

621.7
Г. 2

ОГЛАВЛЕНИЕ
ТЕХНИЧ. ОБЗОР

-1639-

Проф. К. Ф. ГРАЧЕВ

МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

112-14

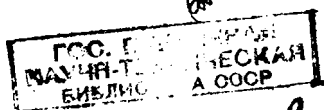
пр. 1955

пр. 1950

пр. 1959

ОНИ НКТП СССР
Государственное
научно-техническое
издательство
по машиностроению,
металлообработке и
черной металлургии
ГОСМАШМЕТИЗДАТ

МОСКВА 1932


$$1504 \frac{2}{64}$$

1
9606

r.f.

Редактор Артюхов
Техред Н. Соколова.
Сдано в производство 6/IV 1931 г.
Подписано к печати 19/III 1932 г.
Уполномоченный Главлита В-3539.
Тираж 15 тыс.
Форм. бумаги 62×93.
13 печ. л. Заказ № 1184.
1-я тип. Отгиз РСФСР «Образцовая».
Москва, Валовая, 28.

ОГЛАВЛЕНИЕ.

Предисловие	Стр. 5
-----------------------	-----------

ВВЕДЕНИЕ.

Вспомогательные материалы для производства металлов.

1. Природные виды топлива	9
2. Искусственное топливо	10
3. Огнеупорные материалы	18

ОТДЕЛ ПЕРВЫЙ.

Производство железных металлов.

А. Получение чугуна	20—47
1. Принцип доменного процесса	20
2. Устройство домы и ее оборудование	22
3. Дутье	24
4. Воздухонагреватели	—
5. Простейшее объяснение доменного процесса и выводы о влиянии его на качество чугуна	31
6. Материальный баланс	33
7. Тепловой баланс доменного процесса	34
8. Результаты производства	35
9. Спецификация чугунов и их сорта	39
10. ОСТ на чугун	41
Б. Производство стали и железа разными процессами и влияние их на качество металла	47—101
1. Бессемеровский процесс (кислый)	48
2. Томасовский процесс (основной)	57
3. Мартеновский процесс	60
4. Электроплавка	79
5. Тигельный процесс	88
6. Пудлинговый процесс	92
7. Непосредственный процесс получения железа из руды	96
В. Влияние на качество стали процессов разливки и производства стали	10—110
1. Разливка стали	101
2. Характеристика процессов производства	105

ОТДЕЛ ВТОРОЙ.

Механические испытания металла.

А. Методы механических испытаний	111—128
1. На разрыв	111
2. На удар	11
3. На твердость	117
4. Технологические пробы	123

Б. Зависимость механических свойств от химического состава стали	128—132
1. Влияние С, Р, S, Mn, Si	129
2. Неметаллические включения	131
В. Зависимость механических свойств металла от физического состояния металла	132—156
1. Ликвация и сегрегация	132
2. Макро- и микростроение	134
3. Причины, вызывающие изменение микроструктуры	136
4. Типы микроструктур	138
5. Связь микроструктуры с прочностью металла	152
Г. Сообщение металлу требуемых микроструктур. Начала термической обработки	157—165
1. Отжиг	157
2. Нормализация	158
3. Закалка	158
4. Отпуск	159
5. О скоростях нагрева	159
6. Влияние термической обработки на ее механические свойства	161
7. Влияние массы металла на его термическую обработку и сопротивление удару	162

ОТДЕЛ ТРЕТИЙ.

Маркировка сталей.

1. Основания для установления марок стали	166
2. Русские марки и ОСТ на них	177
3. Некоторые иностранные марки	181

ОТДЕЛ ЧЕТВЕРТЫЙ.

Неж лезные металлы и их сплавы.

1. Медь	189
2. Латунь	193
3. Бронзы	196
4. Покрытие поверхностей металлами	199
5. Алюминий	200
6. Подшипниковые сплавы	205

ПРЕДИСЛОВИЕ.

Нельзя хорошо эксплуатировать или проектировать механизм, не зная качеств и свойств материала, из которого он сделан; поэтому каждый инженер и техник должен быть знаком с металлом. Все технические учебные заведения в первую очередь ставят в программе курс металловедения. Лица, не изучавшие этого курса, самой жизнью приноуждаются знакомиться с качеством металла, если не хотят делать грубых ошибок в своей работе. Нужно признать однако, что до последнего времени не только русские техники, но и иностранные не знали свойств применяемых металлов. „Мало инженеров хорошо знакомых с разными металлургическими процессами... и поэтому многие затрудняются при выборе подходящих материалов при проектировании“ ¹. Так высказываются английские инженеры (Алькют и Миллер) о своих соотечественниках. Конечно у нас такие познания еще меньше.

Мы считаем, что главной причиной тому служило то обстоятельство, что при объяснении свойств разрывалась связь между химико-металлургическими процессами и механическими свойствами металла в самом широком смысле слова, поэтому учение о свойствах сводилось к перечислению их и быстро забывалось, а читатель не мог делать самостоятельных выводов. Мы считаем поэтому необходимым показать эту глубокую зависимость и объяснить общие положения о прочности металла, из которых и делать естественные и последовательные выводы о свойствах металла, но отнюдь не давать только голого перечисления их. Мы предпочитаем вовсе не упоминать о таких свойствах, если не можем дать закономерной связи происхождения этих свойств.

Эта связь свойств металла с его производством особенно чувствуется, когда приходится делать испытания над образцами „представителями“ и когда не понимаешь, почему в одной точке у металла одни свойства, а в другой другие. Что надо сделать, чтобы предупредить и избежать таких явлений? Мы считаем, что кристаллическая анизотропность металла и физико-химические превращения в течение производства и приготовления из него изделия являются главнейшими причинами этого расхождения. Применение легированных сталей и других сплавов без выяснения основных причин упрочнения металла примесями не дает надлежащих указаний, чтобы сделать вывод самому читателю при том

¹ „Few engineers have a thorough understanding of various metallurgical and mechanical operations... and consequently many are faced with difficulty in the selection of suitable materials for engineering design“. (Allcut & Miller. Materials and their application to engineering design).

или ином сплаве. Ввиду этих соображений при изложении основ металловедения мы нашли необходимым, во-первых, возможно кратко изложить главные моменты получения металлов, отмечая, какие явления при этом влияют на качества получаемого продукта и какие сорта получаются при производстве; во-вторых, выяснили влияния на эти качества физико-химических условий получения, обращая внимание на анизотропность металла.

Все особенности иллюстрируются техническими условиями как союзными, так и иностранными. Поэтому главнейшее место отведено ОСТ и общепринятым иностранным спецификациям.

Мы старались выразить все данные возможно кратко (но, насколько умели, точно), тем более что этот объем как раз совпадает с тем курсом, который мы вели на первых семестрах Ломоносовского и Вечернего машиностроительного институтов. Мы надеемся, что этот курс будет полезен и заводским техникам-механикам, так как полагаем, что без знания свойств металла трудно достичь хороших результатов в машиноведении.

Проф. Грачев.

Москва, 1/III 1930 г.

ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛОВ

Получение и переработка всех металлов связаны с тепловыми процессами, протекающими при высокой температуре. Поэтому необходимо предварительно познакомиться с источниками тепловой энергии — топливом и материалами, которые применяются для изготовления конструкций, противостоящих разрушительному действию высокой температуры и химических реакций. Источником тепловой энергии в металлургических процессах является топливо или электричество; кроме того часто используется тепло отходящих газов. Тепло от топлива получается при сжигании его. Горением с химической точки зрения называется окислительный процесс в течение короткого периода времени, поэтому топливом может явиться в металлургическом процессе горение не только например угля, но также кремния, железа и т. п. Очевидно, обратные окислению процессы (восстановление) будут не выделять, а поглощать тепловую энергию. Применение электрической энергии для нагрева (печи дуговые, сопротивления, индукционные) имеет ограниченное применение из-за экономических соображений.

Горючими частями топлива обычно являются углерод (С), водород (Н) и часто сера (S). Если в результате сгорания продукты горения (дым) не содержат горючих газов, то горение называется полным. Во время многих плавильных процессов при горении топлива толстым слоем в обыкновенной топке происходит неполное горение. Для сжигания обычно подводится кислород атмосферного воздуха, разбавленный азотом (21 объем О + 79 объемов N). Для полного сгорания требуется избыток воздуха в топке. Этот избыток может окислять плавящиеся в печи металлы и часто является причиной плохого качества металла. В этом случае говорят об окислительном пламени, в противоположность восстановительному, когда горение топлива происходит при недостатке воздуха. Восстановительное пламя может отнимать кислород от окислов металла и таким образом восстанавливать его.

Топливо может быть природным и искусственным. И то и другое разделяется на твердое, жидкое и газообразное. Природным основным твердым топливом являются дерево и другие растения. Из них путем разложения без доступа воздуха произошли: торф и каменный уголь разных сортов. Дерево состоит главным образом из углерода, водорода и кислорода. При разложении дерева в первую очередь удаляются химические соединения, содержащие большое количество кислорода, затем водород в соединении с углеродом.

Грюнер, один из инженеров, много занимавшихся металлургической техникой, составил следующую таблицу химического состава твердого топлива в зависимости от времени его разложения,

Таблица 1.

Классификация топлива по Грюнеру.

Топливо	Химический состав в %			Отно- шение	Л е т у ч и е				Твердый уголь		Уд. вес	
	С	Н	О		О : Н	Всего	Конден- сат	Смоль	Газ	%		Структура
Целлюлоза	44,4	6,17	49,4	7	—	—	—	—	28—30	Порошкообраз.	{ дуб 0,69—1,03 ель 0,31—0,75	
Дерево	50—52	6—6,3	44—42	—	70—65	46—41	5,5—7,4	18,4—17,5	30—35	"	{ рез. 0,29 0,50 прессы. 1—1,10	
Торф	58—63	5,5—6	36—31	6—5	—	—	—	—	35—40	"	1,2—1,4	
Бурый уголь	65—75	4—6	29—21	5	60—50	20—15	16—14	24—21	40—50	"		
Сухой, длиннопламен- ный, несгорающий уголь	75—80	5,5—4,5	19,5—15	4—3	50—40	12—4	18—15	20	50—60	Плохо спекается	1,25	
Жирный, длиннопламен- ный газовый уголь	80—85	5,8—5	14—10	3—2	40—32	5—3	15—12	20—17	60—68	Спекается, но хрупок	1,28—1,30	
Жирный, так называемый паровичный уголь	84—89	5—5,5	11—5,5	2—1	32—26	3—1	15—10	16—15	68—74	Слегка тает, но слабо	1,30	
Жирный, короткопла- менный коксующий- ся уголь	88—91	5,5—4,5	6,5—4,5	1	26—18	1—1	10—5	15—12	74—82	Хорошо спе- кается, очень прочный	1,30—1,35	
Антрацитовый уголь	90—93	4,5—4	5,5—3	1	13—10	1—0	5—2	12—8	82—92	Порошкообраз.	1,35—1,40	
Антрацит	93—95	4—2	3	1—0,75	10—8	—	—	—	90—92	"	1,50—1,75	

Примечание. Из этой таблицы видно, что:

- 1) по мере старения топлива отношение $O:H$ уменьшается (кислород выделяется), так же уменьшается количество летучих веществ и газов при перегонке (дистилляции);
- 2) количество углерода в процентном отношении увеличивается в остатке;
- 3) физические свойства — плохое спекание у молодых углей, хорошее у средних и опять плохое у чистого антрацита.

Возможно, что аналогичным образом (может быть из животных останков) произошло образование нефти и газов, встречающихся в разных местах земного шара (в САСШ, около Баку и Грозного в СССР и др.). Искусственное топливо получается из природного обычно нагреванием его в закрытых сосудах без доступа воздуха (дестиллированием). Таким образом получают: древесный уголь, кокс и продукты перегонки нефти.

Твердые сорта топлива содержат вместе с горючим веществом негорючие примеси: воду, разные минеральные вещества, образующие золу; кроме того в топливе почти всегда содержатся азот и сера.

1. Природные виды топлива.

Дерево воздушносухое содержит, смотря по породе:

С	50—57%	} (воздушносухие)
Н	6%	
О	41—43%	
в среднем золы	1,5%	
влаги у лиственных пород	17%	
„ у хвойных „	10%	

Теплотворная способность 2 800—3 600 кал.

Торф содержит:

С	50—60%
Н	4,5—6%
О	28—40%

с теплотворной способностью 3 000—4 500 кал.

Свеженарезанный торф содержит до 80—90% воды; для сжигания применяется торф с содержанием не более 15—25% воды. Содержание золы должно быть не более 5—10%; при содержании золы более чем 25% торф непригоден; торф применяется большей частью только для отопления котлов, хотя иногда применяется и в генераторах (см. ниже).

Бурий уголь содержит:

С	55—70%
Н	4—7%
О	15—30%
С	часто 2—3% (иногда даже выше)
золы	2—10%

Теплотворная способность 2 500—5 000 кал, содержание влаги в свежедобытом до 50%, в высушенном на воздухе 12—15%. Добывается обычно в поверхностном слое и редко в глубине.

Каменный уголь разделяется на группы, смотря по количеству выделяющегося при нагреве газа или по содержанию углерода:

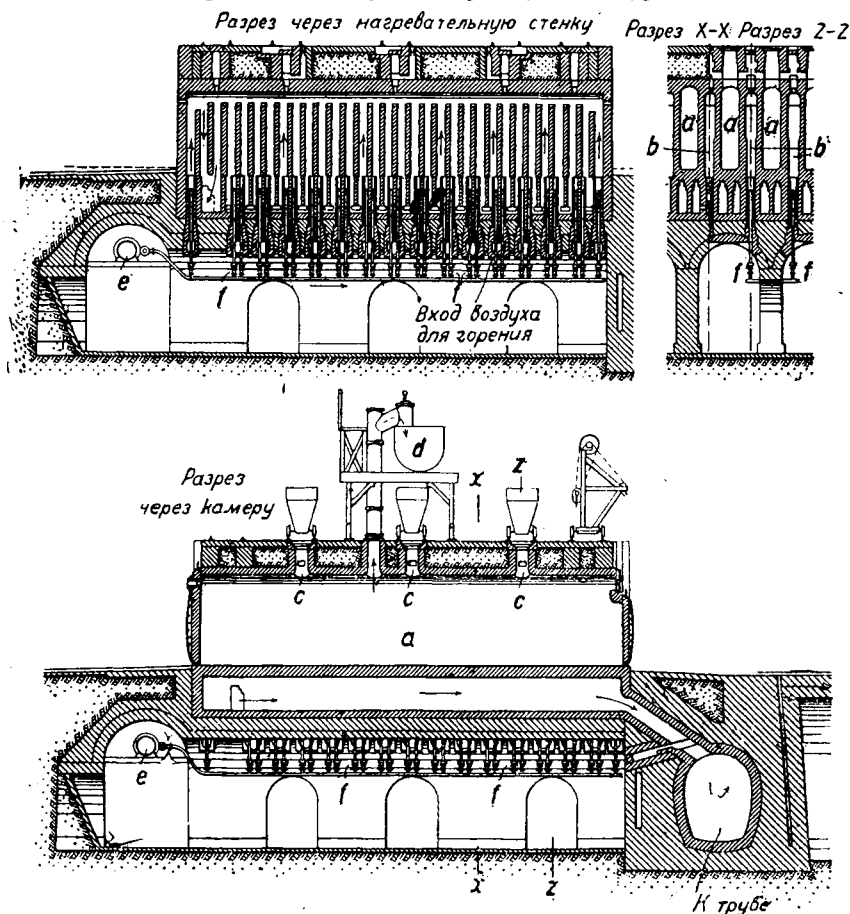
газовый пламенный уголь	С — 79—82%
газовый уголь	С — 82—85%
жирный уголь	С — 85—90%
тощий уголь (антрацит)	С — до 96%

Они содержат от 4—5% Н; 4—10% О; 0,7—2% S; золы нормально 4—5% и не выше 10%; влажность 1—4%, теплотворная способность 6 500—8 500 кал. Уголь получается главным образом в подземных разработках на 150—1 000 м глубины.

Нефть получается бурением в нефтеносных пластах земной поверхности и часто выходит на поверхность под давлением. Состав: $82-86\%$ С, $12-14\%$ Н, $0,5-5\%$ О + Н + S; теплотворная способность 10 000—11 000 кал. Часто на нефтяных участках выделяется с нефтью или самостоятельно горючий газ с составом $\text{CH}_4-60-80\%$; $0-3\%$ Н; $3-10\%$ N. В виде примеси встречаются CO_2 , O, CO, N и небольшой процент гелия. Теплотворная способность природного газа около 7 500—8 500 кал/м³.

2. Искусственное топливо.

Древесный уголь получается переугливанием дерева (дестилляцией) в кучах или нагреванием в ретортах без доступа воздуха. Кучной уголь имеет состав: 90% С; $2,5-3\%$ Н, 6% О + N и 1% золы, теплотвор-



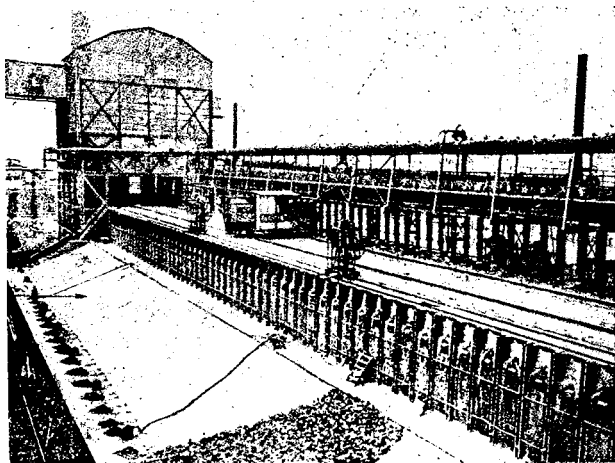
Фиг. 1. Чертеж коксовальной печи с уловлением продуктов перегонки.

ная способность около 7 300 кал, ретортный: $80-84\%$ С, $2-4\%$ Н, $10-15\%$ О + N, $1-2\%$ золы и обладает теплотворной способностью ~ 6 500—6 800 кал. Древесный уголь не содержит серы. При

дистилляции дерева получают уксусную кислоту, смолу и газ (1 м³ дров дает около 120 кг угля, 160 кг неочищенной уксусной кислоты, 24 кг смолы, 96 кг газа); уд. вес угля 0,20—0,40 (в насыпанном виде 0,13—0,24).

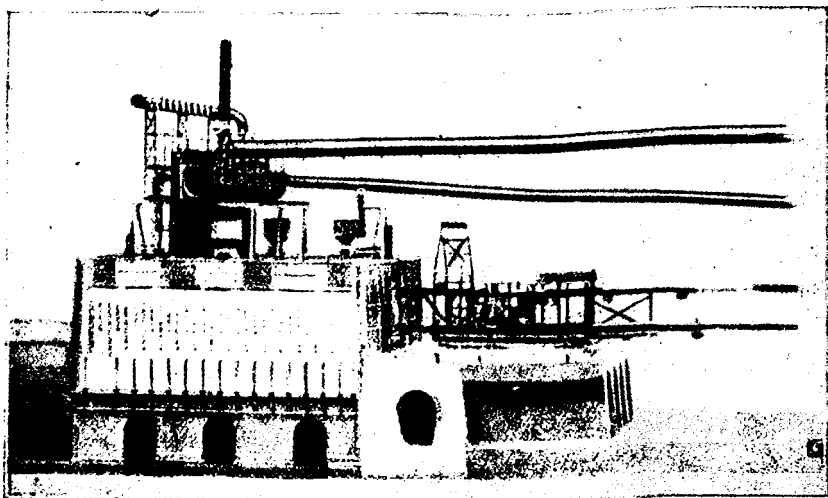
Торфяной кокс мало применим.

Кокс (каменноугольный) получается дистилляцией специальных спекающихся сортов угля — газовых и жирных (коксовых) углей. Пламенные и тощие угли не образуют кокса. Кокс получается перегонкой в ретортах или в специальных коксовых печах, сделанных из огнеупорных материалов. Ретортный кокс получается в качестве отброса при добывании светильного газа. Из 100 кг газового угля получается 33—38 м³ светильного газа с теплотворной способностью около 5 000 кал/м³ и 60—70 кг кокса. Этот кокс непригоден для металлургических целей.

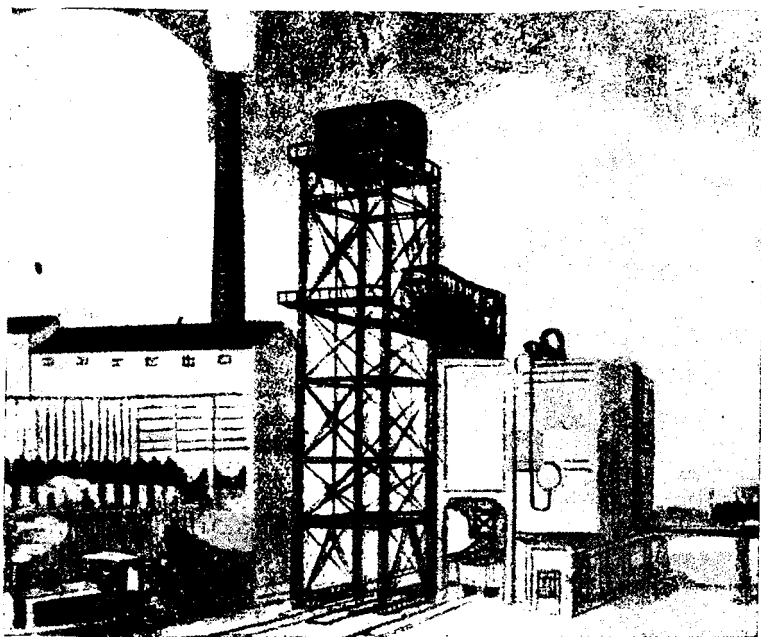


Фиг. 2. Фотография действующей коксовальной печи. Внизу виден на откосе выброшенный, потушенный кокс. Выше видны закрытые дверки камер. По верху камер движутся загрузочные тележки, здесь находятся трубы для выделяющихся продуктов перегонки.

Для металлургических целей кокс получается коксованием (дистилляцией) каменного угля без доступа воздуха. Вначале уголь коксовали в кучах, затем в печах без утилизации выделяющихся при коксовании продуктов. В настоящее время печей без утилизации продуктов перегонки не строят, а существующие заменяют печами с улавливанием всех продуктов перегонки. Коксование производится в так называемых камерных печах. На фиг. 1 и 2 изображена такая коксовая печь. Камеры 0,5 м шириной, 1,6—2,0 м высотой и 9—10 м длиной соединены в батарею по 30—60 штук, образующую одну печь. Сверху в камеры *a* через отверстия *c, c, c* из вагонеток засыпается коксовый уголь (часто промытый для удаления из него серы и золы). После заполнения камер дверцы и все отверстия хорошо закрываются. В специально оставленных между камерами топках *b* зажигают газ, нагревающий каменный уголь до требуемой температуры. Выделяющиеся при температуре перегонки



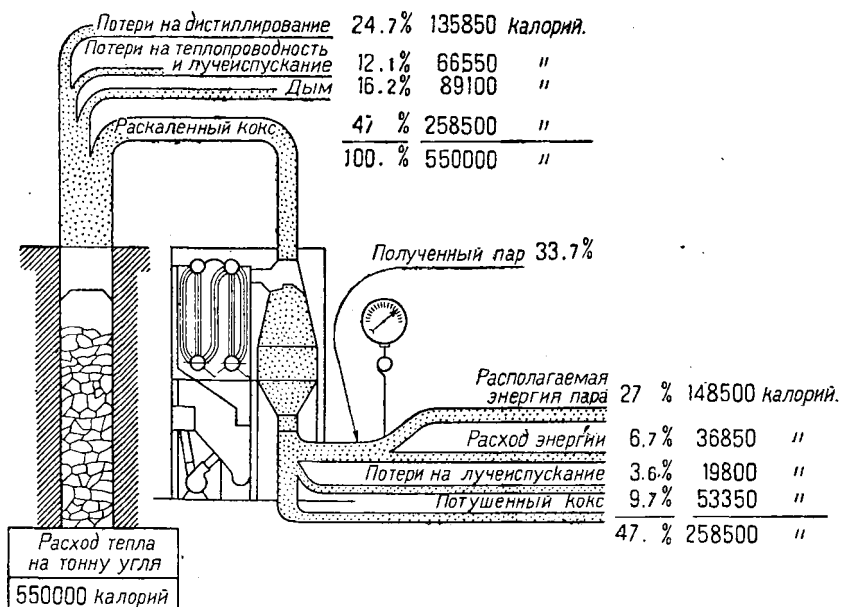
Фиг. 3. Модель (разрез) коксовой печи с машиной для выталкивания 10-тонного кокса из камер.



Фиг. 4. Коксотушитель системы „Зульцер“. Выталкиваемый кокс попадает в тележку, которая подъемником подается в специальный тушитель.

(выше 1000°C) продукты: коксовый газ, смола, аммиак, бензол удаляются в виде газа по трубам в специальные сборники *d*, где подвергаются разделению и дальнейшей химической обработке. Часть коксового газа служит топливом для коксования в этой же печи и подводится че-

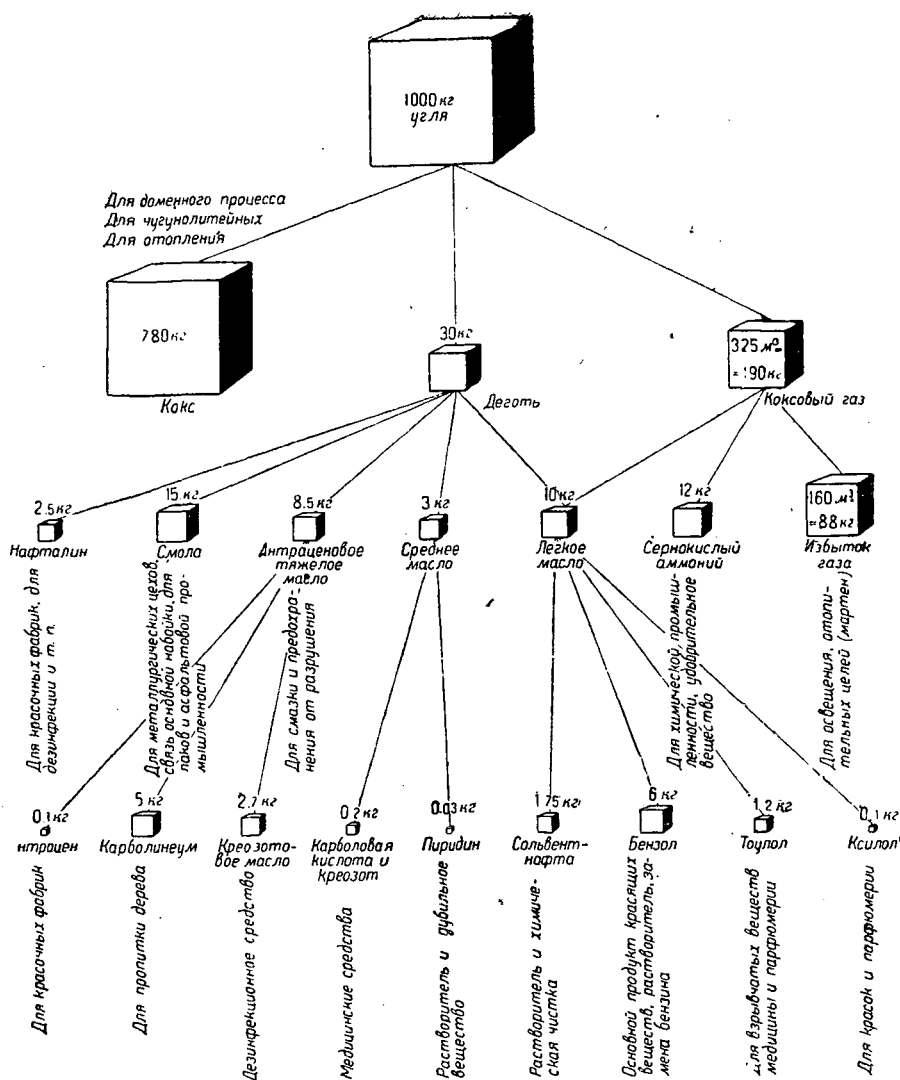
рез вентиль *e* по трубкам *f* к горелкам в топку *b*. Сгоревшие газы опускаются на дно топки и удаляются по дымоходам в общий боров и дымовую трубу. Коксование продолжается 24—30 час. при температуре около 1400° Ц, после чего боковые дверцы раскрываются и вся масса раскаленного кокса весом 5—7 т выталкивается из ячейки специальной машиной (фиг. 3) и заливается водой для тушения. Раскаленный кокс содержит большое количество тепла, поэтому в последнее время работа производится так, что раскаленный кокс выбрасывается в специальную тележку, стоящую с противоположной (фиг. 4) стороны выталкивателя,



Фиг. 5. График баланса тепла, полученного из раскаленного кокса при тушении его.

поднимается специальным подъемником и высыпается в специальный закрытый тушитель, причем выделяющийся пар утилизируется, а охлажденный кокс собирается в другую тележку и подается на склад. На фиг. 5 приведен баланс тепла, выделяющегося при коксовании 1 т угля. В новых коксовых печах время коксования продолжается 16—22 час., и их емкость доходит до 10—12 т. Из 1 т угля получается 780 кг кокса, 30 кг дегтя, 12 кг сернокислого аммония, 6 кг бензола и около 300 м³ коксового газа (фиг. 6). Нормальный кокс содержит: 82—90% С, 0,7—1,4% S, 7—11% золы, и его теплотворная способность 6700—7300 кал. Температура воспламенения кокса около 700° Ц (у угля 325° Ц), и он должен обладать большим сопротивлением раздавливанию, чем не обладает газовый кокс.

Коксовый газ содержит: 50—65% Н, 26—35% CH₄, 2—5% тяжелых углеводородов, 4—7% CO, 2—14% N, и имеет теплотворную способность 4500 кал/м³. Уд. вес кокса 0,87—1,02 (насыпанного 0,45—0,53).



Фиг. 6. График получаемых продуктов перегонки из 1 т каменного угля.

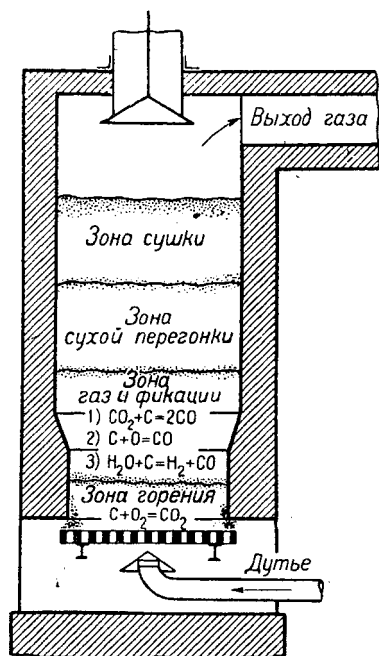
Продукты перегонки нефти обычно разделяются по температурам перегонки (фракциям):

1. Сырой бензин перегоняется при температуре до 150°C и уд. весе 0,65—0,77
2. Керосин " " " " 150—300° " " 0,65—87
3. Легк. смаз. масла " " " " 300—350° " " 0,83—90
4. Тяжел. " " " " выше 350° " " 0,85—0,95
5. Нефтяные остатки

Генераторный газ тоже является искусственным топливом. Его можно получить из любого топлива, но в металлургических процессах он получается главным образом из твердого газового угля в шахтной печи, называемой генератором.

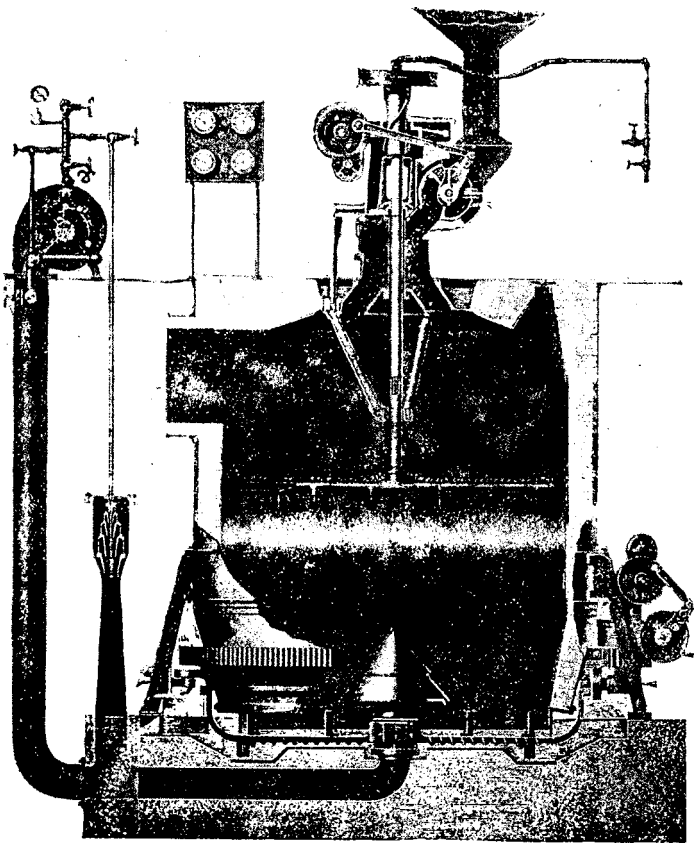
Генераторный газ получается не перегонкой, а вследствие неполного сгорания твердого углерода топлива; следовательно в этом случае имеет место превращение всего твердого топлива в газообразное, что бывает необходимо для получения высокой температуры пламени. Процесс превращения угля в газ (газификация) схематически показан на фиг. 7.

На колосниковой решетке лежит толстый слой угля (0,5—2,0 м, смотря по величине кусков угля). В нижнем слое (зона горения) вдуваемый вентилятором воздух сжигает уголь в углекислоту: $C + O_2 + 4N_2 = CO_2 + 4N_2$ (1), которая, проходя через слой раскаленного угля, разлагается: $CO_2 + C = 2CO$ (2), образуя окись углерода. Реакция (1) выделяет так много тепла, что может расплавить колосники; поэтому для понижения температуры вместе с воздухом вводят под колосники водяной пар, который раскаленным углем разлагается: $C + H_2O = CO + H_2$ (3) с поглощением тепла. Поэтому на колосниках температура от реакции (3) понижается, и образуются горючие газы. Роль водяных паров заключается в переводе тепла из кинетического состояния в потенциальное. Количество пара должно быть строго урегулировано, чтобы не понижать температуру на колосниках ниже $1000^\circ C$, так как при более низкой температуре реакции (3) не происходит. Кроме перевода тепловой энергии в потенциальную, водяной пар улучшает состав газа, ибо по реакции (1) вместе с кислородом в генераторный газ входит инертный азот, а по реакции (3) кислород сопровождается горючим водородом. На фиг. 8 представлен разрез через генератор Юза. В центре находится паровой инжектор, засасывающий воздух и доставляющий пар. Колосниковая решетка снабжена шестеренной обоймой и приводится показанной сбоку шестерней и мотором во вращательное движение (1—2 об/час). Расположенные гребки в чаше под решеткой выбрасывают золу. Кожух генератора железный, вставлен в чашу и залит водой, образующей герметический водяной затвор, не позволяющий газу (окись углерода ядовита) выходить в атмосферу. Тот же мотор, что приводит во вращение нижнюю чашу генератора, приводит в движение мешалку, чтобы слой угля выравнивался и не было прорывов горячего газа, вследствие чего углекислота (2) может не разложиться углем и генераторный газ будет плохого состава.

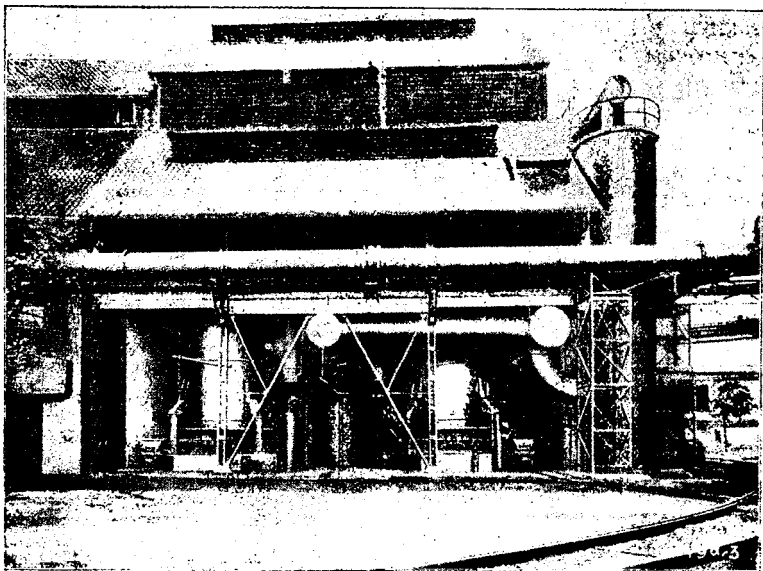


Фиг. 7. Схема газификации в генераторе с дутьем воздуха и пара.

На фиг. 9 представлен вид генераторного здания, на фиг. 10 — нижней внешней части генератора (системы „Демаг“) и на фиг. 11 — верхней воронки, через которую засыпается уголь. Состав генераторного газа различен в зависимости от качества угля и в среднем бывает 25—30% CO;



Фиг. 8. Разрез через генератор Юза с пароструйным аппаратом для дутья и механической мешалкой угля в генераторе.



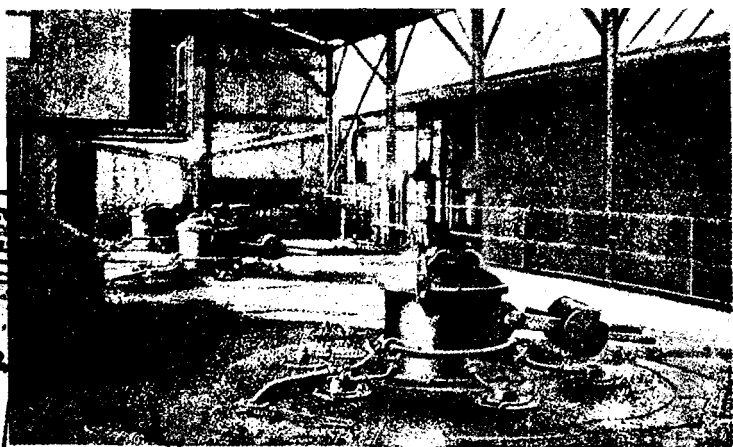
Фиг. 9. Здание для генераторов (вид с уровня земли).

8—12% H; 1—2% CH₄; 3—5% CO₂; 53—60% N. Теплотворная способность 1100—1400 кал/м³. Один генератор может газифицировать 10—25 т угля в 24 часа. В СССР строят генераторы для газификации



Фиг. 10. Нижняя часть генератора Демаг.

дров, сучьев и пней (Урал). Такие генераторы имеют до 8—9 м высоты. Торф также может быть газифицирован. Кроме генераторов на



Фиг. 11. Верхняя часть генератора Демаг. Загрузочная коробка и отверстия для разравнивания угля в генераторе.

газовом угле устраивают таковые и на антраците, не выделяющем продуктов перегонки. Воздух и пар автоматически подаются в таком количестве, чтобы тепло, выделяемое реакцией горения с кислородом воз-

духа, только поддерживало в нижней части температуру 1000°Ц . Это достигается тем, что 1—2 мин. вдувается под сильным давлением воздух (горячее дутье), затем автоматически переключается на пар (холодное дутье) на 5—7 мин. Эти процессы чередуются. В результате получается водяной газ приблизительно следующего состава: $\text{H}—48—52\%$; $\text{CO}—37—41\%$; $3,5—5,5\%$ CO_2 ; $2,5—5,5\%$ N ; его теплотворная способность около 2600 кал/м^3 ; он применяется для целей сварки и улучшения других „холодных“ газов (доменный).

Доменный газ (см. доменное производство).

3. Огнеупорные материалы.

Чтобы зажженное топливо продолжало гореть без копоти и полностью, надо, чтобы стенки топки были раскалены до $1000—1200^{\circ}\text{Ц}$, не ниже. Поэтому стенки топок должны быть изготовлены из материалов, выдерживающих эту температуру. Процесс получения металлов и их сплавов происходит при высокой температуре, поэтому обычно и печи для их выплавки изготавливаются также из огнеупорных материалов. При высоких температурах расплавленный металл, а часто шлаки над металлом воздействуют химически на стенки печи; поэтому кроме температурных условий надо, чтобы огнеупорные материалы сопротивлялись и выдерживали химические и механические воздействия обрабатываемых сплавов и металлов.

Шамот и кварц. Основным огнеупорным материалом является обожженная глина (шамот) и кварц. Измельченный материал формируется, сушится и обжигается. Таким образом получается шамотный кирпич (иногда его называют глинисто-кремнеземным), оплавляющийся при $1550—1670^{\circ}\text{Ц}$. Из кварца после обжига со специальными примесями ($1—2\%$) получается диновский кирпич (динас) с температурой плавления $1700—1760^{\circ}\text{Ц}$.

Обычный состав хорошего шамотного кирпича $30—45\%$ Al_2O_3 ; $45—65\%$ SiO_2 ; он служит для обмуровки домен, каулеров, генераторов, вагранок, топок. Отличается слабым изменением размеров при нагреве. I сорт шамота содержит $35—40\%$ Al_2O_3 ; II сорт — $30—32\%$ Al_2O_3 . Для котлов и нагревательных печей идет III сорт с содержанием $15—20\%$ Al_2O_3 , остальное — SiO_2 .

Динас готовится из кварца, являющегося кристаллическим видом кремнезема с уд. вес. 2,8. Связующим веществом является небольшая примесь извести и окиси железа; вернее надо сказать, что эти вещества, образуя сравнительно легкоплавкую массу, дают возможность при обжиге кирпича перекристаллизоваться кварцу в другую кристаллическую форму (тридимит) с уд. вес. 2,32. Правильный обжиг должен дать закончиться этому процессу кристаллизации, так что уд. вес $2,32—2,34$ ¹ является отличительным признаком хорошего динаса. Если удельный вес будет больше, то при нагреве кладки из такого кирпича кварц динаса будет переходить в тридимит, т. е. изменять уд. вес до 2,32, и будет следовательно увеличиваться в объеме, что обычно ведет к разрушению кладки. Состав динаса $93—97\%$ SiO_2 .

¹ Уд. вес динаса надо определять после измельчения кирпича в мелкий порошок.

Шамот и динас являются кислыми огнеупорными, так как входящая в их состав кремнекислота при высоких температурах является самой энергичной кислотой.

Магнезит. Другая группа огнеупорных — основного характера. Из них главнейший магнезитовый кирпич, изготовляющийся из углекислой магнезии (руда, находящаяся в СССР на Урале), смешиваемой для формовки с 7—10% каменноугольной горячей смолы, прессуется под давлением 300—400 ат и обжигается при очень высокой температуре (1500—1600° Ц). Состав кирпича: 87—92% MgO , 5—7% Al_2O_3 , 2—3% SiO_2 и другие примеси, которые придают ему коричневый цвет. Уд. вес около 3,5. Температура плавления около 2100—2200° Ц.

Магнезитный кирпич не переносит резких колебаний температуры и растрескивается, тогда как шамот, а особенно динас хорошо переносят резкие перемены температур. Магнезитный кирпич очень дорог, и вместо него применяется доломит (или магнезит) в виде набойки. Для образования ее мелкие, сильно обожженные („намертво“) куски смешиваются с подогретой газовой смолой, набиваются на кирпичную кладку (из магнезитного или хромистого кирпича) печи трамбовками. Полученная таким образом набивка подвергается обжигу пламенем этой печи. Так готовятся подины мартеновских и других печей. Если на основные огнеупорные материалы попадет в печи кремнекислота, то образуется легкоплавкая масса, особенно в присутствии окислов железа; поэтому, когда в кладке применяются например для стенок динас, а для подины магнезит, они разделяются кирпичами нейтральной огнеупорной массы. Это будут кирпичи из хромистой руды.

Хромистый кирпич. Эти кирпичи изготовляются из измельченной хромистой руды с небольшой примесью извести; уд. вес их около 4. Огнестойкость около 1700° Ц. Сама хромистая руда в виде больших кусков без прожилок является очень хорошим огнеупорным материалом с температурой плавления 2180° Ц. Из нее делаются стенки мартеновских печей, которые выдерживают очень высокую температуру (выше 1750° Ц), выше чем кирпич; очевидно, что техника не знает процесса искусственного изготовления хромистых кирпичей. Хромистый кирпич имеет состав $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ и в химическом отношении является сочетанием основания FeO и кислоты Cr_2O_3 ; такое сочетание кислоты с основанием называется солью. В большинстве случаев соль обладает более низкой температурой плавления, чем ее составляющие, поэтому и отмечено выше явление понижения температуры плавления магнезита (основание), если на него попадет расплавленный песок (кислота). Очень высокими огнеупорными свойствами обладает углерод. Однако его применение возможно лишь в восстановительной или нейтральной атмосфере, и должно избегать, чтобы углеродистая стенка соприкасалась со шлаками, содержащими окислы металлов. Применяется углеродистый материал главным образом в электрических печах. Главнейшее применение углерод имеет в виде *графита*, который примешивается к огнеупорной глине для изготовления тиглей, в которых плавятся металлы. Наиболее известны у нас тигли Моргана.

А. ПОЛУЧЕНИЕ ЧУГУНА.

Металлом, являющимся базой всей техники, по праву считается железо, и по мере успехов получения этого металла повышался прогресс техники в других производствах. Первоначально (в порядке доступности получения) в большом количестве железо получалось в виде чугуна. Чугун переделывался в сталь и железо в тестообразном состоянии (сварочный металл). Потом научились получать сталь и железо в литом состоянии. В начале этого столетия были впервые применены главнейшие основы термической обработки металла и позднее (1910—1915 гг.) введены всевозможные прибавки к железу, что создало особое производство стали — специальные стали. Таким образом и порядок рассмотрения должен пройти от чугуна через литой металл до специальных сталей.

Железо в природе находится в виде руд, которые представляют собой главным образом соединения железа с кислородом. Основной работой получения железа из руды будет отнятие кислорода от железа. В настоящий момент состояния техники эта реакция совершается в доменном процессе.

1. Принцип доменного процесса.

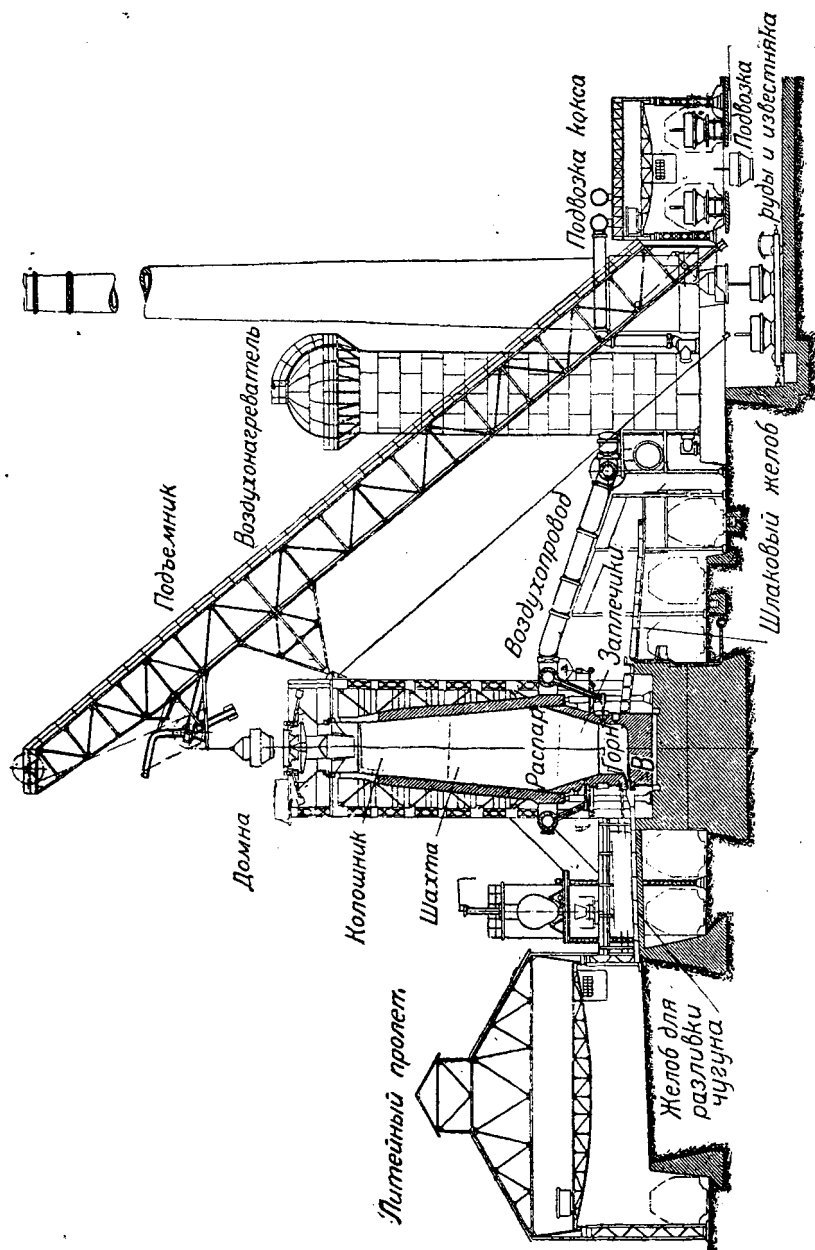
Принцип доменного процесса заключается в том, что при высокой температуре, получающейся благодаря горению углерода, железная руда отдает свой кислород углероду. Выделяющееся железо при высокой температуре обладает способностью поглощать углерод; таким образом вместо соединения железа с кислородом (руда) получается в результате доменной плавки соединение железа с углеродом (чугун).

Руда в природе обычно бывает загрязнена примесями — песком, глиной, иногда известняком. Уголь (кокс), применяемый в плавке, содержит золу с тем же составом примесей, но в других процентных соотношениях, чем в руде. Поэтому в доменном процессе приходится плавить не только чугун (требуемый продукт), но и выделять в жидком виде и примеси. Чтобы облегчить плавление примесей, прибавляют флюсы. Для легкоплавкости песчано-глинистых примесей прибавляют известняк и, наоборот, для руд с известковыми примесями — песок (это случается реже).

Итак для доменного процесса нужны:

1. Руда железная.
2. Кокс (или древесный уголь).
3. Флюсы.

Выплавка чугуна производится в доменной печи.



Фиг. 12. Доменный пex. Разрез через домну и прилежащие площадки: литейная и грузовая площадки.

Домна, или доменная печь, представляет собой два усеченных конуса, сложенных вместе широкими основаниями (фиг. 12). Верхний конус называется шахтой, а нижний заплечиками, наибольшее поперечное сечение рабочего пространства образует распар. Верхнее узкое сечение, откуда поступают все сырые материалы, называется колош-

ником; отсюда отводятся образующиеся в домне газы (откуда их название колошниковый газ). Нижняя часть печи называется горном, а под печи — лещадь. Размеры домны связаны в значительной степени с физическими качествами топлива: древесноугольные домны меньше и по высоте и диаметру, коксовые — больше. Чем лучше кокс (прочнее на раздавливание), тем выше печь. Для древесноугольных средняя высота 16—18 м (не выше 20), а для коксовых 23—26 м.

В среднем домна дает 200—300 т чугуна в сутки при объеме печи 400—600 м³. Магнитогорские и кузнецкие домны рассчитаны на 1 000 т чугуна в сутки.

2. Устройство домны и ее оборудование.

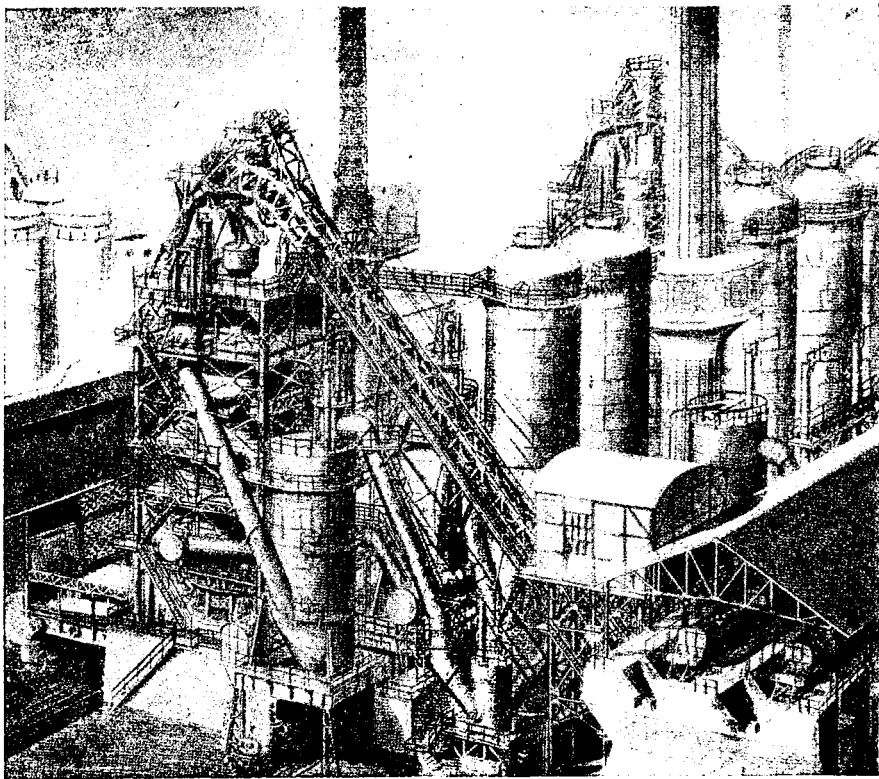
Рабочее пространство печи выкладывается из шамотных кирпичей (см. выше об огнеупорных материалах). Для выкладки обмуровки надо около 1 000 т кирпича на печь с суточной производительностью в 300 т чугуна. Весь вес кладки шахты несет литое чугунное или железное кольцо, поддерживаемое 6—12 чугунными или стальными колоннами. В новейших устройствах для получения большого простора около печи основное кольцо соединено с металлической конструкцией домны, и таким образом колонн не имеется. Толщина стены шахты 700—900 мм и стягивается кольцами, но в последнее время применяют вместо колец сплошной кожух из железа толщиной в 25 мм, и тогда толщина кладки стенок бывает 500—600 мм (американский тип).

Распар, горн, лещадь выкладываются из лучшего сорта кирпича (шамот I сорта) и обычно заключаются в железный кожух; кроме того горн и лещадь одеваются добавочным железным панцырем для защиты от прорыва металла. Распар имеет кладку 600—800 мм толщины, горн 800—1 200 мм, а толщина слоя (глубина) лещади 1,5—2,0 м. Все эти части домны во время работы охлаждаются водой, расход которой в среднем достигает 2—3 м³/мин. Если принять во внимание, что то же количество воды нужно для охлаждения газоочистительных машин, газомоторов и т. п., то получится, что доменный завод с четырьмя домнами в сутки расходует: $4 \cdot 2,5 \cdot 2 \cdot 60 \cdot 24 \approx 29\,000$ м³ воды в сутки, т. е. то количество, которое нужно для снабжения города с населением в 300 000 чел. Из этого видна важность водоснабжения доменного цеха на заводе.

В кладке верха горна прорезают окна, расположенные радиально в количестве 6—12 (иногда до 16). В эти окна вставляются медные или бронзовые двухстенные трубы конической формы, называемые фурмами. В промежутках между двумя стенками фурм циркулирует во все время работы домны охлаждающая вода. В горне домны развивается самая высокая температура (около 1600° Ц), и никакие огнеупорные материалы не могут выдержать долго процесса работы при такой высокой температуре. Эта трудная задача была разрешена применением предложенной металлургом Люрманом вышеописанной фурмы. Одним из основных принципов борьбы против разгара огнеупорных стенок является охлаждение последних непрерывным потоком воды. Этот принцип был положен в основание при конструкции фурмы Люрмана. При применении этого принципа для сохранения кладки стенок домны вся внешняя

поверхность кожуха домны охлаждается непрерывно водой, что дает возможность продержаться стенкам домны в течение всей кампании (3—7 лет) без ремонта.

В образованное фурмой отверстие вставляется сопло воздуходувной трубы. Воздух в домну вдувается под давлением от 0,3—0,8 ат и нагревается от 300 до 800° Ц. Ввиду такой высокой температуры нагрева воздуходувные трубы внутри выложены слоем шамотного кирпича 60—75 мм толщины. Как видно из фиг. 12, воздуходувная труба имеет изгиб. В углу этого изгиба имеется маленькое отверстие со вставленным



Фиг. 13. Общий вид домны с обслуживающими ее устройствами.

синим стеклом, через которое можно наблюдать за процессом, происходящим внутри печи перед фурмой. Ниже отверстий для дутья вставлена другая аналогичная фурма для выпуска шлака, а на самой низкой точке пода печи имеется отверстие — летка для выпуска чугуна. Все эти отверстия снаружи облицованы очень тяжелыми стальными литыми рамами.

Верхняя часть домны — колошник был раньше открытым, и все колошниковые газы выпускались в атмосферу. Эти газы при выходе на воздух загорались. Естественно, что с течением времени на горючесть газов было обращено внимание, и техники научились использовать тепло-

вую энергию этих газов. Таким образом получился закрытый колошник с газоотводящим трубопроводом, а засыпка руды, кокса, флюса совершается через так называемый двойной колошниковый затвор, открывающийся автоматически под действием тяжести засыпанного аппарата, не пропускающий наружу из домны почти совершенно доменного газа. На фиг. 13 представлен внешний вид домны с загрузочным аппаратом.

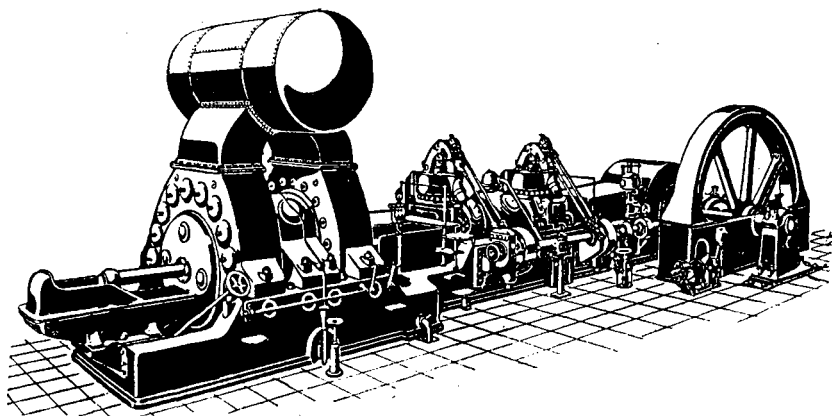
3. Дутье.

Чтобы сжечь топливо, загружаемое в домну, как выше было упомянуто, через фурмы вдувается атмосферный воздух под давлением. Этот сжатый воздух вдувается („дутье“) воздуходувными машинами. Для выплавки 1000 кг чугуна нужно около 1000—1200 кг кокса, для сжигания которого требуется около 4000 м³ воздуха, так что для среднего размера домны (250—300 т в сутки) надо около 700 м³/мин дутья (т. е. воздуха при атмосферном давлении). Давление в среднем бывает от 0,3—0,8 ат, редко достигая в больших домнах или в экстренных случаях 1—1,2 ат. Чтобы создать для вышеупомянутой домны (250 т) дутье с 0,5 ат, требуется воздуходувная машина мощностью около 1200 л. с. Эти машины обычно строятся в настоящее время горизонтальными, приводятся в движение двигателем внутреннего сгорания на доменном газе (фиг. 14). Прежде воздуходувки делали вертикальные (например старые воздуходувки Сталинского, б. Юзовского завода), но так как конструкция таких машин имеет очень большие размеры в высоту, то здание для них должно было иметь значительную высоту и обслуживание ее было затруднительно. В настоящее время больше вертикальных воздуходувок не строят, а только горизонтальные. Энергией, приводящей в движение воздуходувку, первоначально был пар (рабочий цилиндр был паровой), в настоящее время — доменный газ (рабочий цилиндр — цилиндр газового двигателя) или электричество (вместо рабочего цилиндра — электромотор). Каждая домна имеет самостоятельную воздуходувку, чтобы можно было легко изменять во время работы как количество, так и давление дутья. Имеются и специальные запасные переключатели, чтобы во время аварии можно было переключить любую воздуходувку на любую домну.

4. Воздухонагреватели.

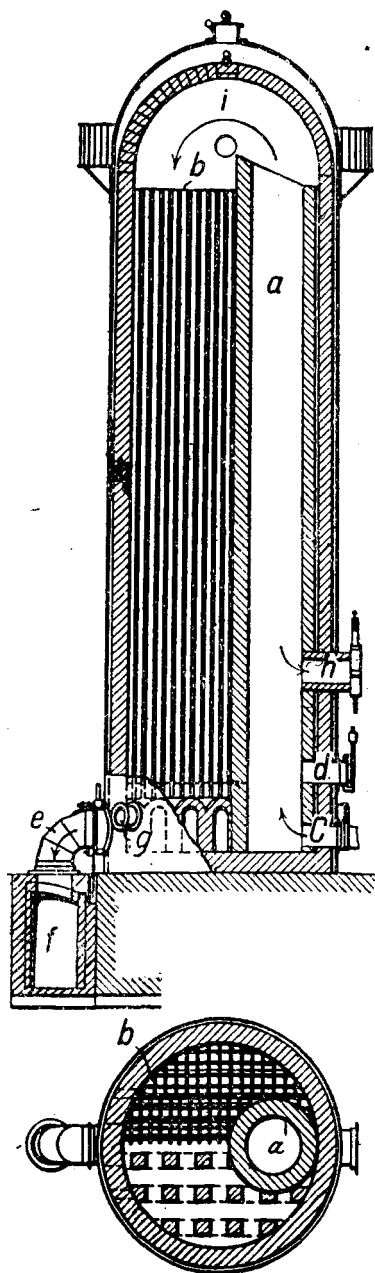
Воздух вдувается в домну нагретый, что дает значительную экономию в коксе (считается около 4⁰/₁₀ кокса на 100° нагрева дутья) и дает большую гибкость ведения доменной плавки, значительно облегчая процесс при получении чугуна из трудновосстановимых руд. Первоначально дутье подогревалось в трубах, помещенных в отдельных топках, нагреваемых углем (1828 г.), затем доменным газом (1832 г.) и наконец (1860 г.) Каупер предложил конструкцию нагревателя, сделанного из огнеупорного кирпича и заключенного в железный кожух. В таком виде воздухонагреватели существуют до настоящего времени без перемены в своей основной конструкции и носят название по имени конструктора Каупера (Cowper) (фиг. 15). Аппарат Каупера имеет диаметр 6—8 м и высоту 25—40 м. Кожух сделан из железа 8—10 мм и изнутри вы-

ложен кирпичом около 500 мм толщиной. В этой обмуровке имеется камера *a* для сжигания доменного газа, остальное пространство *b* наполнено насадкой, воспринимающей тепло от горячих продуктов горения доменного газа, поступающего в каупер через клапан *d* и горящего от смешения с поступающим через вентиль *c* воздух. Горение заканчивается под куполом *i*, развивая температуру 1 000—1 200° Ц. При помощи дымохода *f* этот купол через насадку соединен с очень высокой (60—70 м) дымовой трубой, поэтому в пространстве *b* образуется течение горячих газов сверху вниз. Насадка *b* нагревается, а дым охлаждается до температуры 300—400°. Нагревание продолжается около 2 час., после чего все действовавшие вентили закрываются, а открывается вентиль *g*, через который из воздухоудвки воздух входит в каупер и, поглощая тепло, нагревается. Надо заметить, что подогреваемый воздух имеет направление снизу вверх, что обеспечивает хорошую теплопередачу воздуху от насадки. Нагретое дутье



Фиг. 14. Доменная воздухоудвка, приводимая в действие двигателем на котлошниковом газе (ср. с фиг. 27).

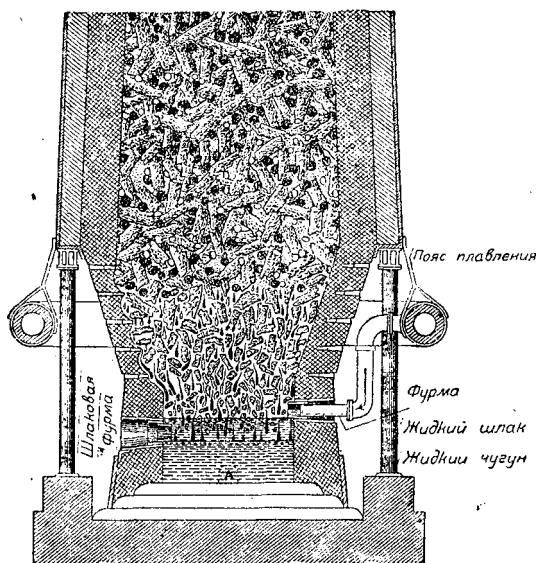
поступает через вентиль *h* в трубопровод диаметром 600—1 000 мм, выложенный шамотным кирпичом, к фурмам домны при температуре 600—800° Ц, смотря по ходу процесса. Работа каупера по подогреву дутья продолжается около 1 часа, после чего дутье переключается на новый нагретый каупер. Из этого видно, что нагрев решетки идет вдвое дольше, чем отдача тепла решеткой дутью. Поэтому для непрерывной работы надо иметь не менее трех аппаратов (два на газе, один на дутье). Для запаса и для ремонта необходимо иметь еще один или два аппарата, следовательно в оборудование домны должны входить 4—5 кауперов. Производительность кауперов обуславливается величиной поверхности нагревательной насадки каупера. На каупер идет 700—1 500 т огнеупорного кирпича. Колошниковый газ, выходя из домны, несет с собой большое количество пыли, которая должна быть удалена из газа, иначе пришлось бы очень часто чистить кауперы, что очень невыгодно экономически. Поэтому газ, поступающий в каупер, обычно очищается и содержит 0,2—0,5 г пыли в 1 м³ газа. В таких условиях чистка кауперов происходит один раз в несколько лет.



Фиг. 15. Воздухонагреватель (каупер) для домны.

в том, что на шихтовом дворе требуемые для переплавки материалы загружаются в мерные вагонетки, которые в определенном порядке поднимаются по наклонному подъемнику, автоматически опускаются на ко-

Когда кладка домны готова, полость ее представляет собой трубу. Эту полость заполняют сперва дровами, затем коксом с необходимым количеством извести на высоту около $\frac{1}{3}$ домны. Затем сверху этого слоя засыпают переменными слоями руду, кокс и флюсы. Вводя через фурмы горячее дутье, зажигают дрова, а затем от них по мере повышения температуры загорается кокс. Регулируя приток и нагрев дутья, можно через 2—3 дня привести домну к нормальному ходу. Работа заключается

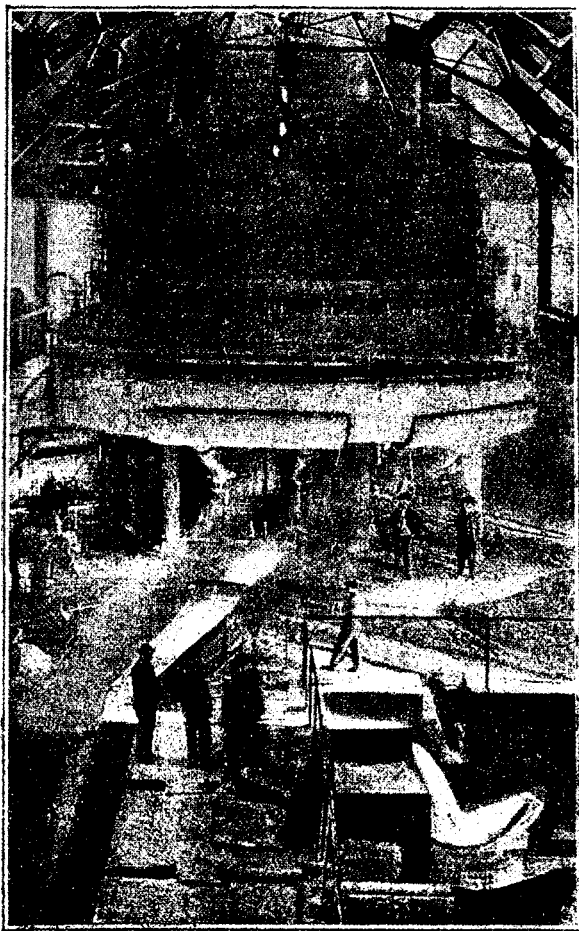


Обозначения: Кокс 
 Руда 
 Известняк 
 Капли шлака 
 " чугуна 
 Слой жидк. шлака 
 " " чугуна 

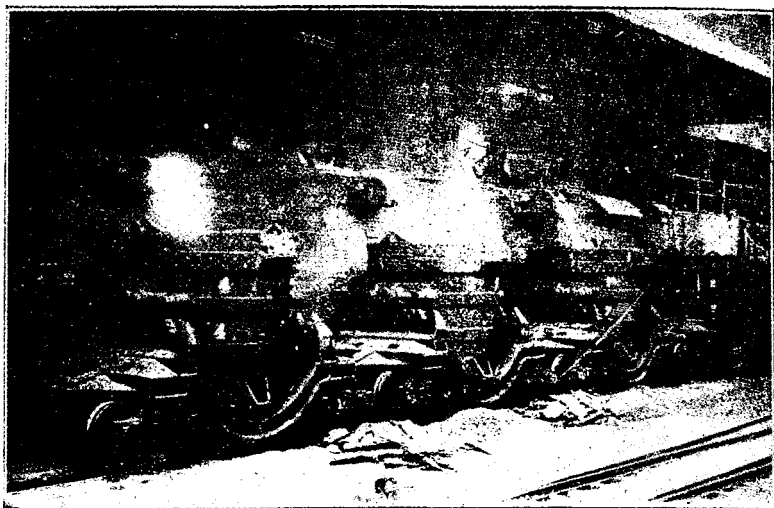
Фиг. 16. Схематический разрез через работающую домну. Сверху видны чередующиеся куски руды, кокса и известняка. Ниже они уже прореагировали, и расплавленные чугун и шлак собираются на дне горна, откуда они выпускаются: сперва шлак через шлаковую фурму, а затем чугун через отверстие А.

лошниковый конус, высыпают содержимое и опускаются пустыми обратно вниз. Таким образом если сделать разрез через работающую домну, то на эскизе (фиг. 16) будет видно приблизительно такое расположение: чередующиеся слои кокса, руды, флюсов, а ниже прореагировавшие части их. Перед фурмами, где температура самая высокая, образуются жидкие чугун и шлак, которые стекают вниз и собираются в горне. Удельный вес жидкого шлака около 2,3, а чугуна около 7,0, поэтому шлак плавают на чугуне. Через каждые 2—3 часа работы домны выпускается шлак через шлаковую фурму и по шлаковому жолобу в чугунный ковш, в котором и отвозится для дальнейшей переработки (см. стр. 28). Чугун выпускается через летку, находящуюся в самой низкой части лежачи, 4—5 раз в сутки, следовательно средний единовременный выпуск домны достигает 50—75 т чугуна.

