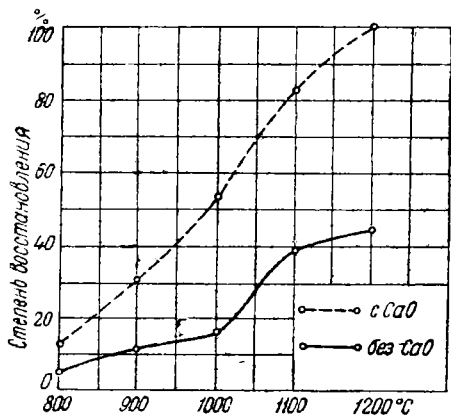
Достигнутая за 2½ часа степень восстановления несколько выше 100%; это указывает на начавшееся восстановление кремния, образующего химическое соединение с железом, что облегчает ход реакции.

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

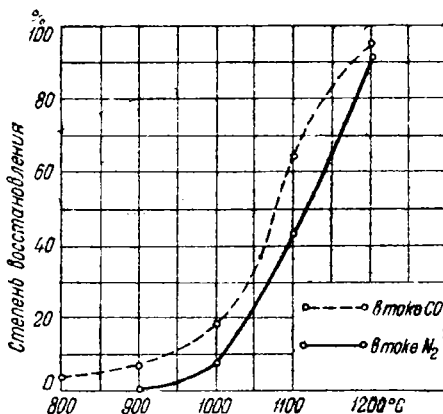


Но, наряду со сварочным шлаком, в доменной печи находится и известь, а в присутствии ее может получить развитие процесс образования легкоплавких эвтектик из силикатов железа, марганца (если, конечно, марганцевая руда входит в состав шихты), и при высокой температуре избыток извести разлагает силикат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

Восстановление силиката железа окисью углерода было изучено М. М. Лейбовичем в его диссертационной работе, из



Фиг. 49. Восстановление файлита (искусственного) окисью углерода при разных температурах в присутствии извести.



Фиг. 50. Восстановление файлита твердым углеродом в атмосфере азота и окиси углерода.

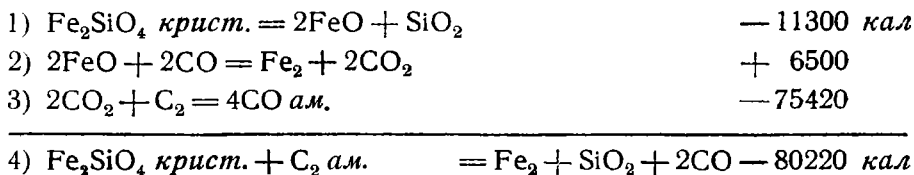
которой заимствуем диаграмму (фиг. 49), представляющую ход восстановления файлита (искусственного, в порошке) одной окисью углерода (сплошная кривая) и в присутствии извести (пунктирная кривая). Выдержка при указанных температурах — 30 мин.; количество реагирующего за это время газа — 2 л на 1,5 г навески шлака.

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.

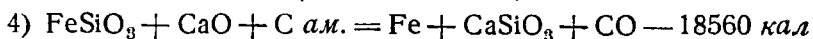
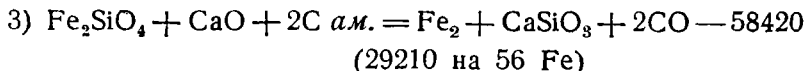
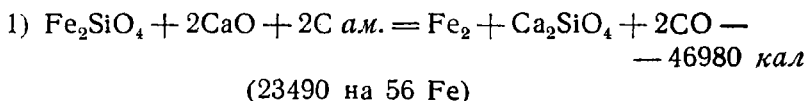
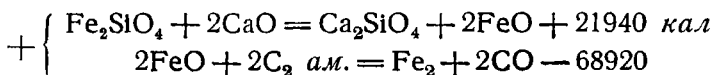
Восстановление твердым углеродом (в виде древесного угля), по данным того же исследователя, представлено на диаграмме (фиг. 50) двумя кривыми: сплошная кривая изображает ход процесса в нейтральной атмосфере азота, а пунктирная — в атмосфере окиси углерода. В отсутствии последней восстановление начинается лишь при 900° и идет медленнее, но при конечной температуре 1200° достигается почти одинаковая степень восстановления — 90—95%.

В отсутствии извести идут последовательно реакции:



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

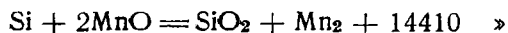
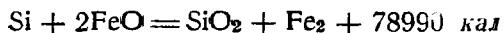
Смотря по тому, в какой мере основным является шлак доменной плавки, восстановление железа из кремнекислых его соединений может быть представлено нижеследующими четырьмя уравнениями (в первом из них указан последовательный ход реакции, в остальных — ее конечный результат):



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 термодимической 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 жидкую подвижную и тяжелую, которая быстро проскальзывает мимо крупных кусков горячего 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. Поглощение тепла может быть возмещено повышением нагрева дутья, и если шлак в горне представляет собою силикат более основной, чем требуется формулой  $R_2SiO_4$ , то восстановление может быть полным. При ограниченном нагреве дутья и кислых шлаках полного восстановления не происходит, получается железистый доменный шлак, часть которого, находясь над чугуном до выпуска, реагирует на кремний чугуна, окисляя последний («отбеливание» чугуна) по реакциям:



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

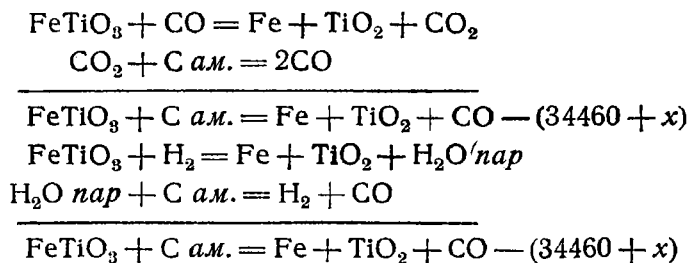
Но непонятно то, что старые взгляды на чрезвычайную трудновосстановимость передельных шлаков, на невозможность прибавления их в шихту литейных чугунов, высказываются в учебной литературе и теперь, хотя это находится в резком противоречии с действительностью.

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) чугуны шихту, состоявшую наполовину из сварочных шлаков, т. е. вес последних в колоше 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 (шамуазит) является незначительной примесью немногих руд, но в Чехо-Словакии имеются мощные месторождения шамуазита — 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 железа. Восстановлению железа из него предшествует разложение титаната на  $\text{FeO}$  и  $\text{TiO}_2$ ; производится оно как водородом, так и окисью углерода по уравнениям:



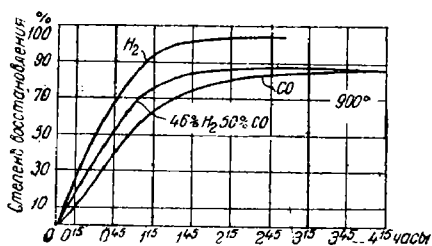
В этих уравнениях  $x$  — неизвестный тепловой эффект соединения  $\text{TiO}_2$  с  $\text{FeO}$ ; он, во всяком случае, очень незначителен.

По данным Е. Сноповой (81), почти чистый ильменит ( $\text{TiO}_2$  — 51,3%,  $\text{FeO}$  — 37,5%,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  — 10,6%) в виде тонкого порошка (средний диаметр зерна 0,19 мм) 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. 51 воспроизводит диаграмму Е. Сноповой, — восстановление ильменита при 900° окисью углерода, водородом и их смесью в равных (почти) объемах (на навеску в 1,5 г руды 3,6 л газа в час). Крутой подъем кривых как бы указывает на боль-

шую скорость восстановления, но ординаты (время восстановления в часах) показывают, что, например, для достижения 80% восстановления водородом нужно 70 мин., тогда как по диаграмме А. Н. Похвиснева для криворожской руды при той же температуре, но в гораздо более крупных зернах (0,27 мм), требуется только 42 мин.

Результаты, полученные впервые Е. Сноповой, нашли подтверждение в работе ее с Н. Ротковым (82) и в работе проф. М. Соболева и К. Большакова (83), изучавших восстановимость титано-магнетитовых руд Кусинского и Шайтанского месторождений в естественном их состоянии, а также концентратов из них (полученных магнитным обогащением), в струе водорода, окиси

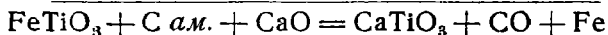
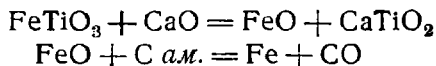


Фиг. 51. Восстановимость ильменита в порошок при 900°.

восстановления требуется водорода в несколько раз меньше, чем окиси углерода.

Те же исследователи смешивали тонко измельченные титано-магнетиты, 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.

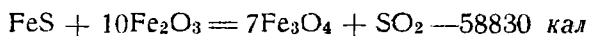
Так как титано-магнетиты — очень плотные руды и в доменную печь не могут поступать в виде порошка, то, конечно, главная масса железа, связанная в них с титановым ангидридом, будет восстанавливаться выше 900°, т. е. твердым углеродом. Восстановление при высоких температурах сопровождается взаимодействием извести, свободной или в виде основного шлака, с ильменитом по реакции



Так как неизвестна теплота образования  $\text{FeTiO}_3$  из  $\text{TiO}_2$  и  $\text{FeO}$ , 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. 97).

Перерасход горючего при работе на титанистых рудах, констатированный давно уже в Швеции и США, а в последнее время и у нас (при ведении опытных плавков 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).

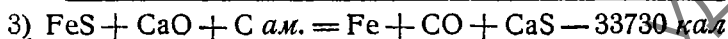
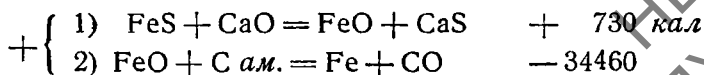
**Д. Восстановление железа из сернистых соединений.** Главным соединением, в виде которого сера попадает в шихту доменных печей, является серный колчедан или пирит — FeS<sub>2</sub>. Находясь в руде как примесь, он теряет половину своей серы, переходя в односернистое железо, при температуре яркочерного 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<sub>2</sub> 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 ( $\text{FeS} + \text{O}_3 = \text{FeO} + \text{SO}_2$ ), но он далее в восстановительной атмосфере горна разлагается углеродом, давая окись углерода и серу в парообразном состоянии ( $\text{SO}_2 + \text{C}_2 = 2\text{CO} + \text{S}$ ), соединяющуюся с железом чугуна.

Определения серы в кусках кокса, извлеченных из горна через фурмы, показали, что половина, три четверти и лишь 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 марганцевистый чугун создаются наиболее благоприятные условия для обессеривания чугуна. Однако из всего количества сернистого железа только часть переходит в шлак, другая растворяется в чугуне. Задача доменной 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) присутствие избытка (т. е. несвязанной с кремнеземом в нормальный силикат  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ) извести и, значит, работа на основных известковых шлаках; 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  $\text{CaS}$ , образующегося на поверхности капелек чугуна.

При всяких условиях — температуре и составе шлака — устанавливается равновесие между концентрациями серы в чугуне и шлаке, и, следовательно, достигается определенная степень обессеривания чугуна, указываемая отношением весов серы, перешедших в шлак и чугун (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 по-

лучение 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 взятия пробы 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 может считаться нормальной и вызывает расстройство хода плавки: наконец, она сопровождается получением некоторого количества обесцвеченного высоким содержанием серы продукта, получаемого вследствие временного охлаждения горна; не находя себе сбыта, такой чугун переплавляется в доменной печи при нормальном ходе.

В доменных шлаках наряду с известью всегда находится некоторое количество магнезии; иногда последняя вводитсяумышленно 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  $CaS$  (84390 кал против 109790), что указывает на меньшую обессеривающую способность магнезии. Высказывалось даже сомнение в том, образуется ли сернистое соединение магния при действии магниезиального шлака на сернистое железо. Это сомнение устранено лабораторным опытом: силикат магния, содержащий 60%  $SiO_2$  и 40%  $MgO$ , дал полное обессеривание чугуна при  $1585^\circ$  (85), но подтвердилось и предположение, что замена извести равным весом магнезии понижает обессеривающую способность шлака. Вместе с тем была отмечена и полезная роль магнезии: делая основные известковые шлаки жидами, она повышает обессеривание, но для достижения такого эффекта нужно повышать в шлаке сумму извести и магнезии по мере увеличения содержания последней в шлаке. Наивысшую степень обессеривания дает шлак, со-

держаций 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 и повышением расхода 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 первого окисла ко второму (содержание известно в тех и других может быть одинаково). Это последнее замечание относится и к шлакам коксовых доменных печей (84).

**Е. 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 нее 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 лишь в виде механической примеси к шлаку. 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 (ферромарганца, содержащего обыкновенно около 80% Mn), не представляя по существу трудно разрешимой задачи, ограничивается по возможности малодлительными кам-

паниями, 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.

а) 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°

Таблица 20

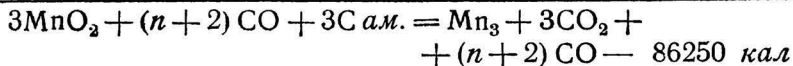
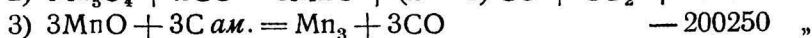
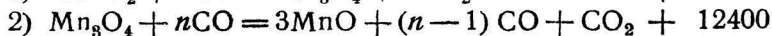
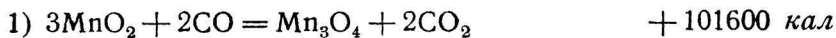
Баукло и Цибель (87) дают более низкие температуры восстановления окислов марганца твердым углеродом (графитом), но они проводили опыты в пустоте, с отсосом газообразных продуктов восстано-

Температура, °C	Длительность опыта, часов				
	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

вления, что, конечно, снижало температуру взаимодействия реагентов. Наименее прочный окисел марганца — его перекись — восстанавливался уже при 525°, давая в газ почти чистую углекислоту. Почти так же легко восстанавливалась окись марганца, давая в газовой фазе не менее 95% CO<sub>2</sub>. Прочный окисел марганца — Mn<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, образующийся из первых двух, восстанавливается в интервале температур 570—1050° до MnO, с получением (в условиях равновесия) смеси — 90% CO<sub>2</sub> 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 газообразной фазе получается 50—55% CO<sub>2</sub>.

Минувя окись марганца ( $Mn_2O_3$ ) восстановление марганца из его обычной руды (пирролюзита) можно изобразить следующими термохимическими уравнениями:



Перекись и окись марганца, будучи малопрочными соединениями (первая разлагается действием тепла около  $600^\circ$ , а вторая при  $940^\circ$ ), 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 ( $900-950^\circ$ ), позволяет значительно снизить этот чрезмерный расход.

Высокая температура начала восстановления закиси марганца углеродом создает особого рода затруднение для полноты восстановления, именно: кремнекислое 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 кремнекислого 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 заключает 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 марганца 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 малозольное 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 Мп не превосходит 5% общего содержания его в руде; при выплавке же наиболее богатого ферромарганца (80—82%) доходит до 20%.

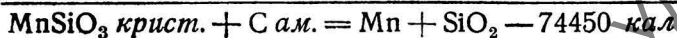
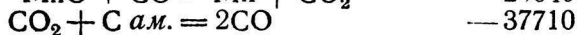
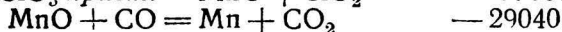
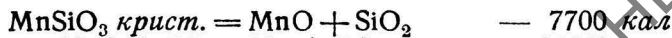
Между потерей марганца в шлаке и в газах (только от испарения) существует закономерная связь; сильно основные шлаки (с отношением  $(CaO + MgO) : SiO_2 = 1,75—1,8$ ) устанавливают более высокую температуру в горне доменной печи и потому вызывают большую потерю марганца от улетучивания; более кислые шлаки 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  $Mn_3O_4$ . 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 нагрет дутья (минимум  $750^\circ$ ); 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 единицу марганца в чугуне).

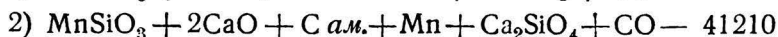
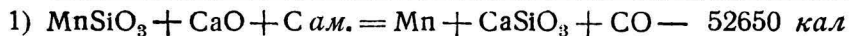
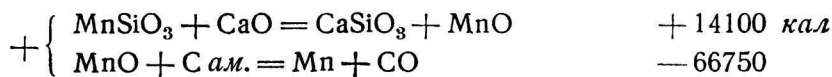
При производстве мало марганцевых чугунов (марте-новских, например, содержащих марганца 1,5—2,0%) потеря от испарения марганца ничтожна, но степень использования марганца руды (марганцевой, нарочито прибавляемой) бывает не выше ранее указанной, часто даже ниже, вследствие работы на более кислых шлаках, 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 —  $Mn_3O_4$ , 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.

б) 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 (78), что тесная смесь прокаленного при  $1500^\circ$  древесного угля с порошком силиката марганца, близкого по составу к  $MnSiO_3$ , обнаруживает следы взаимодействия уже при  $1300^\circ$ ; при повышении температуры восстановление ускоряется и достигает 60% при  $1500^\circ$ . 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 силицид. Восстановление собственно марганца должно выражаться формулами:



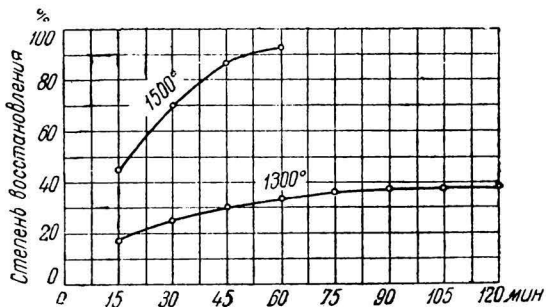
Но в доменной печи, где присутствие раньше восстановленного железа неизбежно, восстановление марганца ускоряется, идет при более низких температурах, а при конечной температуре опыта дает большую степень восстановителя. Действительно, опыт со смесью порошков железа, силиката марганца и древесного угля дал при конечной температуре 1500° корольки металла, содержащего: 77,8% 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 и при начальной и конечной температуре дает фиг. 52.

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 чугуны. 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 шахтах, дающих мало шлака (условия работы печей юга СССР).

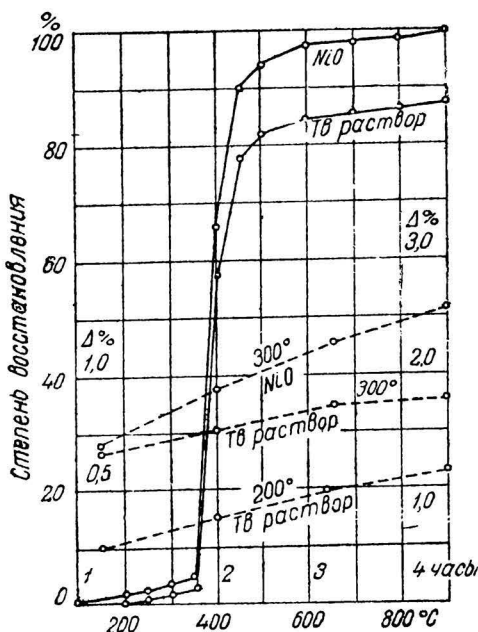
Второстепенными условиями, желательными, но выполняемыми по мере возможности, являются: 1) богатство руды (50 и более % марганца), 2) низкое содержание в ней кремнезема (не более 8%) и 3) малозольный кокс (не более 10% золы). Невыполнение у нас (вынужденное) всех этих трех условий делает то, что, например, расход кокса при производстве ферромарганца ан-



Фиг. 52. Восстановимость силиката марганца твердым углеродом в присутствии железа.

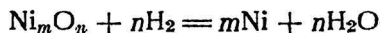
глийскими печами, плохо оборудованными, малых размеров и с плохими профилями, — ниже того, которые достигаются нашими южными печами (88).

Как видно из уравнений, при работе на кислых шлаках (древесноугольные печи) реакция восстановления в большей степени

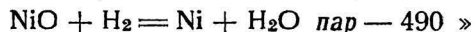
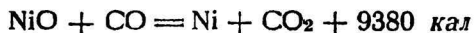


Фиг. 53. Восстановление окислов никеля окисью углерода.

дом при сравнительно низких температурах и, само собою разумеется, — твердым углеродом при высоких температурах. В доменной печи оно идет по реакциям:



При прокаливании азотоникелевой 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. Богайким

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.

### Ж. Восстановление никеля.

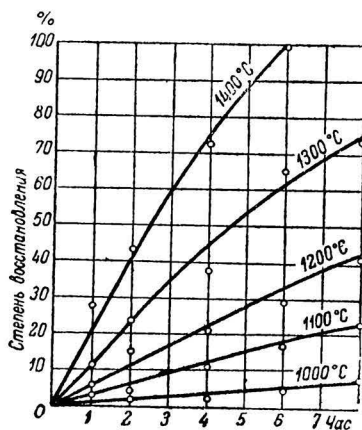
Теплота образования наиболее прочного оксида никеля — его закиси (NiO) — значительно ниже теплоты образования закиси железа (58300 кал против 64430). Из этого следует, что в восстановительной атмосфере из содержащей никель железной руды первым будет терять кислород окисел никеля, восстанавливаясь полностью в то время, когда восстановление железа не будет закончено. Восстановление возможно и окисью углерода, и водородом.

(89), давшим приводимую здесь диаграмму (фиг. 53), 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  $350^{\circ}$  (пунктиром). При более высоких температурах восстановление замедляется выделением углерода-сажи, которое особенно быстро идет при  $600^{\circ}$ . Уже при  $200^{\circ}$  происходит восстановление высших окислов никеля из твердого раствора окислов в закись никеля, которая очень медленно начинает восстанавливаться при  $300^{\circ}$ . Далее, в интервале температура  $350\text{—}450^{\circ}$ , скорость восстановления закиси быстро возрастает, причем степень восстановления доходит до 90%; после этого ход реакции замедляется и окончательное восстановление достигается лишь при  $900^{\circ}$ . 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  $112^{\circ}$ , закись никеля — при  $230^{\circ}$ ; полное восстановление достигается при  $700^{\circ}$ .

Восстановление высших окислов никеля графитом (в пустоте) в опытах Баукло и Дуррера (90) в пределах температур  $600\text{—}1050^{\circ}$  шло с образованием углекислоты исключительно, а закиси никеля от  $650$  до  $1050^{\circ}$  — с переходом в газовую фазу от 65 до 80%  $\text{CO}_2$ .

**3. Восстановление хрома.** Хром входит в состав железных руд или вводится в шихту доменных печей в виде хромита, — соединения типа магнитного железняка, в котором вместо  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  находится  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , а  $\text{FeO}$  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  $\text{MnO}$ . 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  $1185^{\circ}$  (92). Новейшие исследования дают совершенно иные выводы. В 1936 г. появилась работа И. Граната (93), в которой доказано, что во-



Фиг. 54. Восстановление окиси хрома водородом.

дород начинает восстанавливать окись хрома при  $1000^{\circ}$ . Несколько позже Баукло и Генкель подтвердили это (94) и дали диаграмму (фиг. 54), представляющую ход процесса восстановления окиси хрома водородом; уже при  $1400^{\circ}$  восстановление заканчивается (в течение 6 час.). Смешивание окиси хрома с порошком железа снижает температуру восстановления: начало — до  $900^{\circ}$ , конец — до  $1300^{\circ}$  (в течение 3 час. и 5 час. при  $1200^{\circ}$ ).

Графит начинает реагировать с окисью хрома при  $1000^{\circ}$  заканчивается же восстановление при  $1100^{\circ}$  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 горючего, чем из свободной окиси ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ).

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; при содержании в сплаве около 40% хрома получается тестообразная масса, не вытекающая из горна. Поэтому для получения феррохрома на Урале была построена периодически действующая доменная печь со специальным подвижным горном. Разумеется, 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%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и происходит без всяких затруднений в ходе плавки.

**И. 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 (минетт, 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 выплавлять 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 эле-

ментов при восстановлении требуется затрата тепла (в тысячах калорий):

$\text{Cr}_2\text{O}_3$	$\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{SiO}_2$	$\text{TiO}_2$
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 чугуны, 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 получался шлак и чугуны состава, указанного (95) в табл. 21 (в %).

Таблица 21

Состав шлака и чугуна	№№ выпусков				
	1110	1078	1112	1092	1090
В шлаке: $\text{TiO}_2$ . . . . .	27,12	30,32	27,95	31,72	30,35
$\text{SiO}_2$ . . . . .	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
$\text{V}_2\text{O}_5$ . . . . .	0,20	0,51	0,56	1,34	1,50
S . . . . .	0,48	0,54	0,37	0,09	0,10
В чугунах: 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 магнелии в шлаке; наоборот, самый кислый из полученных шлаков дал ничтожный переход ванадия в чугуны — 0,2% и наивысший — в шлак. Вместе с тем в чугунах оказалось недопустимое содержание серы. Однако работа на очень основном шлаке с высоким содержанием титанового ангидрида (более 25%), какое устанавливается составом руды, невозможно 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 Ку-

синском заводе указывали на шлак именно такого состава. В табл. 22 даются анализы: шлака расчетного и полученного в действительности, а также чугуна.

Таблица 22

Шлака и чугуна	Шлаки			Чугун
	расчетный	выпуска 2648	средний за 3 дня	за 3 дня
SiO <sub>2</sub> .	17,90	16,88	18,80	C — не опред.
TiO <sub>2</sub> .	29,80	30,00	29,20	V — 0,59
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .	14,10	—	—	Ti — 0,40
CaO .	21,40	22,30	21,60	Cr — 0,60
MgO .	13,60	12,96	13,00	Si — 0,50
CaO + MgO .	35,00	35,26	34,60	Mn — 1,25
FeO .	—	3,21	4,7	P — 0,08
MnO .	2,80	3,18	2,4	S — 0,02
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .	0,40	0,81	0,56	
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> .	—	0,45	0,53	

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 чугун. Фактически плавка ведется теперь на шлаках с 42—45% CaO + MgO.

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 пятиокси ванадия до металла, процесс заканчивается получением трехокси 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<sub>2</sub>O<sub>5</sub> с окисью железа подвергалась восстановительному действию водорода в продолжение 1½ часов при 1530° (предварительный нагрев массы до этой температуры требовал до 4 часов, 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<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, то металлических корольков не получалось. Восстановление тем полнее, чем ниже концентрация V<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 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. Хвинчия произвел интересные опыты восстановления металлов из титанистых песков Черноморского побережья, предварительно обогащенных магнитной сепарацией.

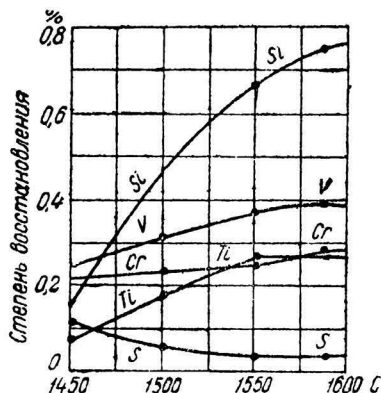
Магнитный концентрат содержал:  $\text{SiO}_2$  3,8%,  $\text{TiO}_2$  4,0%,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  0,22%,  $\text{V}_2\text{O}_5$  0,52%, Fe 59,3%. Из смеси концентрата с древесным углем и известью, как флюсом, восстанавливались с железом и остальные трудновосстановимые элементы, — тем полнее, чем выше была температура, как видно из фиг. 55. 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).

#### К. 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 реакции: 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.

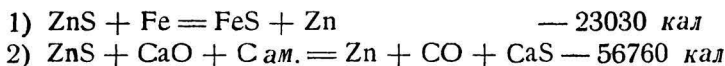


Фиг. 55. Совместное восстановление твердым углеродом кремния, титана, хрома и ванадия из концентрата черноморских песков.

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

Сказанное может быть представлено нижеследующими термическими уравнениями:



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

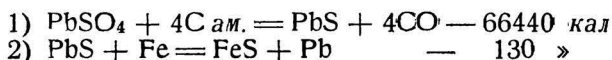
Испаряющийся цинк в верхних горизонтах печи встречает углекислоту с водяными парами и окисляется в окись цинка. Часть последней уносится из печи током газов и оседает в пылеуловительных устройствах, но часть будет задержана шихтой и вместе с ней опять попадет в область высоких температур, где снова восстановится 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 настывь, которая с течением времени увеличивается и через несколько лет (если руда очень бедна цинком) достигает таких размеров, что правильное распределение материалов и равномерное опускание их по всей окружности колошника становятся невозможными. Тогда приходится механическими средствами удалять настывь. 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, содер-

жашие примесь соединений свинца (некоторые испанские руды и силезские бурые железняки) или отбросы производства серной кислоты — колчеданные огарки. 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 соединение, 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  $1550^\circ$ ) 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, почему в колошниковой пыли силезских доменных печей находится, кроме цинка, и свинец, но последний в значительно меньших количествах.

**Л. Восстановление кремния и титана.** 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 (78). При  $1500^\circ$  тремя литрами водорода в течение  $1/2$  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  $1300^\circ$  достигается степень восстановления 4,6% в течение 3 часов (23 л водорода), а при  $1500^\circ$  — 7,4% в течение 2 часов (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  $1460^\circ$ , 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  $1500^{\circ}$ , уже при  $1300^{\circ}$  дает степень восстановления 7% (за 2 часа), при  $1400^{\circ}$  — 21% и при  $1500^{\circ}$  — 50%.

В присутствии железа реакция начинается уже при  $1050^{\circ}$  (Гринвуд), сопровождаясь выделением тепла (масса самонагревается) вследствие соединения восстанавливающихся кремния и железа с образованием кремнистого железа. Достоин 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  $1050^{\circ}$  в массе руды будет не мало не только железа восстановленного, но и обуглероженного, можно думать, что тот 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 действительным 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 передельный чугуны, для расширения области высоких температур в печи.

В указанных условиях заключается сходство хода печи на высоко марганцевый и кремнистый чугуны, в остальных нужно отметить существенное различие. Кремнезем, как кислотный окисел, труднее восстанавливается в присутствии сильных оснований, связывающих его; следовательно, для успешного перевода кремния в чугуны 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 несодержащей 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 удается осуществить работой со шлаками основными, трудноплавкими и сильно глиноземистыми: при одинаковом содержании извести они уводят в шлак больше серы, так как в них отношение  $\text{CaO} : \text{SiO}_2$  ниже, 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 чугуны 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 чугуны 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 и содержания кремнезема в шлаке на 5,4% перейдет в чугуны больше серы, уменьшение же количества кремнезема на 5,4% может затруднить восстановление кремния, так как шлак станет слишком известковым. Но если отношение шлака к чугуны будет 1,5 (случай Кливлендской плавки), то то же изменение состава чугуна вызовет уменьшение или увеличение со-

держания 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 восстановления кремния в том или 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 малозначительны 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 в колоше 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 не благоприятно 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 интенсив-

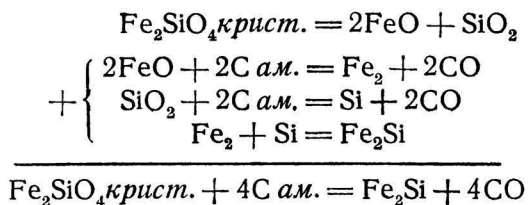
ность плавки, чтобы получить требуемый чугу́н; время пребывания колош в печи возрастает, и суточная производительность понизится в большей степени, чем уменьшится сыпь в колошу, например на 20—25% (выплавка литейного чугуна из богатой криворожской руды).

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  $Al_2O_3SiO_2$ , известное под именем силлиманита, а затем в муллит —  $3Al_2O_3SiO_2$ , причем часть  $SiO_2$  делается свободной. Очевидно, реакция восстановления в этом случае будет та же, что 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.

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.

Как уже было указано раньше, иногда печи работали на высококремнистый чугу́н, 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 реагирующих материалов в данном случае значительно увеличивается поднятием области высоких температур, вызываемых чрезмерным расходом горючего.

Поднятие жара к колошнику влечет за собой все те неудобства хода, которые были раньше указаны для плавки на ферромарганец; улетучивание всех составных частей шихты принимает настолько значительное развитие, что его приходится учитывать при составлении шихты (о чем подробнее будет сказано своем месте).

Ход на литейный чугун, при котором задаются целью перевести в чугун 2—3% 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.

2. 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 в водородом) —  $TiO$

Сравнительно легко в температурном интервале  $700—1100^\circ$  титановый ангидрид теряет 7% своего кислорода в струе водорода, переходя в  $Ti_3O_5$ . При восстановлении ильменита ( $FeTiO_3$ ) достигалась при  $1100^\circ$  степень восстановления — 112,4% вследствие того, что после восстановления закиси железа начиналось восстановление титанового ангидрида. Последний при  $1300^\circ$  теряет 26,8% кислорода переходя в  $Ti_2O_3$ , а при  $1500^\circ$  — 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  $1300^\circ$  (102).

Полное восстановление возможно лишь твердым углеродом. Древесный уголь начинает восстанавливать титановый ангидрид около  $730^\circ$ ; повышение температуры ускоряет ход реакции, но вместе с тем ведет к образованию карбида титана ( $TiC$ ). Реакция



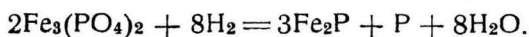
показывает, что при восстановлении 1 кг титана углеродом затрачивается в 1,14 раза более тепла, чем для получения 1 кг кремния.

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% суммы  $CaO$  и  $MgO$ ).

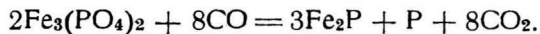
При работе на малокремнистый передельный чугун титан тоже переходит в чугун. Надо думать, что этому способствует низкое содержание извести в шлаках (так же, как и при восстановлении кремния из силиката). В чугунах уральских опытных плавок титана содержалось немного — около 0,4—0,6%, — почти столько же, сколько и кремния. В шлаках было около 35% суммы CaO и 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<sub>2</sub>, то с успехом применяются и более основные шлаки. В настоящее время доказано, что затруднения при выплавке чугуна из титанистых руд вызываются не трудноплавкостью 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 настывы на заплечиках и стенах шахты, чему благоприятствует горячий ход печи на основных шлаках (105).

**М. Восстановление фосфора и мышьяка.** 1. Восстановление фосфора. Фосфор входит в состав шихты доменных печей, главным образом, в виде фосфорнокальциевой соли; более редко он находится в рудах в виде минерала вивианита (фосфорножелезистая соль — Fe<sub>3</sub>(PO<sub>4</sub>)<sub>2</sub>·8H<sub>2</sub>O).

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<sub>4</sub>); она легко, даже при 700°, теряла часть своего кислорода и фосфора, переходя в соль закиси (Fe<sub>3</sub>(PO<sub>4</sub>)<sub>2</sub>), которая, восстанавливаясь, давала фосфористое железо по реакции:



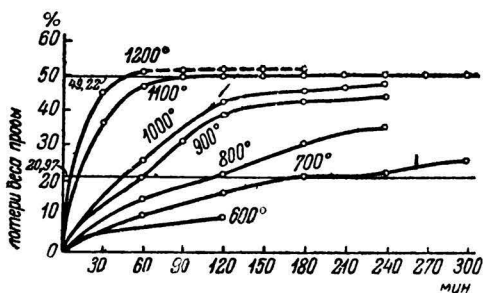
Аналогичная реакция происходит при восстановлении окисью углерода:



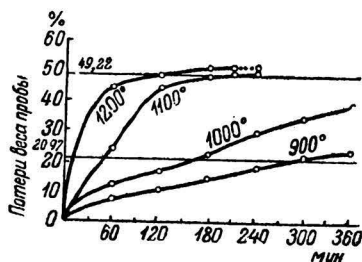
Восстановление водородом начинается уже при 400°, но до 600° оно слабо развивается; восстановление окисью углерода идет медленнее и требует более высоких температур для достижения тех же степеней восстановления. Получение одного фосфористого железа, как конечного продукта восстановления, достигается только при 1300° Фиг. 56 и 57 наглядно представляют различие в ходе восстановления водородом и окисью углерода. (На диаграммах нижняя горизонтальная линия указывает переход окисного соединения в закисное — потерю 21% веса соли, а верхняя — переход в фосфористое соединение и потерю всего кислорода).