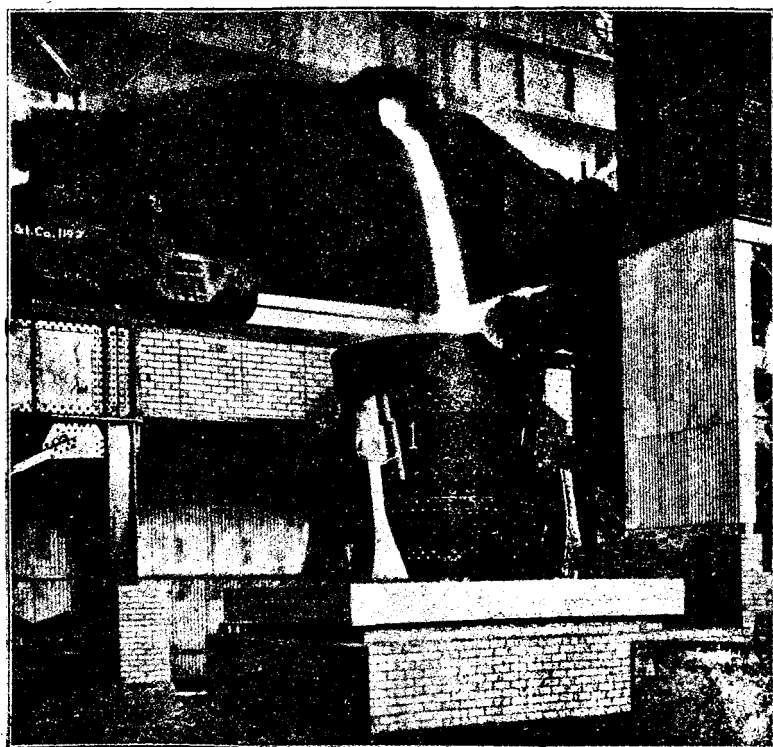
Для выпуска чугуна отверстие сперва „разделяется“, т. е. вычищается огнеупорная глина из отверстия летки, затем штангой специальной машины пробивается отверстие до жидкого чугуна, который вытекает большой струей из домны по чугунному жолобу, обмазанному огнеупорной глиной. Струя чугуна может быть направлена в ковш, стоящий на железнодорожной тележке (см. на фиг. 12 жолоб для разливки чугуна и соответствующий габарит железной дороги) для отправки на передел в сталь в сталелитейном цехе (фиг. 17, 18, 19) или поступает на литейный двор, где разливается ручьем по заранее приготовленным углублениям в песке и застывает (фиг. 20). Таким образом получается чушковый чугун.



Фиг. 17. Выпуск чугуна из домны в ковш для отправки его в сталелитейную (см. на фиг. 12 ж.-д. габарит между литейным пролетом и домной). Вид со стороны литейного двора.



Фиг. 18. Выпуск шлака из домны в ковш для отправки его для гранулирования (см. фиг. 29). Вид со стороны шихтового двора (см. на фиг. 12 ж.-д. габарит под шлаковым желобом).



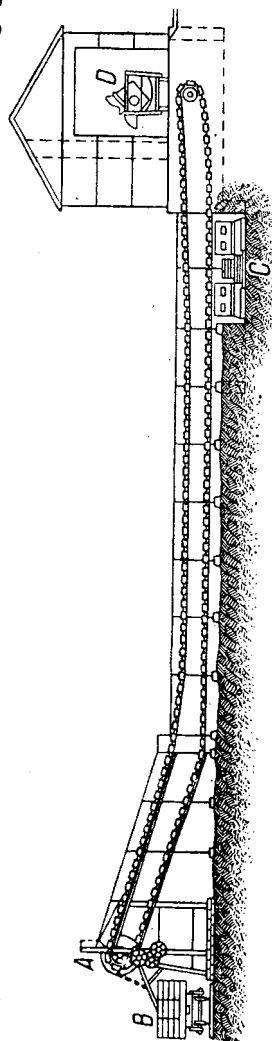
Фиг. 19. Выливка чугуна из большого котла в ковш (10—15 т) для подачи его в бессемеровский цех. Этот металл привезен из домны, находящейся на расстоянии 20 км от бессемеровского цеха.

После остывания чушки чугуна, при помощи мостового крана, перегружаются в железнодорожный вагон и отправляются на склад.

Как видно (фиг. 20), литейный двор занимает большую площадь перед домной с хорошим крановым оборудованием. Большая поверхность, покрытая раскаленными чушками чугуна, во время разлива излучает много тепла, так что работать на литейном дворе очень тяжело.



Фиг. 20. Выпуск чугуна на литейный двор, где металл застывает в чушки.

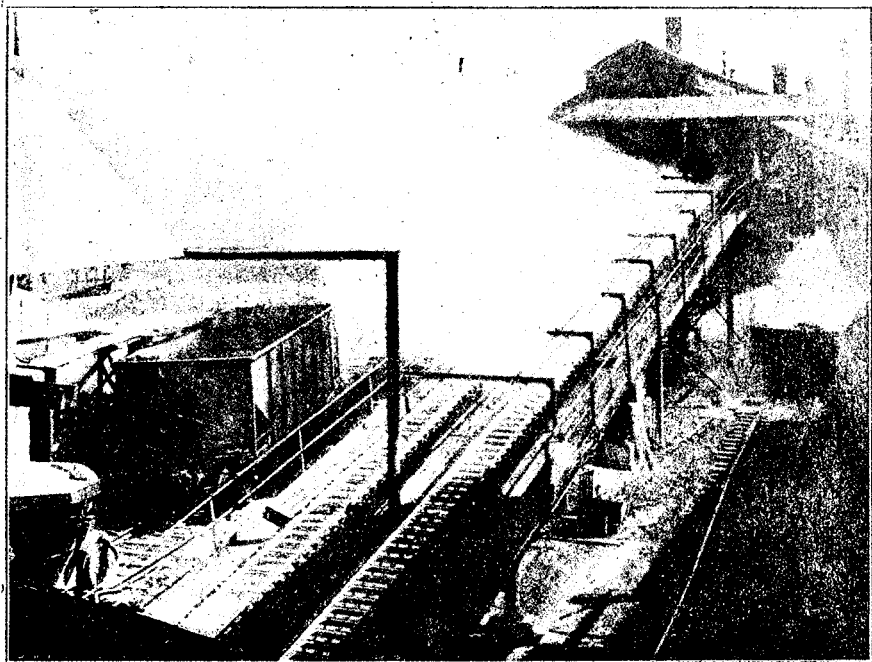


Фиг. 21. Эскиз разливочной машины: D—разливной ковш; A—засыпывающие слитки падают из транспортера в ж.-д. вагон (B). Снизу охлаждение форм транспортера известковым молоком (C).

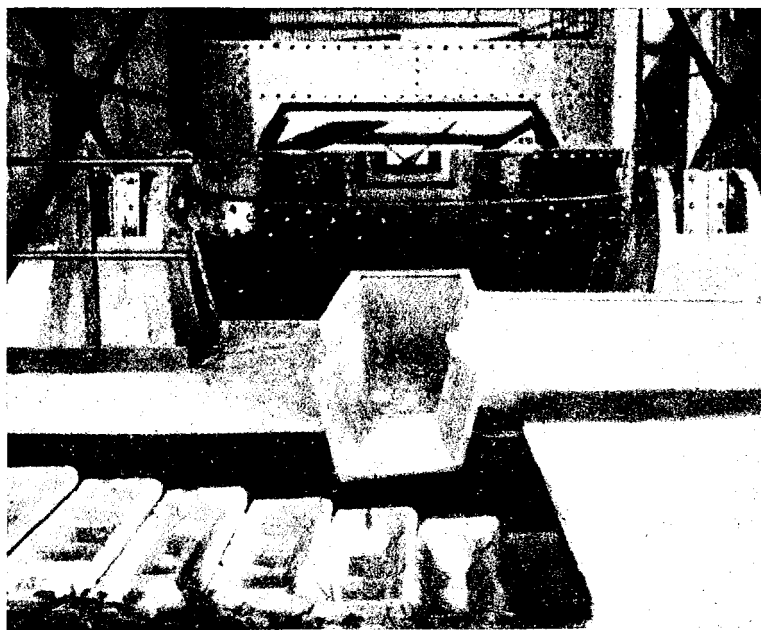
Поэтому в последнее время стали применять так называемые разливочные машины (фиг. 21).

Эта машина состоит из большого количества

чугунных форм, прикрепленных к бесконечной цепи D (фиг. 21), представляет собой ковш с чугуном, привезенный от домны, из него льется чугун по желобу и наполняются формы, передвигающиеся цепью с небольшой скоростью перед желобом. Чугун быстро застывает, охлаждаясь холодными стенками форм, и, достигая конца A, уже является застывшей чушкой, падающей в железнодорожный металлический вагон B, готовый к отправке по назначению. Пустые формы передвигаются обратно в опрокинутом состоянии и охлаждаются воздухом. В точке C они обрызгиваются известковым



Фиг. 22. Внешний вид разливочной машины (фиг. 21) в работе. Здесь видны 2 ленты транспортера. Пар поднимается от охлаждаемых форм (фиг. 21 — С).



Фиг. 23. Разливной жолоб машины. Под ним видны формы, куда отливается чугун.

молоком (раствор извести в воде), вода быстро испаряется от имеющегося запаса тепла в чугуне форм, оставляя слой извести на поверхности, предупреждающий прилипание разливаемого чугуна к формам. Внешний вид такой машины изображен на фиг. 22, а на фиг. 23 представлен жолоб разливной машины. Полученный в таких чушках чугун имеет совершенно чистую поверхность, свободную от песка, что имеет значение для передела чугуна в сталь в основных печах. Надо иметь в виду, что излом такой чушки имеет иной вид, нежели отлитой в песок, хотя бы их состав был одинаков. Поэтому необходимо при приемке чугуна главное значение придавать химическому анализу его.

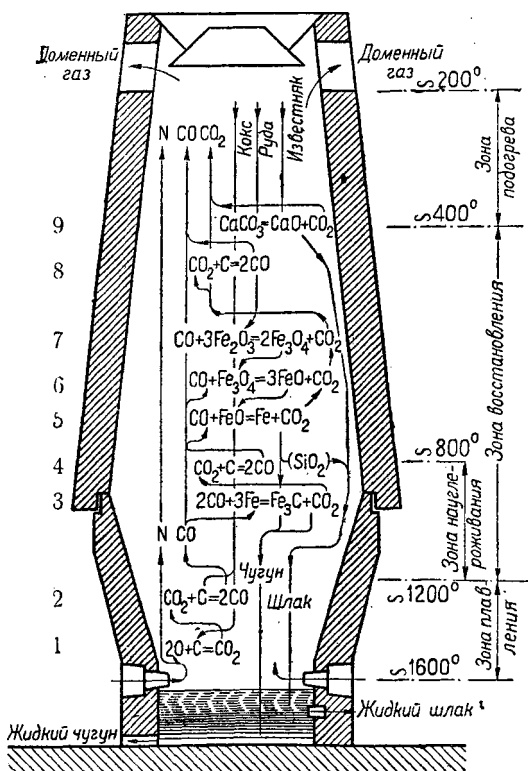
5. Простейшее объяснение доменного процесса и выводы о влиянии его на качество чугуна.

Главнейшие химические процессы, происходящие в домне, изображены графически на фиг. 24. Все химические процессы зависят от температуры и состава газов, которые значительно изменяются по высоте домны.

Из графика видно, что первоначально вдвухаемый воздух, нагретый до $700-800^{\circ}\text{C}$, соединяется с углеродом кокса по формуле (1) $\text{O}_2 + \text{C} = \text{CO}_2$ и развивает при этой реакции температуру около 1600°C .

При этой температуре углекислота в присутствии углерода кокса существовать не может, а потому здесь разлагается по формуле (2) $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ с образованием окиси углерода и поглощением тепла. Окись углерода является главным действующим реагентом всего доменного процесса.

При температуре около 1000°C имеет место реакция (3) $2\text{CO} + 3\text{Fe} = \text{CO}_2 + \text{Fe}_3\text{C}$ — науглероживание восстановленного железа и превращение его в чугун. Образовавшаяся CO_2 опять восстанавливается находящимся здесь коксом в CO по реакции (4) $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$, так что науглероживающим железом элементом, или элементом, превращающим железо в чугун, является окись углерода при температуре около 1000°C . По ме-



Фиг. 24. Схема химических реакций, происходящих в домне во время процесса выплавки чугуна. Горизонтали указывают приблизительную температуру в домне и соответствующие этим температурам химические реакции.

ре понижения температуры в более высоких слоях шихты окись углерода встречает железную руду и отнимает постепенно кислород у окислов железа с образованием углекислоты (реакции 5, 6, 7); следовательно доменный газ обогащается CO_2 , а содержание CO уменьшается. Но так как в шихте присутствует кокс, а реакция (8) $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ может идти до 500°C , то эта реакция и происходит в верхних горизонтах домны. При этой же температуре происходит разложение известняка на известь и углекислоту (реакция 9) $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2$. Известь, соединяясь с кремнекислотой и другими примесями, образует жидкий шлак, а все газы— N (из воздуха), CO и CO_2 от упомянутых выше реакций—образуют доменный газ, удаляющийся из домны через колошник по газопроводам.

В заваливаемых в печь материалах (шихта), кроме окислов железа, имеются окислы марганца (MnO), фосфорная кислота (P_2O_5) и сернистые соединения железа (FeS_2). Все эти примеси участвуют в доменном процессе следующим образом.

Часть MnO в нижних частях домны, т. е. при высокой температуре, восстанавливается углеродом (но не окисью углерода) по формуле (10) $\text{MnO} + 2\text{C} = 2\text{CO} + \text{Mn}$ до металлического марганца, который переходит в чугун.

Фосфорная кислота P_2O_5 восстанавливается углеродом вполне по формуле (11) $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 5\text{CO} + 2\text{P}$, и весь фосфор переходит в чугун; следовательно, чтобы чугун был без фосфора, надо, чтобы шихта совершенно не содержала фосфора, т. е. руда и известняк были совершенно свободны от примеси фосфорной кислоты, так как в доменном процессе нельзя удалить фосфора из чугуна.

FeS_2 разлагается в верхних слоях домны по формуле (12) $\text{FeS}_2 = \text{FeS} + \text{S}$, причем сера примешивается к доменному газу в виде элементарной серы или в виде сероводорода (H_2S), а FeS только в нижних слоях домны при действии высокой температуры и шлака, содержащего большое количество извести, может разлагаться по формуле (13) $\text{FeS} + \text{CaO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CaS} + \text{CO}$, и таким образом сера может быть удалена из чугуна в доменном процессе при многоизвестковом (сильноосновном) шлаке и высокой температуре (горячем ходе) процесса. Горячий ход доменного процесса требует большой затраты кокса, поэтому передел сернистой шихты на бессернистый чугун будет дороже, чем передел чистой шихты.

Кремнекислота (SiO_2) является непременным спутником всех руд и сама может рассматриваться как руда кремния.

Условия восстановления из SiO_2 свободного кремния требуют многокремнистый (сильноокислый) шлак и высокую температуру. В обычных плавках часть кремнекислоты восстанавливается по формуле (14) $\text{SiO}_2 + \text{C} = 2\text{CO} + \text{Si}$, и восстановленный кремний растворяется в чугуне.

Итак вследствие доменного процесса получается железо, в котором растворены углерод, марганец, кремний (полезные примеси), сера, фосфор (вредные примеси). Такой сплав носит название чугуна. Как видно из описанного выше процесса, состав его зависит не только от шихты заваливаемого материала (фосфор только от шихты), но и от хода доменного процесса — температуры.

Не всегда доменный процесс идет так гладко, как было выше описано. При повышенной завалке руды, излишней влаге и т. п. может

расстроиться ход доменной плавки, и тогда получается „сырой“ ход плавки, в противоположность нормальному „спелому“ ходу. Восстановление руды происходит ненормально. В зону плавления попадают невосстановленные окислы железа, которые переходят в шлак, придавая внешнему виду его черную окраску (отличительный признак расстроенного хода плавки). Окислы железа растворимы также в чугунах, сообщая ему плохие качества. Итак, *при сыром ходе домны, на что указывает темная окраска шлака, получается чугун низких качеств.* Главнейшим средством против такого хода процесса является повышение температуры в горне, что осуществляется повышением температуры дутья. Вот почему выше было сказано, что нагрев дутья является одним из главных орудий управления ходом процесса. Случается, что *шихта „зависает“* в полости домны, образуя своды, а затем с сильным взрывом обрушивается вниз. Иногда, особенно при конце кампании печи, чугун прорывает стенку горна, и тогда возможны несчастные случаи и вывод, иногда надолго, домны из строя.

Задержка хода домны без выпуска чугуна бывает нужна при недостатке каких-либо шихтовых материалов. Для этой цели домну готовят, уменьшая в шихте завалку руды и флюсов и увеличивая порцию кокса, затем вынимаются фурмы и все отверстия наглухо замазываются глиной. *В таком состоянии можно задержать домну на „газу“ до 6 мес.* В течение этого срока можно вставить фурмы, подвести дутье и начать завалку шихты и выпуск чугуна.

При остановке домны на ремонт происходит „выдувка“, что прежде имело место через 10—15 лет работы, в настоящее время при интенсивной работе выдувка происходит через 3—6 лет. Для этой цели завалка руды прекращается, и по мере окончания выпуска чугуна прекращается дутье, и печь охлаждается. После охлаждения кладка печи, арматура, машины подвергаются ремонту. Смотри по ремонту, остановка продолжается 2—4 мес., после чего печь можно пустить снова. Новая постройка домны со всем оборудованием требует больше года.

6. Материальный баланс домны.

Чтобы яснее себе представить правильность ведения процесса, подсчитывают весь расход и приход материалов. Не останавливаясь на подробностях, как этот подсчет производится, приведем окончательные результаты так называемого *материального баланса* доменного процесса для литейного (см. ниже) чугуна.

Таблица 2.

Примерный баланс в кг материалов доменной плавки на серый чугун (Ледебур) на 100 кг.

Приход (завалка)	Расход (выпуск)
Кокса 110 Руды 244 Известняка (флюс) 62,5 Воздуха 494,8 911,3	Чугуна 100 Шлака 143 Доменного газа 663,3 (510 м³) состава N ₂ — 38,1 CO ₂ — 99 CO — 183,3 911,3

Баланс составлен на выпускаемые 100 кг чугуна. Из этого баланса можно вывести заключение, сколько надо иметь сырых материалов в течение того или иного времени на складе или к подаче, сколько надо убрать, вывезти материалов из доменного цеха.

Например из этих цифр видно, что общий вес поданного материала в доменных цехах почти в 4 раза, а вывезенного в 2,5 раза больше веса выпущенного из домы чугуна, так что средних размеров доменный завод с 4 домнами, с выпуском по 300 т чугуна в сутки каждая, должен:

принять грузов $4 \cdot 300 \cdot 4,5 \approx 5400$ т (340 вагонов)
и отпустить „ $4 \cdot 300 \cdot 2,5 \approx 3000$ т (200 вагонов) ежедневно.

Из этого видно, что доменный цех является очень сложной постройкой, имеющей большое водоснабжение, являющейся большой сортировочной железнодорожной станцией с сосредоточенным пунктом всех этих устройств около доменной печи.

Из статьи „приход“ видно, что, кроме твердых и жидких материалов, от доменного процесса получается много (663 кг) доменного газа. Этот газ обладает теплотворной способностью 800—1 000 кал/м³, что представляет почти половину всей тепловой энергии, заключающейся в коксе, израсходованном на производство чугуна (см. ниже в тепловом балансе).

7. Тепловой баланс домы.

Тепловая энергия доменного процесса учитывается в виде теплового баланса. Для его составления учитывается тепло, вносимое топливом (потенциальная энергия топлива), физическое тепло нагретого дутья, тепловая энергия, выделяемая или поглощаемая химическими реакциями процесса, и т. д.

Таблица 3.

Примерный баланс тепла доменного процесса (на 100 кг)
выплавленного литейного чугуна.

Приход тепла в кал	%	Расход тепла в кал	%
От сгорания углерода: ($\frac{1}{4}$) C в CO_2 80 800 ($\frac{3}{4}$) C в CO 236 200		1. На восстановление руды 188 290	43
		2. Унесено жидким чугуном 35 000	8
		3. Унесено жидким шлаком 31 500	7
317 000	72	4. Унесено колошниковыми газами 24 070	5
От нагретого дутья до 800° Ц 124 660	28	5. Разложение известка 30 500	7
		6. Испарение влаги 7 300	1,7
		7. Потери на лучеиспускании, на нагревании, охлаждении воды и пр. 125 000	28,3
441 660	100	441 660	100

Из этой таблицы теплового баланса видно, что при выплавке чугуна используется не вся тепловая энергия кокса: $\frac{3}{4}$ его сгорает не полностью в углекислоту, а в окись углерода, которую можно дожечь, что и производится улавливанием доменного газа и использованием его на энергетические нужды доменного и других цехов металлургического завода.

8. Результаты производства.

Как видно из материального баланса, в результате доменного процесса получают: 1) *чугун*, 2) *шлак* и 3) *доменный газ*.

Хотя основным производством является получение чугуна, однако и побочные продукты, получающиеся в большом количестве, представляют значительную ценность, особенно доменный газ, как это видно из теплового баланса.

Рассмотрим эти продукты производства в отдельности: нормальный состав доменного газа следующий: $8-10\%$ CO_2 ; $25-30\%$ CO ; $1-2\%$ H_2 ; $55-60\%$ N с теплотворной способностью около $800-1\,000 \text{ кал/м}^3$.

Температура отходящего газа $120-200^\circ \text{C}$, и давление на колошнике $100-200 \text{ мм}$ водяного столба. Применение доменного газа началось в 1832 г. для нагрева дутья, в 1842 г. — для отопления котлов, а в 1900 г. — для газовых двигателей, что является в настоящее время наиболее экономичным использованием тепловой энергии доменного газа. Доменный газ, выходя из домы, содержит $10-30 \text{ г/м}^3$ пыли, и для его использования необходима очистка, а также охлаждение газа, чтобы по возможности удалить водяной пар. Сначала происходит сухая очистка газа, основанная на изменении скорости движения газов, посредством пропускания газа через трубы одного сечения, переходящие в сборники пыли значительно большего сечения; они изготовляются из обшивочного железа диаметром $5-8 \text{ м}$ и высотой $10-20 \text{ м}$ с воронкообразным дном и открывающимся клапаном внизу для высыпания скопившейся в сборнике пыли. Этот способ очистки понижает в газе содержание пыли до $3-6 \text{ г/м}^3$. Для дальнейшей очистки применяется мокрая очистка при помощи:

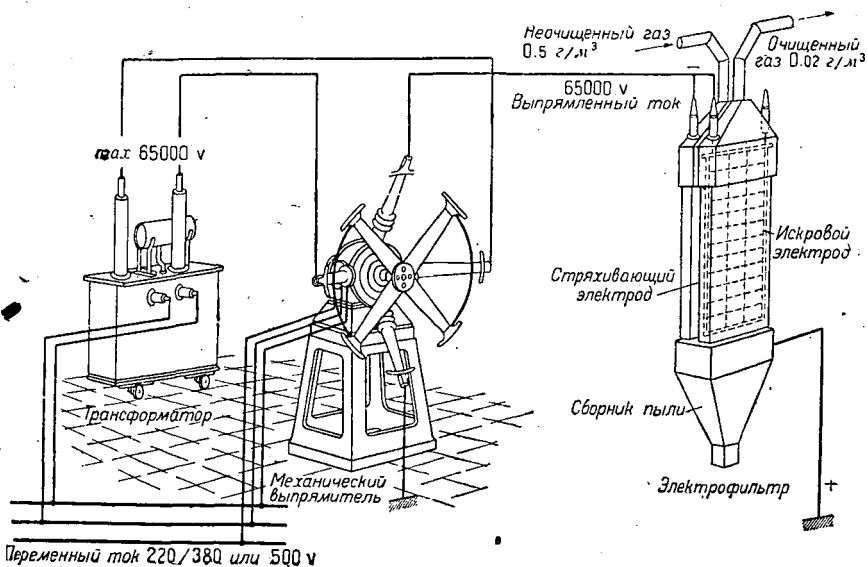
1) *скрубберов*, т. е. больших железных сосудов с установленными в них решетками и брызгалами воды;

2) *вентиляторов*,

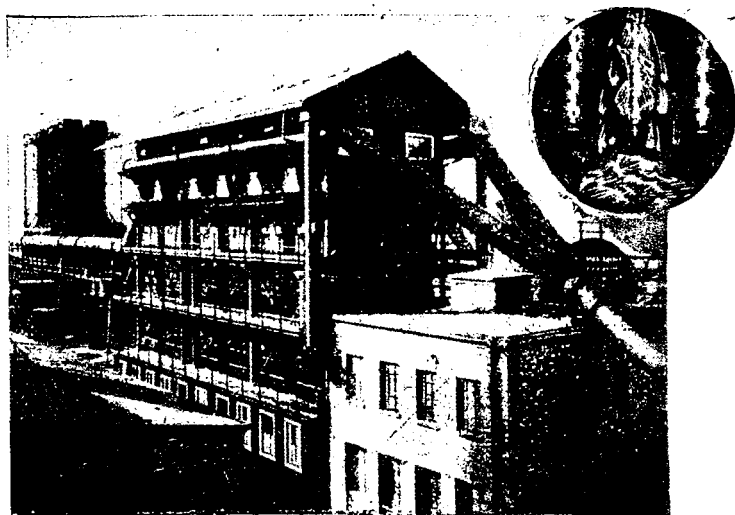
3) *центробежных очистителей* разных систем.

После однократной очистки газа в скруббере или вентиляторе содержание пыли в газе понижается до $0,5 \text{ г/м}^3$; после 2-кратной очистки в скруббере и центробежном очистителе до $0,03$ и $0,04 \text{ г/м}^3$ с температурой $20-25^\circ$ (подробности см. St. & E., 1924, стр. 92).

Кроме мокрой очистки применяется сухая очистка, заключающаяся в том, что газ пропускают через фильтры из материи. В результате получается газ с содержанием $0,025 \text{ г/м}^3$ пыли. В последнее время применяется электрическая очистка (метод Котрелля-Меллера), заключающаяся в том, что поток газа проходит через сосуд с проводочными изолированными электродами, имеющими форму метелки. Их соединяют с отрицательным полюсом постоянного тока $50\,000-100\,000 \text{ В}$, который передает этот заряд частицам пыли. Заряженные частицы переносят этот заряд ситообразным отделительным электродам, соединен-

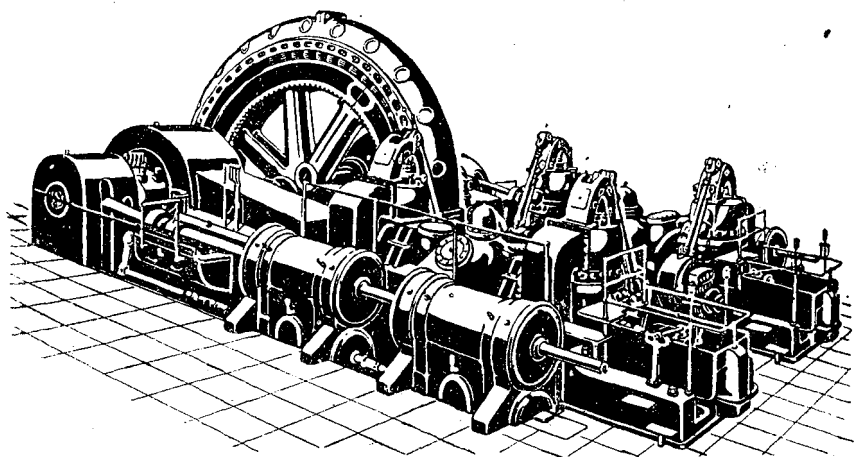


Фиг. 25. Схема электрической окончательной очистки доменного газа для двигателей внутреннего сгорания. Здесь показан преобразователь переменного тока (220—500 В) на переменный (65 000 В) и его выпрямление в постоянный. Постоянный ток 65 000 В подводится к электрофильтру, где содержание пыли в газе понижается до 0,01—0,015 г/м³.



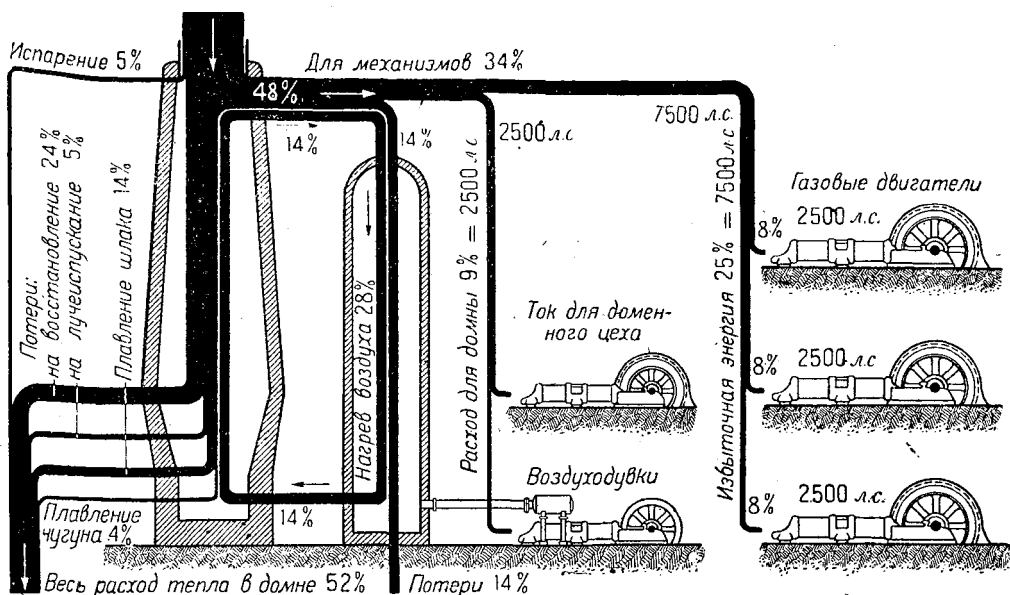
Фиг. 26. Внешний вид здания с электрофильтрами для очистки доменного газа. Сбоку, наверху показан схематический рисунок — разряд электрического тока заряженными падающими частицами пыли.

ным с положительным полюсом (фиг. 25). Электроды автоматически стряхивают насевшую пыль в сборники пыли. После такой очистки газ содержит менее 0,02 г/м³ пыли. На фиг. 26 показан внешний вид очистительного здания. Считают, что сухая и электрическая очистка наибо-



Фиг. 27. Газовый двигатель на доменном газе приводит в движение электрический генератор (ср. с фиг. 14).

10 т. кокса в час



Фиг. 28. График теплового баланса доменного завода.

лее дешевая. Газ с содержанием $0,01—0,04 \text{ г/м}^3$ пыли используется в больших газовых машинах, достигших в настоящее время высокой степени надежности в эксплуатации и поддающихся очень точной регулировке. Поэтому они применяются для приведения в движение доменных воздуходувок, а также электрических генераторов (фиг. 27). Мощность современных газовых двигателей достигает $1000—6000 \text{ л. с.}$

в единичной установке. На фиг. 28 показан график теплового баланса доменного завода (но не цеха) с одной печью на 250 т суточной производительности с очень выгодным и полным использованием доменного газа.

Использование газа приблизительно следующее:

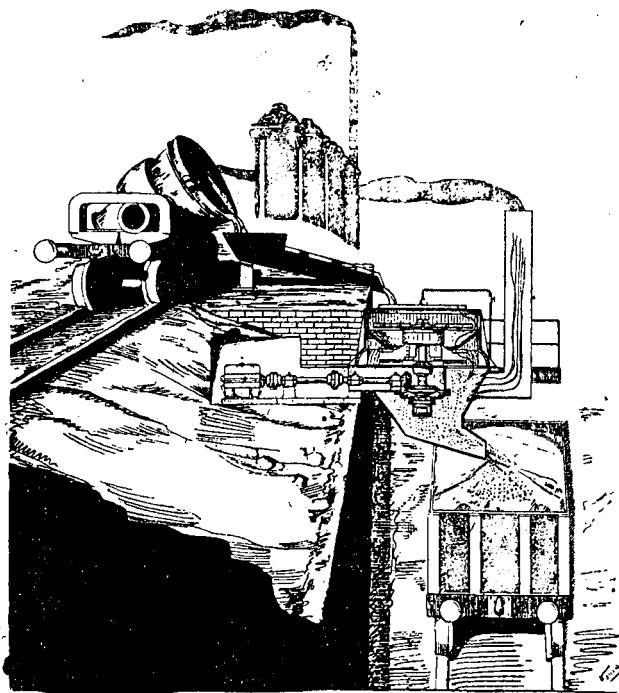
	По фиг. 28 в процен- тах	Средние данные в процен- тах
Потери	—	5—10
Для подогрева каупера	20	30—40
Для силовых установок доменного цеха	19	12—18
Избыточная энергия, располагаемая для прочих нужд (сталелитейная, прокатная и пр.)	52	30—50

1 000 кг кокса дают приблизительно 4 500 м³ доменного газа. Для производства 1 э. л. с. по фиг. 28 принято 3,15 м³ доменного газа, поэтому при 10 т/час (250:24) расхода кокса избыток доменного газа должен дать $\frac{10 \cdot 4\,500 \cdot 0,52}{3,15} = 7\,500 \text{ э. л. с.}$ (0,52 — коэффициент из таблицы).

В среднем для получения энергии 1 л. с. надо в газовых машинах затратить 3,0—3,5 м³, а в паровых установках 9—10 м³ доменного газа; по этой причине в современных проектах доменных заводов предпочитают

получение энергии для доменного цеха посредством газовых двигателей. Параллельно улучшается и сжигание газа в больших паровых котлах высокого давления; вследствие этого они в сочетании с новейшими большими турбогенераторными установками являются конкурентами газовых двигателей. Решение вопроса, что выгоднее — газовый двигатель или большой паровой котел с турбогенератором, является задачей современной техники.

Доменный шлак. Образовавшийся в



Фиг. 29. Гранулирование доменного шлака воздухом.

домне шлак в количестве 60—150% от веса чугуна через шлаковый жолоб выпускается или в специальный ковш емкостью 7—9 м³, или в специальный водяной бассейн, превращаясь в мелкораздробленный песок (гранулированный шлак) (фиг. 29). В среднем его состав: 30—35% SiO₂ (кремнекислоты), 40—45% CaO (известки), 10—15% Al₂O₃ (глинозема), 5—10% MgO (магнезии), 1—1,5% FeO (закиси железа), 2—5% CaS (сернистого кальция). Уд. вес 2,0—2,5, а в гранулированном, состоянии 0,6—1,0. Шлак по большей части всегда гранулируют или направляя струю шлака из жолоба в бассейн, или выливая шлак из ковша и охлаждая его струей сжатого воздуха. Из гранулированного шлака с добавкой известки, — а при сильно известковых шлаках и без известки, — приготавливают бетон. Практически найдено, что шлак, гранулированный воздухом, дает более прочный бетон или цемент (пуццолановый цемент), что в настоящее время и введено в практику некоторых заводов. Для получения материалов для тепловой изоляции из шлака изготавливается, при гранулировании шлака паром, так называемая *шлаковая вата*.

9. Спецификация чугунов и их сорта.

Чугун является основным продуктом производства и получается в двух главнейших видах по излому: белый чугун и серый чугун. Температура плавления первого 1100—1300° Ц с уд. весом 7,5—7,7, а второго 1200—1250° с уд. весом 7,0—7,3. Причиной различия вида излома чугуновой чушки является форма, в виде которой находится в чугуне *углерод*.

Чистое железо в твердом состоянии может содержать в растворенном состоянии не более 4,2% С, а в расплавленном — больше. Присутствие марганца повышает эту способность растворения, наоборот, кремний, фосфор и сера понижают.

При быстром охлаждении чугуна углерод выделяется в виде химического соединения с железом, называемого *карбидом* железа (Fe₃C), что придает излому белый, лучистый вид; отсюда и название *белый чугун*. При большом содержании кремния даже при быстром охлаждении карбид распадается при температуре 1100—1130° Ц, выделяя углерод в элементарном виде в виде кристаллов, называемых *графитом*, что придает излому темный, зернистый вид; отсюда название *серый чугун*. При отвердевании чугуна выделяется избыточный углерод, называемый *спелью*. Следовательно белый чугун должен отличаться малым содержанием кремния (0,3—0,6%) и высоким — марганца (2—3%), а серый, наоборот, содержит много кремния (1,5—4%) и мало марганца (0,3—1,0%), в пустотах встречается спель.

Итак, *марганец способствует образованию в чугуне карбида*, т. е. удержанию углерода в химическом соединении (связанное состояние углерода).

Кремний, наоборот, выделяет углерод в виде графита (в свободном состоянии).

Фосфор делает расплавленный чугун жидким, т. е. в расплавленном состоянии чугун может заполнять очень тонкие сечения.

*Сер*а делает расплавленный чугун, наоборот, *густым*.

Основанием для разделения чугуна на сорта (спецификация) является химический состав, по которому чугуны образуют главные основные две группы:

- 1) литейные чугуны (серые),
- 2) перепельные чугуны (белые).

Литейный чугун. Литейные чугуны содержат от 1,5—4% Si, а марганца от 0,3—1%, смотря по назначению (в смысле прочности).

Литейные чугуны, содержащие малое количество фосфора (0,05—0,1%), называются *гематитами*. Самые лучшие английские и американские гематиты содержат 0,05% P, по стандарту СССР — не выше 0,1% P. Так как фосфор в доменном процессе не удаляется, следовательно руды для гематитов должны содержать очень мало P_2O_5 (0,02%). Такие руды встречаются редко, а потому гематиты — очень дорогой чугун и могут употребляться только для ответственных чугунных отливок. Сортируя руды или перерабатывая их, можно понизить в них содержание P_2O_5 . Эта добавочная работа значительно удорожает цену руды, а следовательно и чугуна.

Обычный литейный чугун содержит 0,4—0,8% P. Марганца во всех сортах 0,5—1,0% (не выше). Сера, являясь вредной примесью во всех чугунах, допускается 0,01—0,02% в гематитах и 0,02—0,05% — в обычных литейных (сера удаляется в доменном процессе).

Перепельный чугун. Перепельные чугуны называются так по причине *передела* их в сталь. Смотри по какому способу они будут переделываться, и состав чугуна различен, только содержание Mn во всех случаях желательно 1% и выше, а серы — менее 0,05%.

Бессемеровский чугун имеет состав гематита (1,5—2% Si), но желательно содержание Mn 1% и выше (отличие от литейного).

Томасовский чугун имеет высокое содержание P (1,5—2,5%), мало кремния (0,2—0,5%), Mn более 1%.

Мартеновский чугун может содержать небольшое количество всех составных частей кремния, марганца, но все же содержание марганца, как и во всех перепельных, желательно иметь выше 1% (1,5—2,5% Mn).

Сводя в общую таблицу, имеем:

Литейные чугуны (Si 1,5—4%) Гематиты P ~ 0,05 (0,10) % Обыкновенные литейные P ~ 0,3 % Марганца (для всех) < 1% Серы (для всех) < 0,05%	Перепельные (Mn > 1%) Бессемеровский Si > 1% (1,5—2%) P < 0,05% Томасовский P > 1%, Si < 0,5% Мартеновский: Si и Mn безразличное количество, для всех S < 0,05%.
--	---

Кроме вышеперечисленных сортов чугуна, выплавляются еще чугуны с повышенным содержанием Si и Mn. Чугун с содержанием около 10% Si называется *ферросилицием*, с содержанием 50—82% Mn называется *ферромарганцем*, с содержанием 10—20% Mn — *шпигелем*, или зеркальным, и чугун, содержащий одновременно 8—12% Si и 15—20% Mn, называется *силикошпигелем*. Все эти сорта имеют назначение облегчить процесс изготовления стали, а также дать возможность получить тот

химический состав в сплаве, который желательно иметь по тем или иным соображениям.

Ост на чугун. В приводимых ниже стандартах чугунов СССР указаны составные части их и соответствующие названия марок чугунов.

Стандарты чугунов СССР.

ОБЩЕСОЮЗНЫЙ СТАНДАРТ.

СССР
Совет труда
и обороны
Комитет по
стандартизации

ЧУГУНЫ
южные коксовые.
КЛАССИФИКАЦИЯ.

ОСТ 497
МБИ(ПВ):669.13

А. ЧУГУН ЛИТЕЙНЫЙ.

Чугун литейный представляет собой доменный чугун с содержанием фосфора свыше $0,1\%$, предназначенный для потребностей литейных мастерских.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

М а р к а	Кремний		Марганец		Фосфор		Сера
	Свы- ше	До	От	До	От	До	До
№ 00	3,5	4,5	0,5	0,8	0,1	0,3	0,03
№ 0	3,0	3,5	0,5	0,8	0,1	0,3	0,03
№ 1	2,5	3,0	0,5	0,8	0,1	0,3	0,03
№ 2	2,0	2,5	0,5	0,8	0,1	0,3	0,04
№ 3	1,5	2,0	0,5	0,8	0,1	0,3	0,06

Б. ЧУГУН ГЕМАТИТОВЫЙ.

Чугун гематитовый представляет собой доменный чугун с содержанием фосфора не свыше $0,1\%$, предназначенный для потребностей литейных мастерских

Содержание элементов (в процентах) ¹.

М а р к а	Кремний		Марганец		Фос- фор	Сера
	От	До	От	До	До	До
№ 00	3,5	4,5	0,3	0,8	0,1	0,03
№ 0	3,0	3,5	0,3	0,8	0,1	0,03
№ 1	2,5	3,0	0,3	0,8	0,1	0,03
№ 2	2,0	2,5	0,3	0,8	0,1	0,04
№ 3	1,5	2,0	0,3	0,8	0,1	0,06

¹ Чугуны указанных в стандарте наименований с иным составом считаются нестандартными. Они могут быть выпущены на рынок лишь в виде исключения и предъявляться потребителю только при его на то предварительном согласии.

- Примечание 1. По особому соглашению содержание марганца может быть повышено до 1,5%.
- Примечание 2. По особому соглашению содержание фосфора может быть ограничено до 0,08%.

В. ЧУГУН ПЕРЕДЕЛЬНЫЙ.

Чугун пердедельный представляет собой чугун в жидком или твердом состоянии, идущий для потребностей цехов мартеновского и бессемеровского.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

Наименование	Кремний		Марганец		Фосфор	Сера
	Свыше	До	От	До	До	До
Бессемеровский	1,25	2,0	1,0	1,5	0,08	0,05
Мартеновский 1	1,2	2,0	1,2	2,5	0,30	0,08
Мартеновский 2	0,5	1,2	1,2	2,5	0,30	0,08

Примечание. По особому соглашению: а) мартеновский чугун поставляется с 3⁰/₀ содержанием марганца; б) верхний предел содержания фосфора и серы может быть понижен.

Г. ЧУГУН СПЕЦИАЛЬНЫЙ.

Чугуны специальные представляют собой чугуны, предназначенные для добавки к основным материалам в шихту при производстве стали и литья.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

Наименование	Кремний		Марганец		Фосфор	Сера
	Свыше	До	От	До	До	До
Ферросилиций	10,0	14,0	1	4	0,18	0,05
Зеркальный низкопроцентный	0,3	1,0	10	14	0,18	0,05
Зеркальный высокопроцентный	0,3	1,5	18	22	0,18	0,03
Ферроманган	0,3	1,5	75	82	0,40	0,03
Силикошпигель	10,0	12,0	18	21	0,18	0,04

¹ См. сноску на стр. 41.

СССР
Совет труда
и обороны
Комитет по
стандартизации

ЧУГУНЫ
уральские, выплавляемые на МБИ(ПВ):669.13
минеральном топливе.

ОСТ 498

КЛАССИФИКАЦИЯ.

А. ЧУГУН ЛИТЕЙНЫЙ.

Чугун литейный представляет собой доменный чугун с содержанием фосфора свыше 0,1%, предназначенный для потребностей литейных мастерских.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

М а р к а	Кремний		Марганец		Фосфор		Сера
	Свы- ше	До	От	До	От	До	До
№ 00	3,5	4,5	1,0	1,25	0,4	0,7	0,03
№ 0	3,0	3,5	1,0	1,25	0,4	0,7	0,03
№ 1	2,5	3,0	0,75	1,0	0,4	0,7	0,03
№ 2	2,0	2,5	0,75	1,0	0,4	0,7	0,04
№ 3	1,5	2,0	0,75	1,0	0,4	0,7	0,06

Примечание 1. Содержание фосфора ввиду его значительных колебаний должно быть уточнено при заключении договоров.

Пределы содержания фосфора могут быть расширены от 0,1% до 0,8% при условии предварительного соглашения сторон.

Примечание 2. По особому соглашению содержание марганца может быть понижено до 0,8%.

Примечание 3. По особому соглашению может быть понижено содержание серы.

¹ См. сноску на стр. 41.

Б. ЧУГУН ГЕМАТИТОВЫЙ.

Чугун гематитовый представляет собой чугун с содержанием фосфора не свыше 0,1%, предназначенный для потребностей литейных мастерских.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

М а р к а	Кремний		Марганец		Фосфор	Сера
	Свыше	До	От	До	До	До
№ 00	3,5	4,5	1,0	1,5	0,1	0,03
№ 0	3,0	3,5	1,0	1,5	0,1	0,03
№ 1	2,5	3,0	1,0	1,5	0,1	0,03
№ 2	2,0	2,5	0,8	1,25	0,1	0,04
№ 3	1,5	2,0	0,8	1,25	0,1	0,06

Примечание. По особому соглашению выплавляется чугун с меньшим содержанием серы.

В. ЧУГУН ПЕРЕДЕЛЬНЫЙ.

Чугун пердеельный представляет собой чугун в жидком или твердом состоянии, идущий для потребностей мартеновского цеха.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

Наименование	Кремний		Марганец		Фосфор	Сера
	От	До	От	До	До	До
Мартеновский 1	1,2	2,0	1,0	2,5	0,3	0,08
2	0,3	1,2	1,0	2,5	0,3	0,08

Примечание. По особому соглашению в мартеновском чугуне гарантируется содержание фосфора не свыше 0,12% и серы не свыше 0,03%.

¹ См. сноску на стр. 41.

Совет труда
и обороны
Комитет по
стандартизации

ЧУГУНЫ
уральские древесноугольные.
КЛАССИФИКАЦИЯ.

МБИ (ПВ):669.13

А. ЧУГУН ЛИТЕЙНЫЙ.

Чугун литейный представляет собой доменный чугун с содержанием фосфора свыше 0,1⁰/₀, предназначенный для потребностей литейных мастерских.

Содержание элементов (в процентах)¹.

М а р к а	Кремний		Марганец		Фосфор		Сера
	От	До	От	До	От	До	До
№ 0	2,0	2,5	0,25	1,50	1,12	0,8	0,02
№ 1	1,75	2,0	0,25	1,25	0,12	0,8	0,02
№ 2	1,5	1,75	0,2	1,0	0,12	0,8	0,03
№ 3	1,25	1,50	0,25	1,0	0,12	0,8	0,04

Примечание 1. По особому соглашению выплавляется чугун с гарантированным содержанием серы не свыше 0,01⁰/₀.

Примечание 2. Содержание фосфора и марганца следует особо оговаривать ввиду широких пределов возможного их содержания.

Б. ЧУГУН ГЕМАТИТОВЫЙ МАРГАНЦЕВИСТЫЙ

(ИЗ БАКАЛЬСКИХ РУД).

Чугун гематитовый марганцевистый представляет собой выплавляемый из бакальских руд чугун, с содержанием фосфора не свыше 0,1⁰/₀ и серы не свыше 0,02⁰/₀, при повышенном содержании марганца, предназначенный для потребностей литейных мастерских.

Содержание элементов (в процентах)¹.

М а р к а	Кремний		Марганец		Фосфор	Сера
	От	До	Ст	До	До	До
№ 0	2,0	2,5	2,0	2,5	0,10	0,02
№ 1	1,75	2,0	1,75	2,0	0,10	0,02
№ 2	1,5	1,75	1,5	1,75	0,10	0,02
№ 3	1,25	1,5	1,25	1,5	0,10	0,02

¹ См. сноску на стр. 41.

В. ЧУГУН ГЕМАТИТОВЫЙ НАДЕЖДИНСКОГО КОМБИНАТА
(выплавляется из смеси руд: местной, гороблагодатской и высокогорской).

Чугун гематитовый представляет собой литейный чугун, с содержанием фосфора не свыше 0,12%, выплавляемый из смеси руд: местной, гороблагодатской и высокогорской.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

М а р к а	Кремний		Марганец	Фосфор	Сера
	От	До	До	До	До
№ 0	2,0	2,5	0,6	0,12	0,03
№ 1	1,75	2,0	0,6	0,12	0,03
№ 2	1,5	1,75	0,6	0,12	0,04
№ 3	1,25	1,5	0,5	0,12	0,04

Примечание. По особому соглашению выплавляется чугун с меньшим содержанием фосфора и серы.

Г. ЧУГУН ПЕРЕДЕЛЬНЫЙ.

Чугун пердедельный представляет собой чугун в жидком или твердом состоянии, идущий для потребностей цехов мартеновского и бессемеровского.

Содержание элементов (в процентах) ¹.

Н а и м е н о в а н и е	Кремний		Марганец		Фосфор	Сера
	От	До	От	До	До	До
Из бакальских руд 1	1,2	2,0	1,0	2,0	0,08	0,04
2	0,2	1,2	0,7	1,5	0,08	0,04
Из других руд 1	1,2	2,0	—	1,7	0,60	0,05
2	0,2	1,2	—	1,5	0,60	0,05

Примечание 1. По особому соглашению выплавляется чугун с гарантированным содержанием фосфора не свыше 0,05% и серы не свыше 0,01%.

Примечание 2. Содержание фосфора и марганца следует особо оговаривать ввиду широких пределов возможного их колебания.

¹ См. сноску на стр. 41.

Д. ЧУГУН СПЕЦИАЛЬНЫЙ.

Чугун специальный, уральский древесноугольный представляет собой литейный чугун, идущий для производства отливок, известных под названием „ковких“, или для отливки валков бумажного производства, прокатных и мельничных.

Содержание элементов (в процентах)¹.

Наименование	Кремний		Марганец		Фосфор		Сера
	От	До	От	До	От	До	До
Для ковких отливок . .	0,2	0,7	0,12	0,30	0,10	0,15	0,03
Ковкий серый	0,7	1,5	0,12	0,35	0,10	0,15	0,03
Для прокатных валков .	0,4	1,0	0,40	0,80	—	0,25	0,03

Из этих таблиц стандартов следует, что химический состав чугуна определяет его ценность для производства:

1) *Сера* является вредной примесью, обесценивающей чугун; переходит в чугун из золы кокса.

2) *Фосфор* только в некоторых случаях бывает полезен (в литейном и томасовском), в других случаях вреден; переходит в чугун из руды.

3) *Кремний* нужен в литейном чугуне. Его примесь в чугуне требует в доменном процессе большей затраты кокса (поэтому такой чугун называется горячим), а это повышает цену чугуна.

4) *Марганец* нужен в передельном чугуне. Получается из руд с высоким содержанием марганца, при горячем ходе процесса, а потому каждый лишний процент Mn удорожает чугун. Для каждого процесса поэтому следует применять только нужную марку чугуна. Общие ходовые сорта чугунов и приведены в ОСТ. Специальные, не обозначенные в ОСТ, заказываются по особому соглашению.

Б. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ И ЖЕЛЕЗА РАЗНЫМИ ПРОЦЕССАМИ И ВЛИЯНИЕ ИХ НА КАЧЕСТВО МЕТАЛЛА.

Механические качества чугуна невысоки: большое количество углерода делает чугун хрупким и непрочным. Чугун употребляется только для литых изделий, которые подвергаются сжатию и в очень малой степени растяжению, как например поддерживающие колонны, станины для станков и двигателей и т. п.; но даже и в этой области сталь вытесняет чугун. В настоящее время можно считать, что $\frac{1}{4}$ всего выплавляемого чугуна употребляется в виде чугунных отливок, а остальные $\frac{3}{4}$ переделываются в сталь.

¹ См. сноску на стр. 41.

Сталь отличается от чугуна только тем, что содержит значительно меньше углерода (вместо 3—4% только 0,1—1,5%), благодаря чему сталь становится вязкой и может быть прокована, чугун же при ударах рассыпается. Следовательно, чтобы *получить из чугуна сталь* (или железо), *надо удалить из него углерод*. Углерод удаляется окислением его, т. е. выжиганием. Попутно выгорают и другие примеси, которые были в чугуне, — кремний, марганец, фосфор. Сера при этом удаляется с трудом, поэтому для стали и нужно брать бессернистый чугун. Сплав железа с углеродом (чугун) плавится при температуре около 1200° Ц, а чистое железо плавится при температуре свыше 1500° Ц; поэтому процесс переработки чугуна в железо должен сопровождаться повышением температуры, если необходимо иметь металл все время в расплавленном состоянии. Процесс выгорания углерода из чугуна сопровождается малым нагреванием металла (ванны), но процесс выгорания кремния выделяет всю (потенциальную) тепловую энергию, которая была затрачена при восстановлении кремния в доменном процессе. В грубых цифрах можно считать, что 1% Si при окислении развивает такое количество тепла, которое способно поднять температуру металла при 1200° Ц на 300° Ц, т. е. если чугун при начале процесса окисления имел температуру 1200° Ц, то после выгорания 1% Si его температура будет около 1500° Ц. Этим обстоятельством пользуются во всех металлургических процессах изготовления стали, когда надо „подогреть“ расплавленную массу металла во время окислительного процесса.

1. Бессемеровский процесс (кислый).

Первым по времени процессом получения жидкой стали из чугуна был процесс англичанина Бессемера (1855 г.). Принципиально, реакция очень проста. Для выжигания углерода в расплавленный чугун вдувается струя воздуха, которая и сжигает углерод. Но при этом надо иметь в виду следующие два обстоятельства:

1) в расплавленной ванне (масса металла) будет выгорать не только углерод, но и само железо;

2) по мере уменьшения углерода в ванне температура плавления растет, а потому, если температура металла по мере выгорания углерода не будет повышаться, металл застынет и продувание воздуха будет невозможно.

Выявление этих двух условий произошло не сразу, но обстоятельства благоприятствовали Бессемеру. В Англии, где работал Бессемер, выплавляются руды, дающие горячий чугун с большим содержанием кремния и марганца. Во время продувки расплавленного чугуна (1200° Ц) при горении углерода понижается температура ванны, а потому, как это выяснилось в настоящее время, в реакции окисления начинают происходить такие процессы окисления, которые повышают температуру ванны, а именно — начинает гореть кремний.

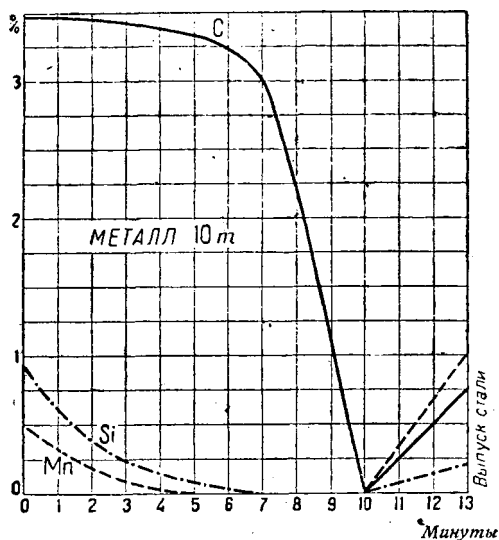
Как было выше упомянуто, достаточно выгорания 1—1,5% кремния для поднятия температуры ванны настолько, чтобы сделался возможным ход процесса в обратном направлении, т. е. чтобы началось выгорание углерода (с понижением температуры). После того как содержание углерода понизится до 0,1—0,2%, может окисляться железо. Окислы же-

железа растворимы в ванне, они сообщают стали или железу отрицательные качества: сталь делается хрупкой и плохо куется.

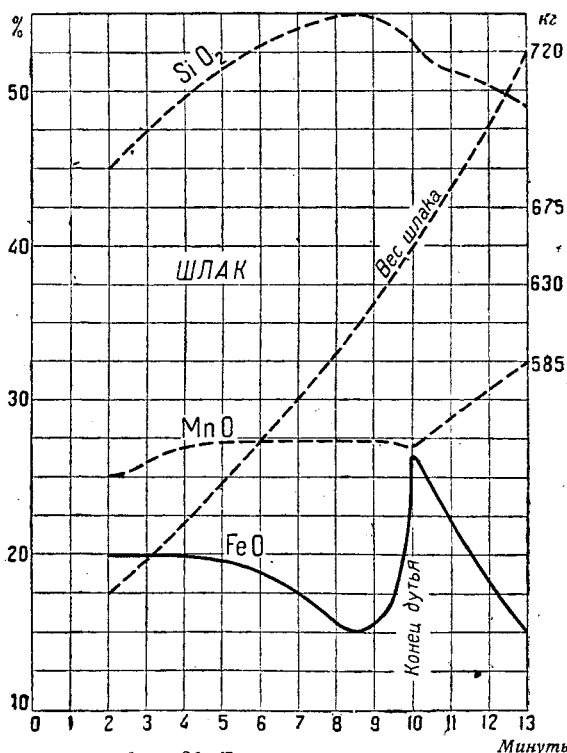
Чтобы предупредить окисление железа, требуется, чтобы ванна после выгорания углерода содержала некоторое количество марганца ($1-1,5\%$); тогда вдуваемый кислород воздуха будет соединяться не с железом, а с марганцем, который энергичнее, чем железо, связывает кислород. Закись марганца нерастворима в железе и образует с кремнекислотой шлак, называемый кислым, ввиду большого процента содержания кремнекислоты ($MnO \cdot SiO_2$).

В момент окончания выгорания углерода процесс продувки приостанавливается, и полученный металл выливается. Вот в общих чертах процесс бессемерования.

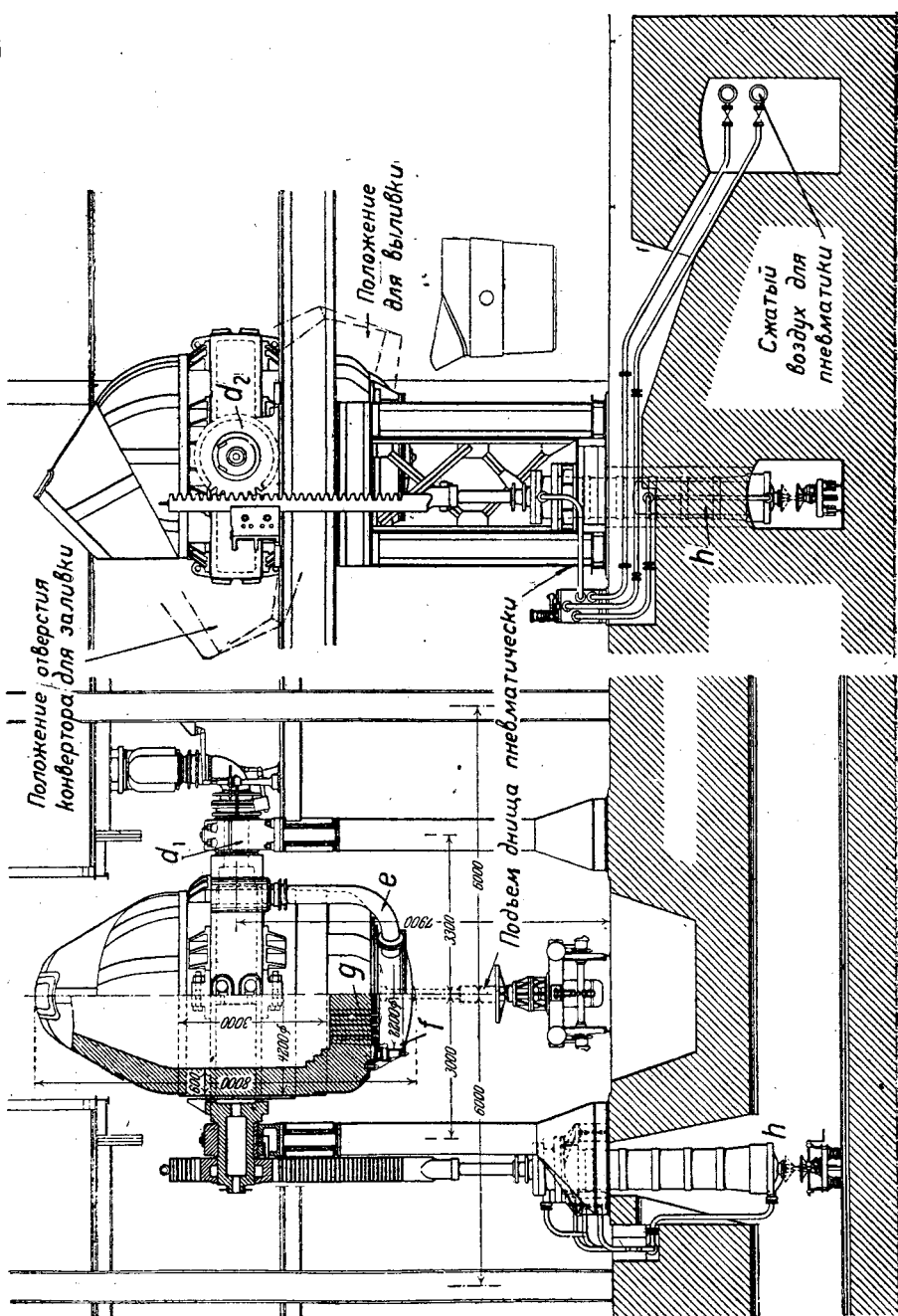
На фиг. 30 представлено графически взятое из практики изменение химического состава ванны и шлака (фиг. 31) в течение 10-минутного периода 10 м чугуна в сталь. На оси ординат отложены (фиг. 30) проценты содержания примесей в чугуне, а на оси абсцисс — время в минутах. На фиг. 31 ординаты слева дают процентный состав шлака, а справа — общий вес шлака в килограммах. Абсциссы соответствуют диаграммам „Металл“ — д. „Шлак“. Из диаграммы „Металл“ видно, что первыми горят кремний и марганец; к концу 4-й минуты их содержание почти равно нулю, но, как было сказано выше, температура ванны настолько повысилась, что сделалось возможным горение углерода, быстрый процесс выгорания которого продолжался с 5-й минуты до 10-й, когда собственно и окончился период чугуна в



Фиг. 30. График изменения химического состава металла во время бессемерования (10-я минута). Сначала горит Si, а затем С.



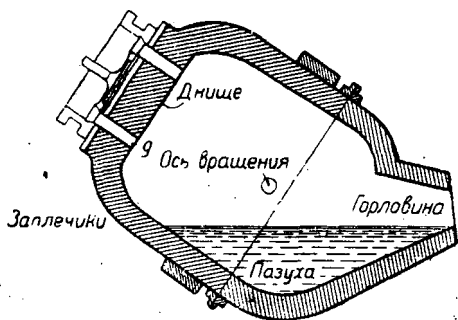
Фиг. 31. То же для шлака.



Фиг. 32. Установка конвертора с указанием пневматического оборудования для его опрокидывания. На фигуре показана тележка, которая оборудована пневматическим подъемником для установки и перемещения днищ конвертора.

сталь. Обращая внимание на состав шлака, видно, что по мере выгорания кремния и марганца из металла они переходят в шлак, где также имеется некоторое небольшое количество закиси железа. На 8-й минуте, когда из металла выгорели весь кремний и марганец и осталось очень мало углерода, начало окисляться железо, окислы которого частью растворяются в металле, а избыток переходит в шлак. Из диаграммы „Шлак“ ясно видно как сильно начинает в последний момент гореть железо (см. диаграмму „8-я минута“). Через 10 мин. продувка оканчивается, и металл содержит много закиси железа и почти лишен всех примесей. Из этого описания ясно, почему технические условия на бессемеровский чугун требуют высокого содержания кремния и марганца.

Практически процесс бессемерования происходит в сосуде, называемом конвертором (фиг. 32). Повертывая конвертор „на спину“ при помощи поршня h , соединенного с зубчатой рейкой и сцепленной с шестерней на валу d_2 , в него вливают расплавленный чугун из ковша в таком количестве, чтобы не залить отверстий g (фиг. 33).



Фиг. 33. Разрез через конвертор во время заливки в него металла.



Фиг. 34. Фотография момента заливки чугуна из ковша в конвертор.

Обычно бессемеровский цех находится вблизи доменного цеха; из последнего можно жидкий чугун легко доставлять в ковше в бессемеровский цех и влить металл из ковша в конвертор (фиг. 34), повернутый „на спину“. Затем пускается дутье через отверстия g (фиг. 32). Число

их в днище достигает 150—300. После пуска дутья сейчас же конвертор выпрямляется, и всю толщу металла пронизывает вдуваемый воздух под давлением $2-2\frac{1}{2} \text{ ат}$, и таким

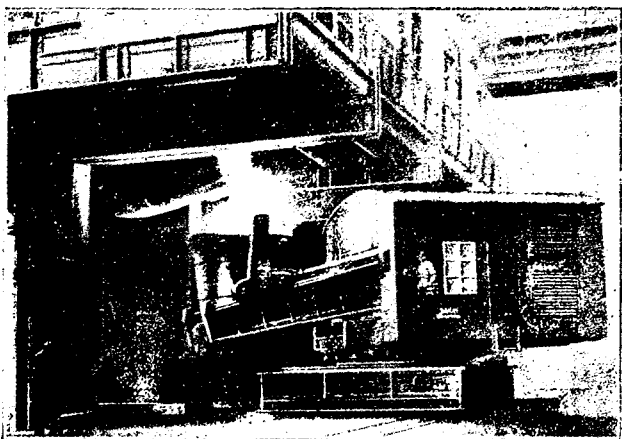
образом жидкий металл не может проникнуть в воздушную коробку f (ф. 32), в которую воздух поступает по соединительной трубе e через пустотелую цапфу d_1 от воздуходувки.

Как уже было выше сказано, кислород воздуха окисляет в первую очередь кремний, образуя нелетучую кремнекислоту (SiO_2), и из конвертора через горловину выделяется только нагретый азот воздуха. Благодаря сгоранию кремния ванна разогревается, и тогда начинают гореть углерод в окись углерода (CO), которая примешивается к азоту воздуха. Так как эти газы нагреты до температуры металла (около $1400-1500^\circ \text{Ц}$), то окись углерода, выделяясь из конвертора, загорается в атмосфере, образуя факел пламени. По мере усиления процесса выгорания углерода выделяющиеся газы содержат все увеличивающийся процент окиси углерода, а потому и факел пламени увеличивается. На фиг. 35 приведены снимки факела пламени, соответствующие моментам времени диаграммы фиг. 30, через каждую минуту после начала продувки воздуха через слой металла. Из этих снимков видно, что, когда первые 2 мин. горел только кремний, пламя очень мало



Фиг. 35. Фотография внешнего вида факела пламени во время продувки через каждую минуту. Размер факела на 5—7 минуте достигает 10 м в длину.

и заметно увеличивается оно только с 3-й минуты, достигая максимума на 6-й минуте, когда факел имеет до 10 м в длину. Затем пламя начинает уменьшаться. В тот момент, когда пламя уменьшится, что означает почти полное выгорание углерода, начинает гореть марганец или железо, что зависит от химического состава и температурных условий ванны. При правильном ходе работы в этот момент после углерода должен выгорать марганец, защищая железо от окисления (горения) и обеспечивая тем хорошее качество стали в смысле отсутствия в ней закиси железа, которая сообщает хрупкость. Не все чугуны, а также не все процессы могут идти так правильно, чтобы осталось защитное действие марганца; часто к концу выгорания углерода (как изображено на диаграмме фиг. 30) марганца также остается мало в ванне (он может выгореть вместе с кремнием), тогда окисление железа неизбежно. Для разрушения образовавшихся в этот момент окислов FeO в ванне прибавляют в конце процесса специальный чугун, или пингель, или ферромарганец. Действие этого раскислителя заключается в разрушении образовавшихся и растворенных в ванне окислов железа, от которых кислород отнимает марганец.



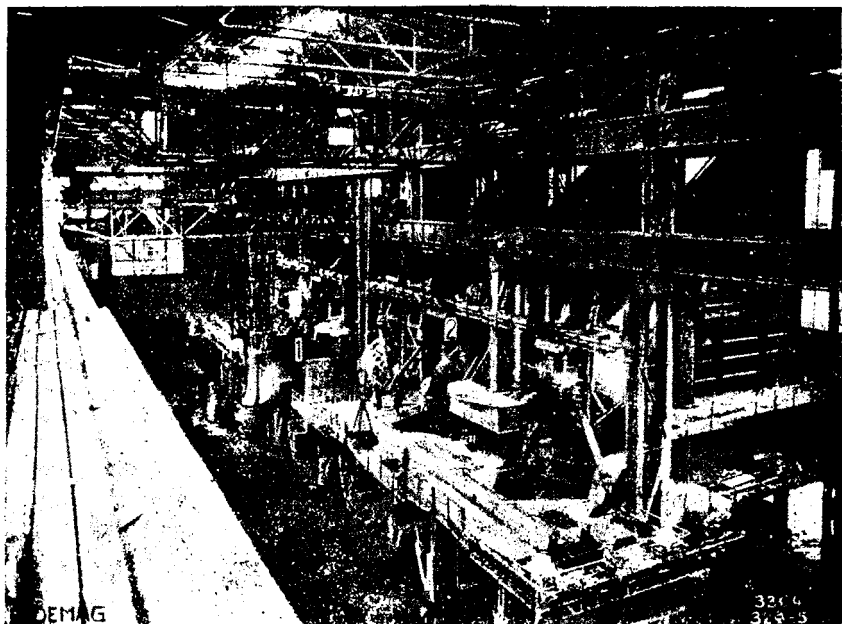
Фиг. 36. Выпуск стали из конвертора в ковш для разливки.

Этот процесс раскисления должен происходить в тот момент, когда прекратится дутье, т. е. конвертор поворачивается на спину, в горловину забрасывают ферромарганец в количестве, достаточном, чтобы *раскислить ванну* и остаться в избытке для образования необходимого химического состава ванны. Поэтому эта вводимая порция металла называется иногда „добавочным“ металлом. Добавочным металлом может быть не только ферромарганец, можно вводить и ферросилиций и другие металлы. Обычно добавочные металлы вводятся по весу не более 1—3% от веса ванны, так как если ввести большее количество добавочных, то можно „заморозить“ плавку. На диаграмме фиг. 31 видно действие добавочного марганца: в шлаке (а следовательно и в металле) процент окислов железа (13-я минута) сильно упал, а процент окиси марганца увеличился. В сплав готовой ванны вошли углерод, кремний и избыток марганца. Выдержав металл в конверторе около 3—5 мин., чтобы произошло раскисление ванны, металл выливают в ковш (фиг. 36) и разливают по изложницам, получая слитки. Этот процесс называется *разливкой*, о нем будет речь ниже.