Фосфорнокальциевая соль — очень прочное соединение, образующееся с выделением большого количества тепла

(около 982000 кал) и не разлагаемое кремнеземом даже при нагревании до 1500°. Но и оно восстанавливается (хотя и не полностью) как водородом, так и окисью углерода. Кривая фиг. 58 показывает, по Любану, ход восстановления при нагреве до 1300°; началом реакции можно считать 1000°. Присутствие крем-

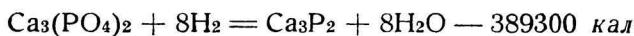


Фиг. 56. Восстановление фосфорно-железной соли водородом.



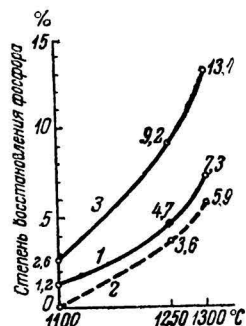
Фиг. 57. Восстановление фосфорножелезной соли окисью углерода.

незема значительно повышает степень восстановления, хотя процесс плавления не наступает. Продуктом восстановления является фосфористый кальций, как видно из реакций:



Две кривые фиг. 58 изображают ход восстановления по этим реакциям, а третья (верхняя) — 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 не высока. Она значительно возрастает при той же температуре, если восстановление производится древесным углем и, в особенности, в присутствии кремнезема, как видно из кривых фиг. 59 и 60. На фиг. 59 дана кривая, указывающая ход восстановления Хибинского апатита, т. е. естественного фосфата кальция с примесью пустой породы (около 10%). Фиг. 60 дает понятие о различии влияния аморфного кремнезема и кристаллического (кварца); последний, конечно менее активен при низких сравнительно температурах.

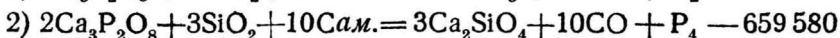
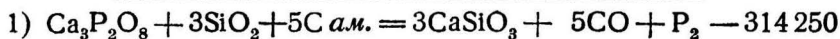
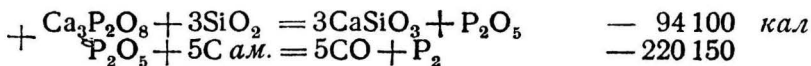
Наконец, нужно сказать, что присутствие железа сни-



Фиг. 58. Восстановление фосфорнокальциевой соли водородом (1) и окисью углерода (2) в присутствии кремнезема и без него (3).

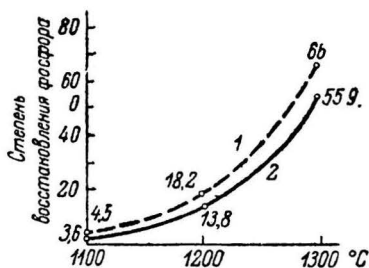
жает температуру, при которой начинается восстановление фосфора из фосфата кальция — до 1050°.

В доменной печи остаток невосстановленного фосфата может притти в область температур, где возможно плавление и полное разложение фосфата кремнеземом; в таком случае могут иметь место следующие реакции:

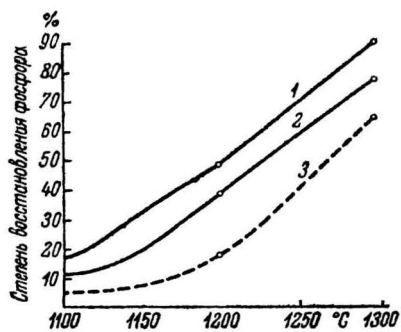


Реакция 1) идет в присутствии кислых шлаков (древесноугольная плавка) с поглощением 5069 кал на 1 кг восстановленного фосфора, а 2) требует несколько больше — 5319 кал, идя в присутствии основных шлаков коксовой плавки, когда тем же количеством кремнезема нужно разложить двойное количество фосфата.

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



Фиг. 59. Восстановление фосфорнокальциевой соли (1) и апатита (2) древесным углем.



Фиг. 60. Восстановление фосфорнокальциевой соли в смеси с аморфным кремнеземом (1), кристаллическим кремнеземом (2) и без кремнезема (3).

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 доменной технике не приходится ни озабочиваться полной восстановлением 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 из него 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.

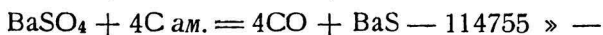
Мышьяковистые соединения, подобно сернистым, разлагаются восстановленным железом, а образующееся мышьяковистое железо растворяется в чугуне. Нельзя представить этот процесс термохимическими уравнениями, так как, во-первых, неизвестно точно состояние, в котором находится мышьяк в железных рудах, и, во-вторых, еще не определен тепловой эффект образования мышьяковистых соединений разных металлов.

Во всяком случае опыт показывает, что мышьяк легко восстанавливается и переходит в чугун как при основ-

ных шлаках и горячем ходе печи, так и при кислых и холодном ходе, чем существенно отличается от серы. Единственным средством понизить содержание его в чугунах является прибавление в шихту чистых в отношении мышьяка руд (у нас к керченской руде прибавляют криворожскую).

**Н. Восстановление сернокислых 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, почему сера сернокислых 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 сернокислых солей в шихте доменных печей.

2. В рудах, подвергавшихся обжигу с целью окисления серы, кроме указанных двух солей, могут находиться сернокислые соли тех металлов, которые были в руде в виде сернистых соединений. Соединения эти при окислении дают, как промежуточный продукт, сернокислые 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 сернокислые 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 появляется 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 теоретически

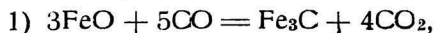
тические расчеты, связанные с материальным и тепловым балансом доменной печи.

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 ( $\text{SO}_2$ ) 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 сернокальциевой — 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.

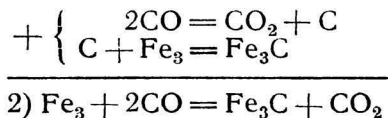
### 3. Обуглероживание

Л. Грюнер, изучая явления распада окиси углерода (110) при температуре, не превосходившей  $400^\circ$ , 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 ( $400\text{—}500^\circ$ ) 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  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$  и  $\text{Fe}_3\text{C}$ , но в первой из них присутствует  $\text{FeO}$ , а во второй —  $\text{Fe}$ . При всякой температуре окисляющее действие  $\text{CO}_2$  по отношению к  $\text{Fe}$  выше, чем по отношению к  $\text{FeO}$ , вот почему вторая реакция может требовать более низкой концентрации  $\text{CO}_2$  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 (111).

Взгляд Грюнера на роль железа в процессе распада окиси углерода также поддерживается некоторыми современными исследователями.

Реакция 2) изображает ход обуглероживания железа окисью углерода, что касается обуглероживания твердым углеродом топлива непосредственно, то не говоря уже о том, что развитие этого процесса возможно лишь в месте соприкосновения кусков топлива с восстановленным железом, 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 ( $\text{KCN}$ ), 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  $550\text{--}650^\circ$  железо может (при достаточной длительности процесса цементации) перейти целиком в карбид железа,  $\text{Fe}_3\text{C}$ , под действием колошниковых газов (112).

При  $1000^\circ$  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 часов железную проволоку в токе чистой окиси углерода при  $1000^\circ$ , названный исследователь получил продукт, содержащий 1%  $\text{C}$ , 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, погло-

шение 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 —  $1140^{\circ}$ , при которой жидкий продукт содержит 4,3% С.

Протекая по направлению к горну и омывая куски горючего, нагретого до более высокой температуры, чугун может 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 лещади чугун содержит меньше углерода, чем эвтектика, вследствие того, что в него переходят элементы, которые соединяются с железом и тем уменьшают количество свободного металла, растворяющего 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 — устанавливают то или иное окончательное содержание углерода в чугуне, причём первый и второй являются антагонистами третьего.

Самое высокое содержание углерода наблюдается в ферромарганце, 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 — в состоянии графита почти исключительно (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 техника не требует, так как при желательном содержании других элементов количество углерода в чугуне устанавливается само собой в указанных выше пределах.

#### 4. Плавление

Лишь после того, как будет закончено восстановление железа и последнее в виде сплава с углеродом будет переведено в жид-

кое 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.

Ясно, что помимо качества руды ненормальный ход шлакообразования может быть вызван: 1) неправильным распределением газов, например направление их главным образом вдоль стен заплечиков может повлечь за собой плавление в периферийной зоне выше распара в то время, как шихта, опускающаяся по оси печи, может дойти нерасплавленной до горна; 2) неподходящей флюсовкой (неправильным составом шихты) и 3) неподходящими для данных условий работы печи размерами заплечиков — преувеличенной их высотой.

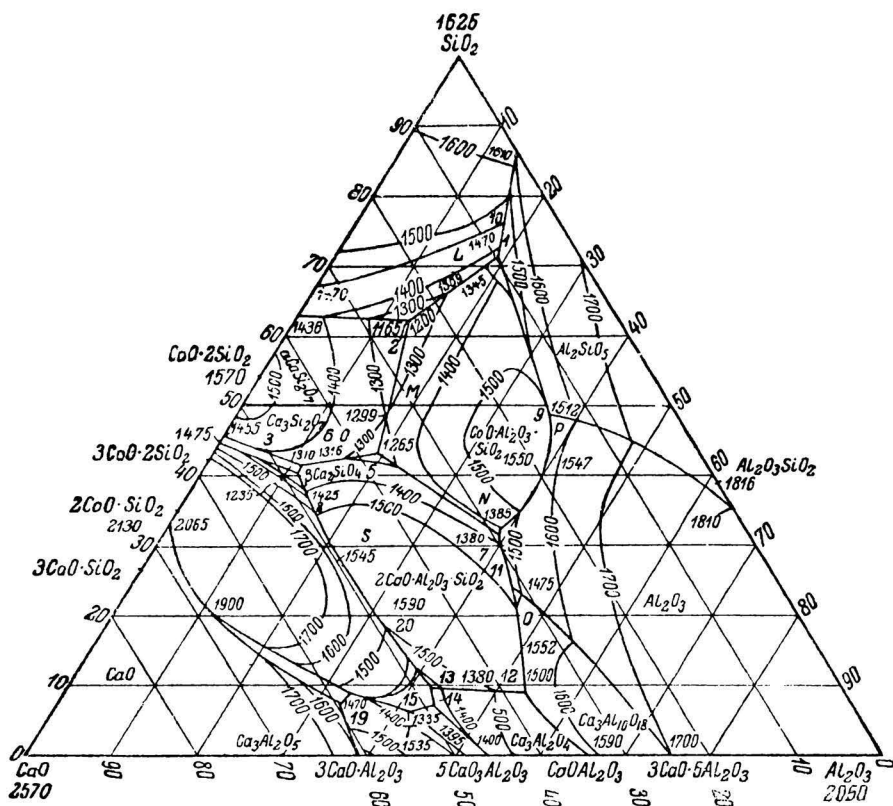
В последнем случае полуплавленная вязкая масса первоначально образующегося шлака оседает (настылью) на стенах заплечиков и тем затрудняет правильное опускание столба плавильных материалов, в особенности при пологих заплечиках, вызывая тем своеобразное расстройство хода, называемое «зависанием и уханьем колош».

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  $1200^{\circ}$ , 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 ( $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ ) с большей или меньшей механической примесью кремнезема.

Наиболее легкоплавкое соединение, какое, по Ренкину (фиг. 61, точка 2), может дать тройная система:  $SiO_2 - Al_2O_3 - CaO$ , есть эвтектика состава:  $62 SiO_2 + 14,75 Al_2O_3 + 23,25 CaO$  плавящаяся при  $1165^{\circ}$  (114); в ней отношение  $SiO_2 : Al_2O_3$  около

4,2. Более глиноземистая эвтектика (с отношением  $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$ , почти равным 2) может плавиться при  $1265^\circ$ ; она имеет состав:  $42\text{SiO}_2 + 20\text{Al}_2\text{O}_3 + 38\text{CaO}$  (точка 5 диаграммы). Промежуточное соединение (точка *M* диаграммы), содержащее  $47,38\text{SiO}_2 + 18,6\text{Al}_2\text{O}_3 + 34,1\text{CaO}$ , плавится при несколько более высокой температуре —  $1299^\circ$ , но зато перегрев на  $100^\circ$  делает его совер-



Фиг. 61. Диаграмма Ренкина.

шенно 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 жидкоплавким шлаком. Вторая из указанных эвтектик отличается такой 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 высоко глиноземистой пустой породы в первоначально получающемся более легкоплавком шлаке при опускании шихты в область наивысшей температуры.

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,  $6,8 \text{ SiO}_2 + 43,7 \text{ Al}_2\text{O}_3 + 49,5 \text{ CaO}$  и плавиться при  $1335^\circ$  (точка 14 диаграммы); он становится затем более трудноплавким от растворения избытка кремнезема пустой породы руды и извести 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 нагреве 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  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$  и  $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$ , образуются при взаимодействии твердых окислов, их составляющих, уже при  $1200^\circ$ ,  $1000^\circ$  и даже (в течение очень долгого времени) при  $800^\circ$ . 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 состояния способность течь проявляется, даже в легкоплавких эвтектиках из  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и  $\text{CaO}$ , 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  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и  $\text{CaO}$  разного состава, образующие более или менее легкоплавкие эвтектики, спекаются, по данным М. Остроухова, в интервале температур  $1100$ — $1200^\circ$ , при содержании  $\text{SiO}_2$  более 54%, за исключением самой легкоплавкой из них ( $1165^\circ$  по диаграмме Ренкина), состав которой уже был указан выше. Смесь соответствующего ей состава хорошо спекалась лишь при температуре  $1300^\circ$ . Более основные смеси ( $\text{SiO}_2$  менее 54% — до 28%) спекались хорошо между  $1200^\circ$  и  $1300^\circ$ .

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  $1165^{\circ}$  и образуя из порошка-смеси стекло при  $1300^{\circ}$ , она начинает капать лишь при нагревании выше  $1450^{\circ}$ , когда капли все же с трудом отделяются от сплавленного монолита. У большинства изученных М. Остроуховым шлаков падение капель наступило вблизи  $1350^{\circ}$ .

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 —  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и  $\text{CaO}$  — 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 древеснудугольных и коксовых печах, после получения первого, т. е. наиболее легкоплавкого шлака, идет в различных направлениях и заканчивается не в одном месте печи.

В древеснудугольной 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 подвижность 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. 23, данные которой относятся к четырем характерным случаям практики. (В таблице веса составных частей шлака взяты из «Расчета доменных шихт» и отнесены к 1000 частям кокса. Относительный вес шлака указан со включением в него сернистого кальция и окислов тяжелых металлов, а процентный состав вычислен без них,

для удобства сравнения шлаков между собой и определения их плавкости по диаграммам.

а) Донецкий кокс: плавка на мартеновский чугун (0,6% Si); расход кокса 1,0; руда криворожская (с незначительной примесью марганцевой и сварочного шлака), относительный вес шлака — 0,4.

б) Кузнецкий кокс: плавка на мартеновский чугун на Магнитогорском заводе; расход кокса 0,88; руда магнитогорская с 58% Fe; относительный вес шлака 0,4.

в) Лотарингия: плавка на томасовский чугун (0,5% Si); расход вестфальского кокса 1, руда — минетт, основная и кислая; относительный вес шлака 1,07.

г) Кливленд: плавка на литейный чугун (2,5% Si); расход деремского кокса 1,2; руда — местный глинистый железняк; относительный вес шлака — 1,48.

Таблица 23

		Составные части шлака				
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Сумма
Случай а)						
Шихта с коксом	дают					
в шлаке, кг	.	169,08	47,42	199,62	5,75	421,87
Зола кокса, кг	.	43,00	22,50	6,00	1,40	72,90
Шлак без золы, кг	.	126,48	24,91	198,62	4,35	354,36
" " "	°/о	36,2	7,1	55,5	1,2	100,0
Конечный шлак, °/о	.	40,1	11,2	47,3	1,4	100,0
Случай б)						
Шихта с коксом	дают					
в шлаке, кг	.	161	99	166,5	23,5	450
Зола кокса, кг	.	67,5	33,8	17,5	8,2	127
Шлак без золы, кг	.	93,5	65,2	149	15,3	323
" " "	°/о	28,9	20,2	46,1	4,8	100,0
Конечный шлак, °/о	.	35,8	22,0	37,0	5,2	100,0
Случай в)						
Шихта с коксом	дают					
в шлаке, кг	.	369,97	170,67	472,12	35,42	1048,18
Зола кокса, кг	.	41,80	28,50	2,85	1,42	74,57
Шлак без золы, кг	.	328,17	142,17	469,27	34,00	973,61
" " "	°/о	33,8	14,6	48,1	3,5	100,0
Конечный шлак, °/о	.	35,3	16,2	45,1	3,4	100,0
Случай г)						
Шихта с коксом	дают					
в шлаке, кг	.	346,53	319,38	432,24	103,46	1201,91
Зола кокса, кг	.	52,47	35,60	3,46	1,46	92,99
Шлак без золы, кг	.	294,06	283,28	428,78	102,00	1108,62
" " "	°/о	26,6	25,6	38,6	9,2	100,0
Конечный шлак, °/о	.	28,8	26,6	36,0	8,6	100,0

Табл. 23 позволяет сделать следующие выводы.

а) Плавка криворожской руды на мартеновский чугун 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 велика (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 известью, прибавляемую 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 настылью на заплечиках. Избыток извести облегчает восстановление марганца, но чрезвычайно затрудняется получение кремнистого чугуна. Можно поэтому думать, что в южных печах СССР при работе на криворожской руде и передельный чугун 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% кремния требуется для восстановления кремния 35 кг кремнезема на 1 т кокса; так как последний содержит около 43 кг  $\text{SiO}_2$ , 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, наоборот, 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 недостатками 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.

б) Работа на магнитогорской руде и 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 по-

рода руды содержит в себе, кроме кремнезема и глинозема, известь, магнезию и закись железа в виде железистых минералов, что облегчает ход процесса шлакообразования, хотя растворение всего количества извести в первичном шлаке не достигается.

в) Плавка на томасовский чугуи лотарингской минетт дает настолько много шлака, что золой вводится лишь  $\frac{1}{6}$  всего глинозема шихты; сверх того, и основная, и кислая минетт заключает в себе достаточно глинозема для того, чтобы плавление пустой породы могло начаться своевременно. Шлак, приходящий в горн, по диаграмме Ренкина, плавится несколько выше  $1500^{\circ}$ , а конечный — немногим ниже  $1500^{\circ}$ ; разница между обоими незначительна. Действительный шлак, конечно, легкоплавче, так как при ходе на томасовский чугуи 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.

г) Кливлендская плавка 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  $1550^{\circ}$  (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 марганца, ясно следует, что получение марганцевистых чугунов всегда сопровождается преждевременным плавлением и получением марганцевисто-железистых жидких шлаков, которые не только не дают настывлей 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.

а) 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

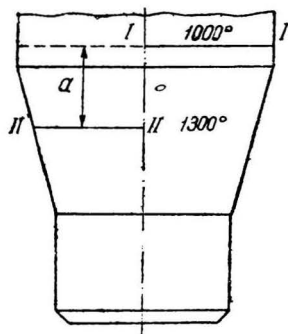
составных частей шихты всем количеством передаваемого тепла, если нет плавления, — впервые дал де-Ватер, но он неудачно сравнил (116) шлакообразование с таянием льда, неудачно потому, что вода — определенное химическое соединение, имеющее постоянную точку плавления при определенном давлении, тогда как шлак — вещество переменного состава, температура плавления которого постепенно возрастает по мере растворения в нем постепенно нагревающихся пустой породы руды и флюса.

Тем не менее, сущность объяснения де-Ватера — значение перехода тепла в скрытое состояние на высоту нагрева получающегося жидкого шлака — правильна. Для пояснения даем (фиг. 62) вертикальный разрез рабочего пространства доменной печи, на правой половине которого указан горизонт I—I начала плавления легкоплавкой пустой породы руды, положим  $1000^{\circ}$ , а на левой — горизонт II—II, на котором начинается переход в жидкое состояние трудноплавкой пустой породы, например при температуре  $1300^{\circ}$ .

В пространстве между горизонтами I—I и II—II на высоте  $a$  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 нерасплавившейся 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 плавления дает именно те результаты, на какие указал Гау, а именно: железистый или сильно марганцевистый шлак, образующийся, например, при работе с большим количеством передельных шлаков или на исключительно трудно восстановимой, или, наконец, марганцевой руде, будучи действительно тяжелой, подвижной жидкостью и рас-



Фиг. 62. Ход шлакообразования при легкоплавкой и трудноплавкой пустой породе руды.

плавившись выше нормального горизонта области плавления, 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.

б) Степень восстановимости руды может различным образом сочетаться с трудноплавкостью пустой породы и соответственным образом менять ход процесса плавления, а также и свойства чугуна. Возможны четыре сочетания этих свойств руды:

- 1) легкоплавкость и трудновосстановимость;
- 2) трудноплавкость и трудновосстановимость;
- 3) легкоплавкость и легковосстановимость;
- 4) трудноплавкость и легковосстановимость.

В первом случае, наиболее неблагоприятном для работы печи, плавление 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 плавления может опуститься в таком случае до  $1100^{\circ}$  и даже  $1050^{\circ}$ , так как температура плавления силиката железа понижается от присоединения некоторого количества (8%) извести.

Что касается состава чугуна, то в присутствии железистого шлака невозможно восстановление кремния; если в печи получался литейный чугун, а образование железистого шлака представляет временное явление расстроеного 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 температур от  $1000^{\circ}$  до  $1200^{\circ}$ , прежде чем начнет плавиться пустая порода руды, так как начальная температура шлакообразования будет в этом случае выше  $1200^{\circ}$ . 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 шлакообра-

зования 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  $1000^{\circ}$  (но не выше); этот шлак растворяет в себе известь, а закись железа, делаясь свободной, постоянно 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 сообразоваться со свойствами их пустой породы и восстановимостью, с одной стороны, и качеством выплавляемого 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 чугуна 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 увеличить 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.

а) 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.

б) 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 Ле-Шателье) 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 сообразно сбережению топлива, удобно применимо при рудах всяких свойств, но оно особенно полезно при расстройствах, вызываемых работой на легкоплавких и трудновосстановимых рудах.

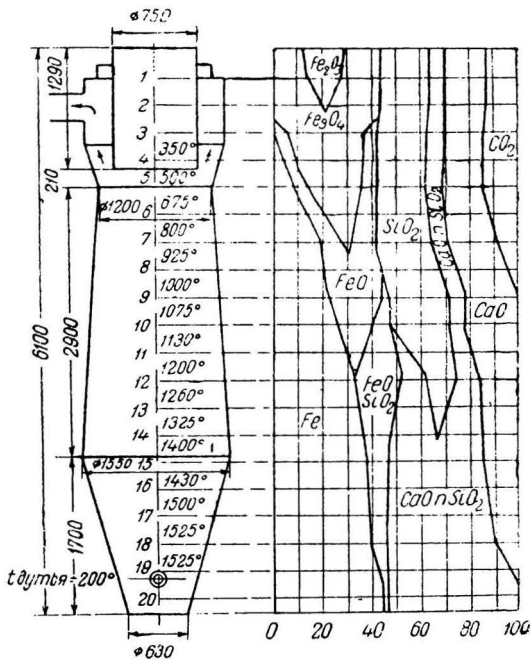
Иногда, однако, временно прибегают для исправления хода печи к обратному средству — резкому понижению нагрева дутья, даже переходу на холодное дутье. Это делается для того,

чтобы поднять горизонт шлакообразования, получить более кислые железисто-марганцевые шлаки, которые должны растворить образовавшиеся на заплечиках настывшие, увеличивающиеся настолько, что они загромождают 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.

5. Ход процессов восстановления и плавления, в их взаимной связи, был подробно и оригинально исследован в опытной доменной печи Стокгольмской высшей горной школы (118). Печь имела высоту 6,1 м и объем всего 7,8 м<sup>3</sup>, она работала на древесном угле, двумя фурмами, при нагреве дутья 200° и давлении дутья 45 мм ртуты. 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 останавливали, 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 шихты и у оси печи.

Часть результатов исследования, относящаяся к первой кампании печи, представлена здесь графически на диаграмме фиг. 63, дающей профиль печи с размерами и наглядно представляющей



Фиг. 63. Диаграмма хода процессов восстановления и плавления в шведской опытной печи.

распределение температур на различных горизонтах и ход процессов: разложения флюса, восстановления руды и образования шлаков.

В печь загружалось 26 колош, состоявших из 0,3 м<sup>3</sup> 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<sub>2</sub>); некоторое количество извести, заключающейся в его пустой породе, находится в состоянии силиката, что и отмечено на диаграмме (как CaO<sub>n</sub>SiO<sub>2</sub>), в которой вес сыпи 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<sup>3</sup> на 1 т чугуна, т. е. в 3 раза больше нормального), вызванном малыми размерами печи и довольно интенсивным ходом ее (время пребывания колош  $7\frac{3}{4}$  часа). Чугун получался довольно горячий (Si — 0,94%, С — 4,15%, Mn — 0,37%, P — 0,09% и S — 0,01%), как и шлак, рассчитанный на состав: SiO<sub>2</sub> — 52,3%, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 2,9%, CaO — 42,9%, MgO — 1,0%, MnO — 0,6% и FeO — 0,3%.

Начиная с процесса разложения известняка, нужно сказать, что он начинается с 5-го пояса, средняя температура которого 500°; процентное содержание CO<sub>2</sub> 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  $\frac{1}{2}$  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 44,8% Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и 10,8% FeO), а окись железа восстановлена вполне; далее поле, занимаемое магнитной окисью, на диаграмме быстро выклинивается, и между горизонтами 7 и 8 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 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 пояса (1000°) восстановление закиси железа быстро подвигается вперед и к 12-му поясу (1200°) заканчивается.

Что касается процесса плавления, то уж с 8-го пояса (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 пояса (1200°) количество железистого шлака растет, хотя известь вытесняет из него закись железа. Двойной силикат растворяет в себе, начиная с 10-го пояса, свободный кремнезем пустой породы; количество последнего постепенно убывает, но заканчивается его растворение лишь у 14-го пояса (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. 24).

Таблица 24

Место взятия пробы	Тем- пера- тура, °C	SiO <sub>2</sub>	FeO	CaO + MgO +	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Горизонт 10 (первый шлак)	1075	54	46	—	—
"   12 . . . . .	1200	54,6	22	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 восстанавливаемой 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  $950^{\circ}$ , 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. 15.

6. Исследования, выполненные персоналом кафедры металлургии чугуна ЛИИ (ранее бригады ЦИМ) над работой мощных доменных печей СССР, дали много экспериментальных данных, 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.

а) По данным И. З. Козловича (исследование 1937 г., 119) на верхнем горизонте (3,84 м ниже горизонта засыпи) магнитогорской печи № 1, где господствует температура у стен колошника около  $620^{\circ}$ , на гребне руды, в расстоянии 1 м от стен,  $275^{\circ}$  и у оси печи около  $400^{\circ}$ , 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:

Fe	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
2,7%	37%	60,3%

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 нижеследующих 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:

Fe	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
27,4%	52,6%	20%

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% С), а остальная треть — сталь и даже малообуглероженное железо в виде губки. В табл. 25 при-

Таблица 25

	С	Si	Mn	P	S
Магнитогорская д. п. № 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
Кузнецкая д. п. № 4	2,4	0,014	0,85	—	0,104
Липецкая д. п. № 1	0,73	0,015	0,02	0,015	He
№ 1 . . . . .	1,25	0,16	0,07	0,11	опр.
№ 1 . . . . .	2,10	0,31	0,20	0,26	Го же

водим несколько анализов металла из распара магнитогорской печи.

Как видно из этих цифр, в металл, в разной степени обуглероженный, в распаре переходят все те элементы, которые находятся в выпускаемом из горна чугуне, но кремний — в ничтожном 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, указывающие состав металла из распара кузнечной печи № 4 (40) и нижнего горизонта липецкой печи № 1 (122) (табл. 25), 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 липецкая 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 серы 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.

б) 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%, тогда как в загружаемой руде железа заключалось в виде закиси 2% и окиси 98%.

Исследуемая 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 18,7% как максимума.

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  $\text{CO}_2$  спускалось у стен до 2,3%, а у оси повышалось до 16,8%; в этом случае изменение содержания  $\text{CO}_2$  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 805° и содержании углекислоты 14,6%.

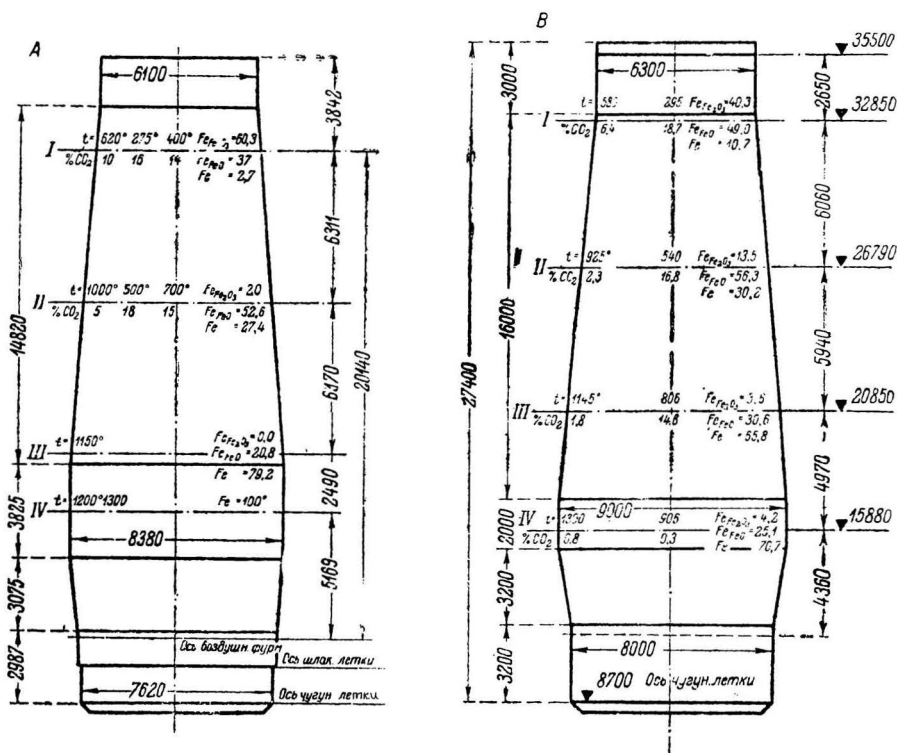
На четвертом горизонте, в распаре, лежащем на расстоянии 4,36 м от осей фурм, восстановление еще не закончено: железа в виде металла здесь находится 70,7%, в виде закиси — 25,1% и окиси — 4,2%, при температуре максимальной у стен распара 1300° и минимальном содержании углекислоты в газах 0,8%. На расстоянии 2,25 м от стен распара температура была уже 960° (глубже ее не удавалось измерить), а содержание  $\text{CO}_2$  — 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. 64 А и В дают схематическое сопоставление хода восстановления обеих руд в соответствующих печах.

Для сравнения приводим степени восстановления, установленные американскими исследованиями для подобных горизонтом 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 и 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 мартеновский чугун с расходом кокса 0,84. В ней наблюдалось и исключительное 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. 64. 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% CO<sub>2</sub> указанная степень непрямого восстановления невозможна.

Переходим к результатам исследований процесса плавнения.

7. По работе М. М. Лейбовича (121) первая стадия шлакообразования — спекание пустой породы руды — происходит в магнитогорской печи уже на втором горизонте (фиг. 64 А), т. е. на середине высоты шахты или на расстоянии 13,9 м от осей

фурм; но спекание, здесь достигаемое, очень слабо: спекшиеся кусочки руды легко раздавливаются пальцами. На третьем горизонте — 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 (но без 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. 26).

Таблица 26

Место взятия проб	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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, пересчит.	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 (табл. 27).

Как видно из этих цифр, переход на дутье повышенного нагрева сократил в 1½ раза сумму MnO + FeO в области рас-

пара, 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

Таблица 27

Нагрев дутья, °C	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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

шлаков можно не только повышением в них содержания закиси железа, но и магнезии, и последнее было с успехом испытано на Магнитогорском заводе в 1937 г. Оказалось, что магнезия при-

нимает участие в образовании первичного шлака и увеличивает в нем процентное содержание MgO настолько же, как и в конечном шлаке.

Сравнивая состав шлаков в табл. 26, нужно сказать, что некоторое понижение содержания кремнезема и глинозема при переходе шлака от третьего к четвертому горизонту объясняется растворением извести флюса. Конечный состав шлака показывает отношение кремнезема к глинозему 1,8, а на четвертом горизонте это отношение было 1,5; это — результат растворения в шлаке золы горючего, вес которой значительно меняет вес первичного шлака, на что уже указывалось выше. Извести конечный шлак включает 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 стен). Свободная известь находилась в распаре в состоянии мелкого порошка, извлекавшегося вместе с пробями шлака и металла.

8. Исследование, выполненное в 1938 г. И. З. Козловичем на доменной печи № 3 Запорожстали, подтвердило сделанное ранее (стр. 137) 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 обнаружил присутствия шлака в распаре. Всего один раз за время наблюдений, когда температуру дутья снизили с 750° до 600°, чтобы вызвать оседание подвешенных колош, в распаре стало «мокро»: появился железистый шлак, содержащий от 14% до 17% окислов железа.

9. Работа на смеси бурого железняка с криворожской рудой (70% первого и 30% второй) изменяет ход шлакообразования, как видно из результатов исследований Л. М. Цылева и Н. Е. Новоселова (122) на Новолипецком заводе. Беря пробы из отверстие нижнего горизонта, лежащего 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.

Т а б л и ц а 28

Образцы	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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	—

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 осей фурм. Ниже осталось еще достаточно извести для ошлакования золы кокса в горне; эта известь по мере опускания материалов и повышения температуры их растворяется в первичном шлаке, вытесняя из него закись железа, которая, легко восстанавливается при высокой температуре. Таким образом выше горизонта фурм шлак становится нежелезистым.

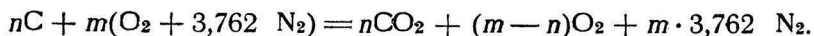
Высокий горизонт шлакообразования в данном случае, т. е. для липецкой печи № 1, объясняется тем, что, во-первых, печь работала на литейный чугун и на сравнительно бедной шихте, отчего расход кокса в ней был на 30% больше, чем в магнитогорской печи, и, во-вторых, тем, что во время исследования кладка ее была сильно выгоревшей. Благодаря этому у стен шахты находился почти один кокс, так как на горизонте засыпи исчезли предохранительные кольца и распределение материалов конусом 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 он расположен на 3,4 м выше, чем четвертый горизонт в магнитогорской печи.

## 5. Окисление

Окислительный процесс занимает в печи, сравнительно, весьма ограниченное место, сосредоточенное в горне, в пространстве неправильного очертания, лежащем против каждой из фурм и 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.