Как можно судить из описания, весь процесс продолжается 10—20 мин. Емкость конвертора бывает около 10—15 т чугуна. Поэтому произво-

длительность бессемеровского конвертора очень велика, достигая 40—45 плавов в сутки, что составит около 400—650 *m* в сутки. В САСШ считают, что один конвертор, работая непрерывно, может переработать чугун с двух домен. Надо иметь в виду, что такая быстрая работа сильно изнашивает огнеупорную кладку конвертора, особенно сильно разгорается днище, выдерживающее 50—100 плавов, тогда как стенки его выдерживают 300—400 плавов. Поэтому необходимо иметь для непрерывного производства еще один или два конвертора в запасе, которые устанавливаются на общей платформе по 3—4 шт. в ряд (фиг. 37). На фиг. 38 дан разрез цеха. Чтобы избежать перерывов работы конвертора, дожидаясь выпуска чугуна из домы, а также чтобы иметь одинаковый состав чугуна по химическому анализу, в бессемеровском цехе устанавливается *миксер* (фиг. 39), представляющий собой склепанный из котельного железа кожух, обмурованный изнутри огнеупорным материалом (большой частью шамотным, иногда магнезитовым кирпичом) достаточной толщины, чтобы влитый чугун быстро не охлаждался через теплопроводность стенок. Впервые миксер был введен в работу около 1890 г.

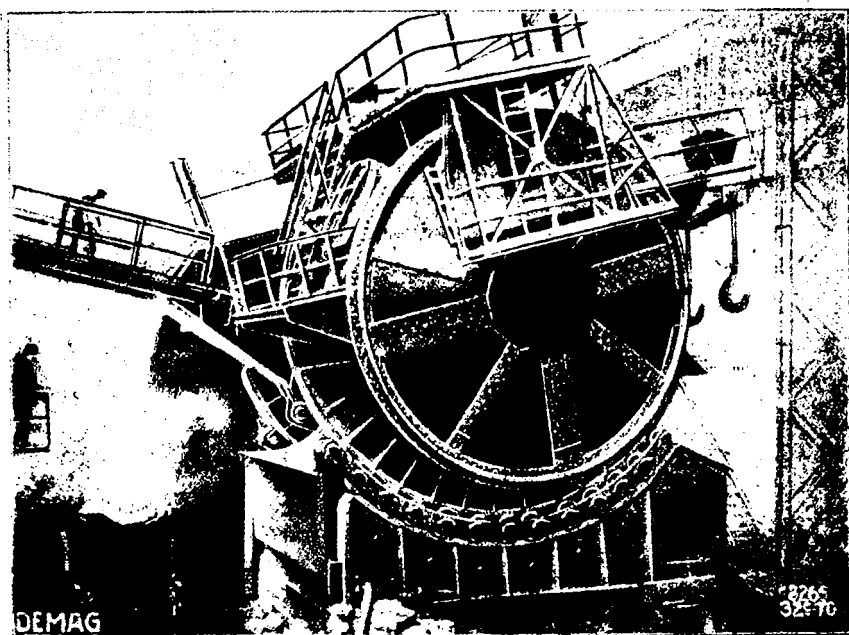
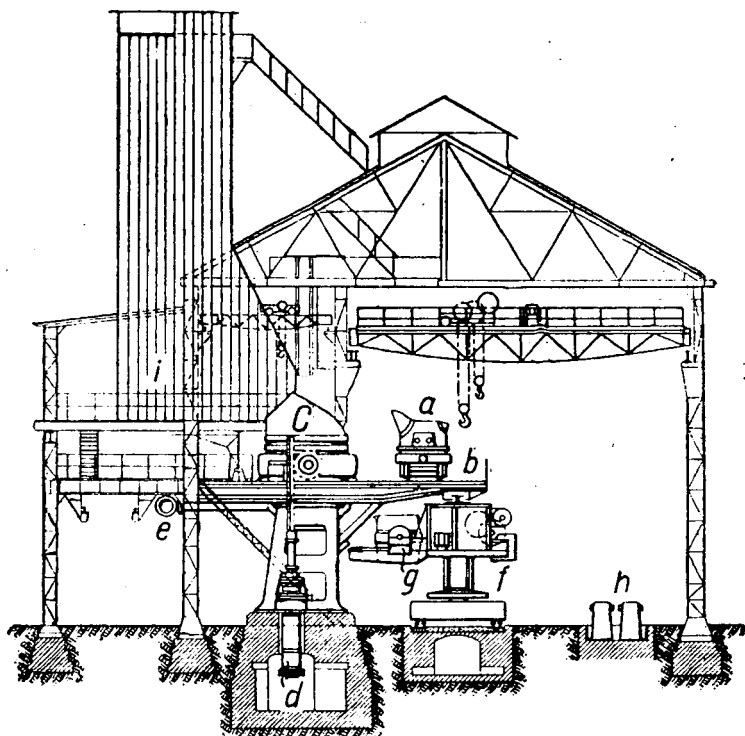
Емкость миксера должна быть такая, чтобы задержки в производстве как доменного цеха, так и бессемеровского взаимно не отражались (ремонт, праздничные простои и т. п.). Первоначально установленные миксеры — сборники (фиг. 40) были небольшой емкости (150—300 *m*) и были неудобны из-за того, что обмуровка плохо держалась в нерационально устроенной форме сборника; поэтому в настоящее время мик-



Фиг. 37. Вид внутри бессемеровского цеха: 1 — место миксера, 2 — конвертор.

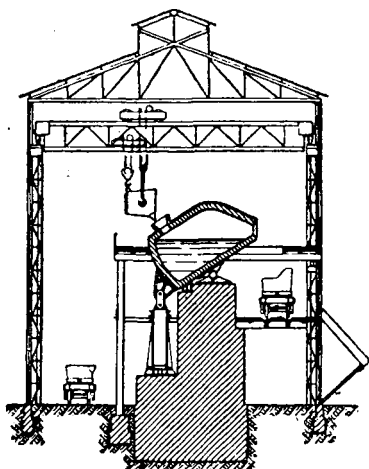
Фиг. 38. Разрез через площадку бессемеровского цеха:

a — ковш, при-
возимый мосто-
вым краном для
заливки чугуна
в конвертор;
g — ковш для
разливки стали;
i — зонт для
удаления про-
дуктов горения,
вылетающих из
горловины кон-
вертора, и дыма
и газов из цеха;
h — изложницы.



Фиг. 39. Миксер емкостью на 1 000 т. Показан момент взятия из миксера чугуна в ковш для конвертора.

серы имеют форму цилиндрическую, располагаются на роликах (фиг. 39) — что значительно облегчает их поворачивание сравнительно с миксером по фиг. 40, и они имеют емкость 500—2 000 т. Чугун в них может во время остановки домен подогреться доменным газом или другим каким-нибудь газообразным или жидким топливом, чтобы не застудить чугуна.



Фиг. 40. Первоначальный миксер емкостью 150 т (1890 г.).

в конвертор, а также для переноса ковша со сталью из конвертора для разливки.

В журнале „Stahl und Eisen“ за 1923 г. (стр. 1315) приводятся два наблюдения над падением температуры чугуна с момента выпуска из домны до момента вливания его в конвертор (см. таблицу).

При температуре выпуска 1 400° из домны в первом случае чугун попадает в конвертор при 1 295° Ц, а во втором — 1 192°, что считается еще допустимым для продувки.

На фиг. 37 видно, что часто миксер устанавливается в одном здании с конверторами, которое должно быть оборудовано электрическими мостовыми кранами как для заливки чугуна из ковшей в миксер, так и для переноса из миксера

Понижение температуры во время	1 случай	2 случай
Выпуска из домны в к. вш	32°	64°
Перевозки ковша от домны к миксеру	24°	42°
Выдержки в миксере	29°	82°
Перевозки чугуна из миксера к конвертору	20°	20°
Всего температура понизилась на	105°	208°

Во всем процессе бессемерования ни разу не упоминалось о „вредных“ примесях чугуна — о сере и фосфоре — по той причине, что они не участвуют в процессе и их количество остается в стали то же, что было в чугуне, без изменения, даже процентное содержание их увеличивается, ибо гес стали получается меньший, чем было взято чугуна, — выгорают: углерод, кремний, марганец, часть железа. Процентное содержание серы и фосфора в стали по техническим условиям (см. ниже) должно быть не более 0,05—0,06%; поэтому в бессемеровских чугунах количество этих примесей должно быть даже меньше. Так как такие чугуны дороже и их мало, поэтому процессы передела чугуна в сталь в настоящее время применяются такие, которые дают возможность удалять фосфор, а серу можно удалить в доменном процессе. Современные методы изготовления стали дают возможность на основании изученных физико-хими-

ческих условий процесса понижать также содержание серы в течение процесса изготовления стали. Об этом будет сказано ниже.

Бессемеровский процесс нашел применение в Англии и САСШ, где железные руды дают возможность получать малофосфористый чугун (гематиты), а кокс содержит мало серы. Средняя Европа (Эльзас-Лотарингия) обладает громадными залежами железной руды, из которой доменным процессом получают чугун с очень большим содержанием фосфора (2⁰/₀ и больше). Такие руды в СССР разрабатываются в Керчи. *Бессемеровским процессом нельзя удалить фосфор*, следовательно, если переработать этот чугун в сталь бессемеровским процессом, сталь будет содержать 2⁰/₀ фосфора. Такое количество фосфора делает сталь хрупкой, как стекло, и практического применения она не будет иметь. Исследуя физико-химические причины этого явления, нашли, что это обуславливается тем, что *бессемеровский шлак кислый*, т. е. содержит много кремнекислоты, а так как фосфор образует при окислении фосфорную кислоту (P_2O_5), то, очевидно, для нейтрализации ее необходимо иметь в шлаке основание, каковым является известь (CaO). Итак для удаления фосфора надо иметь в шлаке высокое содержание извести и низкое кремнекислоты (это может быть в доменном шлаке), а фосфор должен быть окислен в фосфорную кислоту (P_2O_5) (этого в доменном процессе не может быть, ибо доменный процесс восстановительный, но не окислительный).

2. Томасовский процесс (основной).

Практически эти условия были известны еще в 60-х годах прошлого столетия, однако только в 1878 г. Томас (*Thomas*) и Джильхрист (*Gilchrist*) нашли огнеупорную массу иную, чем динас, являющийся по химическому составу чистой кремнекислотой (SiO_2); это был доломит — смесь извести и магнезии. Природный доломит, обожженный до потери последних следов углекислоты (так же, как обжигается известняк для получения извести), смешивается с каменноугольной смолой, которая получается при коксовании угля, наносится на стенки кожуха конвертора, утрамбовывается и обжигается докрасна. Такая набивка держится очень прочно и долго. Днище также набивается этой массой, а отверстия образуются вставлением стальных игл в массу во время набивки, которая производится или пневматическими трамбовками, или на специальных сотрясательных формовочных машинах (St. & E. 1923, стр. 1452). Иногда делают во время набивки днища большие отверстия, в которые вставляют специальные магнезитовые трубки с 8—10 отверстиями в каждой (в бессемеровское днище, приготовляемое из динаса, вставляются шамотовые трубки) взамен образования дыр иглами. Такие днища с трубками выдерживают больше плавов, чем образованные иглами. Емкость томасовских конверторов больше, чем бессемеровских, и достигает 15—35 т чугуна. Размеры их 3,0—4,0 м в диаметре и 5,8—7,5 м высоты. Дутье получается от специального компрессора 2 000—3 600 л. с. с 2—2,5 ат давления и производительностью 500—800 м³/мин. Цех для томасирования чугуна имеет такое же расположение, как и для бессемерования, и производство стали с внешней стороны вполне аналогично бессемерованию. Сравнивая даты начала бессемеровского (1855 г.) и томасовского (1878 г.)

процессов, мы видим, что потребовалось 23 года напряженной работы научной и технической мысли, прежде чем удалось наладить и выяснить условия работы томасовского процесса. Выше были указаны обстоятельства, облегчившие применение процесса Бессемера — углерод, способный выгорать только в ванне, нагретой до температуры выше 1500°C , выгорает после сгорания кремния, который своим процессом горения нагревает ванну до необходимой высокой температуры. 1% фосфора, сгорая в ванне при температуре 1200° , поднимает температуру ванны на $150\text{—}160^{\circ}$. Казалось бы, что 2% Р обеспечивают начало (зажигание) процесса. Однако в томасовском процессе химические условия иные. До тех пор пока имеется в ванне углерод, при такой температуре окисленный фосфор восстанавливается обратно углеродом, а потому сперва должен выгореть углерод, а потом может выгорать фосфор (в бессемеровском процессе, наоборот, сперва кремний, а потом углерод). Но если углерод из чугуна с температурой 1200° выгорит, а ванна не нагреется, то металл должен застыть; поэтому чугун для томасовского процесса должен иметь более высокую начальную температуру, чем в бессемеровском процессе. Если бы ввести в томасовский чугун большое количество кремния для „подогрева“, то образовавшаяся из кремния кремнекислота сильно разъедала бы стенки конвертора и нужен был бы частый ремонт его. Для связывания образующейся фосфорной кислоты (как в этом случае называется часто фосфорный ангидрид) и прибавляют обожженной извести в количестве $13\text{—}18\%$ от веса чугуна. Повышенное содержание кремния в чугуне потребовало бы большого количества извести, чтобы связать выделившуюся кремнекислоту, и таким образом количество шлака очень увеличилось бы, что крайне неудобно для производства. Томасовский шлак содержит весь фосфор, бывший в чугуне, в виде фосфорнокислого кальция ($\text{P}_2\text{O}_5 \cdot 4\text{CaO}$) и является ценным удобрительным веществом (туком) в сельском хозяйстве, но лишь при условии возможно высокого процента содержания P_2O_5 . Но так как при большом содержании кремния в шлаке будет много кремнекислой извести ($\text{CaO} \cdot 2\text{SiO}_2$), то томасшлак этой примесью будет разжижен и тем самым обесценен. Томасшлак является ценным побочным продуктом; поэтому процент содержания в нем P_2O_5 стремятся иметь возможно более высоким, а потому в томасовском чугуне кремния не должно содержаться выше $0,5\%$, а фосфора $2\text{—}2,5\%$. Следует заметить, что при содержании 1% фосфора температура ванны повышается на 150° ; это обуславливается не только горением фосфора, но и реакцией соединения фосфорной кислоты с известью (почти поровну). Следовательно главная масса тепла выделяется в конце процесса томасирования, а не вначале, как при бессемеровании, поэтому металл при томасировании из конвертора выливается при более высокой температуре, чем при бессемеровании. Известно, что чем горячее ванна, тем большее количество закиси железа она может растворить, а так как закись железа придает железу хрупкость, то при всех равных прочих условиях томасовское железо обладает более низкими механическими свойствами, чем бессемеровское, так как оно содержит больше растворенной закиси железа в металле. При процессе, раньше чем выливать железо из томасовского конвертора, ванну охлаждают, забрасывая в конвертор разный железный лом ($10\text{—}15\%$)

скрап), остающийся от производства (такой прием возможен и при очень горячем ходе бессемеровского процесса), выдерживают некоторое время в конверторе и затем раскисляют ванну так же, как при бессемеровании, ферромарганцем или шпигелем. Если аналогично процессу бессемеровскому нанести диаграмму скорости выгорания примесей в чугуна при томасировании, то картина будет такая (фиг. 41). Здесь резко на 4-й минуте видно начало горения Р, после того как содержание С упало до 1,50%. Самый сильный эффект выгорания Р замечен на 7-й минуте; к этому времени выгорел уже весь углерод; известь, положенная в конвертор перед заливкой чугуна, хорошо прогрелась, и реакция образования ($4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$) имеет в этот момент наилучшие условия, поэтому окисление Р идет очень быстро — в течение двух минут (7—9), содержание фосфора падает с 1,75% почти до 0 (0,1—0,15%). Так как в железе или стали допускается содержание Р около 0,05%, то необходимо перед выпуском стали в этом убедиться. Для этой цели конвертор пово-

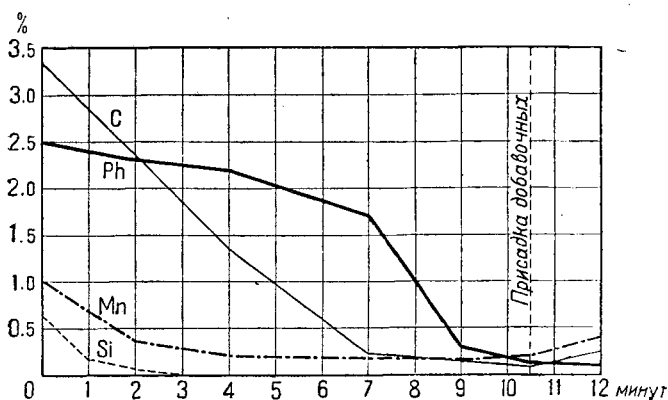


Рис. 41. График выгорания примесей во время томасирования. Сначала горит С, а затем Р (ср. с фиг. 32).

рачивают „на спину“, и длинной ложкой сталевар наливает пробу в виде квадратного бруска $30 \times 30 \times 150$ мм, и по излому его судят, удален ли весь фосфор. Настолько сильно влияние фосфора на структуру, что такой простой пробы достаточно, чтобы убедиться в отсутствии фосфора. В присутствии фосфора — излом блестящий крупнокристаллический, вместо серого волокнистого при нормальном содержании (0,05% Р).

Из приведенной диаграммы видно, что чем больше фосфора удаляется после углерода, тем более имеется риск получить большее или меньшее количество вредной закиси железа в ванну; следовательно можно вывести заключение, что удаление вредного фосфора из чугуна связано с риском введения другой вредной примеси — закиси железа. Заметим, что удалить вполне фосфор нельзя, если из ванны не удален вполне (до 0,10%) углерод. Если бы остановить процесс томасирования при содержании 0,5% углерода, то, как видно из диаграммы, содержание фосфора в это время убавилось бы только до 1,5%. С таким содержанием сталь совершенно не пригодна ни для каких механических изделий; отсюда вывод: *тома-*

сированием получается главным образом мягкое железо с малым содержанием углерода (около $0,1\%$). В бессемеровском процессе, наоборот, — там можно остановить процесс в каждый момент — сталь будет вполне пригодна и даже выгорание углерода затрудняется ниже $0,15-0,18\%$, т. е. в бессемеровском процессе нельзя получить мягкое железо ($0,10\%$ С), а только сталь с содержанием углерода выше $0,15\%$ С.

Весь процесс томасирования продолжается 12—20 мин., давая в сутки до 40 плавок, что составит при емкости конвертора 15—30 т в сутки около 500—1 200 т металла.

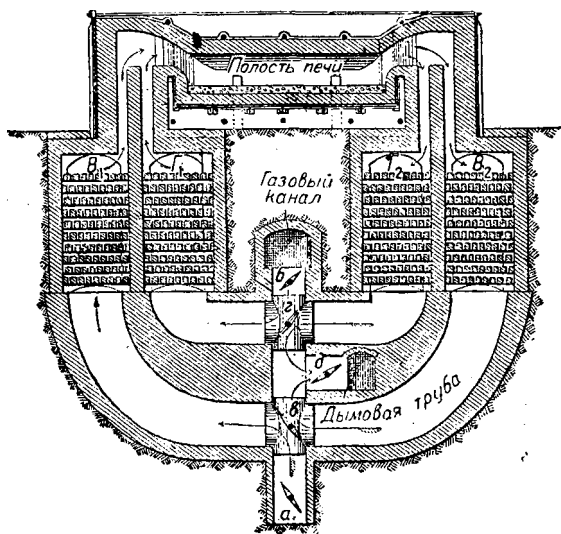
3. Мартеновский процесс.

Неудобство томасовского и бессемеровского процессов получения стали заключается в том, что в передел поступает только расплавленный чугун. От производства стали остается много отходов; кроме того устаревшие механизмы и машины тоже являются ломом, который необходимо переплавлять. В вышеперечисленных процессах использовать эти отбросы нельзя. Кроме того процессы томасирования и бессемерования предъявляют определенные требования на химический состав передельного чугуна. Естественно, что техники пытались разрешить вопрос о переплавке стали на поду печи. Эти попытки не удавались ввиду того, что температура плавления стали около 1500°C , а пламя должно иметь температуру еще выше — $1800-1700^{\circ}\text{C}$. Обычная топка как на угле, так и на дровах могла развить только $1200-1300^{\circ}\text{C}$. Задача получения в печи требуемой температуры была решена впервые Мартеном (P. Martin) в 1865 г. постройкой во Франции первой мартеновской печи. В этой конструкции был использован принцип регенерирования (обратного возвращения) тепла, уносимого из печи, при помощи огнеупорной насадки (как в каупере). Принцип получения высокой температуры заключался в том, что поступающий для сжигания воздух подогревался отходящим из печи дымом. Сименс предложил превращать твердое топливо в газ в генераторе и его также подогревать перед сжиганием. Таким образом если холодное топливо с холодным воздухом развивали температуру 1300°C , то, подогретые на $700-900^{\circ}$, также легко давали требуемую температуру ($1600-1700^{\circ}\text{C}$). Поэтому и этот процесс называют по имени обоих изобретателей сименс-мартеновским.

На фиг. 42 представлен эскиз устройства мартеновской печи. Направления стрелок указывают вход газа (400°C) через регулятор б по трубе из газогенератора и вход воздуха (0°C) через регулятор а из атмосферы. Эти газы проходят через камеры, называемые регенераторами (B_1-G_1) и наполненные нагретыми снизу меньше (для воздуха 100°C), а сверху выше (1200°C) кирпичами, называемыми насадкой. Благодаря такой разности температур насадочного кирпича внизу и сверху образуется самостоятельное движение газов, подъем нагреваемых газов снизу вверх (аналогично кауперу, см. стр. 25).

Оба подогреваемых газа, поднимаясь вверх, соединяются перед входом в печь, и так как они нагреты ($1100-1200^{\circ}\text{C}$) выше температуры воспламенения, то при встрече в начале полости печи они загораются, образуя факел пламени с очень высокой температурой (1700°C). Это пламя, проходя через полость печи, отдает тепло заваленному в печь

материалу, расплавляет его и удаляется по направлению стрелок через противоположные каналы — *головки*, в виде продуктов горения с температурой около 1500°C . Проходя через насадки ($B_2 - \Gamma_2$), горячий газ опускается вниз, так как горячий дым в высокой дымовой трубе D , соединенной соответствующим бором с шибером d с этими камерами, создает большее разрежение в трубе, чем в камерах. Во время прохождения дыма температура его в насадках понижается с 1500 до $500-600^{\circ}\text{C}$, и при этой температуре дым поступает в трубу. Этот столб горячего дыма в высокой трубе и создает разрежение в камерах регенераторов. После того как левая половина регенераторов ($B_1 - \Gamma_1$) остынет от прохождения через них газов, клапаны z и $в$ поворачиваются на 90° , и тогда все газы идут в противоположном направлении по стрелкам, но в борове d направление остается без перемены. Приблизительно такое устройство имела первая 3-тонная мартеновская печь, устроенная Мартеном. В настоящее время чертеж мартеновской печи значительно изменился в деталях, но сущность его конструкции осталась без изменения.



Фиг. 42. Эскиз устройства мартеновской печи:

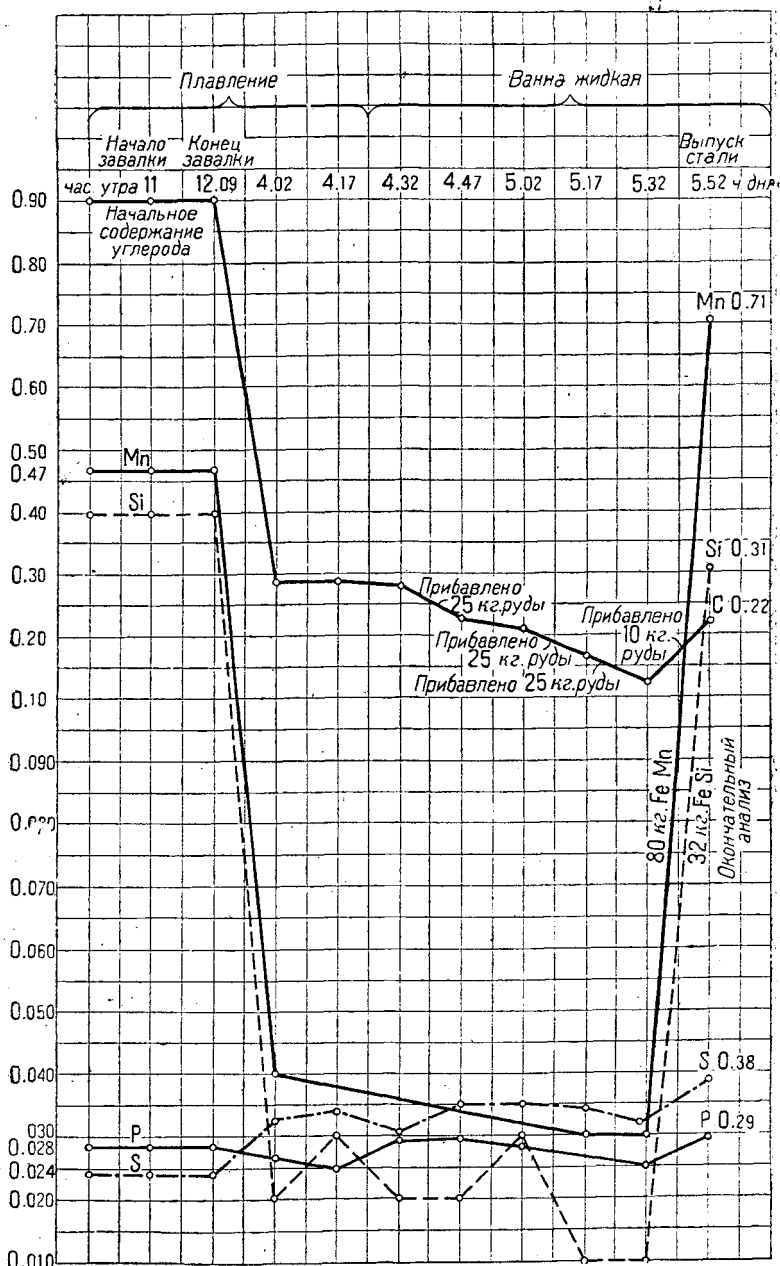
a — клапан, регулирующий количество поступающего воздуха; $б$ — $в$ — переводный воздушный клапан для пуска в левую или правую насадку; $г$ — переводный газовый клапан для пуска в левую или правую насадку; $д$ — шибер, регулирующий тягу трубы. $B_1 - B_2$, насадка для нагрева воздуха; $\Gamma_1 - \Gamma_2$, насадка для нагрева газа.

Мартеновский процесс возник на основе переплавки железного лома, накопившегося с момента пуска бессемера (1855—1865 гг.) в большом количестве и обеспеченного ввиду неумения его переплавить. Однако уже с первых же шагов переплавки лома выяснилось, что при расплавлении железо поглощает большое количество кислорода, т. е. сильно окисляется (горит), и было очень трудно раскислить расплавленную окисленную сталь. Поэтому в шихту лома (скрапа) стали вводить некоторое количество чугуна, примеси которого — углерод, кремний, марганец, — защищают от горения железо ванны, и таким образом получил свое начало *скрап-процесс*. При плавлении первым расплавляется чугун, растворяющий при низкой температуре (1200°C) нагретое железо, и таким образом расплавленная ванна всегда содержит углерод, кремний, марганец и другие примеси, которые были в чугуне в большем количестве, чем надо иметь в готовом металле. При расплавлении часть железа окисляется, и эти окислы, соединяясь с кремнекислотой, образуют шлак, всплывающий поверх расплавленного металла, и изолируя совершенно поверхность металла от соприкосновения его с окислительной атмосферой

печи. Казалось бы, в таких условиях дальнейшее выжигание примесей невозможно, но все же окисление примесей происходит и в этих условиях, и главным передатчиком кислорода являются окислы железа, которые могут переходить из шлака в металлическую ванну, встречаясь в которой с более энергичными по отношению к кислороду элементами — кремнием, марганцем — отдают им кислород, восстанавливаясь до металлического железа. Вводя в шлак окислы железа, например железную руду, можно очень быстро выжечь все примеси в расплавленной ванне. При этих окислительно-восстановительных процессах большое значение имеют температурные условия: чем выше температура, тем легче идет процесс окисления примесей и тем меньшее количество свободной закиси железа может остаться в растворе металлической ванны. Поэтому первое условие хорошей плавки требует, чтобы процесс мартенования шел горячо. По окончании плавки перед выпуском, когда останется мало примесей в металле, температура должна быть понижена, ибо сталь, выпущенная при высокой температуре, будет содержать много закиси железа, а примесей, раскисляющих ванну в готовой стали, не останется, и потому сталь будет обладать плохими механическими качествами. Полость мартеновской печи, где плавится сталь, подобно конвертору, может строиться из двух материалов: кислых (динас) и основных (доломит, магнезит).

а) Кислый процесс. В первых печах были изготовлены из кислых материалов как свод (верх), так и стены и подина (низ печи), поэтому основную массу шлака в этих печах составляла кремнекислота, а металл, выпускаемый из таких печей, назывался *кислой сталью* (вернее — сталь из печи с кислой набивкой). Все, что было сказано о стали, полученной бессерованием, придется повторить и здесь: *заваливаемая в кислую печь шихта (смесь чугуна и стали) должна быть с малым содержанием фосфора и серы*, ибо они не удаляются во время процесса. Но в отличие от бессерования в мартеновской печи может плавиться металл за счет сжигаемого топлива, вследствие этого нет надобности иметь в шихте высокое содержание кремния и даже марганца. Поэтому *шихта на кислой печи состоит приблизительно из 25% передельного чугуна, а остальные 75% лома*. Кислый шлак отличается некоторыми особенностями, а именно: закись железа удерживается кремнекислотой, образуя (выражаясь химически) соль кремнекислого железа — довольно прочное химическое соединение; поэтому переход закиси железа в раствор металлической ванны затруднен и возможен только при значительном избытке ее в шлаке. А так как окислителем всех примесей в мартеновском процессе является закись железа, то все процессы окисления в кислой печи идут медленно, и сталь не может быть насыщена окислами железа, а потому *сталь из кислой печи будет обладать высокими механическими качествами*. На кислой печи выплавляют даже инструментальную сталь там, где имеются чистые исходные материалы (например в СССР на Урале, на Златоустовском заводе). На фиг. 43 приведена диаграмма выгорания примесей в кислой печи.

б) Основной процесс. Необходимость перерабатывать шихты с высоким содержанием фосфора повела к выкладке плавильного пространства мартеновской печи *основными* (в противоположность кислым) огнеупорными материалами — доломитом и магнезитом (так же, как и в томасовском конверторе).



Фиг. 43. График выгорания примесей в кислой печи (процесс продолжается 6—7 час., ср. с фиг. 30).

В основной печи шлак будет основным, т. е. главной составной частью будет основание — известь, которая и образует соль с кремнекислотой и фосфорной кислотой. Закись железа не может быть связана

в таком шлаке кремнекислотой, поэтому она будет в шлаке в свободном состоянии и может легко переходить в металлическую ванну, ухудшая, как говорилось выше (стр. 58), механические качества металла. А так как без закиси железа процесса мартенования вести нельзя, то всегда в основной стали будут присутствовать окислы железа в большей или меньшей степени. Поэтому надо быть искусным сталеваром, чтобы получить сталь высоких качеств. Вообще говоря, основная сталь хуже кислой при одинаковом химическом составе, так как в обычный химический анализ не входит определение закиси железа в стали, а основная сталь может содержать больше закиси железа в растворе. При очень искусной работе все-таки можно и с основной печи получать сталь с хорошими механическими качествами, хотя это труднее, чем с кислой. На фиг. 44 приведена диаграмма изменений химического состава шлака и ванны в основной печи.

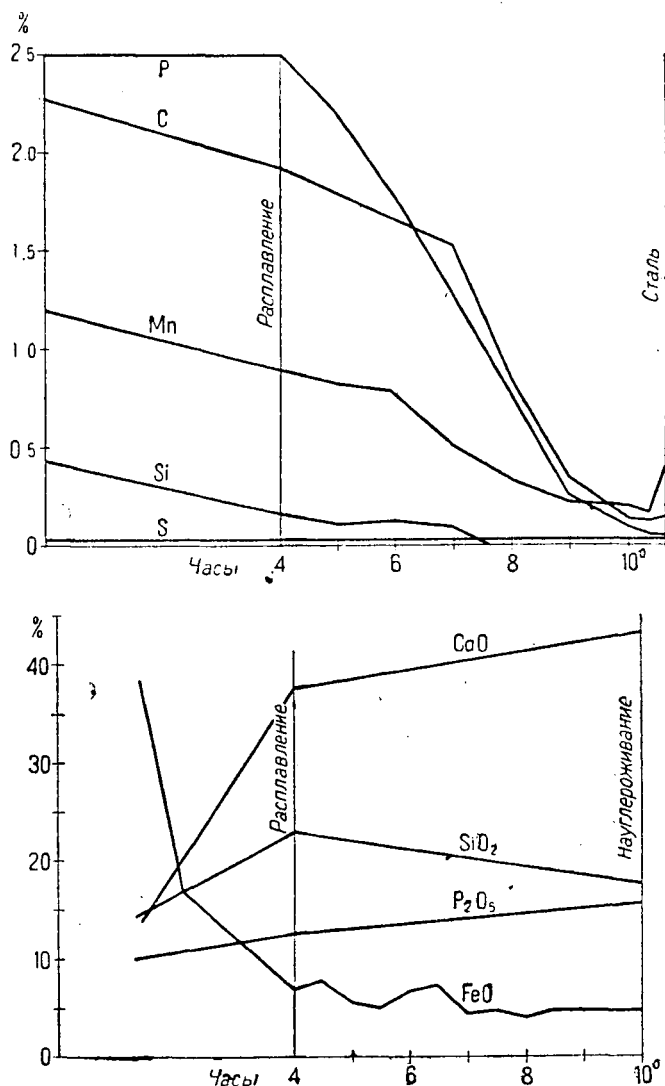
Ввиду того, что окислы железа в шлаке основной печи не связаны и легче переходят в ванну, процесс окисления в основной печи идет быстрее, и примеси углерода, кремния, марганца, фосфора можно удалить почти нацело, так что в основной печи получается железо с содержанием углерода менее $0,1\%$, в особых случаях даже почти чистое железо — $99,95\%$ (Армако железо), чего нельзя достигнуть в кислом процессе. Шихта составляется для основной печи из 50% чугуна и 50% скрапа.

Итак процесс мартенования стали может производиться или на кислом, или на основном поду. Кислая сталь по механическим качествам, особенно в смысле меньшей хрупкости, выше основной; из кислой печи получается сталь с содержанием углерода не ниже $0,18—0,20\%$, а из основной получается главная масса торгового железа с содержанием углерода $0,10\%$ и даже меньше.

Выше было указано, что первоначально мартеновская печь возникла для переплавки старого скрапа с добавкой небольшого количества чугуна в виде чушек. Такой процесс называется плавкой на твердой шихте.

в) Рудный процесс. На больших металлургических заводах, где имеется доменный цех, получающийся чугун при выпуске из домны может перерабатываться в мартеновском цехе своего завода, тогда нет смысла охлаждать чугун и терять значительное количество тепла, заключающегося в жидком чугуне (см. тепловой баланс домны), поэтому чугун заливают жидким в мартеновскую печь. В этом случае процесс называется *плавкой на жидкой шихте*. Все остатки железа и стали — скрап — прибавляются в эту завалку. Для жидкого процесса применяются основные печи большой вместимости, обычно $50—100\ m$ и даже до $200\ m$. На наших южных заводах удобным размером считают 75-тонные печи. Для окисления примесей чугуна, процент которого достигает $75—90$ в шихте, применяют чистую железную руду (Fe_2O_3), кислород которой, соединяясь с углеродом, образует окись углерода (CO), удаляющуюся с дымовыми газами; окислы кремния, марганца, фосфора переходят в шлак, а восстановленное из руды железо дает „пригар“, т. е. увеличение веса плавки. Такой процесс называется *рудным* и протекает очень быстро, особенно если примесей немного (см. состав передельных чугунов).

и одна печь может выпустить в сутки 4—5 плавов, или 300—400 т металла, т. е. столько же, сколько выпускает быстро работающий конвертор, с той разницей, что в конвертор необходимо задавать только чугун твердо определенного состава с большим количеством примесей

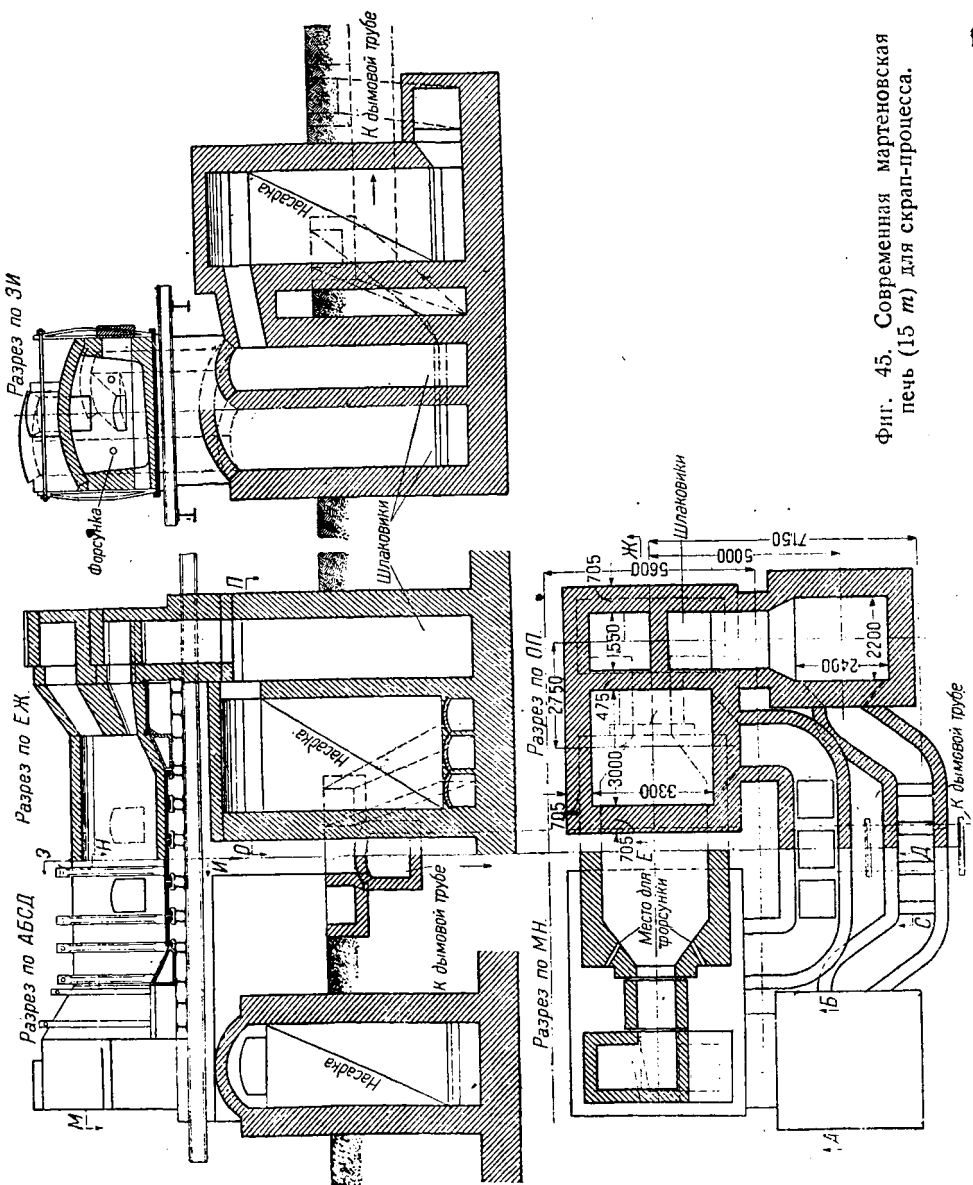


Фиг. 44. Диаграмма изменения химического состава шлака и металла во время плавки в основной печи.

(дорогой чугун), а в мартеновскую печь можно задавать чугун с малым количеством примесей (дешевый чугун). В то же время количество стали, получающейся из конвертора, равно 89—92% веса влитого чугуна, а из мартена благодаря „пригару“ — 100—105% веса влитого чугуна, т. е.

на 12—20% больший выход. Поэтому на всех металлургических заводах значительный перевес имеет мартеновская установка перед конвертором.

Для облегчения работы рудным процессом надо заранее знать точный состав жидкого чугуна, и лучше, если он будет содержать уменьшенное



Фиг. 45. Современная мартеновская печь (15 т) для скрап-процесса.

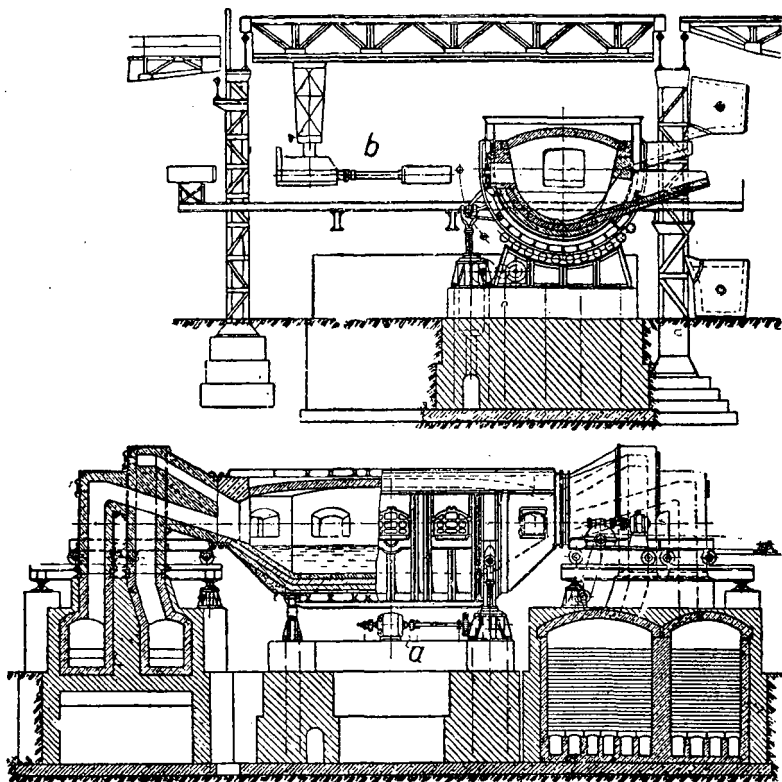
количество примесей — углерода, кремния, серы. Для этой цели, так же как при конверторном процессе, в мартеновском цехе устанавливается *миксер* несколько иного устройства. На фиг. 46 изображено устройство миксера для мартеновского чугуна. Он вращается на роликах так же,

как и цилиндрический миксер для бессемера, но только глубина металла здесь много меньше и кроме того имеется подогревательный регенераторный аппарат, как у мартеновской печи. Емкость таких миксеров 150—300 т и редко доходит до 750 т. Головки от регенеративных камер могут отодвигаться в стороны от самого вместилища чугуна, когда таковое наклоняется для выливки чугуна. В эти миксеры чугун вливается из домен и выдается в мартены. Во время пребывания чугуна в миксере благодаря окислительному действию газов в полости миксера в чугуне происходят реакции окисления примесей и выделения серы, так что в мартеновскую печь поступает чугун с пониженным против поступившего из доменного содержания углерода, марганца, кремния и серы, а следовательно процесс фритшевания (выжигание примесей) в мартеновской печи идет быстрее и будет образовываться меньшее количество шлака. В этом отношении жидкий мартеновский процесс резко отличается от передела в конвертере, так как в мартеновской печи возможен подогрев металла за счет топлива. Работа мартена с миксером применяется только для рудного процесса на заводах, где имеется доменный цех. Рудный процесс всегда производится на основном поду, количество вводимой руды достигает до 18—30% веса чугуна, а количество известняка до 20—25%.

г) Комбинированные способы мартенования. Такое количество шлакообразующих веществ производит очень толстый слой шлака, который плохо проводит тепло, и металл плохо греется пламенем, поэтому в Германии применяется способ Бертран-Тилля (*Bertrand-Thiel*) с установкой двух печей. В первой печи происходит начальная часть процесса — частичное окисление примесей, затем металл еще с незаконченными реакциями окисления выпускается из печи в ковш. Металл, как более тяжелый, падая на дно, помещается весь в ковше, а шлак через край ковша сливается, после чего металл с малым количеством шлака переливается во вторую печь, где с прибавкой небольшого количества руды процесс окисления заканчивается при сильном нагреве ванны, возможном благодаря тонкому слою шлака. Завод Хеш (*Hoesch*) в Германии для этой цели обходится с одной печью, сливая первый шлак со стали. Изменение состава шихты во время этого процесса было такое: залитый чугун имел: C — 3,3%; Mn — 0,9%; Si — 0,3%; P — 1,8%; S — 0,13%. После первого шлака состав был: C — 1,5%; Mn — 0,35%; Si — следы; P — 0,25%; S — 0,08%; слитый шлак содержал 20—25% P_2O_5 , т. е. был похож на томасовский шлак. В США работают в больших (свыше 200 т емкостью) „качающихся“ мартеновских печах по методу Тальбота. В этом процессе выпускается из печи не вся готовая сталь, а только $\frac{2}{3}$; оставшаяся расплавленная ванна, растворяя залитой чугун, образует с ним как бы 2-й период вышеупомянутого способа Хеш благодаря высокой температуре ванны (чему способствует оставшаяся ванна с высокой температурой) процесс фритшевания влитого металла идет очень быстро. Имеется и такой способ (процесс Кампбелла — *Campbell*): первый процесс окисления происходит в основной печи, где удаляется весь фосфор и сера. Затем металл выливается в ковш, из которого переносится в другую кислую печь, где процесс доводится до конца. Таким образом из фосфористого чугуна получается хорошая кислая сталь высоких механических качеств. Во всех этих комбинированных способах требуются громадные капитальные затраты на краны, ковши, печи. Такое оборудование

целесообразно делать только на очень крупных металлургических заводах, выпускающих большие количества железа.

д) **Мартеновская печь для скрап-процесса.** Машиностроительные заводы, нуждающиеся в высококачественных сортах стали, перерабатывают свои отходы — стружки, обрубки, обрезки металла — всегда скрап-процессом с завалкой в шихту чушкового чугуна (передельного). На фиг. 42 показан эскиз мартеновской печи. Чертеж современной печи для скрап-процесса приведен на фиг. 46. Огнеупорный материал для кладки печи

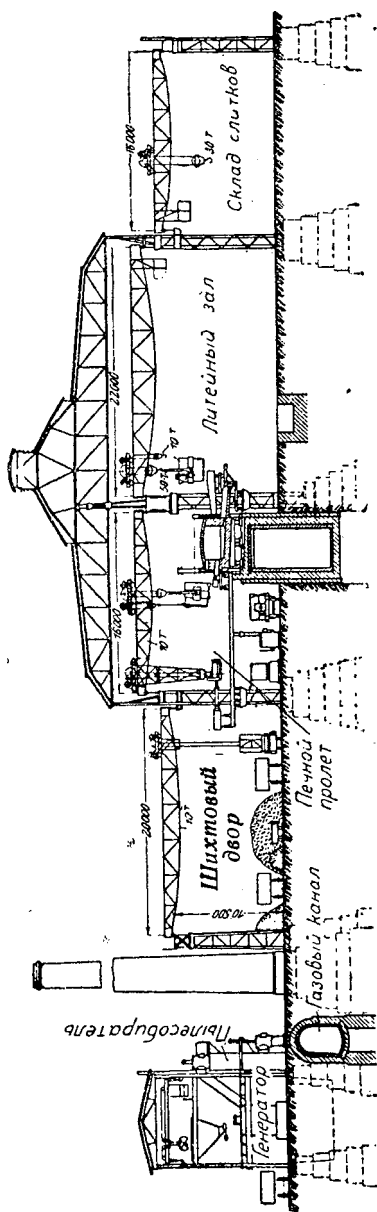


Фиг. 46. Современный миксер для мартеновского цеха емкостью 750 т (с подогреванием чугуна).

является очень ответственным, так как вся масса расплавленного металла удерживается только кладкой. Если печь назначается для плавки кислым процессом, то все поверхности внутри полости печи выкладываются из диасного (кварцевого) кирпича; у основной печи подина печи выкладывается из магнезитного кирпича, на который утрамбовывается тонкими слоями или доломит (дешевый), или магнезит (дорогой огнеупорный материал), смоченный каменноугольной смолой и нагретый до 60—70° Ц. В некоторых случаях доломит „наваривается“ при очень высокой температуре (1 400—1 500° Ц) на под „з магнезитного кирпича. Стенки и свод мартеновской печи всегда делаются из диаса, который может переносить резкие перемены температуры, не трескаясь. Температура плавления диаса около

1760° Ц, магнезита — свыше 2000° Ц. Из магнезита нельзя делать ни свода, ни стен, ибо от резких перемен температуры он растрескивается и свод может во время работы обрушиться. Благодаря разнице температуры швы кладки расстраиваются, и чтобы печь не развалилась, обычно кладка стягивается двутавровыми балками и связями. Температура в регенераторах ниже, чем в полости печи; поэтому они выкладываются из шамота: верх из 1-го сорта, низ из 3-го сорта, ибо вверху температура около 1000—1200° Ц, а внизу 100—600° Ц. Регенераторы тоже обвязываются связями и тавровыми балками. Лучше всего придавать регенераторам форму эллиптическую и обшивать листовым железом подобно кауперам. В таком виде швы камер не расходятся и в них не засасывается холодный воздух. В камеры „насаживается“ кирпич-насадка, задача которой аккумулировать (собирать) тепло из отходящего дыма и регенерировать (возвращать) его обратно поступающим в печь воздуху и газу. В случае если печь работает на нефти, то таковая вводится в печь непосредственно без подогрева (однако нефть подогревается до температуры около 60—90° Ц, чтобы не застывал парафин) и распыливается паром, а еще лучше сжатым воздухом под давлением 5—8 ат.

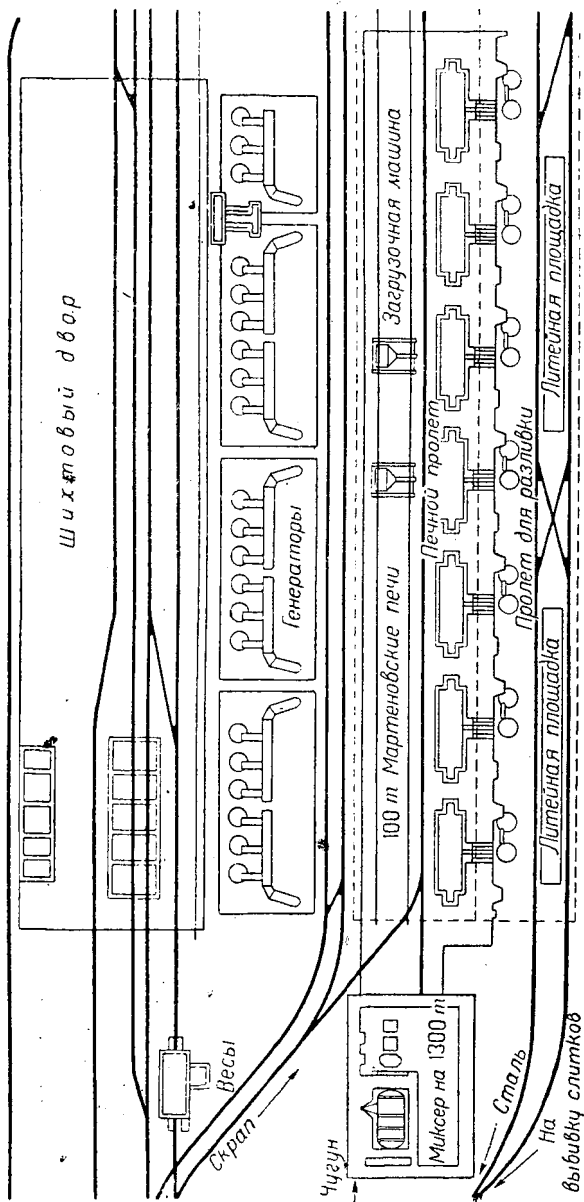
Выпуск стали из печи производится через „лётку“, устроенную аналогично лётке доменной печи. Заделка этого отверстия очень ответственная операция в мартеновской печи: сталь, имеющая более высокую (1600° Ц) температуру, чем чугун домны (1400° Ц), сильнее разъедает заделанное отверстие. Обычно отверстие после выпуска всей стали из печи хорошо очищается от приставшего шлака, после чего заделывается огнеупорной массой и заваривается в полости печи тем огнеупорным материалом (песок, магнезит или доломит), из которого сделана вся подина печи. Если на доломитную или магнезитную подину попадает песок, то образуется легкоплавкий силикат и слой может быть пробит жидкой сталью. Через швы кирпича жидкая сталь может вытечь из печи и таким



Фиг. 47а. Разрез мартеновского цеха большого металлургического завода с заливкой жидкого чугуна.

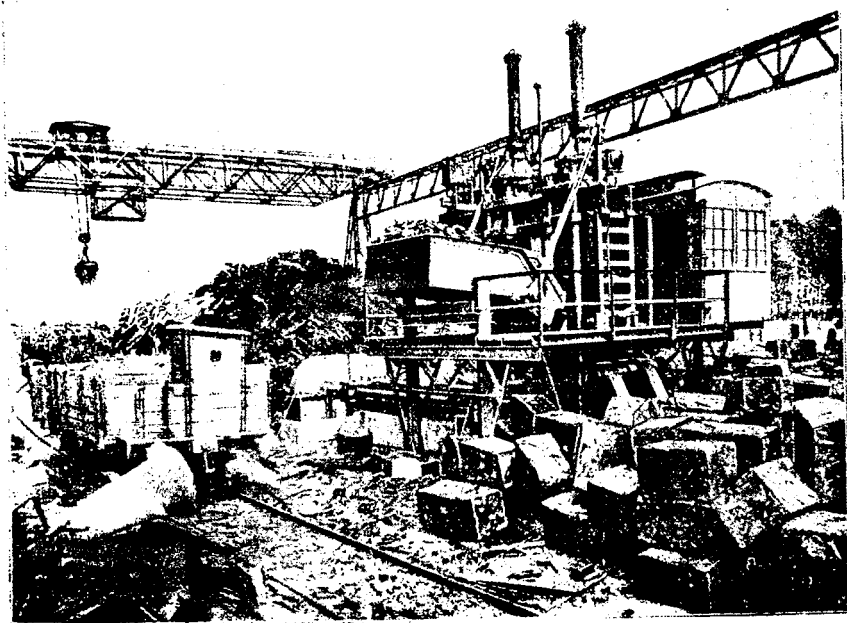
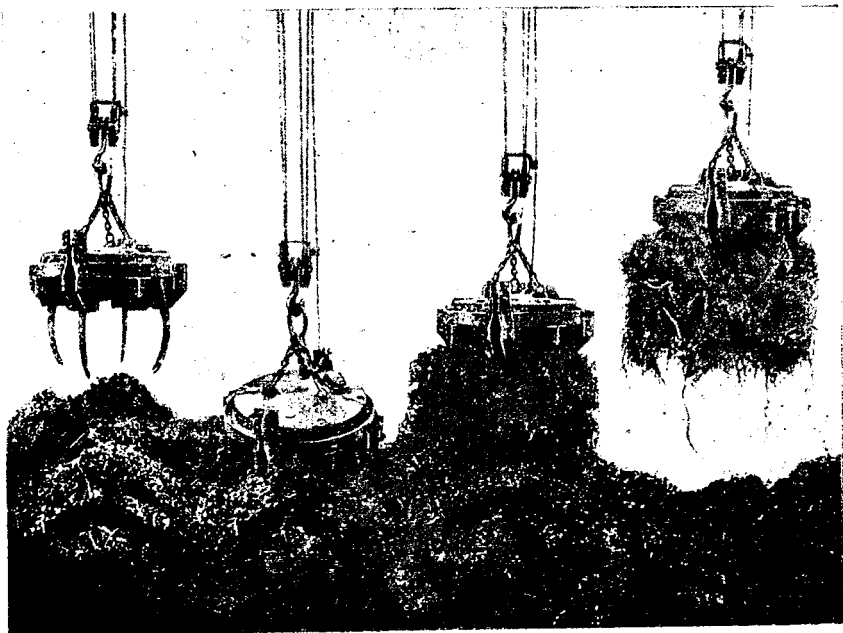
образом произойдет явление, называемое пробивкой подины. Это явление очень опасное, так как вылившаяся сталь соединяет все металлические части, выводя надолго из строя печь. Поэтому заваливаемый материал всегда тщательно подготавливается для завалки на „шихтовом“ дворе.

В СССР до сих пор шихтовый двор представляет с генераторной установкой одно целое со зданием мартеновских печей (фиг. 47). Но найдено более экономичным шихтовый двор отделять от мартеновского цеха, доставляя весь скрап в подготовленном для посадки в печь виде. Обычно шихтовый двор оборудован мостовым краном с магнитным подъемником для погрузки крупных компактных железных или чугунных кусков. На фиг. 48 показан отдельно „грейфер“ (захватыватель) для захвата рыхлых обрезков листового железа и стружки, которые затем спрессовываются прессом в удобные для завалки в печь массы. Приготовленный скрап складывается в „мульды“ (ящики), которые доставляются на площадку перед печью и завалочной машиной (фиг. 49) сажаются в печь. Загрузочные краны иногда бывают подвешены к мостовой ферме, как указано на



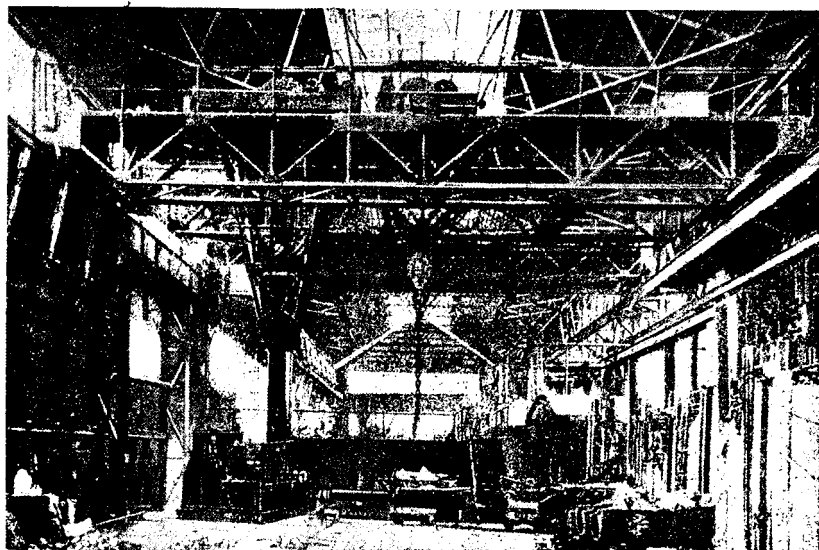
фиг. 47б. План цеха по фиг. 47а.

фиг. 49, а иногда помещаются на тележке, передвигающейся по площадке перед печью (фиг. 50). Механизированная таким образом завалка занимает мало рабочих и совершается очень быстро, что имеет значение, ибо через открытые во время завалки дверцы печь сильно охлаждается,



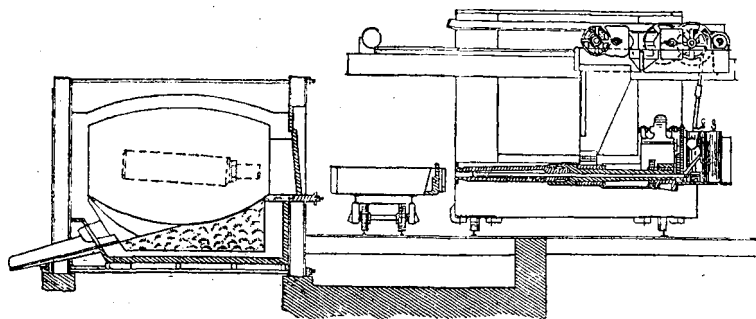
Фиг. 48. Шихтовый двор мартеновского цеха. Установлен пакетирующий пресс для стружки. Для подачи стружки к прессу на мостовом кране имеются грейферы (захватыватели) с магнитами.

чем обуславливается медленное плавление. Вследствие низкой температуры ванны быстро выгорают примеси: кремний и марганец (ср. с бессемеровским процессом); а ванна насыщается закисью железа. Поэтому механическое оборудование завалки, удешевляя производство, гарантирует



Фиг. 49. Завалочная машина, подвешенная на мостовом кране, производит загрузку мартеновской печи. Сбоку стоят тележки с подготовленной шихтой для завалки в печь.

лучшее качество металла при всех одинаковых прочих условиях с ручной работой. Заваленная шихта в печи расплавляется при наибольшем потоке газа, развивающем наивысшую температуру. Но как только расплавление



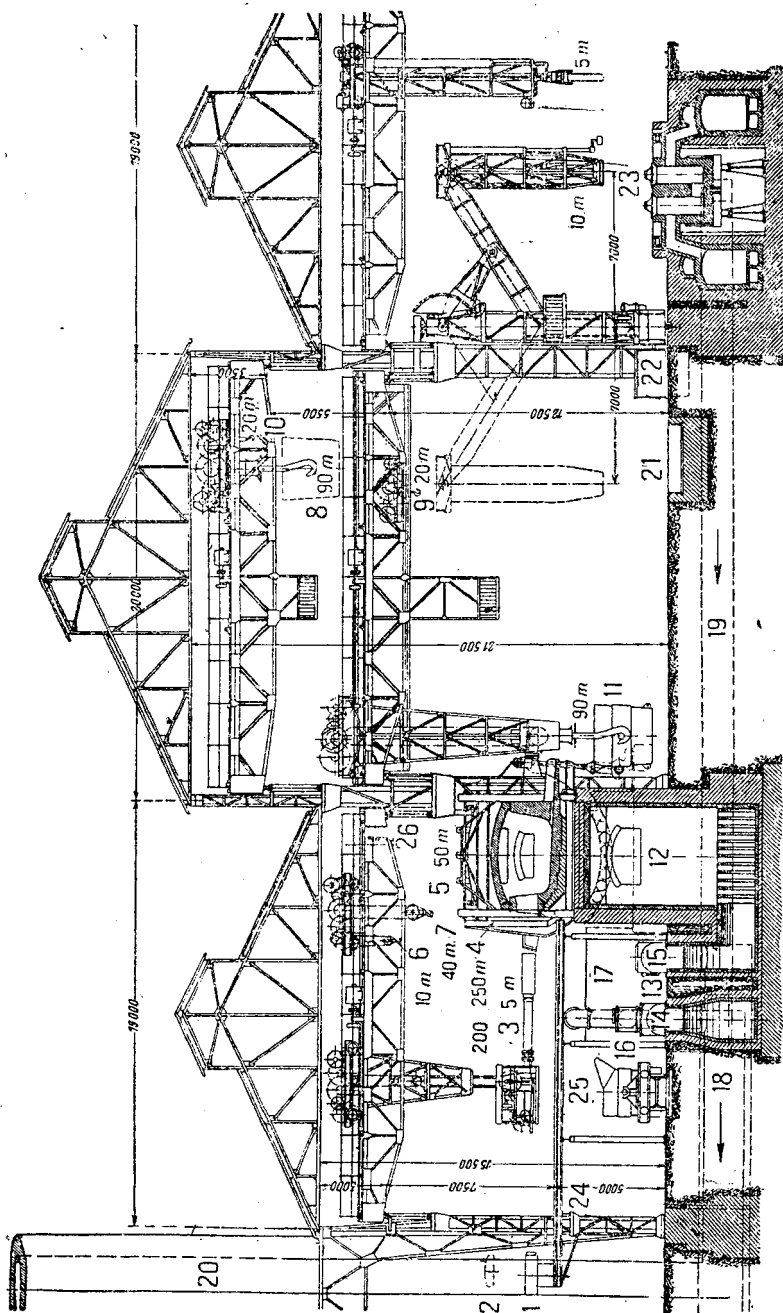
Фиг. 50. Эскиз завалочной машины с передвижением ее по площадке.

окончится, ток газа уменьшается и температура понижается, так как есть опасность „сжечь“ печь, т. е. оплавить свод и стены, так как температура пламени может достигать до 2000° , а диныс плавится при 1760°C . Во время плавления шихты это не опасно, так как холодная масса ме-

талла быстро понижает температуру пламени, но когда окончится плавление и ванна покроется слоем шлака, начнет выгорать углерод („кип“ ванны), в этот момент следует зорко следить, чтобы не сжечь печь.

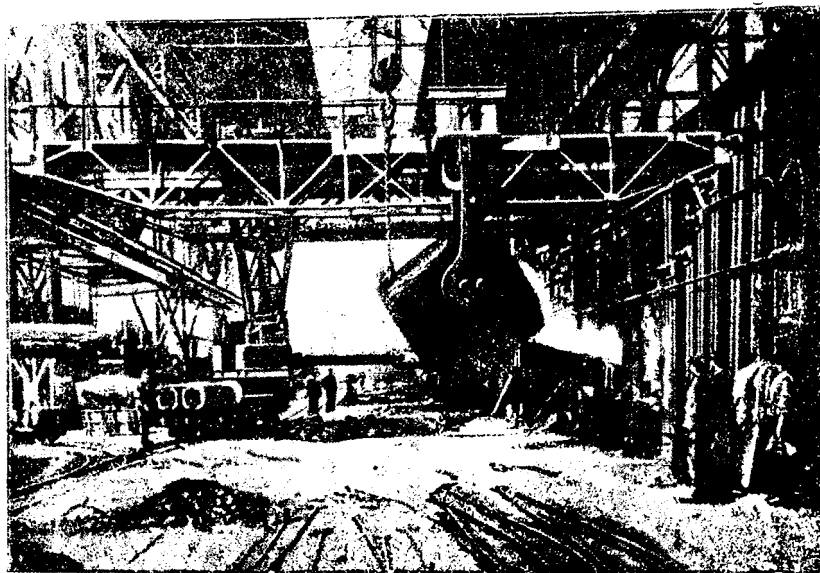
В течение плавки берут пробы, как было указано в бессемеровском процессе, и по излому проб судят о степени готовности стали к выпуску. Для выпуска „разделяют“ отверстие, т. е. выгребают незаварившуюся огнеупорную массу из отверстия, затем острием железной штанги пробивают заваренный слой, и сталь широким ручьем вытекает по желобу в ковш, подвешенный на мостовом кране или стоящий на разливной тележке.

е) Два типа сталелитейных цехов. Цех крупного металлургического завода отличается от мартеновского цеха машиностроительного завода тем, что работает обычно рудным процессом и в качестве топлива использует газ коксовых печей и доменный газ. Поэтому шихтовый двор и газогенераторная установка имеют очень малые размеры (как запасные), а иногда они отсутствуют. Печи обладают большой вместимостью и часто бывают вращающимися. Как было выше разобрано, при рудном процессе желательно работу вести в двух печах, не выливая ванны полностью (способ Тальбота), а так как заделать выпускное отверстие очень трудно, выход найден в том, что из печи выливается металл наклонением ее (качающаяся печь). На фиг. 51 представлен разрез через мартеновский цех, работающий с миксером рудным процессом. Печь — емкостью 50 т; жидкий чугун подается снизу тележкой 25 из миксера, стоящего в одной линии с мартеновскими печами; для заливки чугуна имеется со стороны площадки 40-тонный кран 7, на той же балке находится зава-лочная машина 3 для посадки скрапа и добавочных в печь. На фиг. 52 показан вид площадки во время заливки чугуна. Разливка совершается кранами 8 и 9, расположенными в литейном зале в два яруса. Литейная канава 21 расположена у противоположной стены с тем расчетом, чтобы при помощи поворотного крана 22 можно было передать застывшие слитки в соседний пролет для посадки их без перегрузки в нагревательные колодцы 23, откуда подогретые слитки идут в переработку в прокатный цех. В мартеновских цехах, выпускающих ответственные сорта стали, слитки остуживаются, осматриваются, прежде чем пускать их в дальнейшую работу. На крупных металлургических заводах сталь или железо сразу перерабатывается в прокатных, а выпуск в виде слитков очень невелик, поэтому перерыва между мартеновским и прокатным цехами не имеется. Можно сказать, что с момента загрузки руды в домну, через 24 часа таковая выпускается из завода в виде прокатного материала; таков оборот металла в современных металлургических заводах. Совсем не то в производстве машиноподелочной ответственной стали: выпущенный чугун застуживается в чушках, определяется его химический состав и перед мартеновской плавкой он сортируется так же, как и скрап. Изготовленная из него в мартеновской печи сталь тщательно анализируется и осматривается в слитках и тогда только назначается для дальнейшей переработки в прокатную или в кузницу. Материалом, выплавленным большими металлургическими заводами рудным процессом, является по большей части железо; этот сорт называется строительным материалом, а выпускаемый скрап-процессом — машиноподелочной сталью и назначается большей частью для машиностроения.



Фиг. 51. Разрез через мартеновский цех очень большой производительности, непосредственно связанный с прокатным цехом. Поворотный кран сажает еще горячие слитки в подогревательные колоды прокатного цеха.

1. Мульда для шихты. 2. Подъем их машиной. 3. Посадка их в печь. 4. Балки, стягивающие печь. 5. Печь 50 м. 6 и 7. Мостовой закаточный кран с 40 т крюком и 10 м вспомогательным. 8 и 9 Верхний и нижний разливочные краны 90 т. 10. Вспомогательный крюк на 20 т. 11. Разливочной подвесной ковш. 12. Генератор. 13. Газовый. 14. Газовый. 15. Воздушный. 16. Переходной канал для газа. 18. Дымовой борос к трубе от мартен. печи. 19. От нагревательных колодцев. 20. Дымовая труба. 21. Разливная канава. 22. Поворотный кран. 23. Нагревательные колоды для слитков.



Фиг. 52. Момент заливки чугуна в мартеновскую 100-тонную печь.

ж) Материальный и тепловой балансы; выводы из них. Чтобы определить количество получаемого металла из заваленной в печь шихты, можно составить приблизительно такие таблицы:

Таблица 4.
Основная сталь скрап-процесса.

Ш и х т а	50% чугуна	50% скрапа	Среднее содержание	Потери на выгорании
Углерод	3,75	0,25	2,00	2,00
Кремний	0,70	0,06	0,38	0,38
Марганец	1,50	0,40	0,95	0,95
Фосфор	1,307	0,04	0,67	0,67
Сера	0,03	0,03	0,02	—
20% шлака с содержанием 15% железа	—	—	—	3,00
В его потерь	—	—	—	7,00%
Восстановленное железо из руды ¹	—	—	—	1,50
Общий угар	—	—	—	5,50%
Выход	—	—	—	94,5%

¹ В случае работы на жидком чугуне может быть восстановлено больше железа и выход может достигнуть 100—105% заваленной шихты.

Таблица 5.

Кислая сталь скрап-процесса.