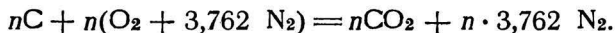
**А. Горение углерода топлива в горне доменной печи.** 1. Весьма высокий слой раскаленного горючего в доменной печи вызывает неполное горение углерода, но оно не может быть осуществлено сразу, против глаза фурмы, при встрече дутья с первыми кусками горючего, а проходит последовательно 4 стадии, как и при горении топлива на колосниковой решетке, а именно:

а) 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.

б) 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 топливом, чего в действительности не бывает, так как СО начинает восстанавливаться углеродом раньше, чем будет поглощен весь кислород, ибо последний может находиться совместно с окисью углерода при слабой концентрации в газовой смеси обоих этих газов.

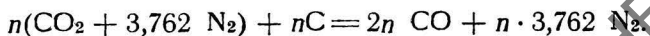
в) Горение в углекислоту и окись углерода, когда весь кислород дутья будет поглощен, а содержание СО начнет быстро уменьшаться от восстановления углеродом



Ход этой реакции сопровождается поглощением тепла, равным  $97650 - 2 \cdot 29970 = 37710$  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 ( $97650$  кал на  $12C$ ) от образования углекислоты повышает, по мере хода реакции, температуру продуктов горения, достигая максимума во второй стадии.

г) Наконец, в четвертой стадии мы будем иметь законченное неполное 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% СО + 65,3  $N_2$ .

Так как в действительности дутье всегда содержит более или

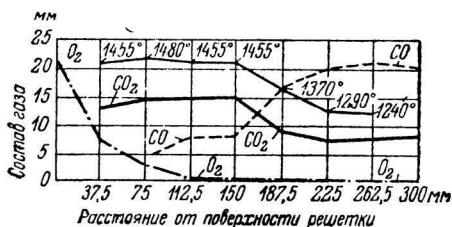
менее значительное количество водяных паров, то углерод горит и на счет их кислорода, а в продуктах горения появляется водород, уже у самых фурм. От этого и нормальное отношение кислорода к азоту в воздухе ( $21 : 79 = 0,2658$ , или 26,58 на 100  $N_2$ ) меняется в продуктах горения более или менее, смотря по содержанию влаги в дутье. В табл. 29 даны в объемных процентах предельный состав продуктов горения для совершенно сухого дутья, то же — для содержащего 2% объема водяных паров, и нормальный — для дутья обыкновенной степени влажности (1%).

Таблица 29

Дутье	CO	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub> на 100 N <sub>2</sub>
Сухое . . . . .	34,7	—	65,3	26,58
С 1% водяных паров .	35,0	0,8	64,2	27,22
" 2% " "	35,2	1,6	63,2	27,85

О том, как идет в действительности процесс горения, например кокса, дает понятие фиг. 65, 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% CO<sub>2</sub> при 7% свободного O<sub>2</sub> (и отсутствие CO); газы нагреты уже здесь до 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 процента содержания CO<sub>2</sub> 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<sub>2</sub>, т. е. падение температуры прямо пропорционально убыли углекислоты.



Фиг. 65. Горение кокса на колосниковой решетке.

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 СО и повышения концентрации СО<sub>2</sub> 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.

а) 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 пор к объему горючего (см<sup>2</sup> пор на см<sup>3</sup> 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 от горения 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 горячего, 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 углекислота 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 средними между двумя рассмотренными крайностями свойствами; при одинаковом весе он занимает втрое 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 пористой поверхности кусков, поверхность, на которую реагируют газы и, в этом горячем значительно больше, чем в антраците при равном объеме кусков обоих родов горячего.

Даже такие незначительные, казалось бы, колебания порис-

тости, 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  $\text{CO}_2$ ; 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 ( $\text{см}^2$  на  $\text{см}^3$ ).

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.

б) 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  $250^\circ$  достигают прекрасных результатов; например, в Швеции печь в Гофорше при нагреве  $247^\circ$  работает с расходом древесного угля 0,612, взвешенного в сухом состоянии (124).

в) 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 минимума 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).

3. Анализы газов, отводимых из горна во время работы печи (для чего необходимо применение «метода холодной трубки», устраняющего быстрым охлаждением газов возможность их взаимодействия), позволяют доказать, что горение в горне доменной печи идет именно так, как изложено было выше, и, сверх того, дает понятие о распространении области с окислительной атмосферой в горне доменной печи.

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  $\text{CO}_2$  (пары воды не вполне разложились, как видно из содержания водорода), дает анализ газа на расстоянии 400 мм от глаза фурмы.

№ по пор.	Стадии горения	O <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub> на 100 N <sub>2</sub>
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	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; здесь лежит предел распространения свободного кислорода по направлению к оси печи. Здесь же наблюдается наибольшее содержание CO<sub>2</sub>, 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), обнаруживает почти равные количества CO<sub>2</sub> и CO (строка 5); по направлению к оси горна и прямо противоположному — к стенам заплечиков — содержание CO<sub>2</sub> быстро падает и доходит до нуля по вертикали, находящейся на расстоянии 700 мм от глаза. По оси фурм углекислота исчезает на расстоянии 900 мм от глаза.

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.

Г. 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 гори-

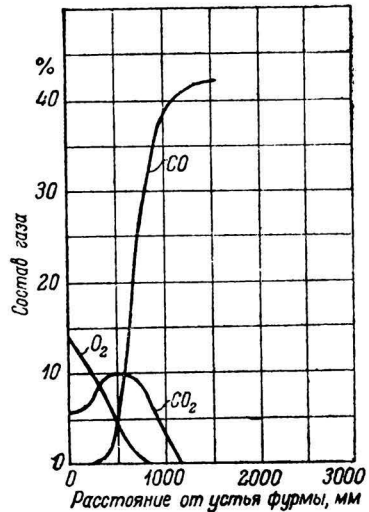
	Расстояние от фурм, мм							
	0	200	400	600	800	1000	1200	1500
O <sub>2</sub> % по объему .	12,9	11,2	8,1	2,5	0,6	0,5	0,6	0,3
CO <sub>2</sub> "	6,6	6,2	9,1	9,9	5,0	1,2	0,3	0,3
CO "	0,2	1,1	2,8	12,2	29,4	38,6	40,9	43,7
H <sub>2</sub> "	0,0	0,1	0,2	0,9	1,4	1,6	1,5	1,7
N <sub>2</sub> "	80,3	81,4	79,8	74,5	63,6	58,1	56,7	54,0
(O <sub>2</sub> :N <sub>2</sub> ) 100 "	24,4	22,0	23,2	24,3	30,8	34,8	36,3	40,0

зонте фурм через каждые 100 мм); результаты анализов собраны в табл. 31, а прилагаемая здесь фиг. 66 дает графическое изображение средних результатов анализов многих проб от 11 печей.

Как видно из таблицы и диаграммы, проба у самого глаза фурмы содержит почти столько же свободного кислорода (12,9% объемных) и CO<sub>2</sub> (6,6%), сколько и проба фан-Флотена, взятая на расстоянии 400 мм от глаза (строка 1 таблицы). Далее, по направлению к оси содержание CO<sub>2</sub> возрастает, доходя до максимума—10%— в 325 мм от глаза; затем, на довольно значительном промежутке (325—575 мм) количество CO<sub>2</sub> в газах остается постоянным (почти 10%), так как то ее количество, которое образуется на счет свободного кислорода, восстанавливается углеродом, 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 1 м 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 атм) и большее его количество на 1 кв. единицу сечения горна, характерные для американской практики, в этом случае должны сократить вытягивание окислительной области в высоту.



фиг. 66. Зона горения в горне американских доменных печей.

Таблица 32

Название печей	Высота полная, м	Диаметр горна, м	Полезная вместимость, м	Пористость кокса, %	Окисляемость кокса в струе CO <sub>2</sub>	Fe в руде, %	Температура дутья, °C	Производительность т/сутки	Si в чугуне, %	Сгорает кокса			Температура колошников, °C	В газах колошн.	
										У фурм	Вверху	Всего		CO <sub>2</sub>	CO
Пенсильвания № 1	26,82	4,57	482	46	10	49	—	220	Зеркал.	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	232	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 <sup>1</sup>	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 <sup>*</sup>	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

<sup>1</sup> Печь работала с прибавкой 45% скрапа в шихте, чем объясняется высокая производительность при малых размерах печи и низкий расход горючего, необычный для алабамских печей.

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 1½ *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 1½ раза), чем в алабамской печи № 2.

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°).

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. 67).

Как видно из таблицы, поглощение всего кислорода дутья заканчивается на расстоянии 800 мм от глаза фурм; здесь же окислительная атмосфера переходит в восстановительную. Наибольшее 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 американских 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 проведенные лабораторные исследования (128); к этому же выводу пришли и П. Пирот с С. Кини в результате своих наблюдений над работой американских печей с различными сортами кокса.

Таблица 33

Расстояние от глаза фурм, мм	O <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>
	от — до	от — до	от — до	от — до
200	13—18	2,5— 6,0	0— 1	0 —0,5
400	15— 6	5 —14	0— 1,5	0 —0,5
600	14— 0	16 — 8	2—22	0 —0,7
800	1— 0	10 — 3	20—35	0,7—1,5
1000	1— 0	3 — 0	32—36	0,8—1,6
1200	0	0,5— 0	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

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°				
O <sub>2</sub>	18,2	6,0	0,0	0,0
CO <sub>2</sub>	0,8	12,0	10,2	1,8
CO	0,6	0,8	13,8	34,2
Нагрев 800°				
O <sub>2</sub>	17,8	0,4	0,0	0,0
CO <sub>2</sub>	1,4	11,0	3,4	0,0
CO	1,0	10,0	30,0	37,6

Как видно из приведенных цифр, окислительная область в печи Маннесмана развита слабее, чем в бохумской, но все же разница в составе газов из одного и того же места при разном нагреве дутья разительна.

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 рас-

стоянии 400 мм вместо 600, а углекислота — восстанавливаться вся на расстоянии 600 мм вместо 800.

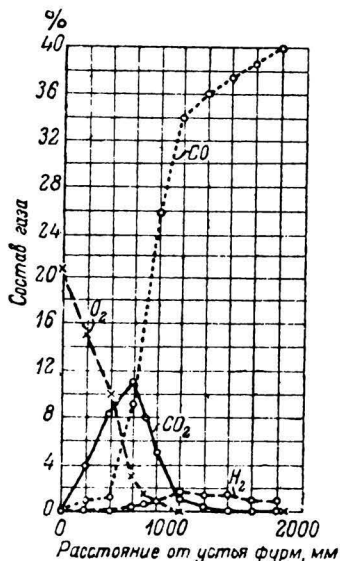
Что касается влияния количества дутья, то его опровержительно отрицали американские исследователи, хотя теоретически это влияние совершенно ясно: увеличение количества дутья при равных — качестве горючего, температуре и давлении дутья — должно требовать увеличения реактивной поверхности горючего, а следовательно, 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 2 печей — фирм Беккера и Маннесмана. Первая работала на литейный чугун, имея горн 4 м диаметром, 8 фурм диаметром 200 мм, давление дутья 0,7 атм. Вторая работала на томасовский чугун; горн имел диаметр 5,5 м, фурм 10 диаметром 200 мм, давление дутья менялось от 10 до 60 см ртутного столба.

Результаты исследования, относящиеся к печи фирмы Беккер, представлены были диаграммами, воспроизводимыми здесь (фиг. 68). 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. 68 А и В) ясно сказывалось расширением окислительной области в направлении, перпендикулярном к оси фурм, и сокращением восстановительной области между фурмами. Третья диаграмма (фиг. 68 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 фурмы (2b, 3b, 4b) нужно обратиться к фиг. 69, на которой нанесены соответственные точки.

Данные, приведенные в таблице, позволяют сделать определенный вывод: увеличение количества дутья и



Фиг. 67. Зона горения в горне германской доменной печи.

удлиняет (по направлению к оси горна), и уширяет (в перпендикулярном к оси направлении) область с окислительной атмосферой.

Недостатком опытов, производившихся на печах фирм Бекера и Маннесмана, является то, что количество дутья менялось при постоянном сечении фурм, отчего одновременно менялись и

Таблица 34

Давление дутья, см. рт. ст.	Количество дутья, м <sup>3</sup> /мин	200 мм	400 мм	600 мм	800 мм	2 б	3 б	4 б
		перед фурмами				сбоку фурм		
Содержание O <sub>2</sub> в %								
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	72	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 CO <sub>2</sub> в %								
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 в %								
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

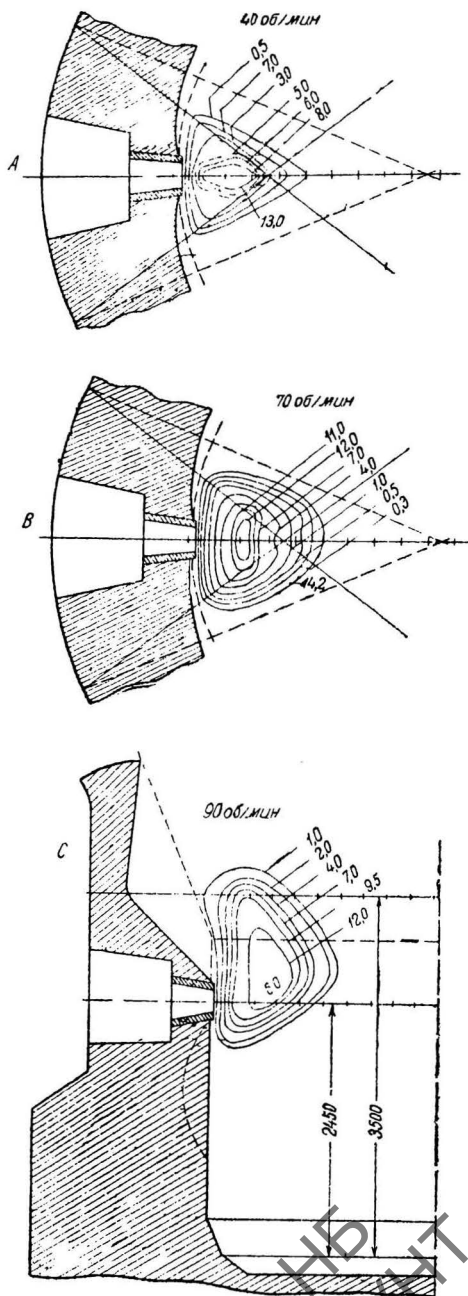
давление дутья, т. е. третий фактор, от которого тоже зависит ход горения и распространение окислительной области в пространстве.

Указанный недостаток был избегнут при исследовании процесса горения в горне магнитогорской печи № 1, произведенном (бригадой ЦИМ) осенью 1934 г. (130). Диаграммы (фиг. 70) дают результаты анализов газов, взятых на разных расстояниях от глаза фурм. Фиг. 70 А — при работе печи на 15 фурмах диаметром 150 мм с общей подачей дутья (по счетчику у машины) 2500 м<sup>3</sup>/мин под давлением 1,4 атм и с температурой 600°; фиг. 70 В — при работе 14 фурм диаметром 150 мм и 2 фурм с диаметром 100 мм, при подаче дутья 2600 м<sup>3</sup>/мин под давлением 1,5 атм и с температурой 550°. Фиг. 70 В относится к со-

ставу продуктов горения у фурмы в 100 мм. Общее сечение всех фурм в обоих случаях было почти одинаково ( $2651 \text{ см}^2$  и  $2631 \text{ см}^2$ ), одинаковым было давление дутья и скорость его в широких и узких фурмах, но количество дутья было в последнем случае в  $2\frac{1}{4}$  раза меньше.

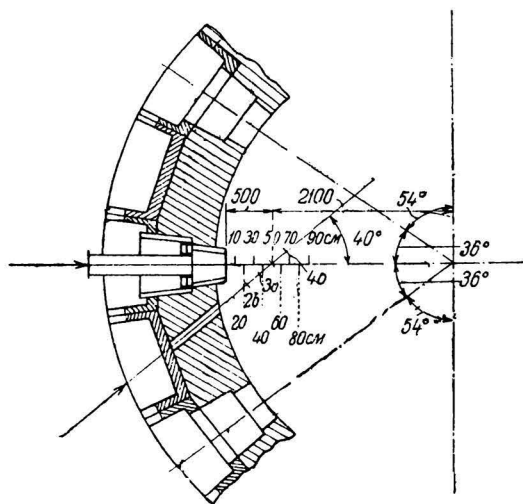
Разница в очертании кривых кислорода и углекислоты бросается в глаза. Вторая диаграмма (фиг. 70 В) показывает, что кислород дутья и углекислота исчезают на таком же (приблизительно) расстоянии, как и в опыте с американской печью, причем и наибольшее количество углекислоты в продуктах горения устанавливается такое же (10%), но первая диаграмма (фиг. 70 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 ( $167 \text{ м}^3/\text{мин}$  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. 71), взятые из статьи З. И. Некрасова (131), отчетливо иллюстрируют это положение. Диаграммы относятся к условиям работы доменной печи № 7 завода им. Дзержинского с фурмами диаметром



Фиг. 68. Развитие зон горения в горне немецкой печи при различном горле оборотов машины.

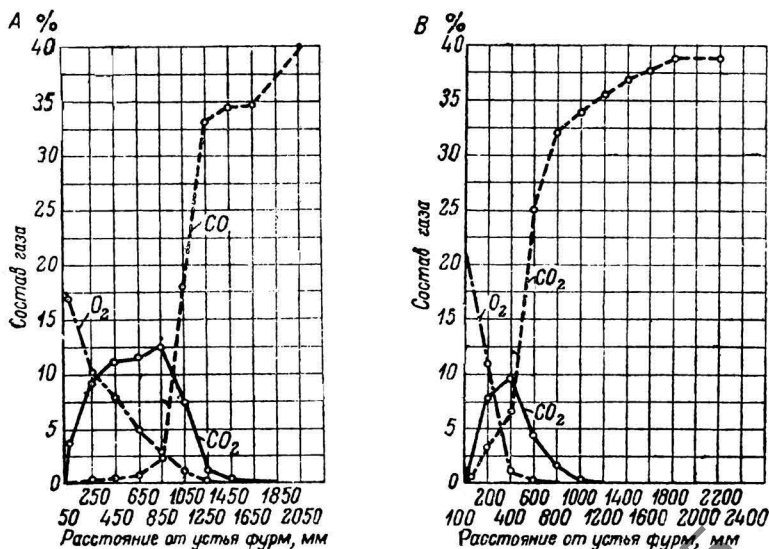
200 мм при подаче 135 м<sup>3</sup>/мин дутья на одну фурму (фиг. 71 А) при температуре 600° и с фурмами 250 мм при подаче немногим большего количества — 143 м<sup>3</sup>/мин той же температуры (фиг. 71 В). По расчету автора живая сила дутья в первом случае была 1840 кг·м/сек (скорость дутья 111 м, давление его 1,21 ати), а во втором случае только 795 кг·м/сек (при скорости дутья 71 м и давлении его 1,19 ати).



Фиг. 69. Места взятия проб газа при исследовании печи завода Маннесман.

Это изменение живой силы дутья произвело весьма заметное изменение в распространении зоны горения к оси горна, как видно из очерта- ния кривых. Увеличение скорости дутья с 71 до 111 м (при температуре

600°) продвинуло места исчезновения кислорода и углекислоты на 250 мм; вместе с тем, наибольшее содержание углекислоты в фо-



Фиг. 70. Развитие зон горения в горне магнитогорской доменной печи № 1 при полном (А) и сокращенном в 2½ раза (В) количестве дутья (при одинаковом давлении его).

600°) продвинуло места исчезновения кислорода и углекислоты на 250 мм; вместе с тем, наибольшее содержание углекислоты в фо-

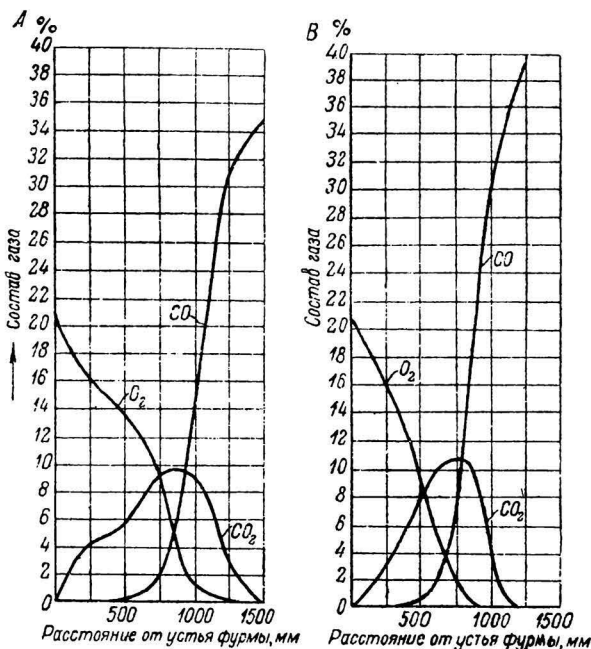
кусе горения снизилось на 1%. Такого же рода изменения в развитии зоны горения вызвано было уменьшением диаметра фурм с 220 до 200 мм на доменной печи № 3 того же завода, как видно из диаграмм З. И. Некрасова, здесь не приведенных.

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 м<sup>3</sup> дутья (при 0°, а при 700°—3,564 м<sup>3</sup>) в секунду через каждую из фурм указанного сечения.

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.

Таблица 35

Диаметр фурмы, мм	Сечение фурмы, м <sup>2</sup>	Скорость дутья, м/сек	$\epsilon$ кг · м/сек
260	0,0530	67,25	297
200	0,0314	113,5	847
160	0,0201	177,3	2067

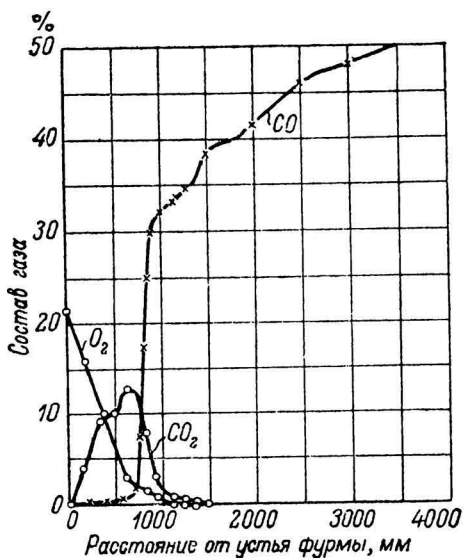


Фиг. 71. Развитие зоны горения в горне доменной печи № 7 завода им. Дзержинского при разных диаметрах фурм (А—при  $\varnothing$  200 мм; В—250 мм).

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  $136 \text{ м}^3/\text{мин}$  на одну фурму и давлении  $1,2 \text{ ати}$ , температуре  $640^\circ$  кислород исчезал на расстоянии  $1260 \text{ мм}$  от глаза фурмы, а углекислота — на расстоянии  $1450 \text{ мм}$ ; фокус горения лежал в  $1000 \text{ мм}$  от глаза фурмы. При давлении  $0,6 \text{ ати}$  зона горения укоротилась почти на  $700 \text{ мм}$ .

Такое значительное удаление ее от оси горна создает здесь недостаток газов горения, понижение содержания азота и резкое увеличение окиси углерода в газе, что, в свою очередь, вызывает



Фиг. 72. Зоны горения в горне доменной печи № 3 Запорожстали при подаче дутья  $2400 \text{ м}^3/\text{мин}$ .

надеяться, что работа, которая ведется теперь у доменных печей СССР многими исследователями, устранил указанный недостаток и поможет найти практическое решение и этого вопроса (133).

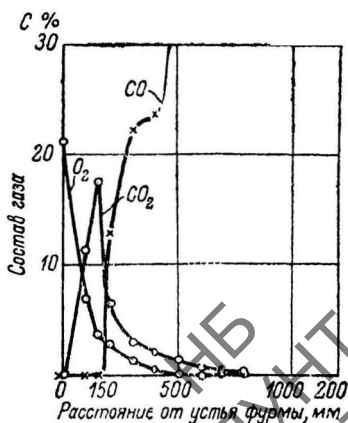
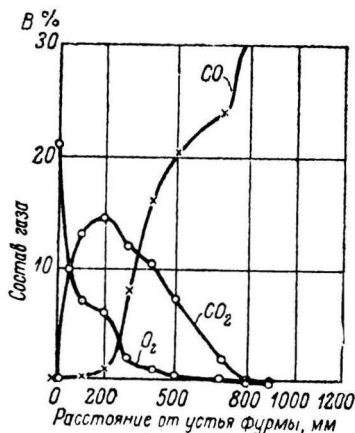
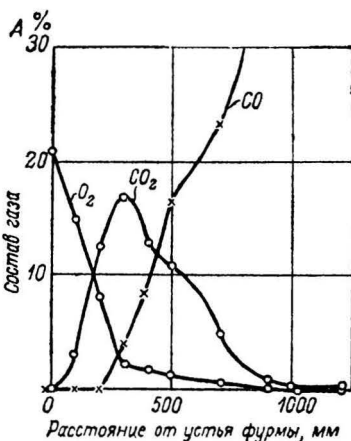
Доменная печь № 3 завода Запорожсталь в 1938 г. работала на 15 фурмах (фурма над чугуновой легкой обыкновенно бывала закрыта) диаметром  $200 \text{ мм}$ , получая в среднем дутья около  $2400 \text{ м}^3/\text{мин}$  (при наблюдавшейся в то время малой потере дутья в атмосферу это количество эквивалентно  $2600 \text{ м}^3$ , получаемым другими печами). Указанное количество дутья явно недостаточно для горна  $8 \text{ м}$  в диаметре. Печь не отказывалась от более интенсивного горения, но единственная воздуходувная машина не позволяла его осуществить. Нагрев дутья был сравнительно высок — от  $700^\circ$  до  $750^\circ$ ; давление дутья перед печью колебалось около  $1,3 \text{ ати}$ .

При этих условиях горение шло по диаграмме, показанной на

фиг. 72 (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).

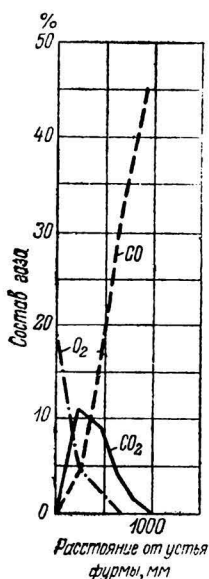
Временное сокращение количества дутья, к которому приходилось иногда прибегать и на заводе Запорожсталь, дало возможность взять пробы газа для анализа и вычертить (в большем чем на фиг. 72, но одинаковом для трех фигур масштабе) диаграммы (фиг. 73), ясно показывающие, как резко приближается фокус горения (максимальное содержание углекислоты в газах) к глазу фурмы — с 600 мм нормальных к 300, 200 и 150 мм — по мере сокращения количества дутья — с 2400 до 1800, 1500 и 1200 м<sup>3</sup>/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 м до 1,2 м вызывает увеличение объема приблизительно в 1<sup>3</sup>/<sub>4</sub> раза.

Работа на двух воздуходувках, осуществленная летом 1939 г., позволила подавать в ту же печь (№ 3) дутья 3000—3200 м<sup>3</sup>/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.



Фиг. 73. Зоны горения в горне доменной печи № 3 Запорожстали при подаче дутья 1800, 1500 и 1200 м<sup>3</sup>/мин.

Диаграмма (фиг. 74) дает понятие о развитии области горения древесного угля в горне ашинской доменной печи (по исследованию проф. И. А. Соколова и Н. Н. Круглова, 1935). 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



Фиг. 74. Зона горения в древесно-угольной печи Ашинского завода.

получала (по счетчику у машины) дутья около  $330 \text{ м}^3/\text{мин}$ ; при 8 действующих фурмах на каждую из них приходилось по  $41,25 \text{ м}^3$ , что при диаметре глаза фурмы  $120 \text{ мм}$  дает скорость  $61 \text{ м/сек}$ . Это — не малая скорость, а обычная для германских коксовых доменных печей, но она в  $1\frac{1}{2}$  раза меньше, чем в мощных печах СССР. Кинетическая энергия дутья в древесно-угольной печи при выходе из фурм в  $7\frac{1}{2}$  раза меньше (при одинаковой его температуре), чем в печи завода Запорожсталь при дутье в  $2400 \text{ м}^3/\text{мин}$  (и 15 работающих фурмах). В действительности выведенное отношение — еще больше, так как расход дутья в  $330 \text{ м}^3$ , при суточной производительности печи  $137 \text{ т}$  и расходе древесного угля  $860 \text{ м}^3$ , слишком велик, что указывает на пропорционально большие потери в ашинской печи по сравнению с мощными коксовыми печами.

Диаграмма (фиг. 74) дает не совсем обычное очертание кривой окиси углерода, — кривой, которая представляет особый интерес, 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 CO в газе доходит до такого предела очень быстро: кривая CO идет на диаграмме очень круто вверх; далее по направлению к оси горна ветвь кривой CO сразу делается пологой или даже горизонтальной, т. е. содержание CO в газах растет очень медленно до  $40\text{—}42\%$  лишь вследствие присоединения к продуктам горения окиси углерода от прямого восстановления. Изредка содержание окиси углерода понижается у оси до  $33\text{—}39\%$ ; 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 угле-

рода (если состояние горна позволяет взять пробу газов из середины его) возрастает временно до 90%, даже до 95%.

Обращаясь к фиг. 74, нужно сказать, что кривая  $\text{CO}$  идет на ней очень круто вверх и у места исчезновения углекислоты (900 мм) показывает 46%  $\text{CO}$ , чего не замечалось ни на одной из многих диаграмм, опубликованных до настоящего времени. У оси горна содержание  $\text{CO}$  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. Козлович, который в своей статье (136) дал подробное описание ненормальной работы ее и привел диаграммы, характеризующие такую работу (об одной из них — фиг. 87 — будет сказано ниже).

**Б. Окисление восстановленных элементов.** 1. Так как доменный процесс по самой 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. 31—34, в окислительной области, т. е. там, где в газах совместно находятся  $\text{O}_2$  и  $\text{CO}_2$  или одна последняя с  $\text{CO}$  в слабой концентрации, сумма  $\text{O}_2 + \text{CO}_2$  или одной  $\text{CO}_2$  не достигает теоретической величины, т. е. 21, во всех пробах газов она меньше. Это и указывает на окисление кислородом дутья и иных элементов, кроме углерода, вследствие чего азот, сопровождавший кислород, пошедший на окисление переходящих в шлак элементов, присоединился к азоту как продукту горения углерода и повысил его содержание в газовой смеси, понизив сумму  $\text{O}_2 + \text{CO}_2$ .

Но окисление производится и газами, содержащими  $\text{CO}$  наряду с  $\text{CO}_2$ . 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. 31, составленной по данным фан-Флотена, указано это отношение для всех проб газов, и вот как оно найдено.

Газ, состав которого указан в строке 5-й, содержит на 100 объемов всего кислорода:  $11 + 11, 8 : 2 = 16,9$ ; но содержание в нем двух объемов  $\text{H}_2$  указывает, что вода дала 1 объем  $\text{O}_2$  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  $\text{N}_2$  вместо 26,58 в сухом воздухе.

Указанные в таблице отношения уменьшаются, начиная с первой 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 CO, 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 состав:

	C	Si	S	P
От фурмы	. 2,90	0,92	0,077	1,69 <sup>0</sup> / <sub>10</sub>
Из выпуска	. 3,63	1,79	0,060	1,63 <sup>0</sup> / <sub>10</sub>

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. Леннингс, 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 м<sup>3</sup> 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 в своем возражении Ф. Вюсту (140) указывает на то, что если бы 15% кислорода дутья шло на окисление железа против фурм, то в американской 750-тонной печи против фурм должен бы 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 следующее различие в составе чугуна:

	C	Si	Mn	P	S
От фурм . . . .	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. Леннингс (при исследовании состава газов бохумской печи), а затем Мунд, Штекер и Эйлендер, определявшие состав чугуна

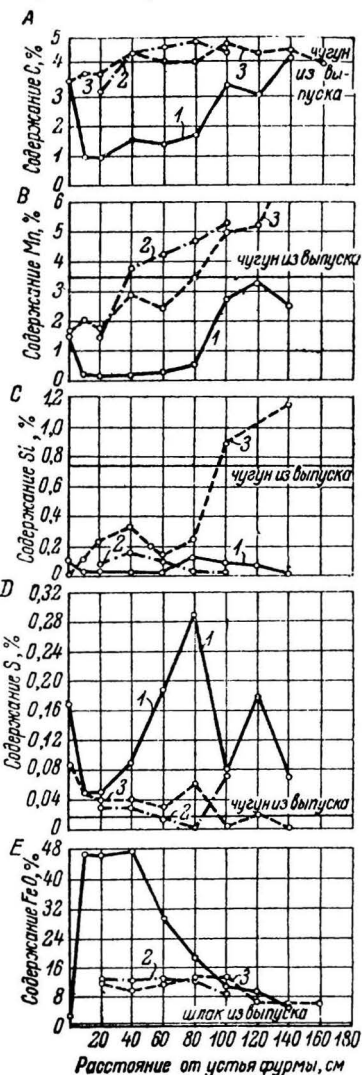
и шлаков, получавшихся в разных местах горна той же бохумской печи (142).

Диаграммы фиг. 75 дают графическое изображение хода выгорания примесей железа в томасовском чугуне по оси работающей фурмы (кривая 1); на горизонте фурм, но по оси закрытой фурмы, т. е. в пространстве между работающими фурмами (кривая 2) и по оси шлаковой фурмы (кривая 3), на расстоянии от глаза фурмы от 0 до 1400 мм (ось горна на расстоянии 1800 мм).

Диаграмма углерода (фиг. 75 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. 75 В) в окислительной зоне такое же, как и углерода; марганец сильно выгорает против действующих фурм, но в промежутке между ними чугун содержит больше марганца, чем среднее его содержание при выпуске. То же наблюдается и на горизонте шлаковой фурмы на расстоянии больше 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% Mn, несмотря на сильно развитое окисление его против действующих фурм.

Фиг. 75. Выгорание примесей железа на горизонтах воздушной и шлаковой фурм.



Кривая кремния (фиг. 75 С) — типичная для работы на то-

масовский чугуи: к фурмам приходит металл с очень низкой концентрацией кремния, который поэтому выгорает в окислительной зоне слабо; но у шлаковой летки, уже на расстоянии 1 м, содержание кремния в металле выше, чем в выпускаемом чугуне. Очевидно, ниже фурм и 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. 75 D), то и ее поведение в этом случае отличается от обычного: чугун подходит к действующей фурме, имея 0,17% серы, 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. 75 E), дающая содержание закиси железа в шлаке на разных расстояниях от глаза фурм, весьма интересна по своей необычности. Окисление железа на расстоянии от 100 до 400 мм от глаза действующей фурмы так велико, что содержание закиси железа и шлака 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.

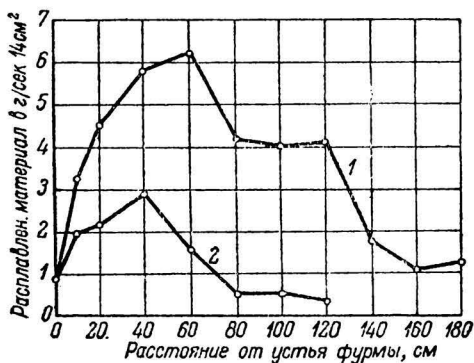
Наконец о закиси марганца в шлаке (диаграмма не приводится) нужно сказать, что содержание ее во всех пробах на горизонте осей работающих фурм и в пространстве между ними выше, чем в выпускаемом из горна шлаке. Это и рассмотренная уже диаграмма марганца указывают на восстановление MnO в горне и обогащение 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 м<sup>3</sup> и горн диаметром 3,9 м, она дает до 600 т томасовского чугуна в сутки, развивая в горне интенсивность горения до 1300 кг/м<sup>2</sup>/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.