Ш и х т а	30% чугуна	70% скрапа	Средний состав	Потери
Углерод	3,75	0,25	1,30	1,30
Кремний	0,90	0,10	0,34	0,34
Марганец	0,60	0,40	0,46	0,46
Фосфор	0,035	0,045	0,04	—
Сера	0,03	0,03	0,03	—
8% шлака с содержанием 15% же- леза	—	—	—	1,20
Всего потерь	—	—	—	3,30%
Выход	—	—	—	96,70%

Из сравнения этих двух балансов можно заключить, что выход из шихты в кислой печи больше, чем в основной. Это объясняется большей чистотой шихтового материала в кислом процессе; поэтому кислый процесс возможен только при хорошем по химическому и физическому составам скрапе (стружка в кислом процессе мало применяется).

При сравнении томасовского процесса с рудным было указано, что мартеновский процесс дает больший выход стали, чем томасовский, и кроме того на мартенование требуется меньше угля, чем на томасирование по следующему расчету:

Таблица 6.

Для получения 1 000 кг томасовской стали требуется 1 150 кг чугуна	
„ „ 1 150 кг чугуна требуется минимум 1 150 кг кокса	
„ „ 1 150 кг кокса требуется	1 500 кг кам. уг.
Для силовой станции томасовского отделен. требуется . .	100 кг „ „
В с е г о	1 600 кг кам. уг.
Для 1 000 кг стали по рудному процессу требуется . .	800 кг чугуна
„ 800 кг чугуна требуют по вышеприводимому ра- счету	1 040 кг кам. уг.
„ мартенования требуется	250 кг „ „
Всего расход	1 290 кг кам. угля
При работе скрап-процессом с 30% чугуна расход каменного угля будет 630 кг.	

Эти подсчеты расхода горючего дают представление о выгоды мартеновского процесса сравнительно с процессом продувки (то же можно показать и в бессемеровском), который происходит на первый

взгляд как будто без затраты горючего, и указывают на важность составления баланса процессов.

Мартеновская печь может отапливаться не только генераторным газом из каменного угля, но также нефтью (СССР, САСШ), смесью доменного газа с газом из коксовых печей и чисто коксовым газом.

Для рудного процесса расход угля достигает около 25% газового угля; для скрап-процесса основной печи 30—50%, смотря по емкости печи; для кислой печи обычно расход топлива на 3—5% меньше. В значительной мере этот расход зависит от времени выдержки стали в печи в готовом состоянии. Эта выдержка значительно влияет на улучшение качества стали.

Расход нефти колеблется от 12—25%. Расход коксового газа 320 м³ на 1 т. (рудный процесс). В последнее время пробовали работать на пылевидном топливе. При применении этого вида топлива требуется особое устройство регенераторов для улавливания золы от угля, кроме того зола изменяет составы шлака, вводя примесь серы, и тем самым переводит серу в сталь; поэтому указанный способ отопления не может быть пригоден для выплавки высокосортных машиноподелочных сталей, но допустим для первого периода переработки рудного процесса по способу например Бертран-Тилиа или Хеша.

Проф. М. А. Павлов (определение размеров доменных и мартеновских печей) приводит такой материальный баланс для скрап-процесса (основной):

Таблица 7.

Материальный баланс для скрап-процесса (М. А. Павлов).

П р и х о д в кг		Р а с х о д в кг	
Чугун и железо	1,0000	Металл ¹	1,0055
Руда	0,1000	Шлак	0,1337
Флюсы (известняк)	0,0632	Дым {	CO ₂ 0,7916
Набойка, песок чугуна, свод	0,0403		H ₂ O 0,1527
Газ	1,1428		N ₂ 2,0562
Влага газа	0,0306	Избыток воздуха	0,3803
Воздух для горения (с избытком 25%)	1,9013		
Воздух для окисления шихты	0,2418		
	4,5200		4,520

Из материального баланса следует, что во время работы мартеновской печи со свода и с пода (набойка) поступает шлакообразующих около 2/3 загружаемого флюса; поэтому ремонт пода и свода является нормальной поправкой работающей печи; избыток воздуха в полости печи обязателен, поэтому атмосфера мартеновской печи — окислительная и

¹ Весь этот металл не может быть получен в виде слитков: часть его останется в шлаке, а часть будет потеряна во время разливки в виде „плеса“ или скрапа, остатка в ковше и т. п.; поэтому „выход“ слитков будет менее 100% шихты.

Таблица 8.

Тепловой баланс (скрап-процесс) на 1 кг стали (М. А. Павлов).

П р и х о д	Р а с х о д
Нагретые газ (450°) и воздух (100°) вносят 159 кал, или 9 ⁰ / ₁₀	Передача ванне . 534 кал, или 30 ⁰ / ₁₀
Горение газа дает 1 331 . . . 74,6 ⁰ / ₁₀	Уносится с ды- мом (450°) . . . 381 . . . 21,2 ⁰ / ₁₀
Горение примесей в ванне (экзотер- мическ. реакции) 293 кал, или 16,4 ⁰ / ₁₀	Потери 868 . . . 48,8 ⁰ / ₁₀
1 783 кал	1 783 кал
Кроме того регене- раторы получают и возвращ. 814 кал	814 кал
При этом регене- раторы теряют 202 кал, указан- ные в графе потерь (868 кал)	

в таких условиях невозможно получить металл, не заключающий окислов железа, и количество окислов в полученном продукте зависит от искусства работающих. Необходимо иметь точно соблюдаемые технические испытания, чтобы гарантировать то или иное качество металла.

Тепловой баланс показывает, какое большое количество тепла сохраняет регенератор (814 на 1 783) и как сравнительно мало тепла нужно для расплавления ванны (534 из 1 783). Потери в мартеновской печи очень велики. Это объясняется главным образом высокой температурой процесса в часто открываемой и со всех сторон омываемой холодным воздухом полости печи.

Таблица 9.

Мат риальный баланс рудного процесса (М. А. Павлов).

Жидкий чугун 1,0000 кг	Металл 1,0451 кг
Руда 0,2200 "	Шлак 0,2006 "
Флюс 0,1106 "	Дым { CO_2 0,6943 "
Набойка пода и свод . . . 0,0370 "	
Генераторный газ 0,8571 "	
Влажность газа 0,0229 "	{ H_2O 0,1172 "
Воздух с избытком 1,4260 "	
Воздух для окисления . . . 0,3090 "	Избыток воздуха 0,2852 "
Всего в печь 3,9826 кг	Всего из печи 3,9826 кг

Таблица 10.

Тепловой баланс (М. А. Павлов).

Подогрев газа и воз- духа	115 кал, или 6,4%	Ванне передается	722 кал, или 40,5%
Жидкий чугун . . .	254 " " 14,2%	Уносится в боров	308 " " 17,3%
Горение газа . . .	998 " " 56,0%	Потери	752 " " 42,2%
Экзотермическ. ре- акции	415 " " 23,4%		
Приход . 1782 кал		1782 кал	
Обращается в ре- генераторах . .	643 "	643 "	

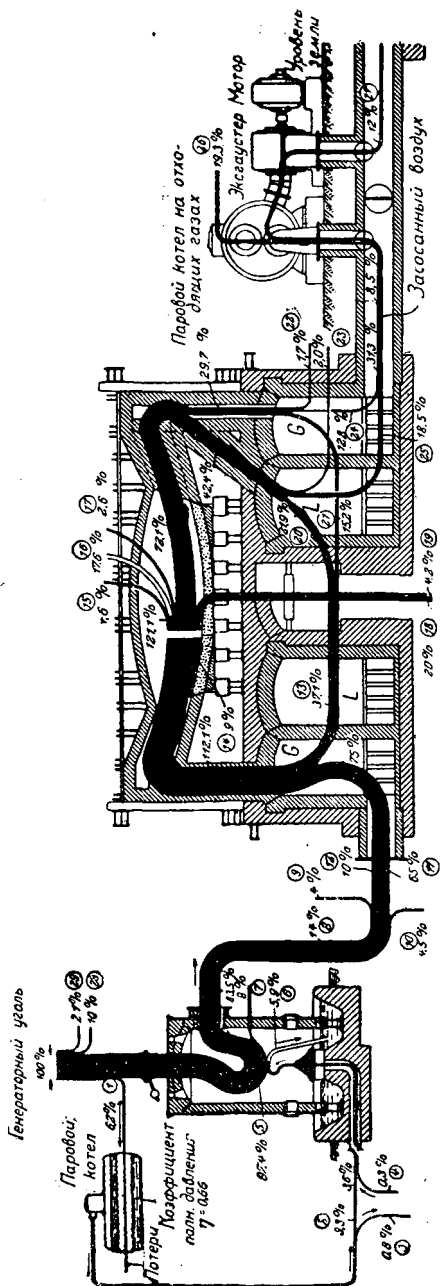
Сравнивая материальные балансы двух процессов (скрап-процесса и рудного) между собой, имеем для рудного процесса больший выход металла — почти на 4% больше (1,0055 против 1,0451 кг), количество шлака в 1½ раза большее (0,1337 против 0,2006 кг); поэтому в рудном процессе необходим спуск шлака, чтобы можно было лучше прогреть ванну. Из табл. 10 теплового баланса видно, что расплавленный чугун вносит 14% тепла, нужного для процесса, и хотя на первый взгляд кажется, что в рудном процессе ванна получает больше тепла от топлива сравнительно со скрап-процессом, но если вычесть тепло, принесенное чугуном и выделенное реакциями окисления (293 и 415), то окажется, что в рудном процессе усваивается ванной только 16% тепла против 30% скрап-процесса¹.

Причиной этого является то, что в рудном процессе имеется толстый слой шлака, плохо проводящий тепло. Для изготовления стали рудным процессом требуется больше тепла, чем скрап-процессом (722 для рудного, 534 для скрап-процесса). Поэтому устройство печи для рудного процесса иное, чем для скрап-процесса. На фиг. 53 показана диаграмма теплового баланса для всего мартеновского цеха.

4. Электроплавка.

Все вышеописанные процессы получения литой стали происходили в атмосфере окислительного пламени. Результатом являлось присутствие большего или меньшего количества окислов железа, растворявшихся в стали. Выше было указано, что окислы железа (кислород) придают стали низкие механические свойства — металл делается хрупким; поэтому естественно было стремление изыскать способ плавления стали в восстановительной атмосфере, подобно имеющей место в доменном процессе, но избегая соприкосновения с углеродом, чтобы предупредить науглероживание железа. Этот способ был предложен и технически разработан инженером Эру (*Héroult*) в 1900 г. Были попытки и других

¹ Экзотермические реакции выделили на 415—293=122 кал больше, жидкий чугун принес 254 кал, всего ванна получила в рудном процессе от топлива: 722—122—254=346 кал против 534 кал в скрап-процессе.



Фиг. 53. Тепловой баланс мартеновской печи (включая генератор).

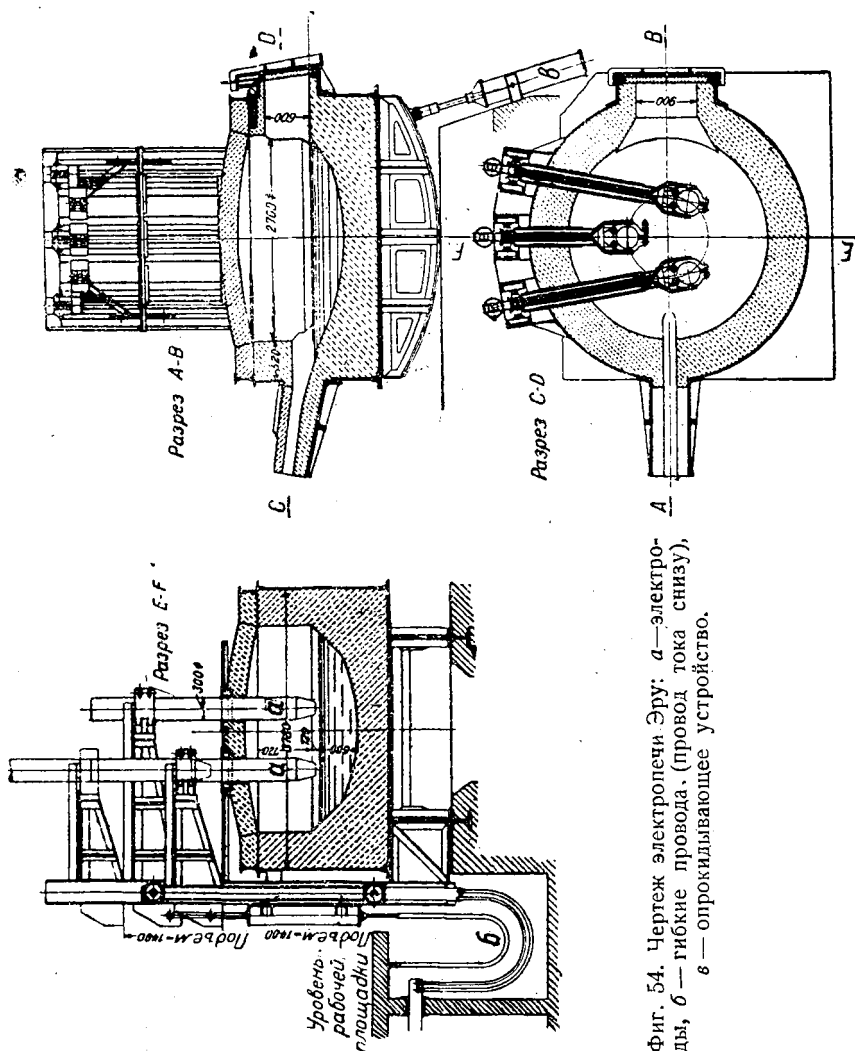
лиц, но наиболее простым оказался способ Эру, занимающий до сего времени первое место по количеству выплавляемого металла и по числу находящихся в действии печей.

Работа основной электропечи заключается только в рафинировке стали, полученной вышеописанными способами; следовательно это будет главным образом скрап-процесс, а электрический ток является только источником тепла. Благодаря особенностям электрического тока сосредоточивать всю тепловую энергию в одной точке можно получать температуру в электропечах до 3000°C (индукционные), чего нельзя достигнуть ни в какой пламенной печи. Поэтому возможно применять для плавки шлаки с высоким содержанием извести (тугоплавкие), вследствие чего из стали выделяются все вредные примеси — сера, фосфор, окислы и из исходных материалов невысокого качества получается очень чистый и высококачественный металл. Температуру можно регулировать в очень узких пределах, доступ воздуха почти исключается и выплавленный металл содержит наименьшее количество шлаковых включений и растворенных газов, вредно влияющих на механические качества металла. Электрический ток, применяемый для дуговых печей бывает переменный или одно- или трехфазный, невысокого напряжения (50 — 175 V); для индукционных печей — первичный ток высокого напряжения, а (рабочий) вторичный — низкого.

а) Дуговые печь. Печь Эру.

Одна из первых дуговых печей была печь Эру (*Héroult*). Конструкция печи Эру очень проста. Через свод печи проходят два (при однофазном токе) или три (при трехфазном) графитовых или угольных электрода (а) (фиг. 54). Ток подводится от трансформатора по гибким проводам (б) через электроды (а), образуя между концом каждого электрода и ванной вольтовую дугу, пробивающую

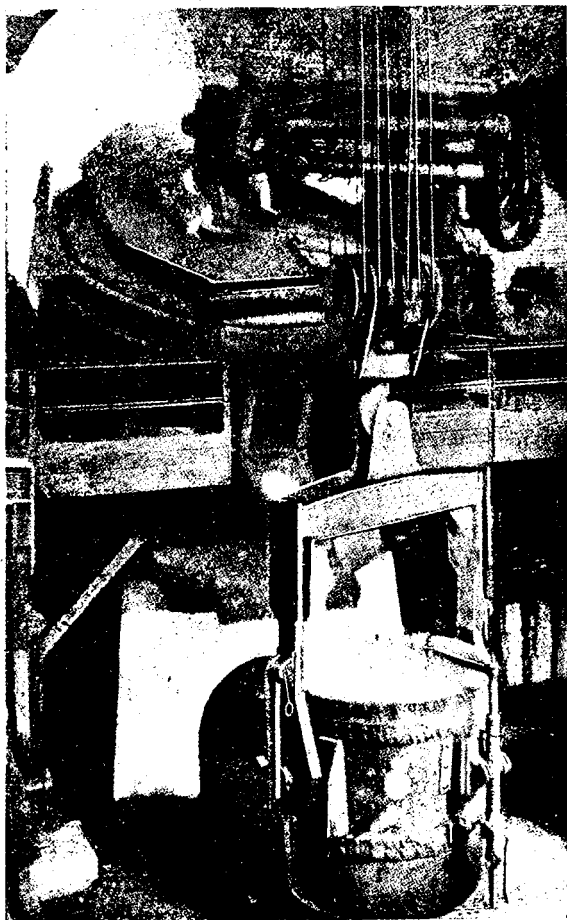
тонкий слой шлака, находящийся на поверхности металла. Тепловая энергия, выделяющаяся при образовании этих вольтовых дуг, и является источником нагрева всей ванны. Для выливания готового жидкого металла печь наклоняется посредством мотора через соответствующую передачу (в).



Фиг. 54. Чертеж электропечи Эру: а—электроды, б — гибкие провода. (провод тока снизу), в — опрокидывающее устройство.

Как видно из чертежа, печь представляет собой кожух, обмурованный огнеупорными кирпичами, на котором набивается доломит, как в мартеновской печи. Свод делается из динаса. Особое внимание обращено на устройство всех дверей, так как расход тепловой энергии, получаемый из дорогого электрического тока, очень велик, если не закрывать хорошо полости печи. Кроме того в ней при этом может циркулировать воздух, охлаждая печь и создавая окислительную атмосферу.

Поэтому очень тщательно закрывается отверстие, через которое входит электрод через свод печи. В этом месте стоит специальное полое кольцо, в котором циркулирует охлаждающая вода. Здесь имеет место тот же принцип, что и в доменной фурме Люрмана. Внешний вид печи во время отливки изображен на фиг. 55. На фиг. 56 показан электросталелитейный



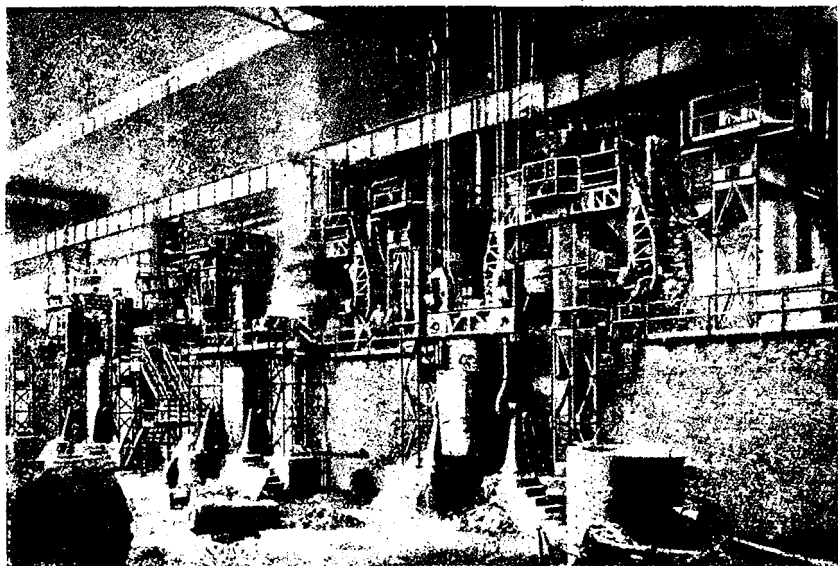
Фиг. 55. Момент отливки стали из электропечи в подвесной ковш.

цех с группой установленных печей и полным оборудованием.

Процесс электроплавки заключается в расплавлении заваленного скрапа (100% веса ванны). Выжигание примесей — углерода, кремния, фосфора, марганца производится не за счет кислорода пламени, а за счет кислорода введенной в шихту железной руды, так как атмосфера печи не содержит кислорода, т. е. восстановительная. Можно заранее точно подсчитать количество требуемого кислорода для окисления примесей и ввести точно рассчитанное количество руды, небольшой избыток которой конечно неизбежен. За счет кислорода руды окисляются все составные части. Этот процесс окисления обычно совпадает с временем плавления шихты, так что когда металл расплавится, то все примеси уже являются окисленными и удаленными в шлак. Шлак содержит до 35—40% извести, и окислен-

ный фосфор в виде фосфорной кислоты при низкой температуре ванны (момент плавления) связывается прочно известью. Условия удаления фосфора в этом случае вполне тождественны с условиями, имеющими место в методе томасирования и основного мартенования — невысокая температура ванны и окислительный шлак. Это называется первым окислительным (за счет шлака) периодом электроплавки. В течение этого периода окисляются все примеси (кроме серы) ванны и переходят в шлак, но в стали остается растворенной закись железа от оставшейся в избытке в шлаке железной руды. Зада-

чей второго периода электроплавки является раскисление ванны (удаление кислорода) и обессеривание ее. Эти реакции происходят при высокой температуре ($1500\text{—}1600^\circ\text{C}$) и большом количестве (до 60%) извести в шлаке. Чтобы создать эти условия, расплавив сталь, выключают ток, сливают („пускают“) 1-й шлак, что удобно сделать, наклоня печь и сгребая шлак, который не стечет во время спуска. Следят, чтобы на поверхности ванны не оставалось никаких следов шлака первого периода и даже очищают от него стенки печи. После этого спуска шлака на зеркало ванны бросают одну-две лопатки мелкоконтоленного кокса для раскисления металла и „заводят“ 2-й восстановительный шлак, состоящий из негашеной извести, небольшого количества песка ($15\text{—}18\%$) и пылевидного кокса ($2\text{—}3\%$) и пускают всю силу тока. Благодаря высокой температуре шлак быстро расплавляется, ванна нагревается и углерод раскисляет ванну. В то же время



Фиг. 56. Электросталетитый цех.

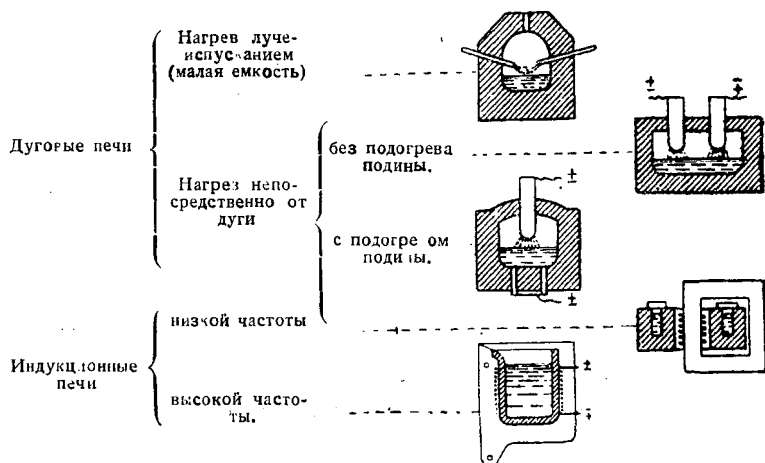
сера при действии высокой температуры соединяется с известью, образуя сернистый кальций.

В этом периоде плавки условия процесса очень схожи с процессом, имеющим место в горне домы, где тоже благодаря большому количеству кокса атмосфера восстановительная и температура высокая, — вот причина возможности удаления серы в процессе электроплавки.

Засасываемый воздух через щели разрушает восстанавливающую атмосферу электропечи, и поэтому, как уже было сказано, требуется, чтобы все отверстия печи были хорошо закрыты.

Когда металл вполне раскислен, — что бывает через 1—3 часа, смотря по искусству работающего, — следует выдержать сталь в печи, чтобы дать возможность шлаку, замешенному в металле, всплыть на поверхность.

В это время прибавляют в расплавленный металл все сплавы, с которыми необходимо сплавить сталь: никель, хром и тому подобные металлы.

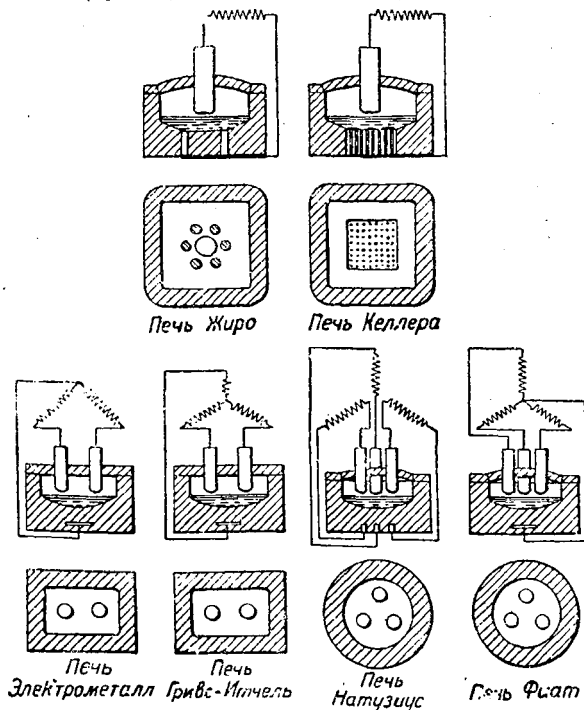


Фиг. 57. Типы электропечей.

Как видно из этого описания, процесс электроплавки довольно прост и ясен (правда, после ознакомления с доменным и другими процессами).

Температура плавки легко регулируется силой тока. Такая простота управления процессом, несмотря на дороговизну применяемой в этом случае тепловой энергии, и возможность получения всевозможного состава стали создали широкое распространение электрической печи.

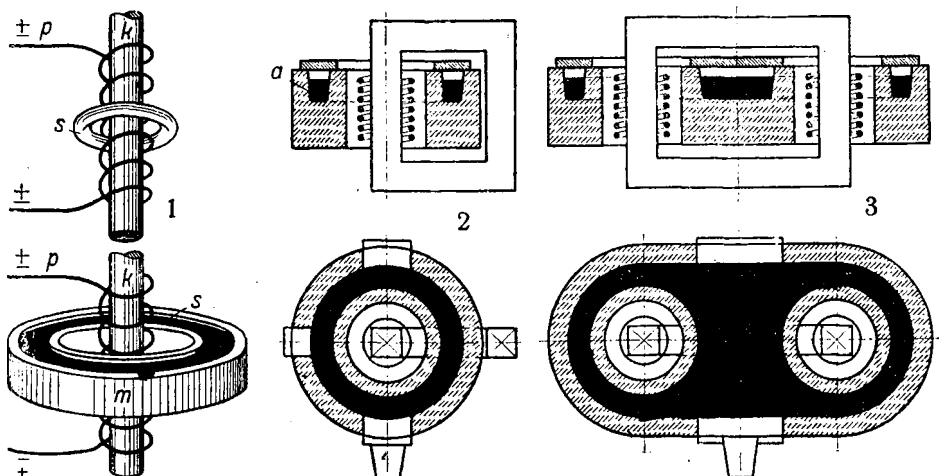
Кроме типа печей Эру имеются другие типы; отметим из них печь Жиро с электродами в поду печи, печь Гривс-Итчелль (Greaves-Etchell) с проводящим подом. Все эти печи внешне схожи с печами Эру, и качества изготовленных в них сталей мало разнятся; имеются неко-



Фиг. 58. Присоединение к электросети печей разных конструкций с подогревом пода.

торые экономические выгоды при установке того или иного типа печей.

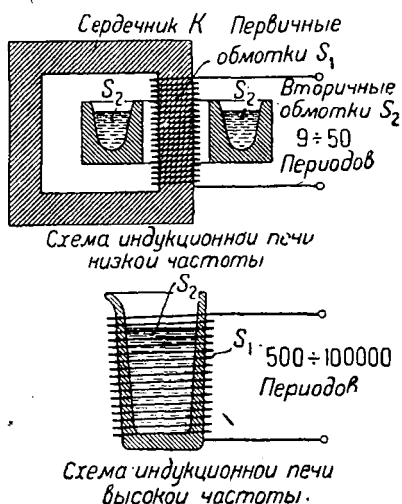
На фиг. 58 представлены схемы электрических соединений к сети электрического тока для этих печей. Из эскиза видно, что в то время как в печи Эру расплавленная вана является проводником, по которому ток течет как бы по поверхности, в печах с проводящим подом (фиг. 58)



Фиг. 59. Принципы устройства индукционных печей: 1 (сверху) — сердечник трансформатора с коротко замкнутой вторичной обмоткой; (внизу) — вторичной обмоткой является ванна печи. 2. Печь с одним кольцом (Кьелин). 3. Печь с двумя кольцами (Роденгаузер).

ток пронизывает всю толщину ванны. Из указанных выше печей наибольшее распространение имеют в настоящее время после печи Эру печь Гривс-Итчель.

б) Индукционные печи. Кроме дуговых печей пытались устраивать печи индукционные. Идея конструкции этих печей заключалась в том, что форма ванны для металла образовала кольцо, являвшееся первичной обмоткой трансформатора, а по вторичной обмотке шел ток из сети. На фиг. 59 приведена схема первой индукционной печи Кьелина и рядом с ней печь Роденгаузера. Основным недостатком таких печей было очень узкое и неудобное для работы плавильное пространство. Имеется и другой принципиальный недостаток этого типа печей: все вредные примеси в металле удаляются взаимодействием шлака и металла. В индукционной печи нагрев происходит только в металле, а шлак получает



Фиг. 60. Индукционные печи (сравнение их устройства).

нагрев только от прикосновения с горячим металлом. Такое соотношение нагрева и процесса варки стали нарушает в самом корне принцип окисления шлаком примесей ванны и вследствие этого ни одна индукционная печь этого типа не имеет в настоящее время практического значения. Исключение представляет другое устройство печи (фиг. 60). Печь эта представляет собой тигель, на стенках которого размещена вторичная обмотка, а содержимое тигля является первичной обмоткой. Через вторичную обмотку проходит ток высокой частоты (порядка нескольких тысяч периодов, тогда как у печи Кьелина было 4—5 периодов). Благодаря так называемым токам Фуко большое количество электроэнергии превращается в тепло и содержимое тигля быстро плавится. Такого типа печи невелики по размеру, и в них плавятся стали и сплавы очень точного состава. Поэтому производство в этих печах не имеет массового характера, тогда как дуговые печи могут быть сконструированы емкостью 10—25 *т* и даже до 75 *т* с выпуском 3—6 плавов в сутки. Такая производительность имеет промышленный характер и дает возможность получать из дуговых электропечей очень крупные отливки.

Набойка печи может быть кислая (песок) и основная (главным образом магнезит). В то время как кислая набойка в пламенных печах обеспечивала хорошее качество металла, в электропечах уже химический характер атмосферы печи (восстановительный) гарантирует хорошее раскисление (удаление окислов) ванны, а для удаления серы требуется основная набойка печи. Кислая набойка в электропечах для стали применяется редко и не так гарантирует высокое качество, как основной под (удаление серы). Кроме того на основной подине легче получить малоуглеродистую сталь, которая применяется для машиностроения; все эти условия и обеспечили широкое распространение электрической основной стали. В условиях работы электрической печи можно легко ввести всевозможные добавочные металлы для получения легированных сталей например хром, вольфрам, ванадий и т. п. Все эти металлы легко окисляются и переходят в шлак в обычных условиях плавления в мартеновской печи, а в электрической печи условия плавления этих металлов обеспечивают полный переход их в сталь почти без потерь на окисление. Вот причины, почему специальные легированные стали получают главным образом из электропечей.

в) Балансы электропечи. Тепловой и материальный балансы электропечи приблизительно имеют такой вид:

Таблица 11.

Тепловой баланс в калориях (печь Роденгаузера).

Приход тепла в %	Расход тепла в %
Электрический ток приносит 88,2	Жидкий металл 43
Выделено химическими реакциями 9	Жидкий шлак 10
Горение электродов 2,8	Реакции 5
	Электрические потери 20
	Тепловые 22
100%	100%

Из этой таблицы видно, что тепло получается главным образом из дорогой электрической энергии, и только высокий коэффициент полезного действия электрической печи (до 70%) дает возможность применять электрическую печь и для средних (по цене) сталей.

Из статьи расхода видно, что большое количество энергии расходуется на электрические потери (трансформатор, электроды и т. п.) и тепловые. Выше было указано, что сильно охлаждающее действие происходит от неплотно закрытых дверей печи и щелей между электродом и сводом. На эти конструктивные части должно быть обращено особое внимание, чтобы обеспечить наиболее дешевую переработку металла (меньший расход тока из-за тепловых потерь).

Другой пример теплового баланса плавки (печь Эру, журнал „Металлург“ № 4, 1926 г.), проведенной на жидкой завалке дал такие цифры (в калориях):

Таблица 12.

Приход в %		Расход в %	
Электрический ток	43	Жидкий металл уносит	40,8
Жидкий металл	40	Шлак I	4,4
Реакции выделили	17	Шлак II	4,0
		Реакции поглощают	4,2
		Электрические потери	4,0
		Тепловые потери	42,6
	100%		100%

Из этой таблицы следует, что при работе на жидкой завалке расход тока вдвое меньше, чем на твердой. Можно также заключить, что во втором примере тепловые потери значительны, электрические потери меньше. Это объясняется различным типом печей — одна с индукционным кольцом, другая чисто дуговая.

Материальный баланс (печь Эру) плавки на жидкой завалке (та же плавка, что указана в табл. 12).

Таблица 13.

Приход в кг		Расход в кг	
Влило металла	4 055	Выпуск металла	4 074
Раскислители	75	I шлак	317
Руда железная	134	II шлак	236
Разные флюсы и уголь	333	Газы	753
Электроды	30		
Воздух	760		
	5 300		5 380
Расхождение	80		

Из этого баланса видно, что в электроплавке выход металла сравнительно с другими методами переработки очень высок. Процесс перера-

ботки таков, что в отличие от всех вышеприведенных в нем не требуется почти добавления чугуна, и его следует именовать процессом переплавки и рафинирования (очистки) металла, тогда как во всех вышепоименованных был окислительный процесс и исходный металл был совершенно иного состава, так как удаляемые примеси ра вивали значительное выделение тепла. На тепловые потери указывает большое количество циркулировавших газов в полости печи, что и вызывало сильное охлаждение ее.

Расходы по изготовлению электростали приблизительно такие.

Расхода тока при твердой завалке на невысокие сорта стали для выплавки 1 *m* надо около 600—800 kWh, на очень ответственные до 1 200 kWh. При жидкой завалке соответственно: 200—300 и 400—500 kWh. Расход тока много зависит от емкости печи: чем печь больше, тем меньше удельный расход тока. Расход электродов из угля: 15—25 кг/т при твердой и 7—12 кг/т¹ при жидкой завалке. Графитовых электродов расходует на 30—40%² меньше. Некоторые сталевары (САСШ) считают расход графитовых электродов вдвое меньше. Размеры электродов угольных (квадратные, реже круглые) от 200 до 600 мм в диаметре, графитовых от 125 до 350 мм.

В Германии, на 1 *m* стали расходовали (в 1913 г. на 10-тонную печь Эру с жидкой завалкой).

Таблица 14.

Добавочные и флюсы	Руб. 1 коп. 35
Цеховые расходы	" — " 45
Электроды	" — " 65
Ток (1 kWh — 1,3 коп.) ²	" 2 " 25
Ра сила	" — " 24
Общезаводские и другие	" — " 20

Стоимость передела . . . 5 руб. 14 коп.

При цене 2,5 коп. за 1 kWh стоимость передела для средней стали на твердой завалке будет около 16—18 руб. за 1 *m*, а для высокосортной 30—35 руб. за 1 *m*.

В мировой технике работают около 90%⁰ электрических печей дуговых, из них более 30%⁰ печей типа Эру.

5. Тигельный процесс.

Тигельный процесс получения стали известен очень давно. Широкое применение имеет в Англии, где еще до сих пор многие кустары около Шеффилда пользуются „волчком“ для плавки стали в тиглях. Процесс заключается в том, что в закрытый тигель, предварительно сильно нагретый (700—800° Ц), вносят заранее отвешенные порции металла, вполне отвечающие будущему требуемому составу стали. Содержание в стали главных составных частей изменяется во время процесса

¹ Последние данные (W. E. Моогe, 1931 г., САСШ): 3,6—6,8 кг/т угольных и 1,8—4,0 кг/т графитовых электродов, 450—400 (!) kWh/т (быстроходные кислые печи).

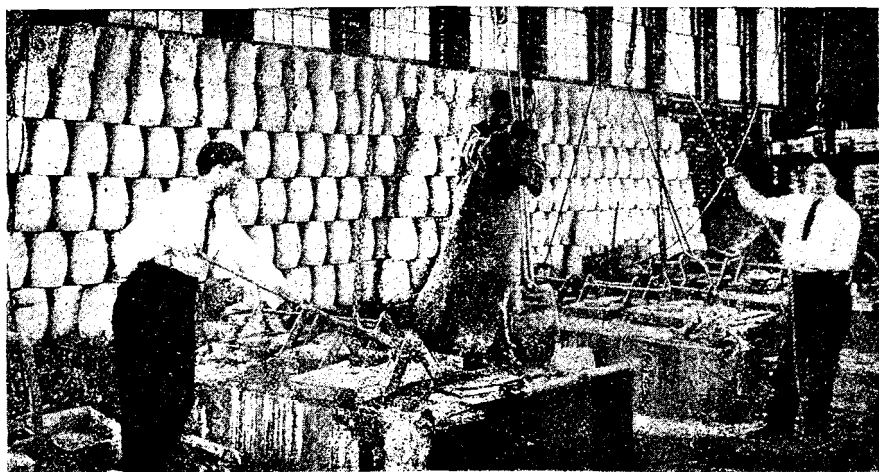
В 1930 г. в САСШ выплавлено 1 011 976 *m* электростали, из них 1/3 слитков, а 2/3 чугунное и стальное литье.

² В Германии считают, что центральные электрические станции могут отпускать по этой цене ток, получая топливо от домны в виде доменного газа.

плавления, но примеси — серу и фосфор — в тигельной плавке удалить невозможно. Так как тигельный процесс очень дорогой, то он применяется для получения высокосортных ценных сортов стали, и потому в завалку идут только очень чистые металлы, содержащие серу и фосфор в количествах меньших, чем это допустимо в окончательном металле. Главным фактором производства является тигель, который выдерживает 1-и 2 и редко более 3 плавов, емкость его 30—40 кг; изготавливаются они из смеси огнеупорной глины с графитом или коксом и должны выдерживать температуру нагрева до 1700°С. Так как плавка стали происходит при нагреве 1550—1600°С, то материал тигля находится в течение этого нагрева на границе огнеупорности, чем и объясняется короткая служба тигля. Масса для тиглей готовится очень тщательно, и мастерская, изготавливающая тигли, представляет только отделение сталеплавильного цеха. Нельзя покупать на стороне готовые тигли для плавки стали, поэтому производство тиглей определяет производство стали, и задача с приготовлением тиглей ставит под угрозу прекращение производства стали. Приготовленные тигли из формовочного отделения переносятся в сушилку, где они очень медленно сушатся. В течение 3—6 мес. температура их повышается от атмосферной до 100—150°С; при этой температуре тигли могут ожидать своей очереди пуска их в сталелитейное производство. Процесс службы тигля начинается с момента взятия его из сушилки и постановки его в подогревательную печь, где нагрев тигля происходит медленно (12—48 час. поднимается до 700—800°С, затем в него кладут шихту и опять подогревают до температуры 1000—1200°С), после чего при этой температуре тигель с содержимым переносится в плавильную печь, имеющую конструкцию, аналогичную мартеновской печи. Такая печь вмещает от 20 до 100 тиглей; обычно печи вмещают около 50 тиглей и расходуют 150—200% угля на 1 т стали (мартен 25—50%). Для плавки тигли ставятся на подину, подсыпанную чистым кварцем. Большую неприятность доставляет лопанье тигля, так как содержимое выливается и заливает дно остальных тиглей. Толченный кварц, рассыпанный на подине печи, предохраняет от сваривания тиглей между собой разлитой сталью. Нужна большая осмотрительность в выборе тиглей и при осмотре перед пуском их в работу. Тигли во время плавки обычно бывают закрыты крышками. Плавка продолжается 4—5 час. По мере плавания из металла выделяются все заключавшиеся в нем шлаки, окислы и газы, и благодаря долгой выдержке в расплавленном состоянии металл вполне освобождается от всех неметаллических включений. Стенки тигля являются кислой набойкой (глина) и обладают восстановительным действием, благодаря присутствию в огнеупорной массе углерода, сообщающего огнеупорность и стойкость тиглю. Шлак тигля кислый, а потому сталь обладает всеми положительными качествами кислой стали. Но благодаря присутствию углерода и кислого шлака металл не может быть получен с низким содержанием углерода. Тигельные стали обычно содержат 0,5% С и выше. Нормальным составом тигельной стали является 0,7—1,2% С, т. е. главным образом из них изготавливаются инструментальные стали. Конструкционные, требующие 0,10—0,15% С, почти не могут быть изготовлены в тиглях, или же требуется применение тиглей с очень малым содержанием углерода в огнеупорной массе; следовательно такие тигли плохо могут выдержать высокие температуры, а как

раз для сталей малоуглеродистых и требуется высокий нагрев, так как их температура плавления наивысшая. Количество углерода в стали во время плавки в тигле увеличивается, количество кремния также растет, так как марганец разлагает кремнекислоту стенок тигля с выделением кремния; поэтому содержание марганца в стали должно быть не более 0,20%, сера и фосфор не удаляются из стали. Ценные примеси — малоуглеродистый феррохром, вольфрам, молибден легко переходят в шлак (до 30%). Из этого перечня видно, что наибольшее применение тигельный процесс должен иметь (и имеет) в производстве углеродистых сталей для инструментов. С этой точки зрения такие тигельные стали остаются наилучшими, но конструкционные стали получаются с большим трудом и точность состава их трудно гарантируется.

Когда металл расплавится, то тигли вынимаются из печи длинными клещами (фиг. 61) и содержимое из них обычно сливается (сдвигается) сперва из двух тиглей в один, так как жидкая сталь занимает не более $\frac{1}{3} - \frac{1}{2}$ емкости тигля, и полный двоянный тигель выливается через разливную воронку в изложницу так, чтобы вытекающая струя из воронки не прерывалась; следовательно выемка и подача тиглей должны происходить в большом порядке и совершаться очень скоро (фиг. 62). Опорожненный тигель немедленно осматривается и обычно служит для второй плавки. В раскаленном состоянии он подается к весовщику, в него вносится следующая навеска и тигель опять ставится в плавильную печь. Тигли редко выдерживают более 3 плавов. Если тигель негоден, то его выбрасывают в бой, который почти не имеет применения. Очень большие тигельные печи (например у Круппа) вмещают до 120 тиглей, так что при 5 плавках в сутки могут дать до $5 \times 40 \times 120 = 24 \text{ т}$ металла в сутки. Сравнительно с мартеном, конечно, это величина слишком незначительна. Стоимость передела очень высока; поэтому понятно, что



Фиг. 61. Тигельное производство. Вынимание тигля из печи. Очень маленькое производство (САСШ).

электрическая печь может вполне заменить тигельную. Только для некоторых сортов еще имеет непревосходимое значение тигельная сталь.

Во время изобретения электростали полагали, что она вполне вытеснит тигельную, однако за последнее время пошатнувшееся положение



Фиг. 62. Разливка стали в изложницы из „сдвоенного тигля“.

с производством стали в тигельных печах опять восстанавливается и для получения тигельной стали число установок не уменьшается, а скорее даже увеличивается, особенно в Англии. В СССР тигельные установки имеются на заводах в Ижевске (Урал) и Путиловском заводе. На последнем тигельная работает параллельно с электроплавкой, что оправдывается и качественно и экономически.

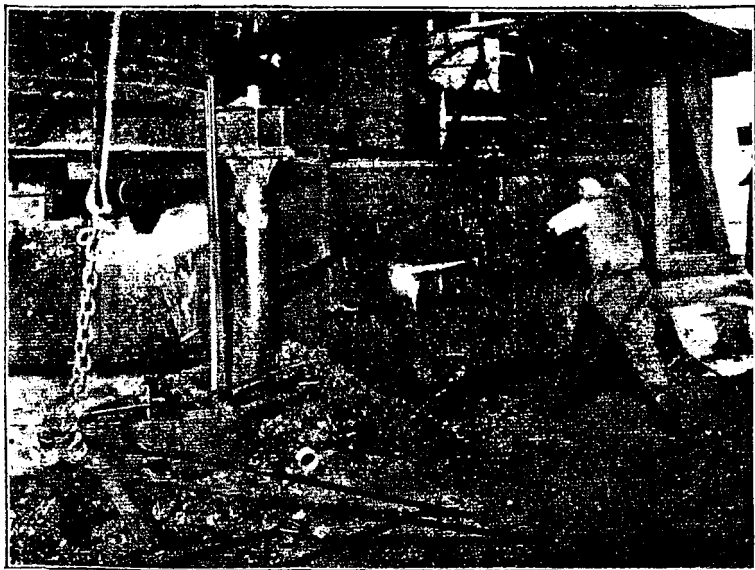


Фиг. 63. Отливка очень крупного слитка (до 1 000 тиглей вместе) из тигельной стали на зав. Круппа.

В Германии заводы Круппа параллельно с электроплавкой имеют тигельные установки для получения слитков весом до 60 т. Такой слиток образуется сливанием стали из сотен тиглей (400—500 шт.), помещенных в нескольких тигельных печах. Фиг. 63 дает картину работы во время отливки крупного слитка. Эта картина указывает на то, что тигельное производство требует много рабочей силы, к тому же высококвалифицированной. Эту работу трудно механизировать. Большую сложность представляет задача подогнать выпуск плавки из всех печей к одному определенному моменту, чтобы сталь во всех тиглях имела одинаковый химический состав. Поэтому тигельная сталь применяется в изделиях, требующих малого веса слитка (не больше 300 кг, обычно 100 кг), что вполне удовлетворяет технику по условиям тигельного производства: из тигельной стали готовят только инструментальную сталь, а инструменты обычно имеют очень малый вес и их можно готовить из мелких слитков. Из вышеприведенного описания производства тигельной стали и стоимости передела следует, что применение тигельного процесса для отливки стальных фасонных изделий не может иметь места и только незнанием процесса можно объяснить упоминание некоторых авторов о применении тигельной стали для отливок.

6. Пудлинговый процесс.

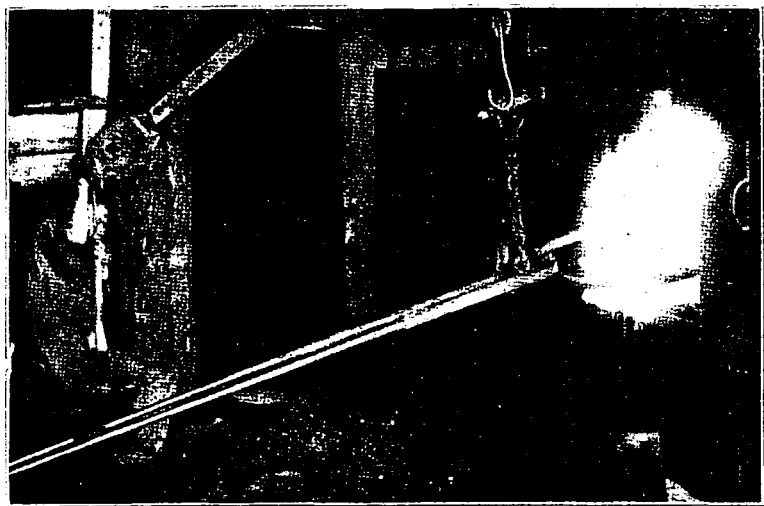
Все вышеперечисленные методы трактуют о получении стали в литом виде; поэтому все сорта стали, полученные из конвертора Бессемера,



Фиг. 64. Пудлинговое производство. Пудлингование (перемешивание) в течение нагрева.

Томаса, из печей мартеновских, электрических, тигельных, имеют общее название — *литая сталь, литое железо* (*cast iron, cast steel, Gussstahl*,

Stahlguss, acier moulé). Получение железа и стали в литом состоянии стало доступным благодаря возможности получения в полости печи температуры выше $1\,500\text{--}1\,600^{\circ}\text{C}$. Эта возможность была достигнута в технических условиях лишь в 1864 г., когда П. и Э. Мартен удалось получить на поду печи жидкую сталь. (За счет теплоты химических про-

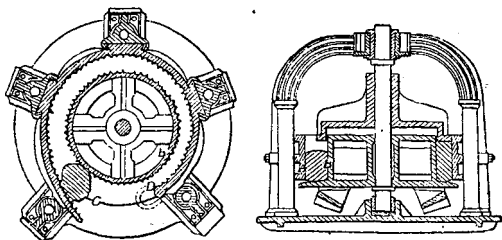


Фиг. 65. Вынимание пудлингованной крицы из печи.

цессов (Бессемер в 1855 г. получил жидкую сталь). В 1870 г. мировое производство литой стали было 700 *m*, тогда как потребление железа и стали достигло в этом году 7 650 *m*. Каким же методом были получены эти железные продукты?

Очевидно техника того времени (менее 60 лет назад) получала сталь и железо не в расплавленном виде. Это был метод получения железа и стали из чугуна в тестообразном состоянии. Такой металл называется сварочным металлом (*Schweisseisen, Schweisstahl, Wrought iron, acier soudé*).

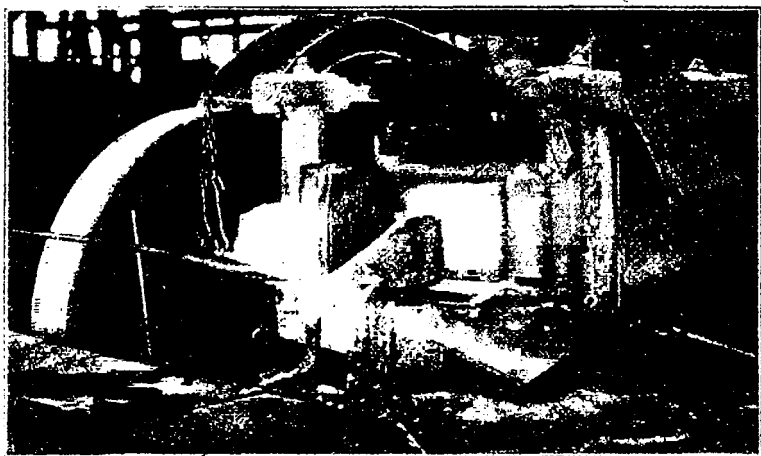
Как было указано выше в мартеновском производстве, окисление углерода чугуна может происходить за счет кислорода окислов железа. Чугун расплавляют (что имеет место при температуре около $1\,150^{\circ}\text{C}$) вместе со сварочным шлаком, состоящим из $15\text{--}20\%$ SiO_2 , $50\text{--}60\%$ FeO , $5\text{--}20\%$ Fe_2O_3 и другими примесями. Эта операция происходит в обыкновенной



Фиг. 66. (Эскиз). Механическое устройство для обжарки пудлинговой крицы.

пламенной печи с топкой на дровах или на угле. По расплавлении рабочий начинает перемешивать (*пудлинговать*, по-англ. *to puddle* — мешать) чугун ванны со шлаком длиной (метра $2\frac{1}{2}$) кочергой (фиг. 64).

Под действием кислорода шлака благодаря перемешиванию углерод чугуна быстро окисляется при этой температуре, а расплавленный металл, теряя углерод, переходит из жидкого состояния в тестообразное, и работа



Фиг. 67. Фотография механического, обжимающего крицу, устройства в момент посадки в него крицы.

пудлингования становится тяжелой. Работа состоит в перевортывании крюками и ломом образовавшегося куска — крицы, чтобы обезуглероживание происходило равномерно со всех сторон. Кроме того эту крицу делят на меньшие части.



Фиг. 68. Прокалка обжатой крицы пудлингового металла.

Весь процесс продолжается $1\frac{1}{2}$ — $2\frac{1}{2}$ часа, после чего небольшие крицы вытаскиваются из печи (фиг. 65) в клещах по подвесному рельсу подаются в специально устроенное обжимное устройство (*squeezer*) (фиг. 66), чтобы выделившиеся отдельные кристаллы железа сварить вместе (фиг. 67); отсюда крица подается под молот, где ударами последнего из нее выжимают жидкий шлак, придавая куску форму параллелепипеда

[] 100 — 150 мм². Можно обжимать крицы также в валках (фиг. 68). Таким образом получается почти чистое железо. Во время этой опера-

ции, так же как и в вышеописанных методах получения литого металла, выгорают в первую очередь примеси: кремний и марганец, и затем углерод. Надо обратить внимание, что *при пудлинговании реакции окисления происходят между твердой металлической массой и жидким шлаком, богатым окислами железа*. Окислы железа во время процесса не могут растворяться в железе; поэтому удаление примесей из чугуна происходит без того, чтобы в железо переходили окислы железа, т. е. *пудлинговое железо не содержит растворенного кислорода*, которое содержит почти всякий литой металл. Так как малейшая примесь кислорода ухудшает качество металла, придавая ему хрупкость, то конечно пудлинговое железо в этом отношении выше литого. Главный недостаток пудлингового железа тот, что очень трудно удалить (отжечь) весь шлак из металла, который остается в крице. Поэтому при ковке вытягивают пудлинговое железо в полосы, затем их складывают вместе и опять вытягивают и так делают несколько раз. Чем больше будет вытягиваться металл, тем очевидно свободнее, чище он будет от примесей шлака.

Чтобы получить пудлинговую сталь, а не железо, надо задержать выгорание углерода. Это достигается тем, что для пудлингования берут не белый чугун, как это было для железа, а смесь с серым, т. е. повышают содержание кремния и добавляют зеркального. Как было видно из бессемеровского процесса, выгорание кремния защищает, или вернее уменьшает скорость выгорания углерода; поэтому в таком чугуне количество выгоревшего углерода при одинаковых условиях с белым чугуном будет меньше и поэтому можно получить сталь. Марганец из зеркального чугуна переходит в шлак и делает его жидкоплавким. Работа пудлингования и отжигания шлака под молотом совершается одинаково, как и в случае железа. Как видно из описания, работа эта тяжелая, механизировать ее до сего времени удовлетворительно не удалось. Естественно, что этот процесс замирает. В СССР нет пудлинговых установок. Надо отметить однако, что благодаря высокой вязкости пудлингового железа технические условия английского Ллойда до сего времени требуют изготовления якорных цепей из пудлингового железа, считая его наиболее надежным материалом для такого ответственного изделия, как якорная цепь. Поэтому в Англии, САСШ имеются установки для получения пудлингового железа. В некоторых случаях сварочный металл получают из полос старого железа, связывая их проволокой и образуя так называемые пакеты, нагревают их до сварочного жара ($1200—1300^{\circ}\text{C}$) и прокатывают в обжимных валках. Качество такого продукта зависит от исходного материала. Если это было чистое пудлинговое железо, то качество его равноценно первоначальному, но в настоящее время, когда пудлингового металла почти нет, полученный металл к недостаткам литого (растворенный кислород) присоединяет еще недостатки сварочного — наличие большого количества шлаковых включений — и оттого получается металл невысоких механических качеств.

Примеси S и P почти не удаляются в пудлинговом процессе. Ввиду того, что пудлинговое железо имеет очень волокнистое строение, это отражается на прочности металла (конечно вдоль волокон) даже при наличии фосфора. В настоящее время например гайки делаются из фосфористого железа. Примесь фосфора нужна для того, чтобы легче можно

было нарезать их на станках-автоматах, но в то же время по роду службы гайка должна выносить удары. Фосфор понижает сопротивление удару, так что гайки, приготовленные из литого фосфористого железа ($P \approx 0,3\%$), не выдерживают удара и ломаются, тогда как изготовленные из пудлингового железа, несмотря на содержание P до $0,5\%$, благодаря волокнистому строению выдерживают хорошо удар. Таким образом на этом примере видно, что метод изготовления имеет существенное влияние на прочность.

Пудлинговое железо является одной из главнейших составных частей шихты для тигельной плавки. Чтобы иметь более углеродистый материал для шихты, пудлинговое железо цементируют, нагревая до 1000°C в смеси с древесным углем, получая так называемую цементную сталь.

Во всех этих операциях металл кислорода не растворяет, и из такой шихты в тигельном процессе получают литую сталь наивысших качеств. Этот метод работы получения стали самый старый. Таким способом изготавливались знаменитые дамасские клинки. Из обзора процесса явствует, что это дорогой, трудноподдающийся механизации процесс, поэтому пудлинговый металл очень дорогой, а получаемый тигельный металл из пудлинговой заготовки особенно дорог.

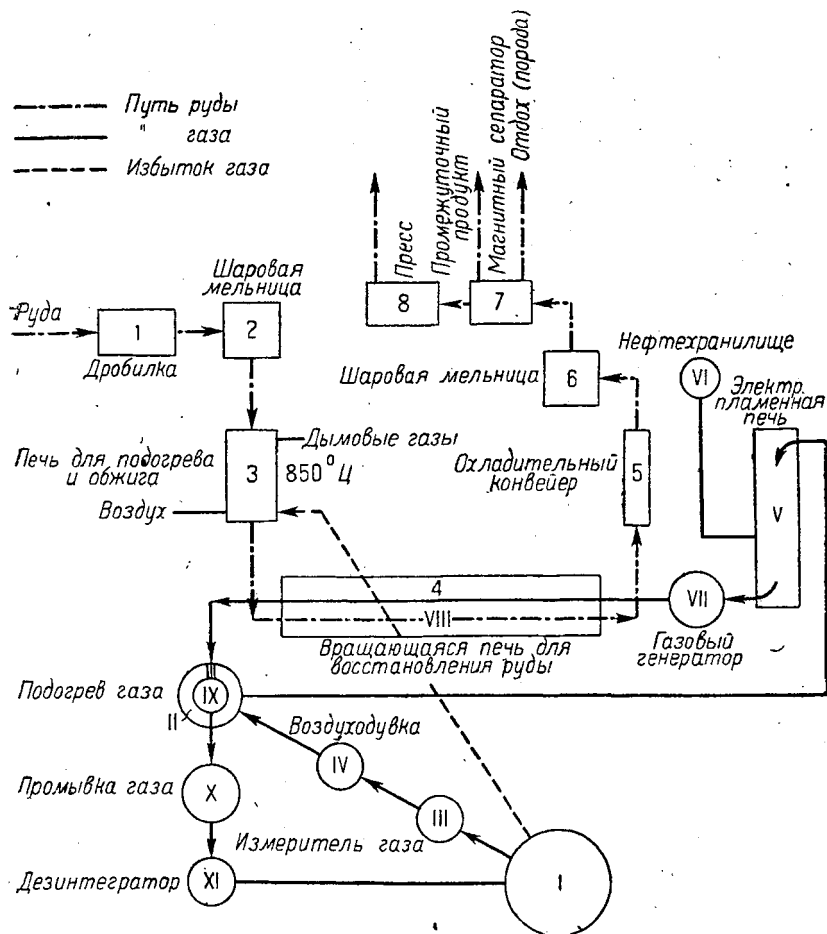
Считается, что одинарная пудлинговая печь в 24 часа дает 10 садок по 300 кг стали или 12—18 садок по 400 кг железа всего от 2500—6000 кг в сутки. Угар достигает $10\text{--}12\%$. В САСШ и Англии считают $5\text{--}6\%$. Двойная пудлинговая печь Ширингера дает до 20000 кг в сутки. Расход топлива: $80\text{--}90\%$ угля для железа и $100\text{--}200\%$ для стали на одинарных печах. На двойных около $50\text{--}70\%$. Количество шлаков при английском методе работы (чугуны с $1,7\text{--}2\%$ Si): шлака получается около 50% от выхода годного, в американской практике применяется чугун с 1% Si и количество шлака достигает $25\text{--}35\%$ годного. Продукция употребляется для изготовления подков и подковных гвоздей, якорных цепей, гаечного железа ($0,2\text{--}0,5\%$ P) и как заготовка для цементной стали, чтобы с ней образовать составные части для шихты тигельной стали.

7. Непосредственный процесс получения железа из руды.

Из всего обзора производства стали видно, что продукт доменного процесса является промежуточным звеном при получении железа из руды. Если рассмотреть внимательно доменный процесс, то можно заключить, что в сущности процесс восстановления руды в железо происходит за счет CO и заканчивается в среднем поясе домны при температуре около $800\text{--}900^\circ \text{C}$; следующие этапы — отложение углерода в железе ($2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$) — цементация и плавление чугуна вовсе не необходимые процессы и можно было бы ограничиться без превращения железа в чугун. Основываясь на таком рассуждении, современные металлурги ставят своей задачей наладить производство получения железа непосредственно из руды без плавления, минуя промежуточную фазу получения чугуна. Следовательно при этом процессе в отличие от других металлургических процессов получается чистое железо от взаимодействия газа (CO) на твердое тело (Fe_2O_3) при температурах, значительно ниже температуры его плавления.

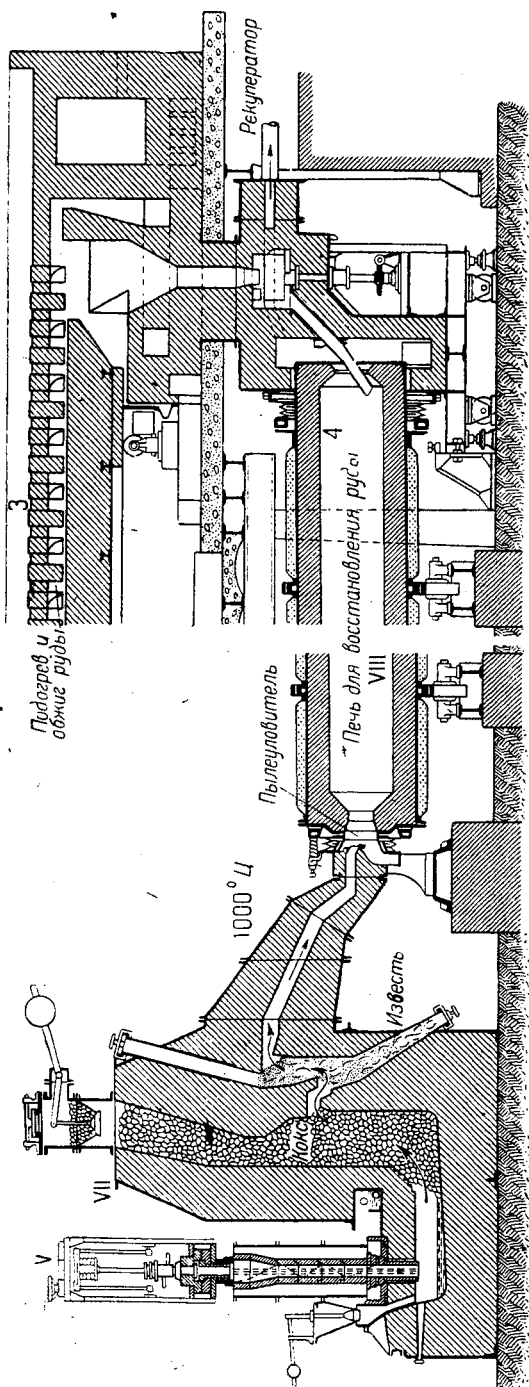
Этот способ получения железа является результатом изучения доменного процесса и применения физико-химических законов, найденных при

исследовании доменного производства. Продукт, получаемый этим способом, называется губчатым железом и представляет собой почти чистое железо, ни разу не плавненное, а следовательно лишенное присутствия FeO, P и S, причем для образования CO может применяться дешевый уголь, а не дорогой кокс. Это железо применяется как самый ценный скрап для сталеплавильных печей Мартена и главным образом



Фиг. 69. Схема процесса получения железа непосредственно из руды по способу Эдвина.

для электропечей и тигельных при изготовлении наиболее ответственных сортов стали. Губчатое железо не могло бы найти применения до изобретения способов получения литого железа, т. е. мартеновской печи, и даже наилучшее применение оно имеет для электропечи, давая идеальный шихтовый материал для наиболее ответственных сортов стали. Цементируя это железо (нагреванием с углем при температуре около 1000° C), можно иметь для переплавки цементную сталь с высоким содержанием углерода. Таким образом можно обойтись при получении железа из руды



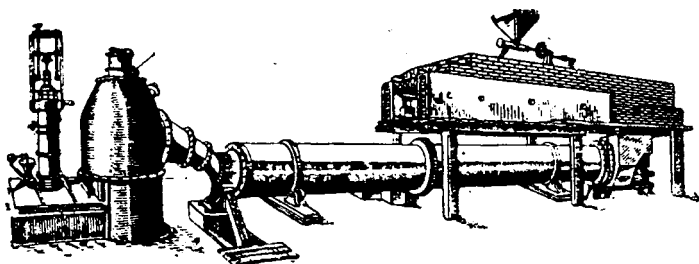
Фиг. 70. Разрез через установку Эдвина.

сравнительно низкими температурами, но окончательно современная сталь получается только в литом виде, и для этого нужен нагрев не ниже $1500—1600^{\circ}\text{C}$.

Процесс получения железа и стали непосредственно из руды применялся задолго до получения литого и puddlingового металлов, и полученный таким образом продукт назывался кричным железом. Казалось, что в 900-х годах с широким развитием получения литого железа кричный способ как способ „кустарный“ исчезнет; однако глубокое исследование свойств металла и условий его получения опровергли это предположение и возможно, что комбинация нового процесса — прямого получения железа из руды с переплавкой полученного губчатого железа в индукционных и дуговых электропечах — даст возможность получения самых высоких качеств стали. Ниже описывается способ Э. Эдвина (E. Edwin) получения железа непосредственно из руды. На фиг. 69 представлена схема процесса. Здесь приведены пути руды и газа. Руда сперва из-

мельчается на дробилке 1, затем на шаровой мельнице 2 до размера гороха. В печи 3 руда подогрывается до $800—850^{\circ}\text{C}$ и обжигается

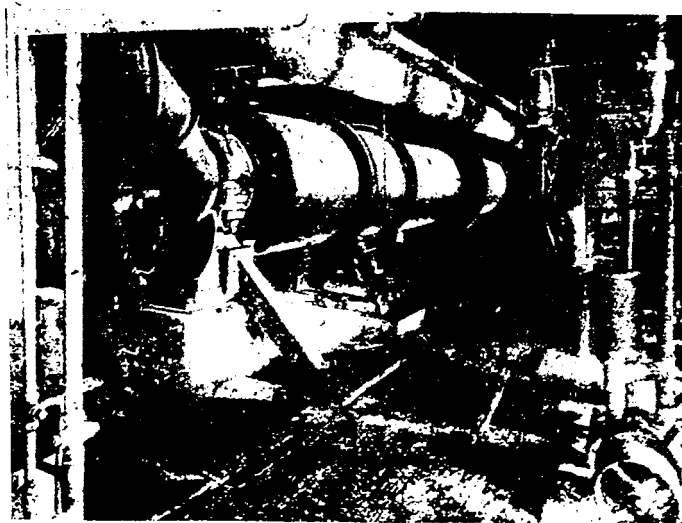
(окислительный процесс), отсюда передается в главную вращающуюся печь 4, где происходит восстановление окисью углерода. При переходе руды из 3 в 4 смешивание восстанавливающей и окисляющей газовых сред исключено. После окончания процесса восстановленная масса поступает через охлаждаемый водой конвейер 5 на мельницу 6, причем измел-



Фиг. 71а. Рисунок установки Эдвина.

ченный слой массы изолирует восстанавливающую атмосферу печи от атмосферного воздуха. Измельченная масса из мельницы поступает на магнитный сепаратор 7, отделяющий железную массу от породы. На прессе 8 губчатое железо прессуется в брикеты.

Путь газа начинается из газгольдера I, проходящего через измеритель III и компрессор IV в рекуперативный подогреватель II. Отсюда



Фиг. 71б. Фотография установки Эдвина.

газ поступает в электрическую пламенную печь V, в которой смешивается с парами нефти из нефтехранилища VI, проходит через коксовый генератор VII и слой извести, вступает во вращающуюся печь, где и происходит восстановление руды. В рекуператоре IX газ отдает свое тепло, очищается в X и XI от пыли и собирается в газгольдере I. Избыток

газа может быть отведен в обжигательную печь 3, где он сжигается с подведенным воздухом.

На фиг. 70 представлен чертеж разреза через опытную установку для получения губчатого железа по способу Эдвина. Слева расположена электрическая пламенная печь высокого напряжения, затем коксовый генератор и известковый фильтр. Отсюда нагретые газы с температурой около $1\,000^{\circ}$ поступают во вращающуюся печь для восстановления руды. Из печи газы поступают через рекуператор и очиститель в газгольдер. Над восстановительной камерой находится печь для обжига и подогрева руды с подвижным подом. Постепенно подготовленная руда попадает в воронку, откуда поступает во вращающуюся печь для восстановления. В воронке всегда остается слой руды около 50—60 см высотой, являющийся затвором для разъединения окислительной атмосферы обжигательной печи от восстановительной атмосферы восстановительной камеры. На фиг. 71 а и б показаны внешний вид и фотография установки.

Таблица 15.

Общий материальный баланс процесса Эдвина на 1 т металлического железа.

Руда обожженная	3 211,4 кг	Восстановлено	1 387,8 кг
Кокс	312 "	Потери железа	155,5 "
Нефть	44,3 "	Избыток газа (716 м³)	810 "
Известь	107,5 "	Влага	190,8 "
Добавочный воздух	43,7 "	Отходы — порода	1 307,2 "
Влага	132,4 "		
	3 851,3 кг		3 851,3 кг

Количество циркулирующего газа 5 710 м³ (6 857,2 кг).

Общий тепловой баланс процесса Эдвина (в тыс. кал).

Для пламен. электронечи	5 171	Теплосодержание восстановлен.	
Для вращающейся "	1 122	массы	520
Окисление СО и Н	1 977	Теплосодержание отходящих	
Теплосодержание циркулиру-		газов	1 446
щего газа	609	Разложение окислов	1 987
Подогревательные газы	1 402	Регенерирование	879
Избыток газа (1 716 м³)	1 815		
			4 832
	12 156	Потери 60,2%	7 324
			12 156

Приведенные балансы указывают, что установка еще далека от совершенства, но полученные продукты отличаются высоким качеством ввиду малого количества примесей. Из полученного губчатого железа были изготовлены плавки стали, которые обладали очень высокими механическими и физическими качествами.

Кроме способа Эдвина имеются и другие способы получения губчатого железа, но пока они еще не получили широкого распространения.

Сравнивая все методы получения железа и стали, можно вывести заключение, что только метод получения литого металла обеспечивает массовое производство. Если обратиться к статистике (Gemeinfassliche Darstellung des Eisenhüttenwesens, 1929 г., стр. 303), то мы увидим (табл. 16).

Таблица 16.

Мировое производство литого и сварочного металла.

Годы	Литой металл (в тысячах метротонн)	Сварочный металл (в тысячах метротонн)
1870	700 (мартен, конвертор)	6 950
1880	4 300	7 650
1890	12 400	8 550
1900	28 300	6 750
1910	60 500	4 700
1913	76 500	4 150
1920	72 000	2 300
1928	110 500	1 000

что с момента изобретения мартеновского, бессемеровского и томасовского процессов производство литого металла росло медленно (до 1900 г.). В это время процессы получения литого металла осваивались и изучались, рост шел замедленно, но постоянно, тогда как количество сварочного металла, пока изучались методы получения литого, росло, но с 1900 г. начало неуклонно падать, а производство литого сильно росло. Однако, несмотря на неудобство работы и дороговизну процесса, все же сварочный металл не уничтожен, а без изменения удерживается последние 5 лет на одном уровне (1 000 000 т). Причины этого выяснены в описаниях вышеупомянутых производств.

В. ВЛИЯНИЕ НА КАЧЕСТВО СТАЛИ ПРОЦЕССОВ РАЗЛИВКИ И ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ.

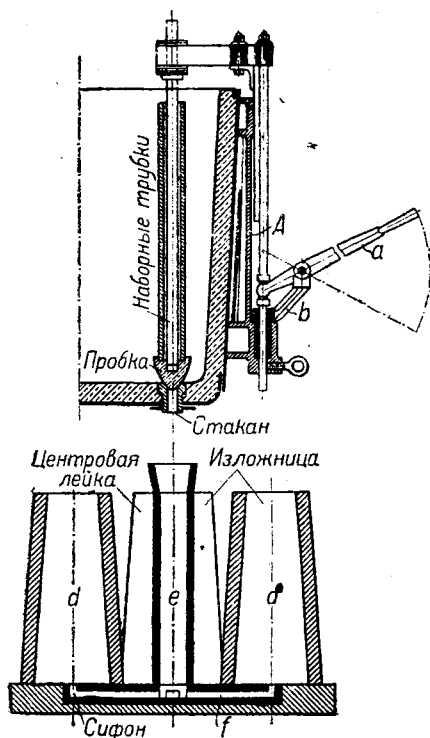
1. Разливка стали.

Все процессы изготовления литой стали были описаны до момента получения готового жидкого металла. Во всех случаях жидкий металл из сталеплавильного аппарата выпускается в ковш (фиг. 72), представляющий собой котел, выложенный изнутри огнеупорным шамотным кирпичом. В дне ковша имеются одно или два отверстия, закрываемые *запором*. Запор представляет железную штангу, на конце которой надета *пробка*, а самый стержень одет *наборными трубками*. Из чертежа видна конструкция, обеспечивающая точное вертикальное передвижение напора, гарантирующее быстрое закрытие и открытие отверстия. С первого взгляда кажется, что операция разливки стали маловажная, однако изучение процессов застывания стали показало, что эта операция имеет существенное значение для качества стали, отражаясь на ее прочности.

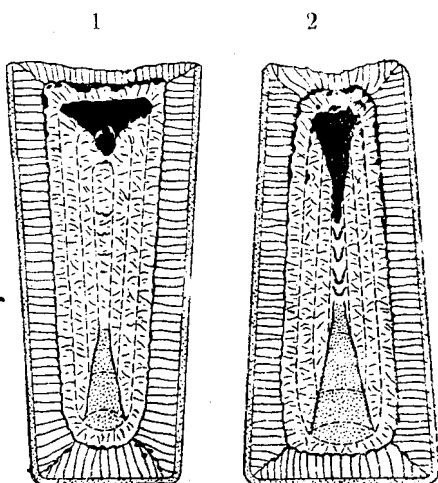
На фиг. 72 представлен процесс разливки *сифоном*. В центральную воронку *e* льется струя металла и поднимается по канавкам *f*, выложен-

ным шамотными трубками, наполняя изложницы *d*. Имеется другой способ отливки стали. Изложница делается глухая, с дном, и металл наливается в нее сверху. В случае сифонной отливки изложницы снимаются с застывших слитков, а в случае разливки сверху — слиток вынимается из изложницы. Поэтому в глухих изложницах диаметр низа слитка меньше верха, а в сифонных наоборот. Такая форма слитка ведет к разным качествам застывшего металла.

Налитый в изложницы жидкий металл имеет уд. вес около 7,0, а застывший около 7,8. Поэтому налитая в изложницу масса стали, покрываясь сверху коркой застывшего металла, должна при полном остывании уменьшиться в объеме. Вот почему в слитке образуется пустота, которая носит название *усадочной раковины*. Расположение усадочной



Фиг. 72. Разливной ковш, устройство запора для разливки стали и „набор“ сифоном изложниц для наполнения через „центровую“ (*e*) одной струей многих изложниц сразу.



Фиг. 73. Схема строения слитков, отлитых сверху (1) и снизу (2).

раковины и вид ее различен, смотря по тому, разливался металл сверху или снизу. В первом случае наливающийся металл затвердевает снизу, остуживаясь за счет дна изложницы, получает все новые порции жидкого металла сверху, и таким образом усадочная раковина будет неглубокая (фиг. 73—2). Во втором случае горячий металл поступает снизу, а холодный находится наверху и к моменту наполнения изложницы слиток сверху покрывается коркой застывшего металла, занимает объем, почти равный объему жидкого металла; поэтому в застывшем состоянии объем усадочной раковины будет глубже, чем при отливке сверху (фиг. 73—1). Надо кроме того отметить, что процесс застывания металлов заключается в том, что перпендикулярно к стенке изложницы начинается рост кристаллов. Естественно, что снаружи слитка идет охлаждение быстрее, а цен-

тральная часть остывает медленнее. Поэтому по законам кристаллизации наружные кристаллы в слитке будут мельче, а внутренние крупнее. На фиг. 73 приведена схема образования кристаллов, направление которых строго ориентировано к наружному краю. Внутри слитка это направление беспорядочно, и размер кристаллов больше. Постепенно разрастаясь, стенки этих кристаллов соприкасаются и между ними (кристаллами) остаются все те включения, которые находятся в стали и не могут раствориться. Это будут окислы железа, сернистые и фосфористые соединения железа и марганца, частицы шлака и т. п. Очевидно, что прочность этих включений и сцепление их с металлом очень малы; поэтому эти включения,



Фиг. 74. Структура литого металла.

разделяя кристаллы, ослабляют металл. На фиг. 74 и 75 приведены снимки проявленных кристаллов; на фиг. 74 показано при увеличении в 4 раза, а на фиг. 75 то же, но при увеличении в 85 раз. Здесь ясно видны эти разделяющие кристаллы включения.

Чем крупнее кристаллы, тем больше размер включений, — это имеет место больше в центре слитка сравнительно с краем и называется *сегрегацией* (выделением). Таким образом центральная часть слитка заключает более крупные включения, нежели наружная. Ввиду того что кристаллы имеют снаружи общее направление, этот слой называется *столбчатым*.

Очевидно столбчатый слой заключает самый лучший металл слитка, а центральный — худший. В центре же слитка *сверху* заключается *усадочная раковина*, без которой не может быть изготовлен ни один слиток. Из того, что было сказано о застывании слитка, можно вывести, что при



Фиг. 75. То же увел. $\times 85$. Между кристаллами наблюдается расположение включений, ослабляющих силу сцепления кристаллов металла между собой.

сифонной отливке размер усадочной раковины будет не только больший, чем при отливке сверху, но и сегрегационная зона будет больше и будет доходить до дна слитка, тогда как при отливке сверху вся сегрегационная зона будет находиться около усадочной раковины. Так как при дальнейшей работе конец слитка с усадочной раковиной идет в отброс, то надо считать, что в работу при отливке слитка сверху идет металл лучшего качества, чем при отливке снизу. Но отливка сверху имеет тоже свои недостатки. При наполнении изложницы струя металла, падая с

высоты (в начале разливки), ударяется о дно изложницы, дает брызги на стенках, которые быстро застывают и покрываются окалиной. В результате при соприкосновении с жидкой сталью на поверхности слитка образуются наружные, а иногда и внутренние пузыри. При прокатке, проковке эти пузыри, вытягиваясь, образуют волосовины и трещины, которые при дальнейшей работе могут дать глубокие трещины, поэтому приходится такие слитки перед работой вырубать, „чистить“ слитки. Отливка снизу таких дефектов не дает. Для многих изделий, например котельных листов, где поверхности требуется очень чистая, слитки отливаются снизу. Для уменьшения размеров раковины сверху на изложницу



ставят шамотную наставку, в которой металл дольше остается жидким и „питает“ нижнюю часть слитка. Раковина в таком случае может совершенно быть открытой, сегрегация в центре однако остается (фиг. 76).

При больших размерах слитков 5—10—25 т весом имеет место другой недостаток литого металла — *ликвация*. Ликвацией называется изменение химического состава одной части слитка сравнительно с другой. Обычно области сегрегации и ликвации совпадают и находятся в центре слитка. Чем больше размер слитка, тем больше эта неоднородность химического состава. Особенно сильно ликвируют сера и фосфор, что понятно, так как сернистые и фосфористые соединения железа более легкоплавки, чем сталь, и потому оттесняются застывающим металлом от краев к центру. Ликвирует также и углерод, ибо углеродистое железо тоже более легкоплавнее, чем чистое железо. На ликвацию влияет

Фиг. 76. Структура верхней части слитка (разрез) Усадочная раковина выведена наружу засыпкой угля поверхности слитка во время разливки. Благодаря засыпке углем верхняя часть науглеродилась (черная воронка). Разрез сделан из отброшенной в отход прибыльной части слитка.

температура разливаемой стали. Наименьшая ликвация и лучшее строение слитков имеет, когда температура отливки низкая. Поэтому небольшие изделия не следует делать из больших слитков, а из возможно малых. С другой стороны, размер слитков обуславливается размерами печей. Из большой печи в 50—100 т нельзя разлить сталь в 100-килограммные слитки. В таком случае запор пришлось бы открывать 500—1000 раз, чего не может выдержать никакая пробка, а кроме того процесс разливки возьмет так много времени, что сталь застынет в ковше.

Из таких печей разливают мелкие слитки сифоном, но сорт такого металла будет невысокий, и он назначается большей частью как железо для строительных целей и перерабатывается прокаткой. Для таких изделий внутреннее строение не играет большой роли. Для ответственных сортов разливают слитки сверху из небольших печей емкостью 10—20 т

Таковыми печами обычно оборудованы машиностроительные заводы, где требуется ответственная машиноподелочная сталь.

Полученная первичная структура в слитке очень упорно сохраняется во всех процессах переделки и обработки слитка, поэтому исходное строение слитка предопределяет все качества металла; вследствие этого и было выше указано, что хороший металл может быть испорчен неправильной отливкой.

Структура слитка обычно контролируется разрезкой слитка. Разрез полируется и проявляется структура, видимая невооруженным глазом и носящая название макроструктуры. Из того факта, что включения ослабляют прочность стали, следует, что при выплавке стали надо стараться по возможности лучше очистить сталь от всяких примесей, не только серы, фосфора, но и шлаковых включений. Это достигается в наибольшей степени в тигельной стали, затем электростали и в меньшей степени в мартеновской и в стали из конверторов. Так как кислый шлак легче выделяется из стали, то обычно кислая сталь содержит меньше неметаллических включений, чем основная, поэтому кислые стали считаются лучше основных.

2. Характеристика процессов производства.

Если представить графически переработку и получение всех железных продуктов, то получим график, представленный на фиг. 77.

Здесь представлен полный баланс металлургического производства Германии за 1927 г.; правая сторона графика представляет суммарно изменения в весе при переделе исходных материалов (снизу):

1. Необходимо было иметь для переработки исходного сырья . . .	42 155 320 т
2. Из него получено чугуна	13 088 798 "
3. Присоединив к нему старого скрапа 8 734 066 т, получаем шихты,	21 822 864 "
4. которая образует слитков,	15 936 527 "
5. давая окончательный выпуск в виде разного литья (отливки) и проката	15 264 124 "

Из этого баланса можно заключить, какой процесс дает главную массу металла. В качестве образца намеренно приводится баланс всей страны, ибо только в таком виде резко выделяется весь ход процесса металлургического передела.

На фиг. 78 приведены идеальные балансы — материальный и тепловой — для получения 100 т стали в слитках и принят примерный передел ее в сортовой материал, т. е. показан весь цикл первичного металлургического процесса (отливку литья и проковку мы относим ко вторичным металлургическим процессам). Левая сторона рисунка дает энергетический баланс, правая в виде рисунка — движение и преобразование материалов. В качестве иллюстрации здесь приводится стоимость 1 т продукции в марках.

Из рисунка видно, что процесс начинается с добычи минерального сырья, руды и топлива:

1-я строка: добывается 100 т угля по цене 18 марок за 1 т, из него получается кокса 75 т по 24 марки за 1 т и коксовый газ с запасом энергии 50·10⁶ кал, который передается в сборник для нужд металлургического завода.

2-я строка: добывается 150 т руды и известняка в среднем по 20 марок за 1 т, которые дадут в доменном цехе 80 т чугуна по цене 80 марок за 1 т и попутно выделяют 165·10⁶ кал доменного газа при расходе вышеупомянутых 75 т кокса. Для нужд доменного цеха будет получена электроэнергия 4 000 kWh от электроцентрали, преобразовавшей доменный газ в электрическую энергию.

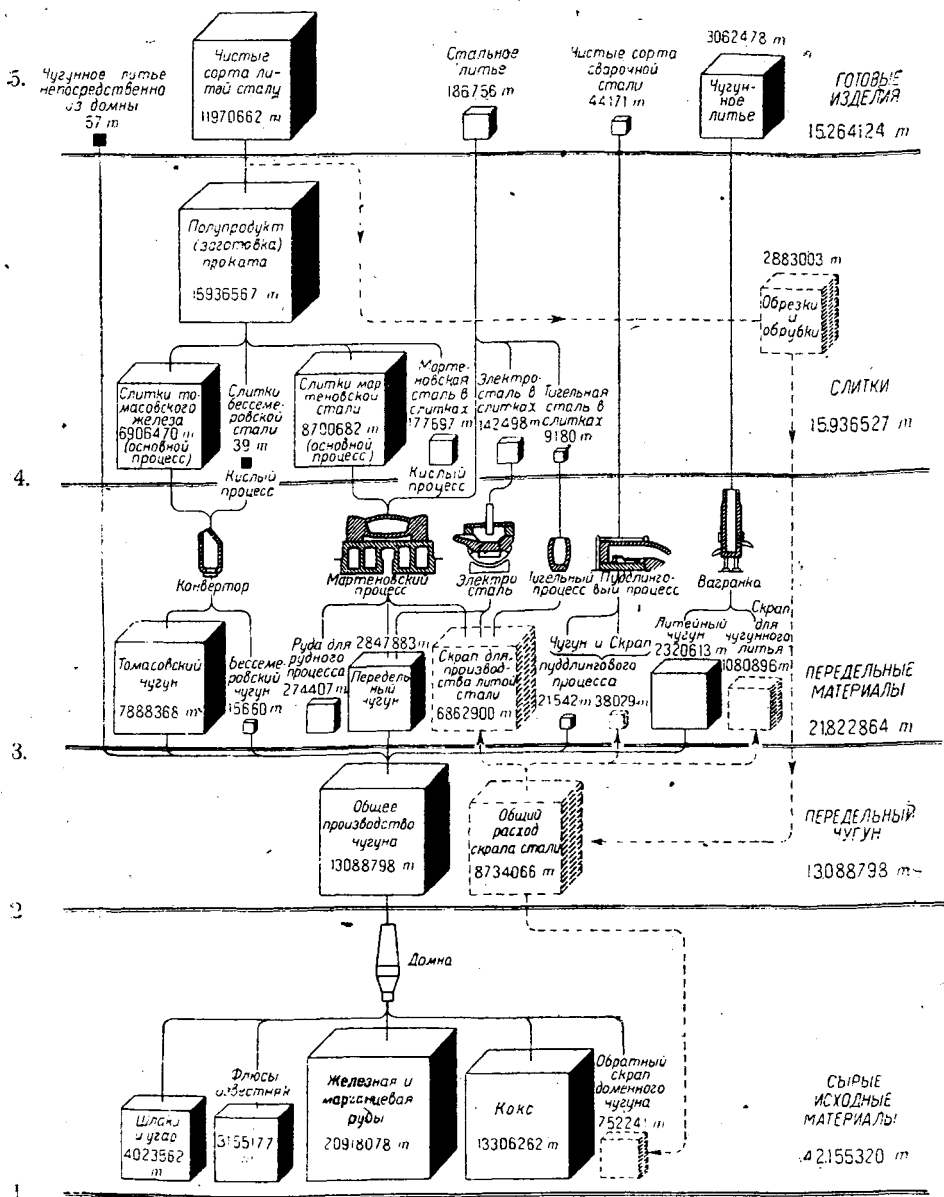
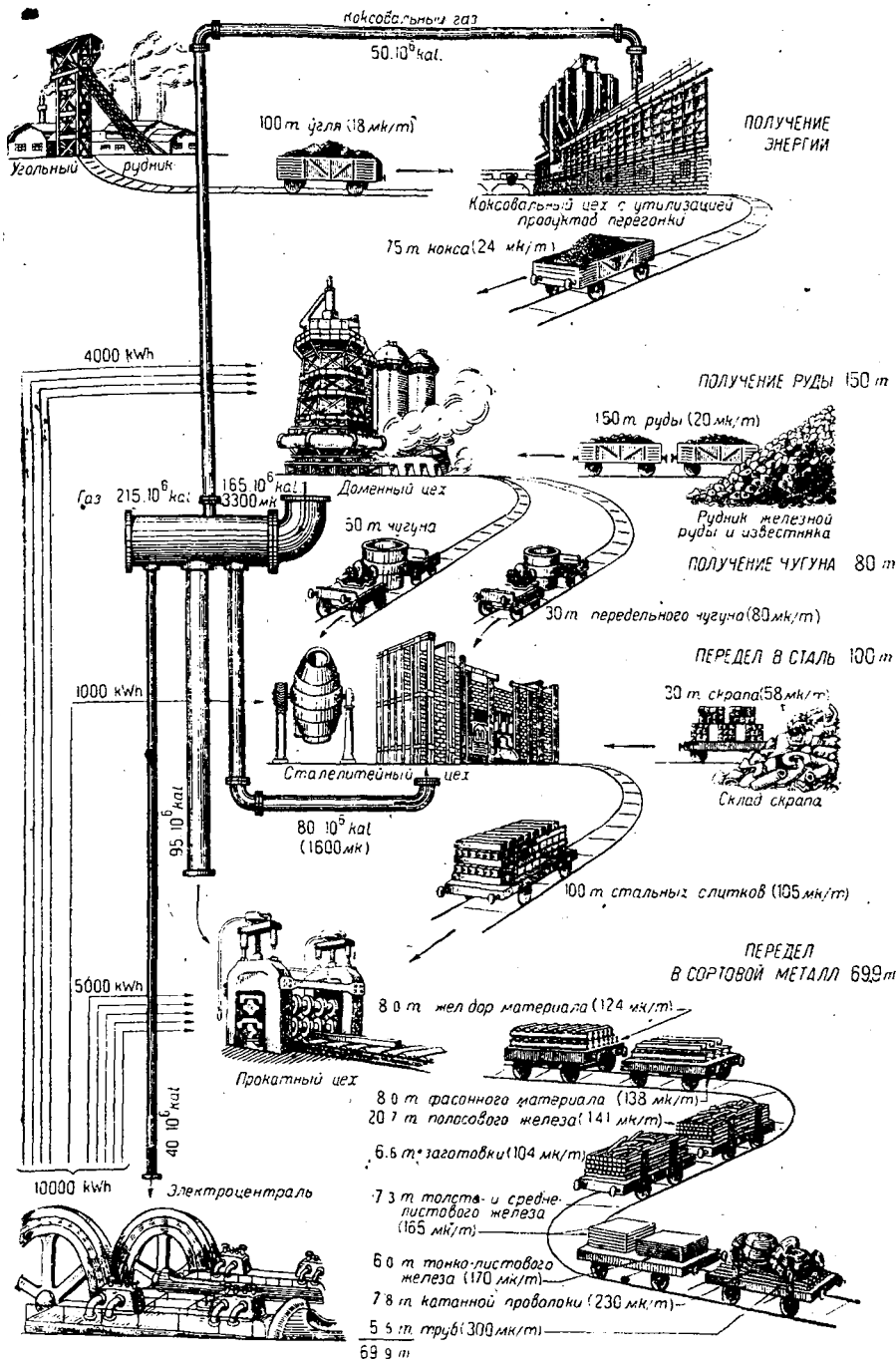


Рис. 77. Баланс металлургического производства страны. Графа с правой стороны показывает общий вес получаемых продуктов каждым „переделом“. Как видно из таблицы, наибольшее количество литого металла получается от мартеновского производства, а затем из конвертора. Почти вся полученная сталь прокатывается. Чугунное литье занимает 2-е место, равное $\frac{1}{3}$ проката. Обращается внимание, что отходы составляют более $\frac{1}{2}$ веса слитков.



Фиг. 78. Идеальный материальный баланс производства 100 т стальных слитков, начиная с рудника и кончая прокаткой. Попутно (слева) указан баланс энергии всего металлургического завода при полном использовании энергии.

3-я строка: полученный чуун (80 т) с прибавкой 30 т скрапа (58 марок за 1 т) перерабатывается в 100 т стальных слитков при расходе $80 \cdot 10^6$ кал доменного газа и 1000 kWh электрической энергии.

На этом собственно и заканчивается процесс получения железа и стали, однако остаток энергии $95 \cdot 10^6$ кал + 5000 kWh дает возможность:

4-я строка: переработать в прокатной эти слитки в полупродукт — разный сортовой металл 69,9 т. В зависимости от степени измельчения профиля сортовой металл имеет разные цены, начиная от крупной заготовки по цене 104 марки за 1 т и до труб (сложный мелкий профиль) по 300 марок за 1 т. В отход следовательно переходят до 30 т обрезков в виде скрапа, передаваемых обратно в сталеплавильные цеха.

Особняком стоит электроцентральный металлургический завод, перерабатывающий полученную избыточную тепловую энергию колошниковых газов $40 \cdot 10^6$ кал в 10000 kWh электроэнергии, поглощаемую в таком удобном виде металлургическими цехами.

Чтобы выяснить, какие производства стали какого требуют количества чугуна, приводится табл. 17, где показано, какой процент чугуна требуют разные технологические процессы передела стали (САСШ за 1920 г.).

Таблица 17.

№ по пор.	Процесс передела	Изготовлено в тоннах	Потребовалось доменного чугуна в тоннах	%
1	Ковкий чугун	2 000 000	1 600 000	80
2	Литейный чугун	10 000 000	7 500 000	75
3	Бессемеровская сталь	8 883 087	9 771 396	120
4	Томасовская сталь ¹	—	—	—
		(6 906 470)	(7 883 368)	115
5	Основная мартеновская сталь	31 375 723	16 737 722	50
6	Кислая мартеновская сталь	1 296 272	500 000	40
7	Сварочное железо (пудлинговое)	1 377 566	800 000	—
8	Литейная сталь	72 265	—	0
9	Электросталь	505 687	—	0
		55 510 600	36 909 118	≈ 66 ²

Такое соотношение затраты чугуна к весу изготовленной стали характеризует вообще металлургическое производство черных металлов, а не является особенностью данной страны.

Рассматривая эту таблицу, можно сделать заключение:

1. Процессы (3, 4) с продувкой воздуха через сталь требуют больше чугуна, чем выпускается стали (115—120%).

2. Процессы (5, 6) с переплавкой на поду требуют около 50% чугуна, остальное получается из переплавленных отходов — скрапа стали железа.

¹ Томасовский чугун в САСШ не выплавляется и не переделывается, поэтому для образца приведен пример из германской промышленности за 1927 г.

² Сравни с фиг. 77, где отношение $13\,088\,798 : 21\,822\,864 \approx 66\%$ для иных условий производства, а процентное отношение одно и то же.

3. Процессы электроплавки 9 и тигельный 8 работают только на стальной шихте без чугуна — с той разницей, что электроплавкой можно переплавлять почти всякий скрап на высококачественную сталь, тогда как тигельным процессом можно переплавлять только высококачественную шихту, заранее подготовленную.

4. Сварочный (пудлинговый) металл получается и из чугуна (100%) и из сварочного скрапа (100%), смотря по заданию.

5. Чугунная отливка (1 и 2) требует $80-75\%$ чугуна потому, что в работу идет чугуновый скрап производства.

Таким образом наряду с процессом получения первичного продукта — чугуна из руды — для техники очень важно сохранение и передача на передел старого металла — скрапа. Из таблицы видно, что на 36 000 000 т чугуна нужно 20—25 000 000 т ($70-75\%$) скрапа; как следствие отсюда все механические заводы должны собирать и сортировать получающиеся отходы при обработке металла.

Сравнивая все способы получения металла стали, можно вывести такое заключение

Печи с основным подом дают возможность получить наиболее мягкий металл — железо с минимальным количеством углерода ($0,02-0,10\%$). На кислых печах можно выплавить металл с содержанием не ниже $0,15-0,18\%$ С, т. е. сталь. Однако кислый металл по качеству (сопротивление удару, разрыву и т. п.) выше основного, одинакового по обычному химическому составу. Поэтому если расположить по степени чистоты металла все методы получения стали, то будем иметь:

- | | |
|-------------------------|---------------------------|
| 1) тигельная сталь, | 4) бессемеровская сталь, |
| 2) электросталь, | 5) основная мартеповская, |
| 3) кислая мартеповская, | 6) томасовская сталь. |

Метод 2 более гибок, чем 1, и по качеству металла приближается к 1. Для получения мягких легированных сталей метод 2 является единственным гарантирующим точный состав.

То же следует сказать и о 3 и 5. При внимательном и умелом ведении процесса 5 может дать почти идентичные результаты с 3, а если принять во внимание, что техника требует очень много мягкого железа, то 5 становится единственным методом получения железа в больших количествах, что ясно видно из табл. 17, где основной мартеповский процесс покрывает почти 60% всей продукции и 75% стальной.

Точнее всего химический состав может гарантировать только электроплавка 2, затем идут процессы 3 и 5.

Что касается стоимости, то придется порядок

- | | |
|---------------------------|-------------------------|
| 1) томасовская сталь, | 4) кислая мартеповская, |
| 2) основная мартеповская, | 5) электросталь, |
| 3) бессемеровская, | 6) тигельная |

изменить почти наоборот, чем предыдущий ряд.

Из этого видно, что томасовский процесс главным образом существует из-за дешевизны металла — железа, предназначенного главным образом для строительных целей. Но ввиду его меньшей надежности в строитель-

ном деле рассчитывают этот металл на очень малую нагрузку ($1/4 - 1/5$ его действительной величины); для ответственных сортов стали берут 3 или 5 и соответственно допускают большую нагрузку.

Необходимо указать, что такая последовательность несколько условна и указывает лишь на теоретические трудности процесса. Работа во многом зависит от того внимания, которое работники производства этому уделяют; с этой точки зрения и имеет значение марка или фирма производителя, так как один химический анализ еще не гарантирует всех данных металла, и наука не имеет всех данных для полного и точного определения качеств металла.

А. МЕТОДЫ МЕХАНИЧЕСКИХ ИСПЫТАНИЙ.

1. Испытание на разрыв.

Для конструкции механизма главное значение имеет прочность материала, которая определяется механическими испытаниями. Для этой цели изготавливается из испытуемого материала проба или образец, имеющий форму цилиндра, у которого диаметр равен 20 мм, а длина 200 мм (фиг. 79, А).

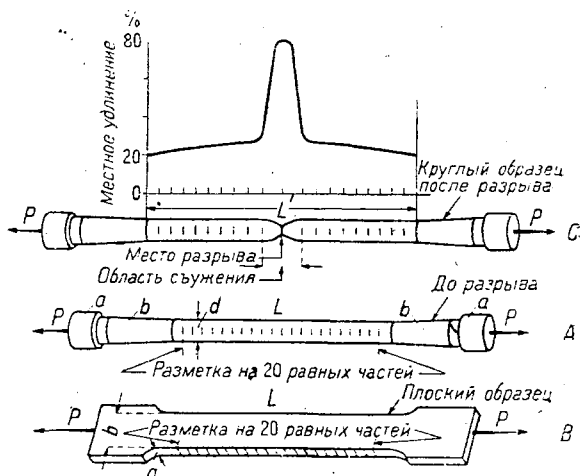
Чтобы захватить такой образец в зажимы машины, надо, чтобы он имел головки с уступами, которые соединяются с цилиндрической частью конической поверхностью (b). Все размеры образца строго регламентируются, так как их соотношение влияет на получаемые результаты. Поэтому в технических условиях обычно ссылаются на стандартные размеры таких образцов. Диаметры образцов бывают 10, 15, 20 мм, длина обычно принимается равной 10 диаметрам (технические условия НКПС и многих других учреждений). На фиг. 79, В показана форма плоского образца из листового материала. Подвергнутый деформации растяжением образец принимает форму (фиг. 79, С), где видно, что образец получил длину L' и перехват в месте разрыва образца.

Зная первоначальную длину L и конечную L' , можно по формуле:

$$\frac{L' - L}{L} \cdot 100 = A \%$$

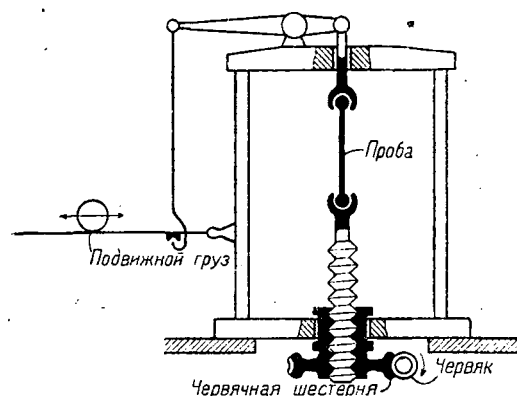
найти в процентах величину удлинения образца. По формуле:

$$\frac{D^2 - D_1^2}{D^2} \cdot 100 = S \%$$



Фиг. 79. А — разрывной круглый образец, В — разрывной круглый образец, плоский, С — разрывной круглый образец. Здесь же указано графически, какое место разрывного образца наиболее вытянулось при разрыве.

определяется процент сжатия поперечного сечения образца. В этой формуле D и D_1 обозначает диаметр до и после деформации.



Фиг. 80а. Эскиз разрывной машины (тип Морн и Федерграф) средней мощности с приводом от мотора с передвижным уравнивающим грузом.

Разрывная машина, на которой производится испытание, представляет собой винтовой пресс, причем усилие, нужное для разрыва образца, измеряется при помощи неравноплечего рычага с передвигающимся грузом по большому плечу (фиг. 80а); на фиг. 80б показана схема машины для малых нагрузок; на фиг. 80в показана схема универсальной машины гидравлическим приводом. Перед механическим испытанием металла образец измеряется, записываются его размеры и получаемые при испытании величины по формуле, указанной табл. 18. Здесь приведен пример записи испытания и результатов.

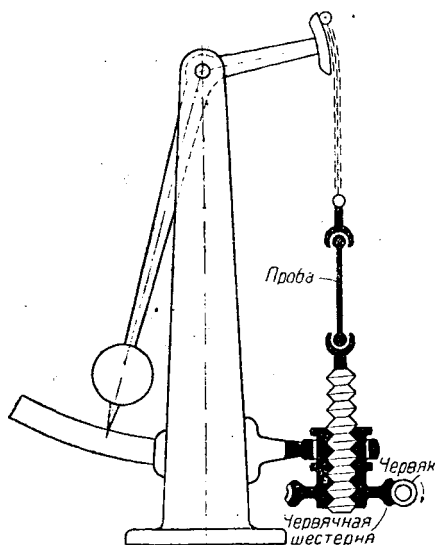
Таблица 18.

а	б	в	г	д	е	ж	з	и	к	л	м	Результаты					
№	Название металла	До разрыва			После разрыва						Разрывающее усилие цифры графы е: $d = R$	Предел текучести ж: $d = R$	Предел упругости з: $d = P$	Удлинение в $\%$ в — и в — и $\cdot 100 = A\%$	Сжатие в $\%$ д — и $\cdot 100 = S\%$		
		Длина — L	Диаметр — D	Площадь поперечного сечения	Общий разрывной груз	Груз предела теку- чести	Груз предела упру- гости	Длина — L'	Диаметр — D'	Площадь поперечного сечения							
Все размеры в миллиметрах и килограммах												в $кг/мм^2$		в $\%$			
Пример																	
25	Осевая сталь	200	20	314,0	17 500	20	7 050	240	11,3	202,0	55,6	28,9	22,4	20	55		

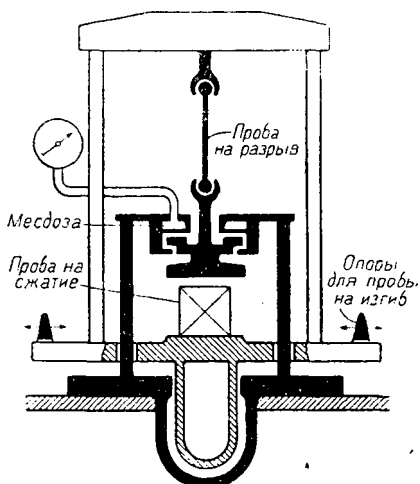
Примечание. Хорошо отожженный металл.

Таким образом получают из вычислений по измеренным величинам грузов (двойная черта) и длины (одна черта) коэффициенты (параметры), необходимые для определения прочных размеров изделий, изготовляемых из испытуемого материала. В приведенном примере табл. 18 имеется осевая сталь с коэффициентом сопротивления разрыву $R=55,6 \text{ кг/мм}^2$; предела текучести $\mathcal{E}=28,9 \text{ кг/мм}^2$; предела упругости $P=22,4$, удлинением $A=20\%$ и сжатием поперечного сечения $S=55\%$. Соотношения граф: „е“, „ж“,

„з“, „и“ можно получить на автоматически записанной разрывной машинной диаграмме. В этой диаграмме (фиг. 81) по ординатам откладывается величина нагрузки в килограммах, а по абсциссам удлинение в 0,01 мм. В этой диаграмме можно отличить следующие точки: точка P , от O до P ;



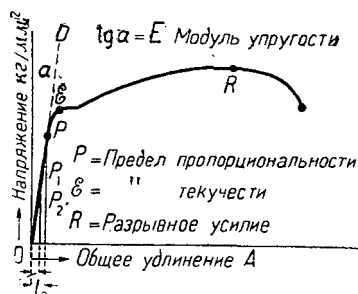
Фиг. 80а. Эскиз разрывной машины малой мощности с маятниковым грузом.



Фиг. 80в. Универсальная разрывная машина с гидравлическим прессом и месдозой.

диаграмма представляет собой прямую линию, это означает, что до точки P нагрузка вызывает *пропорциональное* удлинение, т. е. во сколько раз увеличилась нагрузка, во столько же раз увеличилось *приращение длины*, т. е. если $P_1 = 2P_2$, то $L_1 = 2L_2$ (что возможно только при условии, если OP прямая, как это известно из геометрии). В точке P линия диаграммы переходит в кривую, т. е. удлинение увеличивается быстрее, чем растет величина нагрузки, вызывающая это удлинение. Поэтому точка P называется *пределом пропорциональности или упругости*¹.

При нагрузке $\mathcal{E}$ металл начинает тянуться — *течь* без увеличения усилия, поэтому точка $\mathcal{E}$ и называется *пределом текучести*. Практически часто принимают $\mathcal{E} = P$, но это неверно; иногда (при неправильной термической обработке) $\mathcal{E}$ бывает в 2 или 3 раза больше P . При правильной термической обработке $\mathcal{E}$ больше P на 2—3%. В момент



Фиг. 81. Диаграмма деформаций разорванного образца.

¹ В теории сопротивления материала различают две разные точки *упругости* и *пропорциональности*. Первая соответствует той предельной нагрузке, после снятия которой образец принимает благодаря силе упругости прежнее состояние,

„течения“ металла на образце образуется в одном месте (если есть ликвация в металле, то может быть и в 2—3 местах) перехват — *шейка*, и наконец при некотором увеличенном грузе R образец разрывается (фиг. 79 С разорванного и фиг. 79 А неразорванного образцов). Так как главная величина удлинения — *шейка* — приходится на ограниченный участок длины образца, то очевидно, что общий процент удлинения будет тем меньше, чем больше вся длина образца. Например выше был приведен пример, что металл на образце длиной 200 мм показал удлинение 20%; если бы расчет был на длину образца 100 мм при этом же диаметре в 20 мм, то удлинение было бы 35%. Величина удлинения является в таких условиях плохой характеристикой металла. Поэтому вязкость или тягучесть металла лучше характеризуется величиной сжатия поперечного сечения S . При разных длине и диаметре образца один и тот же металл дает S одно и то же. В вышеприведенном примере сжатие при $L=200$ и при $L=100$ мм будет одинаково $S=55\%$. Итак характеристика металла определяется величинами: R , $\mathcal{E}$, P , A , S , из них для конструктора-механика главнейшими являются P ($\mathcal{E}$) и S , и эти величины характеризуют качество металла¹. Выше было указано, что кроме статического (медленного) сопротивления для службы металла важно знать динамическое (ударное) сопротивление его.

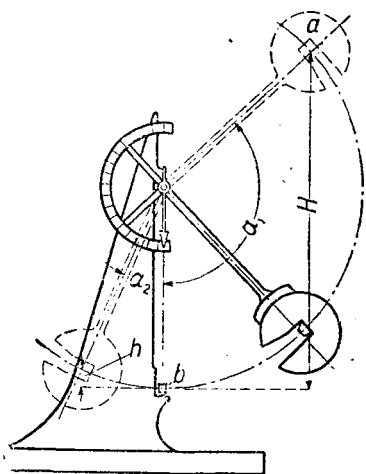
2. Испытание на удар.

Это испытание проводится в виде ударной пробы. Для этой цели придается образцу квадратное сечение и для сосредоточения всей энергии удара при испытании в одном месте делается надрезка образца. В то время как результаты испытаний на разрыв мало зависят от размера образца, лишь бы было подобие формы образца, например характеристики металла R , A , P , $\mathcal{E}$, S практически будут одинаковыми при размере образца $L=200$, $D=20$ или $L'_1=150$, $D_1=15$ или $L_2=100$, $D_2=10$, при испытании на удар подобие образцов не гарантирует одинаковых коэффициентов. Поэтому для ударных коэффициентов надо указывать метод испытания. Ударное испытание производится большей частью на машинах, называемых маятниковым копром, и образец при испытании должен быть вполне сломан. Таких машин имеется несколько типов: главнейшие — Шарпи (Charpy) и Изод (Izod). Испытание производится на машинах следующим образом. Тяжелый маятник a подвешен к оси качания лег-

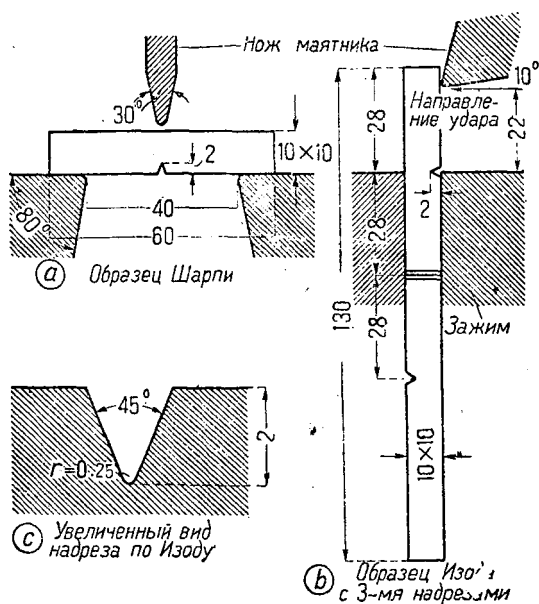
вторая соответствует объяснению, данному нами выше. Оба определения требуют очень точных и сложных наблюдений и приборов и в технической работе трудно исполнимы. Для простоты мы пользуемся здесь распространенным наименованием определения предела упругости, тем более что именно в пределах упругих деформаций служат все детали механизма, и только коэффициент упругости должен быть принят во внимание при расчете прочности сечения. Пределы пропорциональности и упругости обычно находятся на диаграмме очень близко, но все же предел упругости ниже предела пропорциональности.

¹ Если предположить, что металл образца деформировался бы по прямой OD (диагр. 81), то та величина нагрузки, которая вызвала бы удлинение, равное исходной длине образца, называется модулем упругости E . Очевидно эта величина будет равна отношению $\frac{P}{l_2} = \text{tg} \alpha$. Для железа эта величина равна 21 500 кг/мм², для стали около 20 000, для легированных сталей тоже меньше. Следовательно железо обладает более высоким E , чем его сплавы.

кими трубками, так что образец ломается ножом, находящимся в центре тяжести маятника. На фиг. 82 изображен эскиз маятника, которым производят ударное испытание. Для этой цели груз a маятника поднимают на высоту H ; падая с этой высоты, маятник ударяет образец в точке b , ломает его и поднимается на высоту h , затратив на разрушение образца энергию, равную $(H-h)P$, где P — вес маятника. Следовательно ударное испытание образца определяется в кгм/см^2 . Размеры маятников, строящихся для испытания материалов, указаны в таблице 19. На этих приборах применяются разные формы образцов и разные методы закреплений. На фиг. 83 показано это различие. По методу Шарпи образец лежит на 2 опорах свободно и имеет надрез против ударяющего ножа маятника; по методу Изода образец зажат в тисках одним концом, причем в плоскости зажима находится надрез. Удар производится на определенном расстоянии от надреза. Метод отсчета в обоих случаях одинаков. Существенное значение имеет форма надреза. Первоначально (1906 г.) Шарпи предложил



Фиг. 82. Маятниковый копер Шарпи на 10 кгм . $P(H-h)$ мера затраченной энергии на разрушение образца b .



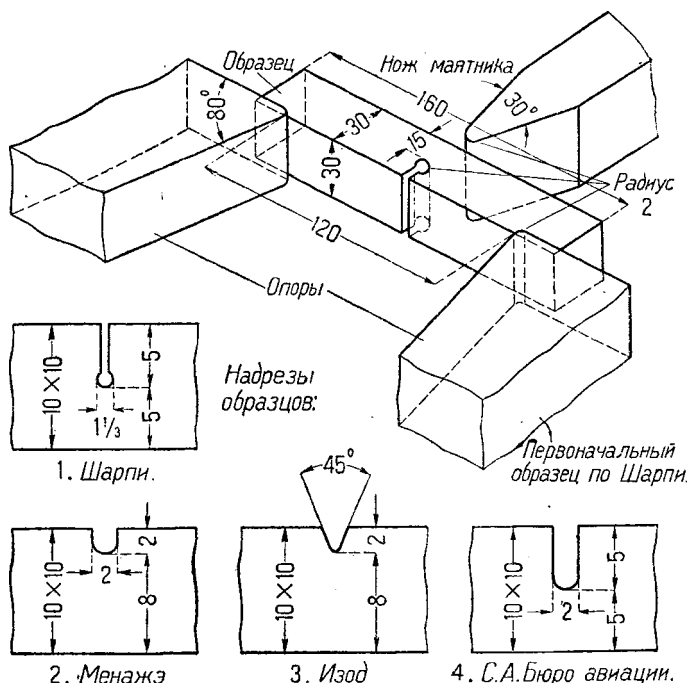
Фиг. 83. Остроугольная форма надреза образца по Изоду и закрепление его перед ударом по Шарпи и по Изоду.

образец (фиг. 84 — 1) размерами $30 \times 30 \times 160$, а надрез был образован просверливанием дыры $\Phi 4$ мм. Живое сечение, подвергающееся испытанию, остается 15×30 . Эта форма была принята как стандартная для машины на 250 и 75 кгм . Однако такой образец оказался очень большим, так как из небольших изделий нельзя вырезать объем таких размеров, а потому стали применять образец меньшего размера (фиг. 84 — 1), а именно 10×10 для машины на 10 кгм . Диаметр дыры надреза принят $1\frac{1}{3}$ мм, живое сечение 5×10 мм. Форма надреза очень сильно влияет на результаты, а гарантировать точность

Таблица 19.

Типы маятниковых копров	Энергия кгм	Высота подъема маятника	Образец квадрат- ный
Шарпи	250	2,94	30 мм
"	75	2,28	15 "
"	25	1,25	10 "
"	10	1,22	10 "
Изод	16,6	0,61	10 "

просверливания дыры в $1\frac{1}{3}$ мм диаметром при большом количестве образцов очень трудно, поэтому в последнее время начали применять образец Менажэ, $10 \times 10 \times 60$ с надрезом глубиной не 5, а 2 мм. Такой надрез легко (фиг. 84—2) сделать при массовой работе очень

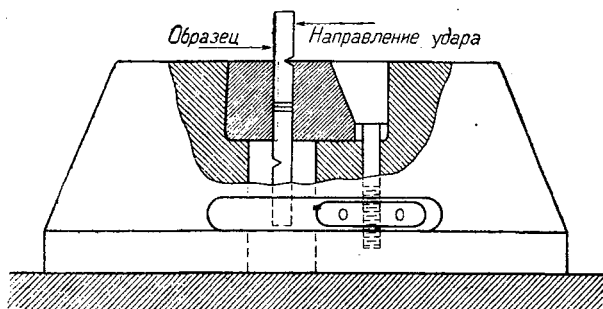


Фиг. 84. Разные формы надрезов ударных образцов.

точным фрезом, проверка размера надреза тоже очень легка¹. Для соблюдения правила — „испытываемый брусок должен быть сломан с одного удара“ — маятник в 10 кгм оказался слаб для такого образца из очень прочных материалов. Поэтому для испытания образцов такой формы применяется маятник в 15 кгм. В Англии и САСШ применяются образец

¹ Между r по Шарпи и по Менажэ найдена (Mailänder und Fischer) такая связь: $r_m = 0,55(r_{ш} + 6)$ для хромоникелевых сталей и $r_m = 0,65(r_{ш} + 4)$ для углеродистых и никелевых сталей.

и маятник Изода. Форма образца и его закрепление указаны на фиг. 85. Здесь большую точность надо соблюдать при исполнении радиуса закругления в вырезе 0,25 мм, иначе результаты будут значительно повышены, если радиус закругления будет больше 0,25 мм. Как видно из вышеизложенного, общепринятой методики испытаний на удар, как это имеет место при статическом испытании на разрыв, еще не имеется, а потому принято определять: „проба дала по Шарпи 5 кгм или по Изоду 36 футо-фунтов (около 5 кгм)“. Очевидно, эти два результата не идентичны в силу приведенного выше разъяснения о влиянии формы надреза. Испытание ударом надрезанного образца очень рельефно выявляет хрупкость металла, зависящую от плохого раскисления металла, плохой термической обработки и т. д. Несмотря на всю „несоизмеримость“ разных испытаний, все же можно сказать, что эта проба, если и не дает количественных указаний, то качественно определяет очень хорошо. В некоторых случаях при одинаковости испытаний на разрыв металл дает в 2—3 раза расходящиеся результаты по удару. Поэтому ударные испытания важны для металлов, назначаемых для ответственных деталей машин. К сожалению, цифровые коэффициенты ударной пробы не могут быть положены в основу расчета, как это имеет место с разрывным испытанием. Величину сопротивления на удар принято выражать в



Фиг. 85. Эскиз установок образца Изода для испытания.

кгм/см² живого сечения образца и обозначать через r (resilience).

Для механических испытаний надо изготовлять образцы с точным соблюдением размеров. Это неудобно по многим причинам:

1. Надо гарантировать, что металл образца и изделия находятся в одинаковом физическом состоянии, а это иногда очень трудно соблюсти.

2. Результаты испытания получаются через продолжительное время (изготовление образцов, их испытание).

3. Трата металла на образцы при отсутствии полной уверенности, что испытанный образец обладает теми же свойствами, что материал изделий, идущих в работу.

Поэтому методы, позволяющие немедленно убедиться в качестве этого самого металла, который идет на службу, заслуживают особого внимания. Эти методы будут — *метод твердости* по Бринеллю, Роквеллу и Шору.

3. Испытание на твердость.

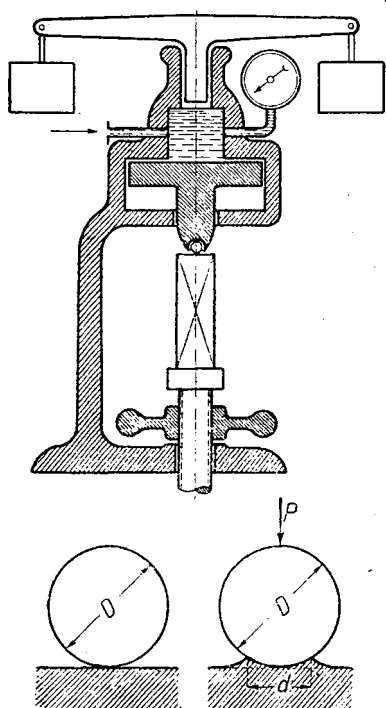
Имеется некоторая довольно простая зависимость между коэффициентами твердости и коэффициентами на разрыв. Такая простая проверка качества металла дает возможность кроме того немедленно контролировать все процессы тепловой обработки металла.

Испытание металла по методу Бринелля, или как говорят, „определение твердости по Бринеллю“ заключается в следующем (фиг. 86). Стальной шарик обычно диаметром 10 мм вдавливается силой 3 000 кг в испытуемый металл, нагрузка выдерживается 30 сек. и затем снимается. На металле остается луночка, диаметр которой измеряется с точностью до 0,1 мм специальной лупой. По таблице, прилагаемой к прибору, находится число твердости, соответствующее измеренному диаметру луночки.

На производство этого испытания в Германии имеется стандарт (DIN 605):

1. Пусть D — диаметр шарика; P — нагрузка; d — диаметр луночки (отпечатка), тогда H (твердость по Бринеллю) будет в кг/мм^2 найдена по формуле:

$$H = \frac{2P}{\pi D (D - \sqrt{D^2 - d^2})}$$



Фиг. 86. Схема действия пресса Альфа для испытания на твердость по Бринеллю.

$D = 5 \text{ мм}$; $P = 250 \text{ кг}$; 30 сек. время выдержки $= H/5/250/30$.

Для $H/10/3\,000/30$ применяется обозначение H (нормальное испытание). Между H по Бринеллю и разрывным усилием существует приблизительное соотношение:

для углеродистых сталей (от 30 до 100 кг/мм^2) $= 0,36 H^1$
 „ хромоникелевых „ („ 65 „ 100 „) $= 0,344 H$

¹ Вдоль волокон — 0,36, а поперек — 0,344 для углеродистой стали.

Таблица 20.

Толщина пробы а в мм	D в мм	Нагрузка Р в кг		
		30 D ² для чугу- на, стали	10 D ² для тв. сплав. меди, брон- зы, латуни и т. п.	2,5 D ² для мяг- ких ме- таллов
Более 6	10	3 000	1 000	250
От 6 до 3	5	750	250	62,5
Ниже 3	2,5	187,5	62,5	15,6

Таблица 21.

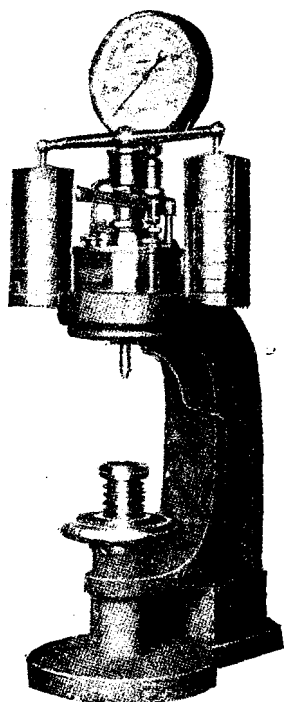
Твердость по Бринеллю.

Диам. в мм	Нагрузка в кг		Диам. в мм	Нагрузка в кг		Диам. в мм	Нагрузка в кг		Диам. в мм	Нагрузка в кг	
	3 000	500		3 000	500		3 000	500		3 000	500
2,00	945	158	3,25	352	59	4,50	179	30	5,75	105	18
2,05	899	150	3,30	341	57	4,55	174	29	5,80	103	17
2,10	857	143	3,35	331	55	4,60	170	28	5,85	101	17
2,15	817	136	3,40	321	53	4,65	167	28	5,90	99	17
2,20	780	130	3,45	311	52	4,70	163	27	5,95	97	16
2,25	745	124	3,50	302	50	4,75	159	27	6,00	96	16
2,30	712	119	3,55	293	49	4,80	156	26	6,05	94	16
2,35	682	114	3,60	285	48	4,85	152	25	6,10	92	15
2,40	654	109	3,65	277	46	4,90	149	25	6,15	90	15
2,45	627	104	3,70	269	45	4,95	146	24	6,20	89	15
2,50	602	100	3,75	262	44	5,00	143	24	6,25	87	15
2,55	578	96	3,80	255	42	5,05	140	23	6,30	86	14
2,60	555	93	3,85	248	41	5,10	137	23	6,35	84	14
2,65	534	89	3,90	241	40	5,15	134	22	6,40	83	14
2,70	514	86	3,95	235	39	5,20	131	22	6,45	81	14
2,75	495	83	4,00	229	38	5,25	128	21	6,50	80	13
2,80	478	80	4,05	223	37	5,30	126	21	6,55	78	13
2,85	461	77	4,10	217	36	5,35	123	21	6,60	77	13
2,90	444	74	4,15	212	35	5,40	121	20	6,65	75	13
2,95	429	72	4,20	207	34	5,45	118	20	6,70	74	12
3,00	415	69	4,25	201	34	5,50	116	19	6,75	73	12
3,05	401	67	4,30	197	33	5,55	114	19	6,80	72	12
3,10	388	65	4,35	192	32	5,60	111	19	6,85	70	12
3,15	375	63	4,40	187	31	5,65	109	18	6,90	69	12
3,20	363	61	4,45	183	31	5,70	107	18	6,95	68	11
									7,00	67	11

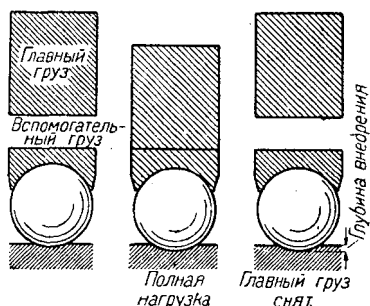
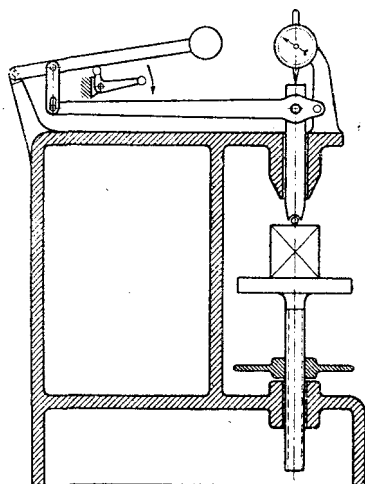
На табл. 21 приведено соотношение диаметра отпечатка и твердости. На фиг. 87 показан внешний вид распространенного типа пресса Бринелля шведской фирмы Альфа (Alpha). Этим аппаратом можно удобно работать с одним размером шарика 10 мм и нагрузкой 3 000 кг. Нагрузка указывается стрелкой манометра, а кроме того контрольный груз P не дает возможности перейти нагрузке. Поэтому этот прибор очень удобен

для работы в цехе. Для лабораторных испытаний при переменных P и D очень удобен прибор Шоэнгаузена, где удобно применять разные нагрузки и шарики разных диаметров.

Кроме метода Бринелля применяется в настоящее время метод Роквелла, состоящий в том, что измеряется *глубина вдавливания* при помощи специального измерителя, стрелка которого сразу указывает твердость материала (фиг. 88). Для мягких металлов применяются шарики с диаметром 1,59 мм ($1/16''$) (шкала — B), а нагрузка 100 кг; для твердых материалов применяется алмазный конус (шкала — C) с телесным углом 120° и нагрузкой 150 кг. Нагрузка увеличивается постепенно автоматически в течение 3—6 сек. Ввиду малых размеров от-



Фиг. 87. Фотография пресса Альфа.



Фиг. 88. Схема пресса Роквелла.

печатков этот метод совершенно не портит внешнего вида изделий, а потому он имеет большое распространение, особенно в САСШ. Рекомендуется алмаз применять лишь для твердости 20 С и выше, а ниже применяется стальной шарик. На фиг. 89 показана наглядная схема процесса испытаний по Роквеллу.

Соотношение между твердостью по Бринеллю и по Роквеллу видно из графиков (фиг. 90) или по следующей эмпирической формуле: если

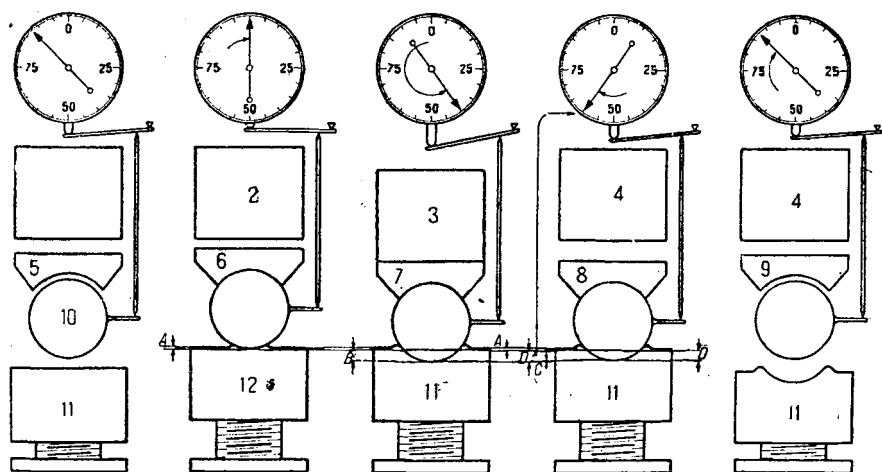
H будет твердость по Бринеллю, P_b — твердость по шкале B Роквелла, а P_c по шкале C , то имеем:

$$H = \frac{7\,300}{130 - P_b} \text{ для величин } P_b \text{ от } 35 \text{ до } 100.$$

$$H = \frac{1\,420\,000}{(100 - P_c)^2} \text{ для величин } P_c \text{ от } 20 \text{ до } 40.$$

$$H = \frac{25\,000}{100 - P_c} \text{ " " " } P_c \text{ больших } 40.$$

На основании испытаний твердости металла легко судить о том физическом состоянии, в котором он находится. Способ Роквелла с алмазным конусом применен в приборе Виккерса. 4-гранная алмазная пирамида



Фиг. 89. Схема действий при испытании твердости по Роквеллу.

вдавливается в испытуемый материал, лупой, установленной на приборе, измеряется отпечаток. Прибор удобен для испытания очень тонких изделий в лабораторной обстановке.

Определение производится очень быстро и дешево, поэтому оно и получило широкое применение, как контроль в цехе и в лаборатории. В мелких мастерских не всегда имеется под руками прибор Бринелля или Роквелла, тогда можно поступить таким образом. Шарик 10 мм помещают между двумя поверхностями: одной — пластинки с определенной твердостью, а другой — испытуемого предмета и сжимают их, например в тисках с некоторой неопределенной по величине силой. Тогда получатся от шарика два отпечатка: один на известной, а другой на испытуемой поверхности. Сравнивая эти диаметры отпечатков, можно определить искомую твердость. Например от некоторого усилия получилось на контрольной пластинке диаметр 3,2 мм, а на искомой 3,5 мм. Положим далее, что контрольная пластинка имеет твердость 229. Тогда, найдя по таблице твердости — что твердость при 3,2 равна 363, а при 3,5 — равна 302, составляем пропорцию $363:302=228:x$, откуда $x=190$

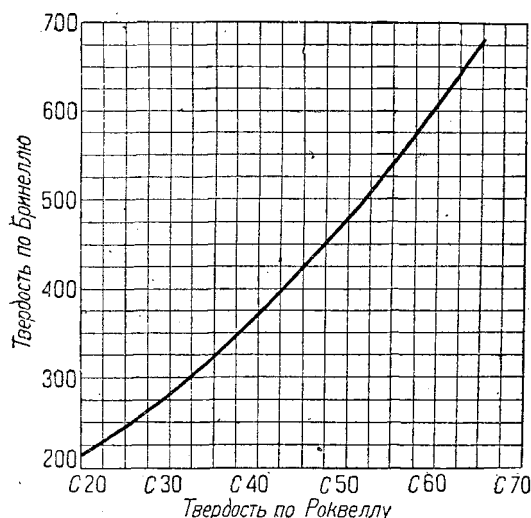
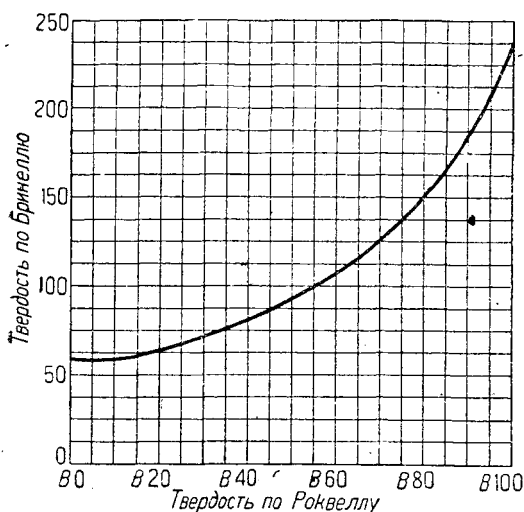
(очевидно те же результаты будут какую бы мы цифру ни взяли из граф, соответствующих этим диаметрам). Этот очень простой способ определения твердости требует только:

1. Контрольную пластинку.
2. Измерительную линейку.
3. Шарик 10—5 мм (диаметр безразличен).

Измерительная линейка (фиг. 91) изготавливается из стекла, на котором нанесены две линии под небольшим углом. Накладывая линейку на измеряемый отпечаток, можно с точностью до 0,1 мм определить диаметр отпечатка и на этом основании вычислить твердость, как было выше указано. Имеется много других методов определения твердости, но они очень приближены, и мы не можем их рекомендовать, тем более что они не общеприняты и коэффициенты их испытаний не соответствуют общепринятым цифрам твердости по Бринеллю.

Помимо определения шариковой твердости, соответствующей R , определяются упругие свойства металла по склероскопу Шора, — эти данные пропорциональны пределу упругости P .

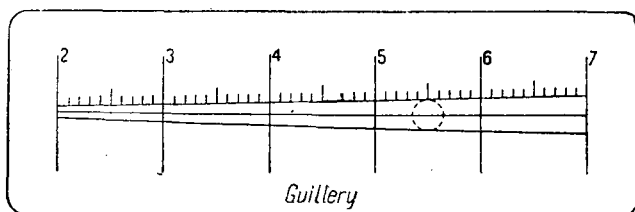
Принцип, применяемый в определении твердости по Шору, заключается в том, что молоточек с алмазным бойком падает с определенной высоты и благодаря уп-



Фиг. 90. Соотношение цифр твердости по Бринеллю и Роквеллу.

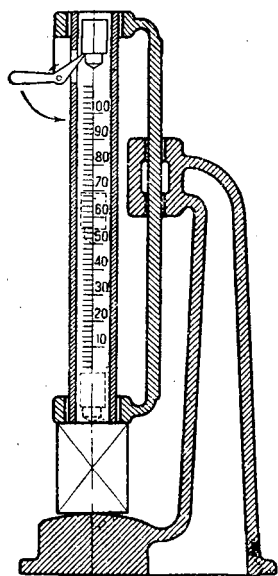
ругости испытуемого материала подпрыгивает (фиг. 92). Высота, на которую подпрыгивает молоточек, характеризует твердость испытуемого металла. Прибор C имеет шкалу, разделенную на 100 равных частей. На шкале ставится деление 100, соответствующее высоте подпрыгивания молоточка от поверхности закаленной высокоуглеродистой стали; 0 соответствует нижнему положению молоточка, и вся шкала делится на 100 равных частей. На модели D высота сразу указывается стрелкой на циферблате прибора. Необходимо испытуемую поверхность ставить

по уровню, а трубку склероскопа по отвесу. Внешний вид склероскопа изображен на фиг. 93. Твердостью по склероскопу принимается высота первого подпрыгивания. Время от времени рекомендуется проверять

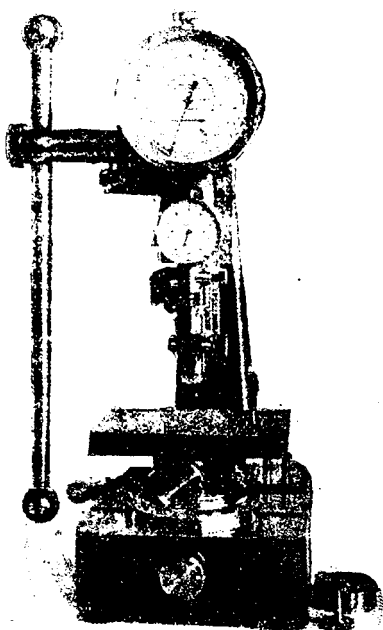


Фиг. 91. Вид стеклянной линейки по Гиллери для измерения диаметра отпечатка по Бринеллю (до 0,1 мм).

прибор по контрольной пластинке. Согласно нашим наблюдениям между твердостью по Бринеллю и по склероскопу Шора нет никакой связи аналогично тому, как между R и P не имеется связи. Склероскопическая твердость соответствует согласно нашим наблюдениям P — пределу упру-



Фиг. 92. Эскиз склероскопа.



Фиг. 93. Фотография монотрона.

гости металла. Величина твердости по Шору также не может являться расчетной величиной при проектировании, а только качественной.

4. Технологические пробы.

Для контроля качества металла в отношении к последующей его обработке служат *технологические пробы*. Например для кровельного железа важно не его сопротивление разрыву или его твердость, а возможность обра-

зовать на холоде изгибы без разрушения. Поэтому главным испытанием его будет испытание *на загиб*, который образуется например при *двойном кровельном* загибе. Для изготовления из слитка какой-нибудь поковки важно, чтобы при ковке в горячем состоянии металл не давал трещин. Выше было выяснено, что такое состояние металла зависит, или от присутствия значительного количества серы или растворенных окислов железа. Не говоря уже о невозможности или трудности иногда произвести анализ металла на содержание окислов железа, надо уметь делать выводы из полученных результатов химического анализа, тогда как технологическая проба проковки пробы в горячем состоянии может сразу показать пригодность или непригодность металла. Вся процедура производства технологических проб стандартизируется, и в СССР имеются уже предложенные методы испытаний, так называемые *промстандарты технологических проб*. После того как промышленность проверит их на практике и даст свои отзывы (на что надо 1—2 года) в промстандарт вносятся поправки. После обсуждения в особой комиссии промстандартов с поправками они становятся законом для всей промышленности и называются *стандартными*, общеобязательными методами испытаний (ОСТ). В большинстве случаев можно по механическим испытаниям и химическому составу сделать заключение о степени пригодности металла для той или иной цели; но иногда эту связь очень трудно представить и в таких случаях потребитель может обеспечить, а поставщик гарантировать определенное качество при помощи технологической пробы, дающей при определении ее по заранее выработанному методу — (предельные ответы). Надо заметить, что технологическая проба как метод практического испытания не может заменять методов химического и механических испытаний, она может только дополнять их (обзор технологических проб см. Промстандарт 109—126, выпуск 27-й, сентябрь 1928 г.).

Изготовленный вышеописанными способами металл образует материал, известный под общим названием углеродистая сталь, или просто *сталь*. На свойства стали имеет громадное значение углерод, поэтому основанием разделения сортов стали будет служить содержание углерода. Стали с содержанием до 0,5% С применяются в машиностроении для изготовления разных деталей, а потому носят название *машиноподелочных* сталей. Стали выше 0,5 до 1,5% С (предел ковкости) применяются для изготовления инструментов, а потому называются *инструментальными*. В свою очередь машиноподелочные стали подразделяются на сорта, называемые по их применению:

- 1) 0,0 — 0,12% С — сварочное железо, заклепочное
- 2) 0,13 — 0,18% С — котельное железо;
- 3) 0,19 — 0,30% С — осевая сталь (для валов, осей и т. п.)
- 4) 0,31 — 0,50% С — бандажная сталь (для твердых деталей).

Инструментальная сталь подразделяется:

- А. Сталь для ударных инструментов — 0,50—0,85% С
 1. Для молотков, зубил и т. п. — 0,50—0,65% С
 2. Для пуансонов, штемпелей — 0,65—0,85% С
- Б. Сталь для режущих инструментов — 0,9—1,5 % С
 1. Режущие с толчками сверла, развертки, фрезы, ножи по дереву — 0,90—1,10% С
 2. Спокойно режущие резцы по металлу — 1,10—1,50% С

Из приложенного перечня заметно общее свойство сталей,¹ — чем больше углерода в стали, тем менее она вязка и хуже противостоит ударам. Поэтому очень опасно делать изделия например оси, по самому характеру предназначенные выдержать удары без излома из стали например 4 — бандажной, также нельзя сделать зубило из стали 1% С, назначенной для сверл. Другим свойством примеси С будет то, что чем больше углерода в стали, тем большей твердостью она обладает. Если изготовить из вышеперечисленных марок машиноподелочной стали образцы для механических испытаний, то можно было бы получить результаты, сведенные в таблице 22.

Таблица 22.

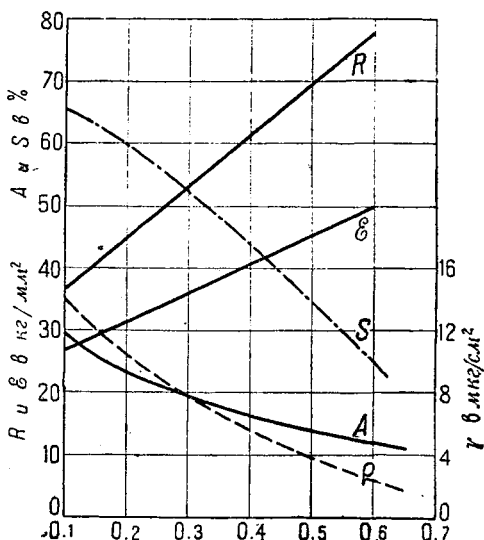
(отожженная сталь)

Металлы	R	σ	A	S	r
	кг/мм ²		в процентах		
1. Сварочное железо	31—34	16—18	30—33	70—75	14 кгм
2. Котельное	36—42	18—22	25—30	60—70	10 "
3. Осевая сталь	45—55	25—30	20—25	50—60	6 "
4. Бандажная сталь	60—75	32—40	8—15	35—45	3 "

Для инструментальных сталей механические испытания нехарактерны и их обычно не производят, так как они характеризуются химическим составом.

Если изобразить на диаграмме связь механических свойств с химическим свойством, то можно получить диаграмму (фиг. 94).

Из этой диаграммы видно, что по мере увеличения содержания углерода в стали R и σ увеличиваются, а A , S и r (сопротивление удару) уменьшаются. На этой диаграмме нет величины P , так как эта величина переменная и на нее сильно влияет термическая обработка стали. Процессы изготовления стали, отражаясь на всем химическом составе ее, конечно отражаются и на механических свойствах. Главнейшее влияние оказывают вредные примеси — сера и фосфор. Фосфор при содержании выше 0,05% легко улавливается ударной пробой, понижая ударную пробу почти до 0 кгм при содержании более 0,10% P. Сера и растворенные окислы железа понижают A и S . Эти примеси потому и называются вредными,



Фиг. 94. Зависимость механических качеств отоженной стали от процентного содержания углерода.

¹ Нормальный образец $L = 200$; $D = 20$ мм.

что они уничтожают эластические наиболее важные свойства стали. Особенно вредно сочетание этих свойств в стали с содержанием углерода выше 0,90%, т. е. инструментальных. Поэтому по химическому составу инструментальные стали не должны содержать более 0,03% Р и 0,02% S.

Итак, суждение о качестве металла выводится для машиноподелочных на основании механических испытаний, величины которых служат основанием расчета прочности изделий, а для инструментальных на основании химического анализа, так как механические качества не показательны и не характеризуют качества инструмента.