Диаграмма фиг. 76 указывает это количество (в  $г/см^2/сек$ ) 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



Фиг. 76. Количество жидких чугуна и шлака по осям воздушных фурм и между ними.

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 боковой 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 сильно железистого 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 сильно железистого 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.

Фокус горения в данном случае лежал на расстоянии 1250 мм от глаза фурм (дутье: 150  $м^3/мин$  на одну фурму, температура

Таблица 36

Состав чугуна и шлака	Расстояние от глаза фурмы, мм			
	400	800	1200	Выпуск
	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 <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	22,85	3,43	3,47	0,39
SiO <sub>2</sub>	13,69	27,16	29,85	32,35
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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 <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,15	0,05	0,03	0,01

625°, давление 1,17 атм). 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

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								
SiO <sub>2</sub>	15,6	17,0	16,2	15,4	22,0	31,2	35,0	35,4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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
FeO	34,8	35,8	35,1	34,2	18,7	12,0	9,5	1,2

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 окисляться 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 легки. 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. Красав-

Таблица 38

Состав чугуна	Расстояние от глаза фурмы, мм							У оси	Выпуск
	450	600	1000	1300	1500	2000			
	Содержание, %								
C	не опр.	2,14	2,49	3,73	3,67	3,52	4,3	не опр.	
Si	0,014	0,41	0,25	1,94	0,64	0,57	0,62	0,75	
Mn	нет	0,37	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 опр.	не опр.	0,603	0,468	0,660	0,482	0,069	0,053	

цева и А. П. Любана (145), в макеевской 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 успеает завершиться.

Состав шлака из окислительной зоны той же печи дан в табл. 39. Он содержит в себе гораздо больше окислов железа,

Таблица 39

Место взятия проб	Состав шлака, %							
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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

чем шлак 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 чугуне на горизонте фурм. Нужно заметить, что в липецкой печи это отношение спускается до 0,5, так как на уровне фурм серы находится в чугуне немного (влияние высокой температуры при работе на литейный чугун).

В горне доменной печи № 3 завода Запорожсталь — последней по времени исследования печи СССР и пока самой мощной по производительности — окисление железа и его примесей принимает еще большее развитие, чем в горнах других 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 чугуне); в окислительной зоне оно в 10 раз меньше. Содержание марганца даже у оси горна в 3 раза меньше, чем в выпускаемом чугуне.

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 окислов железа наблюдается до фокуса горения. В восстановительной зоне находится также сильно железистый шлак, но иногда в пробах оказывался и маложелезистый (цифры нижней строки).

Таблица 40

	Из окислительной зоны	Из восстановительной зоны
	Содержание, %	
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
Окислов 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

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 чугунной 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 <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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	41,0	12,0	34,3	3,9	9,8	10,4
1400	51,0	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

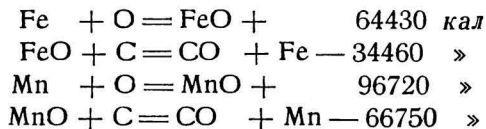
горна; дальнейшее восстановление ее (до 2,3%) достигается только ниже фурм (авторы не сообщают состава чугуна).

3. Несмотря на то, что на выгорание составных частей чугуна у фурм было указано почти сто лет тому назад, до последнего времени явление это не привлекало к себе внимания исследователей и 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 температур, 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 на 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.

## ЛИТЕРАТУРА

### 1. Разложение плавильных материалов

1. И. А. Соколов. О восстановимости железных руд. (Свердл., 1933), 3—6.
2. А. М. Соколов. К вопросу о молекулярном распаде каолинита. Изв. СПб Технологич. Института, 1913 (XXII), 1-15.
3. L. Navias. 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 и А. Матвеев. Исследовательские работы по металлургии чугуна, железа и стали. Вып. II, Свердловск, 1928.

5. H. Bergström och G. Weslen. Om träkolning (Stockholm, 1915), p. 195.

6. Э. Юон. Древесный уголь и химия углежжения. „Горный Журнал“, 1908, III, 99 и 187.

7. Н. Маханек. Количество и состав газообразных продуктов сухой перегонки древесных углей. „Уральская металлургия“ 1939, 4—5 60.

8. C. L. Bell. The manufacture of coke in the Hussener oven at the Clagence Iron Works. Journ. Iron and Steel Inst. 1904. I, 188.

9. K. Friedrich. Technisch-thermische Analyse von Hüttenprozesse. Stahl u. Eis. 1911. II, 1914—1917 (п ре в. Ж. Р. М. О. 1911, 2 ч., 558).

10. А. А. Вайков и А. С. Тумарев. Разложение природных углекислых солей при нагревании. Изв. Академии Наук 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. Ж. Р. Физ.-Хим. О. 1909, XLI, 34—56.

J. Johnson. The thermal dissociation of calcium carbonate. Journ. Amer. Chem. Soc. 1910, Aug., 938—946 (Здесь же данные Д. Завриева); также: Журнал Русск. Металлург. О-ва, 1910, 2 ч., 855.

С. Потапенко. Журнал прикладной химии. 1932, 93.

13. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron a. Steel Inst. 1871, I, 220—222.

I. Lowthian Bell. Principles of the manufacture of iron and steel. (London, 1884).

14. А. Адамович и Я. Авраскин. Образование циана в доменном процессе. „Сталь“, 1933, сент., 62.

5. R. W y s o r. Potash as a by-product from the blast-furnace. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. LVI (1917), p. 257.

S. Kinney и E. Guernsey. Occurrence, distribution of alkali cyanides in the iron blast-furnace. Techn. Pap. 390—1926.

## 2. Восстановление

16. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena J. Iron and Steel Inst. 1871, I и II, 1872, I. — Principes de la fabrication du fer et de l'acier (Paris, 1888).

Г. Толандер. О восстановимости железных руд и действии обжигания на них. „Горный Журнал“, 1879, IV, 277—338.

R. A k e r m a n. Ueber die Reduktion oxydierten Eisens durch Kohlenoxyd. Stahl u. Eisen. 1883, 149.

Th. Robinson. The effect of velocity and tension of gases and the reduction of ores in the blast-furnace. Trans. Amer. Inst. Min. Engrs. XVII (1889), 282—294.

O. Laudig. Action of the gases upon iron-ores. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. XXVI (1896), 269—278 (Американские руды исключительно).

Г. В и б о р г. Способ определения восстановимости железных руд. „Горный Журнал“, 1899, II, 200.

И. А. Соколов. О восстановимости железных руд, I изд., Пермь, 1909, 3 изд. 1933.

L. M a t h e s i u s. Untersuchungen über die Reduktionbarkeit von Eisenerzen in strömenden Gasen. St. u. Eis. 1914. I. 866—872 (Перед. Ж. Р. М. О. 1914, 2 ч. 262—268). Восстановимость определялась в токе светильного газа, состав которого не указан.

H. K a m u r a. 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. B. Stalhane, T. Malmberg. Исследование процесса восстановления железной руды. „Гипромет“. 1930. № 10—11, 100, перев. из Jernkont. App. 1930, 1.

B. Stalhane, T. Malmberg. Исследование процесса восстановления железной руды. „Гипромет“. 1931. № 6, 101, перев. из Jernkont. App. 1930, 610.

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—1), p. 623—625.

19. E. Diepschlag, M. Zillgen, H. Poetter. „Советская Металлургия“, 1933 (рефер.), 258 (из Stahl u. Eis. 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; рефер. в „Новости иностранной металлургии“, 1937, № 3, 8.

22. I. Lowthian Bell. On the reduction of ores of iron in the blast-furnace. J. Iron and Steel Inst. 1887, II, p. 75.

23. И. А. Соколов. Сырые материалы доменной плавки, ч. 1—Руды, 40—49.

24. Проф. И. А. Соколов и В. В. Куминов. Восстановление таштагольской руды. Изв. Сиб. инст. металлов, т. I, вып. 5, 1935.

Проф. И. А. Соколов и Д. С. Хорунов. Исследование руд Темир-Тау. „Кузнецкстрой“, 1934, № 6.

Проф. И. А. Соколов и Д. С. Хорунов. Изучение восстановимости агломерата Темир-Тау. „Кузнецкстрой“ 1935, № 1—2.

Проф. И. А. Соколов, Д. С. Хорунов и А. И. Александров. Исследование железных руд Мало-Хинганских месторождений. Тр. Сиб. Metallurg. инст., Сталинск, 1938.

Проф. И. А. Соколов, Д. С. Хорунов и С. И. Голосов. Исследование железных руд Ольгинского месторождения. Тр. Сиб. Metallurg. инст., Сталинск, 1938.

Д. С. Хорунов, П. И. Паско и С. И. Голосов. Исследование железных руд Кимканского месторождения. Тр. Сиб. Metallurg. 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, „Домет“, 1933, № 9.

Проф. А. Н. Похвиснев и М. С. Гончаревский. Восстановимость железных руд Кривого Рога, Харьков, 1936.

Проф. А. Н. Похвиснев и Г. А. Воловик. Влияние отложений углерода на процесс восстановления агломератов. „Теория и практика металлургии“ 1937, № 2, 6

25. J. Arend. Rev. d. Metallurgie, 1933, № 5, 197.

26. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena, J. Iron and Steel Inst. 1871, 1, 111—115; Principes, p. 203—206.

27. R. Akerman. Ueber die Reduktion... St. u. Eis. 1883, S. 149.

28. E. Baur, A. Glaessner. Ueber die Einwirkung von Kohlenstoff, Kohlenoxyd und Kohlensäure auf das Eisen und seine Oxyde. St. u. Eis. 1903, 1, 556—562.

29. F. Zimmermann, R. Schenck und W. Heller. Experimentelle Studien über die Vorgänge im Hochofen. St. u. Eis. 1905, II, 758—762 и 1121—1124.

U. Falke. ZS für Elektrochem. 1915, 87—50 (перед. в Ж. Р. М. О. 1915, 2 ч., 240—246).

E. Terres, A. Pongracz. ZS für Elektrochem. 1919, Dez., 386.

A. Matsubara. Chemical equilibrium between iron, carbon and oxygen. Tr. Amer. Inst. Min. Met. Engrs. 1922, LXVII, 3—54. Ж. Р. М. О. 1925, 94 (2 ч.).

G. Chaudron. Etude des réactions reversibles de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone sur les oxydes de fer. Rev. de Métallurg. 1924, 462. Ж. Р. М. О. 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 a. Steel Inst. 1827, 1, 127 и 1930 1, 43; 1934, 1, 33.

30. Док. А. С. Тумарев. Восстановление сложных химических соединений в связи с условиями их диссоциации, „Металлург“, 1939, № 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 Ж. Р. М. О. 1911, 2 ч., 22 и 437).

Н. Юшкевич. Равновесие системы  $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$ . Изв. Урал. Гос. ун-та. 1921.

F. Dent, J. Cobb. The equilibrium  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ . J. Chem. Soc. 1903, 1929.

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. М. М. Лейбович и Е. П. Лампсакова. Изучение влияния содержания азота в восстановительных газах на восстановление окислов железа. „Металлург“ 1938, № 9, 61.

34. Н. И. Максименко. Влияние содержания азота на скорость восстановления железных руд (неопубликованный отчет).

35. R. Bunsen. Ueber die gasförmigen Produkte des Hochofens und ihre Benutzung als Brennmaterial. Poggendorfs Annal. V. XLVI (1839), 193 (древесноугольн. д. п. Veckerhagen).

Ebelmen. Ann. des Mines, 1841, t. XX, p. 395, 419 (древесноугольн. д. п. Clerval и Audincourt). Ann. des Mines, 1843, t. V, p. 25, 64 (коков. д. п. 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 1815, p. 170.

Ebelmen. Nouvelles recherches sur la composition des gas des hauts-fourneaux et sur la théorie de ces appareils. Ann. des Mines, 1851, t. XIX, p. 89 (древесноугольн. д. п. Clerval и коков. д. п. Seraing; критика анализов Бунзена и конечный вывод из раньше произведенных исследований).

L. Ripman och B. Fernquist. Undersökningar rörande masugns gasernas kemiske sammansättning, pression och temperatur (д. п. Hamarby—1862; Forsjö—1863. Hasselfors—1864, Harnäs—1866). Jernkont. Annaler за указанные годы.

J. Lowthian Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron and Steel Inst. 1871, I и II, 1872, I. „Горный Журнал“, 1869, IV, 358.

F. Kupelwieser, R. Schoeffel. Beiträge zu Studien des Hochofenprozesses durch direkte Bestimmungen. Berg. u. Hüttenmänn. Jahrbuch 1873, V. XXI, 169 и 367. Перев. в „Горный Журнал“, 1874, II, 159—203.

Н. Кулибин (Исследов. д. п. Райвовского зав., 1869 г.). Юбил. Сборник Горного Института 1873 г. Результаты переданы в „Дополнениях к Металлургии Дж. Перси“. Н. Юсса, (Петерб. 1880), стр. 48—53.

36. C. Schinz. Dokumente betreffend den Hochofen zur Darstellung von Roheisen, 1868 (Berlin). „Горный Журнал“, 1868, IV 344; 1869, I и 433, II—I и 199.

37. M. Levin, H. Niedt. Untersuchungen über die Zusammensetzung des Gasstromes in Hochofen. Metallurgie 1911, 515—539 и 555—561 (перед. в Ж. Р. М. О. 1911), 2 ч., 442—456).

38. Norbert Metz. Studien über die im Hochofen zwischen den Eisenerzen und Gasen obwaltenden Verhältnisse (Düsseldorf, 1912) перед. в Ж. Р. М. О., 1912, 2 ч., 517—527; Stahl u. Eisen, 1912, 1, 93—104.

39. W. Schlessinger, Das Diagramm eines modernen Eisenhochofen. Stahl u. Eisen. 1911, S. 1182. (перед. в Ж. Р. М. О., 1911, 2 ч. 456).
40. Я. М. Гольмшток. Исследование работы шахты доменной печи № 1 Магнитогорского завода. „Советская Металлургия“, 1936, № 10, 20.  
Л. М. Цылев и Н. Е. Новоселов. Исследование работы шахты доменной печи № 1 Новолипецкого завода, „Советская Металлургия“, 1937, № 8. 12.
41. Reports upon blast-furnace field tests, edit. by the Iron a. Steel Inst., 1937. London.  
A. Wagner, A. Holschuh, W. Barth. „Советская Металлургия“, 1933, № 10—11 (рефер.), стр. 263 (из Stahl u. Eis. 1932, № 46, 1109).  
W. Feldmann, J. Staescker. Исследование восстановимости железных руд и агломератов в условиях доменной печи. „Советская Металлургия“, 1933, № 12 (рефер.), стр. 304 (из Stahl u. Eis. 1933, № 12, 289).  
A. Wagner, G. Buille. Исследование доменной печи, работающей на саарском коксе и руде минер. Arch. Eisenhüttenwes., 1929, 1391, 391. („Гипромез“ 1930, № 7, 101).  
J. Stoscker, H. Cornelius. Распределение газов в доменной печи. „Гипромез“ 1930, № 10—11, 106 (перев. из St. u. Eisen. 1930, 1217).
42. М. А. Павлов. Исследование плавильного процесса доменных печей. Екатеринбург, 1902, 63—69.
43. H. Howland. Use of carbon in modern American blast-furnaces. Bul. Amer. Inst. Min. Engrs. 1916, March, 627—650 (перед. в Ж. Р. М. О., 1916 2 ч., 77—81).
44. J. Richards (по поводу предшествовавшей работы Howland'a). Bul. Amer. Inst. Min. Engrs. 1917, Jan., 135—138.  
O. Simmersbach. Ueber den Koksverbrauch in Hochöfen. Stahl u. Eisen. 1917, I, 561—568.
45. B. Osann. Lehrbuch d. Eisenhüttenkunde, B. I, 673. Die Reduktionsziffer im Hochofen, St. u. Eis. 1917, 645.  
H. Thaler. Stahl u. Eisen, 1920, 317.
46. М. М. Лейбович. О теоретическом расходе углерода при выплавке чугуна. „Металлург“, 1936, № 3, 38; № 4, 21.  
М. М. Лейбович. О восстановлении окислов железа за счет углерода в доменной печи. „Металлург“, 1936, № 10, 48.  
А. Н. Рамм. Определение расхода горючего при выплавке чугуна и теоретически возможной наименьшей его величине. „Советская Металлургия“, 1936, № 4, 13.
- Проф. Н. А. Костылев. Восстановление железа из окислов его окисью углерода и твердым углеродом. „Металлург“, 1936, № 1, 7.  
M. Tigerschild. Современное состояние доменного производства в Швеции. „Новости иностранной металлургии“, 1936, № 8, 35.
- С. Трекало и В. Воскобойников. Материальный и тепловой баланс доменной печи № 3 завода им. Дзержинского, „Теория и Практика Металлургии“, 1938, № 9, 17.
- J. B. Austin. Efficiency of the blast-furnace process. Tr. Amer. Inst. Min. and Met. Engrs. 131 (1938) стр. 74; также: Iron a. Steel Engineer 1939, Apr., 31.
47. А. Н. Редько и П. Н. Набойщиков. Материальные и тепловые балансы доменных печей КМЗ им. Сталина. „Сборник КМЗ“, 1939, № 3, 65.
48. I. Lowthian Bell. Chemical phenomena. J. Iron a. Steel Inst., 1871, I, 102, 134.
- P. V. Martin. Effect of the solution-loss reactions on blast-furnace efficiency. Metals Technology, 1939, Sept. 11—28.
49. Д. С. Хорунов. Интенсивность хода реакции Белла при восстановлении различных руд. „Советская Металлургия“, 1937, № 9, 15.
50. H. Siegel. Arch. für das Eisenhüttenwesen 1930, Dec., 557.
51. F. Wüst. Новая теория доменного процесса. Ж. Р. М. О. 1928, 2 ч., 319 (из Stahl u. Eis. 1928, № 19, 505).
52. 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).

53. W. Baukloh, F. Jaeger. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1939, авг. 65 (рефер. „Сталь“, 1939, № 11).
54. Н. Меуер. Восстановление твердым углеродом, „Гипромез“, 1930, № 10—11, 104 (из Mitt. K. W. Inst. 1930, вып. 1).
55. Акад. А. А. Байков и А. С. Тумарев. Восстановление окислов твердым углеродом, Изв. Академии Наук СССР. Отд. технических наук, 1937, № 1, 25.
- W. Baukloh, R. Durrer. О первичной реакции между металлическими окислами и углеродом „Новости иностранной металлургии“, 1935, № 3, 10.
56. К. Iwase, M. Fukushima, J. Saito. Восстановление титаносодержащих магнитных песков. „Советская Металлургия“, 1932, № 2, 47 (перев. из Sc. Rep. Tohoku Univ. 1931, Oct., 489).
57. А. М. Зайцев. Влияние углерода древесного угля и кокса на развитие процессов прямого восстановления окислов железа „Уральская Металлургия“, 1937, № 7, 9.
58. F. Körber, H. Meyer. Восстановление железа твердым углеродом и цианистым калием при высоких температурах „Советская Металлургия“, 1933, № 3, 35. (Из Arch. Eisenhüttenwesen, 19 2, Nov., 173).
59. S. Hilpert. Berl. Bericht. 42 (1909), 4575—4581.
60. Е. Г. Деречей. Окислы железа и водород. Ж. Р. М. О., 1914, 1 ч., 545—581. (Тут же и литература вопроса).
- G. Chaudron. Etude sur des réactions réversibles de l'hydrogène et de l'oxyde du carbone sur les oxydes de fer. Rev. Métall. 1924, 462. Ж. Р. М. О. 1925, 108 (2 ч.).
- F. Wüst, P. Rütten. Stahl u. Eisen, 1923, 1540. Ж. Р. М. О., 1925, 2 ч., 262.
61. Н. Камура. Reduction of ferric oxide and iron ore by hydrogen. J. Iron, and Steel Inst. 1925, II, 279.
62. W. Baukloh, K. Froeschmann. Опыты восстановления железной руды в струе водорода. „Советская Металлургия“ 1934, № 8—9 (рефер.), стр. 223 (из Stahl u. Eis., 1934, № 17, 415).
63. Н. Меуер. Скорость восстановления железных руд газами. Mitt. K. W. Inst. f. Eisenforsch. 1928, № 7, 107.
64. W. Baukloh, K. Durrer. „Советская Металлургия“, 1934, № 8—9 (рефер.), 2 5, фиг. 1.
65. W. Bone, H. Saunders, H. Tress. The influence of hydrogen and steam at 450—850. J. Iron and Steel Inst., 1938, I, 85.
66. Результаты исследования М. Чельшева еще не опубликованы.
67. Ebelmen по Wedding'у—Ausführl. Handb. d. Eisenhüttenk., III Band, 205.
68. F. Kupelwieser. „Горный Журнал“, 1874, II, 171.
69. С. Т. Ростовцев, Ф. С. Таранов, Г. Е. Понюхно. Восстановимость руд КМА, стр. 36 сборника „Исследование руд КМА“, 1933.
70. А. Н. Похвиснев, М. С. Гончаревский. Исследование восстановимости железных руд. „Домез“, 1934, № 7, 13.
71. А. Н. Похвиснев, М. С. Гончаревский. О восстановимости агломерата из криворожских руд. „Домез“, 1934, № 11—12, 45.
72. А. Н. Похвиснев и М. С. Гончаревский. Восстановимость железных руд Криворожского района, Харьков, 1936.
73. 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).
74. O. Meyer, W. Eilender. Восстановление магнетита и лимонита метаном. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1931, февр., 357.
75. J. Holgate, R. Walton. Blast-furnace practice in Natal. J. Iron and Steel Inst. 1928, I, 226.
76. М. М. Лейбович. Изучение разложения и восстановления сидеритов Бакальского месторождения. „Металлург“, 1936, № 2, 78.
77. G. Kassel. Ueber die Reduktion von Eisenschlacken durch Kohlenoxyd und Wasserstoff. Stahl u. Eisen 1906, II, 1322.
78. А. П. Любан и М. М. Лейбович. Изучение условий восстановления кремния и марганца. Изв. Академии Наук СССР. Отд. технических наук, 1938, № 1, 63.

79. М. А. Павлов. Переплавка стальной стружки и переплавки шлаков в доменных печах (на древесном угле). Техн.-экон. Вестник, 1921, № 1. 52—57.
80. J. Sarek. J. Iron and Steel Inst. 193, II, 43.  
F. Clements. Blast-furnace practice, vol. I, табл. 1.
81. Н. И. Ротков. Восстановление титаномагнетитов в газовой фазе. Сборник „Производство губчатого железа“, 1933, стр. 217.
82. Е. Снопова и 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 and Steel Inst. 1871, I, 283—287. (Первый баланс серы; потеря серы в газах — работа на литейный чугун — 90% 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 Ж. Р. М. О. 1916, 2 ч., 1—69).  
O. Vollebrück. Stahl u. Eisen, 1915, 1, 451. (Даны 2 таблицы, указывающие обессеривание с помощью известковых и марганцевых силикатов).  
R. Mac-Caffery, J. Oesterle. Desulfurising power of blast-furnace slags. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. LXVII (1923, 606) (перед. в Rev. Univers. d. Mines, 1923. Decbr., 424).  
T. Joseph. Effect of sulphur on blast-furnace process. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. 1921, 453 (перед. Ж. Р. М. О. 1926, 2 ч., 580).  
S. Kinney. J. Iron and Steel Inst., 1927, II, 79, 80, 86.  
T. Joseph, W. Holbrook. Обессеривание чугуна. „Домез“ 1934, № 11—12 (рефер.), 72 (из Rep. of Investig. 3240 Bureau of Mines, 1934).  
I. Lowthian Bell. Principles, 58.  
Н. В. Рулла, Б. 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.).
86. H. C. Greenwood. The reduction of refractory oxides by carbon. J. Chem. Soc. 1908, Aug., 1491. The production of ferro-alloys. J. Chem. Soc. 1908, Aug., 1499.  
H. Meyer, Mitt. Kais. Wilhelm Inst. Eisenforsch. 1927, 273. (Восстановление твердым углеродом Mn, Si, P. — Ж. Р. М. О., 1928, 2 ч., 317).  
H. Moissan. Sur les oxydes métalliques... Ann. de chim. et de phys., t. XXI (1880), 231—238.  
A. Pourcel und Stöckmann. Ueber Ferromangan und seine Erzeugung. Stahl u. Eisen, 1885, 475.  
A. Pourcel. О марганцевом чугуне. „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. Stahl u. Eisen, 1917, II, 894—899 и 919—925. (Современное положение вопроса о выплавке ферромарганца).  
P. Thaler. Experimentelle Untersuchungen des siegerländer Spiegelhochofens (1915. Kattowitz, Gerb. Böhm).  
H. Royster. Production of ferromanganese in the blast-furnaces. Bul. Amer. Inst. Min. Engrs. 1919, Febr., p. 367—378. (Результаты только американской практики, неудовлетворительной по естественным условиям и неправильному составу шихты).
87. W. Baukloh, O. Ziebel, ZS anorgan. Chem., 1937 (Aug.), 424.  
88. F. Clements. Blast-furnace practice. Vol. 3, 348, tabl. 37.  
89. Д. П. Богацкий. Восстановление окислов никеля водородом. „Металлург“, 1937, № 4, 58.

- Д. П. Богацкий. Восстановление окислов никеля окисью углерода. „Металлург“, 1938, № 1, 84.
- Д. П. Богацкий. 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 (рефер. из Carnegie Memiors 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.
- Н. Меуер. Восстановление хрома водородом в присутствии железа. Mitt. K. W. Inst. 1931, 199.
93. И. Гранат. О восстановлении окиси хрома. „Металлург“, 1936, № 10, 35.
94. W. Baukloh, G. Henkel. ZS anorg. Chemie, 1937 (234), 307.
95. М. 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 Archiv. f. d. Eisenhüttenwes., 1939, Jan., 323).
97. А. Т. Хвичия. Поведение ванадия и некоторых других элементов при переработке титано-ванадиевых магнитных песков Черноморского побережья. Тр. Тбил. Хим. инст., 1938, т. III, 161.
98. J. J. Porter. Bul. Amer. Inst. Min. Engrs. 1907, 739.
- М. Paschke. Arch. Eisenhüttenwesen, 1928, 387.
99. H. C. Greenwood. J. Chem. Soc. 1908, Aug. 1492 и 1498.
- G. Tamman, G. Bätz. Ueber die Gewinnung von Eisen aus Silikaten. ZS anorg. Chem. 1926 (151), 129.
100. Landolt-Boernstein. Phys.-chem. Tabellen. 1936, III, 2775.
101. М. Павлов, Г. Корвин-Круковский. Горячее дутье на Холуницких заводах. „Горный Журнал“, 1893, III, 55.
102. Е. Снопова и Н. Ротков. Опыт по восстановлению титанита и двуоксида титана при умеренной температуре в струе водорода и окиси углерода. „Советская Металлургия“, 1936, № 12, 11.
- В. Михайлов и Е. Белякова. Изучение восстановления окислов титана в связи с доменной плавкой высокотитанистых руд. „Уральская Металлургия“, 1939, № 4—5, 14.
103. C. Starke, E. Soper. Титанистые руды в доменной печи. Ж. Р. М. О., 1914 (рефер.), 629 (из The Iron Trade Rev. 1914, Oct. 15, 721 и The Iron Age, Oct. 22, 936).
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 и Е. Белякова. Влияние окислов титана на текучесть доменных шлаков. „Уральская Металлургия“, 1939, № 6, 7.
- И. Рассказов и А. Ступников. Шихтовка и режим доменной плавки при выплавке ванадистого чугуна. „Уральская Металлургия“, 1939, № 7, 17—18.
- В. Михайлов, С. Штенгельшейер. Переход ванадия в чугун в зависимости от температуры, основности и количества шлака. „Уральская Металлургия“, 1939, № 7, 13.
107. А. П. Любан. Восстановление фосфора при восстановлении железных руд. „Металлург“, 1936, № 2, 54.
- Н. Меуер. Mitt. K. W. Inst. Eisenforsch. 1927, 273. (Восстановление твердым углеродом в присутствии железа. Ж. Р. М. О., 1928, 2 ч., 317).
108. H. O. Hofman, W. Mostowitch. Bul. Amer. Inst. Min. Engrs (1911), 917.

W. Mostowitch. Metallurgie. 1909, 450 (перед. в Ж. Р. М. О., 1910, 2 ч., 243—244, и 1911, 2 ч., 439—440).

109. Finkener. Mitt. techn. Versuchsanst. 1883, I, 28.

D. Mirew. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1939, März, 429, рефер. „Металлург“, 1939, № 10.

### 3. Обуглероживание

110. L. Guiper. Sur le dédoublement de l'oxyde de carbone. Ann. de chim. et de phys. XXVI (1872), 5—75. („Дополнения“ Н. Юсса, 54—58.

111. Акад. А. Л. Байков. Ж. Р. Хим. О-ва, 1929, дек.

112. T. Byrom. Carburation of iron at low temperatures in blast-furnace gases. J. Iron and 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. Плавление

114. G. Rankin and E. Wright. The ternary system:  $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$ . Amer. Journ. Science. 1915, Jan., p. 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 Семику“).

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 др. сплавы. 1908, стр. 432—453.

118. I. Vohm. Исследование доменного процесса (в опытной печи). Ж. Р. М. О., 1928, 2 ч. (из Jernkottorets Annaler 1927, 145, диагр., стр. 169).

119. И. З. Козлович. Изучение хода восстановительного процесса доменной печи № 1 Магнитогорского завода. Труды ЛИИ, 1938, № 6. Раздел металлургии, 123—132.

120. И. З. Козлович. 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 и 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 и 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 Koksbeschaffenheit auf den Hochofenbetrieb und Vorschläge für die Verbesserung des letzteren. St. Eis. 1921, 1173. 1251 (перед. в Ж. Р. М. О., 1925, 2 ч., 255).
- K. Sherman, J. Blizard. 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. Ж. Р. М. О., 1925, 257 (из J. Iron and Steel Inst. 1923, 1, 27).
- R. Scherman, S. Kinney. Combustibility of blast-furnace coke. The Iron Age. 1923, June, 28, p. 1843.
124. M. Tdgerschild. Современное состояние доменного производства в Швеции. „Новости иностранной металлургии“, 1935, № 3 (из Jernkontorets Annaler 1934, häft. 8<sup>1/2</sup>, стр. 8).
125. Van-Vloten. Stahl u. Eisen, 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. Metall. Engrs. 1923, 543. Ж. Р. М. О., 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. G stell- und Rastuntersuchung eines Hochofens unter besonderer Berücksichtigung der Verbrennungsverhältnisse von den Blasformen. Arch. Eisenhüttenwesen, 1928, März, 540 и St. u. Eis. 1928, 1077.
128. H. Broche, H. Hedelmann. Die Reaktionsfähigkeit von Koks bei Temperaturen über 1000°. Stahl. u. Eisen, 1933, 144.
129. G. Eichenberg, W. Einlender. Влияние количества и температуры дутья на окислительную зону доменной печи. „Советская Металлургия“, 1933, № 10—11 (рефер.), 256 (из Stahl u. Eisen, 1933, № 39, 997).
- A. Michel. Влияние подачи дутья на ход доменной печи. „Советская Металлургия“, 1933, № 12 (рефер.), 317 (из Stahl u. Eisen, 1933, № 42, 1073).
130. И. З. Козлович, Н. М. Якубцинер и И. А. Горелик. Температура, состав газа, чугуна и шлака на уровне фурм в горне доменной печи № 1 Магнитогорского завода. „Советская Металлургия“, 1937, № 5, 35.
131. З. И. Некрасов. Влияние подвода дутья и количества его на окислительную зону в горне доменных печей. „Теория и Практика Металлургии“, 1936, № 7, 27.
- З. И. Некрасов. К вопросу о дутьевом режиме доменных печей. „Теория и Практика Металлургии“, 1938, № 4, 5.
- Проф. А. К. Похвиснев, С. К. Трекало и Г. А. Воловик. Распределение дутья по фурмам доменной печи № 1 Запорожстали. „Теория и Практика Металлургии“, 1938, № 5, 3.
132. З. И. Некрасов. К вопросу о дутьевом режиме доменных печей. „Теория и Практика Металлургии“, 1938, № 4, 10.
- Pilling. Ж. Р. М. О. 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. Козлович. Исследование работы доменной печи № 3 Запорожстали. „Сталь“, 1939, № 4—5; № 6, 1.
135. Проф. И. А. Соколов и Н. Н. Круглов. Исследование работы горна древесноугольной печи. „Уральская Металлургия“, 1937, № 1.
- И. З. Козлович. Изучение хода восстановительного процесса доменной печи № 1 Магнитогорского завода. Труды ЛИИ, 1938, № 6. Раздел металлургии, 132.
136. И. З. Козлович. Исследование работы горна древесноугольной доменной печи Ашинского завода. „Советская Металлургия“, 1936, № 9.
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. Eisen, 1926, 1213. Роль окисления в доменном процессе, Ж. Р. М. О., 1927, 2 ч., 148; 1928, 505. (Новая теория доменного процесса. Ж. Р. М. О., 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. Stoesker, W. Eilender. Ход явлений в горне и заплечиках доменной печи и их значение для доменного процесса. „Советская Metallurgия“, 1932, № 2, 94—108; перев. из Stahl u. Eisen, 1931, 1449—1462.
143. Л. М. Пылев. Исследование работы горна доменной печи № 1 Ново-Липецкого завода. „Советская Metallurgия“, 1937, № 5, 47.
144. Д. С. Хорунов и А. П. Афанасьев. Изучение работы горна доменной печи № 1 Кузнецкого завода в связи с заменой части руды в шихте агломератом. „Советская metallurgия“, 1936, № 12, 21.
- Д. С. Хорунов и А. П. Афанасьев. Исследование горна доменной печи № 3 Кузнецкого завода. „Советская metallurgия“, 1937, № 2, 33.
145. Н. И. Красавцев и А. П. Любан. Исследование работы горна доменной печи № 1 завода им. Кирова. „Советская Metallurgия“, 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 Запорож стали. „Рабочий Metallург“, 1939, № 6, 5.
146. Прения по докладу Коррегс в Ж. Р. М. О., 1925, 2 ч., 256 (из Stahl u. Eisen, 1921, 1173, 1251).
-

### III. 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 восстановительного 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.

Меры, 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 первой главе; 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 признано было давно. С половины 60-х годов и до начала 70-х годов XIX столетия в Англии (в передовом по доменной технике округе Кливленд) ушли в этом направлении очень далеко, быстро достигнув той высоты печей, которая 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, имев-

ших одну и ту же высоту 24,4 м, но разную вместимость, и работавших при всех одинаковых условиях.