В настоящее время еще нет всесоюзного стандарта на углеродистые машиноподелочные стали. Однако для производства и для конструирования

Таблица 23.

НКПС Таблица марок литого железа и стали (1924 г.).

Марка	И С П Ы Т А Н И Е									
	На растяжение					На изгиб		На отсут- ствие за- калки	На свар- ку	На расплю- щивание
	Времен- ное со- противл. R кг/мм ²	Относительн. уд- линение i %			На 180° около стерж- ня, кратн. толщине образца					
		Нор- мальн.	Повы- шен.	Пони- жен.	Холодн.	Горяч.				
Ст. 1	33—40	28	30	26	180° вплотную		Исп.	Исп.	1/3 высот.	
Ст. 2	35—42	26	28	24			Исп.	Исп.	1/3 высо- ты	
Ст. 3	37—44	22	24	20			Исп.	Исп.	1/2 высо- ты	
Ст. 4	40—50	20	22	18	180° ($t_1=2t$)	180° вплотную	Не испытывается			
Ст. 5	50—60	16	18	14	180° ($t_1=3t$)	180° ($t_1=t$)				
Ст. 6	60—70	12	14	10	Не испытывается					
Ст. 7	70—85	8	10	6						

Примечание 1. При испытании на растяжение плоских образцов тоньше 8 мм указанные в таблице величины i могут быть понижены:

Для образцов толщ.	до 8—7 мм	до 7—6 мм	до 6—5 мм	до 5—4 мм
Понижение величины i	100%	150%	200%	250%

Примечание: 2. Образцы тоньше 4 мм на растяжение не испытываются.

Примечание: 3. При испытании на растяжение плоских образцов толще 20 мм указанные в таблице величины i понижаются на 100%.

Примечание: 4. В 1926 г. введена марка Ст. О с характеристикой только по холодн. загибу: $t_1=t$.

Таблица 24.

Марки стали по нормам Главного артиллерийского управления (1923 г.)

Сорт	И С П Ы Т А Н И Е										
	На разрыв				На изгиб			Ударом	В нагрет. состоянии		На сварку
	для сорт. и фасон. жел. и стали толщ. $\frac{1}{8}''$ и $>$ Для листов. стали всех толщин				Только для сортов толщ. до $\frac{3}{8}''$			Для железа и стали тол. $\frac{1}{8}''$ и более	Нарубка и загиб на 180°	Посадка в торец	
	R кг/мм ²	δ %	Поперечн. сжатие обр. % Круг. Пряг. моуг.		Толщина	Угол	Условия испыт.				
Железо	А 28—36	25	60	5	$< 0,05''$ $0,05'' - 0,03''$	90° 90°	Вправо и влево загиб и выпр. мм.	3,0 кг/мм ²	Для обнаружения	Применяется одинаково как для сортовой стали, так и для литого железа	Треб.
	Б 33—41	22	55	50	$0,08'' - 0,125''$ $\frac{1}{8} - \frac{3}{8}''$	90° 180°	Загиб и разгиб на 45° вплотн.				
Л	В 44—52	20	50	4	Листы и фасонная сталь толщиной $\frac{3}{8}''$ и тоньше 180° ($t_1 = t$)			2,5 кг/мм ²	краснолом-кости, пузырей и плен		Только для тех сортов стали, о которых в заказе сказано, что они должны свариваться
	Г 52—60	17	45	40				2,0 кг/мм ²			
	Д 60—68	14	40	3				1,5 кг/мм ²			

1. Листовая сталь и железо испытываются в нагретом состоянии только в исключительных случаях, когда они предназначаются для штамповки ответственных предметов, например станин лафетов. Условия испытания устанавливаются каждый раз при заказе и состоят в пробной штамповке соответствующих предметов. Фасонная сталь и железо испытываются той работой, которой будут подвергнуты при изготовлении предметов.
2. При разрывной пробе по возможности отмечается практический предел упругости (начало текучести) по диаграммам или иным способом. В случае сомнений за предел упругости принимается нагрузка, при которой остающееся удлинение не превышает 0,2%. Решающее значение имеет сжатие, удлинение только регистрируется. Вырезанные холодным образом образцы для испытания в холодном состоянии до окончательной отделки подвергаются отжигу: А—500°, Б—80°—900° (А и Б охлаждение на воздухе), В—850°, Г—800°, Д—750° (В, Г, Д—охлаждение с печью).
3. Предельное наибольшее содержание вредных примесей S и P в составе разных сортов литого железа и стали устанавливается S—0,05%, P—0,05%.

ния необходимы указания этих величин. Поэтому уже давно в СССР — ведомства, потребляющие большие количества стальных изделий, имеют так называемые технические условия на поставку материала.

Например НКПС в 1924 г. выпустил следующую таблицу марок литого железа и стали (табл. 23), а в табл. 24 приведены марки стали ГАУ. Из этих таблиц можно сделать заключение, что марки стали характеризуются не только механическими, но и технологическими испытаниями. Из этих испытаний здесь требуется изгиб в холодном и горячем состоянии. Холодный гиб характеризует *раскисленность* стали (допустимое содержание FeO и P), горячий — допустимое содержание S.

Графа „Отсутствие закалки“ (неправильное выражение) гарантирует малое содержание C (менее 0,15%), сварка — малое содержание Si (менее 0,15%). Посадка в торец или расплющивания обнаруживает недостатки прокатки: при этом испытании вскрываются закатанные или закованные плены. Имеется резкая разница и в определении годности. В табл. 24 ГАУ обращается внимание на определение предела упругости (прим. 2), в табл. 23 НКПС этого нет. ГАУ обращает внимание на физическое состояние металла — перед испытанием во всех сталях требуется отожженное состояние и для этой цели указаны температуры отжига и скорость нагрева. Это необходимо сделать для того, чтобы снять *влияние наклепа*, полученное при *холодной* вырезке; в табл. НКПС на это не обращается внимания. Наклеп особенно резко отражается на уменьшении сопротивления удару (*r*); испытание на удар в табл. 24 показано, а в табл. 23 — нет; поэтому отжиг по нормам ГАУ обязателен, а НКПС — нет; зато нормы НКПС ярче оттеняют влияние формы образца на показатели механических испытаний. Таким образом в нормах ГАУ сильнее отразилась точка зрения металлурга, а в нормах НКПС — механика-конструктора.

В этих таблицах химический анализ не упоминается вовсе, ибо технологические испытания таковы, что их можно выполнить только при определенном химическом составе в узких границах; это соотношение выяснилось нами выше.

Для сравнения наших таблиц приводим таблицу марок по нормам DIN (см. вкладку).

Выше, при разборе процессов изготовления стали было показано, что процесс влияет на качество металла и нет возможности дать цифровую характеристику металла — вот это-то обстоятельство и затрудняет выработку всесоюзного обязательного стандарта. В дальнейшем мы увидим, что свойства металла кроме того резко изменяются от термической обработки и примесей других металлов. Все это не дает возможности выработать краткую характеристику свойств металла. В дальнейшем мы будем применять американскую систему обозначений как химического состава, так и механических свойств металла при помощи цифр и букв, и таким образом возможно цифровое обозначение нужной стали на конструктивном чертеже, вместо того чтобы длительно описывать нужные свойства стали.

Б. ЗАВИСИМОСТЬ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОТ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА СТАЛИ.

Рассмотрев главные способы получения стали, железа и чугуна и познакомившись с методами испытаний этих металлов, можно вывести зависимость механических свойств металла как от химического состава,

ТАБЛИЦА 25.

Кованая сталь нелегированная

DIN — 1611¹

А.

Степень чистоты: Содержание S и P не гарантируется. Механические свойства соответствуют металлу в состоянии поставки в хорошо прокованном или прокатанном виде.

Марка (обозначения)	Испытание на растяжение по DIN 1605			Свойства
	R <i>кг/мм²</i>	Наименьшее A ² % ²		
		Короткий образец L = 5d	Нормальный L = 10d	
St 00.11	—	—	—	Без гарантии каких-либо механических качеств, ни холодно-, ни красноломкое
St 37.11	37—45	25	20	Обычная томасовская или сименс-мартеновская сталь. Не всегда хорошо сваривается.

В.

Степень чистоты: S и P не более 0,06% каждого, в сумме не более 0,1%. Механические качества соответствуют металлу в отожженном состоянии, что соответствует состоянию поставки. Такими качествами обладает обычно исходный металл в хорошо прокатанном или прокованном виде (подвергнутый отжигу или нормализации).

Марка (обозначения)	Испытание на растяжение по DIN 1605			Содержание S %. Для привязки к таблице	Свойства
	R кг/мм ²	Наименьшее A ⁰ % ²			
		Короткий образец L=5d	Нормальный L=10d		
St 34.11	34—42	30	25	0.12	Цементируется, сваривается на горне
St 42.11	42—50	24	20	0.25	Цементируется, но сердцевина твердая и крупная. Трудно сваривается
St 50.11	50—60	22	18	0.35	Негодная для цементации. Едва сваривается. Трудно закаливается
St 60.11	60—70	17	14	0.45	Закаливается, возможна полная термическая обработка
St 70.11	70—85	12	10	0.60	То же

Эти условия неприменимы для пудлингового металла. Для холодно-наклепанного металла протяжкой, прессовкой, ударами и т. п. не должно применяться эти нормы.

Под отжигом (нормализацией)³ подразумевается здесь нагрев немного выше верхней критической точки, сопровождаемый остыванием на воздухе.

Механические качества соответствуют пробе, взятой из металла вдоль волокна. Предел текучести (σ_s) обычно равен 55% R.

Испытания на растяжение производятся по DIN 1602 и т. д.

Производство химического анализа согласуется между заказчиком и поставщиком.

При возникновении спора таковой решается на основании выработанных норм химической секции общества немецких сталелитейщиков.

Нормы применяются на основании данных DIN 1606.

В отдельных случаях, — например, при заказе на сталь для больших турбинных дисков, для цементации и т. п., следует указывать назначение стали при заказе.

Сентябрь 1924 г.

¹ Объяснения табл. DIN даны ниже стр. 179, табл. 32.

² При применении еще меньших длин образцов (заграничных) A²% соответственно увеличивается.

³ Точный перевод (К. Г.).

так и от физического состояния его. Влияние этих факторов так велико, что прочность одного и того же металла может колебаться в очень широких пределах, и лицам, имеющим дело с применением металла в конструкциях, с эксплуатацией таких металлических конструкций или их обработкой нельзя не знать об этой зависимости при выборе как самого материала, так и изделия из него. Рассмотрим влияние всех обычных составных элементов стали — углерода, серы и фосфора.

1. Влияние C, P, S, Mn, Si.

При испытании металла на разрыв уже было указано влияние углерода на все 4 параметра разрывной диаграммы. *Увеличение процента содержания углерода увеличивает сопротивление разрыву и пределы текучести и упругости, уменьшая процент удлинения и сжатия поперечного сечения.* Последние характеристики указывают, что углерод в железе понижает вязкость за счет увеличения твердости — это свойство особенно резко отзывается на сопротивлении металла удару — углерод понижает сопротивление удару. Поэтому детали, назначение которых выдерживать удары, нельзя изготовлять из многоуглеродистой стали. Выше указывалось, что *примеси серы и фосфора* являются вредными. Эти примеси уменьшают прочность металла. Сера не дает возможности деформировать металл в горячем состоянии. При *содержании серы более 0,10%* железо и сталь краснотомки; это значит, что нагретый металл при ковке молотом или при прокатке образует трещины. Указать точно процентный состав, до которого допустимо содержание серы и выше которого следует запретить, нельзя, так как это обуславливается многими другими составными элементами стали. Обычно в стали допускается присутствие серы меньше, чем в железе, и следует считать содержание серы 0,10% и выше опасным для прочности стальных изделий. Нормально принимается содержание 0,05% S и меньше. Инструментальные стали должны содержать не выше 0,03% S. Фосфор сообщает металлу хрупкость на холоду, поэтому *фосфористый металл называется хладнотомким*. Содержание его в стали не допускается выше 0,06% и в железе 0,07%. Фосфор так же, как и сера, тем энергичнее проявляет свое действие, чем больше металл содержит углерода. Поэтому для инструментальных сталей верхним допустимым пределом является 0,03%, а для машиноподелочных 0,05% P. Иногда в технических условиях оговариваются допускаемой максимальной суммой. Например $P \leq 0,05\%$, $S \leq 0,04\%$, а в сумме $P + S \leq 0,08\%$, т. е. при повышенном содержании P например до 0,05, серы можно иметь не более 0,03, а не 0,04%, как указано в отдельных анализах. При описании методов получения стали указывалось, что в основной стали можно получить низкое содержание P, так как во время процесса P может перейти в шлак, но сера удаляется труднее. Особенно легко удаляется P из железа с содержанием $C < 0,10\%$; в таком железе можно легко понизить содержание P до 0,01—0,02%, но это достигается за счет сильного окисления железа, закись которого легко растворяется в металлическом железе, сообщая железу свойства краснотомкости и хрупкости. В этом периоде изготовления железа особенно важна проба ванны ковки; поэтому и при приемке или покупке железа необходима технологиче-

ская проба расковки образца в горячем состоянии. Металл, выдержавший такую пробу, считается пригодным для службы. Особенно важна эта проба для прутков, из которых будут готовиться заклепки, болты и другие кузнечные изделия. Присутствие фосфора можно обнаружить (кроме химического анализа) ударной пробой с надрезом. Крупнокристаллический излом с малым сопротивлением удару всегда выявит большое содержание Р. Кислая сталь по самому способу изготовления гарантирует большую раскисленность стали и если такая сталь имеет серу и фосфор в допустимых пределах, то кислая сталь считается более прочной, чем основная. Эта особенность кислой стали настолько существенна, что например по французским техническим условиям процент Р разрешается в кислой стали больший, чем в основной. Например в кислой стали 0,40% С допускается с содержанием 0,05—0,06% Р, тогда как в основной можно иметь не более 0,04% Р, и такие стали по составу считаются равнопрочными — такое влияние оказывает метод изготовления стали. Кроме вышеперечисленных составных частей, следует отметить значение марганца и кремния. Содержание этих элементов в стали обычно не превосходит 0,80—1,00% для марганца и 0,30% для кремния, если не было специальной прибавки для особого назначения стали. Железо содержит обычно 0,4—0,6% марганца и следы кремния. И для этих примесей имеет значение метод изготовления стали. Кислым процессом обычно нельзя получить железа, а только стали с нижним пределом С около 0,15—0,18%. Присутствие марганца в стали требуется для связывания серы, переводя этот элемент из соединения сернистого железа в сернистый марганец ($\text{FeS} + \text{Mn} = \text{MnS} + \text{Fe}$), менее вредящий прочности стали, чем сернистое железо; кроме того марганец отнимает кислород от закиси железа, образуя закись марганца ($\text{FeO} + \text{Mn} = \text{MnO} + \text{Fe}$), нерастворимую в стали. Обе эти реакции важны для основного, но не для кислого процесса: шихта кислой печи составляется с минимальным содержанием серы, следовательно удалять нечего, а окислы железа удаляются из стали кислым шлаком; поэтому из кислой печи получаются стали с низким содержанием марганца и без каких-нибудь особых требований нет смысла повышать это содержание. Обычно кислая сталь имеет 0,25—0,50% Мп, тогда как в стали из основной печи содержание марганца колеблется 0,6—0,8% и даже до 1% Мп при содержании S до 0,05—0,06%. *В железе из основной печи содержание марганца около 0,5—0,7%, т. е. чем меньше углерода, тем ниже содержание марганца. На механических свойствах повышенное содержание марганца (в указанных пределах) отражается аналогично углероду повышением сопротивления разрыву, пределом текучести и понижением удлинения и сжатия.* Поэтому кислая сталь более вязкая, чем основная, а это качество очень ценно в конструкционных сталях, почему и предпочитается кислая сталь основной. Что касается кремния, то в стали кремний получается в виде остатка от той порции кремния, который был введен в готовую сталь перед отливкой. Обычно это содержание не должно превосходить 0,30%, лучше даже 0,20% Si. Кислая сталь по самому процессу изготовления стали может иметь большее содержание кремния, поэтому в кислой стали допускается высший предел 0,35—0,40% Si. *Кремний уменьшает сопротивление стали ударам;* с этой точки зрения его избегают, он также уменьшает способность

к сварке, поэтому в железе содержание кремния допускается менее $0,1^{10}_{10}$, обычно следы ($0,02^{0}_{10}$). Итак общий состав железа по химическому анализу будет:

(основная) $C = 0,06 - 0,15$; $Mn = 0,35 - 0,60$; $Si \leq 0,1$ ($0,02$); $P \leq 0,05$; $S \leq 0,04$;

для стали машиноподелочной:

кислая $C = 0,18 - 0,50$; $Mn = 0,25 - 0,50$; $Si \leq 0,35$; $P \leq 0,06$; $S \leq 0,03$;

основная $C = 0,15 - 0,50$; $Mn = 0,50 - 0,80$; $Si \leq 0,25$; $P \leq 0,05$; $S \leq 0,03$.

Здесь приведены анализы только для сталей, полученных из мартеновских печей или из бессемеровского и томасовского конверторов. Что касается электростали и тигельной, то таковые относятся к разряду высокосортных сталей, получаемых также и при особо тщательном изготовлении стали в мартеновских печах. Такие стали изготавливаются для особых машинных деталей и по большей части сплавляются с специальными примесями, о чем будет речь ниже.

2. Неметаллические включения.

В течение процесса изготовления стали запутываются частицы шлака — неметаллические включения. Неметаллические включения уменьшают прочность металла, а кроме того, появляясь на поверхности изделия, часто делают таковое негодным. Например если на полированной шейке вала появится такое включение, то, несмотря на хорошую смазку и пригонку подшипника, шип будет во время работы нагреваться, и, если нельзя вырубить эту „песочину“ — шлаковое включение и переточить шейку на меньший размер, придется выбросить вал в брак. Таких изделий с работающими полированными поверхностями изготавливается в настоящее время очень много в технике, и требования на сталь, не имеющей шлаковых включений, являются часто основными. В зависимости от метода изготовления стали в ней будет большее или меньшее количество шлаковых включений. Если расположить по степени чистоты стали, начиная с метода, обеспечивающего наименьшее количество включений до наибольшего, то получим такую последовательность:

- | | |
|--|---|
| 1) тигельный процесс | 6) основной рудный процесс |
| 2) электроплавка | 7) томасовский |
| 3) кислый мартеновский процесс | 8) пудлинговый |
| 4) основной скрап-процесс мартеновский | (шлаковые включения расположены в металле в определенном направлении) |
| 5) бессемеровский | |

Вспоминая методику производства каждого процесса, придется отметить, что те процессы, в которых последний момент изготовления стали сопряжен с длительным *оттаиванием* расплавленного металла, как например тигельный, дает наименьшее количество включений. В томасовском и основном рудном процессах сталь до последнего момента выпуска находится в движении и имеет наибольшее количество включений. В порядке последовательности можно заметить, что кислая сталь выше основной. Следовательно в кислой стали неметаллических включений меньше, чем в основной. Это, быть может, связано с тем, что для кислой стали берется более чистая шихта. Шлаковое включение образуется или механически запутавшимся шлаком, или шлаком, образовавшимся вслед-

ствие химических реакций раскисления стали кремнием ($2\text{FeO} + \text{Si} = \text{SiO}_2 + \text{Fe}$), марганцем ($\text{Mn} + \text{FeO} = \text{MnO} + \text{Fe}$; $\text{FeS} + \text{Mn} = \text{MnS} + \text{Fe}$), так как процесс раскисления и заключается в переводе растворенной закиси железа в нерастворимое соединение марганца или кремния. Вот где происходит расплата за сильно окисленную сталь; если удалить вредный кислород, то в наследство остаются неметаллические включения, которые также отражаются на прочности и пригодности стали.

Только очень осторожным* окислительным процессом электроплавки с последующим восстановительным периодом, в течение которого готовая сталь долго выдерживается в печи, удается получить чистую сталь. В этом отношении тигельный процесс является сплошной выдержкой расплавленной стали без окисления с кислым шлаком, потому-то тигельная сталь и стоит на первом месте. Из пламенных печей наиболее гарантирует чистоту стали кислая печь. Нужно при всех процессах изготовления стали заботиться о чистоте при разливке стали.

Сифонная разливка дает включения огнеупорных, протекая по шамотовым сифонам и смывая глину из швов их. Грязный жолоб и ковши тоже являются часто причиной засорения стали механически увлеченными частицами. Из всего этого обзора видно, как отражается на прочности и пригодности металла процесс изготовления. Пудлинговый металл, ни разу не плавленный, содержит наименьшее количество растворенных окислов, зато в нем заключается наибольшее количество шлаковых включений, которое нацело невозможно удалить из стали; поэтому изделия с полированными поверхностями совершенно нельзя изготавливать из сварочного металла.

В. ЗАВИСИМОСТЬ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МЕТАЛЛА ОТ ФИЗИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МЕТАЛЛА.

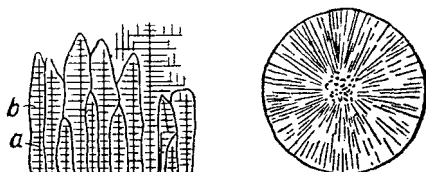
1. Ликвация и сегрегация.

Прочность стали обуславливается не только химическим составом, но также и физическим состоянием ее. Рассмотрим все стадии перехода стали из жидкого состояния в твердое и те превращения, которые имеют место в стали при ее охлаждении. Выше было указано, что метод разливки стали отражается на строении слитка. При разливке сверху усадочная раковина мельче, а при сифонной глубже, но кроме усадочной раковины в стали слитка наблюдаются явления *ликвации и сегрегации*. При переходе стали из жидкого состояния в твердое вся масса металла не застывает сразу сплошь. Сначала застывает металл в непосредственной близости к стенке изложницы (фиг. 73, стр. 102). Этот слой кристаллитов¹ самый мелкий и его химический состав в точности соответствует среднему составу всей массы металла. За ним следует слой кристаллитов металла, направление осей которых перпендикулярно к плоскости стенки изложницы. Это так называемый *столбчатый слой*. Размеры его кристаллов зависят от температуры разливаемой стали и размера слитка, т. е. *от скорости остывания слитка*. Естественно, что чем больше слиток, тем медленнее застывает сталь, а потому столбчатый слой будет

* Кристаллитами называются группы кристаллов.

меньше. В центре слитка размеры кристаллитов будут во всех направлениях одинаковыми, и поэтому никакой ориентировки у кристаллов нет, и они расположены в беспорядке. Чем дальше находится кристалл от охлаждающей стенки изложницы, тем медленнее остывает сталь, а следовательно медленнее растет кристалл. Известно, что *при медленном росте кристалл получает наибольшие размеры*. Из сказанного следует — *размер кристаллов в слитке будет наименьший на внешней поверхности слитка, а наиболее крупный в центре*. Если рассмотреть

процесс застывания слитков, то по объяснениям русского металлурга Чернова (Горн. журн. 1866 г., Ж. Р. М. О-ва 1915 г.) надо представить себе такую картину: перпендикулярно к стенке изложницы начинают расти главные оси кристаллов *a* (фиг. 95) перпендикулярно к ним вторичные *b*; на этих осях распределяется металл, составляющий кри-



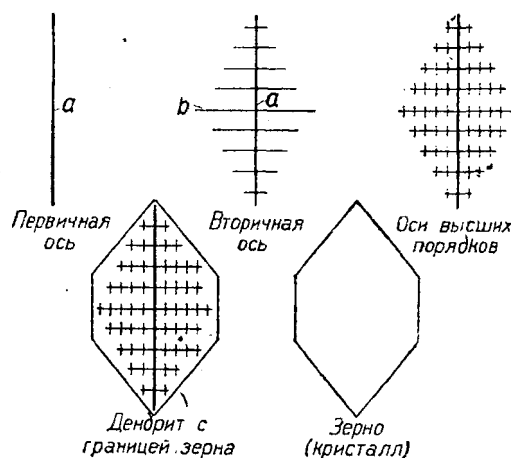
Охлажденная поверхность

Фиг. 95. Рост кристаллов застывающей стали перпендикулярно к охлаждающей стенке в направлении теплового потока (Чернов).

сталлы, при дальнейшем росте кристаллов они соприкасаются между собой. Очевидно, что состав этих кристаллов наиболее тугоплавкий из всей массы металла, а легкоплавкие составляющие, не могущие войти в образование тела кристалла, останутся в межкристаллическом пространстве, развешивая выделившиеся кристаллы. Понятно, что чем крупнее будут кристаллы, тем в более крупные массы объединятся эти включения, располагаясь между кристаллами. На фиг. 96 показан схематически рост таких кристаллов, которые по предложенному Черновым обо-

значению называются елочными или дендритами, с образованиями включений между кристаллами.

Так как наиболее крупные кристаллы находятся в центре слитка, то и включения наибольших размеров достигают в центре. Эти скопления и отесняются при застывании более чистых по сере и упругости кристаллов. На фиг. 74—75 видны фотографии при разных увеличениях этих включений, снятых после специальной подготовки полированных поверхностей стали. По этим картинам можно себе представить ясно, почему примеси серы и фосфора так уменьшают проч-



Фиг. 96. Схема образования кристалла стали. Сперва образуется главная ось, затем побочные (дендрит) и наконец полиэдр (зерно).

ность металла, и в то же время понятно, что не абсолютное количество этих примесей важно, а та степень раздробленности их, которая имеет место в данном изделии. Кроме химических соединений металла, в меж-

кристаллическом пространстве находятся и неметаллические включения — шлаки, которые не успели всплыть на поверхность слитка. Из сказанного следует, что *внешние слои слитка являются наиболее прочными, а центральные слабыми.*

Кроме сегрегации в слитке имеется явление ликвации. *Ликвацией мы называем разный химический состав слитка в разных точках одной и той же плоскости сечения перпендикулярно к оси слитка.* Ликвация обычно сопровождается сегрегацией. Особенно сильно ликвируют углерод, сера, фосфор. Если определить химический состав внешнего слоя слитка и внутреннего, особенно около усадочной раковины, то разница в содержании углерода может достигнуть 0,2—0,3%.

a

b



Фиг. 97. Два слитка одной и той же плавки: один слегка протравленный, а другой сильно. Наиболее загрязненные серой и фосфором части слитка растворились в кислоте при травлении.

разреза слитка. Сверху видна усадочная раковина, а в центре мелкие пузыри и около них сегрегационные включения. На фиг. *b* тот же шлиф, но после долгого травления (растворения) серной кислотой видно, как сильно ликвировал металл около сегрегационных включений. Из этих примеров следует, что строение слитка неоднородно во всех частях по химическому составу и по строению составляющих слиток кристаллов.

2. Макро- и микростроение.

То строение, которое обнаруживается и видно невооруженным глазом на тонкополированной поверхности стали после обработки ее слабым раствором химических реактивов, называется *макроструктурой* в

отличие от той структуры, которая может быть видима при больших увеличениях под микроскопом, а потому называемой *микроструктурной*. Макроструктура характеризует состояние металла, обусловливаемое его отливкой или ковкой, и следовательно ею контролируются литейные ковочные операции. Микроструктура характеризует так называемую термическую обработку — закалку, отжиг стали. Очевидно эти операции могут друг друга дополнять, но не заменять. Например отлитому сифоном слитку нельзя никакой термической обработкой придать ту макроструктуру, которую имеет слиток, отлитый сверху; поэтому макроструктура называется еще *первичной структурой* в отличие от *вторичной структуры* — микроструктуры.

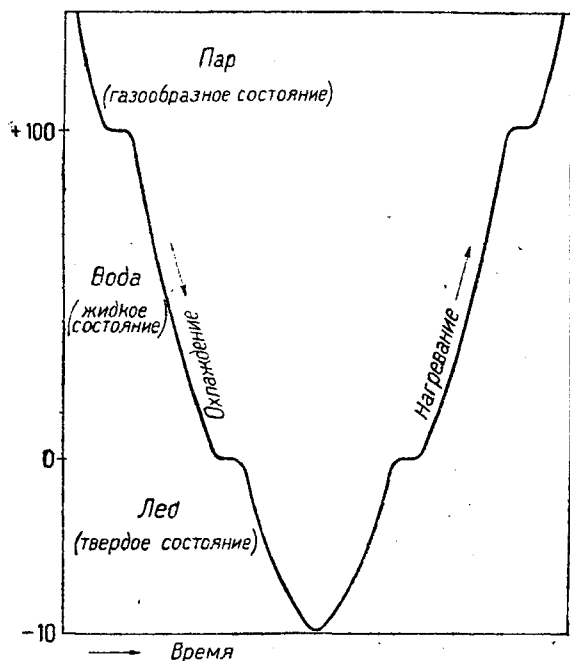
Изменения вторичной структуры будут происходить очевидно при более низкой температуре, чем изменения первичной, которая происходит при температуре плавления, т. е. в областях температур около 1500°C . В зависимости от содержания углерода превращения в стали происходят в области температур от 900 до 700°C . При изучении сплава железоуглерод (сталь) оказалось, что сталь состоит из двух составляющих чистого железа, называемого *феррит* и химического соединения железа с углеродом, называемого *цементит*, имеющего химический состав по формуле Fe_3C . Следовательно в стали углерод находится в связанном химическом соединении. Выделение углерода в свободном состоянии в стали бывает очень редко. Эти две составляющие, комбинируясь в различные формы структур, под действием термической обработки влияют на механические свойства металла.

Для изучения и определения составляющих сталь изготавливается *шлиф*. Для приготовления шлифа берется небольшой кусок металла из исследуемого места (кубик размерами около 10 мм) и испытуемая поверхность сперва сравнивается подпилком, затем шлифуется сначала грубой наждачной бумагой, затем мелкой. Наждачная бумага имеет 5 номеров разных размеров зерна наждака. Обычно бумага при этой операции шлифовки кладется на стекло, чтобы была твердая подкладка, и переходят от одного номера к более мелкому лишь тогда, когда исчезнут штрихи полировки от предыдущей бумаги. После шлифовки переходят к полировке на полировальной бумаге, имеющей также 5 номеров зерна и наконец кончают полировку на сукне, смоченном водой, в которой взболтана муть полирующего порошка — глинозема. В результате такой обработки получается зеркальная поверхность без всяких штрихов. Эту поверхность „обрабатывают“ погружением в однопроцентный раствор азотной кислоты (имеется целый ряд разных реактивов), и на полированной поверхности получается рисунок, видимый простым глазом, но еще лучше различимый под микроскопом при сильных увеличениях от 50 до 2000 раз. Как было уже выше упомянуто, если строение (рисунок) различается простым глазом, то структура называется макроструктурой, а если простым глазом плохо или вовсе не различается, а только под микроскопом, то называется микроструктурой. Феррит, цементит и их комбинация различаются только в микроструктуре, но не в макроструктуре. Вид и форма структурных составляющих — феррита и цементита, — как было сказано, обуславливаются термической обработкой, т. е. закалкой, отпуском и отжигом и тесно связаны с механическими свойствами металла, изменяя эти свойства в громадных пределах. На-

пример один и тот же металл после разных термических обработок может иметь неузнаваемые механические свойства — от 30 до 100 кг/мм² разрывное усилие, удлинение 5—20% и т. д. Поэтому если не обратить внимания на термическую обработку, то вышеизложенные (табл. 22, стр. 125) механические качества будут нехарактерными, поэтому там и сказано: „механические качества в *отожженном* состоянии“, что вполне определяет физическое состояние металла, обусловливаемое термической обработкой.

3. Причины, вызывающие изменение микроструктуры.

Ознакомление с разными видами структур и соответствующими им механическими качествами приводится в научной дисциплине, называемой *металлографией*, основанной на законах физики и химии.



Фиг. 98. Температурная кривая переходов воды из одного агрегатного состояния в другое. При охлаждении выделяется, а при нагревании поглощается тепловая энергия.

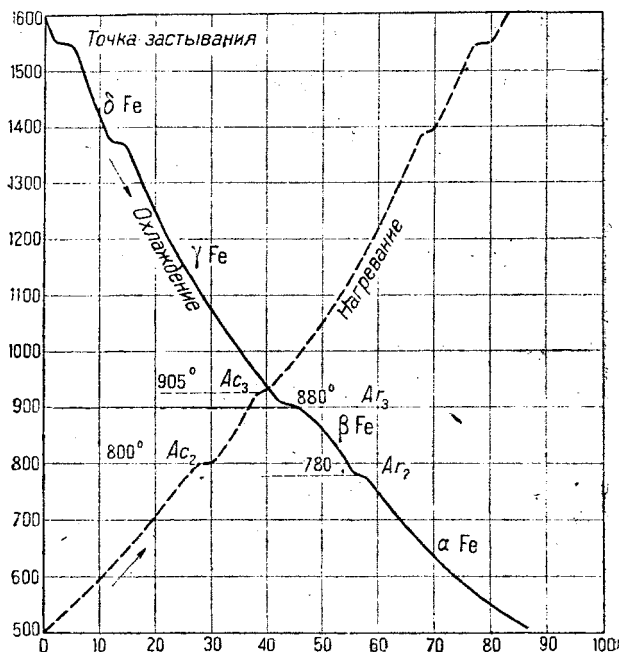
Как известно, всякое изменение одного агрегатного состояния в другое сопровождается выделением или поглощением скрытой теплоты. Например переход из жидкого состояния (первое агрегатное состояние) воды в газообразное (другое агрегатное состояние) сопровождается поглощением тепла в количестве 540 больших калорий на килограмм (воды или пара). Обратный переход будет сопровождаться очевидно выделением тепла. Из химии и физики известно, что вещества имеют различные виды в твердом состоянии. Например имеется желтый и красный фосфор (два разных состояния), оба вида состоят из одного и того же вещества — фосфора, но благодаря

различным *кристаллическим формам* обладают разными свойствами: первый (желтый) ядовит, а второй неядовит. Такое же явление имеет место и с железом. Железо может быть в четырех кристаллических состояниях, которые обозначаются первыми буквами греческой азбуки α , β , γ , δ . При обыкновенной температуре железо находится в α -состоянии, при 768° Ц оно переходит из α - в β -состояние (другая кристаллическая форма). β -железо¹ отличается тем, что оно становится

¹ Так как β -Fe не влияет на изменение прочности стали (о чем главным образом излагается здесь), то мы не будем β -Fe отличать от α -Fe.

немагнитным, т. е. при нагреве с 768°C железо перестает притягиваться магнитом. При температуре 906°C железо переходит в иную кристаллическую форму γ -железо, которое обладает свойством растворять твердый углерод; начиная с этой температуры можно *цементировать* железо. Поэтому обычно при цементовке надо иметь температуру в печи не ниже 900°C . Наконец при температуре 1401° железо переходит в δ -состояние, сходное по кристаллической форме с α -железом, и наконец при 1528°C плавится. Совершенно аналогично переходу воды в пар с поглощением тепла происходит и переход одной кристаллической формы железа в другую с выделением или поглощением тепла.

Если изобразить это графически, то получим (фиг. 98): на диаграмме видно, что при повышении нагрева от температуры, например от -10 до 0° , происходит нагревание льда (твердое агрегатное состояние воды), при 0° повышение температуры прекращается, несмотря на нагревание: лед при 0° превращается в воду с температурой 0° , а на диаграмме это выразилось горизонтальной линией, что и означает, что в течение некоторого времени температура была без перемены — приток тепла от нагревания поглощался превращением одного агрегатного состояния в



Фиг. 99. Температурная кривая переходов железа из одного состояния в другое.

другое. После 0° при продолжении нагрева температура воды продолжает повышаться до температуры 100° (при 760 мм давления), где происходит другое агрегатное изменение из жидкого состояния в твердое. При *охлаждении* идет тот же процесс, но уже с *выделением* тепла при агрегатных изменениях. Обращаем внимание, что естественные процессы *всегда* протекают в таком направлении, что при нагревании возникают превращения тела, поглощающие тепло и при охлаждении — выделяющие тепло, при сжатии тела возникают превращения, стремящиеся увеличить объем, и наоборот. Такое явление наблюдалось и в бессемеровском процессе — при понижении температуры ванны возникали в ней реакции, выделяющие много тепла (горение кремния), а при высокой температуре — реакции, поглощающие тепло. Это общие явления природы, изучаемые в отделе физики, называемом *термодинамикой*. При изучении законов термодинамики найдено, что всякий переход одного состояния вещества в другое дол-

жен сопровождаться выделением или поглощением тепла, поэтому и переход $\alpha\text{-Fe} \rightarrow \gamma\text{-Fe}$ должен сопровождаться тепловыми явлениями, что и видно из диаграммы (фиг. 99), совершенно аналогичной диаграмме фиг. 98, только с 4 „ступеньками“. Из рассмотрения этой диаграммы (фиг. 99) видно, что чистое железо действительно имеет 4 разных кристаллических формы, что было известно еще в 1900-х годах. а формы этих кристаллов были определены в 1920-х годах при помощи рентгеновских лучей. Точки перехода железа из одного состояния в другое обозначаются буквой *A* (*Arrêt* — остановка) со значками 1, 2, 3, 4 для каждого кристаллического состояния. Превращение одного кристаллического состояния железа в другое происходит при разных температурах, смотря потому, нагревается или охлаждается железо; например переход $\beta\text{-Fe} \rightarrow \gamma\text{-Fe}$ происходит при нагревании при температуре 906°C и при охлаждении $\gamma\text{-Fe} \rightarrow \beta\text{-Fe}$ при 898°C ; чтобы их различить к букве *A* прибавляется еще одна буква *c* (*chauffement*), обозначающая, что температура получена при нагревании, и буква *r* (*refroidissement*) при охлаждении. Таким образом A_{r1} — обозначает переход $\beta\text{-Fe} \rightarrow \alpha\text{-Fe}$ при охлаждении, A_{c3} — переход $\beta\text{-Fe} \rightarrow \gamma\text{-Fe}$ при нагревании. Введение в сплав с железом углерода и других примесей изменяют положение всех точек *A*.

Введенный углерод в железо образует с ним химическое соединение *карбид железа* Fe_3C , называемый *цементитом*; эта составляющая образуются при цементации железа, откуда и произошло название „цементит“.

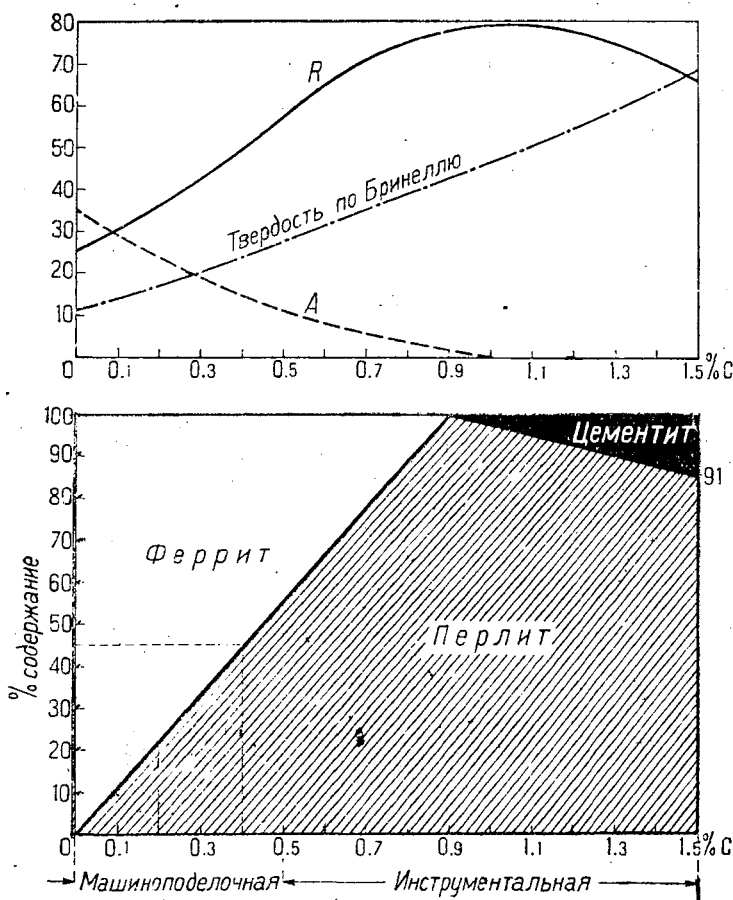
Чистое железо состоит из феррита; следовательно те свойства, которыми обладает оно, можно приписать ферриту, т. е. феррит вязок, легко деформируется. Механические свойства его будут, как у чистого железа: *R* около 24 кг/мм^2 , *A* более 40% , *S* — около 80% ; ударное испытание обнаруживает большое сопротивление разрушению. Цементит в значительном количестве заключается в белом чугуна и определяет свойства чугуна; из этого следует, что цементит обладает противоположными ферриту свойствами — цементит тверд, не деформируется, при ударах раздробляется, определить его механические свойства непосредственно нельзя, но, судя по твердости (по Бринеллю) он обладает *R* более 200 кг/мм^2 , *A* и *S* равны 0.

4. Типы микроструктур.

В структуре стали цементит обычно не представляет собой обособленных участков, а всегда находится в комбинации с ферритом, образуя в отожженной стали полосчатую структуру, называемую *перлитом*. На шлифованной поверхности перлит невооруженному глазу представляется в виде *перламутровой* поверхности, т. е. переливается разными цветами, откуда и произошло наименование перлит. *Перлит представляет такое агрегатное состояние феррита и цементита, которое соответствует содержанию приблизительно $0,9\%$ C ($13,5\%$ цементита)¹; если количество цементита в стали больше $0,9\%$ C, то*

¹ По формуле Fe_3C в 180 г цементита находится 12 г углерода на $3 \times 56 = 168 \text{ г}$ железа, т. е. в цементите $\left(\frac{12}{180} \cdot 100\right) 6,67\% \text{ C}$ и $93,33\% \text{ Fe}$ (1:15). В перлите содержится $0,9\% \text{ C}$, откуда следует, что перлит содержит $\frac{0,9}{6,67} \cdot 100 = 13,5\% \text{ це-}$

цементит остается структурно¹ свободным. То же можно сказать и о феррите, если содержание углерода в стали меньше 0,9%, то в сочетании с цементитом не может войти весь феррит и его избыток тоже останется структурно свободным. Таким образом агрегатное состояние стали в виде перлита является как бы равновесным сочетанием феррита и цементита. Такой структурой углеродистая сталь обладает при атмосферной температуре в отожженном состоянии. Графически можно изоб-



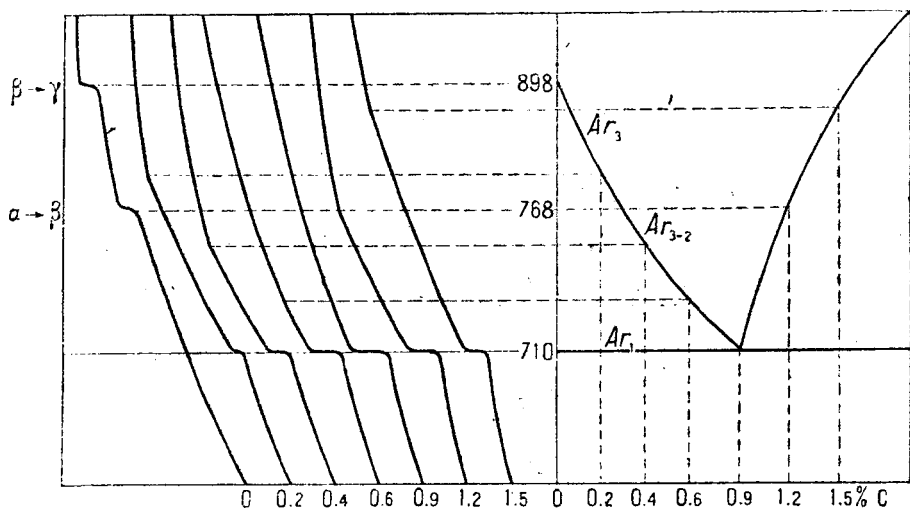
Фиг. 100. Соотношение между процентным содержанием составляющих сплава железо-цементит и его механическими качествами.

разнить следующим образом соотношение между составляющими при разном содержании углерода в стали (фиг. 100). По этой диаграмме легко

ментита. На диаграмме 100 для 1,5% С указано содержание свободного цементита 9% (91% — перлита) по следующим соображениям. Из 1,5% С пошло 0,9% С для образования перлита, а $1,5 - 0,9 = 0,6\%$ С. осталось для образования свободного цементита. Так как цементита в 15 раз больше углерода (1:15), то следовательно цементита будет $0,6 \times 15 = 9\%$, а остальное — перлит.

¹ Т. е. не войдет в структуру перлита.

определить, какая часть площади шлифа должна быть занята перлитом или другой избыточной составляющей; только в стали с 0,9% углерода 100% площади шлифа занято перлитом. Сопоставляя с изображенной выше диаграммой фиг. 94, можно заметить, что чем меньшее количество перлита в стали, тем большая площадь шлифа занята ферритом, придающим вязкость стали (A и S), а большое количество структурно свободного цементита, придавая стали хрупкость, не дает возможности выявить при испытаниях всю заключающуюся в том прочность (R), так как разрыв образца получается при меньшей нагрузке¹, чем следовало бы ожидать, судя по высокой ее твердости по Бринеллю. Уменьшение A и S почти до 0 характеризует эту хрупкость.



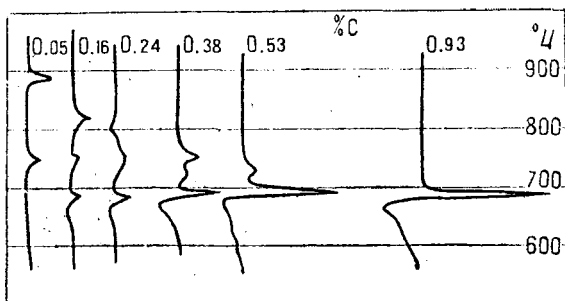
Фиг. 101. Построение диаграммы превращений в сталях по наблюдаемым температурным кривым. Точки остановок каждого сплава (напр. 0,2% С) проектируются на соответствующую ординату (0,2% С) диаграммы.

При нагревании феррит и цементит могут взаимно растворяться, образуя твердый раствор. Примером твердого раствора может служить например раствор твердого углерода в твердом железе при цементации; окраска твердого стекла твердыми минеральными красками — окись железа окрашивает стекло в зеленый цвет и т. п. Твердый раствор цементита в железе представляет иное агрегатное состояние, чем перлит, а следовательно, как было выше сказано, переход перлита в твердый раствор должен сопровождаться некоторым тепловым эффектом; в данном случае растворение происходит с поглощением тепла. При изучении разных форм чистого железа было указано, что только γ -Fe растворяет углерод, или, уточняя в данном случае, — цементит, поэтому очевидно, что в момент растворения феррит из состояния α -Fe переходит в γ -Fe и в это время растворяет Fe_3C . Для чистого железа была указана температура A_{c_3} — 906° Ц, однако присутствие цементита значительно изменяет температуру растворения. В присутствии 0,9% С,

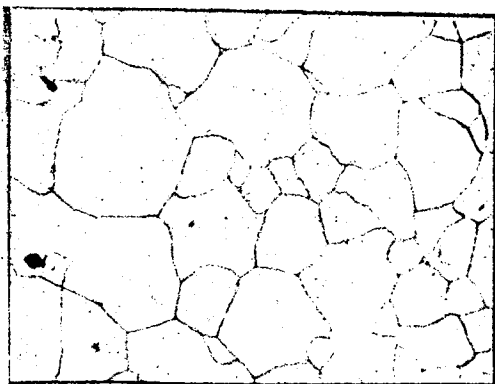
¹ Французские металлурги называют такой разрыв преждевременным (*pre-maturé*).

т. е. в чистоперлитной стали α -Fe превращается в γ -Fe при температуре около 740°C (Геренс, 4 изд., стр. 235) и при этой же температуре образуется твердый раствор цементита в феррите. Такой твердый раствор называется *аустени́том*.

Возьмем сталь с содержанием $0,4\%$ С. Такая сталь должна по диагр. фиг. 100 содержать 45% перлита и 55% структурно свободного феррита; поэтому при нагревании при температуре 740°C сплав на площади, занимаемой перлитом, превратится в аустенит, в котором при повышении температур начнет растворяться избыточный феррит, и при температуре около 850°C процесс растворения закончится. Таким образом в стали $0,9\%$ С была одна температурная остановка 740°C , а в стали $0,4\%$ С — две: 850 и 740°C ; очевидно аналогичное наблюдение можно получить и в превращениях стали с большим содержанием углерода, чем $0,9\%$ С, например $1,2\%$ С. В этом случае будет растворяться в образовавшемся из перлита твердом растворе избыточный цементит. Беря стали с различным содержанием углерода, можно получить диаграмму, выявляющую соотношение между температурами превращений и составом



Фиг. 102. Кривые охлаждения стали, полученные на самопишущем приборе.

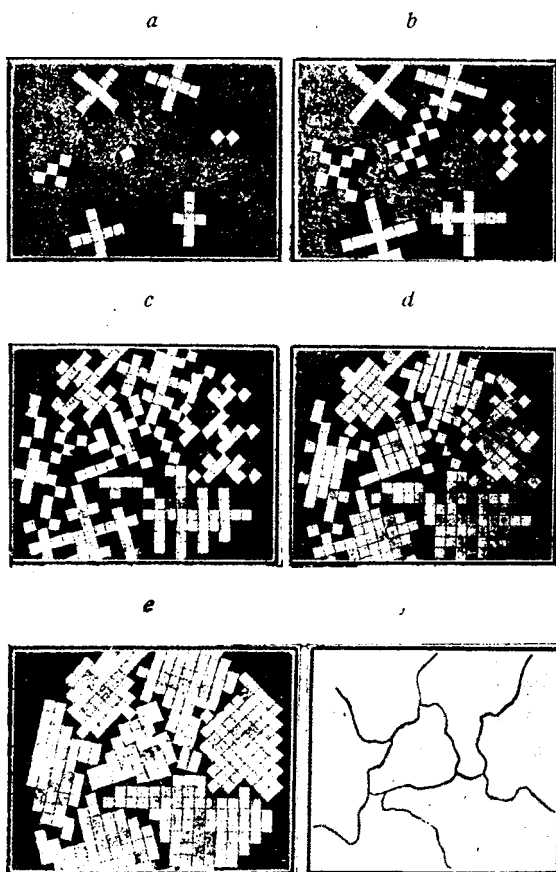


Фиг. 103. Шлиф чистого железа.

наблюдения при охлаждении A_r , которые происходят при низшей температуре, чем A_s . Остановки A_r легче и точнее определять, чем A_s . На фиг. 102 приведены кривые температурных превращений, записанные автоматическим прибором при наблюдении технических сталей. Как видно из кривых, температурные остановки в технических сталях ниже, чем в чисто углеродистых. Например A_r здесь $\sim 690^{\circ}\text{C}$, а в фиг. 101 $\sim 710^{\circ}\text{C}$. Итак *содержание углерода в стали влияет на температуру, при ко-*

сти. На фиг. 101 слева изображены кривые температур перехода при охлаждении из одного агрегатного состояния в другое для сталей разного состава: чистое железо, сталь $0,2\%$ С; $0,4\%$ С; $0,6\%$ С; $0,9\%$ С; $1,2\%$ С; $1,5\%$ С. По этим данным построена диаграмма, выявляющая соотношение между составом и температурами превращения стали. Температуры, при которых происходят превращения, называются *критическими*, и обычно диаграммы строятся по остановкам не при нагревании A_s , но по остано-

торой происходят изменения стали. Эти изменения агрегатного состояния стали настолько глубоко изменяют строение металла, что при рассмотрении шлифа можно легко заметить эти превращения. Таким образом термические превращения можно конпролировать структурным анализом. Для ознакомления со структурой стали придется сначала познакомиться со структурой чистого металла без всякой примеси.



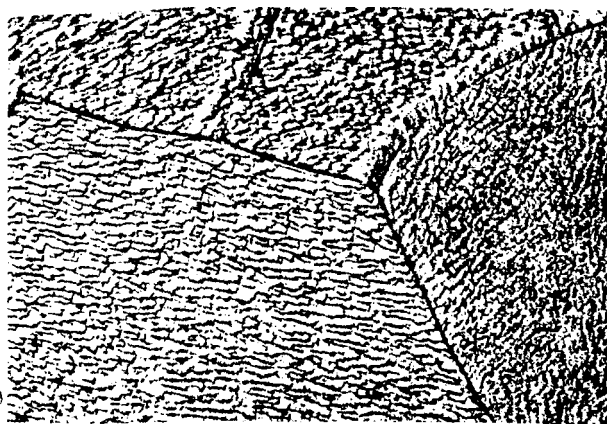
Фиг. 104. Схема процесса образования кристалла (Розенгайн): *a* — Образование центров кристаллизации. *b* — *c* — *d* — Рост кристаллов. *e* — Теснота мешает кристаллам принять правильную форму. *f* — Действительный вид этой кристаллической сетки.

зародившийся центр кристаллизации, другие геометрические фигуры этого рисунка (2, 3 и др.) изображают уже разросшиеся центры кристаллизации. Изучение кристаллического вещества показывает, что кристалл увеличивается или уменьшается в объеме не беспорядочно, а закономерно, сохраняя всегда точно величину углов, образуемых плоскостями граней кристалла; это возможно только благодаря тому, что, начиная с центра кристаллизации, кристалл присоединяет другие порции

Приготовленный, как было выше сказано, шлиф чистого электролитического железа под микроскопом при небольшом увеличении (в 150 раз) дает картину сетки (фиг. 103). Эта сетка есть не что иное, как ряд кристаллов, которые не могли принять правильной формы из-за того, что при кристаллизации они мешали друг другу в развитии.

Розенгайн (Rosenhain), английский металлург, приводит такую наглядную схему процесса кристаллизации (фиг. 104). Рост кристалла начинается с образования кристаллического центра. Очевидно благодаря электромагнитным силам, которыми обладает каждый атом вещества, атомы ориентируются, образуя геометрический объем. — Исходный кристалл той формы, которая присуща данному веществу; это и есть центр кристаллизации. Схематически это изображено на фиг. 104, *a*. Из них квадратик (кубик) в центре (1) рисунка, —

вещества — такими геометрическими объемами, какие были в центре кристаллизации; эти объемы соединяются одинаковыми плоскостями — гранями между собой, потому что и растет каждая грань кристалла параллельно исходной. Реально фиг. 104, а нельзя видеть, так как здесь схематически, для объяснения, показаны фигуры, изображающие образование молекул из атомов, т. е. это соответствует увеличению в 10 000 000 раз. Лучшие условия работы с микроскопом дают возможность довести видимое увеличение лишь до 5 000—6 000 раз. Следующие фиг. 104 (b, c) дают понятие о продолжающемся росте. Здесь можно видеть, что все дальнейшие присоединения молекул



Фиг. 105. Кристаллы чистого железа, обрису кившие излучность объёмов при травлении.

кристаллов происходят закономерно по определенным плоскостям. Фиг. 104, d и e показывают дальнейший рост кристаллов пока они (104, e) не соприкоснутся так близко, что уже *целая молекула* кристалла не сможет поместиться. Если бы был получен во всей жидкости только

один центр кристаллизации, то вся жидкость выкристаллизовалась бы в виде одного кристалла. В данном случае появилось 9 центров и в результате получилось (е) 9 кристаллов.

Принимая во внимание размеры фигуры (104,е), надо сказать, что промежутки между отдельными образовавшимися кристаллами меньше кристаллизационной молекулы, образующей центр, но могут быть больше атома, образующего эту молекулу; отсюда следует, что по этой линии металл будет задерживаться так сказать прочностью „зазубрин“, но не силой молекулярного притяжения атомов, которое действительно на расстояниях меньше атомных. Сила молекулярных притяжений значительно больше сцепления „зазубринами“. Кроме того сила сцепления между кристаллами очевидно будет тем больше, чем больше число этих „зазубрин“, т. е. чем мельче кристаллы.

Рассматривая фиг. 104,е видим, что кристаллы росли правильными наслоениями, и только теснота помешала принять им правильную форму кристалла. Если перейти к реальному рисунку, видимому глазом хотя бы в микроскоп, то фиг. 104,е перейдет в фиг. 104,ф, где черные линии — не видимые промежутки, а просто границы соприкосновения кристаллов, как например граница слоя масла над водой. Повторяем, что промежутков между кристаллами видеть невозможно глазом ни при каких условиях.

Из кристаллографии известно, что разрушение кристаллов совершается закономерно. Эта закономерность заключается в том, что как присоединение, так и удаление вещества идет целыми молекулами. Следовательно при растворении какого-нибудь кристалла будет растворяться какой-нибудь слой грани полностью, и таким образом при травлении (растворении) поверхности (фиг. 104,а) должны появиться *правильные фигуры* травления, соответствующие кристаллической форме вещества. На фиг. 105 ясно видно, что в результате травления получилась картина, видимая при увеличении в 150 и 1200 раз, очень напоминающая фиг. 104,е.

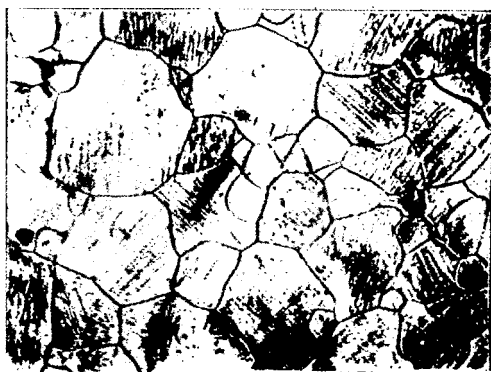
Но и помимо травления можно увидеть ориентировку плоскостей молекул в кристаллах, по которым они соприкасаются. При изучении прочности кристалла найдено, что кристалл легче всего разрушается по тем плоскостям, по которым молекулы присоединяются, образуя кристалл. Эти плоскости называются *плоскостями спайности*. Наблюдая под микроскопом шлиф отожженного чистого металла (фиг. 103), можно видеть лишь его границы и некоторые включения, но если этот шлиф подвергнуть какой-нибудь деформации, например сжатию или растяжению, то пока усилие не достигло предела текучести ($\mathcal{E}$), никакого изменения не наблюдается, но в момент достижения усилием величины, превосходящей предел текучести ($\mathcal{E}$), в видимых под микроскопом кристаллах появляются параллельные, вернее равностоящие друг от друга линии, имеющие самостоятельное направление в каждом отдельном кристалле (фиг. 106).

Сначала эти линии появляются в некоторых местах отдельных кристаллов, по мере увеличения нагрузки они распространяются на все кристаллы и увеличиваются в числе. Эти линии называются линиями сдвигов, и они расположены по плоскостям спайности.

Этому явлению Розенгайн (*Rosenhain*) дает следующее объяснение. Пусть на фиг. 107 ABC представляет сечение, перпендикулярное к плоскости шлифа. Пунктиром показаны плоскости спайности кристаллов.

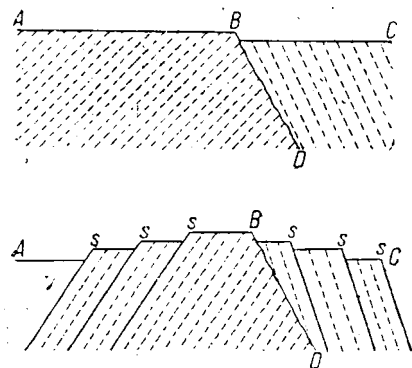
Кристаллы ABD и CBD имеют разное направление плоскостей спайности, так как это два разных кристалла. Точка B есть небольшой выступ, появляющийся в результате полировки. При деформации отдельные части кристаллов передвигаются по граням спайности, а так как грани спайности параллельны, то естественно могут образоваться благодаря передвижению только параллельные линии в одном кристалле, но не параллельные линиям другого кристалла.

При рассмотрении диаграммы испытания на разрыв при определении величины $\mathcal{E}$ растяжением в железе, содержащем очень мало углерода, видно, что „ступенька“ в разрывной диаграмме мягкого железа (фиг. 108) имеет вид ломаной линии, что и указывает на сопротивление сдвигу отдельных кристаллов. Следовательно величину $\mathcal{E}$ можно определить как усилие, которое нужно приложить к металлу, чтобы вызвать сдвиги, т. е. разрушение кристалла. Отсюда по-



Фиг. 106. Линии сдвигов на структуре чистого металла от нагрузки, превосходящей предел упругости (наклеп). Структура фиг. 103 представляет тот же шлиф до деформации.

нятно, что чем мельче структура, тем в больших направлениях распространены линии сдвигов, а так как кристалл не по грани спайности (т. е. по месту молекулярного сцепления вещества) разрушается очень трудно, то отсюда как результат можно вывести, что у вещества в мелкокристаллическом состоянии $\mathcal{E}$ выше, чем в крупнокристаллическом, так как направление сдвига одного кристалла встретит большое сопротивление сдвигу в другом кристалле по этому направлению, ибо невоз-

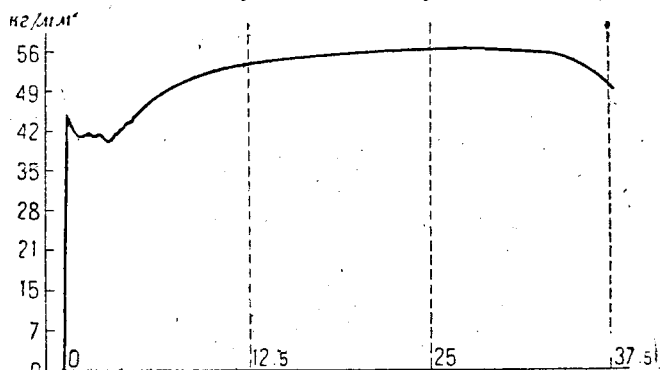


Фиг. 107. Объяснение образования линий сдвигов на шлифе.

можно, чтобы у всех кристаллов было одно общее направление плоскостей спайности. Правда, такое явление бывает в исключительных случаях в литом металле, например в столбчатом слое, поэтому первоначальное разрушение этого слоя, например ковкой, должно происходить очень осторожно, чтобы не получить трещин. Например, когда будет благодаря отжигу и ковке произведена перекристаллизация, тогда у металла получится разная ориентировка кристаллов, и деформацию продолжать гораздо легче. Из тех положений, которые были высказаны

выше относительно сцепления кристаллов чистых металлов, должно вытекать, как следствие, что при холодной деформации чистых металлов число

„зазубрин“, а следовательно и пустых промежутков будет больше, т. е. объем увеличится, а масса не изменится. Такое явление должно отразиться на изменении удельного веса, т. е. *деформированный металл, на холоду наклепанный ковкой или прокаткой, должен обладать меньшим удельным весом, а отожженный — большим.* На это было указано Г. Тамманом и доказано опытным путем Кальбаумом и Штурмом (Kahl-



Фиг. 108. Результат появления сдвигов в образце чистого металла — волнистая линия диаграммы при пределе текучести.

baum & Sturm, *Metallographie*, Tammann, 3 изд., стр. 139, см. русск. пер. ГНТИ) над некоторыми металлами. Из их опытов было получено:

Таблица (уд. вес) 26.

Металл	Отож- женный	Накле- панный	% умень- шения
Чистая платина	21 4403	21 4113	0,13
Золото	19 2601	19 2504	0,05
Рояльная проволока	7 7970	7 7772	0,25
Алюминиевая проволока	2 7030	2 6995	0,13

Для проверки прочности металла при разрушении его по телу кристалла и по межкристаллическому промежутку, Джеффрис и Арчер (*Z. Jeffris & Archer, The Science of Metals*, стр. 69, см. русск. пер. Болховитинова „Металловедение“, Промиздат, 1926 г.) сделали два опыта разрыва медной проволоки — один в течение одной минуты, а другой в 5 секунд; получились следующие результаты при 950° Ц:

Время разрыва	R	Вид излома
1 минута	510 г/мм ²	Хрупкий, межкристаллический. Вязкий, разрыв по телу кристалла.
5 секунд	1 800 г/мм ²	

“Этот опыт подтверждает высказанное выше предположение, что разрушение металла по межкристаллическому пространству происходит легче, чем по телу кристалла.



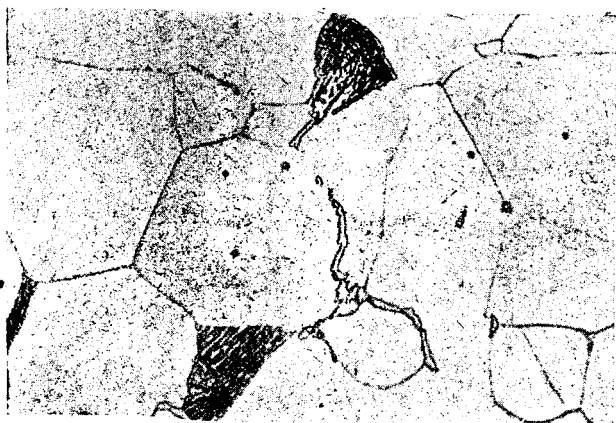
Фиг. 109. Структура перлита (пластинчатый) (0,9% С).



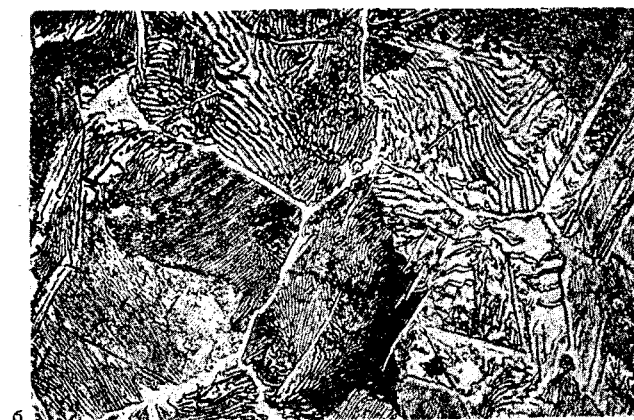
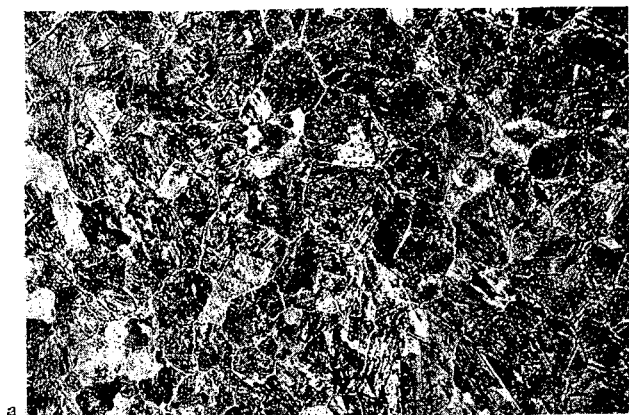
Фиг. 110. Структура эвтектики.



Фиг. 111. Структура стали (0,45% С). Свободный феррит и перлит при увеличении 1200.



Фиг. 112. Структура стали (0,1% С). Перлитом занята малая площадь шлифа.



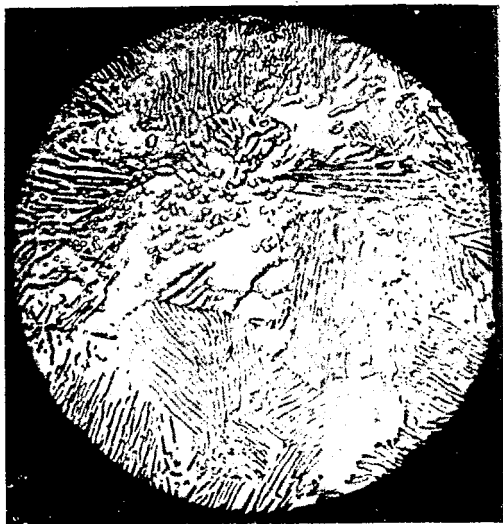
Фиг. 113. Структура стали (1,2% С). Избыточный цементит отличается от феррита тем, что не дает фигур травления и не разделяется на зерна: а — $\times 150$, б — $\times 600$, в — $\times 1200$ одного и того же шлифа.

¹ Иногда их называют зернами.

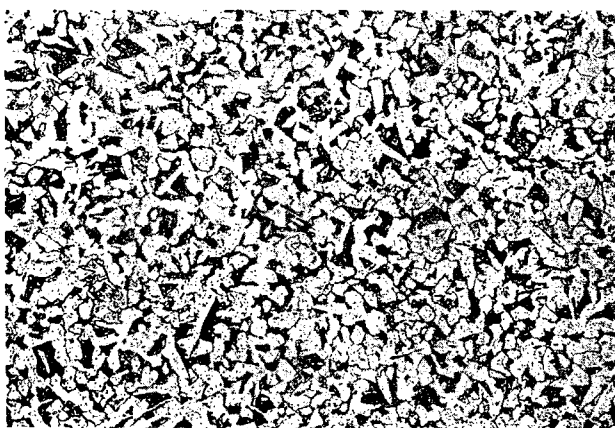
Итак чистый металл представляет на полированной поверхности фигуру сетки, т. е. кристаллы, которым придана неправильная форма¹. Очевидно все чистые металлы будут иметь одинаковое строение. Такой же вид имеют твердые растворы. При распаде твердого раствора должны появиться две разных составляющих — феррит и цементит. При содержании 0,9% С все поле шлифа представляет структуру перлита. Эта структура имеет вид ряда полосок неправильной формы, различной при увеличении в 500 раз под микроскопом (фиг. 109). Выше было указано, что такая сталь имеет только одну и притом наиболее низкую критическую температуру перехода в твердый раствор.

Такой состав, который легко плавится, называется *эвтектическим*, что значит (по-гречески) легкоплавкий. Так как в данном случае не наблюдается перехода из твердого состояния в жидкое, каковое явление в сущности и называется *плавлением*, а условное „плавление“

ние" — образование из двух твердых тел твердого раствора, то для различения этих переходов состав перлита называется *эвтектоидным*, а самая структура — *эвтектоидом*. Замечено, что все сплавы образуют аналогичное полосчатое или точечное строение при эвтектическом составе. На фиг. 110 изображена как пример структура эвтектики сплава — магний и олово. Иногда эвтектика или эвтектоид образует не полосчатую структуру, а мелкую точечную или, наоборот, крупные полосы. Это зависит от того, как скоро проходило через критическую температуру распадение твердого раствора. Сталь с содержанием более или менее 0,9% С имеет две остановки, т. е. две критические точки, соответствующие (при нагревании) сперва образованию твердого раствора из эвтектоида (перлита), а затем при повышении температуры в твердом растворе — растворению избыточной составляющей. Например при содержании 0,4% С, как было выше сказано, избыточную составляющую образует феррит; поэтому на шлифе должны быть видны две структуры — свободный феррит и перлит. На фиг. 111 это ясно видно. Отличие от структуры чистого железа заключается только

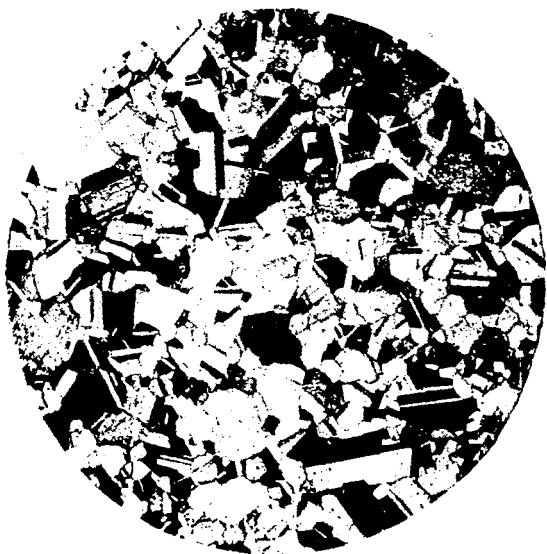


Фиг. 114. Структура перлита при боковом освещении. Ясно видно, что полосы и точки цементита возвышаются над плоскостью феррита.



Фиг. 115. Фиг. 111 при увеличении 150. Видно, что меньше $\frac{1}{2}$ шлифа занято перлитом. Отсюда можно сделать вывод, что это шлиф стали с содержанием < 0,45% С (0,4% С).

в том, что между кристаллами феррита расположились группы перлита. При уменьшении содержания С уменьшается площадь, занятая перлитом (фиг. 112, 0,1% С), и обратно, при содержании в стали более 0,9% С,



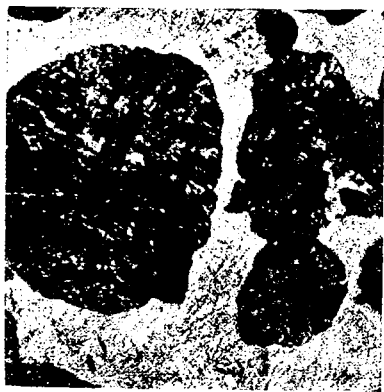
Фиг. 116. Структура аустенита (Обергоффер). Сетка кристаллов без рисунка. Темные кристаллы, как и у феррита, обуславливаются неодинаковой способностью отражать свет.

например 1,2%, появляется другая избыточная составляющая — свободный цементит. На фиг. 113 (а, б, в) изображена структура стали при разных увеличениях с содержанием 1,2% С. Здесь также структура перлита разделена структурно свободным цементитом. По форме цементит разнится от феррита. У феррита видны границы кристалла, у цементита этого не наблюдается. Цементит — самая твердая составляющая, поэтому при полировке слой цементита возвышается над поверхностью шлифа, и наоборот — феррит ниже поверхности цементита. Поэтому и в структуре перлита при очень сильном увеличении (ув. 1 200) (фиг. 114) и боковом освещении видно, какие полосы принадлежат ферриту и какие цементиту.

При слабом увеличении ($\times 150$) (тот же шлиф, что на фиг. 111) перлит дает впечатление темных пятен (фиг. 115), которые однако при большом увеличении (500—750) разделяются на полосы, как это видно из вышеприведенных фотографий 111 и 115. При критических температурах: A_{c1} начинается,



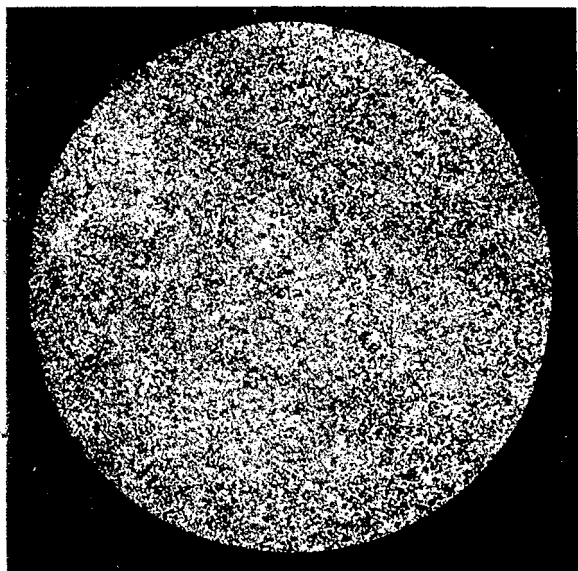
Фиг. 117. Структура очень мелкого мартенсита.



Фиг. 118. Пятна троостита на фоне мартенсита.

а при Ac_3 кончается растворение цементита. Поэтому *быстро охлажденная сталь* с температуры нагрева выше Ac_3 должна содержать твердый раствор цементита в γ -железе — аустенит. На фиг. 116 ($\times 100$) представлен снимок аустенита. Рисунок аустенита представляет собой такую же сетку, как и чистые металлы. Надо заметить, что при атмосферной температуре γ -железо может быть удержано только при особых условиях — при очень быстром охлаждении и высоком содержании специальных примесей. На приведенном шлифе аустенит зафиксирован только ввиду на-

личия в стали 24% Ni, в обыкновенной углеродистой стали при охлаждении даже очень быстром γ -Fe успевает перейти в α -Fe, и тогда получается другой твердый раствор — *мартенсит* (фиг. 117). Выше было указано, что цементит в α -Fe не растворяется, но в условиях быстрого перехода от высокой температуры к низкой приходится сделать исключение. Многие физические исследования с несомненностью указывают, что в данном случае имеет место *твердый раствор*, очень неустойчивый, легко выделяющий растворен-



Фиг. 119. Сорбит — очень мелкий точечный перлит.

ный цементит. С физической точки зрения раствором можно назвать такое *раздробление* (дисперсность) вещества в растворителе, что в каждом самом малом объеме растворителя заключается частица растворенного вещества. Это явление возможно, если допустить, что растворенное вещество раздроблено, или, как говорят, имеет дисперсность порядка молекулярных величин; поэтому в мартенситовой структуре зерно цементита раздроблено до размера молекулы и как бы „наильно“ зажато между частицами растворителя α -Fe. Следовательно структура мартенситовая неустойчива и стремится к распаденню, т. е. к выделению и группировке (коагулированию) молекул в крупные частицы. Из вышеприведенной фиг. 110 можно заключить, что мартенсит не обладает структурой типа перлита, наоборот, линии (всегда прямые) указывают на напряженное состояние металла. На фиг. 117 ясно видны равносторонние треугольники — линии напряжения металла. При малейшем нагреве, делающем частицы стали подвижными, происходит группировка частиц, и мартенсит распадается, переходя в *тростит* (фиг. 118 при увеличении в 3230 раз). На этой фигуре видно белое поле мартенсита, лишенное какой бы то ни было структуры и имеющее лишь черточки,

пересекающиеся под углом 60° ; рядом *круглые темные пятна тростита*, тоже лишенные структуры даже при этом увеличении; следовательно твердый раствор (*мартенсит*) в этих местах распался, но выделившиеся частицы еще так малы, что даже при самом сильном увеличении нельзя различить структуру.

При дальнейшем нагревании $400\text{--}700^\circ$ Ц цементит собирается во все большие группы, образуя структуру *сорбита* (фиг. 119) — очень мелких точек, но различных при большом увеличении. Дальнейший нагрев уже вызывает образование полосок перлита, структура которого уже выше указывалась.

5. Связь микроструктуры с прочностью металла.

Все перечисленные здесь структуры приведены как характеристики тех температурных условий, которые, изменяя структуры, тем самым изменяют все физические свойства (в том числе и механические качества металла) в самых широких пределах.

Аустенитовая структура, сходная со структурой чистых металлов, обладает, так же как чистые металлы, высоким процентом удлинения и средней величиной сопротивления. Надо отметить невысокий процент сжатия и очень низкий предел упругости. Отсюда можно сделать вывод — металл с аустенитовой структурой имеет невысокую твердость по Бринеллю и Шору и непригоден для конструкций, которые должны сохранять неизменность формы и требуют высоких упругих свойств. Только в особых случаях, где требуются особые физические свойства, применяется металл с аустенитовой структурой. Следующим этапом распада аустенита является *мартенсит*, указывающий своим внешним видом строения на напряженность металла. При разборе механических свойств металла указывалось, что напряженное состояние вызывается усилиями деформации, превосходящими предел упругости (P) и даже предел текучести ($\mathcal{E}$). Деформированный при таких условиях металл обладает высоким пределом упругости (P) и низким в то же время удлинением (A), что указывает на хрупкость металла. Поэтому и металл с мартенситовой структурой обнаруживает высокий предел упругости разрывному усилию ($P > R$), низкое удлинение ($A \approx 0$) и большую хрупкость. Только в сталях, имеющих высокое содержание никеля и феррита (т. е. в малоуглеродистых никелевых сталях), при мартенситовой структуре и высоких P и R удлинение может достигать $5\text{--}15\%$, а хрупкость мартенсита уравнивается присутствием вязкого феррита. Сталь с мартенситовой структурой при нагревании переходит в более устойчивые формы — *тростит*, — механические качества которого будут характеризоваться понижением предела упругости и повышением процента удлинения, но все еще недостаточно высоким сопротивлением удару. Следующий этап распада твердого раствора — *сорбит* — обладает наиболее пригодными механическими свойствами для машиноподелочной стали — высоким сопротивлением и пределом упругости ($P \approx 95\%$ $\mathcal{E}$; $\mathcal{E} \approx 0,75\%$ R), наибольшим сжатием, соответствующим данному составу стали при наибольшем сопротивлении удару (r). Дальнейший нагрев вызывает увеличение частичек цементита, и структура принимает вид перлита. Перлитовая структура обладает средними механическими качествами. Предел текучести равен $1/2$ сопротивления разрыву

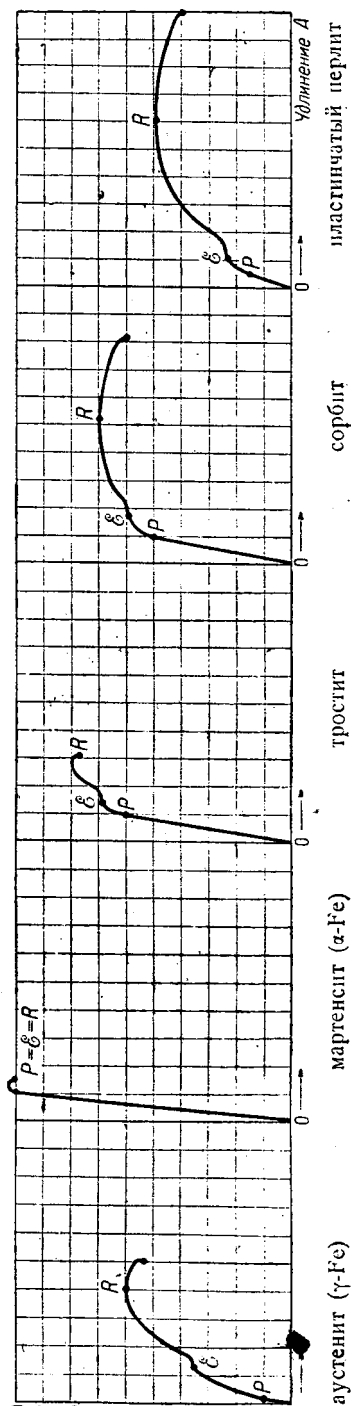
($\delta=0,5 R$, $P \approx 90 - 70\%$ δ); наибольшим удлинением (при $L=10d$) и средними числами сжатия сопротивления удару. Выше было сказано, что величина частицы цементита в перлите может быть или мелкой или крупной; поэтому механические качества перлитной стали находятся в зависимости от вида структуры: грубая, крупная структура перлита дает более низкие механические качества, а более тонкая, мелкая — высокие. Металл с зернами перлита, соответствующего при наиболее мелкой структуре сорбиту, обнаруживает наиболее высокие качества. Сведя вышеперечисленное в общую таблицу, получим такую последовательность, считая схематически за 100 максимальную величину коэффициента при механических испытаниях для одной и той же стали с содержанием около 0,3% С (машин оподелочной), но с различной структурой (фиг. 120).

Из приведенного описания структуры и связи их с механическими свойствами ясно выступает

Виды разрывных диаграмм в зависимости от структуры стали:

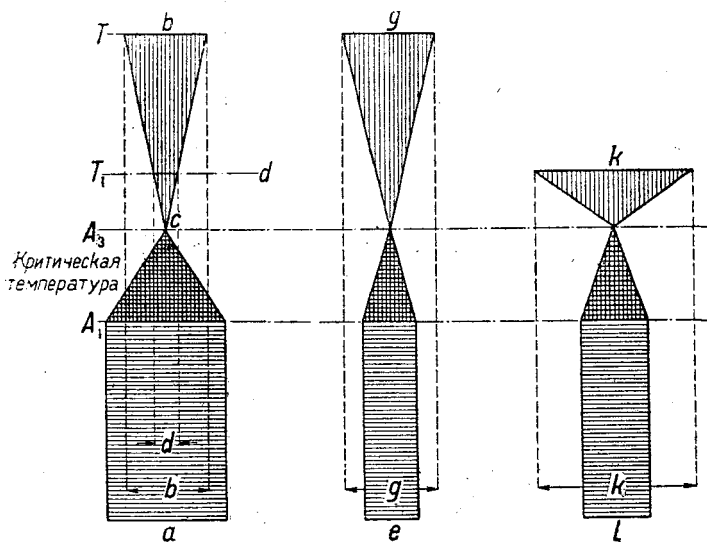
Фиг. 120.

Размеры частицы	молекулярные		не различимы в микроскоп	при сильном увеличении		среднее увеличение	
	аустенит	мартенсит		сорбит	перлит		
структуры:							
пер. Брин.	60	100	80	70	50		
R	60	100	81	70	50		
E	35	100	70	60	25		
P	10	0	60	50	15		
A	50	0	30	80	100		
S	50	0	50	100	75		
R	50	0	50	100	70		



тесная связь вида и формы структуры со свойствами металла. Все виды структур, перечисленные выше, можно назвать как бы типическими; однако между ними есть переходные, и вид их объясняется не только температурой нагрева, но и скоростью охлаждения и временем пребывания при нагреве (время выдержки).

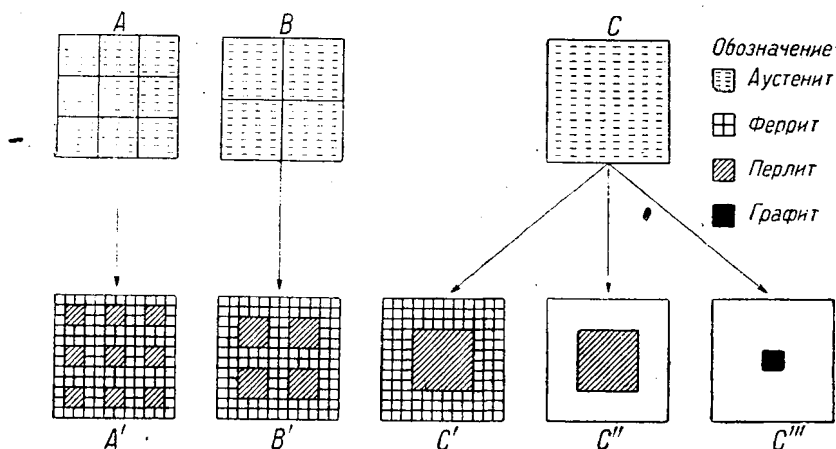
Выше было указано, что твердый раствор стали при температуре выше критической представляет сетку кристаллов или, как иногда называют такую структуру, зерен. Пользуясь приемом Совера, иллюстрируем графически изменение размера зерна в зависимости от температуры следующим образом: пусть на фиг. 121 размер кристалла будет изображен некоторой длиной горизонтальной линии (a); при нагревании до температуры A_{c1} начнется, а при A_{c3} закончится переход этого кристалла в аустенит (*твердый раствор*), т. е. размер зерна в этот момент бу-



Фиг. 121. Изменения размера зерна в зависимости от температуры нагрева. Длина абсциссы — мера площади кристалла (зерна) (Совер).

дет минимальным; это выражается тем, что величина зерна изображается точкой (c). По мере повышения нагрева зерно аустенита растет, и в зависимости от высоты нагрева (T) получается большее или меньшее зерно (b). Остывая с этой температуры до атмосферной, размер зерна не уменьшится, и поэтому получится размер (b). Если бы металл был нагрет до T_1 — низшей температуры, чем T с соответствующим ей размером зерна (d), то можно было бы при охлаждении получить размер зерна (d), соответствующий этой температуре T_1 , т. е. значительно меньший, чем исходный (a), и, наоборот, нагревая металл с размером зерна (e) до высокой температуры, можно получить очень крупную кристаллизацию с размером зерна (g), каковой и останется при охлаждении. Итак соответствующим нагревом с медленным охлаждением можно получить в металле крупное или мелкое зерно (кристалл). Аналогично повышению температуры действует и долгая выдержка. Графически это выразится большим уклоном

ограничивающих линий, как это изображено в случае нагрева зерна с размером (l), которое при долгой выдержке образовало зерно размером (k). Отсюда следует, что зерна (кристаллы) аустенита при долгой выдержке имеют способность сливаться вместе, образуя более крупные зерна (кристаллы). При медленном охлаждении зерна аустенита сперва выделяют избыточную составляющую — для машиноподелочной стали феррит, в инструментальных — цементит, — располагающуюся по границе зерна, а внутри зерна по достижении содержания эвтектоидного состава аустенит разлагается на составляющие — феррит, цементит, образующие структуру перлита. Таким образом в зависимости от размера зерна аустенита получается и в дальнейших структурах такой же размер зерна — из крупнокристаллического — крупный, из мелкого — мелкий размер. Совером предложена следующая схема превращений при медленном остывании через критическую температуру Ar_3 (фиг. 122).



Фиг. 122. При медленном остывании получающееся зерно перлита равно зерну бывшего аустенита (Совер).

Пусть A , B , C будут некоторые равные объемы стали в состоянии аустенита, причем объем A состоит из 9 кристаллов. Тот же объем при более высокой температуре будет иметь более крупные зерна, тогда B будет состоять из 4 зерен, а C при более долгой выдержке и высокой температуре пусть состоит из одного зерна. Тогда при охлаждении $A \rightarrow A'$ получится 9 зерен, окруженных ферритовой оболочкой, при $B \rightarrow B'$ 4 зерна, а при $C \rightarrow C'$ одно; очевидно во всех этих случаях и оболочка зерен будет увеличиваться пропорционально размеру зерна, и таким образом при долгой выдержке и высокой температуре получается крупнокристаллическое сложение. От степени выдержки зависят не только величина зерна, но и самое сложение структурных составляющих. В зависимости от времени пребывания в интервале критических температур зерно претерпевает значительное изменение. Было же сказано, что в критическом интервале аустенит разлагается на составляющие, образуя полоски перлита, но в зависимости от того, с какой скоростью идет это распадение, структура перлита будет или крупная или мелкая; даже при долгой выдержке при температуре 700°C у полосок цементита сперва

закругляются концы, а затем полоски переходят в шарики (явление называется сфероидизацией перлита), следовательно *сфероидизированный, иначе называемый зернистый перлит представляет последнюю наиболее устойчивую форму цементита в перлите и соответствует наиболее грубой структуре*. Арнольд дает следующую связь между разными формами структуры перлита и механическими свойствами (см. фиг. 123):

Механическое свойство	Микрострукт.	Фазы перехода
$R\ 105\ \text{кг/мм}^2$ $A = 15\%$		1-я фаза Сорбит. очень темный при протраве
$R\ 82\ \text{кг/мм}^2$ $A = 10\%$		2-я фаза Нормальный перлит, темный при протраве
$R\ 52\ \text{кг/мм}^2$ $A = 5\%$		3-я фаза Пластинчат перлит, переливается перлаутом при освещении
$R\ \text{около } 45\ \text{кг/мм}^2$		4-я фаза Грубый перлит, разделяющийся на цементит и феррит

Фиг. 123. Связь между структурой и механическими испытаниями. Постепенность перехода одной структуры в другую (Арнольд).

аустенита в последующие структуры потенциальная энергия постепенно выделяется, т. е. с укрупнением величины составляющих материя теряет энергию. Можно вышесказанное соображение о связи размера зерна с прочностью металла формулировать так: чем больше заключает металл потенциальной энергии, тем он прочнее (мелкокристаллический), и следовательно стремление металла перейти в более крупнокристаллическое состояние соответствует выделению потенциальной энергии. Крупное строение и резкая дифференциация составляющих является верной характеристикой низких качеств металла. Вот почему указывалось, что *составляющие не должны быть структурно свободными*. Их разъединение получается очень долгой выдержкой при сравнительно низких температурах ($700-720^\circ\text{C}$).

Из этой фигуры видно, что не самая форма структуры интересует изучающих, а те механические качества металла, которые *обязательно соответствуют этой структуре*. Как общее правило, можно сказать, что чем крупнее кристаллы (высокая температура), чем грубее структура, т. е. чем резче разъединены дифференцированы структурные составляющие, тем ниже механические качества металла, выражающиеся в малой вязкости (малое сжатие S), низкий предел упругости (P), малое сопротивление удару (r), т. е. все качества, требующиеся для конструкции машин, являются пониженными.

Выше было указано, что переход в твердый раствор *сопровождается поглощением тепла*, т. е. материал аустенита заключает в себе большее количество энергии, чем перлит. При превращении

Г. СООБЩЕНИЕ МЕТАЛЛУ ТРЕБУЕМЫХ МИКРОСТРУКТУР. НАЧАЛА ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ.

Предыдущее изложение имело целью ознакомить читателя с главнейшими видами структур и соответствующими этим структурам механическими свойствами. Но это является только констатированием факта и представляет задачу *металлографии*. Дальнейшее изложение должно указать способы, каким образом можно получить эти структуры, этот отдел называется *термической обработкой* металла.

Уже из описания схемы изменения размера зерна следует, что главнейшее значение для изменения свойств металла будут иметь нагревы до критических температур, но очевидно, что не только высота нагрева, но и *скорость нагрева и охлаждения* будут влиять на структуру, а потому и на свойства металла.

Главнейшими операциями термической обработки являются: 1) отжиг; 2) нормализация; 3) закалка; 4) отпуск.

Нагрев для первых трех операций совершается одинаково: выше верхней критической температуры, т. е. A_{c3} с выдержкой, гарантирующей переход цементита перлита в твердый раствор, но скорость охлаждения для всех трех операций различна.

1. Отжиг.

Для *отжига* скорость охлаждения должна быть такая, чтобы твердый раствор успел распасться, причем цементит должен выделиться в виде чередующихся полосок (фиг. 109).

Такое строение получается для *углеродистых* сталей при скорости охлаждения 10° в 1 мин. в интервале $A_{r3} - 600^\circ$ Ц. Обычно технически производят такое охлаждение *с печью*. Надо заметить, что подобного рода характеристика охлаждения совершенно неопределенна и при мелких изделиях может дать не ту структуру, на которую рассчитывают. Действительно температура A_{c3} для большинства углеродистых машиноподелочных сталей соответствует около $850-900^\circ$ Ц, стенки отжигательной печи имеют при отжиге температуру около 900° Ц только в тонком слое кирпича; глубже кирпич имеет благодаря плохой теплопроводности очень низкую температуру, так что при остановке нагрева стенки печи быстро охлаждаются до $600-700^\circ$ Ц, а потому изделия быстро остывают до 700° Ц, а охлаждение с 700° Ц идет очень медленно, т. е. получается выдержка при невыгодной температуре, и в этих условиях получается не мелкопластинчатый, а крупнослойный перлит со всеми плохими механическими качествами, как это было указано выше на фиг. 123.

Мы считаем, что наилучший практический метод производства отжига будет охлаждение *нагретых* изделий в песке, но не „с печью“.

Процесс отжига производится для:

- а) удаления газов (например после травления);
- б) удаления напряжения;
- в) сообщения металлу мягкости, необходимой для холодной обработки;
- г) изменения и выравнивания вязкости, электрических, магнитных и других физических свойств во всем объеме металла;
- д) для улучшения и измельчения зерна.

Операция отжига является обязательной перед механической обработкой послековки. Исключения представляют изделия из железа, которые не отжигают, ибо природная твердость железа допускает обработку даже в наклепанном состоянии. Однако и в этом случае рекомендуется предварительно отжигать изделие (см. п. „б“):

2. Нормализация.

Для *нормализации* скорость охлаждения определяется методом охлаждения — нагретое изделие должно охлаждаться свободно на открытом воздухе.

Сталь инструментальная, т. е. с содержанием С более 0,90%, нагревается до такой температуры, чтобы весь цементит растворился, т. е. $AC_{\text{цем}}$. Цель этой операции — исключительно измельчение зерна, и эта операция должна сопровождаться полной термической обработкой.

3. Закалка.

Для *закалки* скорость охлаждения должна быть такая, чтобы образовавшийся твердый раствор (аустенит) не распался в течение охлаждения, а остался зафиксированным при атмосферной температуре. Надо отметить, что для углеродистой машиноподелочной стали техника не располагает получением таких скоростей охлаждения, чтобы получить аустенитовую структуру при атмосферной температуре; для этой цели надо ввести в сталь некоторые специальные примеси. Это объясняется тем, что аустенитовая структура содержит железо в агрегатном состоянии γ -Fe, а какую бы скорость ни взять при охлаждении γ -Fe успевает превратиться в α -Fe, и таким образом вместо аустенита получается мартенсит.

Надо иметь в виду (фиг. 122), что размер зерна аустенита превращается в соответствующий размер зерна мартенсита, т. е. крупнозернистый аустенит при закалке образует крупнозернистый мартенсит, а отсюда следует, что все соответствующие размеры зерен структуры будут тоже крупными. Крупная структура является носителем низких механических свойств, поэтому первой причиной всех низких качеств следует считать высокий нагрев перед закалкой. Для нагрева следует перейти верхнюю критическую температуру (AC_3), но не выше чем на 5—25° Ц, а главное не выдерживать слишком долго при этой температуре, считаясь однако с тем, чтобы металл по всему сечению был одинаково прогрет; поэтому важно хорошо прогреть металл до 600—700° Ц перед закалкой.

Для всех металлов и сплавов нельзя указать одного общего рецепта закалки, т. е. скорости охлаждения. Это зависит от физических свойств самого металла: в одних (малоуглеродистых) быстро распадается твердый раствор с выделением составляющих, и тогда потребуется резкое охлаждение, например в воде; для других (хромистые, многоуглеродистые) твердый раствор медленно распадается, и для них достаточно охлаждения в масле; третьи настолько медленно (хромоникелевые стали) распадаются, что способны даже задержать переход γ -Fe в α -Fe (хромовольфрамоистые быстрорежущие стали) и образуют аустенит даже при охлаждении струей воздуха. Между всеми этими крайними случаями могут быть пере-

ходные формы. Можно только охарактеризовать, что *скорость охлаждения должна превосходить скорость распада*, или, вернее, *скорость выделения составляющих из твердого раствора*. Поэтому изучение скорости распада и влияния примесей в стали на скорость распада составляет одну из главнейших задач современной металлургии. В этой части переплетаются знания металлурга-плавильщика со знаниями металлурга-термитчика. Без обоюдной увязки этих знаний нельзя ни брать, ни назначить сталь для службы изделия

4. Отпуск.

Четвертой операцией будет *отпуск*. Для этой операции нагрев должен быть ниже (A_{c1}) нижней критической температуры, в общем ниже $650-700^{\circ}\text{C}$. *Дальнейшее охлаждение обязательно должно быть быстрое*, — лучше всего охлаждение в воде. Только немногие составы стали (содержащие более $0,2\%$ Mo) относятся безразлично к скорости охлаждения после отпуска; все же остальные, углеродистые, особенно хромоникелевые, при медленном остывании, не изменяя видимо микроструктуры, приобретают пониженное сопротивление удару, становятся хрупкими. Нагрев для отпуска производится в различных пределах температур, смотря по назначению стали. Для машиноподелочных сталей, в которых должно быть максимальное сопротивление удару, нагрев для отпуска производится в пределах $400-650^{\circ}\text{C}$, т. е. мартенситовая структура и даже троститовая уничтожаются вовсе, а получается сорбитовая — вязкая, с высокими механическими свойствами. Другое дело — инструментальные стали, назначением которых является максимальная твердость; для этих сталей температура отпуска не должна превосходить $250-275^{\circ}\text{C}$ и регулируется *цветами побежалости* на полированной поверхности отпускаемого предмета, тогда как в машиноподелочной стали регулирование можно производить по лучеиспусканию в темноте (начиная с 525°C нагретое тело начинает светиться в темноте, а при 600°C — и на рассеянном свете). Отпуск инструментальной стали несколько уничтожает напряжения, возникшие в металле во время резкого охлаждения, а кроме того, как показывают последние исследования, способствует переходу в многоуглеродистых сталях одной формы мартенсита в другую, более твердую, т. е. при отпуске в пределах до $100-150^{\circ}\text{C}$ твердость повышается, а в быстрорежущих сталях благодаря отпуску ($500-600^{\circ}\text{C}$) зафиксированный сравнительно мягкий аустенит переходит в твердый мартенсит. Следовательно отпуск для разных сталей должен совершаться при разных нагревах, причем благодаря отпуску достигается в машиноподелочных сталях наибольшая вязкость, а в инструментальных — наибольшая твердость и устойчивость.

5. О скоростях нагрева.

Из всего вышесказанного следует, что не только температура, но и скорость нагрева влияют на качества металла, поэтому для определенности следует всегда иметь *кривую нагрева* (температура — время). Для этой цели применяются самопишущие пирометры, которые автоматически

6. Влияние термической обработки стали на ее механические свойства.

Выше было указано, что в отожженном состоянии сталь обладает вполне определенными механическими свойствами, соответствующими количеству углерода в стали (здесь рассматриваются только углеродистые стали).

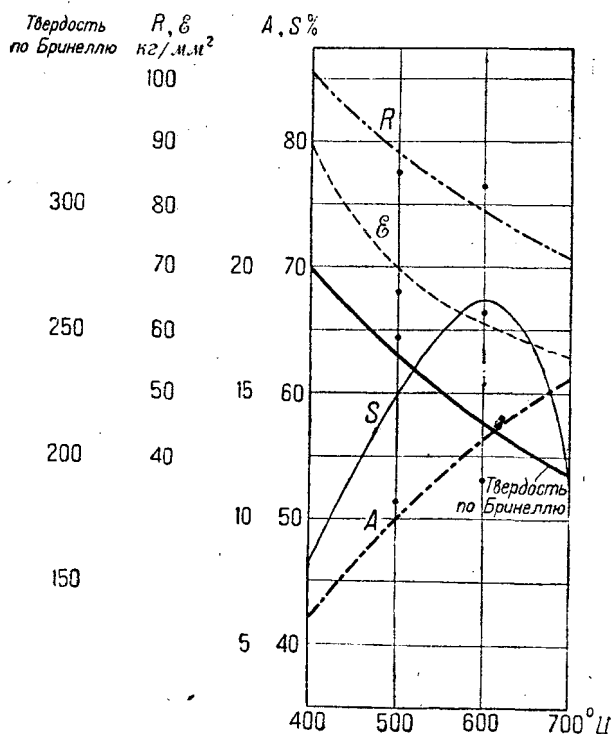
Совсем другая картина получается, когда рассматривается закаленная сталь при разных температурах отпуска. Например сталь с содержанием 0,30% С и обычным содержанием других примесей изменяет следующим образом механические качества в зависимости от температуры отпуска (табл. 27).

Таблица 27. (Грачев.)

Закалка	Темп. отпуска	R	σ	A %	S %	Твердость по Бринеллю
850°	400	102,5	89,1	6,7	46,6	277
"	500	85,7	66,2	11,4	59,9	248
"	600	83,3	62,4	13,7	67,5	212
"	700	71,3	57,0	16,2	53,0	187

Графически эта зависимость изображена на фиг. 125.

Из этой диаграммы видно, что механические качества закаленной стали резко меняются в зависимости от температуры отпуска, поэтому в прейскурантах стали приводится всегда графическая зависимость механических качеств стали от температуры отпуска. Естественно, что сталь иного состава обладает иными механическими свойствами при одном и том же отпуске. Надо помнить, что эти изменения возможны только при отпуске закаленной стали, поэтому закалка стали является необходимой операцией для улучшения качеств ста-



Фиг. 125. Зависимость механических свойств одной и той же стали от температуры отпуска.

ли; следовательно мнение, что закалке подвергаются только твердые инструменты, ошибочно; закаливать приходится всякое изделие, от стали которого требуется максимальный эффект прочности, но только в этом случае закалка сопровождается высоким отпускком, вследствие чего при высоких механических качествах металл приобретает максимальную вязкость и сопротивление удару.

7. Влияние массы металла на его термическую обработку и сопротивление удару.

Изучая закалку углеродистых сталей при помощи структуры, замечают, что форма и объем изделия имеют значительное влияние на структуру. Это понятно.

Термическая обработка может иметь место только при определенных скоростях охлаждения и нагрева, а если имеется большая масса металла, то естественно, что наружная поверхность будет охлаждаться (или нагреваться) с одной скоростью, ибо эта поверхность непосредственно соприкасается с охлаждающей (или нагревающей) средой, тогда как внутренние слои, охлаждаясь (нагреваясь), передают теплоту через первый слой; следовательно распространение тепловой волны будет иное для внутренних слоев, чем для внешних, и эта разница будет тем больше, чем больше масса металла, подвергающаяся термической обработке.

Практически считается, что сталь с содержанием 0,5% С и толщиной 150 мм не может быть „прокалена насквозь“. Это значит, что в то время как в наружном слое может быть зафиксирована структура распадающегося мартенсита (тросита) — в центре останется неизменная перлитовая структура.

Следующий опыт доказывает это. Закалке были подвергнуты два куба из стали 0,45% С и 0,85% С: один с размерами 12 мм, а другой — 50 мм. После закалки была определена твердость по Бринеллю и получены результаты:

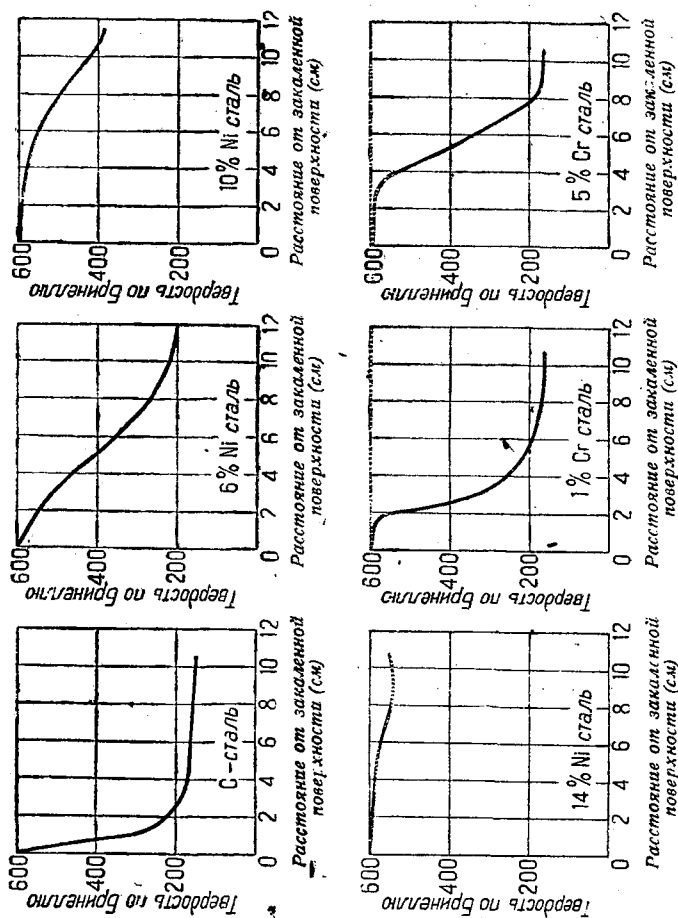
Таблица 28. Эчисон. (*L. Aitchison*).

Содержание углерода	Размеры образцов в мм	Испытуемое место в образце	Термическая обработка	Тверд. по Бринеллю	R	A
0,45% С	12	Центр	Закалка в воде 850° Ц	388	—	—
	50	Край	"	363	—	—
	50	Центр	"	262	—	—
0,85% С	12	Центр	Закалка в воде 850° Ц	555	150	—
	50	Край	"	578	135	5
	50	Центр	"	311	78	25

Из этих примеров видно, что даже при толщине 50 мм центральная часть металла мало изменяется, ибо механические качества соответствуют:

отожженному состоянию. Еще резче были бы результаты, если бы после заковки толстой полосы отпустить ее до $500-600^{\circ}$ и сделать образцы из середины и из края. Из середины получаются результаты, соответствующие отожженной, а крайняя проба покажет результаты отпущенной стали.

Ввиду таких фактов приходится из крупных вещей изготавливать из легированных сталей, т. е. в сплав вводить специальные примеси, как-то: марганец, хром, никель и другие примеси.



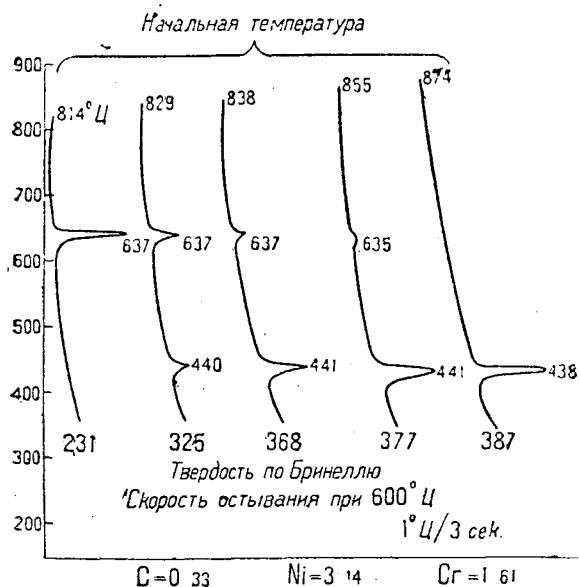
Фиг. 126. Глубина заковки стали в зависимости от природы примесей к стали.

Из фиг. 120 видно, что наибольшая твердость получается в стали, когда она находится в закаленном состоянии (исключение представляет аустенитовая структура); поэтому прием метод твердости по Бринеллю характеристикой закаленного состояния стали. Пусть будут сделаны

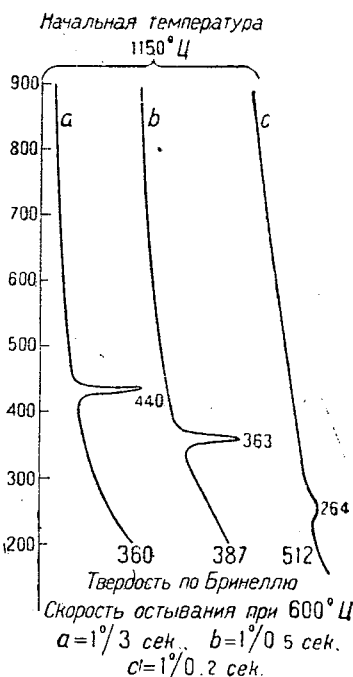
листы неопределенно большой толщины из стали с разными примесями: хрома, никеля и т. д. Подвергнем эти листы, нагретые выше A_{c3} , охлаждению, например погружением в холодную воду, таким образом поверхность стали будет закалена (Grenet).

Определим твердость по Бринеллю в такой плите, начиная с наружной поверхности внутрь, тогда получим такую картину твердости в зависимости от состава (фиг. 126):

Из этой картины видно, что глубина закалки стали по мере повышения содержания примесей увеличивается, причем каждая из примесей действует своеобразно. *Хром* значительно повышает твердость поверхности, но в глубину твердость мало распространяется. *Марганец* облегчает проникновение закалки, но снаружи твердость меньше, чем у углеродистой.



Фиг. 127. Перемещение критических температур превращений в зависимости от высоты нагрева.



Фиг. 128. Перемещение критических температур превращений в специальной стали (хромоникелевая) в зависимости от скорости охлаждения.

Никель в зависимости от количества примеси его облегчает проникновение закалки тем на большую глубину, чем выше процент никеля. Примеси хрома и никеля особенно усиливают проникновение закалки. Изделие, имеющее толщину 600 мм (например броневая плита) при содержании 0,4% C, 1,5% Cr, 4% Ni может быть прокалена *насквозь* с получением в центре мартенситовой структуры. Без примесей углеродистая сталь в таком объеме совершенно не изменит структуры. Был сделан опыт (Грачев), что через нагретую до 850°C трубу углеродистой стали (0,4% C) внутренним диаметром 75 мм с толщиной стенки 40 мм был пропущен ток холодной воды; оказалось, что на внутренней поверхности была получена тростниковая структура на глубину 3 мм; на

глубине 8 мм не было никаких следов закалки — была перлитовая структура.

По этим примерам можно представить себе, как изменяются свойства металла от прибавки примесей.

Если определить критические точки таких сталей, то оказывается, что положение точек A_{c1} , A_{c3} определяется содержанием углерода, но точки A_{r1} , A_{r3} смещаются вниз и тем сильнее, чем больше скорость охлаждения. Например (фиг. 127) сталь с содержанием $C=0,33\%$; $Cr=1,6\%$; $Ni=3,14\%$ при охлаждении с $814^{\circ}C$ показала одну остановку при $637^{\circ}C$ твердость по Бринеллю 231, тогда как при охлаждении ее с $829^{\circ}C$ появились две остановки 637 и $440^{\circ}C$ твердость по Бринеллю 325

" $838^{\circ}C$	"	"	"	637	"	441	"	"	"	368
" $855^{\circ}C$	"	"	"	635	"	441	"	"	"	377
" $874^{\circ}C$	"	"	"	одна остановка	"	438	"	"	"	387

Во всех случаях скорость остывания была 3° в секунду при температуре $600^{\circ}C$.

Если изменить скорость остывания, тогда изменяется и положение критической точки и твердость; на фиг. 128 это ясно видно. Итак из этих опытов можно сделать следующий вывод: *прибавка примесей облегчает получение стали в закаленном состоянии.*

Для машиноподелочных сталей ($C < 0,5\%$) закаленное состояние характеризуется наличием мартенсита, обладающего высокой твердостью, сопровождаемой хрупкостью. Такие механические качества для машинных частей непригодны и второй операцией должен быть отпуск, т. е. нагрев не выше $650^{\circ}C$, эта операция превращает мартенсит в сорбит с высоким сопротивлением удару и хорошими другими механическими качествами.

Из сказанного следует, что два изделия для одного и того же назначения должны изготавливаться из стали разного состава в зависимости от размеров. Например шестерни весом в 1 кг с тонким сечением и 20 кг с толстыми сечениями, чтобы обладать одинаковыми механическими качествами, должны быть изготовлены из стали разного состава. Первая (1 кг) может быть или из углеродистой стали или с содержанием $1-1,5\% Ni$, вторая (20 кг) обязательно должна иметь не меньше $1\% Cr$ и $3-4\% Ni$, чтобы обладать одинаковыми с первой механическими качествами. Выбор состава стали и назначение для этого состава термической обработки представляют значительное затруднение.

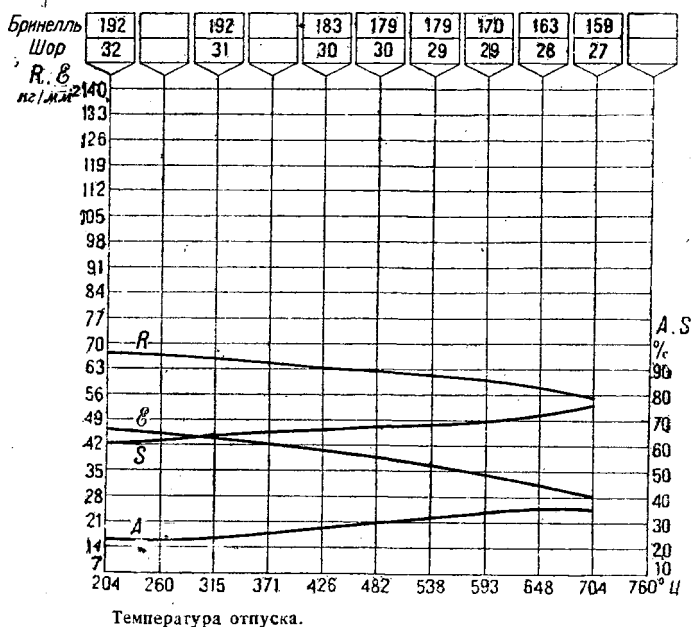
Отдел третий.

МАРКИРОВКА СТАЛЕЙ.

1. Основания для установления марок стали.

а) Машиноподелочные. В этом отношении значительное облегчение представляют таблицы, составленные для разных сталей в зависимости от температуры отпуска. Здесь приводятся в качестве примера (ср. стр. 166—171) образцы американских таблиц Общества автомобильных инженеров (SAE) фиг. 129 (1025), 130 (2330), 131 (2340), 132 (2340), 133 (3130), 134 (3130), 135 (3230), 136 (3325), 137 (3435).

Сталь SAE 1025. Закалка в воде 850—900° Ц.



Фиг. 129. Образец $\phi 12,7 \times 50,8$ мм из термически обработанной полосы ϕ не более 37 мм. Для полосы в ϕ выше 37 мм эти данные не применимы.

В стали этих таблиц при почти одинаковом содержании углерода введены разные примеси, результатом чего имеется целая гамма всевозможных механических качеств.

Сравнивая фиг. 129 с фиг. 130, найдем разницу между ними только в добавлении 3% Ni, однако твердость и другие механические качества резко изменяются.

Таблица 29. SAE 1025—2330.

Механические свойства	Отпуск 425°		Отпуск 700°	
	1 025	2 330	1 025	2 330
R	63	100	55	60
σ	38	84	28	40
S	67	53	75	63
A	28	17	35	24
Тверд. по Бринеллю	183	293	159	167
" Шору	30	49	27	30

Особенно это заметно при низком отпуске — очень повысились σ и R и сравнительно мало уменьшились S и A , т. е. вязкость. Это относилось к испытуемым образцам, сделанным из прутьев диаметром не более 35 мм.

Чтобы сравнить *влияние массы*, приведены фиг. 131 и 132 — один и тот же материал, но *охлаждающая среда разная*.

Таблица 30. SAE 2340.

Механические свойства	Закалка в воде. Отпуск 540°		Закалка в масле. Отпуск 650°	
	Φ 12 мм	Φ 125 мм	Φ 12 мм	Φ 125 мм
R	104	80	77	73
σ	90	60	56	48
A	14	20	16	28
S	65	52	65	55
Тверд. по Бринеллю	286	262	222	206
" Шору	44	34	36	29

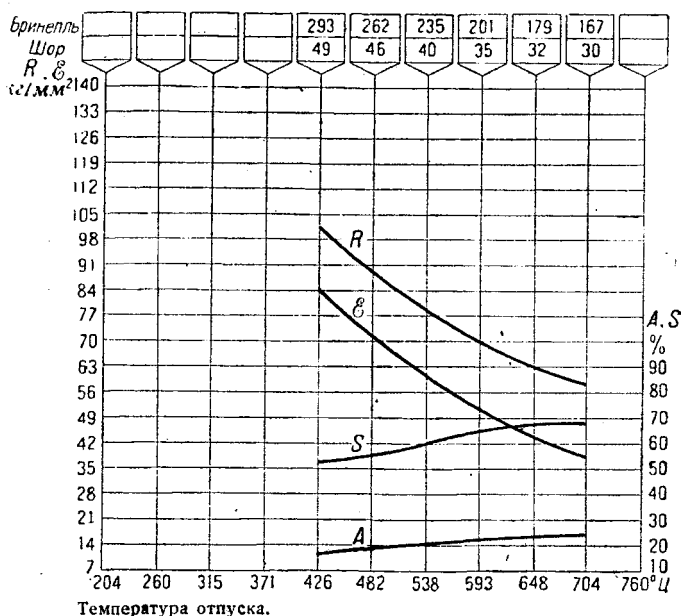
Из сравнения этих двух таблиц следует, что большие массы металла при медленном охлаждении (масло) обладают значительной инерцией; в этом случае более энергичное охлаждение (вода) лучше выявляют механические качества (ср. Φ 125, закалка в воде и масле).

На фиг. 133—134 показано влияние закалки на образец *одной и той же* стали одинакового размера *в воде и масле*.

Таблица 31. SAE 3130.

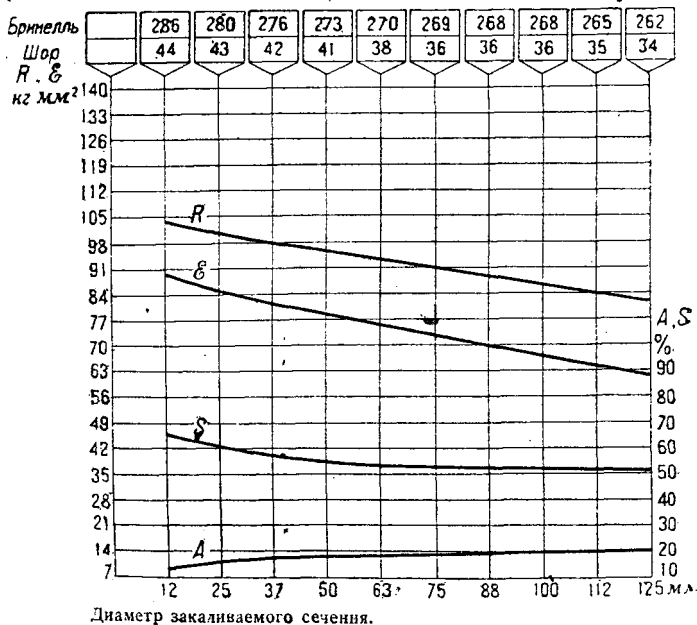
Механические свойства	Закалка в воде. Отпуск		Закалка в масле. Отпуск	
	426	704	426	704
R	117	65	105	60
σ	100	47	87	40
S	55	75	58	70
A	11	28	15	25
Тверд. по Бринеллю	311	187	293	170
" Шору	47	31	44	29

Сталь SAE 2330. Нормализация 900—950°C. Закалка в масле 705—815°C.



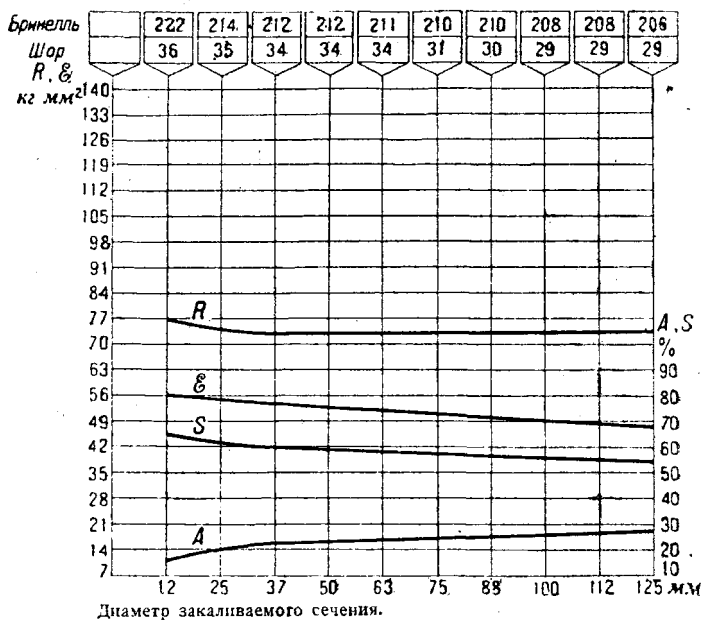
Фиг. 130. Образец $\phi 12,7 \times 50,8$ мм из термически обработанной полосы ϕ не более 37 мм. Для полосы выше $\phi 37$ мм эти данные не применимы.

Влияние массы на термическую обработку. Сталь SAE 2340. Нормализация 885—910°C. Закалка в воде 790°C. Отпуск 650°C.



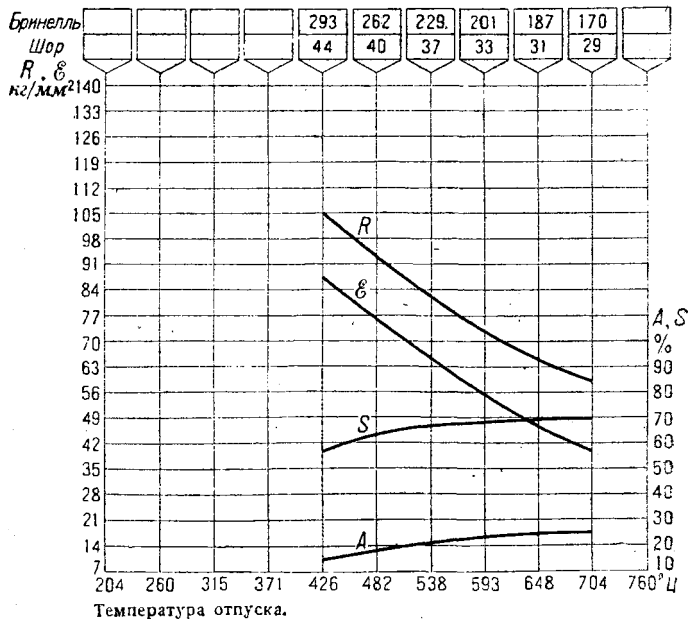
Фиг. 131.

Влияние массы на термическую обработку.
Сталь SAE 2340. Нормализация 885—910°Ц. Закалка в масле — 790°Ц. Отпуск 540°.



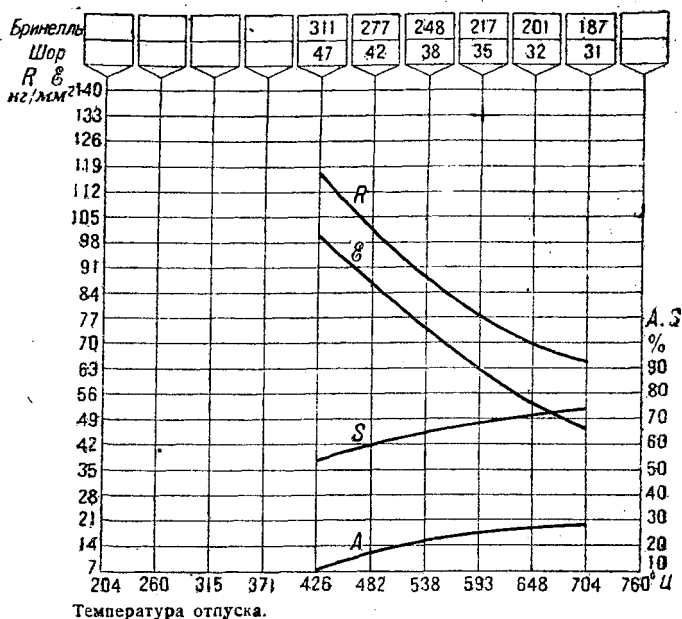
Фиг. 132.

Сталь SAE 3130. Нормализация 850—900°Ц. Закалка в масле 815—830°.



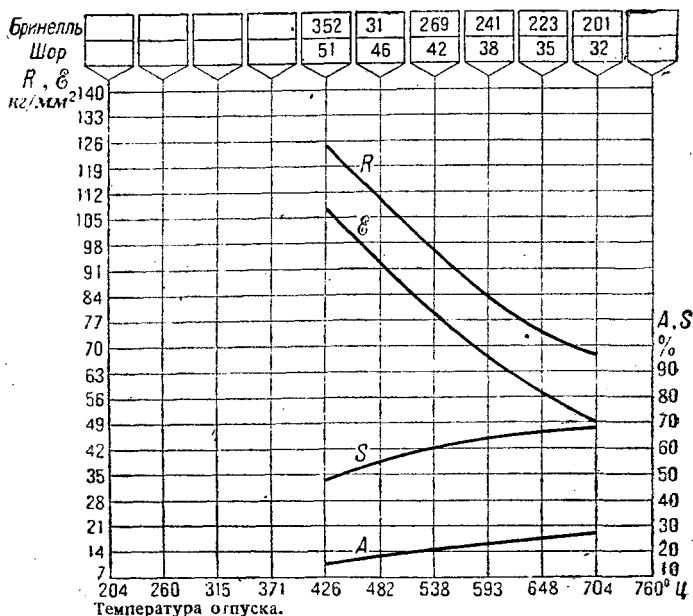
Фиг. 133. Образец $\phi 12,7 \times 50,8$ мм из термически обработанной полосы ϕ не более 37 мм. Для полосы выше $\phi 37$ мм эти данные неприменимы.

Сталь SAE 3130. Нормализация 850—900°C. Закалка в воде 815—830°.



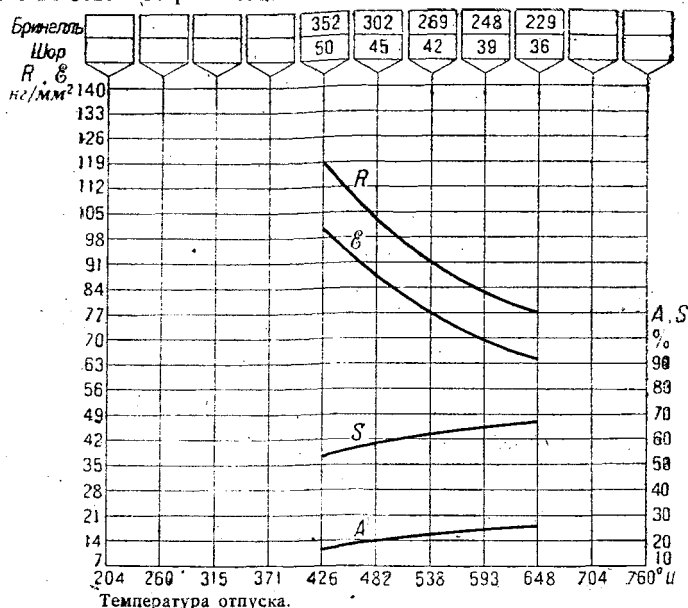
Фиг. 134. Образец $\phi 12,7 \times 50,8$ мм из термически обработанной полосы ϕ не более 37 мм. Для полосы выше $\phi 37$ мм эти данные не применимы.

Сталь SAE 3230. Нормализация 885—910°C. Закалка в масле 815—840°.



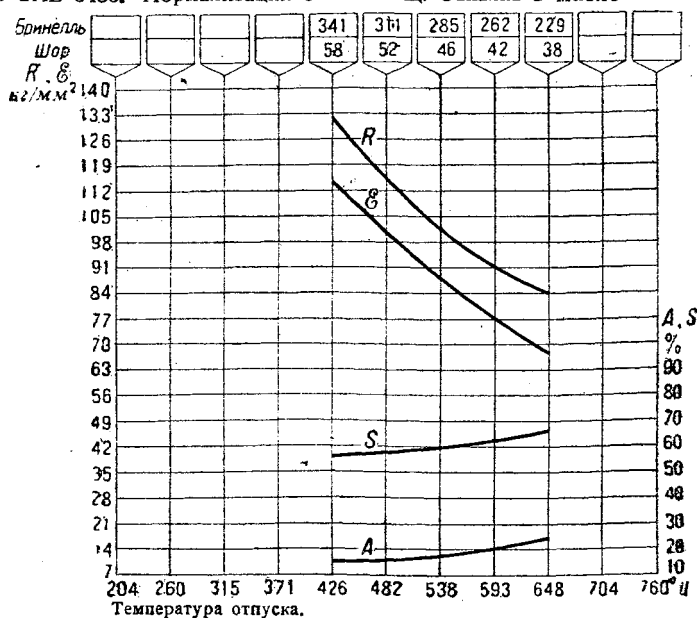
Фиг. 135. Образец $\phi 12,7 \times 50,8$ мм из термически обработанной полосы ϕ не более 37 мм. Для полосы выше $\phi 37$ мм эти данные не применимы.

Сталь SAE 3325. Нормализация 870—926°C. Закалка в масле 800—835°.

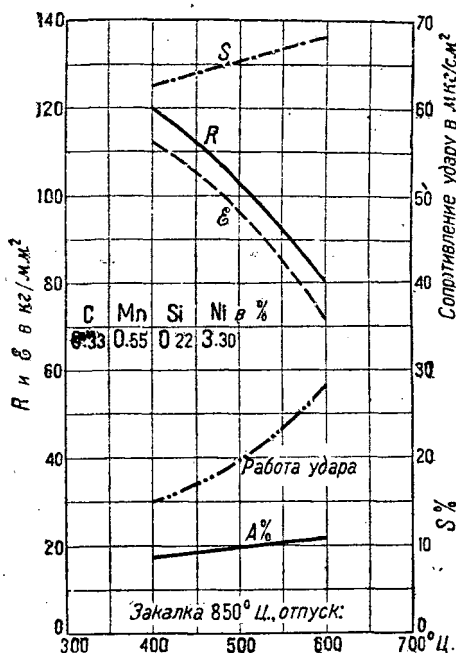


Фиг. 136. Образец $\phi 12,7 \times 50,8$ мм из термически обработанной полосы ϕ не более 37 мм. Для полосы выше $\phi 37$ мм эти данные не применимы.

Сталь SAE 3435. Нормализация 840—900°C. Закалка в масле 775—800°.

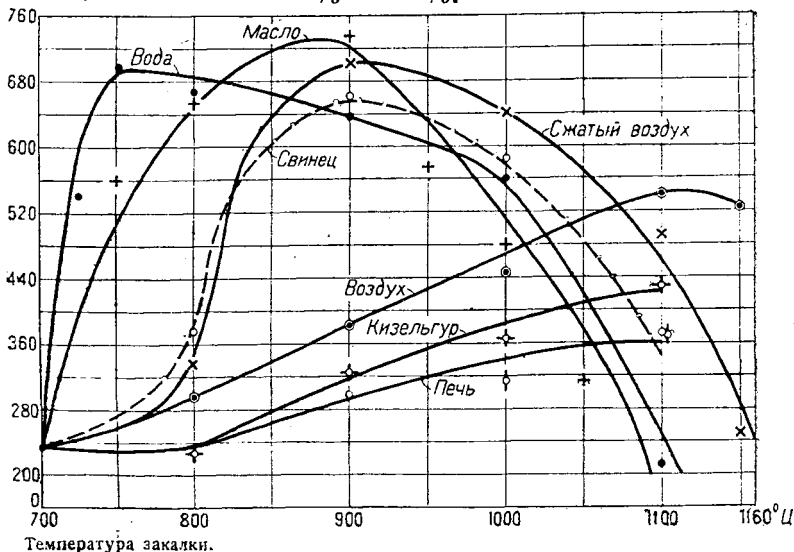


Фиг. 137. Образец $\phi 12,7 \times 50,8$ мм из термически обработанной полосы ϕ не более 37 мм. Для полосы выше $\phi 37$ мм эти данные не применимы.



Фиг. 138. Сталь с 3% Ni; разрывной образец ϕ 10 мм, $v=10d$ полоса для закалки ϕ 15 мм.

после закалки в различных средах (что соответствует разной скорости охлаждения). Сталь имеет 0,5% С и 5% Ni.

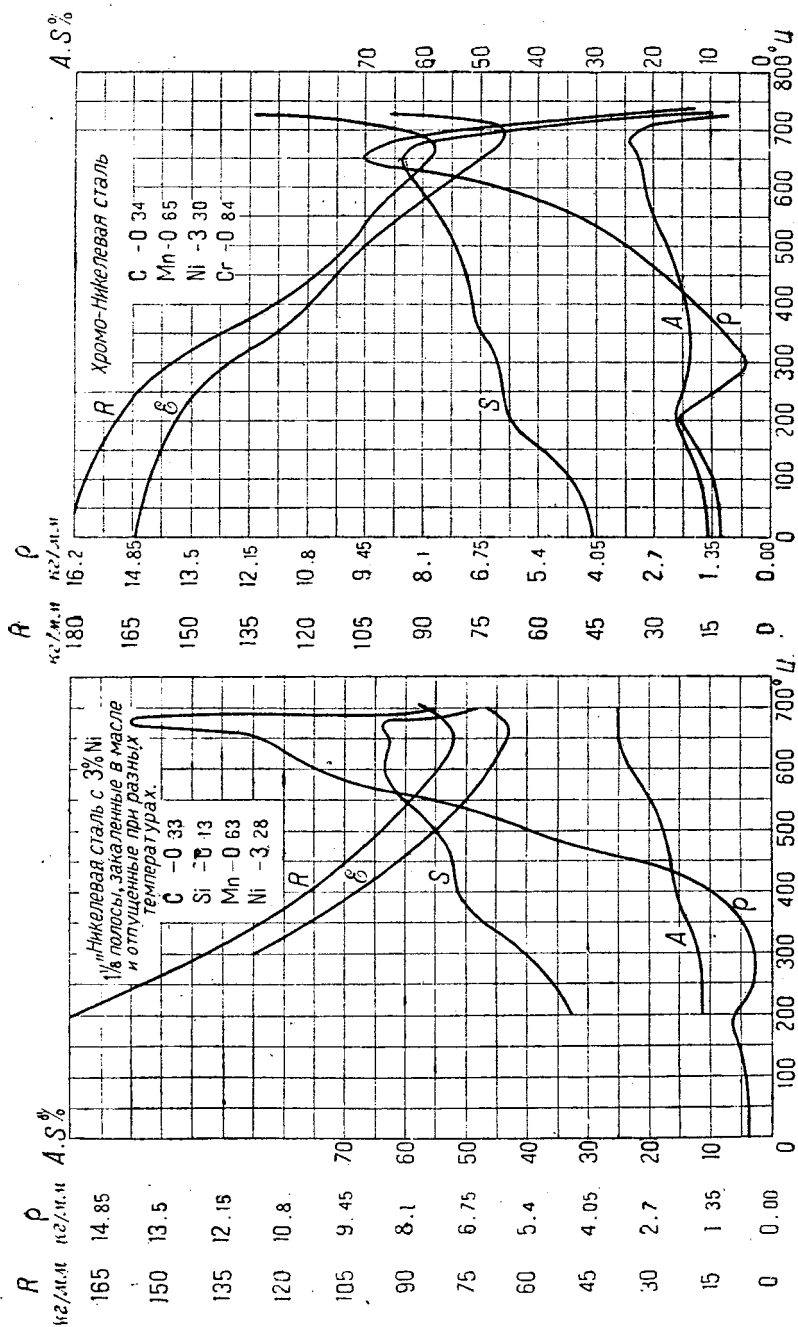


Фиг. 139. Твердость по Бринеллю одной и той же никелевой стали после закалки в разных закалочных средах и при разных температурах.

Фиг. 135—137 показывают, что повышение содержания примесей хрома и никеля дают максимальные величины R и S независимо даже от того, что закалка произведена в масле. Эти высокие качества остаются и при высоком отпуске, например на фиг. 137 закаленный материал (SAE 3435) в масле и отпущенный при 648° Ц дает $R = 84$, $S = 67$, $A = 25$. Как видно, из этих данных можно отметить, что повышение процента примесей хрома и никеля облегчает закалку крупных изделий даже при медленном охлаждении.

На фиг. 138 приведен пример немецкого обозначения механических свойств для стали с 3% Ni следующего состава: — С — 0,25—0,35; Мп — 0,4—0,6; Si — 0,2—0,3; Р и S < 0,035; Ni = 2,9—3,3, т. е. в наличии сходство со сталью SAE 2330.

На фиг. 139 приведена зависимость между твердостью стали



Фиг. 140. Сталь по преискуранту Бейлей (Англия).

На фиг. 140 приведена также зависимость в стали с 3% Ni и другой 3% Ni и 1% Cr по английскому преискуранту Броун-Бейлей (*Brown Bayley*). Кроме испытания на растяжение здесь указывается и сопротивление удару (Изод).

Все данные, приведенные здесь, указывают на необходимость осторожности в выборе состава стали и полного осведомления о свойствах стали того или иного состава. Обычно сталелитейный завод, прежде чем выпустить на рынок сталь, т. е. поместить ее в свой прейскурант — довольно долгое время должен не только определять температуры ее превращений (критические точки), но должен проверить все ее свойства, зависящие, как было выше описано, от многих причин: методики выплавки, отливки, температуры нагревов и скоростей охлаждения, охлаждающей среды, размеров изделий и других особенностей. Поэтому потребитель, приобретая марку по прейскуранту, должен всегда руководствоваться данными производителя; потому-то все лучшие сталелитейные заводы, предлагая свои стали, сопровождают их применение целым рядом точных указаний, как следует обращаться с приобретаемой маркой стали. Поэтому неосновательно предъявлять сталелитейному заводу тот или иной состав стали часто без указания пределов состава (например 0,26% С и 1,25% Ni, — спрашивается: а что 0,27% С или 1,26% Ni будут удовлетворять заказчика или нет?) и полагать, что химический состав все определяет, и сталь будет иметь те или иные свойства. Это глубоко ошибочно. Прежде чем ввести сталь в прейскурант, сталелитейный завод много должен над ней поработать, чтобы выяснить ее свойства при той методике производства, которой завод располагает. Особенно это относится к сложным сталям, имеющим в составе 3—4 специальных примесей.

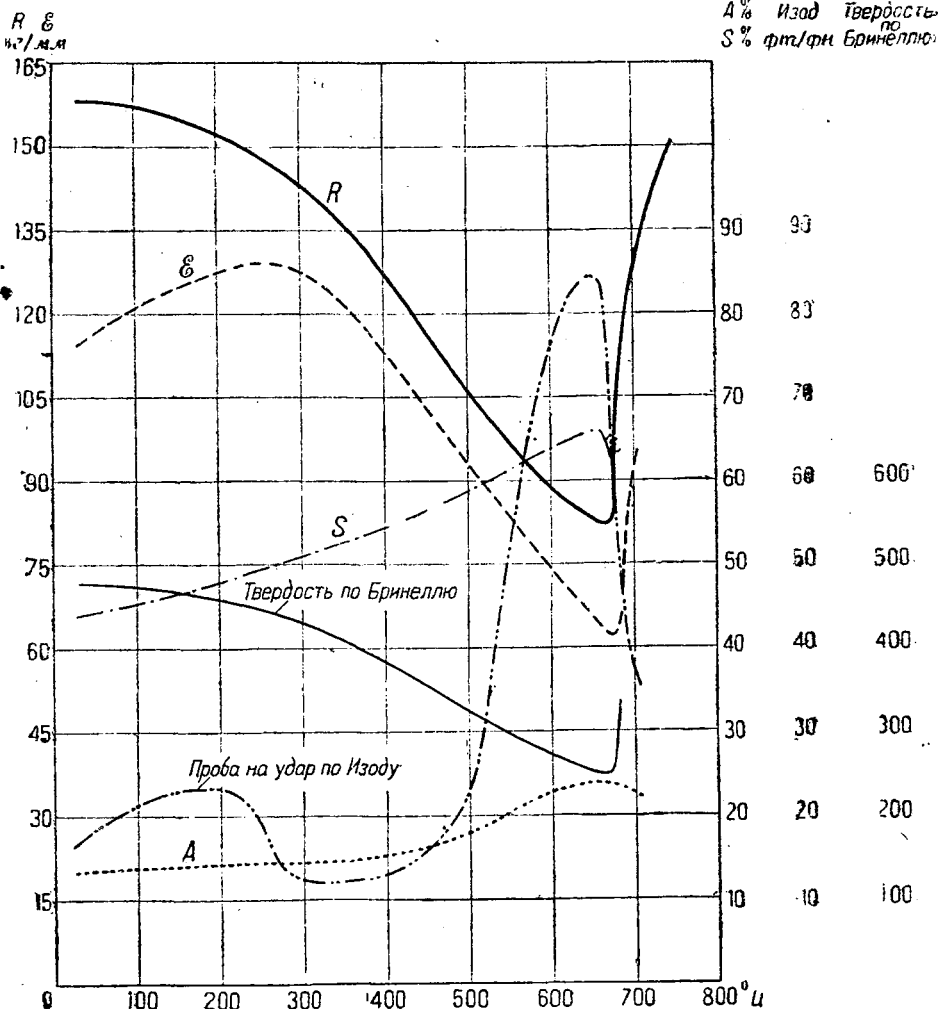
В качестве примера приводится выписка из прейскуранта Вилккерса хромоникелевой стали, предназначенной для вала пропеллера с воздушной закалкой, к описанию и наставлению прилагается диаграмма (фиг. 141) изменений механических качеств в зависимости от температуры отпуска.