Вместимость печей, м<sup>3</sup> . . . . . 328 435 722  
 Температура колошниковых газов, °С . . 321 312 308

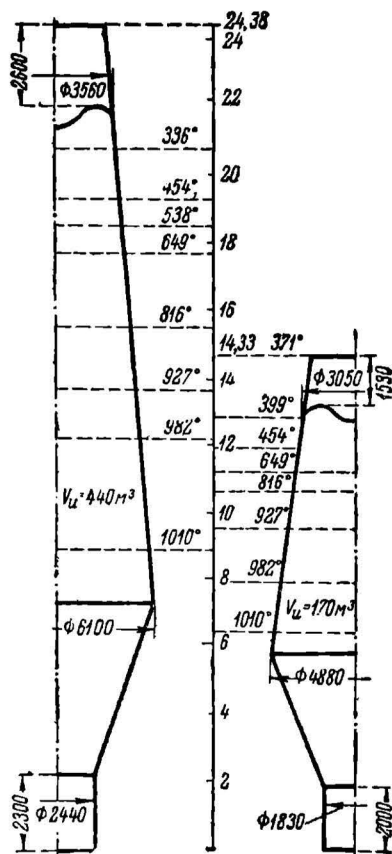
Небольшая разность, почти что равенство, температур объясняется тем, что печи работали с одним и тем же расходом кокса (1,125) и одинаково интенсивно (т. е. руда оставалась в них одинаковое время, и производительность была одинакова на единицу вместимости печей).

При переходе от первоначальной высоты печей 14,6 м и объема их 170 м<sup>3</sup> к 24,4 м и 700 м<sup>3</sup> достигнуто было понижение температуры колошниковых газов с 399 до 336° (высокая температура объясняется употреблением свежееобожженной 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 нижеследующих данных Л. Белла (2), относящихся к двум печам завода Кляренс в 170 и 440 м<sup>3</sup> объема и показанных на фиг. 77.

Так как обе печи — большая и малая — дают один и тот же чугун, выплавляя 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 горизонт умеренных температур (не выше 1000°) в первой на 7 м меньшей высоты, чем во второй, хотя в последней все же температура колошника довольно высока.

Повышение печей на 10 м на заводе Кляренс понизило температуру газов только на 63°. Основываясь на этом, Л. Белл сделал предположение, что в верхних горизонтах доменных печей протекают процессы, выделяющие и тепло и тем ограничивающие понижение температуры колошниковых газов при увеличении высоты печей. Предположение это было под-



Фиг. 77. Распределение температур в большой и малой доменных печах Кливленда.

тверждено 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)<sup>1</sup>.

Впоследствии Л. Грюнер указал вторую причину, ограничивающую понижение температуры газов при повышении 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.

**А. 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) плохо 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 ука-

<sup>1</sup> 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).

зания, 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. Джозеф (5) произвели массовые определения температур (всего 7600 записей показаний оптического пирометра Морзе) у горнов 32 печей, из которых 20 работали на обыкновенные сорта чугуна, содержавшего от 0,92 до 2,4% — Si, 7 — на ферромарганец и 5 — на зеркальный чугун; впоследствии число коксовых печей, над которыми были произведены наблюдения, увеличилось на 16, и к ним присоединилось 5 древесно-угольных. Результаты для коксовых печей, работавших на обыкновенный чугун:

	Температуры, °C		
	у фурм	шлака	чугуна
Литейный чугун	1748	1553	1493°
Мартеновский чугун	1689	1522	1468°
Среднее для 48 печей	1708	1526	1472°

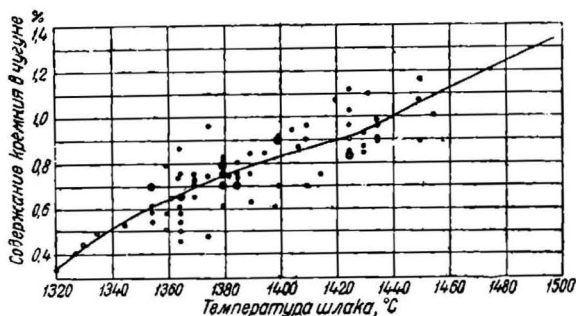
Температуры, наблюдавшиеся через стекло гляделки (поправка — 25°) у глаза фурм, для разных печей колебались в широких пределах: 1595° — 1862°, в зависимости от условий работы печей, а также и от того обстоятельства, что в пирометр могли посылаться лучи или только раскаленным коксом или каплями шлака и чугуна. В среднем, для 48 печей по расчету получается температура у фурм в 1708°; ее нужно считать ниже той, которая 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° (потеря 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	15 5	1493	1539
"    чугуна при выпуске, °C . . . . .	1448	1470	1468	1477
Отношение $(CaO + MgO) : (SiO_2 + Al_2O_3)$ 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

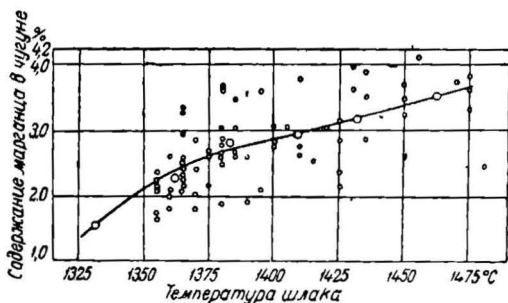
всех печей оправдывалось, так как более высокое содержание кремния достигалось иногда и при более низкой температуре, чем та, при которой выплавлялся малокремнистый чугун. Это объясняется составом получавшихся шлаков: они были или глиноземистыми (16—17%  $Al_2O_3$ ), или обыкновенными (11,8—13%



Фиг. 78. Зависимость между температурой шлака и содержанием кремния в мартеновском чугуне доменной печи № 3 Запорожстали.

$Al_2O_3$ ). 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 отноше-



Фиг. 79. Зависимость между температурой шлака и содержанием марганца в мартеновском чугуне доменной печи № 3 Запорожстали.

нию основных окислов к кислотным, на слишком легкоплавких шлаках, просто отрицают, как «предрассудок» практиков, необходимость более высокой температуры для восстановления кремния, что, конечно, не верно.

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. Якубциным (6) путем многократных измерений (с помощью обыкновенного пирометра Ле-Шателье и сконструированного научными работниками б. ЦИМ графитовольфрамового, специально припе-

собленного для таких измерений (7) и позволяющего измерять температуры на всем протяжении — от глаза фурмы до оси горна) температур шлака и мартеновского чугуна, выпускавшегося из горна печи № 3 Запорожстали. Диаграммы эти (фиг. 78 и 79) ясно указывают на растаивание содержания кремния и марганца по мере роста температуры. Диаграмма (фиг. 80) показывает, как при этом падает содержание серы.

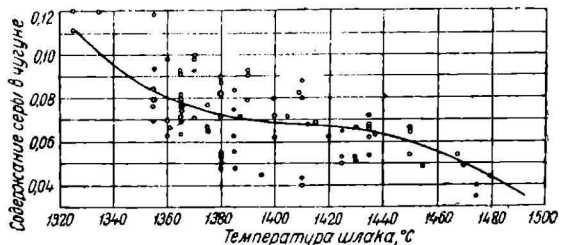
Но при данной температуре распределение серы между чугуном и шлаком зависит от степени основности шлака, и это положение настолько хорошо оправдывается результатами наблюдений Ройстера и Джозефа, что дало им возможность предложить формулу, по которой можно вычислить температуру чугуна по содержанию серы 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 чугуне, а  $B$  — основность, выраженная отношением  $(CaO + MgO) : (SiO_2 + Al_2O_3)$ . Температура шлака может быть получена прибавлением  $45^\circ$  к вычисленной для чугуна.

Формула дает очень хорошее согласование результатов вычислений и наблюдений (среднее расхождение всего  $7,4^\circ$ , а наибольшее —  $16^\circ$  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 чугуне (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  $1472^\circ$ , кливлендского литейного —  $1480^\circ$ , т. е. значения температур, возможные хотя и несколько высокие. Для томасовского лотарингского чугуна, при содержании  $S$  от 0,12 до 0,15%, получается только  $1250$ — $1300^\circ$ , однако при 0,07%  $S$  уже возможное значение —  $1380^\circ$ .



Фиг. 80. Зависимость между температурой шлака и содержанием серы в мартеновском чугуне доменной печи № 3 Запорожстали.

В работе о выплавке зеркального чугуна и ферромарганца в США (8) П. Ройстер дает следующие средние результаты измерений температур.

	Температура, °C		
	у фурм	шлака	чугуна
Зеркальный чугун (5 печей)	1597	1427	1392
Ферромарганец (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 ферромарганец (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 ( $CaO : SiO_2$ )	1,38	1,48	1,52	1,40
Содержание в шлаке $Mn$ , %	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 ферромарганец, 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  $1295^\circ$ , а сопровождавшего его шлака — до  $1350^\circ$ . Такую же как у Ройстера температуру —  $1430^\circ$  — имел шлак, содержавший 35%  $CaO$  и 13,5%  $MnO$ ; металл содержал 75%  $Mn$  и был нагрет до  $1415^\circ$ . Наивысшую температуру имел 80% ферромарганец —  $1515^\circ$ , сопровождавшийся шлаком, содержащим 39%  $CaO$  при 11%  $MnO$  и нагретым до  $1587^\circ$ .

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 одного метра 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 первых, 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.

Таблица 42

	Температура нагрева, °С			
	температура дутья	у фурм	шлака	чугуна
1 печь	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

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.

Точное измерение температуры в «фокусе горения» или вблизи от него невозможно ни оптическим пирометром, ни 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 3 печах, из которых 2 работали в одинаковых условиях, именно на одной и той же шихте, на мартеновский 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 (° С):

Расстояние от глаза фурмы, мм . . .	250	500	750	1000	1250	1500	1750
Первое наблюдение	1850	1670	1600	1600	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 1<sup>2</sup>/<sub>3</sub> 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 измерение температуры в горне

Измерения температуры в горне первой печи дали такие 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) в 3 раза, а максимальная (81,4 м) почти в 4 раза больше.

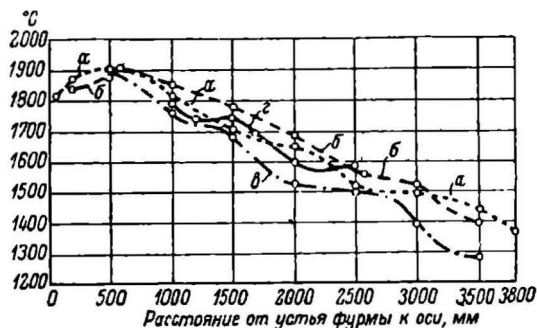
Для объяснения разницы в распределении температур в печах первой и второй, в которых скорости истечения дутья одинаковы, нужно обратить внимание на различие в интенсивности горения. Количество дутья для второй печи было недостаточно по размерам ее горна, так как интенсивность горения в горне этой печи была в полтора раза ниже, чем в горне первой.

В магнитогорской доменной печи № 1 (с диаметром горна на 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 мартеновский чугун в той же магнитогорской печи № 1 температура у оси горна была: 1405—1410—1425°, и даже после 2¼-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. 70) и принять во внимание резкое различие в режиме дутья в сравниваемых печах. Магнитогорские печи в 1934 г. получали около 2250 м³ дутья в минуту; при 15 фурмах, работавших на печи № 1 во время измерений, и общем их сечении 0,265 м², скорость истечения дутья из фурм была равна 140 м/сек (при 0° и 760 мм давления). Вместе с тем, уже

при расходе кокса 45,6 т в час интенсивность горения в горне магнитогорских печей выражается 1000 кг кокса в 1 час на 1 м² сечения горна, действительный же расход кокса в этих печах нередко доходит до 50 т в час. Таким образом широкий горн магнитогорских печей не мешал развитию в нем нормальной интенсивности горения, благодаря большому количеству поступающего в горн дутья, а высокое напряжение (1,3—1,5 атм) 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 печах этого же завода и печах заводов — Макеевского, Ново-Липецкого, Запорожстали и Азовстали. Фиг. 81 дает диаграмму распределения температур в горнах доменных печей № 3 Запорожстали (а — по измерениям 1938 г.) и № 1 Магнитогорского завода (б — 1935 г., в — 1936 г., г — 1937 г.). Как показывают эти кривые (142), от глаза фурмы к фокусу горения, местоположение которого соответствует наибольшему содержанию СО₂ в продуктах горения, температура быстро нарастает до 1900° (для липец-



Фиг. 81. Температура в горне на уровне фурм доменных печей № 3 Запорожстали (а), магнитогорской № 1 по замерам 1935 г. (б), 1936 г. (в) и 1937 г. (г).

кой 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 № 3 Запорожстали (диаметром 8 м) при работе на мартеновский чугун неполным дутьем — 2400 м<sup>3</sup>/мин. В 1939 г., когда количество дутья доводилось до 3000—3200 м<sup>3</sup>/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 4 (через одну) из 8 фурм бохумской печи и средние за 10 дней (11):

Таблица 43

Дни наблюдений печи	Средняя суточная температура у фурм, °С				Средняя 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

Как видно из таблицы, у восьмой фурмы температура все время была ниже, чем у других; из них фурмы 4 и 6, расположенные 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 8 и 4) температуру.

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 температур 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 достигать 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 ввода 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 Гутеффонунгсгютте (13), температура выпускаемого чугуна находится в такой зависимости от основности шлака, выраженной отношением извести к кремнезему:

CaO : SiO <sub>2</sub> . . . . .	1,2	1,25	1,30	1,35	1,40	1,45	1,50
Температура чугуна, °С	1413	1422	1430	1440	1450	1460	1468

Цифрам этим нельзя придавать абсолютного значения; шлак при тех же отношениях CaO : SiO<sub>2</sub> 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 и 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 чугуна, 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 и выпускаемого через шлаковую летку шлака и чугуна ближайшего по времени выпуска. Полученные результаты представлены в табл. 44.

Таблица 44

Температура, °С								
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 <sub>2</sub> , % . . . . .	38,8	39,3	38,8	36,0	36,2	36,2	36,4	36,6
CaO (общ.), % . . . . .	37,7	39,8	38,5	43,1	41,0	41,0	40,5	40,3
CaO : SiO <sub>2</sub> . . . . .	1,0	1,0	1,0	1,2	1,13	1,13	1,11	1,10

Первая колонка цифр таблицы 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, за которым и 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.

<sup>1</sup> Остальные составные части, не определявшиеся в каждом шлаке: глинозем — 13,7%, магния — 1,9%, закись марганца — 5,5%, закись железа — 0,5% и сера — 1,95%.

**Б. Температуры, господствующие в заплечиках.** Об этих температурах мы до настоящего времени не имеем достоверных данных. При взятии проб газов ниже распара для установления их химического состава были произведены единичные измерения температуры отсасываемого газа, но эти измерения не указывали температуры того горизонта, с которого брался газ, о чем уже говорилось раньше.

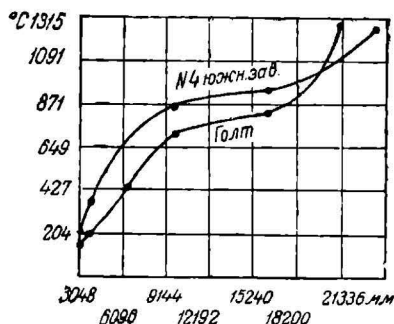
**В. Температуры газов в шахте.** Относительно температур в шахте доменной печи мы располагаем, благодаря сравнительной легкости экспериментирования здесь, обширным материалом, характеризующим температурные условия ее работы. Так как от этих условий зависит ход восстановительного процесса, то мы должны были указать их раньше, воспользовавшись результатами современных исследований, произведенных над 6 доменными печами (см. фиг. 64).

1. В дополнение к сообщенному раньше приводим графическое изображение распределения средних температур, данное Кини (14) для алабамской печи в Голте и печи № 4 Южного завода в Чикаго (фиг. 82), наглядно показывающее, что по высоте печи падение температуры от горна к колошнику идет неравномерно: быстрое вначале, в области прямого восстановления, оно замедляется и почти прекращается между горизонтами от 7 до 13 м. Это замедление происходит в температурном интервале, в котором наиболее энергично протекает восстановление окисью углерода, сопровождаемое выделением тепла (хотя и в незначительном количестве), которого почти хватает на подогрев опускающихся сырых материалов, уже потерявших выше влагу и, в значительной 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, 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 боль-



Фиг. 82. Распределение температур (средних) американских доменных печей: № 4 Южного завода фирмы Иллинойс (пунктир) и алабамской печи в Голте (сплошная линия).

Таблица 45

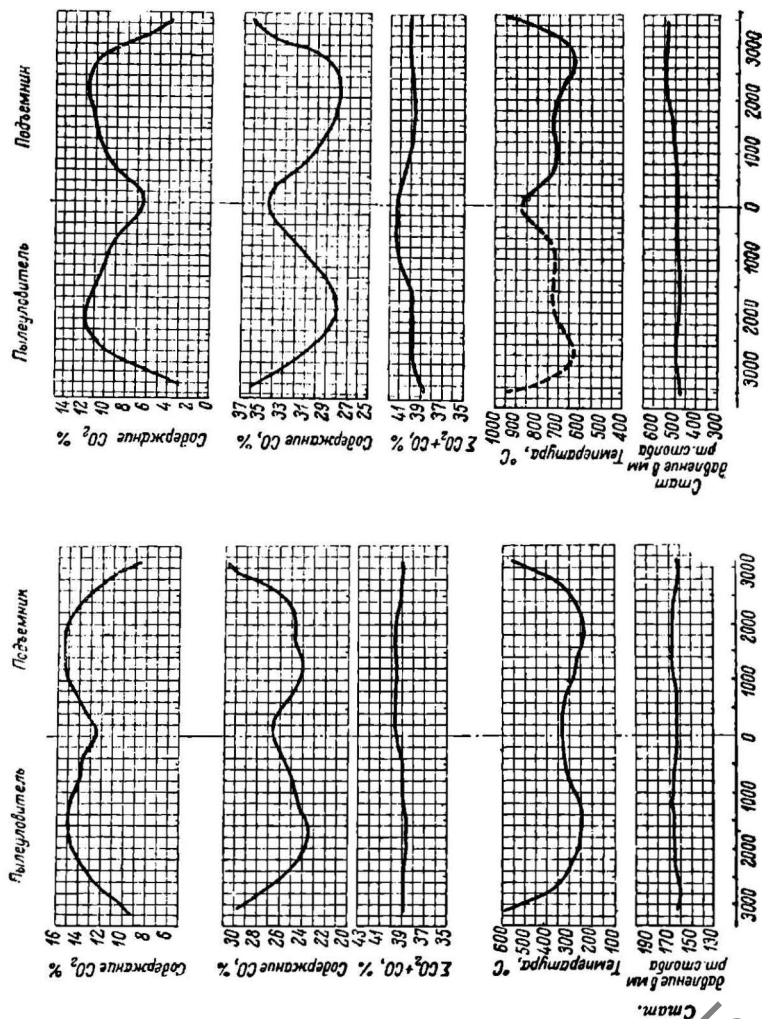
Расстояние от стен, м	Температура, °С	CO <sub>2</sub> %	CO %	CH <sub>4</sub> %	H <sub>2</sub> %	N <sub>2</sub> %
I горизонт, 13,0 м от осей фурм; 5,4 м от горизонта засыпи						
3,0	765	2,7	36,8	0,3	1,9	58,3
2,7	685	3,8	34,9	0,3	2,2	58,8
2,4	685	4,9	34,3	0,3	1,8	58,7
2,1	615	7,8	32,1	0,3	2,0	57,8
1,8	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	0,35	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	1 60	0,2	38,5	0,3	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

шем 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. 32.

В печи Айронтон, работавшей на сортированной руде с раздельной завалкой разных по крупности кусков (трех сортов



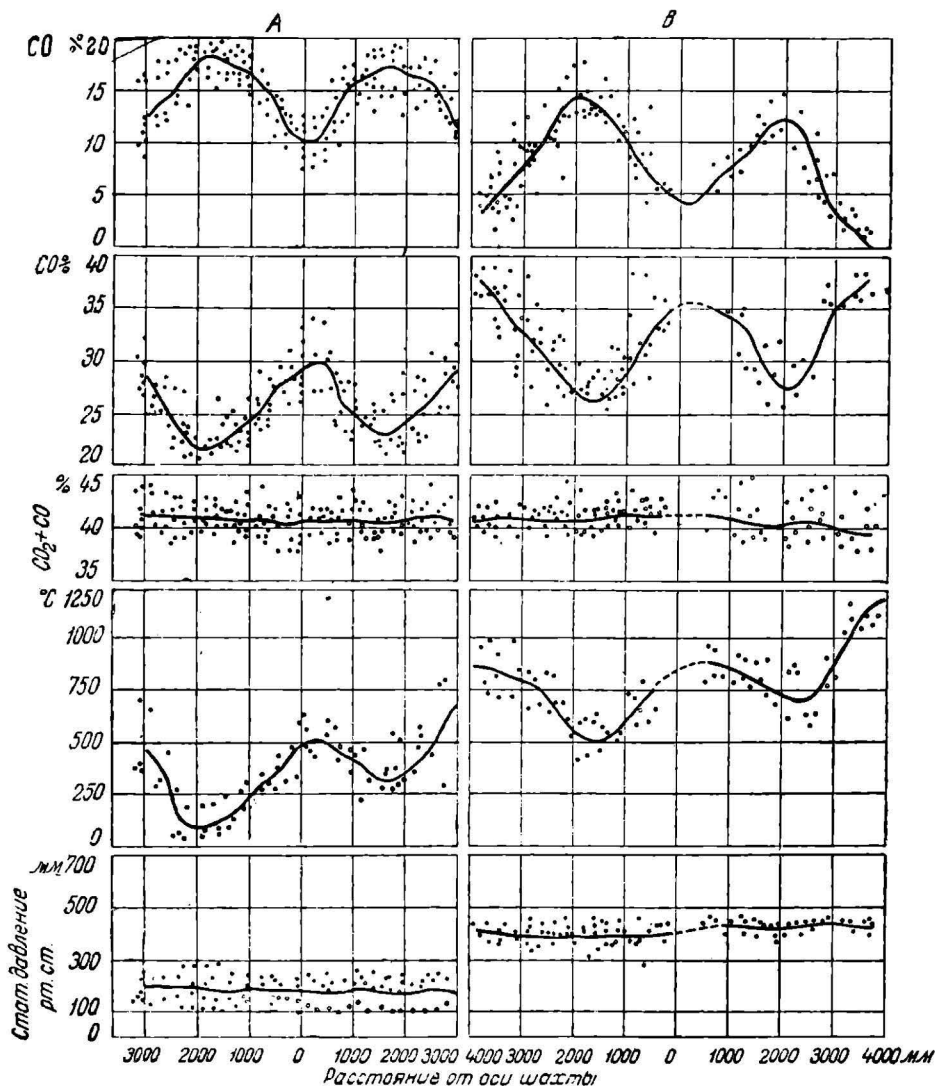
няя треть) температура у стен шахты немного не доходит до  $200^{\circ}$  с северной стороны, а с противоположной почти достигает  $1300^{\circ}$ ; у оси печи температура еще выше ( $1350^{\circ}$ ). Это обстоятельство крайне затрудняло взятие проб и самое измерение температур с обеих сторон, так как в то время как с одной из них



Фиг. 83. Распределение температур и давлений; изменение состава газов на двух горизонтах доменной печи № 4 Кузнецкого завода.

только начиналось плавление шлака, с другой — из отверстия вытекал жидкий шлак и чугун. С этой стороны создавался резкий 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 сгла-

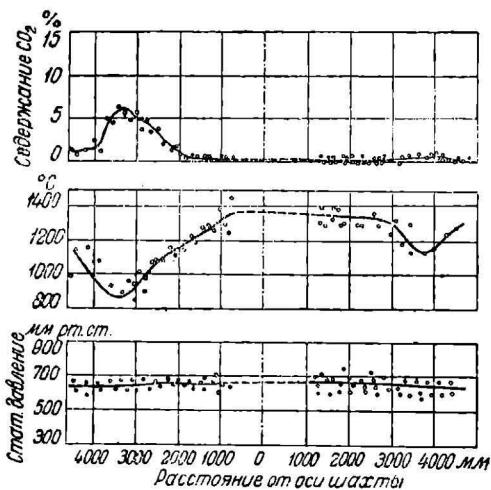
живалась, но все же она ясно отмечается на кривой температуры: с левой стороны фиг. 84 А у стен колошника газ нагрет до  $470^{\circ}$ , а с правой — до  $720^{\circ}$ , в то время как у оси лишь до  $500^{\circ}$ . При



Фиг. 84. Распределение температур и давлений; изменение состава газов на верхнем (А) и среднем (В) горизонтах шахты доменной печи № 1 Магнитогорского завода.

этом левая половина фиг. 84 А дает почти нормальное очертание кривых — как температуры, так и состава газов (ср. с кузнечной печью и печью Фродингем).

Иного характера кривые дает графическое изображение изменений температур и содержания углекислоты печи № 3 Запорожстали (по исследованию 1938 г.). Как видно из фиг. 86, 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



Фиг. 85. Статическое давление и температура в распаре доменной печи № 1 Магнитогорского завода.

развит, отчего средний состав колошниковых газов был хорош (содержание в них углекислоты было более высокое, чем в магнитогорских и кузнецких печах, как будет показано далее).

**Г. Температура колошниковых газов.** Температура, с которой покидают печь колошниковые газы, и ли, 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, богатства шихты или отношения веса ее к весу горючего.

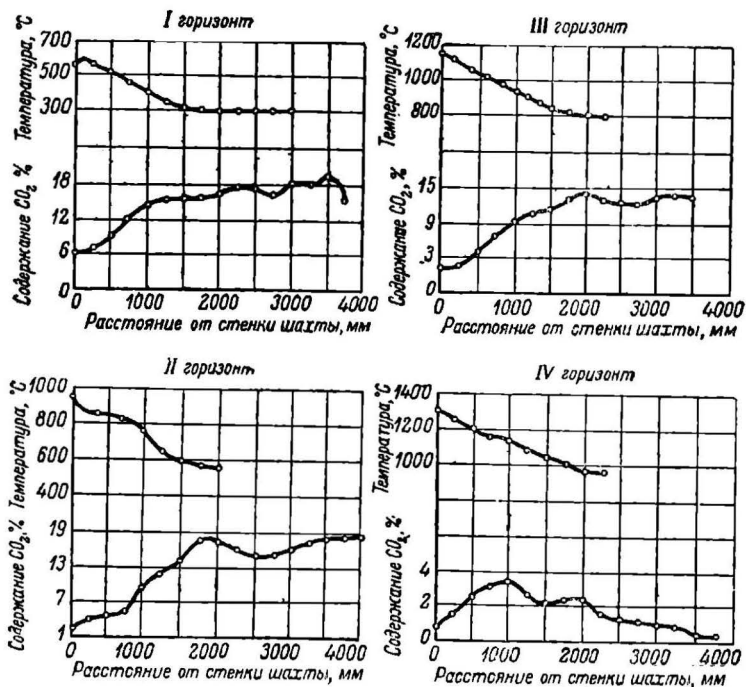
Влияние расхода горючего уже было выяснено раньше, что же касается степени интенсивности хода, то о ней можно сказать, что усиление ее, при прежней потере тепла в атмосферу через стенки печи, увеличивает количество выделяемого в печи тепла и образующихся в ней в единицу времени газов, что увеличивает 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 чугуны, 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, спу-

скаясь до 250—200° (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 колошника 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)



Фиг. 86. Распределение температур и давлений; изменение состава газов на четырех горизонтах доменной печи № 3 Запорожстали.

кирворожская руда смачивается при загрузке. Красные железняки Верхнего озера («новых» округов), содержащие 10—14% воды, дают на колошниках высоких американских печей 150—170° 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 потому обходящиеся без обычного флюса — известняка (17). Несколько выше (200—225°) температура колошниковых газов тех английских печей, которые работают на испанских бурых железняках, — более богатых и служащих для выплавки гематита (с 2% кремния).

Наиболее низкой температурой отработавших газов отличаются печи, выплавляющие томасовский чугун из одной минетт — бедной руды, содержащей до 25% воды (влаги и гидратной вместе). Поглощение тепла на испарение такого количества воды доводит температуру газов до 125—100° (иногда даже 70°). Прибавка к минетт шлаков и богатой шведской руды (на рейнских и вестфальских заводах) повышает температуру колошника и при работе на томасовский чугун до 125—150°.

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 ферромарганца 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 завальщикам 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, °С . . .	125	175	225	275
Нормальные колебания между двумя завалками, °С . . . . .	25—50	25—50	25—50	25—50
Температура перед завалкой и после нее, °С	125—350	160—350	200—425	300—475

При непрерывной завалке после обеденного перерыва возвращение к нормальной температуре происходит в течение 2—2½ 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 час 5 мин. и, измеряя температуру газов у колошника каждые 5 мин., получил для 13 интервалов следующие результаты (°С):

302—318—354—371—399—427—446—  
—467—502—524—546—552—579—615.

Среднее повышение за 5 мин. равнялось  $24^{\circ}$ . Падение температуры колошника в течение того же промежутка времени (1 час. 5 мин.) при непрерывной засыпке колош привело к температуре  $360^{\circ}$ , причем среднее понижение температуры равнялось  $20^{\circ}$  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 газам.

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 фурм 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:

$$\begin{aligned} h_x \text{ (давление в горне)} &= 0,15-0,20 h \text{ (давление дутья) в древесноугольных печах} \\ h_x \text{ (давление в горне)} &= 0,20-0,50 h \text{ в коксовых печах} \end{aligned}$$

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, 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.

В пояснение к таблице нужно сказать, что на холодном дутье противодавление (при одинаковом количестве дутья и сечении

Высота столба плавильн. материалов, м	Диаметр горна, м	Температура дутья, °С	Качество горючего	Давление		Отношение $h_x : h$
				В горне д. печи, см рт. столба	В воздухопроводе у горна, см рт. столба	
12,8	1,423	Холодное	Древесный уголь хвойных пород леса $\frac{2}{3}$ антрацит + $\frac{1}{3}$ кокса	0,79	3,5	0,226
12,1	1,423	374		0,85	2,5	0,340
14,6	3,00	650—700		15 $\frac{1}{4}$	47	0,326

фурм) должно быть ниже, чем при горячем, но печь, в которой автор определял противодействие, работала временно на двух фурмах, горячее же дутье в другую печь поступало через три фурмы. Противодействие 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 противодействие 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 противодействие горна и отношение его к давлению дутья должны быть гораздо значительней только что указанного выше. Например, в Златоустовской печи № 1 противодействие 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 подвиганием колош.

Более поздние наблюдения Р. Суитсера (22) над американской печью (близкой с 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 ртут.

В последнее время С. Кини указал (14) противодействие для трех исследованных им американских печей, а затем ряд советских исследователей установил его для мощных печей СССР. Табл. 48 дает результаты этих новых определений.

Указанное 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. О. Хоруновым при меньшем давлении дутья на печи № 3 таких же размеров как и печь № 4, но в тяжелых условиях работы — на слишком плотной (порошковатой) 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 диам.), соответствующие нормальной подаче дутья, но последняя в течение первого года работы печи (время исследований) была ниже нормальной (всего 2400 м<sup>3</sup>).

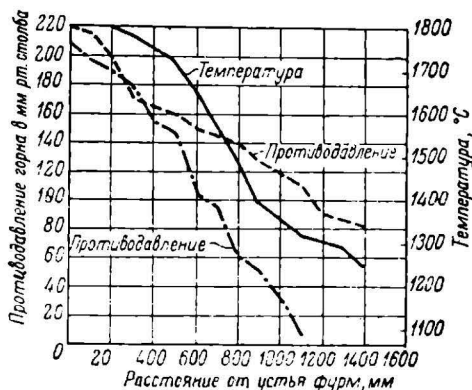
Из сравнения приведенных цифр вытекает, что в современных печах отношение  $h_x$ :  $h$  значительно выше, чем в старых печах или современных, но работающих по-старому, т. е. дутьем незначительного напряжения. Это объясняется тем, что затрата давле-

Таблица 48

Печи	Высота столба плавильного материала, м	Диаметр горна, м	Температура дутья, °С	Горючее	Давление		Отношение $h_x$ : $h$
					В горне, см рт. столба	В воздухопроводе, см рт. столба	
Айронтон	19,99	4,57	600—650	Кокс шт. Юта	61	75,4	0,81
Голт	19,30	4,42	—	Кокс Алабамы	76,2	87,1	0,87
Ю. Чикаго № 4	21,67	5,64	614	Кокс Иллинойс	77,7	92,7	0,84
№ 1 Магнитогорского завода	27,0	7,62	650	Кокс кузнечный	88	106,4	0,83
№ 1 (1935 г.)	27,0	7,62	675	"	98	110	0,89
№ 3 Кузнечного завода	26,8	7,62	525	"	115	120	0,95
№ 4	26,8	7,62	500	"	124,5	139	0,89
№ 2 Ново-Липецкого завода	25,8	7,0	750	Кокс донецкий	80	89	0,90
№ 3 Запорожстали	27,4	8,0	725	"	101	106,5	0,95

ния на преодоление сопротивления в воздухопроводном рукаве при подводе дутья к глазу фурмы и сообщение ему скорости  $(h - h_x)$  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 горновых 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,



Фиг. 87. Температура и противодействие в горне древесноугольной печи Ашинского завода.

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 цен-

ные 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 (8 м в диам.), в котором разность давлений у фурмы и у оси горна была очень незначительна (83,1—78,0 = 5,1 см), благодаря работе на прочном коксе (барabanная проба не ниже 330 кг), отсеянном на гризли с прозорами в 40 мм. Падение давления подробно указывают следующие цифры:

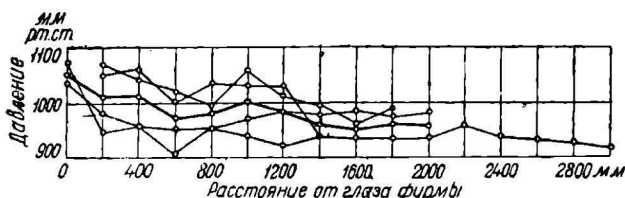
Расстояние от фурм, мм	0	200	400	600	800	1000
Давление, мм рт. ст.	831	830	828	822	815	806
Расстояние, мм . .	—	1200	1500	2000	2500	3000
Давление, мм рт. ст.	—	804	794	790	780	776

Плохое состояние горна (трудная проницаемость, загромождение у оси) было констатировано И. З. Козловичем (133) на древесноугольной печи Ашинского завода, когда давление у глаза фурм в 22 см падало на расстоянии 1,4 м до 8 см (горн

3 м диам.). На приведенной здесь фиг. 87 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 1,1 м упало почти до 0 (сверх атмосферного), т. е. осевая часть горна сделалась непроницаемой для газов; противодействие в 8 см установилось на расстоянии 0,75 м от глаза фурмы.

Фиг. 88 показывает результаты многократных измерений давления газов в горне печи № 1 Магнитогорского завода и среднее (утолщенной линией) 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. Противодействие газов, наблюдаемое в горне доменных печей, находится в зависимости от следующих факторов: 1) от



Фиг. 88. Изменение противодействия газов в горне доменной печи № 1 Магнитогорского завода.

высоты столба плавильных материалов, т. е. расстояния между осями 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 направление дутья, и, наконец, 5) даже от степени текучести шлаков.

Влияние вязкости шлака автор мог подметить в небольших древесноугольных печах, работавших с очень малым противодействием 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 (24), по наблюдениям которого противодействие 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 противодействие, 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 подыматься вверх у стен заплечиков, 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 определяет делением живой силы струи дутья (выраженной в  $кг/м$ ) на расстояние от глаза фурм 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 противодействие 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 явилось 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 отсевкой мелочи сырых материалов при подаче их в печь объясняется — помимо достижения этим ровного хода печей — возможностью, благодаря уменьшению противодействия, увеличить производительность печей подачей большего количества дутья под меньшим давлением<sup>1</sup>.

---

<sup>1</sup> Работа подачи сжатого воздуха пропорциональна давлению его и количеству; поэтому понижение давления позволяет при той же мощности машины подавать большее количество дутья и обратно.

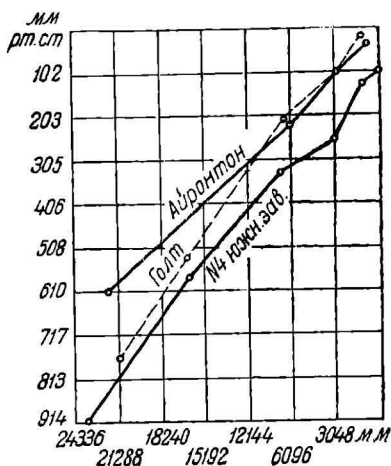
4. Получающиеся в горне доменной печи газы проходят всю толщу двигающихся навстречу им плавильных материалов под влиянием разности давлений, устанавливающейся в горне и на колошнике выше уровня засыпи. Эта разность в современных печах очень велика, так как давление отходящих от печи газов нормально не превосходит 7,5 см рт. ст. в самых больших печах при весьма интенсивной работе их (в печи № 3 Запорожстали при подаче 3000 м<sup>3</sup>/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 трения 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 давления газов (в см вод. ст.) на разном расстоянии от горизонта засыпи для трех американских печей, по исследованиям С. Кини (23). Кривые фиг. 89 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



Фиг. 89. Изменение противодавления по высоте американских печей: № 4 Южного завода в Чикаго, алабамской печи в Голте и печи Айронтон в Прово.

Таблица 49

Горизонты	Колошн.	I	II	III	IV	распар	V	Фурмы	
Расстояние от горизонта засыпи печи, м	0	0,914	3,048	3,353	6,579	13,437	19,3	19,09	21,67
Айронтон	—	3,3	—	—	22,1	—	—	61,0	—
Голт	—	2,3	11,9	—	19,1	53,8	76,2	—	—
Южного завода Чикаго № 4	10,1	12,0	—	26,2	33,6	57,7	—	—	77,7

в Чикаго; вероятно, диаметры газоотводов были слишком малы (на колошнике магнитогорских печей, при суточном расходе кокса в 1½ 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, возрастая 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 (фиг. 33). По американским данным чаще всего давление газов достигает минимума в кольцевом пространстве недалеке 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 засыпи и II — на 6579 мм от него). Приводим полученные Кини результаты (см рт. ст.):

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 опр.
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.

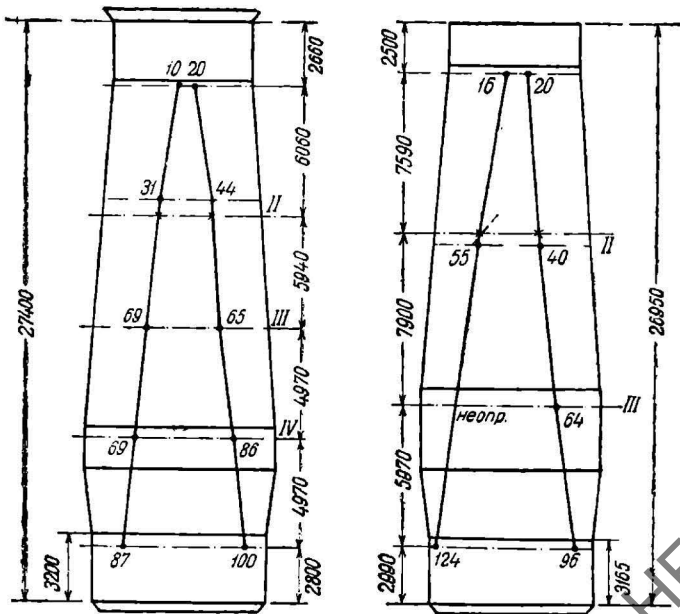
В печи № 4 фирмы Иллинойс измерение давления газов было произведено на четырех горизонтах; результаты показаны в табл. 50.

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 резче 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. 83,

Горизонт I									
Расстояние от стен, м . . .	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, м . . .	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, м . . . .	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
Горизонт IV									
Давление газов, см рт. ст.	55,6	55,4	55,6	56,6	60,2	60,2	60,5	61,0	61,5



Фиг. 90. Изменение противодействия по высоте печей № 3 Азовстали, № 3, Запорожстали (слева), № 1 Магнитогорского и № 4 Кузнецкого заводов (справа).

84 и 85, 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 вод. ст.) — видно из сопоставления цифр табл. 51.

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

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 на разных горизонтах для доменных печей: № 3 Азовстали, № 3 Запорожстали, № 4 Кузнецкого завода и № 1 Кузнецкого завода представлено графически на фиг. 90 (слева направо).

### 3. Химический состав газов

#### А. Изменение химического состава газов на пути к колошнику.

Раньше было уже указано, что продуктом горения углерода является газ, содержащий 35% по объему CO, 0,8% N<sub>2</sub> и 64,2% N<sub>2</sub> (если воздух содержит 1% по объему водяных паров или около 8 г их на 1 м<sup>3</sup> дутья), и что в горне доменной печи нет места, где бы мог быть обнаружен газ такого состава: еще раньше, чем исчезнут остатки CO<sub>2</sub>, в газе уже оказывается содержание CO, превышающее 35% (см. диаграммы фиг. 66—72). 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 вверх газы совершают свою восстановительную работу так, что углерод горючего окисляется кислородом руды (см. процесс восстановления, формула стр. 36) и газ обогащается окисью

углерода, отчего содержание  $N_2$  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  $950^\circ$ . Как только это случится, углекислота, 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  $CO_2$  от разложения флюса, затянувшегося вследствие плохой теплопроводности известняка.

Разложение углекислых солей флюса увеличивает в газе сумму ( $CO_2 + CO$ ), понижая процент содержания азота, и тем значительнее, чем больше флюса идет в шихту, с одной стороны, и чем удобовосстановимее руда, — с другой. Максимумы эта сумма и, в частности,  $CO_2$  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  $Fe_3O_4$  и  $FeO$  (последняя — в соединении с кремнеземом), дают меньше кислорода на одно и то же количество восстанавливающегося железа, что понижает содержание  $CO_2$  в газах.

Наконец, при работе на древесном угле к продуктам горения и восстановления присоединяется большое количество продуктов сухой перегонки — до  $400\ m^3$  на  $1\ t$  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  $CO_2 + CO$ , но отношение в ней  $CO_2 : CO$  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  $CO_2 : CO$  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.

Как в цифровом выражении изменяется состав газов при их движении к колошнику, указывалось уже при изложении хода восстановительного процесса. Фиг. 32, 33, 83—86 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 № 1 Магнитогорского завода, Рехлинга, Айронтон и № 3 Запорожстали.

Таблица 52

Магнитогорская печь № 1

Расстояние от оси, мм	1		2		3		4	
	CO <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	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) средний горизонт (13 573 мм от горизонта 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

Неравномерное распределение материалов на колошнике первой печи 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 горизонте 1 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<sub>2</sub> 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...) отделялись друг от друга промежутком времени в несколько дней.

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 <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	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

Высокое содержание CO<sub>2</sub> 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 горизонте II сказывается очень резко; но у оси печи сечение, через которое проходят газы, бедные углекислотой или совсем ее не содержащие, незначительно (диаметром не более 1 м) по сравнению со всем сечением шахты. Характерно, что на этом же горизонте (II) можно отметить кольцо не менее 1 м шириной, в котором содержание CO<sub>2</sub> 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 CO<sub>2</sub> на верхних горизонтах, т. е. там, где слой руды был наибольшей высоты, отдельные пробы газа обнаруживали до 7% CO<sub>2</sub> (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 Рехлинг, для которой уже были даны кривые равного содержания углекислоты (фиг. 33) и указаны своеобразные условия работы.

Сумма CO<sub>2</sub> + CO в газах этой печи на всех горизонтах зна

чительно меньше обычной (см. табл. 53), и объясняется это тем, что печь работает без флюса, а самоплавкая руда минетт обжигом превращается в агломерат, теряя свою уголекислоту. Как уже

Таблица 54

Печь Айрнтон

Расстояние от стен шахты, мм	Горизонт I (914 мм от уровня засыпи)				Горизонт II (6579 мм от уровня засыпи)			
	CO <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
0	16,8	24,5	0,9	57,8	11,1	30,1	0,5	58,3
152	17,1	23,4	0,8	57,5	11,2	30,2	0,6	57,7
305	15,3	24,6	0,7	59,4	14,1	28,2	0,9	56,8
457	16,1	24,6	0,8	58,4	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,с	24,0	0,9	59,1	13,6	27,2	0,6	58,6
1219	15,9	24,6	0,9	58,7	13,1	28,4	0,7	57,8
1372	16,1	24,7	0,9	59,3	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

говорилось, в печи Рехлинга устанавливается «периферийный ход», который характеризуется постепенным увеличением содер-

Таблица 55

Расстояние от стен шахты, мм	CO <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	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

жания CO<sub>2</sub> в газе по направлению к оси печи. Данные исследования констатируют это только до расстояния 0,57 радиуса. Но что содержание CO<sub>2</sub> у оси печи на колошнике значительно превосходило 12%, видно из того, что отходящие газы имели 12,0—

12,5%  $\text{CO}_2$  в среднем, несмотря на то, что у стен шахты газы имели меньше 12%  $\text{CO}_2$ .

Периферийным ходом отличается и печь № 3 Запорожстали, состав газов которой резко отличается от состава газов печи Рехлинг, как видно из табл. 55 и из диаграмм фиг. 86.

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.

**Б. 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 СССР, выплавляющих на коксе мартеновский чугун.

1. Относительный расход кокса: 1,0.
2. Состав кокса:

C	$\text{H}_2$	$\text{O}_2$	$\text{N}_2$	Золы и влаги
82,6	0,601	0,699	0,5	15,6%

Процентный состав (весовой) газов, выделяемых коксом (по Ч. Беллу),

$\text{CO}_2$	CO	$\text{CH}_4$	$\text{H}_2$	$\text{N}_2$
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:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  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 весовых частях летучих кокса заключается:

$$\begin{aligned} \frac{3}{11} \cdot 35 + \frac{3}{7} \cdot 37 + \frac{3}{4} \cdot 4 &= 28,4 \text{ кг С} \\ \frac{3}{11} \cdot 35 + \frac{4}{7} \cdot 37 &= 46,6 \text{ " О}_2 \\ 6 + 4 : 4 &= 7,0 \text{ " Н}_2 \\ &18,0 \text{ " N}_2 \end{aligned}$$

100,0 кг всех газов.

На 1000 кг кокса в летучих удаляется:

$$\begin{aligned} 15 \cdot 0,284 &= 4,26 \text{ кг С} \\ 15 \cdot 0,466 &= 6,99 \text{ " О}_2 \\ 15 \cdot 0,07 &= 1,05 \text{ " Н}_2 \\ 15 \cdot 0,18 &= 2,70 \text{ " N}_2 \end{aligned}$$

15,00 кг всех газов.

Б. Количество элементов, вносимое коксом в печь

На 1000 кг чугуна при относительном расходе кокса 1,0:

	С	Н <sub>2</sub>	О <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
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 на образование 8 кг СН<sub>4</sub><sup>1</sup> 6,000 кг С.
- 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 Н<sub>2</sub><sup>2</sup>

$$2,500 \cdot 3 = 7,500 \text{ кг С.}$$

6) Восстановление кремния по уравнению  $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$  требует на 10 кг кремния

$$10 \cdot 24 : 28,3 = 8,480 \text{ кг С.}$$

<sup>1</sup> Взято такое количество, чтобы получить обычное содержание СН<sub>4</sub> в газах — около 0,3%.

<sup>2</sup> Взято такое количество, чтобы получить обычное содержание Н<sub>2</sub> в газах — около 2,5%.

УДАЛЕН  
(ИПЪТ)

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  $\text{P}_2\text{O}_5$  по уравнению:  $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = \text{P}_2 + 5\text{C}$  требует на 1 кг его

$$1 \cdot 60 : 62 = 0,968 \text{ кг С.}$$

9) Восстановление из  $\text{FeO}$  половины (по заданию) всего железа твердым углеродом по уравнению  $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$  требует на 930: 2 кг железа

$$465 \cdot 12 : 56 = 99,643 \text{ кг С.}$$

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).

#### Г Образование $\text{CO}_2$ восстановлением и разложением

12) По уравнению (предполагая Mn в состоянии  $\text{MnO}_2$ , если не указано, что он находится в шихте в виде  $\text{Mn}_3\text{O}_4$ ):  $\text{MnO}_2 + \text{CO} = \text{MnO} + \text{CO}_2$  на 55 кг Mn образуется 22,4 м<sup>3</sup>  $\text{CO}_2$ , а всего на  $4/3 \cdot 20$  кг Mn<sup>1</sup>

$$4/3 \cdot 20 \cdot 22,4 : 55 = 10,860 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

13) По уравнению  $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} = 2\text{FeO} + \text{CO}_2$  на 2 · 56 железа образуется 22,4 м<sup>3</sup>  $\text{CO}_2$ , 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)  $1/2$  всего Fe из  $\text{FeO}$  дает

$$465 \cdot 22,4 : 56 = 186,000 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

15) Всего восстановление окислов металлов дает

$$186,000 + 186,000 + 10,860 = 382,860 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

16) Разложением кокса (выделение летучих веществ) получается

$$15 \cdot 0,35 \cdot 22,4 : 44 = 2,673 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

<sup>1</sup> Предполагая выход марганца 75% на 100 руды, т. е. принимая во внимание и восстановление Mn, переходящего в шлак в виде  $\text{MnO}$ .

17) Разложение водяных паров в верхних горизонтах даст по п. 5

$$7,5 \cdot 22,4 \cdot 12 = 14,000 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

18) Разложение флюса дает

$$357 \cdot 22,4 : 100 = 79,968 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

19) Всего разложением получится  $96,641 \text{ м}^3 \text{ CO}_2$ .

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  $28,3 \text{ кг}$  кремния образуется  $2 \cdot 22,4 \text{ м}^3 \text{ CO}$ , а на  $10 \text{ кг}$  его получится

$$10 \cdot 2 \cdot 22,4 : 28,3 = 15,830 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

22) По уравнению п. 7 на  $55 \text{ кг}$  Mn образуется  $22,4 \text{ м}^3 \text{ CO}$ , а на  $20 \text{ кг}$  его получится

$$20 \cdot 22,4 : 55 = 8,145 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

23) По уравнению п. 8 на  $62 \text{ кг}$  фосфора образуется  $5 \cdot 22,4 \text{ м}^3 \text{ CO}$ , а на  $1 \text{ кг}$  его получится

$$1 \cdot 5 \cdot 22,4 : 62 = 1,806 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

24) По уравнению п. 9 на  $56 \text{ кг}$  Fe образуется  $22,4 \text{ м}^3 \text{ CO}$ , а на  $465 \text{ кг}$  (или  $1/2$  всего Fe)

$$465 \cdot 22,4 : 56 = 186,000 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

25) Сжигается непосредственно дутьем у фурм  $656,286 \text{ кг}$  C в CO (вывод п. 11), что дает

$$656,286 \cdot 22,4 : 12 = 1225,065 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

26) Всего окислением углерода получается (по пп. 21...26)

$$15,830 + 8,145 + 1,806 + 186,000 + 1225,065 = 1436,846 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

27) Разложением кокса дается

$$15 \cdot 0,37 \cdot 22,4 : 28 = 4,440 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

28) Но на образование  $\text{CO}_2$  уходит (по выводу п. 15)  $382,860 \text{ м}^3 \text{ CO}$ , поэтому в газах остается (по пп. 26, 15 и 27).

$$1436,846 - 382,860 + 4,440 = 1058,426 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

#### Е. Образование метана

29) Превращением  $6 \text{ кг}$  C в  $\text{CH}_4$  (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 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

$$(15 \cdot 0,06 + 4,96) 22,4 : 2 = 65,632 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$$

35) На образование  $\text{CH}_4$  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  $1225,065 \text{ м}^2 \text{ CO}$ , 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%  $\text{N}_2$  и 21,29%  $\text{O}_2$  (см. состав воздуха, стр. 235). 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 =  $(\text{O}_2 + \text{N}_2 + \text{H}_2 : 2) = 612,533 + 2250,175 + 28,771 : 2 = 2877,094 \text{ м}^3.$

И. Количество и состав (в объемных процентах) газов

CO <sub>2</sub>	479,501 м <sup>3</sup>	или	12,3 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	} 39,5 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
CO	1061,141 "	"	27,2 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	
CH <sub>4</sub>	12,040 "	"	0,3 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	
H <sub>2</sub>	98,323 "	"	2,5 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	
N <sub>2</sub>	2254,175 "	"	57,7 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	
Всего 3905,180 м <sup>3</sup>			100,0 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	

43) Газов приходится на 1 кг кокса (и 1 кг чугуна в данном случае)

$$3905,180 : 1000 = 3,91 \text{ м}^3.$$

44) Дутья

$$2877,094 : 1000 = 2,877 \text{ м}^3.$$

45) Отношение объема газов к объему дутья

$$3,91 : 2,877 = 1,36.$$

Отношение это близко к нормальному — 1,37.

К. Последовательность изменения процентного состава и количества колошниковых газов дана в табл. 56.

Таблица 56

	Горение у фурм		Восстановление твердым углеродом		Восстановление окисью углерода	
	м <sup>3</sup>	%	м <sup>3</sup>	%	м <sup>3</sup>	%
CO <sub>2</sub>	—	—	—	—	382,860	10,3
CO	122,065	34,96	1436,846	38,6	1053,986	28,3
CH <sub>4</sub>	—	—	—	—	—	—
H <sub>2</sub>	28,771	0,82	28,771	0,8	28,771	0,8
N <sub>2</sub>	2250,175	64,22	2260,175	60,6	2250,175	60,6
Всего	3504,011	100,00	3715,792	100,0	3715,792	100,6

	Разложение флюса		Разложение воды		Присоед. летучих	
	м <sup>3</sup>	%	м <sup>3</sup>	%	м <sup>3</sup>	%
CO <sub>2</sub>	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 <sub>4</sub>	—	—	11,200	0,3	13,040	0,3
H <sub>2</sub>	28,771	0,8	56,771	1,5	98,323	2,5
N <sub>2</sub>	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.

$O_2$	$21 \cdot 0,99 = 20,79\%$	или $21,29\%$
$N_2$	$79 \cdot 0,99 = 78,21\%$	$78,21\%$
$H_2O$	<u>1,00%</u>	<u><math>H_2</math> 1,00%</u>
	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 ферромарганца следующего состава:

С	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  $C$  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  $C$ , 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  $CH_4$ <sup>1</sup>

$$\frac{12}{16} y = 0,75y \text{ кг } C.$$

3) Уходит в чугун 60 кг  $C$

4) Сжигается в доменной печи шихтой и дутьем

$$1963,7 - 0,75 y \text{ кг } C.$$

5) Количество  $C$ , необходимое для восстановления кремния по реакции  $SiO_2 + 2C = 2CO + SiC$ ,

$$5 \cdot 2 \cdot 12 : 28 = 4,29 \text{ кг } C.$$

<sup>1</sup> 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  $y$ .

6) Для восстановления Mn по реакции  $MnO + C = CO + Mn$  требуется

$$800 \cdot 12 : 55 = 174,55 \text{ кг С}$$

7) Для восстановления P по реакции  $P_2O_5 + 5C = 5CO + P_2$

$$2 \cdot 60 : 62 = 1,945 \text{ кг С}$$

Всего на восстановление 180,78 кг С

8) Для образования  $x$  кг  $H_2$  по реакции  $2H_2O + C = CO_2 + 2H_2$ <sup>1</sup>

$$12x : 4 = 3x \text{ кг С}$$

9) Восстановления Fe не происходит (берется из скрапа)

10) и 11) Сгорает у фурм

$$1963,7 - 0,75y - 180,78 - 3x = 1782,92 - 0,75y - 3x \text{ кг С}$$

Г. Количество CO, получаемое от прямого восстановления

12) Si —  $5 \cdot 2 \cdot 22,4 : 28 = 8,00 \text{ м}^3 \text{ CO}$

13) Mn —  $800 \cdot 22,4 : 55 = 325,84$

13) P —  $2 \cdot 5 \cdot 22,4 : 62 = 3,62 \text{ „ „}$

---

Всего 337,46

15) Образуется CO у фурм

$$\frac{(1782,92 - 0,75y - 3x) \cdot 22,4}{12} = 3338,18 - 1,4y - 5,6x$$

16) Всего CO 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  $2H_2O + C = 2H_2 + CO_2$  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  $MnO_2 + CO = MnO + CO_2$  получается<sup>1</sup>

$$\frac{4/3 \cdot 800 \cdot 22,4}{55} = 434,42 \text{ м}^3 \text{ CO}_2$$

20) Всего  $CO_2$

$$591,22 + 5,6x \text{ м}^3 \text{ CO}_2$$

---

<sup>1</sup> Восстановление железа отсутствует.

21) Количество  $\text{CO}$ , не перешедшее в  $\text{CO}_2$ ,  
 $3665,64 - 434,42 - 5,6x - 1,4y = 3231,22 - 5,6x - 1,4y.$

Е и Ж. Присоединение  $\text{CH}_4$  и  $\text{H}_2$

22) Из кокса выделяется  
 $4 \cdot 2,45 \cdot 22,4 : 2 = 109,76 \text{ м}^3 \text{ H}_2.$

23) От разложения  $\text{H}_2\text{O}$  шихты получается  
 $22,4x : 2 = 11,2x \text{ м}^3 \text{ H}_2.$

24) Образование  $\text{CH}_4$   
 $22,4y : 16 = 1,4y \text{ м}^3 \text{ CH}_4.$

25) Всего из кокса и от разложения воды шихты получается  
 $\text{H}_2$  и  $\text{CH}_4$   
 $109,76 + 11,2x + 1,4y \text{ м}^3.$

3. Дутье и вносимое им количество  $\text{H}_2$

26) Количество  $\text{O}_2$  для сжигания  $\text{C}$  в  $\text{CO}$  у фурм  
 $(3328,18 - 5,6x - 1,4y) : 2 = 1664,09 - 2,8x - 0,7y.$

27) Количество  $\text{N}_2$  (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  $\text{H}_2$  от влаги дутья  
 $(1664,09 - 2,8x - 0,7y) : 21,29 = 78,16 - 0,1315x - 0,0328y.$

29) Объем дутья  $= (\text{O}_2 + \text{N}_2 + \text{H}_2 : 2) = 7632,36 \text{ м}^3$  (см. ниже, пп. 26—28 и 34).

И. Общее количество и состав газов

$$\text{CO} = 3231,22x - 5,6x - 1,4y;$$

$$\text{CO}_2 = 591,22 + 5,6x;$$

$$\text{H}_2 = 78,16 + 109,76 + (11,2 - 0,1315)x - 0,0328y =$$

$$= 187,92 + 11,0685x - 0,0328y;$$

$$\text{CH}_4 = 1,4y;$$

$$\text{N}_2 = 6113,03 - 10,2858x - 2,5714y;$$

---


$$\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{CH}_4 + \text{N}_2 = 10123,39 + 0,787x - 2,6042y \text{ м}^3.$$

По заданию водорода должно быть 3% объема газов, поэтому

$$\frac{\text{H}_2 \cdot 100}{\text{Сумма газов}} = \frac{(187,92 + 11,0685x - 0,0328y) \cdot 100}{10123,39 + 0,78227x - 2,6042y} = 3;$$

$$18792 + 1106,85x - 3,28y = 30370,17 + 2,3481x - 7,8126y;$$

$$1104,5019x + 4,5326y = 11578,17.$$

Болотного газа должно быть 0,2%, поэтому

$$\frac{\text{CH}_4 \cdot 100}{\text{Сумма газов}} = \frac{1,4 \cdot 100}{10123,39 + 0,78227x - 2,6042y} = 0,2;$$

$$140y = 2024,68 + 0,15654x - 0,5208y;$$

$$139,4792y = 2024,68 + 0,15654x;$$

$$y = \frac{2024,68 + 0,15654x}{139,4792}.$$

Откуда

$$x = 10,4228; \quad y = 14,5276.$$

26 а) Количество кислорода дутья

$$1664,09 - 2,8 \cdot 10,4228 - 0,7 \cdot 14,5276 = 1624,74 \text{ м}^3.$$

27 а) Количество водорода дутья

$$78,16 - 0,1315 \cdot 10,4228 - 0,0328 \cdot 14,5276 = 76,30 \text{ м}^3.$$

28) Количество CO

$$3231,215 - 5,6 \cdot 10,4228 - 1,4 \cdot 14,5276 = 3152,51 \text{ м}^3 - 31,23\%.$$

29) Количество CO<sub>2</sub>

$$591,2217 + 5,6 \cdot 10,4228 = 649,59 \text{ м}^3 - 6,44\%.$$

30) Количество CH<sub>4</sub>

$$1,4 \cdot 14,5276 = 20,34 \text{ м}^3 - 0,20\%.$$

31) Количество H<sub>2</sub>

$$187,9229 + 11,0685 \cdot 10,4228 - 0,0328 \cdot 14,5276 = 302,8 \text{ м}^3 - 3,00\%.$$

32) Количество N<sub>2</sub>

$$6113,0283 - 10,2858 \cdot 10,4228 - 2,5714 \cdot 14,5276 = 5968,47 \text{ м}^3 - 59,13\%$$

33) Всего.

$$10093,71 \text{ м}^3 \quad 100,00\%$$

34) Газа на 1 кг кокса

$$10093,71 : 2450 = 4,12 \text{ м}^3.$$

35) Дутья на 1 кг кокса

$$7629,36 : 2450 = 3,12 \text{ м}^3.$$

36) Отношение

$$4,12 : 3,12 = 1,32.$$

Это — минимум, объясняемый большим расходом горючего. Последовательность изменения процентного состава и количества газа дана в табл. 57.

УДК  
(ИПБТ)

Таблица 57

	Горение у фурм	Восстановление твердым С	Восстановление СО	Разложение флюса	Разложение Н <sub>2</sub> О пара	Выделение летучих
СО	3928, 1767 — — 1,4у — 5,6х = = 3249,47	3665,6367 — — 1,4у — 5,6х = = 3586,93	3231,215 — — 1,4у — 5,6х = = 3152,51	3152,51	3152,51	3152,51
СО <sub>2</sub>	—	—	434,42	591,22	591,2217 + + 5,6х = 649,59	649,59
Н <sub>2</sub>	78,16 — 0,1315х — — 0,0328у = 76,318	76,32	76,32	76,32	76,3258 + + 11,2х = 193,04	193,04 + + 109,76 = = 302,8
СН <sub>4</sub>	—	—	—	—	—	20,34
Н <sub>2</sub>	6113,0283 — — 10,285х — — 2,5714у = 5968,47	5968,47	5968,47	5968,47	5968,47	5968,47
Всего . .	9294,25	9631,72	9631,72	9788,52	9963,71	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 <sub>2</sub>	—	—	4,51	6,04	6,52	6,44
Н <sub>2</sub>	0,82	0,79	0,79	0,78	1,94	3,00
СН <sub>4</sub>	—	—	—	—	—	0,20
Н <sub>2</sub>	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 древесно-угольной печи Урала, выплавляющей 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 м<sup>3</sup> на 1 т угля.

Состав газов, выделяемых горючим:

CO <sub>2</sub>	CO	CH <sub>4</sub>	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	объемных
18,6	12,6	10,0	58,0	0,08	0/10

3. Относительный расход CaCO<sub>3</sub> — нуль.
4. Степень окисления руды: 80% железа в виде Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 20% в виде FeO, образующей Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>.
5. Относительное развитие восстановления твердым углеродом и газами: <sup>2</sup>/<sub>3</sub> всего железа восстанавливается твердым углеродом из FeO.

**А.** Количество элементов, уносимое летучими веществами из угля

В 400 м<sup>3</sup> летучих уносится из печи:

$$4 \cdot \frac{18,6 \cdot 44}{22,4} = 146,14 \text{ кг CO}_2,$$

$$4 \cdot \frac{12,6 \cdot 28}{22,4} = 63,72 \text{ кг CO},$$

$$4 \cdot \frac{10 \cdot 16}{22,4} = 28,56 \text{ кг CH}_4.$$

**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 чугуне

$$0,043 \cdot 1000 = 43,00 \text{ кг C.}$$

3) Сжигается в печи шихтой и дутьем

$$711,42 - 43 = 668,42 \text{ кг С.}$$

4) Восстановление  $\text{SiO}_2$  по реакции  $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$

$$\frac{0,016 \cdot 1000}{28,3} 12 \cdot 2 = 13,57 \text{ кг С.}$$

5) Восстановление марганца ( $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$ ) берет

$$\frac{0,025 \cdot 1000 \cdot 12}{55} = 5,45 \text{ кг С.}$$

6) Восстановление  $\text{P}_2\text{O}_5$  ( $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 2\text{P} + 5\text{CO}$ )

$$\frac{0,0007 \cdot 1000 \cdot 5 \cdot 12}{2 \cdot 31} = 0,67 \text{ кг С.}$$

7) Восстановление  $\frac{2}{3}$  всего железа твердым углеродом из  $\text{FeO}$  по реакции  $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$  требует

$$\frac{0,9152 \cdot 1000 \cdot 12 \cdot \frac{2}{3}}{56} = 130,74 \text{ кг С.}$$

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  $100 \cdot 517,99 : 668,42 = 76\%$  сжигаемого в печи углерода).

Г Образование  $\text{CO}_2$  процессами восстановления и разложения.

10) По уравнению  $\text{Mn}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{MnO} + \text{CO}_2$  получится

$$2 \cdot \frac{22,4 \cdot 0,025 \cdot 1000}{3 \cdot 55} = 6,78 \text{ м}^3 \text{ CO}_2^1.$$

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

$$\frac{22,4 \cdot \frac{1}{3} \cdot 0,9152 \cdot 1000}{56} = 122,03 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

13) Всего восстановление окислов дает

$$6,78 + 146,43 + 122,03 = 275,24 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

<sup>1</sup> Коэффициент 2 взят потому, что при древесноугольной плавке  $\frac{2}{3}$  всего Mn переходит в чугуны, а  $\frac{1}{3}$  — в шлак, восстанавливаясь в MnO.

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<sub>2</sub> (SiO<sub>2</sub> + 2C = Si + 2CO) получается

$$\frac{2 \cdot 22,4 \cdot 1,000 \cdot 0,016}{28,3} = 25,32 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

18) Восстановление марганца (MnO + C = Mn + CO) дает

$$\frac{22,4 \cdot 0,025 \cdot 1000}{55} = 10,18 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

19) Восстановление P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (5C + P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> = 2P + 5CO)

$$\frac{22,4 \cdot 5 \cdot 1000 \cdot 0,0007}{2 \cdot 31} = 1,26 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

20) Восстановление <sup>2</sup>/<sub>3</sub> Fe твердым углеродом

$$\frac{22,4 \cdot \frac{2}{3} \cdot 0,9152 \cdot 1000}{56} = 244,05 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

21) Сжигается углерода дутьем у фурм 517,69 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<sub>2</sub>

$$6,78 + 146,43 + 122,03 = 275,24 \text{ м}^3.$$

25) Остается в газах

$$1247,72 + 50,40 - 275,24 = 1022,88 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

#### Е. Образование CH<sub>4</sub>

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 м<sup>3</sup> СО, что требует

$$955,91 : 2 = 483,45 \text{ м}^3 \text{ О}_2 \text{ и с ним } \frac{483,45 \cdot 78,21}{21,29} = 1775,98 \text{ м}^3 \text{ N}_2.$$

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.

$$1775,98 : 78,21 = 22,71 \text{ м}^3.$$

Объем влажного дутья

$$483,45 + 1775,98 + 11,36 = 2270,79 \text{ м}^3.$$

З. Образование Н<sub>2</sub>

32) Разложение влаги дутья дает 22,71 м<sup>3</sup> Н<sub>2</sub>.

33) Из летучих веществ угля берется

$$400 \cdot 1 \cdot 0,58 = 232,00 \text{ м}^3 \text{ Н}_2.$$

34) Всего свободного водорода в газах

$$22,71 + 232,00 = 254,71 \text{ м}^3.$$

И. Количество и состав (в объемных процентах)

газов	
СО <sub>2</sub> —	349,64 м <sup>3</sup> = 10,1 <sup>0/0</sup> } 39,8 <sup>0/0</sup>
СО —	1 022,88 " = 29,7
СН <sub>4</sub> —	40,00 " = 1,2
Н <sub>2</sub> —	254,71 " = 7,4
N <sub>2</sub> —	1 779,18 " = 51,6
Всего 3 446,41      100,00 <sup>0/0</sup>	

35) Газов приходится на 1 кг угля

$$3446,41 : 1000 = 3,446 \text{ м}^3.$$

36) Дутья на 1 кг угля

$$2271,0 : 91000 = 2,271 \text{ м}^3.$$

37) Отношение объема газов к объему дутья

$$3446,41 : 2271,09 = 1,51$$

Это — самое высокое отношение, объясняемое влиянием большого количества летучих веществ древесного угля.

#### 4. 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.

**А. 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  $\text{CO}_2$  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  $1/2$  всего железа и расходе  $\text{CaCO}_3 = 0,357$ , получим такой состав газов (в %):

$\text{CO}_2$	CO	$\text{CH}_4$	$\text{H}_2$	$\text{N}_2$	$\text{CO}_2 + \text{CO}$	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	38,51	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  $\text{CO}_2$  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.

**Б. Расход флюса (известняка).** Влияние этого фактора очевидно: углекислота флюса присоединяется к  $\text{CO}_2$ , как продукту восстановления, увеличивает процентное содержание  $\text{CO}_2$  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 <sub>3</sub>	0,357	0,0	0,0	0,206	0,412
CO <sub>2</sub>	11,65	9,80	9,6	12,1	14,3
CO	27,75	28,34	28,8	28,1	27,3
CH <sub>4</sub>	0,31	0,32	1,5	1,4	1,4
H <sub>2</sub>	1,85	1,89	5,3	5,1	5,1
N <sub>2</sub>	58,44	59,65	54,8	53,3	51,9
CO <sub>2</sub> + 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 I и восстановлении  $\frac{1}{2}$  всего железа твердым углеродом), а второй — в случае полного обжига флюса, т. е. без добавления CO<sub>2</sub> 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.

**В. Степень прямого восстановления.** Нижеследующие анализы (в %) относятся к случаям работы южных печей на коксе при трех различных степенях восстановления твердым углеродом (расход горючего 1,0, флюса—0,357; состав чугуна — как прежде).

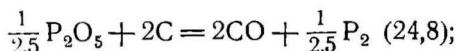
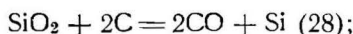
Степень восстановления:	0,25	0,50	0,75
CO <sub>2</sub>	13,45	11,65	9,71
CO	24,25	27,75	31,46
CH <sub>4</sub>	0,30	0,31	0,32
H <sub>2</sub>	1,83	1,85	1,88
N <sub>2</sub>	60,07	58,44	56,63
CO <sub>2</sub> + CO	37,70	39,40	41,17

Степень прямого восстановления 0,5, обычная для многих случаев практики, для наших южных печей долго была исключением, так как в них редко наблюдался газ, содержащий 11,65% CO<sub>2</sub> 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 CO<sub>2</sub> 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 CO<sub>2</sub> нередко бывает более 13,45%, но только при расходе кокса менее 1.

Как видно из трех колонок цифр, содержание  $\text{CO}_2$  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. Обратное, по мере развития восстановления твердым углеродом все большее количество углерода сжигается кислородом руды, уменьшается количество дутья и вносимого им азота, отчего увеличивается сумма  $\text{CO}_2 + \text{CO}$ ; но в этой сумме с уменьшением количества  $\text{CO}_2$  увеличивается содержание  $\text{CO}$ , поэтому отношение  $\text{CO}_2 : \text{CO}$  резко падает.

Наблюдения над изменением состава газов через небольшие промежутки времени показывают, что отношение  $\text{CO}_2 : \text{CO}$  в них постоянно меняется, так как содержание  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$  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.

Состав чугуна оказывает влияние на состав газов по-прежнему, 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 чугуне уменьшает количество азота и повышает сумму  $\text{CO} + \text{CO}_2$ , 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  $\text{CO}$ , сколько  $\frac{110}{112} = 0,99\%$  Mn, или  $\frac{24,8}{112} = 0,22\%$  P, или  $\frac{28}{112} = 0,25\%$  Si. Следовательно, повышение содержания Mn очень мало влияет на состав газов по сравнению с P и Si.

При выплавке фосфористых, марганцовистых и кремнистых чугунов сумма  $\text{CO} + \text{CO}_2$  должна возрастать, 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  $\text{CO} + \text{CO}_2$ , которая может упасть до минимума при одновременном уменьшении отношения  $\text{CO}_2 : \text{CO}$ .

**Г. Степень окисления руды.** При одинаковом количестве железа, восстановленного газами, в них будет тем меньше углекис-

лоты, как продукта восстановления, чем меньше кислорода было связано с железом.

	I	II
Руда содержит:	$\text{Fe}_2\text{O}_3$ 100%	$\text{Fe}_3\text{O}_4$ 50% + $\text{Fe}_2\text{O}_3$ 50%
Состав газов:	$\text{CO}_2 = 11,65\%$	10,85%
	$\text{CO} = 27,75\%$	28,55%
	$\text{CO} + \text{CO}_2 = 39,40\%$	39,40%
	$\text{CO}_2 : \text{CO} = 0,42$	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  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  в  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (в Швеции, например, только около половины магнитной окиси переходит в  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), 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.

**Д. Летучие вещества горючего.** Количество летучих веществ в коксе ничтожно, и колебание их количества практически не влияет на состав колошниковых газов. Влияние газов сухой перегонки весьма значительно при древесноугольной плавке: чем ниже температура переугливания дров (печной уголь), тем выше будет в угле количество газов и содержание  $\text{CO}_2$  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  $\text{CO}_2$  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  $\text{H}_2$  в газах при прочих равных условиях можно судить о качестве древесного угля, сжигаемого в печи. Нормально на Урале бывает  $\text{H}_2$  около 7—8% при 50% азота в колошниковом газе. Сухой и сильно обожженный уголь дает  $\text{H}_2$  до 5%, а азота до 53%; при слишком низкой температуре переугливания процент  $\text{H}_2$  в газах повышается до 10%.

Чтобы показать, как меняется состав газа процессом сухой перегонки угля, в табл. 58 приводятся результаты расчета для двух случаев практики.

1. Шведская плавка на хорошем кучном угле, содержащем 83,6% С (и только 5,8%  $\text{O}_2$ ); работа на бедном магнитном железняке, требовавшая расхода угля 1,0. Расход флюса (считая на  $\text{CaCO}_3$ ) — 0,18; степень прямого восстановления  $1/2$ .

2. Выплавка чугуна из богатой бакальской руды на южно-уральском заводе; уголь печной, содержащий всего 79% С (17%  $\text{O}_2$ ); расход его 0,87. Расход флюса 0,18, т. е. такой же, как и в шведской печи.

Состав газов	1		2	
	До		После	
	выделения летучих			
CO <sub>2</sub> %	11,39	11,03	15,91	16,30
CO, %	28,10	26,99	25,15	23,36
CH <sub>4</sub> , %	—	0,96	—	1,12
H <sub>2</sub> , %	0,76	5,82	0,75	8,89
N <sub>2</sub> , %	59,75	55,20	58,19	50,03
CO <sub>2</sub> + CO, %	39,49	38,02	41,06	39,66
Количество газа на 1 кг чугуна, м <sup>3</sup>	3,62 м <sup>3</sup>	3,92 м <sup>3</sup>	2,62 м <sup>3</sup>	3,06

### 5. Конечный состав газов

1. Так как конечный состав газов зависит от пяти факторов, то разные составные части в отдельности 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<sub>2</sub> или суммы CO<sub>2</sub> + CO) при разном расходе горючего или различный состав при одинаковом расходе. В табл. 59 даны примеры того и другого.

Таблица 59

Состав газов	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
CO <sub>2</sub> %	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	32,1	28,3	31,3	25,3
CH <sub>4</sub> , %	1,4	6,5	1,4	0,3	0,8	0,5	0,2	0,1	0,1	0,2	0,2
H <sub>2</sub> , %	9,4		5,1	2,7	3,9	2,9	3,3	2,6	2,9	2,1	3,5
N <sub>2</sub> , %	49,6	54,2	53,3	57,7	56,3	57,3	57,0	56,5	57,8	56,5	56,9
CO <sub>2</sub> + CO, %	39,6	39,3	40,2	39,3	39,0	39,3	39,5	39,2	40,8	41,2	39,4
CO <sub>2</sub> : 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 буром железняке; 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 окисления руды — ниже.

Так как все факторы увеличивают содержание  $\text{CO}_2$  в первом случае, то разница в составе газа разительна. Но вторая колонка дает состав газа, получившегося при работе на бедном буром железняке (38—40% Fe) б. Вятского горного округа с расходом горючего 1,175. Удобовосстановимость бурого железняка и употребление известкового флюса уравнили усиленный расход горючего — результат бедности руды.

Анализ 3 дает состав газа от работы на том же буром железняке, но более богатом (42% Fe) и с таким же расходом горючего, как на магнитном железняке (1,0); содержание  $\text{CO}_2$  получилось более высокое, чем в последнем случае, благодаря большому развитию непрямого восстановления и углекислоте флюса.

Следующие две колонки (4 и 5) дают состав газа южных печей СССР и Тульского завода, работавших на мартеновский чугун с одинаковым расходом горючего (немногим более 1,0), но первые на криворожском красном железняке, а вторые — на бедном буром, весьма удобовосстановимом. Как видно из таблицы, содержание  $\text{CO}_2$  в газе тульских печей гораздо выше вследствие большего 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  $\text{CO}_2$  в газах первых печей понизится до 10—10,5%.

Колонки 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 характеризует работу печей Англии на бедном (28—30% Fe) буром железняке на литейный фосфористый чугун (Si—3,2 и P—1,456) с расходом горючего в  $1\frac{1}{2}$  раза большим, чем в первом случае (1,5). Высокое содержание в чугуне кремния и фосфора, а также высокий расход кокса должны были бы дать более низкое содержание  $\text{CO}_2$  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 высокого расхода горючего.

Анализы 8 и 9 дают состав газа завода Гутеогфунгсгютте; 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 о б р а т н о е. 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 чугуи и проплавляющей шихту подобную только что охарактеризованной мартеиовской, а второй — от американской печи, в которой получается мартеиовский чугуи 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 железяке 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 шлага), что позволяет иметь меньшее использование тепловой энергии углерода (низкое содержание  $\text{CO}_2$  в газах) при малом расходе горючего.

2. В каждом частном случае лишь тщательный анализ условий работы доменной печи и уяснение 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  $\text{CO}$ , так как поглощение  $\text{CO}$  медноаммиачным раствором требует много времени и часто не доводится до конца: после поглощения главной массы  $\text{CO}$  нужно повторить его со свежим раствором или определить недопоглощенный раствором остаток  $\text{CO}$  путем сжигания, чего прежде не делали. Отсюда — преуменьшение содержания  $\text{CO}$  и преувеличение содержания  $\text{N}_2$ , определяемого по остатку.

Пользуясь преувеличенным отношением  $\text{CO}_2 : \text{CO}$  в газах при расчете теплового баланса и опеределении 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 Ледебуру». Состав его указан в 1 колонке табл. 60.

Таблица 60

Состав газов	1	2	3	4	5	6	7	8	9
CO <sub>2</sub> %	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 <sub>4</sub> %	2	0,57	—	0,04	—	не указ.	0,9	0,7	2,0
H <sub>2</sub> %	2	3,12	—	1,99	3,0	2,0	2,8	1,3	5,1
N <sub>2</sub> %	60	59,13	64,1	58,91	62,0	62,5	60,7	57,1	57,2
CO <sub>2</sub> + CO %	36,0	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<sub>4</sub>, такое содержание CH<sub>4</sub>, возможно только в древесноугольных печах; но в них не может быть 2% H<sub>2</sub>. Сумма CO<sub>2</sub> + CO в «среднем газе Ледебура» на 2,5—3% меньше нормальной. Поэтому значение N<sub>2</sub>, 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 силезских печей, 3) газ одной вестфальской печи и одной рейнской. В четырех анализах (кроме газа Ледебура) не указан CH<sub>4</sub>, в одном не указан и H<sub>2</sub>, но так как в газе одной печи показано 6,3% H<sub>2</sub> (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<sub>2</sub> и CH<sub>4</sub> газ; однако в отношении окиси углерода он грубо неверен (37,18% суммы CO<sub>2</sub> + CO и потому 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 CO<sub>2</sub> : CO дает больше тепла, чем могла издержать печь, что выразилось в расчетах невероятно высокой цифрой потери на лучеиспускание. Через 5 лет был опубликован анализ колонки 4, относящийся к той же печи Изабелла, продолжавшей работать на осушенном дутье, но раньше этого (1905 г.) автор произвел расчет теплового баланса печи Изабелла в предположении, что определение количества CO<sub>2</sub> в газе Гейли было произведено правильно, а сумма

$\text{CO}_2 + \text{CO}$  должна быть равна 39%. Позднейший 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  $\text{CO}_2$  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, вследствие низкого (от неполноты поглощения) содержания  $\text{CO}$ . 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. 60); содержание азота указывает, что окиси углерода недостает в газе по крайней мере 3%. В таблицах Ивенса есть статья, 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 (28) 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 Клементсу, в отношении  $\text{CO}_2$  не характерен, а в остальных составных частях грубо ошибочен; цифра азота сразу это обнаруживает.

В колонке 8 дан анализ газа штирийской печи, употребленный 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  $\text{CO}_2$  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  $\text{CO}$ , и внушает сомне-

ние 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 печи 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. 61 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 свежесжженной 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. Печь в внутренней Англии, выплавляющая из бедных бурых железняков (27—30% Fe) мартеновский фосфористый чугун; расход горючего велик, но руда удобовосстановима. Характерное отличие газа от кливлендского — высокое содержание водорода, как продукта разложения гидратной воды бурого железняка.

IV, V, VI. Газы печей фирмы Иллинойс (Южн. зав. 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 максимальное количество  $H_2$ . Благодаря удобовосстановимости руды, не прямое восстановление (газами) очень развито. Анализы подтверждают закономерность в изменении состава газа с изменением расхода горючего. Характерно высокое содержание  $CO_2$  при расходе горючего 0,8. Цифры — средние из

многих определений, бравшихся ежедневно от всех 11-ти печей завода.

VII. Газ доменной печи Айронтон (в Прово, шт. Юта), полученный при работе на руде, разделенной грохотами на 3 сорта, загружавшихся в печь отдельно. Несмотря на то, что шихта не отличается особой восстановимостью (примесь магнитного железняка) содержание  $\text{CO}_2$  достигает максимума, наблюдаемого при коксовой плавке.

VIII. Газ от выплавки нормального томасовского чугуна пещью Рейнского горного округа из обычной для настоящего времени шихты в Германии (шведский фосфористый магнитный железняк агломерат из марокканской руды с колошниковой пылью, передельные шлаки, красный железняк Нью-Фаундленда), не отличающейся восстановимостью и содержащей много железа в низшей степени окисления. Отсюда — невысокое содержание  $\text{CO}_2$ , несмотря на невысокий расход кокса.

IX. Газ от выплавки литейного чугуна одного германского завода. Несмотря на умеренный расход кокса, содержание  $\text{CO}_2$  низко, это объясняется своеобразием шихты немецких печей — значительным количеством составных частей с низкой степенью окисления железа, т. е. шведским магнитным железняком и агломератом.

X. 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).

XI. Газ печей завода ныне имени Ворошилова. Большое количество  $\text{CO}$  в газах и низкое —  $\text{CO}_2$  указывает на значительное развитие восстановления твердым углеродом (до 70%) при большом расходе горючего на выплавку мартеновского чугуна. Это — самый плохой газ коксовых печей России дореволюционного времени.

XII. Современный газ того же завода, полученный в первой типовой печи ( $930 \text{ м}^3$ ). Несмотря на низкий расход кокса, содержание  $\text{CO}_2$  не высоко, так как восстановление твердым углеродом широко развито.

XIII. Макеевский завод. Здесь — обычное для южных печей содержание  $\text{CO}_2$  и всех других составных частей при среднем (для нашего Юга) расходе кокса дореволюционного времени.

XIV. Современный газ доменной печи того же завода, полученный при добавке 50% агломерата к криворожской руде.

XV. 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  $1/2$ .

УДК 621.77  
(ИПБТ)

Таблица 61

№	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
Расход кокса	1,12	1,15	1,30	1,20	1,00	0,80	0,84	0,9	1,12	1,03
Чугун	Литейный	Гематит	Марте-новский	Литейный	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Томасовский	Литейный	Бессемеровский
CO <sub>2</sub> , %	9,6	9,8	9,6	10,0	12,7	14,8	17,9	8,9	7,9	11,5
CO, %	31,0	29,8	29,6	28,5	26,5	25,0	23,8	31,9	32,9	27,9
CH <sub>4</sub> , %	0,2	0,3	0,2	0,2	0,2	0,2	0,3	0,3	0,2	0,4
H <sub>2</sub> , %	1,2	2,0	3,4	3,7	3,6	3,6	1,3	2,8	2,1	1,7
N <sub>2</sub> , %	58,0	58,1	57,2	57,6	57,0	56,4	56,7	56,1	56,9	58,5
CO <sub>2</sub> +CO, %	40,6	39,6	39,2	38,5	39,2	39,8	41,7	40,8	40,8	39,4

№	XI	XII	XIII	XIV	XV	XVI	XVII	XVIII	XIX	XX
Расход кокса	1,1	0,85	1,0	0,83	1,0	0,97	1,0	0,92	0,85	0,97
Чугун	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Марте-новский	Литейный	Марте-новский	Марте-новский
CO <sub>2</sub> , %	8,1	10,5	9,2	13,8	11,1	10,9	12,3	12,2	12,5	11,3
CO, %	31,9	29,2	30,1	26,4	28,7	28,8	27,3	27,6	27,9	29,5
CH <sub>4</sub> , %	0,4	0,4	0,3	0,4	0,4	0,3	0,2	0,8	0,4	0,4
H <sub>2</sub> , %	1,9	2,3	2,7	1,7	2,4	1,6	1,5	2,4	1,4	1,8
N <sub>2</sub> , %	57,7	57,6	57,7	57,7	57,4	58,4	58,7	57,0	57,8	57,0
CO <sub>2</sub> +CO, %	40,0	39,7	39,3	40,2	39,8	39,7	39,6	39,8	40,4	40,8

№	XXI	XXII	XXIII	XXIV	XXV	XXVI	XXVII	XXVIII	XXIX	XXX
Расход кокса	0,84	0,9	1,06	0,89	1,07	1,05	2,16	1,73	2,4	1,32
Чугун	Марте-новский	Марте-новский	Литейный	Марте-новский	Томасовский	Марте-новский	Ферросилиций	Ферросилиций	Ферро-марганец	Зеркальный
CO <sub>2</sub> , %	14,1	13,1	10,5	13,0	11,2	12,0	5,8	4,4	5,1	7,0
CO, %	26,4	27,4	30,0	27,8	30,0	27,0	33,0	33,7	33,1	32,4
CH <sub>4</sub> , %	0,3	0,4	0,4	0,4	0,1	0,8	0,3	0,2	0,2	0,4
H <sub>2</sub> , %	2,1	2,0	2,0	2,0	1,8	3,9	1,7	3,4	2,9	2,4
N <sub>2</sub> , %	57,1	57,1	57,1	56,8	56,9	56,3	59,2	58,3	58,7	57,8
CO <sub>2</sub> +CO, %	40,5	40,5	40,5	40,8	41,2	39,0	38,8	38,1	38,2	39,4

XVI. Современный газ доменной печи № 3 завода им. Дзержинского, обычного состава, для расхода кокса около 1,0 и работы на криворожской руде.

XVII. 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.

XVIII. Газ печи Кузнецкого завода, полученный при работе на литейный чугун. Содержание  $\text{CO}_2$  выше обычного благодаря удобовосстановимости магнитогорской руды.

XIX. Газ доменной печи № 4 того же завода от выплавки маргеновского чугуна.

XX. Газ доменной печи № 2 Азовстали от выплавки маргеновского чугуна, обычного для южных печей состава, при расходе кокса около 1,0, вызываемого недостаточным нагревом дутья ( $530^\circ$ ).

XXI. Газ доменной печи № 3 Запорожстали, получавшийся в первое полугодие первой кампании печи (1938 г.).

XXII. Газ той же печи (1939 г.) при работе повышенным количеством дутья, с несколько большим расходом кокса, но возросшей до 1600 т производительностью.

XXIII и XXIV. Газы магнитогорской печи № 1; первый — от работы на литейный чугун, второй — на маргеновский. При работе на удобовосстановимой магнитогорской руде газы были бы богаче углекислотой, при более низком расходе кокса.

XXV. Керченский завод — работа на агломерате из керченской руды на томасовский чугун. Анализ проверен расчетом; он соответствует восстановлению 60% железа из закиси твердым углеродом; содержание  $\text{CO}_2$  в газе больше обычного для юга, благодаря большому расходу известняка — 0,78 на единицу чугуна (в  $1\frac{1}{2}$  раза больше, чем при работе на криворожской руде).

XXVI. Тульский завод. В газе более высокое содержание  $\text{CO}_2$ , чем в газе южных печей, хотя расход горючего велик, так как руда бедна и включает в себе много кремнистой пустой породы. Значительное содержание  $\text{CO}_2$  объясняется большим потреблением известняка и удобовосстановимостью руды (бурый железняк). Содержание  $\text{H}_2$  и  $\text{CH}_4$  тоже велико, так как руда загружается в печь в сыром состоянии, что способствует развитию разложения водяных паров углеродом кокса.

XXVII. Газ небольшой германской печи, выплавляющей ферросилиций. Анализ не возбуждает сомнений, но едва ли он дает средний состав газа: содержание в нем  $\text{CO}_2$  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 ферромарганец.

Расход горючего очень высок, в газе поэтому  $\text{CO}_2$  мало, а содержание  $\text{H}_2$  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. 62 даны анализы газов, полученных при работе древесноугольных доменных печей. Даем и к ним краткие пояснения.

I. Завод Ф аг е р с т а (Швеция). Газ от работы на передельный чугун со 100% агломерата в шихте и минимальным расходом древесного угля. Содержание  $\text{CO}_2$  в газе достигает максимума.

II. Газ штирийской доменной печи, характеризующийся высоким содержанием  $\text{CO}_2$ , благодаря удобовосстановимости руды, низкому расходу древесного угля и употреблению  $\frac{1}{3}$  по весу всего шпатоватого железняка в необоженном состоянии.

III. А шинский завод (Южн. Урал). Бакальская руда, уголь выжжен в печах при невысокой температуре, поэтому содержание  $\text{H}_2$  в газе близко к максимуму. Расход горючего не велик, а руда удобовосстановима, отсюда — очень высокое содержание  $\text{CO}_2$ .

IV. З л а т о у с т о в с к и й завод. Те же условия работы, но расход угля выше, а поэтому и содержание  $\text{CO}_2$  ниже, чем в Ашинском заводе.

V. В я т с к и й завод. Руда — глинистый сидерит. В плавку она шла после обжига, содержит лишь 38—40% Fe; поэтому расход горючего велик (обычно 1,175), но вследствие удобовосстановимости руды газ сравнительно богат углекислотой.

Таблица 6

№	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								
$\text{CO}_2$ , %	18,1	15,3	15,0	14,7	12,4	11,2	10,1	11,8
$\text{CO}$ , %	21,4	25,5	24,6	23,9	26,6	28,4	29,7	27,9
$\text{CH}_4$ , %	1,1	0,5	1,4	1,4	1,3	1,2	1,2	1,3
$\text{H}_2$ , %	7,8	7,4	9,4	8,7	8,0	10,1	7,4	8,1
$\text{N}_2$ , %	51,6	51,3	49,6	51,3	51,7	49,1	51,6	50,9
$\text{CO} + \text{CO}_2$ , %	39,5	40,8	39,6	38,6	39,0	39,6	39,8	39,7

VI. А л а п а е в с к и й 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<sub>2</sub> в газе низко. Плавка велась на бессемеровский чугун с 1,5—2% Mn. Все эти обстоятельства понижали значение отношения CO<sub>2</sub>:CO. (Теперь завод работает на минеральном топливе).

Таблица 63

Состав газа	Плавка на коксе			Плавка на древесном угле		
	Обыкновенное	Максимум	Минимум	Обыкновенное	Максимум	Минимум
CO <sub>2</sub> , %	8—12	15	4,5	10—13	18	7
CO, %	Переменное, смотря по содержанию CO <sub>2</sub> и суммы CO <sub>2</sub> + CO					
CH <sub>4</sub> , %	0,2—0,4	0,8	0,1	1,4	2,5	0,8
H <sub>2</sub> , %	2,5—3,0	4,0	1,2	7—8	10	5
N <sub>2</sub> , %	57—58	59	55	50—52	54	48
CO <sub>2</sub> + CO, %	39—40	41	38	39	40	38

VIII. Надеждинский завод. Состав газов выведен, как средний из 300 отдельных (и правильных) анализов. Руда — смесь магнитных, красных и бурых железняков; уголь печной; чугун передельный.

Как вывод из рассмотрения правильных анализов газов доменных печей, работающих на коксе и древесном угле, даем табл. 63, указывающую обычное, наименьшее и наибольшее содержание составных частей газов.

Указанный в таблице минимум для содержания H<sub>2</sub> в коксовых печах (1,2) относится к единственному случаю — анализам Л. Белла (работе на обожженной кливлендской руде).

Минимум для содержания CO<sub>2</sub> (4,5) возможен лишь при минимуме CO<sub>2</sub> + CO = 38%, т. е. при очень высоком расходе горючего (например, при плавке на ферросилиций). Максимум CO<sub>2</sub> (15—16%) возможен лишь при удобовосстановимой руде и очень малом расходе горючего (приведенный раньше анализ I табл. 62 пока является исключительным).

Содержание 7% CO<sub>2</sub> в древесноугольных печах встречалось у нас лишь при плавке на плохо обожженной гороблагодатской руде (трудновосстановимой).

Сумма CO<sub>2</sub> + 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  $\text{CH}_4$ —0,8% в коксовых печах наблюдается очень редко; максимум для  $\text{H}_2$ —4,0% в коксовых печах получается только при работе на очень влажной руде (например, минетт), содержащий к тому же гидратную воду.

Таблица 64

№	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Топливо	торфококс			торф			кокс	
Дутье	обыкновенное			обогащенное				
Расход топлива	0,90	0,81	1,2	4,0				3,27
Чугун								
Состав газов, %	1/2 Пер.- дельн. + 1/2 литей- ный	Передельн.	Литейный	Передельн.	Ферросилиций	Ферросилиций	Ферросилиций	Ферромар- ганец
$\text{CO}_2$ . . . . .	16,9	18,6	11,0	11,0	10,6	11,6	12,4	10,0
$\text{CO}$ . . . . .	21,6	20,9	28,0	28,0	37,5	45,5	45,6	55,0
$\text{CH}_4$ . . . . .	1,7	2,3	0,8	2,9	3,2	2,4	3,8	0,4
$\text{H}_2$ . . . . .	5,9	5,4	6,0	9,5	17,7	21,0	21,1	1,8
$\text{N}_2$ . . . . .	53,9	52,8	54,2	48,1	30,5	19,0	16,3	38,8
$\text{CO}_2 + \text{CO}$ . . . . .	38,5	39,5	39,0	39,0	48,1	57,1	58,0	65,0

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. 64.

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 м<sup>3</sup> (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-

фьяном коксе на Косогорском заводе в печи несколько устарелого профиля, но значительно больших размеров, чем Выксунская (объем 348 м<sup>3</sup>, 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 CO<sub>2</sub>, хотя отношение CO<sub>2</sub>:CO все же свидетельствует о не столь хорошей работе газов, как в Выксунской печи (34).

Следующий анализ 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 CO<sub>2</sub> 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<sub>n</sub>H<sub>2n</sub> (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 м<sup>3</sup> газа.

Анализы V, VI и VII дают состав газов при выплавке ферросилиция на самосушном торфе и обогащенном кислородом дутье в небольшой опытной печи (18 м<sup>3</sup> 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 кислородом до 45% дутье и работе на ферромарганец 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 CO<sub>2</sub>, 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 это количество в Чернореченской печи было в 58:38,8 = 1,5 раза меньше, чем, например, в Макеевской, работающей на ферромарганец.

## 6. Применение анализов колошниковых газов к расчетам

**А. 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 <sub>2</sub> , %	16,30	12,28
CO, %	23,36	27,17
CH <sub>4</sub> , %	1,42	0,30
H <sub>2</sub> , %	8,89	2,52
N <sub>2</sub> , %	50,03	57,73
	100,000	100,000

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 углекальциевой соли в употребленном флюсе 180 кг. Чугун содержал 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 в коксе С — 82,6%, из которых 0,426% удаляются в летучих веществах, флюс вносит 357 кг CaCO<sub>3</sub>. Чугун содержит 3,85% С; 1% Si; 2% Mn; 0,10% P; 0,05 S и 93,0% Fe.

В 1 м<sup>3</sup> газа заключается углерода:

а)  $12(0,163 + 0,236 + 0,0142) : 22,4 = 0,2207$  кг;

б)  $12(0,1228 + 0,2717 + 0,003) : 22,4 = 0,2129$  кг.

Из 1 кг сгорающего в печи углерода получается газа:

а)  $1,0000 : 0,2207 = 4,54$  м<sup>3</sup>;

б)  $1,0000 : 0,2129 = 4,7$  м<sup>3</sup>.

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 1½%) возмещается большим значением суммы CO<sub>2</sub> + CO в газах коксовых доменных печей. В данном случае разница в содержании углерода в газах получилась в результате необычно высокой суммы CO<sub>2</sub> + 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 м<sup>3</sup>, что соответствует выходу газа 5—4,5 м<sup>3</sup> на 1 кг углерода, переходящего в газ. Так как содержание углерода в горючем колеблется в довольно широких пределах, количество углерода, растворяющегося в чугуне, тоже не одинаково, 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 м<sup>3</sup>, а чаще — около 4 м<sup>3</sup> газа, а в древесноугольной печи несколько меньше: 4—3,5 м<sup>3</sup>.

Горючее вносит в печь на 1000 кг чугуна:

а)  $870 \cdot 0,79 = 687,3$  кг С;                      б)  $1000 \cdot 0,826 = 826$  кг С.

Флюс дает:

а) $180 \cdot 0,12 = 21,6$ кг С;	б) $357 \cdot 0,12 = 42,84$ кг С,
<hr/>	<hr/>
Всего      708,9 кг С	Всего      868,84 кг С

Переходит в чугун 36,0 кг С	38,50
Уходит с газами 672,9 кг С	830,34

Следовательно, получается на 1 т чугуна газов:

а)  $672,9 : 0,2207 = 3057,9$  м<sup>3</sup>;  
б)  $830,34 : 0,2129 = 3900,1$  м<sup>3</sup>.

На 1 кг загруженного в печь горючего:

а)  $3057,9 : 870 = 3,5$  м<sup>3</sup>;  
б)  $3900,1 : 1000 = 3,9$  м<sup>3</sup>.

**Б. 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:

а)  $3057,9 \cdot 0,5003 = 1529,77$  м<sup>3</sup>;  
б)  $3900,1 \cdot 0,5773 = 2251,53$  м<sup>3</sup>.

Вычитая количество азота, внесенное горючим материалом, получим азот дутья:

а)  $1529,77 - 3,48 = 1526,29$  м<sup>3</sup>;  
б)  $2251,53 - 4,00 = 2247,53$  м<sup>3</sup>.

Принимая прежний состав воздуха (см. стр. 235), получим количество дутья по азоту:

а)  $1526,29 : 0,7821 = 1951,5$  м<sup>3</sup>;  
б)  $2247,53 : 0,7821 = 2873,71$  м<sup>3</sup>.

Эти числа дают на 1 кг загруженного в печь топлива дутья:

а)  $1951,5 : 870 = 2,243$  м<sup>3</sup>;  
б)  $2873,71 : 1000 = 2,874$  м<sup>3</sup>.

Отношение объемов газов и дутья:

а)  $3,5 : 2,243 = 1,54$ ;  
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. Исходя из отношения  $\text{CO}_2 : \text{CO} = m$ , Грюнер определял количество кислорода в колошниковых га-

зах (37). Вычитая из него кислород, внесенный флюсом и рудой при восстановлении разных элементов, он получал по разности количество кислорода дутья и самого дутья.

Если высокое содержание  $\text{CO}$  в газе обозначить  $y$ , то количество  $\text{CO}_2$  будет  $my$ . Отсюда — уравнение, дающее содержание кислорода в газах (в углекислоте и окиси углерода):

$$p = \frac{8}{11} my + \frac{4}{7} y = O_1 + O_2; \quad O_1 = p \frac{44 + 56m}{33 + 21m} - O_2,$$

где  $O_1$  — кислород дутья, а  $O_2$  — кислород, данный в газ флюсом и всеми восстановившимися окислами. Этот последний вычисляется легко для флюса ( $\frac{32}{12} b$ , если  $b$  — вес  $\text{CO}_2$  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  $\text{CO}$  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 ( $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$  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.

**В. 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, убавить  $9,75$  и  $14,37 \text{ м}^3$  из найденных выше чисел.

а)  $425,21 - 9,75 = 415,46 \text{ м}^3$  кислорода;

б)  $626,18 - 14,37 = 611,81 \text{ » » }$

Количество сожженного у фурм углерода ( $2C + O_2 = 2CO$ ):

а)  $415,46 \cdot 24 : 22,4 = 445,13 \text{ кг}$ ;

б)  $611,81 \cdot 24 : 22,4 = 655,50 \text{ кг}$ .

Определим теперь относительное количество углерода, доходящее до фурм. Из приведенных раньше данных о работе печей следует, что всего углерода поступало в печи:

а)  $0,79 \cdot 870 = 687,30 \text{ кг}$ ;

б)  $0,826 \cdot 1000 = 826 \text{ кг}$ .

Терялось в газах:

а)  $0,1103 \cdot 870 = 95,96 \text{ кг}$ ;

б)  $0,00426 \cdot 1000 = 4,26 \text{ кг}$ .

На обуглероживание чугуна затрачивалось:

$0,036 \cdot 1000 = 36,00$

$0,0385 \cdot 1000 = 38,50$

Всего несгоревшего С  $131,96 \text{ кг}$

$42,76$

Сжигается в печи кислородом руды и дутья:

а)  $687,30 - 131,90 = 555,34 \text{ кг}$  углерода;

б)  $826,00 - 42,76 = 783,24 \text{ кг}$  углерода.

Выше было определено количество сжигаемого у фурм углерода; оно составляет по отношению ко всему сжигаемому в печи углероду:

а)  $445,15 \cdot 100 : 555,34 = 80,1\%$ ;

б)  $655,5 \cdot 100 : 769,74 = 85,1\%$ .

Последние числа являются предельными для разных случаев практики; среднее между ними может служить для приближенного расчета количества дутья (когда состав газа не известен).

**Г. Определение относительного развития прямого и непрямого восстановления железа.** В печи сжигается, не доходя до фурм:

а)  $555,34 - 445,15 = 110,19 \text{ кг С}$ ; б)  $769,74 - 655,5 = 114,24 \text{ кг С}$ .

[Для коксовой печи (б) исключен углерод, сожженный парами воды при образовании водорода и метана —  $6 + 7,5 \text{ кг}$ ].

По составу чугуна определено далее количество углерода, затраченное на восстановление кремния, марганца и фосфора.

	а)	б)
Si . .	$7,24 : 28,3 = 5,936 \text{ кг С}$	$10,24 : 28,3 = 8,480 \text{ кг С}$
Mn . .	$14,12 : 55 = 3,055 \text{ » »}$	$20,12 : 55 = 4,364 \text{ » »}$
P . .	$0,2,60 : 62 = 0,194 \text{ » »}$	$1,60 : 62 = 0,968 \text{ » »}$
	<hr/> $9,185 \text{ кг С}$	<hr/> $13,762 \text{ кг С}$

Следовательно, на прямое восстановление железа издержано углерода:

а)  $110,19 - 9,185 = 101,005 \text{ кг С}$ ;

б)  $114,24 - 13,762 = 110,478 \text{ » »}$

Этим количеством углерода восстанавливается железа из закиси:

$$а) 101,005 \cdot 56 : 12 = 471,35 \text{ кг или } 471,35 \cdot 100 : 942,7 = 50 \%;$$

$$б) 110,478 \cdot 56 : 12 = 468,91 \text{ » » } 468,91 \cdot 100 : 930 = 50,4\%.$$

**Д. Определение количества тепла, полученного печью горением углерода.** Для расчета часто пользуются методом Грюнера (37), давшего уравнение, в которое входит, как неизвестное, количество окиси углерода ( $y$  кг). Должны быть даны:

а) содержание  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$  в газах, по которому определяется отношение  $\text{CO}_2 : \text{CO}$  по весу —  $m$ ;

б) относительный расход углерода горючего на 1 кг чугуна —  $a$ ;

в) относительный расход флюса и содержание углерода в нем на 1 кг чугуна —  $b$ ;

г) содержание углерода в чугуне —  $c$ .

В газы переходит на 1 кг чугуна углерода

$$a + b - c = p \text{ кг.}$$

Если углерод находится в газе только в виде углекислоты и окиси углерода, то

$$p = \frac{3}{7} y + \frac{3}{11} my;$$

$$p = \frac{33y + 21my}{77};$$

$$y = p \frac{77}{33 + 21m}.$$

От горения углерода в  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$  на 1 кг чугуна выделяется

$$w_1 = 8137 \left( \frac{3}{11} my - b \right) + 2498 \frac{3}{7} y.$$

В этом уравнении  $b$  представляет собою вычет  $C$  в кг, введенного флюсом на 1 кг чугуна.

Грюнер, исходя из анализов Белла, не определявшего в газах метана, не ввел его в свое уравнение. Для точности же расчета необходимо вводить поправку для газов, в которых определяется  $\text{CH}_4$ .

Если весовые отношения  $\text{CO}_2 : \text{CO} = m$ ;  $\text{CH}_4 : \text{CO} = n$ , то

$$p = \frac{3}{7} y + \frac{3}{11} my + \frac{3}{4} ny.$$

Отсюда количество окиси углерода на 1 кг чугуна

$$y = p \frac{308}{132 + 84m + 231n} \text{ кг.}$$

**Метод автора.** Расчет ведется по составу газа, выраженному в процентах по объему и по отношениям

$$\text{CO} : \text{CO}_2 = m; \quad \text{CH}_4 : \text{CO}_2 = n.$$

Содержание углерода в газах на 1 кг чугуна определяется так же, как у Грюнера, но с поправкой на углерод, уносимый в пыли ( $d$ ), т. е. в этом случае

$$p = a + b - c - d.$$

Обозначая количество  $\text{CO}_2$  в газах (в  $\text{м}^3$ ) на 1 кг чугуна через  $x$ , получим

$$p = (x + mx + nx) \frac{12}{22,4} = x \frac{12}{22,4} (1 + m + n),$$

отсюда

$$x = \frac{22,4}{12} \cdot \frac{p}{1 + m + n} = 1,8667 \frac{p}{1 + m + n}.$$

Количество тепла, полученное печью от горения углерода, определяется из выражения

$$\omega_1 = (x - b) \frac{97650}{22,4} + mx \frac{29970}{22,4} = 4357(x - b) + 1338 mx,$$

в котором  $b$  представляет вычет углекислоты флюса, выраженный в  $\text{м}^3$ .

Продолжая расчет для двух взятых раньше примеров, найдем (на 1 кг чугуна):

	а)	б)
Углерод топлива	= 0,6873 кг	0,8260 кг
флюса	+	+
	= 0,0216 „ или 0,011 $\text{м}^3$	0,0428 „ или
	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>
	0,7089	0,8688 0,0218 $\text{м}^3$
чугуна	= 0,0360 „	0,0385 „
	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>
„ в газах, $p$	= 0,6729 кг	0,8303 кг
Отношение $\text{CO} : \text{CO}_2$ , $m$	= 1,4331	2,2125
„ $\text{CH}_4 : \text{CO}_2$ , $n$	= 0,0871	0,0244
Количество $\text{CO}_2$ , $x$	= 0,4984 $\text{м}^3$	0,4788 $\text{м}^3$
„ $x - b$	= 0,4874	0,4570 „
„ $\text{CO}$ , $mx$	= 0,7144	1,0593 „

Выделено тепла

а)  $\omega_1 = 2124 + 956 = 3080$  кал; б)  $\omega_1 = 1991 + 1418 = 3409$  кал

Выделено тепла на 1 кг сгоревшего в печи углерода

$3080 : 0,6513 = 4729$  кал;  $3409 : 0,7875 = 4329$  кал.

То же на 1 кг загруженного углерода

$3080 : 0,6873 = 4481$  кал;  $3409 : 0,826 = 4127$  кал.

То же, на 1 кг топлива

$$3080 : 0,87 = 3540 \text{ кал}; 3409 : 1 = 3409 \text{ кал}.$$

Установленное по анализу колошниковых газов количество дутья позволяет определить и количество тепла, внесенное в печь нагретым дутьем.

По формуле

$$w_2 = Q \cdot c_o^t \cdot t,$$

в которой  $Q$  — количество дутья,  $c_o^t$  — средняя теплоемкость его от 0 до  $t$  и  $t$  — температура нагрева. Для нашего примера получим (при  $t$  для древесноугольной печи  $550^\circ$  и для коксовой —  $750^\circ$ ,  $c_o^t = 0,311$  и  $0,316$  соответственно):

$$\text{а) } w_2 = 1,9515 \cdot 0,311 \cdot 550 = 334 \text{ кал};$$

$$\text{б) } w_2 = 2,8737 \cdot 0,316 \cdot 750 = 681 \text{ »}$$

В древесноугольную печь дутье вносит лишь 11% того тепла, какое дает горение углерода в печи (3080 кал), а в коксовую — 20% (от 3409 кал)<sup>1</sup>.

---

<sup>1</sup> Книга эта уже была сдана в печать, когда появилась посмертная работа А. С. Саркисьянца (38), в которой излагается метод определения состава колошникового газа и даются некоторые расчеты, основанные на составе этих газов.

#### IV. УСЛОВИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА, КАК ВЫВОД ИЗ РАССМОТРЕНИЯ ОТДЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ, СОВЕРШАЮЩИХСЯ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Цель доменной плавки — получение данного качества чугуна с наименьшей затратой горючего и в наибольшем (при данных размерах печи) количестве — достигается в большей или меньшей мере, смотря по тому, каковы условия, в которых ведется доменная плавка. Как можно заключить из всего того, что было изложено раньше о ходе отдельных процессов, совершающихся в доменной печи, одни из этих условий могут благоприятствовать получению чугуна того или иного состава, другие же могут затруднять это и даже делать получение его невозможным. Ниже рассматриваются эти условия, как вывод из всего предшествовавшего.

##### 1. Качество сырых материалов

**А. Руда.** 1. 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 содержание в руде определенного (но различного, смотря по богатству руды) содержания фосфора.

У нас, в СССР, высокое содержание фосфора в донецком коксе вызывает необходимость для выплавки бессемеровского чугуна применять наиболее чистые по фосфору криворожские руды (0,02—0,025% P). 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 желательное (как и марганца).

Пустая порода фосфористых бурых железняков (минетт и

керченский) глиноземиста, что затрудняет выплавку малокремнистого чугуна; лишь прибавка богатых шведских руд, почти лишенных шлака, позволяет получать (в Германии) нормальные шлаки томасовского чугуна. Для керченской руды такой же полезной прибавкой является криворожская руда, которая одновременно снижает фосфор, мышьяк и марганец в чугуне, уменьшает количество шлака и содержание глинозема в нем.

Литейный чугун допускает колебания фосфора в более широких пределах, чем для бессемеровского и томасовского чугуна, 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 (Англия) 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 (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% P, 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% P при работе на чистом по фосфору коксе (в Англии); такой же чугун выплавляется и в США из руд Верхнего озера на коннельсвилльском 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 Бакальских месторождений (на древесном угле).

2. Уд о б о в о с с т а н о в и м о с т ь — желательное свойство руды при выплавке всякого сорта чугуна; она сокращает время пребывания колош в печи, т. е. увеличивает суточную производительность. При работе на древесном угле время пребывания бурого железняка в наших уральских печах сокращено до  $5\frac{1}{2}$  часов ( $4\frac{1}{2}$  часа в виде исключения). Американцы со своей удобовосстановимой рудой мисаби ведут плавку так, что руда остается в печи 9 часов в среднем, иногда 8, но они же находят, что для магнитного железняка (не обожженного и не спеченного) время пребывания должно быть 11—12 часов. В шведских древесноугольных печах хорошо обожженный магнитный железняк остается около 13 часов, но некоторые наши уральские печи, работая тоже на древесном угле, доходили до 11 часов 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 часов. 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 смесь обеих руд, стараясь использовать наимыгоднейшим 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; трудно восстанавливаемая, 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 трудно восстанавливаемая и богатая руда должна входить в шихту на передельный чугун, как желательная примесь, в гораздо большем количестве, чем на литейный чугун.

3. Степень богатства руды железом отражается на суточной производительности и расходе горючего, какой бы чугун не 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 желез-

няк и богатый магнитный, доменный техник сознательно назначает больше бурого железняка на литейный чугуи и больше магнитного — при переходе на переделный.

Наша криворожская руда бывала часто слишком богатой для выплавки литейного чугуна, давая от 0,4 до 0,5 шлака на 1 чугуна (желательно его иметь в этом случае до 0,75). Для увеличения веса шлака к криворожской руде, кроме таких примесей, как мартеновский шлак, при переходе на литейный чугуи часто прибавляют кварцит, т. е. сравнительно бедный кремнистый красный железняк, хотя для этого более подходит бедная глиноземистая криворожская руда (55—57%), например рудника Пролетарского.

**Б. Горючее.** 1. В настоящее время для выплавки чугуна, кроме кокса — универсального горючего доменной плавки — применяется еще древесный уголь, антрацит и сырой 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. переделного чугуна, и если этому мешает (по свойству руды) сильно нагретое дутье, то понижают его температуру (Швеция). Получение переделного чугуна, притом чистого в отношении фосфора и серы («высококачественного»), составляет задачу древесноугольной плавки. Наши уральские печи выполняют ее в настоящее время недостаточно хорошо, благодаря стечению многих неблагоприятных обстоятельств, в то время как результаты работы шведских печей указывают на возможность достижения лучших результатов.

Древесноугольные печи могут давать и литейный чугуи, но это — чугуи 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 — ферромарганец, ферросилиций и даже феррохром, но производство это представляло явный экономический абсурд: расход горючего на единицу сплава доходил до 5 единиц, что указывало на непригодность древесного угля для такой работы.

2. 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 каменного угля, выплавка чугуна на антраците в настоящее

время прекращена в Пенсильвании, а у нас возобновлена была только как временная мера в виду «чугунного голода» (коксовый чугун обходится гораздо дешевле).

3. 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 чугуна с небольшим расходом горючего, как показала работа доменных печей среднего Урала.

4. 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 (всего 2,6 м диам.), равномерным распределением газов, создавшим исключительно хорошую восстановительную работу их (см. табл. 64 состава газов).

**В. Флюс.** Экономические условия заставляют почти всегда применять в качестве флюса один известняк, хотя бы желательной являлась прибавка и другого флюса, например глинистого сланца, при работе на богатых рудах с исключительно кремнистой пустой породой (криворожская руда) или доломит а при слишком глиноземистых шихтах (магнитогорская руда) или 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).

**Г. 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.

## 2. 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—3 $\frac{1}{2}$  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  $m^3$  вместимости печи интенсивность плавки на древесном угле гораздо (в 1 $\frac{1}{2}$ —1 $\frac{3}{4}$  раза) выше, чем при коксе.

Вес 1  $m^3$  богатого (60%) красного железняка в 1 $\frac{1}{2}$  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 1 $\frac{1}{2}$  раза больший, чем руда, из которой он приготовлен; и при одинаковом времени пребывания в печи он 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 часов в коксовых печах и  $4\frac{1}{2}$ — 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.

### 3. Температура дутья и расход горючего

Температурные условия, в которых работают доменные печи наивыгоднейшим 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 — ферромарганца и ферросилиция — с 1 до 2,25—2,40.

Для всяких определенных условий работы (качество сырых материалов, состав выплавляемого чугуна и свойство сопровождающего его шлака) опытным путем легко определяются наивыгоднейший 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.

### 4. 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 и 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 со-

ставлении 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

1. Isaac L. Bell. Principles, табл. 3, стр. 75—75.
2. Isaac L. Bell. Principles, 72, 73, фиг. 1 и фиг. 2.
3. Isaac L. Bell. Principles, 76—77.
4. H. Le Chatelier. Comptes Rend., 1892 (CXIV), p. 470.
5. P. Royster and T. Joseph. Pyrometry in Tr. Amer. Inst. Min. Engrs, 1919, стр. 1953—1967.
6. Н. М. Якубцинер и М. М. Ворович. Методика измерения высоких температур в доменном производстве. Труды ЛИИ, 1938, № 6, а
7. Н. М. Якубцинер. Зависимость между температурой шлака и составом чугуна в процессе доменной плавки. „Сталь“, 1940, № 4.
8. P. Royster. Production of the ferro-manganese in the blast-furnace. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. 1919 (v. 62), 18—28
9. T. Joseph. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. 1925 (v. 71), 453—463.
10. И. З. Козлович. Исследование работы горна доменной печи № 1 Магнитогорского завода. „Советская Металлургия“, 1936, № 9
11. P. Rheinländer. Arch. f. d. Eis nhüttenwes. 1980, Febr., 487—503. Передано в „Гипрометзе“ 1930, № 7, стр. 106—116.
12. Проф. А. Н. Похвисни в, доц. С. К. Трекало и инж. Г. А. Воловик. Распределение дутья по фурмам доменной печи № 1 Запорожстали. „Теория и Практика Металлургии“, 1938, № 3.
13. W. Lepp ngs. Arch. f. d. Eisenhüttenwes. 1934, Okt., 146.  
W. Dinkler. О реакции между чугуном и шлаком. „Советская Металлургия“, 1934, № 3, 88 (из Mitt. K. W. Inst., Abh. 236, 187).
14. S. Kipney. Работа доменной печи на сортированной руде. „Домез“, № 12, 1930 г. (из Technical Paper № 459 (1930) Bureau of Mines).
15. В. Т. Басов. Исследование д. п. № 4 Кузнецкого завода. „Советская Металлургия“, 1936, № 10, 20.
16. И. З. Козлович. Исследование работы д. п. № 3 Запорожстали, „Сталь“, 1939, № 4—5, 1; № 6, 1.
17. F. Clements, British Blast-Furnace Practice. J. Iron and Steel Inst., 1920, I, 125—148.
18. K. Matthiae. Stahl u. Ei en 1911, 268.
19. I. L. Bell. Chemical phenomena of iron smelting. J. Iron and Steel Inst., 1871, I, 121—122.
20. И. Тиме. Справочная книга для горн. инжен. СПб, 1899, стр. 269.
21. М. Брезгунов. Исследование хода Маглевской доменной печи № 1. „Горный Журнал“, 1901, I, 80—81.
22. W. Sweeiser. Tr. Amer. Inst. Min. Engrs. v. XI. (1910), 247—252.

23. S. P. Kippney. Работа доменной печи на сортированной руде (из Technical Paper № 459, 1930 г.), сводная таблица 32 „Домез“ 193, 277.
24. H. Brassert (кратко передано в Ж. Р. М. О., 1925, 2 ч., 321—322).
25. F. Clements. J. Iron and Steel Inst., 1920, I, 144, сводная таблица, 1, стр. 40 и 41.  
То же в Blast-Furnace Practice, v. II, вкладн. табл. 4. — Дутье в печах разных стран.
26. H. Wedding. Ausführl. Handbuch d. Eisenhüttenkunde, III B., 383.
27. J. Gayley, Application of dry air blast to the manufacture of iron. J. Iron and Steel Inst., 1904, II. Дополнительное сообщение там же — 1905, I, 256.
- М. А. Павлов. Metallургия железа в периодической литературе 1905 г. Отд. оттиски из „Изв. СПб. Политехн. Инст.“, 1906, 532—533.
28. Clements. Blast-furnace practice v. II, вкл. табл. 1 (печь Ebbw-Vale).
29. E. Evans a. 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. 5.
31. J. von Ehrenwerth. The determination of the total quantity of blast-furnace gas. J. Iron and 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-Выксунском 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 Metallургия“, 1935, № 4.  
М. А. Павлов. Применение кислорода к металлургии черных металлов, Metallург“, 1935, № 2.  
М. А. Павлов. Применение обогащенного кислородом дутья к доменной плавке. Изв. Академии наук 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).
38. А. Саркисянц. Об определении некоторых величин по составу колошниковых газов. „Сталь“, 1939, № 8, 1.

НБ  
УДУНТ  
(ИПБТ)

Данные о теплоте образования химических соединений

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата	
					Окислы
1	$H_2 + 1/2O_2 = H_2O_{жидк}$	68 360	Thomsen		
2	$H_2 + 1/2O_2 = H_2O_{пар}$	57 810	1) — 10550 (тепл. испар.)		
3	$C_{аморфн} + O_2 = CO_2$	97 650	Berthelot		
4	$C_{алмаз} + O_2 = CO_2$	94 448	} Rossini, Har-	} 1938	
5	$C_{граф} + O_2 = CO_2$	93 870			der, Jessop
6	$CO + 1/2O_2 = CO_2$	67 680	Средн. 4-х иссл.	} 1931—1934	
7	$C_{аморфн} + 1/2O_2 = CO$	29 970	Из 3) и 6)		
8	$C_{граф} + 1/2O_2 = CO$	26 190	Из 5) и 6)		
9	$S_{ромб} + O_2 = SO_2$	70 910	Eckman—Rossini		
10	$SO_{2газ} + 1/2O_2 = SO_{3газ}$	22 880	Капустинский	1936	
11	$S_{ромб} + 1 1/2O_2 = SO_{3газ}$	97 790	Из 9) и 10)		
12	$P_{2бел} + 2 1/2O_2 = P_2O_5$	370 000	Roth — Meichsner	1932	
13	$2As + 1 1/2O_2 = As_2O_3$	156 503	Maler	1934	
14	$2As + 2 1/2O_2 = As_2O_5$	219 380	Thomsen		
15	$Si_{аморфн} + O_2 = SiO_{2кварц}$	207 850	Roth — Troitzsch	1936	
16	$Ti + O_2 = TiO_2$	225 770	Neumann—Kunz	1934	
17	$Pb + 1/2O_2 = PbO_{бесводн}$	52 350	Spencer	1936	
18	$2Al + 1 1/2O_2 = Al_2O_{3бесводн}$	393 700	Roth — Meichsner	1934	
19	$2Al + 1 1/2O_2 + Ag = Al_2O_3Ag$	388 920	Thomsen		
20	$2Cr + 1 1/2O_2 = Cr_2O_3_{крист}$	288 900	Roth — Becker	1930	
21	$Cr + 1 1/2O_2 = CrO_{крист}$	147 900	" "	1930	
22	$2V + 1 1/2O_2 = V_2O_3_{бесводн}$	349,58	Crit. Tables	1939	
23	$2V + 2 1/2O_2 = V_2O_5_{бесводн}$	437,28	"	1939	
24	$Mg + 1/2O_2 = MgO_{бесводн}$	145 800	Moose	1923	
25	$Ca + 1/2O_2 = CaO_{бесводн}$	151 130	Guntz	1905	
26	$Ca + 1/2O_2 + H_2O = Ca(OH)_2$	166 670	Thomsen		
27	$Ba + 1/2O_2 + BaO_{бесводн}$	132 490	Roth (Chem. Kalend.)	1934	
28	$Mn + 1/2O_2 + MnO_{бесводн}$	96 720	Roth — Müller	1929	
29	$3Mn + 2O_2 + Mn_3O_4_{крист}$	345 440		1929	

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
Окислы				
30	$2\text{Mn} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Mn}_2\text{O}_3_{\text{крист}}$	239 300	Simon	1932
31	$\text{Mn} + \text{O}_2 + \text{MnO}_2_{\text{крист}}$	126 400	Drucke	1928
32	$\text{Fe} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{FeO}_{\text{безводн}}$	64 430	Mixter и Roth	1913 и 1930
33	$3\text{Fe} + 2\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4_{\text{крист}}$	265 960	Mixter	1913
34	$2\text{Fe} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3_{\text{безводн}}$	196 910	Из 32), 33) и 35)	
35	$\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3 = \text{Fe}_3\text{O}_4_{\text{безводн}}$	4 620	Mixter	1913
36	$2\text{Fe} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 + \text{Aq} = \text{Fe}_2\text{O}_3\text{Aq}$	191 150	Thomsen	
37	$\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Aq} = \text{Fe}_3\text{O}_4\text{Aq}$	7 000	Roth — Umbach	1930
38	$\text{Ni} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{NiO}_{\text{безводн}}$	58 300	Mixter и Roth	1929
39	$\text{Zn} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{ZnO}_{\text{безводн}}$	83 450	Roth — Becker	1932
40	$2\text{Cu} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Cu}_2\text{O}_{\text{безводн}}$	43 000	Wöhler	1933
41	$\text{Cu} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{CuO}_{\text{безводн}}$	38 500	Wartenberg	1932
42	$2\text{Na} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Na}_2\text{O}_{\text{безводн}}$	100 700	Roth (Chem. Kalend.)	1934
43	$2\text{K} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{K}_2\text{O}_{\text{безводн}}$	86 580	Roth (Chem. Kalend.)	1934
Сернистые соединения				
44	$\text{H}_2 + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{H}_2\text{S}_{\text{газ}}$	4 760	Roth	1936
45	$\text{Mg} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{MgS}_{\text{крист}}$	84 390	Капустинский	1939
46	$\text{Ca} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{CaS}_{\text{безводн}}$	109 790	Sabatier	1881
47	$\text{Ba} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{BaS}_{\text{безводн}}$	102 235	Roth (Chem. Kalend.)	1934
48	$\text{Mn} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{MnS}_{\text{безводн}}$	48 810	Капустинский	1939
49	$\text{Fe} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{FeS}_{\text{безводн}}$	22 360		1939
50	$\text{Zn} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{ZnS}_{\text{безводн}}$	45 390		1939
51	$\text{Pb} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{PbS}_{\text{безводн}}$	22 490		1939
52	$2\text{Cu} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{Cu}_2\text{S}_{\text{крист}}$	18 500	"	1939
53	$\text{Cu} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{CuS}_{\text{крист}}$	11 600	Wartenberg	1908
54	$\text{Ni} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{NiS}_{\text{крист}}$	20 800	Crit. Tables	1929
55	$\text{FeS} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{FeS}_2_{\text{крист}}$	18 610	Kamura	1921
56	$2\text{Na} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{Na}_2\text{S}_{\text{безводн}}$	87 000	Kraus	1934
57	$2\text{K} + \text{S}_{\text{ромб}} = \text{K}_2\text{S}_{\text{безводн}}$	87 300	Roth (Chem. Kalend.)	1934

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
	Окислы			

## Цианистыс, азотистые и фтористые соединения

58	$2C_{\text{аморфн}} + N_2 = 2CN_{2\text{газ}}$	-66 000	Watanabe	1933
59	$Na + C_{\text{ам}} + 1/2N_2 = NaCN$	26 100	Roth (Chem. Kalend.)	1934
60	$Na + CN = NaCN$	59 100	По 58) и 59)	
61	$K + C_{\text{ам}} + 1/2N_2 = KCN$	31 220	Roth (Chem. Kalend.)	1934
62	$K + CN = KCN$	64 220	По 58) и 61)	
63	$Al + 1/2N_2 = AlN$	56 000	Neumann—Roth	1934
64	$3Ca + N_2 = Ca_3N_2$	103 200	Franck	1931
65	$2Fe + 1/2N_2 = Fe_2N$	3 000	Fowler	1901
66	$Ti + 1/2N_2 = TiN$	80 300	Neumann	1931
67	$Ca + F_2 = CaF_2$	289 400	Wartenberg	1926

## Углекислые соли

68	$Na_2O + CO_2 = Na_2CO_3_{\text{безводн}}$	75 600	Berthelot	
69	$2Na + C + O_3 = Na_2CO_3_{\text{безводн}}$	273 950	По 3), 42) и 68)	
70	$2K_2O + CO_2 = K_2CO_3_{\text{безводн}}$	94 300	Roth	
71	$2K + C + O_3 = K_2CO_3_{\text{безводн}}$	278 530	По 3), 43) и 70)	
72	$MgO + CO_2 = MgCO_3_{\text{осажд}}$	26 150	Roth — Müller	1936
73	$Mg + C + O_3 = MgCO_3_{\text{осажд}}$	269 600	По 3), 24) и 72)	
74	$CaO + CO_2 = CaCO_3_{\text{кальцит}}$	42 500	Biltz	1934
75	$Ca + C + O_3 = CaCO_3_{\text{кальцит}}$	291 280	По 3), 25) и 74)	
76	$MnO + CO_2 = MnCO_3_{\text{крист}}$	22 940	Krustinsons	1932
77	$Mn + C + O_3 = MnCO_3_{\text{крист}}$	217 310	По 3), 28) и 76)	
78	$FeO + CO_2 = FeCO_3_{\text{крист}}$	20 930	Krustinsons	1932
79	$Fe + C + O_3 = FeCO_3_{\text{крист}}$	183 010	По 3), 32) и 78)	
80	$ZnO + CO_2 = ZnCO_3_{\text{крист}}$	16 940	Roth — Chall	
81	$Zn + C + O_3 = ZnCO_3_{\text{крист}}$	198 040	По 3), 39) и 80)	
82	$PbO + CO_2 = PbCO_3_{\text{осажд}}$	21 100	Marchal	1925
83	$Pb + C + O_3 = PbCO_3_{\text{осажд}}$	171 100	По 3), 17) и 82)	
84	$CuO + CO_2 = CuCO_3_{\text{осажд}}$	13 620	Cnt. Tables	1929
85	$Cu + C + O_3 = CuCO_3_{\text{осажд}}$	149 770	По 3), 41) и 84)	

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
	Оксиды			
Кремнекислые соли				
86	$\text{Na}_2\text{O} + \text{SiO}_2 = \text{Na}_2\text{SiO}_3$ <i>безводн</i>	56 500	Troitzsch	1933
87	$2\text{Na} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{Na}_2\text{SiO}_3$ <i>безводн</i>	365 050	По 15), 42) и 86)	
88	$\text{K}_2\text{O} + \text{SiO}_2 = \text{K}_2\text{SiO}_3$ <i>безводн</i>	63 000	Kroger	1933
89	$2\text{K} + \text{Si} + \text{O}_2 = \text{K}_2\text{SiO}_3$ <i>безводн</i>	357 430	По 15), 43) и 88)	
90	$\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{CaSiO}_3$ <i>крист</i>	21 800	Troitzsch	1936
91	$\text{Ca} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{CaSiO}_3$ <i>крист</i>	380 780	По 15), 25) и 90)	
92	$2\text{CaO} + \text{SiO}_2 = \text{Ca}_2\text{SiO}_4$ <i>крист</i>	33 240	Johanson	1934
93	$2\text{Ca} + \text{Si} + \text{O}_4 = \text{Ca}_2\text{SiO}_4$ <i>крист</i>	543 350	По 15), 25) и 92)	
94	$\text{BaO} + \text{SiO}_2 = \text{BaSiO}_3$ <i>крист</i>	26 000	Grube	1931
95	$\text{Ba} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{BaSiO}_3$ <i>крист</i>	366 340	По 15), 27) и 94)	
96	$\text{MnO} + \text{SiO}_2 = \text{MnSiO}_3$ <i>крист</i>	7 700	Вологдин	1913
97	$\text{Mn} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{MnSiO}_3$ <i>крист</i>	312 270	По 15), 28) и 96)	
98	$\text{FeO} + \text{SiO}_2 = \text{FeSiO}_3$ <i>крист</i>	5 900	Вологдин	1913
99	$\text{Fe} + \text{Si} + \text{O}_3 = \text{FeSiO}_3$ <i>крист</i>	278 160	По 15), 32) и 98)	
100	$2\text{FeO} + \text{SiO}_2 = \text{Fe}_2\text{SiO}_4$ <i>крист</i>	11 300	Troitzsch	1936
101	$2\text{Fe} + \text{Si} + \text{O}_4 = \text{Fe}_2\text{SiO}_4$ <i>крист</i>	348 010	По 15), 32) и 100)	
Сернокислые соли				
102	$\text{CaO} + \text{SO}_3 = \text{CaSO}_4$	84 200	Thomsen	
103	$\text{Ca} + \text{S} + \text{O}_4 = \text{CaSO}_4$	329 120	По 10), 46) и 102)	
104	$\text{CaS} + \text{O}_4 = \text{CaSO}_4$	219 330	По 46) и 103)	
105	$\text{CaSO}_4 + 2\text{H}_2\text{O} = \text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ <i>гипс</i>	4 940	Thomsen	
106	$\text{BaO} + \text{SO}_3 = \text{BaSO}_4$	110 590	"	
107	$\text{Ba} + \text{S} + \text{O}_4 = \text{BaSO}_4$	336 870	По 11), 27) и 106)	
108	$\text{BaS} + \text{O}_4 = \text{BaSO}_4$	234 635	По 47) и 107)	
109	$\text{ZnO} + \text{SO}_3 = \text{ZnSO}_4$	41 430	Thomsen	
110	$\text{Zn} + \text{S} + \text{O}_4 = \text{ZnSO}_4$	218 670	По 11), 39) и 109)	
111	$\text{ZnS} + \text{O}_4 = \text{ZnSO}_4$	173 280	По 50) и 110)	
112	$\text{PbO} + \text{SO}_3 = \text{PbSO}_4$	62 670	Thomsen	

№	Реакция образования	Тепловой эффект	Исследователи	Дата
	Окислы			
113	$Pb + S + O_2 = PbSO_4$	208 810	По 11), 17) и 112)	
114	$PbS + O_2 = PbSO_4$	123 300	По 51) и 113)	
Фосфорнокислые соли				
115	$3CaO + P_2O_5 = Ca_3(PO_4)_2$	159 500	Berthelot	1934
116	$3Ca + P_2 + O_8 = Ca_3(PO_4)_2$	982 890	По 12), 25) и 115)	
117	$Ca_3(PO_4)_2 + nCaO = Ca_3(PO_4)_2 \cdot nCaO$	1 200	Berthelot	
118	$3MnO + P_2O_5 = Mn_3(PO_4)_2$	87 500	"	
119	$3Mn + P_2 + O_3 = Mn_3(PO_4)_2$	747 660	По 12), 28) и 118)	
120	$1/2Fe_2O_3 + 1/2P_2O_5 = FePO_4$	21 600	Roth	
121	$Fe + P + O_4 = FePO_4$	305 050	По 12), 34) и 120)	
Углеводороды (теплоты образования рассчитаны по указанной теплоте горения)				
122	$C_{аморфн} + 2H_2 = CH_4 + 20 870$ (213 500 — теплота горения)			
123	$C_{2аморфн} + H_2 = C_2H_2 + 52 040$ (315 700 — )			
124	$C_{2аморфн} + 2H_2 = C_2H_4 + 9 080$ (341 100 — )			
125	$C_{2аморфн} + 3H_2 = C_2H_6 + 28 080$ (372 300 — )			

Округленные атомные веса элементов, по которым рассчитан тепловой эффект образования химических соединений в таблице

Al . . . . . 27	Cu . . . . . 63,5	N <sub>2</sub> . . . . . 14	S . . . . . 32
As . . . . . 75	Fe . . . . . 56	Na . . . . . 23	Si . . . . . 28
Ba . . . . . 137	H <sub>2</sub> . . . . . 1	Ni . . . . . 58,7	Ti . . . . . 48
C . . . . . 12	K . . . . . 39	O <sub>2</sub> . . . . . 16	V . . . . . 51
Ca . . . . . 40	Mg . . . . . 24,3	P . . . . . 31	W . . . . . 184
Cr . . . . . 52	Mn . . . . . 55	Pb . . . . . 207	Zn . . . . . 65,5

Примеры определения тепловых эффектов (в тысячах калорий) реакций восстановления

1.  $\text{Fe}_2\text{O}_3_{\text{безводн}} + 3\text{CO} = \text{Fe}_2 + 3\text{CO}_2$   
 $-(196,91 + 3 \cdot 29,97) + 3 \cdot 97,65 = +6,13 \text{ кал.}$
2.  $\text{Fe}_2\text{O}_3_{\text{безводн}} + 3\text{H}_2 = \text{Fe}_2 + 3\text{H}_2\text{O}_{\text{пар}}$   
 $-196,91 + 3 \cdot 57,81 = -23,48 \text{ кал.}$
3.  $\text{FeO}_{\text{безводн}} + \text{C}_{\text{аморфн}} = \text{Fe} + \text{CO}$   
 $-64,43 + 29,97 + -34,46 \text{ кал.}$
4.  $\text{FeO}_{\text{безводн}} + \text{H}_2 = \text{Fe} + \text{H}_2\text{O}_{\text{пар}}$   
 $-64,43 + 57,81 = -6,62 \text{ кал.}$
5.  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4_{\text{крист}} + 2\text{CaO}_{\text{безводн}} + \text{C}_2 = \text{Fe}_2 + \text{Ca}_2\text{SiO}_4 + 2\text{CO}$   
 $-(348,01 + 2 \cdot 151,13) + (543,35 + 2 \cdot 29,97) = -46,98 \text{ кал.}$
6.  $\text{MnO}_2_{\text{крист}} + \text{CO} = \text{MnO} + \text{CO}_2$   
 $-(126,4 + 29,97) + (96,72 + 97,65) = -38,0 \text{ кал.}$
7.  $\text{MnO} + \text{C}_{\text{аморфн}} = \text{CO} + \text{Mn}$   
 $-96,72 + 29,97 = -66,75 \text{ кал.}$
8.  $\text{MnSiO}_3 + 2\text{CaO} + \text{C}_{\text{аморфн}} = \text{Mn} + \text{Ca}_2\text{SiO}_4 + \text{CO}$   
 $-(312,27 + 2 \cdot 151,13) + (543,35 + 29,97) = -41,21 \text{ кал.}$
9.  $\text{ZnS}_{\text{крист}} + \text{CaO} + \text{C}_{\text{аморфн}} = \text{Zn} + \text{CO} + \text{CaS}$   
 $-(45,39 + 151,13) + (29,97 + 109,79) = -56,76 \text{ кал.}$
10.  $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 + 3\text{SiO}_2 + 5\text{C} = \text{P}_2 + 3\text{CaSiO}_3 + 5\text{CO}$   
 $-(982,89 + 3 \cdot 207,85) + (3 \cdot 380,78 + 5 \cdot 29,97) = -314,25 \text{ кал.}$

Дв. Вест. Инст

15544 Инст. Ч 4548

НБ  
УДУНТ  
(ИПБТ)

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
<b>I. Движение сырых материалов и газов</b>	
1. Способы засыпки и распределения сырых материалов на колошнике	3
2. Перераспределение материалов при опускании колош	15
3. Распределение газов между кусками плавильных материалов	20
Литература	24
<b>II. Изменение физического состояния и химического состава опускающихся плавильных материалов</b>	
1. Разложение плавильных материалов и удаление летучих веществ	25
А. Испарение влаги и разложение гидратов (25). Б. Удаление летучих веществ из топлива и дополнительная сухая перегонка его (27). В. Разложение углекислых солей (30). Г. Испарение летучих при высокой температуре соединений (32).	
2. Восстановление . . . . .	35
А. Восстановление железа из его окислов окисью углерода и углеродом (36). Б. Восстановление окислов железа водородом (84). В. Восстановление железа из углекислой соли (92). Г. Восстановление железа из кремнекислых и титановокислых соединений (94). Д. Восстановление железа из сернистых соединений (101). Е. Восстановление марганца (104). Ж. Восстановление никеля (110). З. Восстановление хрома (111). И. Восстановление ванадия (112). К. Восстановление цинка и свинца (115). Л. Восстановление кремния и титана (117). М. Восстановление фосфора и мышьяка (124). Н. Восстановление сернокислых солей (128).	
3. Обуглероживание	129
4. Плавление	131
5. Окисление	153
А. Горение углерода топлива в горне доменной печи (154). Б. Окисление восстановленных элементов (173).	
Литература	183
<b>III. Изменение температуры, давления и химического состава поднимающихся к колошнику газов</b>	
1. Температура газов . . . . .	194
А. Температуры, развиваемые окислительным процессом в горне доменных печей (196). Б. Температуры, господствующие в заплечиках (207). В. Температуры газов в шахте (207). Г. Температура колошниковых газов (212).	
2. Давление газов	215
3. Химический состав газов	224
А. Изменение химического состава газов на пути к колошнику (224). Б. Определение состава колошниковых газов расчетом (229).	
4. Влияние отдельных факторов на состав газов	244
	283

Стр.

А. Расход горючего (244). Б. Расход флюса (известняка) (244).  
В. Степень прямого восстановления (245). Г. Степень окисления  
руды (246). Д. Летучие вещества горючего (247).

**Б. Конечный состав газов** 248

**В. Применение анализов колошниковых газов к расчетам** 260

А. Определение количества колошникового газа (260). Б. Опреде-  
ление количества дутья (262). В. Определение количества угле-  
рода, сожженного у фурм (263). Г. Определение относительного  
развития прямого и непрямого восстановления железа (264).  
Д. Определение количества тепла, полученного печью горением  
углерода (265).

**IV. Условия получения чугуна, как вывод из рассмотрения отдельных  
процессов, совершающихся в доменной печи**

**1. Качество сырых материалов** 268

А. Руда (268). Б. Горючее (271). В. Флюс (272). Г. Изменения  
в свойствах сырых материалов (272).

**2. Интенсивность плавки** 273

**3. Температура дутья и расход горючего** 274

**4. Состав шихты** 274

**Литература** 275

**Приложения**

**1. Данные о теплоте образования химических соединений** 277

**2. Атомные веса элементов** 281

**3. Примеры определения тепловых эффектов реакций восстановления** 282

НБ  
УДУНТ  
(ИПБТ)

91

Сканувала Корнілова І.М.

НБ  
УДУНТ  
(ІПБТ)