б) Инструментальные стали. Все вышеописанные стали имели назначение для деталей машин. Другое не менее важное значение имеют примеси для инструментальных сталей. В этом случае механические качества стали не играют никакой роли, а главное значение приобретает возможность получения тех или иных физических свойств. Инструментальные стали должны обладать высокой твердостью и сохранять устойчивость режущего острия при больших скоростях. Первоначально применялись для этой цели чисто углеродистые стали с высоким содержанием углерода — для сверл и фрез 1—1,1% С, а для резцов от 1, 2—1,5% С. Эти стали имеют избыточную составляющую — цементит, который и составляет основание режущей способности стали. Если бы не было избыточного цементита, например при составе стали 0,6—0,7% С, то сталь такого состава ни при какой термической обработке не обладала бы теми высокими режущими свойствами, какими обладает сталь 1,2% С. Поэтому для инструментальной стали является обязательным химический состав, которым и определяется пригодность стали. Конечно очень большое значение имеет и в этих сталях форма и размер составляющих — перлита и цементита, т. е. термическая обработка.

Однако кроме твердости требуются от инструментальной стали и некоторые особенные физические свойства, определяемые теми или иными примесями. Например от инструментальной стали требуется *неизменяемость объема после термической обработки*, сталь *несадящаяся* например для длинных метчиков. Известен факт, что углеродистая сталь с мартенситовой структурой (т. е. закаленная) имеет больший объем, чем

с перлитовой структурой, поэтому изменение объема в углеродистых сталях является обязательным следствием закалки.

Однако, комбинируя химический состав стали и *предварительную* перед закалкой термическую обработку, можно достичь, что объем стали перед закалкой и после закалки останется приблизительно одинаковым.



Фиг. 141. Сталь SHNC (Виккерс). Диаграмма, показывающая влияние температуры отпуска закаленной при 820°С стали.

Следовательно в этом случае берется для обработки сталь не в отожженном, а в *специально термически подготовленном* состоянии и специального состава [например: 1) $C-0,90-0,95$; $Mn-1-1,25$; $Cr-0,50$; $W-0,50$ или 2) $C-0,90-0,95$; $Mn-1,45-1,55$]. Очевидно никакие механические качества для такой стали не имеют значения, но важны состав и термическая подготовка. Обычно заводы, поставляющие такую

сталь, доставляют ее уже в подготовленном состоянии и запрещают потребителю что-либо с ней делать кроме подробно описанной операции заковки после механической обработки инструмента.

То же можно сказать например об отделочной стали (сталь *алмазная*). Режущая кромка резца такой стали должна часто пройти довольно большое пространство без того, чтобы лезвие изменило свои размеры. В этом случае очевидно требуется особая устойчивость стали.

Для этой цели прибавляются в сталь некоторые примеси: из них главнейшие — хром и вольфрам (например С — 1,35—1,50; W — 3,5—5,0; Cr — 0,50—1,0; V — 0,2—0,3). В этом случае примеси придают устойчивость лезвию, следовательно и здесь имеет большое значение химический состав.

Совершенно особняком стоят некоторые стали с особыми физическими свойствами. Из них на первом месте как инструментальная стоит сталь *быстрорежущая*. Инструмент из этой стали обладает устойчивым и твердым лезвием, но значительно уступает по этим свойствам не только вышеупомянутой алмазной, но даже углеродистой с 1,2—1,5% С. Разница заключается в том, что при быстром резании кромка резца так нагревается, что даже охлаждающая жидкость не успевает остуживать режущую кромку, которая нагревается до 400—500°С. Естественно, что закаленная на мартенсит алмазная или углеродистая сталь в этих условиях получает *отпуск* лезвия, а следовательно получается из твердой *мартенситовой* структуры вязкая *сорбитовая*, негодная для резания и сминающаяся. Не то с быстрорежущей сталью.

Под влиянием прибавок и *соответствующей заковки при очень высокой температуре* (1100—1300°С, смотря по составу) быстрорежущая сталь приобретает структуру вязкого аустенита. Конечно резец с аустенитовой структурой не пригоден для резания, но так как следующей стадией распада аустенита при отпуске является мартенсит, то операция термической обработки быстрорежущей стали сводится не только к заковке, но и обязательно требуется последующий очень высокий (500—550°) отпуск. В результате аустенит переходит в мартенсит, и нагрев режущего лезвия не может смягчить его, а, наоборот, оставшиеся части аустенита после отпуска нагревом, получаемым при работе, переходят в мартенсит, т. е. резец делается еще тверже. Состав быстрорежущей стали имеет С — 0,60—0,70; W — 17—18%; Cr — 4,5—5,5.

Кроме этого состава имеется целый ряд других, главным образом содержащих или меньший процент вольфрама, или даже дополнительно другие примеси. Надо указать, что приведенный состав с 18% W требует нагрева до 1250°С. Если резец не нагреть до этой температуры, то весь вольфрам и хром не перейдут в твердый раствор аустенита и металл не будет обладать теми режущими свойствами, которые ему присущи по составу. Но в то же время нагревать до такой температуры некоторые фасонные с тонкими лезвиями режущие инструменты, например цельные фрезы, опасно. Для них лучше брать нагрев не выше 1100—1150°С. Для такой цели в стали уменьшается количество вольфрама, так как он все равно не перейдет в раствор при заковке с таким низким нагревом и применяют сталь С — 0,60—0,70; W — 11,5—12,5; Cr — 3—4.

Несколько иначе решается вопрос с температурой нагрева, если к быстрорежущей стали прибавлено некоторое количество кобальта (5—10%).

В присутствии кобальта вышеупомянутая сталь с 18⁰/₀ W может уже при нагреве 1 200—1 250° Ц дать те же результаты, что и без кобальта, но с нагревом 1 300° Ц. Кроме вольфрама для повышения режущих свойств вводят ванадий 0,5—1⁰/₀ и молибден 0,5—1,5⁰/₀. Все эти высоколегированные стали требуют нагрева от 1 300 до 1 350° Ц, что производится в специально оборудованной электрическими печами закалочной мастерской. Из приведенных примеров видно, почему так важен химический состав для инструментальных сталей. То же можно сказать и о сталях специального назначения, например для шарикоподшипниковых изделий (высокая поверхностная твердость) или магнитная (высокие магнитные свойства). Очевидно в этих случаях приходится говорить о сплавах, обладающих особыми физическими свойствами, хотя часто эти свойства получаются в металле благодаря целому ряду особых как механических (деформации), так и термических обработок. Поэтому все эти стали характеризуются химическим составом и структурой.

На стр. 124 было указано главнейшее разделение стали на сорта в зависимости от состава. Здесь будет проведено более подробное разделение: все сорта углеродистой стали разделяются на две группы: от 0 до 0,5⁰/₀ C — машиноподелочные, а от 0,5—1,5⁰/₀ — инструментальные.

2. Русские марки и ОСТ на них.

Так как главное качество машиноподелочных сталей заключается в механических свойствах, то большинство заводов, производящих сталь, в обозначение марки вводят цифру сопротивления стали разрыву. Например: Промстандарт 550 ВСНХ СССР вводит нижеследующую классификацию сталей (ср. табл. 23, стр. 126).

	<i>R</i>	<i>A</i>
Ст. 1	33—40	30—26
„ 2	35—42	28—24
„ 3	37—44	24—20
„ 4	40—50	22—18
„ 5	50—60	18—14
„ 6	60—70	14—10
„ 7	70—82	10—6

В этой маркировке Ст. обозначает слово „сталь“, а цифры, рядом стоящие, указывают на наименование по разрывному усилию (*R*). Например Ст. 5 имеет $R=50-60$; Ст. 7 — $R=70-82$. Однако это наименование не выдержано — Ст. 1 имеет $R=33-40$, а не $R=10$ кг, и т. д. Поэтому гораздо рациональнее наименование, проводимое например Ижевским сталелитейным заводом: М-3; М-3¹/₂ и т. д. до М-7. Эти обозначения указывают: М-3 — сталь мартеновская, с $R=30-35$ кг; М-7 — мартеновская сталь с $R=70-80$ кг; у завода имеется другая марка Т — „тигельная“ с теми же добавлениями. Так как кроме сопротивления металла надо знать и его вязкость, то часто пользуются эмпирическим определением *A* по формуле $R + 2A = 90$ (1) или

$R \cdot \frac{A}{100} = 9$ (2) (коэффициент Тетмайера). Из этих формул можно приблизительно определить *A*. Например нормальная сталь с $R=50$ должна иметь (по 1) $90-5=2A$; $A=20\%$; (по 2) имеем $50 \cdot \frac{A}{100} = 9$;

$A = 18\%$. Выше было указано, что ни R , ни A не являются правильной характеристикой качеств металла, однако определение R и A имеет большое распространение при контроле *массового* производства металла ввиду простоты их определений; для уточнения этих испытаний почти всегда добавляются технологические испытания (см. выше).

В довоенное время применяли название марок стали по их назначению, начиная с твердых; таким образом были: Б (бандажная); О (осевая); П (пальцы); М (мягкая); Р (ресорная) (стр. 124). Чтобы указать на более высокие их качества, число букв удваивалось, утраивалось, получались марки ББ; БМ; МММ. Это указывало на более вязкий материал; кроме того для гарантии сварки добавлялась буква С (характеристика отсутствия Si), получились марки МММС; ОС и т. п. Очевидно такая характеристика очень условна и не имеет никакого ни технического, ни научного основания; поэтому она и заменена в настоящее время цифровой.

Так как общесоюзного стандарта на сталь еще не введено, то многие крупные машиностроительные производственные единицы имеют свои обозначения марок. Например ГАУ (Главн. артил. управление) (табл. 24) обозначает марки не цифрами, а буквами А, Б, В, Г, Д; например сталь марки А должна иметь $R = 28-36$ кг; $A \leq 25\%$; $S \leq 60$ и $r = 3,0$ кг/м. Из этих условий ясно видно, что требования, предъявляемые к качеству металла в машиностроении ГАУ, значительно выше, чем по нормам других ведомств, например НКПС; но надо заметить, что испытания по этим требованиям очень сложны, и при массовом изготовлении стали должны потребовать хорошо оборудованных лабораторий и обученного персонала; поэтому большинство крупных машиностроительных заводов в СССР имеет в дополнение к механическим цехам металлургические сталеплавильные и кузнечный цеха, а иногда и прокатный с определенной методикой производства стали.

Основанием для классификации углеродистой *инструментальной* стали является содержание С в стали, поэтому и в обозначение входит всегда цифра содержания углерода. Например Ижевский завод дает обозначения М-60; Т-75; М-105 и т. п., значит М-60 „мартеновская углеродистая сталь с содержанием 0,60—0,75% С“; Т-75 „тигельная углеродистая с 0,76—0,90% С“.

Завод „Электросталь“ применяет для инструментальных углеродистых сталей аналогичное же обозначение ЭУ 12; ЭУ-10, ЭУ-6. Это значит: электрическая углеродистая сталь с содержанием 1,20% С; 1,00% С; 0,60% С. Так как раньше углеродистые стали выплавлялись главным образом в тиглях и их назначение было только для инструментов, то счет велся с самого высокого содержания углерода; таким образом старые заграничные инструментальные заводы, например Польди (Poldi), имеют марки инструментальной стали за № 1, 2, 3, 4, 5. Это значит, что сталь № 1 содержит 1,5—1,25% С; № 2—1,25—1,10% С; № 3—1,10—0,95; № 4—0,95—0,80; № 5—0,80—0,65; № 6—0,65—0,55. Такой же номенклатуры придерживаются и многие другие заводы. В этом случае номер марки не включает указания на состав.

В табл. 25 приведено немецкое обозначение марок стали по DIN 1611. В этой таблице (В) выражение St. 50.11 обозначает: St. — литая сталь, имеющая $R = 50$ кг/мм², назначение этой стали (табл. 32) для изделий группы 1 и раздела 1.

Таблица 32.

**Групповые подразделения и обзор марок немецких стандартов сталей
по DIN 1600.**

0	Общие данные	Обзор марок (обозначений)	16.00
			16.01
		Испытание материалов. Правила	16.02
		Испытание материалов. Общее	16.03
		Испытание материалов. Испытательные машины	16.04
		Испытание материалов. Производство испытаний	16.05
		Кованая сталь. Таблица пояснений	16.06
			16.07
			16.08
			16.09
1	Литая сталь обычная конструкционная		16.10
		Кованая сталь нелегированная	16.11
		Литая фасонная катаная сталь в чушк. и полосах	16.12
		" " " для болтов и заклепок	16.13
			16.14
			16.15
			16.16
			16.17
			16.18
2	Литая сталь листовая, трубы и т. п.	Общее. Листовое железо	16.20
		Листовое железо. Технические условия на материал	16.21
			16.22
			16.23
			16.24
			16.25
			16.26
		Трубы	16.27
		Общее о трубах	16.28
3	Сталь для верхнего железнодорожного строения		16.29
		Бандажи	16.30
		Стальные шпалы	16.31
			16.32
		Мелкие изделия	16.33
			16.34
		Подкладки	16.35
			16.36
			16.37
4	Конструкционная сталь для подвижного состава		16.38
		железнодорожные оси	16.39
		Железнодорожные колеса. Ободья	16.40
			16.41
			16.42
			16.43
			16.44
			16.45
			16.46
			16.47
			16.48
			16.49

5	Сварочная и пудлинговая сталь		16.50
			16.51
			16.52
			16.53
			16.54
			16.55
			16.56
			16.57
			16.58
6	Литая высокосортная сталь		16.59
		Кован. нелегиров. сталь для термич. обработ. и цементат.	16.60
			16.61
			16.62
			16.63
			16.64
			16.65
			16.66
			16.67
7	Литая инструментальная сталь		16.68
		кованая ле-ир в ния сталь	16.69
			16.70
		Инструментальная нелегированная (углеродистая) сталь	16.71
			16.72
			16.73
			16.74
			16.75
			16.76
8	Стальное литье		16.77
			16.78
		Инструментальная легированная сталь	16.79
			16.80
		Стальное литье	16.81
			16.82
			16.83
			16.84
			16.85
9	Чугунное литье Ковкий чугун Чугуны		16.86
			16.87
			16.88
			16.89
		Чугунное литье. Ковкий чугун. Пон-тия. Чугуны	16.90
			16.91
			16.92
			16.93
			16.94
			16.95
			16.96
			16.97
			16.98
			16.99

Общий вид групповых подразделений приведен на табл. 32. По DIN можно дать обозначения по содержанию углерода (C) аналогично вышеупомянутым обозначениям Ижевского завода, например St. C 25.61. В этом обозначении имеется буква C, за которой следует 25, что и значит — углерод: в стали — 25, а назначение стали 61 (табл. 32 DIN 16.61).

Нам кажется, что обозначения советских марок целесообразнее иностранных.

Производство тигельной инструментальной стали особенно широко развито в Англии, где имеется такая же номенклатура, поэтому у нас иногда по привычке называют всякую инструментальную сталь „английской“. Из вышеизложенного следует, что это название неопределенно и им пользоваться не следует.

До сих пор мы рассматривали номенклатуру углеродистых машиноподелочных сталей, в которых остальные составные части (Mn, Si, S, P) входят в количествах, не влияющих существенно на их механические качества, а в инструментальных в эти составные части входят в сравнительно малых количествах (ср. стр. 174) и почти во всех инструментальных сталях в одинаковом количестве. Совершенно не то происходит с химическим составом стали, когда сталь предназначается для термической обработки или в нее вводятся специальные примеси.

Выше было указано и на необходимость введения их в сталь и на резкое изменение свойств стали от термической обработки и от прибавления сравнительно небольшого количества (1%) этих специальных примесей. Поэтому особенно трудно провести номенклатуру легированных сталей. Если подойти с точки зрения наглядности состава по марке, то ни европейские, ни наши союзные не имеют таких ясных обозначений. Обычно в марке стали упоминается первая буква примеси, например ЭХ-2 — марка хромистой стали завода „Электросталь“, где 2 обозначает особый состав стали, отличный от ЭХ-1, и т. д. Другие заводы применяют название ХН-4, что обозначает хромоникелевую сталь с 4% Ni; завод Круппа дает например сталь VAE. Очевидно такие обозначения являются ребусами, не всегда запоминаемыми. Отчасти за этими наименованиями скрывается „коммерческая“ или „техническая“ тайна состава стали; однако выше объяснялось, что знание состава еще мало помогает делу — нужно знать „тайну производства“, т. е. *метод работы*, и изучить свойства произведенной стали; поэтому в номенклатуре „тайны“ излишни.

3. Некоторые иностранные марки.

Но так как состав является для легированных сталей иногда главным техническим условием, то в САСШ в автопромышленности определенно решено ввести цифровую систему, характеризующую как содержание главных примесей, так и полный состав стали. О-во автомобильных инженеров (SAE) Северной Америки предложило свою систему, которая в настоящее время широко применяется повсюду ввиду ее удобства обозначения и легкости запоминания. Система SAE заключается в следующем: специальные примеси обозначаются цифрами от 1 до 9.

Стандарты SAE.

Чисто углеродистая сталь (C)	1
Никелевая " (Ni)	2
Хромоникелевая " (CrNi)	3
Молибденовая " (Mo)	4
Хромистая " (Cr)	5
Хромованадиевая " (CrN)	6
Вольфрамистая " (W)	7
Кремнемарганцевистая сталь (SiMn)	9

Вторая группа цифр указывает на процентное содержание главного элемента, последняя группа из двух цифр дает содержание углерода в сотых долях процента. Например 2315 означает „никелевая (2) сталь с содержанием 3% Ni (3) и 0,15% C. 71360 — вольфрамистая сталь (7) с 0,60% C и 13% W (фиг. 129—135).

Такое обозначение стали легко запоминается и легко обозначается например на чертеже. Указывалось, что точных цифр состава давать нельзя, поэтому необходимо давать пределы составных частей. Для этой цели имеются дополнительные листы спецификаций стали по химическому составу. В настоящее время имеются следующие спецификации сталей по десятичной системе, предложенной SAE (табл. 33).

Таблица 33.

Углеродистые стали (1—0).

SAE сталь №	C % от — до	Mn % от — до	P % не более	S % не более
1010	0,05—0,15	0,30—0,60	0,045	0,055
1015	0,10—0,20	0,30—0,60	0,045	0,055
1020	0,15—0,25	0,30—0,60	0,045	0,055
1025	0,20—0,30	0,50—0,80	0,045	0,055
1030	0,25—0,35	0,50—0,80	0,045	0,055
1035	0,30—0,40	0,50—0,80	0,045	0,055
1040	0,35—0,45	0,50—0,80	0,045	0,055
1045	0,40—0,50	0,50—0,80	0,045	0,055
1050	0,45—0,55	0,50—0,80	0,045	0,055
1095	0,90—1,05	0,25—0,50	0,040	0,055
1315	0,10—0,20	1,25—1,55	0,050	0,085—0,135
1350	0,45—0,55	0,90—1,20	0,040	0,055
1360	0,55—0,70	0,90—1,20	0,040	0,055

Сталь для шурупов, нарезаемых автоматами (1—1).

SAE сталь №	C от — до	Mn от — до	P от — до	S от — до
1112	0,08—0,16	0,60—0,80	0,09—0,18	0,08—0,155
1120	0,15—0,25	0,60—0,90	не более 0,06	0,08—0,155

Никелевые стали (2).

SAE сталь №	C от — до	Mn от — до	P не более	S не более	Ni от — до
2015	0,10—0,20	0,30—0,60	0,04	0,05	0,40—0,60
2115	0,10—0,20	0,30—0,60	0,04	0,05	1,25—1,75
2315	0,10—0,20	0,30—0,60	0,04	0,05	3,25—3,75
2320	0,15—0,25	0,30—0,60	0,04	0,05	3,25—3,75
2330	0,25—0,35	0,50—0,80	0,04	0,05	3,25—3,75
2335	0,30—0,40	0,50—0,80	0,04	0,05	3,25—3,75
2340	0,35—0,45	0,50—0,80	0,04	0,05	3,25—3,75
2345	0,40—0,50	0,50—0,80	0,04	0,05	3,25—3,75
2350	0,45—0,55	0,50—0,80	0,04	0,05	3,25—3,75
2512	0,17	0,30—0,60	0,04	0,05	4,75—5,25

Хромоникелевые стали (3).

SAE №	C от — до	Mn от — до	P не более	S не более	Ni от — до	Cr от — до
3115	0,10—0,20	0,30—0,60	0,04	0,05	1,00—1,50	0,45—0,75
3120	0,15—0,25	0,30—0,60	0,04	0,05	1,00—1,50	0,45—0,75
3125	0,20—0,30	0,50—0,80	0,04	0,05	1,00—1,50	0,45—0,75
3130	0,25—0,35	0,50—0,80	0,04	0,05	1,00—1,50	0,45—0,75
3135	0,30—0,40	0,50—0,80	0,04	0,05	1,00—1,50	0,45—0,75
3140	0,35—0,45	0,50—0,80	0,04	0,05	1,00—1,50	0,45—0,75
3215	0,10—0,20	0,30—0,60	0,04	0,045	1,50—2,00	0,90—1,25
3220	0,15—0,25	0,30—0,60	0,04	0,045	1,50—2,00	0,90—1,25
3230	0,25—0,35	0,30—0,60	0,04	0,045	1,50—2,00	0,90—1,25
3240	0,35—0,45	0,30—0,60	0,04	0,045	1,50—2,00	0,90—1,25
3245	0,40—0,50	0,30—0,60	0,04	0,045	1,50—2,00	0,90—1,25
3250	0,45—0,55	0,30—0,60	0,04	0,045	1,50—2,00	0,90—1,25
3312	0,17	0,30—0,60	0,04	0,045	3,25—3,75	1,25—1,75
3325	0,20—0,30	0,30—0,60	0,04	0,045	3,25—3,75	1,25—1,75
3335	0,35—0,45	0,30—0,60	0,04	0,045	3,25—3,75	1,25—1,75
3340	0,35—0,45	0,30—0,60	0,04	0,045	3,25—3,75	1,25—8,75
3415	0,10—0,20	0,30—0,60	0,04	0,045	2,75—3,25	0,60—0,95
3435	0,30—0,40	0,30—0,60	0,04	0,045	2,75—3,25	0,60—0,95
3450	0,45—0,55	0,30—0,60	0,04	0,045	2,75—3,25	0,60—0,95

Молибденовые стали (4).

SAE №	C от — до	Mn от — до	P не более	S не более	Cr от — до	Ni от — до	Mo от — до
4130	0,25—0,35	0,40—0,70	0,04	0,05	0,50—0,80	—	0,15—0,25
4140	0,35—0,45	0,40—0,70	0,04	0,05	0,80—1,10	—	0,15—0,25
4150	0,45—0,55	0,40—0,70	0,04	0,05	0,80—1,10	—	0,15—0,25
4615	0,10—0,20	0,30—0,60	0,04	0,05	—	1,50—2,00	0,20—0,30

Хромовые стали (5).

SAE №	C	Mn	P не более	S не более	Cr
5120	0,15—0,25	0,30—0,60	0,04	0,05	0,60—0,90
5140	0,35—0,45	0,50—0,80	0,04	0,05	0,80—1,10
5150	0,45—0,55	0,50—0,80	0,04	0,05	0,80—1,10
52100	0,95—1,10	0,20—0,50	0,03	0,035	1,20—1,50

Хромованадиевые стали (6).

SAE №	C	Mn	P не бо- лее	S не бо- лее	Cr	V	
						Миним.	Жела- тельно
6120	0,15—0,25	0,30—0,60	0,04	0,045	0,80—1,10	0,15	0,18
6125	0,20—0,30	0,50—0,80	0,04	0,045	0,80—1,10	0,15	0,18
6130	0,25—0,35	0,50—0,80	0,04	0,045	0,80—1,10	0,15	0,18
6135	0,30—0,40	0,50—0,80	0,04	0,045	0,80—1,10	0,15	0,18
6140	0,35—0,45	0,50—0,80	0,04	0,045	0,80—1,10	0,15	0,18
6145	0,40—0,50	0,50—0,80	0,04	0,045	0,80—1,10	0,15	0,18
6150	0,45—0,55	0,50—0,80	0,04	0,045	0,80—1,10	0,15	0,18
6195	0,90—1,05	0,20—0,45	0,03	0,035	0,80—1,10	0,15	0,18

Вольфрамовые стали (7).

SAE №	C	Mn	P не бо- лее	S не бо- лее	Cr	W
71360	0,50—0,70	0,30	0,035	0,04	3,00—4,00	12,00—15,00
71660	0,50—0,70	0,30	0,035	0,04	3,00—4,00	15,00—18,00
7260	0,50—0,70	0,30	0,035	0,04	0,50—1,00	1,50—2,00

Кремнемарганцевистые (9).

SAE №	C	Mn	P не бо- лее	S не бо- лее	Si от — до
9250	0,45—0,55	0,60—0,90	0,045	0,05	1,80—2,20
9260	0,55—0,65	0,60—0,90	0,045	0,05	1,80—2,20

Основания для составления этих таблиц — химический анализ; в дополнение к этому химическому анализу имеется характеристика металла по механическим качествам после термической обработки. Таким образом вся сталь, например для автомашиностроения, применяется в термически обработанном виде.

Как было выше сказано, термическая обработка значительно влияет на механические качества. Поэтому для производства термической обра-

ботки указываются температуры нагрева и методы охлаждения, т. е. скорости остывания. В результате получаются те свойства металла, которые были указаны на фиг. 138, 139. Так как объем термически обрабатываемой массы имеет большое влияние на механические качества, то в объяснительной записке к этой диаграмме оговаривается, что испытания относятся к брускам диаметром 37 мм ($1\frac{1}{2}$ ") и даже указывается, что характеристикой металла считаются:

1. Наиболее низкие значения R и σ от образцов, взятых из места, соответствующего нижнему концу слитка.

2. Наименьшие значения A и S из образцов, взятых из места, соответствующего верхнему концу слитка (фиг. 129—135).

Таким образом определение метода испытания металла предусматривает все подробности технологического процесса.

Надо оговорить, что в САШ и Англии образец имеет расчетную длину L образца, равную $4d$, а не $10d$, как в большинстве случаев делают образцы в Европе.

Обращает внимание в таблицах SAE (табл. 30) допуск большого количества вредных примесей (S менее $0,055\%$; P менее $0,045\%$ для углеродистых сталей и S менее $0,05\%$; P менее $0,04\%$ для легированных). У нас стремятся поставить требование предела $0,03\%$ или даже $0,02\%$ для обеих примесей. Надо заметить, что приведенные цифры у SAE являются только базисом (основанием) для назначения цены металла. Можно при заказе оговорить то содержание вредных примесей или точное содержание прибавленной примеси, которое желает покупатель иметь в стали; но за такое улучшение требуется приплата к основной цене, часто очень значительная, особенно при малом содержании S и P , так что покупатель должен взвесить — *нужно ли и сможет ли он использовать* то улучшение стали, которое задается производителю часто за столь значительную приплату.

Но как было видно из предыдущего, в некоторых случаях такие повышенные требования необходимы.

Из рассмотренных советских промстандартов нет ни одного (1929 г.), который бы предусматривал термическую обработку стали. Для того чтобы сталь можно было подвергать термической обработке, немцы называют этот процесс „улучшением“ (Vergütung). На наш взгляд такое обозначение неправильно, ибо отжиг тоже улучшает сталь и вообще улучшением будет всякая операция, сообщающая металлу нужные качества; однако в зависимости от применения эти качества могут быть различны. Например для снятия стружки стали нужно дать возможно низкие σ , тогда как для службы изделия нужно дать наиболее высокое σ ; иногда поступаются величиной σ , лишь бы иметь высокое r . Очевидно каждую из этих операций надо назвать термической обработкой для такой-то цели. Чтобы можно было заранее знать, в каких условиях надо производить термическую обработку с данной маркой стали, надо, чтобы химический состав был твердо зафиксирован в определенных пределах; это и имеет место например в марках стали SAE. Отдельные производственные машиностроительные объединения вырабатывают свои марки стали; так поступают например заводы авто-и авиастроения, ГАУ и др. Здесь мы приводим пример стандартизации марок стали с термической обработкой, применяемой для сельскохозяйственного машиностроения.

Таблица (31) стандартной стали для с.-х. машиностроения.

СССР ОБЩЕСОЮЗНЫЙ СТАНДАРТ ОСТ 1428
 Совет труда и обороны СТАЛЬ МБИ (ИВ): 669.14
 Комитет по стандартизации для СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННЫХ МАШИН И ОРУДИЙ МЕТАЛЛ

А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ

Настоящий стандарт распространяется на сталь (мартеновскую, тигельную или электросталь), применяемую в сельскохозяйственном машиностроении и подвергающуюся термической обработке (закалка, отпуск, цементация).

Б. ТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ

Сталь для сельскохозяйственных машин и орудий изготавливается следующих марок.

Марки стали	Химический состав в процентах				
	Углерод	Марганец	Кремний	Фосфор	Сера
Ц-1 цементационная . . .	0,07—0,15	0,30—0,55	до 0,30	до 0,05	до 0,05
П-4 пружинная . . .	0,35—0,45	0,60—0,80	0,40—0,60	до 0,05	до 0,05
Л-5 лемешная	0,45—0,55	0,60—0,80	до 0,30	до 0,05	до 0,05
Р-7 для режущих частей .	0,65—0,75	0,60—0,80	до 0,30	до 0,03	до 0,02
Р-76 „ „ „	0,65—0,75	0,60—0,80	до 0,30	до 0,05	до 0,04

Примечание. Для стали, выплавляемой в электропечах и кислых мартеновских, содержание марганца во всех марках кроме П-4 может быть от 0,20%.

Профиль, размеры и допуски в размерах представляемой в приемке стали должны соответствовать ОСТ 8—31.

На наружной поверхности полос (листов, прутков и пр.) и их торцов не должно быть шлаковин, песочин, трещин, расслоений и волосовин. Тонкий слой окалины, получающийся от прокатки и полностью или частично покрывающий сталь, и незначительная ржавчина допускаются.

Вдавливание окалины до 0,5 мм допускается только с одной стороны.

Примечание. Трещины, волосовины и расслоения на наружной поверхности допускаются лишь в том случае, если после удаления их размеры изделия не выходят за пределы установленных допусков

Из предыдущих объяснений видно, как построена маркировка, буквенные обозначения указывают целевое назначение применяемой стали. Все стали углеродистые, так как в сельскохозяйственном машиностроении не применяется металл больших сечений и только для П-4 (пружинная) введена дешевая примесь кремния в размере $\frac{1}{2}\%$ для получения высокого σ .

Чтобы можно было металл подвергать термической обработке по маркам, надо, чтобы состав был в узких пределах, но легко исполнимых производителем, — это в данной таблице имеет место. Ввиду очень высоких требований к изделиям из Р-7 (режущие инструменты) введено условие, удорожающее сталь, — малое содержание вредных примесей; но в случаях, когда малое содержание вредных примесей не является необходимым, имеется дублирующий состав Р-7б.

Из этого примера видно, что применение марочной стали значительно облегчает процессы термической обработки стали.

SAE в своих стандартах применяет цифровую маркировку также и для термической обработки. На нижеуказанных таблицах (34 и 35) указаны эти обозначения.

Таблица 34.

Операции цементации с последующей термической обработкой.

Методы — № операц.	I	II	III	IV	V
1	Цементация	Цементация	Цементация	Цементация	Цементация
2	Закалка	Закалка	Закалка	Остывание в ящике	Остывание в ящике
3	Отпуск	Нагрев	Нагрев	Нагрев	Нагрев
4	—	Закалка	Закалка	Закалка	Закалка
5	—	Отпуск	Нагрев	Отпуск	Нагрев
6	—	—	Закалка	—	Закалка
7	—	—	Отпуск	—	Отпуск

Таблица 35.

Операции закалки и отпуска.

Методы — № операц.	VI	VII	VIII
1	Нагрев	Нормализация (1-й нагр.)	Нормализация (1-й нагр.)
2	Закалка	2-й нагрев	2-й нагрев
3	Отпуск	Закалка	Остывание в печи
4	—	Отпуск	Механич. обработка
5	—	—	3-й нагрев
6	—	—	Закалка
7	—	—	Отпуск

Таким образом на чертеже можно указать например SAE 1025-VII: 1) — 925—980° Ц; 2) 855—900° Ц; 3) вода; 4) до желаемой твердости, указываемой конструктором, например 212 по Бринеллю; тогда будет обозначено 4) — 212 Н или Рокв. 97 В.

Другой пример SAE 3450-VIII: 1) 855 — 900° Ц; 2) 675 — 700° Ц; 5) 760 — 790° Ц; 6) масло H/10/3000/ = 300¹.

Все обозначение, написанное здесь в одной строке, потребовало бы значительного описания, что неудобно сделать в спецификации на чертеже, тогда как в данной форме все уточнено, даже указано как определена твердость по Бринеллю.

При сем прилагаются 4 вкладных таблицы наиболее ходовых сортов разных сталей по немецкой спецификации (см. листы I, II, III, IV):

Лист I — Стали для общего машиностроения.

Лист II — Высокосортные стали для машиностроения.

Лист III — Листовая сталь разная.

Лист IV — Специальные стали для особого назначения.

¹ Написанное означает. Взять сталь по спецификации SAE 3450 (см. табл. 3)), т. е. состава: C = 0,45 — 55; Mn 0,30 — 0,60%; P < 0,04; S < 0,045; N 2,75 — 3,25; Cr 0,60 — 0,95%. Подвергнуть эту сталь термической обработке по методу VIII (табл. 32): 1) нагрев 855—900° Ц; остудить на воздухе; 2) вторично нагреть 675 — 700° Ц; 3) остудить с печью; 4) обработать механически; 5) нагреть 760—799° Ц; 6) охладить в масле; 7) отпустить до получения твердости по Бринеллю 300.

В технике применяются кроме чугуна, стали и железа и другие металлы и их сплавы. Они заменяют железо и его сплавы благодаря особым физическим качествам, присущим им. Из этих металлов главнейшими являются: 1) медь и ее сплавы с цинком и оловом; 2) алюминий и главным образом его сплавы, 3) сплавы олова, сурьмы и свинца, так называемые антифрикционные сплавы.

1. Медь.

Медь применяется в технике благодаря ее особым физическим качествам — электропроводности и теплопроводности. Первое качество обуславливает изготовление из нее электрических проводов и других предметов электрического оборудования, второе — применение ее для нагревательных приборов — топочных стенок котла и т. п. Поэтому важно знать коэффициенты этих величин.

Максимальной теплопроводностью обладает серебро — эту величину принимают за единицу; медь имеет теплопроводность $0,92 \text{ кал/см сек}^\circ \text{Ц}$.

Электропроводность характеризуется длиной в метрах проволоки, сечением в 1 мм^2 , имеющей сопротивление 1Ω (эта длина для меди равна 58 м), или обратной величиной: сопротивлением в омах проволоки, сечением 1 мм^2 при длине ее равной 1 м , и выражается для чистой меди величиной $0,1724 \Omega \text{ мм}^2/\text{м}$.

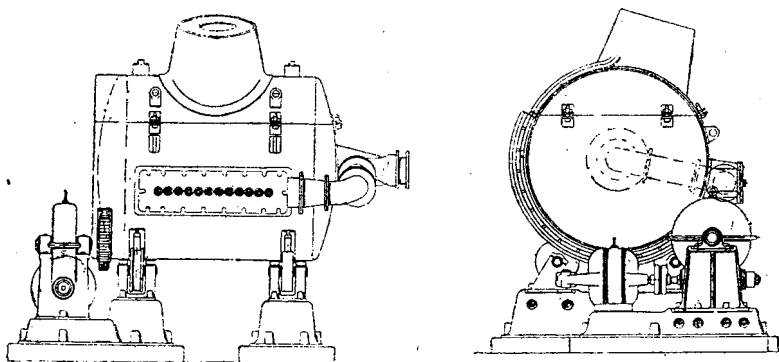
Малейшее загрязнение меди посторонними примесями или наклеп ее в холодном состоянии понижают эти величины, так что при суждении о чистоте меди в технических условиях оговариваются, что испытания меди совершаются после отжига ее при 600°Ц . Чистая медь обладает вышеуказанными физическими свойствами.

Чтобы ознакомиться со свойствами и примесями меди, рассмотрим бегло ее получение. Медь в природе по большей части находится в виде руды, образуя соединение меди с серой (железо было в соединении с кислородом). В этом случае часть Cu_2S образует двойные кристаллы с Fe_2S_3 и сопровождается примесями мышьяка (Урал, Северная Америка, Швеция и т. д.). Реже встречается медь в виде малахита $[\text{CuCO}_3 \text{ Cu}(\text{OH})_2]$, т. е. в виде основной углекислой меди. Этот минерал имеется на Урале и из него часто изготавливаются крупные вещи для украшений. Все руды имеют так много землистых примесей, что обычно из-за высокой цены на медь руда считается с содержанием $0,5 — 3\%$ Cu выгодной для разработки. Очень бедные руды разрабатываются мокрым путем, т. е. при помощи водных химических реакций; обычно же переработка ведется сухим путем, т. е. при помощи плавления.

Для этой цели руда предварительно обжигается, т. е. сернистые соединения переводятся в окиси ($\text{FeS}_2 + \text{O}_2 = \text{FeS} + \text{SO}_2$; $\text{FeS} + 3\text{O} = \text{FeO} + \text{SO}_2$). Образующаяся SO_2 улавливается и перерабатывается в H_2SO_4 . Часть CuS_2 при этом переходит в окислы меди Cu_2O и CuO . Обожженная руда с неполное выделенной серой подвергается плавке в печах, так называемых ватержакетах, с прибавкой кокса (немецкий способ) или без кокса в отражательных печах (английский способ).

При расплавлении обожженной руды получается жидкая масса, которая разделяется на два слоя (по удельному весу): сверху шлак, снизу — слой *роштейн*, т. е. масса, содержащая всю медь ($25 - 45\%$ Cu, $25 - 35\%$ Fe, 35% S). Следовательно этот процесс имел целью получить продукт „роштейн“ с более концентрированным содержанием меди; все примеси, какие были в руде — As, Ag, Bi и др., остаются в роштейне.

Роштейн перерабатывается или в пламенных печах или в настоящее время в конверторах, иных чем в сталелитейном производстве. Главным топливом в этом процессе является сера; поэтому воздух, вдувае-



Фиг. 142. Конвертор для получения штейна из руды (переработка медной руды).

мый в конвертор, проходит не со дна через всю массу, а сбоку, только через верхний слой шлака, заключающий всю массу сернистой меди (фиг. 142). В этом процессе железо окисляется и образует с песком силикат железа, а медь, освобождаясь от серы, благодаря удельному весу отделяется от шлака, образует черную медь ($98 - 99\%$ Cu). Из этих процессов получения меди следует, что черная медь должна содержать все примеси, которые были в руде — благородные металлы, мышьяк, серу, висмут и кислород. При рафинировке меди задачей является выделение этих примесей. Очень часто медь рафинируют электролизом, а также переплавкой в отражательных печах с окислительной атмосферой, что способствует окислению всех примесей в меди; мышьяк, сера, висмут, серебро не окисляются. Затем, меняя окислительное пламя на восстановительное, удаляют из меди и кислород. Этими процессами нельзя получить столь чистой меди, как при электролизе. Так как медь назначается главным образом для электротехнических целей, а решающее значение имеет электропроводность меди, то электрический метод имеет главнейшее применение. В производстве применяются следующие марки меди.

Комитет по
стандартизации

Настоящий стандарт распространяется как на медь не в деле (штыки, вайрбарсы, катоды и т. п.), так и на медь в деле в виде тех или иных полуфабрикатов и изделий (листы, ленты, проволока, части паровозных топков и т. п.).

В зависимости от химического состава устанавливается 5 марок меди, согласно нижеследующей таблице.

Марки и их обозначения	Химический состав в процентах			
	Медь (Cu) не менее	Примеси		
		В том числе		Всего не более
		Висмут В не более	Сурьма (Sb) не более	
М-1	99,9	Следы	Следы	0,1
М-2	99,8	Следы	Следы	0,2
М-3	99,7	Следы	Следы	0,3
М-4	99,5	0,003	0,005	0,5
М-5	99,0	0,005	0,010	1,0

Примечания. 1. Серебро считается за медь.

2. Под следами понимают содержание соответствующего элемента не более 0,002%.

3. Медь марки М-1 в виде катодов должна содержать Cu не менее 99,95%.

4. В топочной меди за счет содержания Cu допускается As в количестве не более 0,5%.

Технические условия на медь красную (штыки) см. ОСТ 309

" " " " " (катоды) " ОСТ 310

" " " " " (вайрбарсы) " ОСТ 311

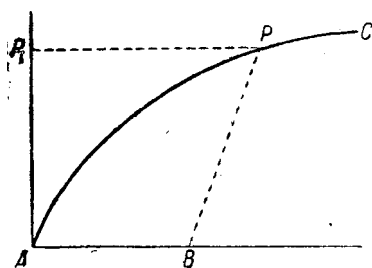
В расплавленном состоянии медь легко поглощает газы — кислород (O), водород (H). С кислородом медь образует закись меди (Cu_2O), растворяющуюся в меди и придающую меди хрупкость.

Другой окисел — черная окись меди (CuO) — не растворяется в меди вовсе, поэтому лучше иметь в нагревательных печах для меди сильно окисли-

тельное пламя, чем нейтральное. Водород обладает свойством при нагревании диффундировать (проходить) через медь. Поэтому, если медь заключает растворенную закись меди, то при диффузии водорода может иметь место реакция восстановления закиси меди ($\text{Cu}_2\text{O} + \text{H}_2 = \text{H}_2\text{O} + \text{Cu}$) водородом с образованием воды. Однако в противоположность водороду пары воды не могут диффундировать через медь, а так как пары воды не растворяются в меди, то образовавшиеся пары воды находятся под громадным давлением и образуют мелкие трещины в меди. На фиг. 143 показаны три куска меди от одной и той же полосы с обычным небольшим содержанием Cu_2O после нагрева: проба (1) в течение часа в атмосфере водорода, проба (2) в атмосфере светильного газа, а проба (3) в атмосфере окиси углерода. Первые две пробы дали трещины (водородная болезнь), а третья проба их не имеет, так как окись углерода не диффундирует через медь. Поэтому при работе с медью надо принимать предосторожности при нагреве и следить за атмосферой печи. Надо из-



Фиг. 143. Водородная „болезнь“ меди. Растворенный в меди водород в окислительном пламени окислился в воду (пар), нерастворимую в меди, а потому пар при выделении из металла образовал трещины (2 и 1).



Фиг. 144. Диаграмма разрыва образца из чистой меди. Пунктир показывает искусственно полученный предел упругости благодаря наклепу.

бегать соприкосновения пламени с нагреваемой медью и не иметь большого избытка кислорода в пламени во избежание очень энергичного окисления поверхности; поэтому предпочтительнее нагрев вести в муфельных печах или в случае пламенных — при тщательном контроле атмосферы печи.

Выше было указано, что чистая медь не пригодна для конструктивных деталей. Причина в том, что медь, как и все чистые металлы, не имеет предела упругости (P), т. е. всякое напряжение производит в меди *остаточную*, а не *упругую* деформацию. Поэтому медные провода легко провисают под влиянием собственного веса и при натяжении их часто поэтому подвешивают к стальным тросам. Предел упругости появляется в металле только после прибавления какого-нибудь другого элемента. В железе — углерод, в меди многие другие примеси то в большем, то в меньшем количестве выявляют эту особенность (а также наклеп); например в медь для котельных топочных стенок прибавляется мышьяк в количестве до $0,6\%$ As, благодаря чему медь имеет $P = 15 \text{ кг/мм}^2$, $R = 22$, $A = 27,5$. Выше $0,6\%$ As в медь не вводят, так как высокое содержание As (2%) вызывает хрупкость меди.

Медь может обладать вследствие наклепа пределом упругости. Вернее это результат остаточной деформации (фиг. 144).

Точка P лежит на прямой BP только в том случае, если перед этим испытанием металл был подвергнут деформации усилием P_1 ; поэтому всякое усилие, меньшее AP_1 , не произведет остаточной деформации в металле, но, как указывалось выше (стр. 113), появление такого P сопровождается уменьшением вязкости и следовательно появлением хрупкости. Действие наклепа уничтожается отжигом при температуре $600—650^\circ$. Нагрев слабо наклепанной меди до температуры около 300° вызывает крупную кристаллизацию со всеми вредными последствиями. Процесс роста кристаллов после наклепа начинается с определенной температуры нагрева. Эта температура называется температурой рекристаллизации. Для чистой меди она лежит около $250—300^\circ \text{Ц}$, для чистого железа около $450—600^\circ \text{Ц}$ и зависит от степени наклепа. После полного отжига медь деформируется от малейшего усилия (вследствие отсутствия P), поэтому часто из меди готовят *крешеры* — столбики отожженной меди, служащие для определения какого-нибудь усилия, например определения силы удара и т. п. По сравнению измеренного изменения высоты столбика после испытания можно легко определить приложенную силу; если бы медь имела упругую деформацию, этого сравнения нельзя было бы сделать.

Для технических целей медь применяется в виде сплавов: с цинком — латуни; с оловом (и алюминием) — бронзы.

2. Латуни.

Латуни образуются сплавом меди с цинком разного содержания и носят разные названия (ОСТ 312).

Назначение этих сплавов примерно такое:

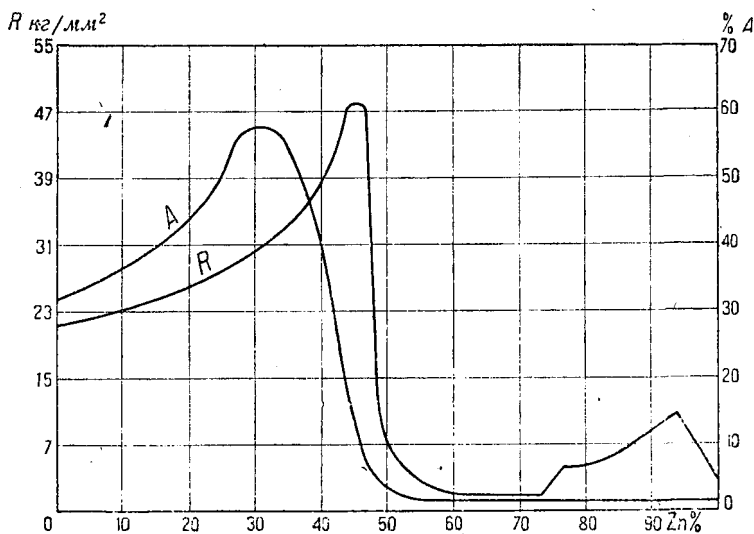
ЛТ-90	— для сеток, жести
ЛТ-85	„ того же и других изделий
Л-72	„ турбинных лопаток проволоки
Л-38	„ патронов, гильз, труб проволоки (очень употребительно)
Л-65	„ листов, труб, проволоки, прутков
Л-60	„ для разных профилей прутков, труб, проволоки
ЛС-64	„ арматуры
ЛС-59	„ прутков и резьбовых изделий
ЛМ-70	} изделий, подвергающихся разъеданию морской водой
ЛМ-62	

Медноцинковые сплавы с содержанием до 33% цинка обладают большой вязкостью. Механические качества резко зависят от состояния металла — кованный или литой.

На фиг. 145 приведена зависимость между составом и механическими качествами латуни. Из этой диаграммы видно, что до 33% Zn растет и удлинение (A) и сопротивление (R); после 33% Zn A падает, а R растет до $\sim 45\%$ Zn . Такой высокий процент удлинения (55%) дает возможность деформировать Л-68 на холоду. Но после деформации латунь следует отжигать, чтобы избежать хрупкости от наклепа.

Если рассмотреть шлифы, изготовленные из латуни с разным содержанием Zn , то можно заметить, что до содержания 33% Zn латунь пред-

составляет структуру (фиг. 146) как бы чистого металла, т. е. цинк образует с медью твердый раствор α (как аустенит в стали); при содержании

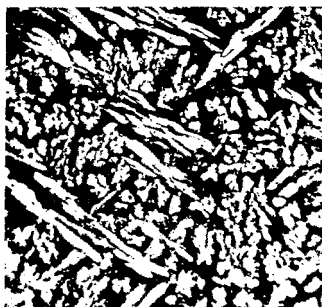


Фиг. 145. Механические свойства сплавов меди с цинком в зависимости от состава сплава.

более 33% Zn появляется новая составляющая β (фиг. 147). Первая составляющая (1) очень вязка, как бы соответствует ферриту стали, а вторая (β) является хрупкой и аналогична цементиту. Поэтому иногда иначе



Фиг. 146. Латунь α , твердый раствор цинка в меди (ср. с фиг. 116 — твердым раствором цементита в феррите). Вязкая составляющая латуни.



Фиг. 147. Латунь β хрупкая составляющая латуни.

называют латунь с содержанием более 33% Zn латунями β . Деформировать β -латунь можно только в горячем состоянии, ибо иначе в холодном состоянии латунь дает трещины.

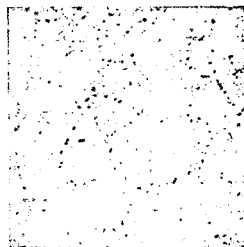
Настоящий стандарт распространяется на технические медно-цинковые сплавы, составными частями которых являются медь и цинк (томпак и латунь), содержащие иногда в качестве специальных примесей свинец (мунцевая латунь) или олово (морская латунь).

В зависимости от химического состава медно-цинковых сплавов устанавливаются следующие марки и их обозначения

Наименование	Обозначение (марка)	С о с т а в в п р о ц е н т а х										Цинк Zn	
		Медь Cu	Спец. примеси		Случайные примеси								
			Свинец Pb	Олово Sn	Свинцовый Pb	Железо Fe	Фосфор P	Мышьяк As	Сурьма Sb	Висмут Bi	Все остальное более		
В от е ч и н с к и х б о л е е													
Томпак . . .	ЛТ-90	92—87	—	—	0,03	0,1	Следы	Следы	Следы	Следы	0,2	О с т а т о к	
Томпак . . .	ЛТ-35	87—82	—	—	0,03	0,1	Следы	Следы	Следы	Следы	0,2		
Латунь . . .	Л-72	74—70	—	—	0,05	0,1	Следы	Следы	Следы	Следы	0,2		
Латунь . . .	Л-68	70—67	—	—	0,05	0,1	Следы	Следы	Следы	Следы	0,2		
Латунь . . .	Л-65	67—63	—	—	0,4	0,15	0,01	0,01	0,005	0,003	0,6		
Латунь . . .	Л 60	63—59	—	—	0,4	0,1	0,01	0,01	0,005	0,003	0,6		
Мунд . . .	ЛС-64	67—63	1,5—2,5	—	—	0,3	0,01	0,01	0,005	0,003	0,5		
Мунд . . .	ЛС-59	61—57	1,0—2,0	—	—	0,3	0,01	0,01	0,005	0,003	0,5		
Латунь морская .	ЛМ-70	71—69	—	1,0—1,5	0,07	0,05	Следы	Следы	Следы	Следы	0,2		
Латунь морская .	ЛМ-62	63—61	—	1,0—1,5	0,2	0,1	Следы	Следы	Следы	Следы	0,4		

Примечание. Под следами подразумевается содержание соответствующего элемента не свыше 0,002%.

Из табл. ОСТ 312 видно, что в мунце ЛС-64 — ЛС-59 содержится 1—3% Pb. Так как α латунь очень вязкая, то при обработке резцом такой латуни стружка вьется, и, навиваясь на резец, может его поломать; кроме того горячая стружка, соприкасаясь с резцом, сильно нагревает его, ввиду этого для облегчения процесса резания желательно иметь сыпучую, а не вязкую стружку, поэтому некоторое количество свинца является необходимым дополнением для обрабатываемой резцом латуни. Например для изготовления шурупов на автоматах из прутка латуни введение в состав ее 1,5—2% Pb обязательно при содержании меди около 55—58%, т. е. М-57. На фиг. 148 представлена структура латуни, содержащей небольшую примесь Pb. Из этого можно вывести заключение, что свинец придает латуни хруп-



Фиг. 148. Свинец в латуни (нерастворим). Благодаря его выделению по границам зерен стружка не вьется, а крошится.

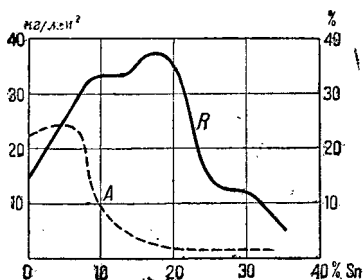
кость и он бывает желателен в ней только для обработки. Из латуни очень много штампуются изделий. Для этой цели нужен вязкий металл. Это будет α -латунь без примеси свинца; потому-то в ОСТ и ограничено содержание свинца — менее $0,1\%$ Pb для штамповочной латуни. Из латуни изготовляют также отливки. На качество отливки сильно влияет температура разливаемого металла. Для Л-68 нужна температура разливки около $1030—1040^\circ$, для Л-60 или М-59 — $980—1000^\circ$ Ц. Затруднение для плавки латуни заключается в том, что при этих температурах испаряется цинк, пары которого очень вредны; кроме того цинк, испаряясь, изменяет состав сплава.

В настоящее время для плавления медных сплавов, особенно цинковых, очень рекомендуется применять электрические индукционные печи, которые получили очень большое распространение в Европе и САСШ.

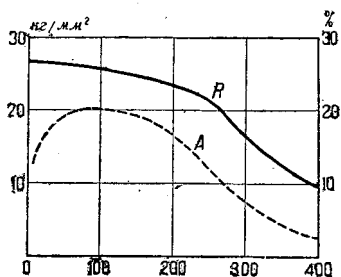
3. Бронзы.

Бронзы являются другим важным сплавом меди. Они являются старейшим техническим сплавом. Этим бронзы обязаны сравнительно низкой температуре плавления ($900—1000^\circ$ Ц) и высокими механическими качествами.

Если применить тот же метод выявления связи механических качеств от состава сплава, как это было сделано для латуни, то получим такую диаграмму (фиг. 149).



Фиг. 149. Механические свойства сплавов меди с оловом в зависимости от содержания олова в сплаве.



Фиг. 150. Зависимость механических свойств бронз в нагретом состоянии от температуры нагрева.

Зависимость механических свойств от состава только процента примеси олова более заметна, чем при сплавах с цинком. Уже примесь выше 9% Sn вызывает резкое падение A, а при содержании 13% Sn удлинение падает почти до нуля, т. е. при таком содержании появляется в бронзе хрупкость. Как в сплавах латуни, так и в сплавах бронзы до 13% медь образует твердый раствор (α) с оловом, а выше появляется новая хрупкая составляющая (δ), присутствие которой вызывает твердость и хрупкость бронзы; поэтому все бронзы для машиноподелочных деталей имеют состав до 13% Sn.

Надо отметить, что кристаллы бронзы при быстром охлаждении отливки очень трудно выравнивают свою концентрацию, поэтому бронза в литом состоянии при среднем содержании олова менее 13% Sn содержит в литом состоянии твердую составляющую (δ); после отжига эти

концентрации выравниваются и получается твердый раствор α ; поэтому литая бронза всегда тверже, чем после отжига (фиг. 150), и этой первоначальной твердости нельзя возратить никакой дальнейшей термической обработкой, ибо твердые растворы, так же как и чистые металлы, не изменяют своих свойств от термической обработки, — разве только изменяются размеры кристаллов составляющих и уничтожается влияние наклепа.

Для получения некоторых физических качеств конечно применяются бронзы с большим содержанием олова.

Главнейшие типы сплавов бронзы будут:

Бронза для шестерен, червяков и т. п.

$$89\% \text{ Cu; } 11\% \text{ Sn; } R = 23 - 27 \text{ кг/мм}^2; \\ \sigma = 15 - 17 \text{ кг/мм}^2; A = 7 - 10\%$$

Бронза для подшипников:

$$90\% \text{ Cu; } 10\% \text{ Sn; } 0,5\% \text{ P; } R = 22 - 23 \text{ кг/мм}^2; A = 10\%$$

Пушечная бронза:

$$88\% \text{ Cu; } 10\% \text{ Sn; } 2\% \text{ Zn; } 0,25\% \text{ P; } R = 21 - 23 \text{ кг/мм}^2; A = 14\%$$

(также для шестерен и червяков).

В перечисленных сортах бронзы встречаются новые примеси — фосфор и цинк. Фосфор прибавляется в расплавленный сплав (в виде фосфористой меди с $15\% \text{ P}$) для раскисления ванны, а также для повышения твердости бронзы; обычно в хороших сортах присутствие фосфора до $0,5\%$ нормально. Прибавка цинка делается с целью получить расплавленный металл более жидким, чтобы при разливке металл лучше заполнял форму. Более $2\% \text{ Zn}$ не следует иметь, потому что большее количество понижает все механические качества бронзы (R и A). Небольшое количество свинца для бронз имеет такое же значение, как и для латуней, т. е. улучшает и облегчает обработку на станках.

Бронзы с большим содержанием олова будут:

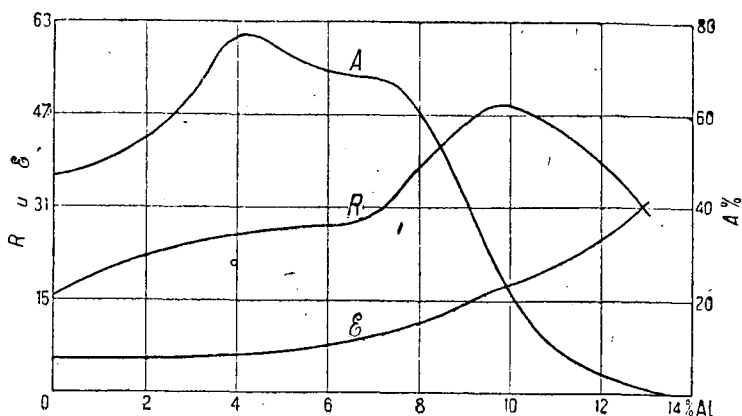
колокольная (для звуковых инструментов $77 - 80\% \text{ Cu; } 23 - 20\% \text{ Sn}$);
зеркальная $66\% \text{ Cu, } 33,3\% \text{ Sn}$ (астрономические инструменты и т. п.).

Как видно из названий, это изделия с особыми физическими свойствами. Первая с особыми свойствами для акустических целей, а вторая — дающая хорошо полированные поверхности, сопротивляющиеся окислению. В настоящее время развития разных сплавов эти дорогие сплавы можно заменять с успехом сплавами железной группы.

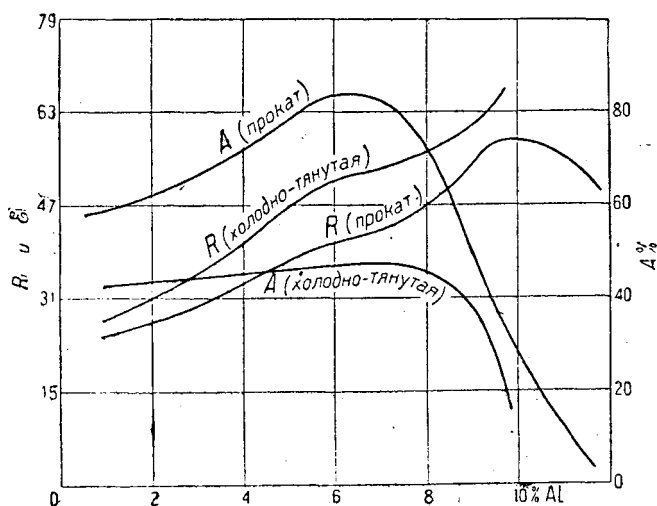
Кроме сплавов с оловом, медные сплавы с алюминием или марганцем тоже носят название бронз. Главнейшее назначение их — получение этих сплавов с высокими механическими свойствами.

На фиг. 151 приведена диаграмма зависимости механических качеств от процентного содержания Al в бронзе литой и катаной (фиг. 152). Из этих диаграмм видно, как сильно увеличивается R (до 60 кг/мм) при значительном A для сплавов $\text{Cu } 95\%, \text{ Al } 5\%$ (литой металл). В виде проволочки эти бронзы обнаруживают еще более высокие механические качества.

Марганцевистая бронза (5 и $15\% \text{ Mn}$) применяется для изготовления паровозных связей и разных деталей, подвергающихся разъеданию водой, паром, как-то: паропроводные части, вентили, штанги, насосы и т. п.



Фиг. 151. Механические свойства литой алюминиевой бронзы в связи с составом сплава.



Фиг. 152. Механические свойства прокатанной алюминиевой бронзы в связи с составом сплава.

Марганцевистая бронза обладает:

		5% Mn	15% Mn
R кг/мм ²	в отожженном состоянии	32—36	45—47
	в наклепанном	—	52—56
$A^0/0$	в отожженном	35—39	25—27
	в наклепанном	—	12—18

Эти механические свойства мало изменяются в пределах до 350° Ц.

Кроме этих сплавов применяются сплавы меди с никелем и цинком, так называемый *мельхиор*. Этот сплав имеет способность не окисляться на воздухе и применяется для изготовления разной посуды домашнего обихода.

Медные сплавы хорошо противостоят химическому воздействию атмосферы и долго сохраняют красивый полированный золотистый внешний вид; однако в настоящее время многие медные сплавы такого типа заменяются сплавами черных металлов; из них упомянем *нержавеющие стали*, сопротивляющиеся многим химическим реагентам; кроме того металлические поверхности подвергаются специальному покрытию любыми металлами, например хромом (хромирование), защищающими от окисления металлическую поверхность и придающими красивый вид изделию.

4. Покрытие поверхностей металлами.

Подобного рода покрытия поверхностей защищающими слоями разных металлов и сплавов производится разными способами.

Укажем некоторые из них, имеющие большое применение в технике в настоящее время.

а) Шерардизация. *Шерардизацией* называется способ покрытия поверхности железных частей цинком. Процесс состоит в том, что железные изделия помещаются в закрытые железные барабаны со смесью 80—90% кварцевого песка и 20—10% цинковой пыли и подвергаются нагреву до 230—400° Ц в течение 2—4 часов. Вследствие такой обработки поверхность покрывается чистым цинком, хорошо предохраняющим от ржавчины железо.

б) Шоопирование. *Шоопированием* называется способ покрытия поверхности расплавленной массой какого-либо металла, распыливаемой сильной струей газа.

Для выполнения этой работы служит аппарат, внешне похожий на пистолет. При помощи маленькой газовой турбины проволока распыляемого металла проталкивается сжатым воздухом (2,5 ат) через центр трубки горелки. В горелке горит обычно смесь светильного газа с кислородом. Температуры этого пламени достаточно для расплавления почти любого металла. Сжатый воздух, проталкивающий проволоку, выходит через кольцеобразное отверстие вокруг пламени и с большой силой внедряет распыленный расплавленный металл в покрываемую поверхность; при этом покрываемая поверхность совершенно не нагревается, и можно шоопировать металлом даже дерево и ткани. Для плавления проволоки в последнее время применяют электрический ток. В час можно распылить например 6 кг Pb или Sn; 1,5 кг Zn; 0,8 кг Cu или Fe. Для лучшего покрытия поверхность должна быть шероховатая, поэтому подготовка поверхности часто производится пескоструйным аппаратом. Чем горячее пыль и чем горячее покрываемая поверхность, тем прочнее держится покрывка; поэтому для шоопирования полезно изделия подогревать. В настоящее время оцинковка ведется механически во вращающихся барабанах.

в) Калоризирование. *Калоризирование* применяется для покрытия главным образом железных изделий алюминием. Для этой цели изделия помещаются в смесь 49% алюминия в порошке, 49% глинозема, 2% хлористого аммония и подвергаются нагреву в течение 1/2—3 час. при температуре около 800° Ц. Изделие покрывается хорошо пристающим сплавом с алюминием.

г) Алитирование. *Алитирование* применяется для защиты от окисления поверхности железных изделий при высоких температурах и пред-

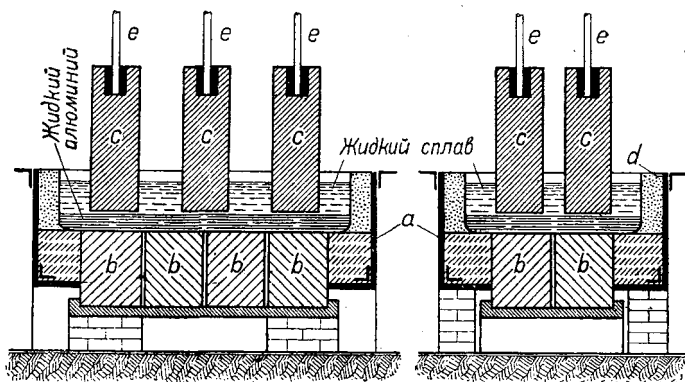
ставляет собой сплав 15% Al с 85% Fe. Этот сплав отливается и осторожно куется. Применяется главным образом для цементационных ящиков.

д) Платирование. Платирование производится сваркой во время прокатки меди и никеля с железной поверхностью, главным образом листовых изделий. Наварка производится при подогреве листов.

5. Алюминий.

Следующим металлом после меди, имеющим в технике широкое применение, является *алюминий*. В настоящее время алюминий благодаря малому удельному весу и высоким механическим качествам является одним из важнейших металлов, и количественно его применение очень быстро увеличивается с каждым годом. В стандартах немецких инженеров DIN имеется большое количество разработанных профилей прокатного алюминия. Особенно большим успехом пользуются сплавы алюминия и их сорта, и их производство все увеличивается с каждым днем.

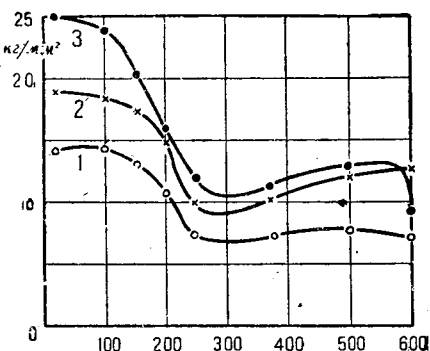
Для получения Al служит главным образом руда боксит ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) из местечка Бокс (Баух) в Южной Франции. Эта руда имеется в Италии, Венгрии, Северной Америке и сопровождается примесью Fe_2O_3 . В СССР применяют для разработки тихвинские бокситы (Тверской



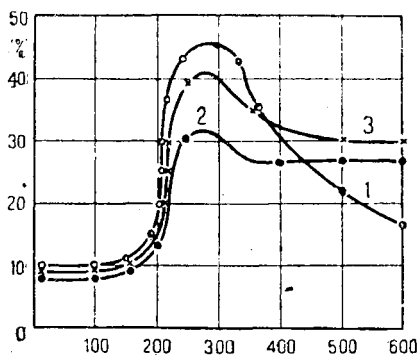
Фиг. 153. Получение металлического алюминия электролизом в расплавленном состоянии.

район) и некоторые глины. Получается алюминий по способу Эру электролизом растворенного чистого глинозема в расплавленной ванне криолита ($\text{AlF}_3 \cdot 3\text{NaF}$). Из металлического алюминия нельзя удалить примеси, как это имело место в технологии стали или меди; поэтому все примеси удаляются, когда алюминий находится в виде окиси глинозема (так же как Р удаляется во время подготовки руды, а не в доменном процессе), и всю трудность представляет очищение глинозема от примесей, особенно SiO_2 . Из чистого глинозема электролизом в криолитовой ванне Al получается без примесей. Самый процесс электролиза происходит (фиг. 153) в прямоугольном или круглом ящике *a*, футерованном углеродистой массой *d*, в дно ящика входят угольные электроды *b*. В ванну сверху входят 6—12 угольных электродов *c* с сечением 35 см^2 и высотой 400 мм.

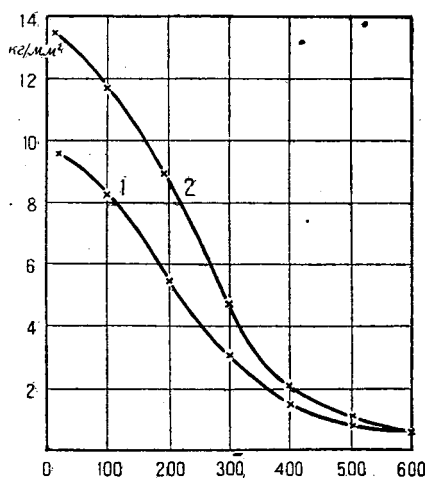
Ток подводится электрическим медным кабелем *e*. Вначале засыпается смесь 80—90% криолита и 20—10% глинозема. Эта смесь плавится при температуре 950°С (чистый глинозем плавится около 3 000°С) благодаря теплу, выделяемому при прохождении через смесь тока (тепло электросопротивления). Когда масса расплавится, то начинается электролиз глинозема, растворенного в криолите. Алюминий выделяется на катоде *b*, но смесь благодаря близкому удельному весу (2,4) трудно отделяется от него. Каждые 2—3 дня алюминий вычерпывается и разливается по железным формам. Около вертикальных стенок насыпается не расплавленная смесь, чтобы эти стенки не служили катодом. Расход криолита достигает 10% от веса выплавленного алюминия, напряжение тока около 46, а сила 8 000 А, расход электродов до 65% от полученного металлического алюминия. Считается в среднем расход 29,2 кВт на 1 кг алюминия, поэтому производство алюминия экономично лишь в местах, где имеется дешевая электроэнергия. Полученные слитки алюминия обычно вторично расплавляются, чтобы освободиться от запутавшейся механиче-



Фиг. 154. Зависимость механических свойств чистого алюминия от температуры: 1—отожженного, 2—холодно-тянутого.



Фиг. 155.



Фиг. 156.

Механические свойства *R* и *A* алюминиевой проволоки разной чистоты, перетянутой с ϕ 5 мм на ϕ 0,97 мм и отожженной $\frac{1}{2}$ часа при разных температурах. 1—Al=99,9%; 2—Al 99,0%; 3—Al 98,7%.

ской смеси, и разливается при 700—760°С в полосы для прокатки, которая производится при 390—450°, отжигается при 375° и дальше протягивается, если надо, в проволоку.

По нормам DIN 1712 принимаются сорта:

Наименования	Допускаемые примеси
Чистый алюминий 99,50%	Fe + Si + Cu + Zn $\approx 0,50\%$, где Cu + Zn $\leq 0,050\%$ общ. количество
" " 990%	примесей $\leq 1\%$ " Cu + Zn $\leq 0,10\%$ общ. количество
" " 98—990%	примесей $\leq 2\%$ " Cu + Zn $\leq 0,10\%$

Физические свойства алюминия.

Уд. вес в твердом состоянии 2,7 литой и вальцованный (Al — 99,40%),
" жидком " 700 800 900 1 000 1 100 1 200° C

2,38 2,35 2,33 2,30 2,27 2,24 $\rho = 990\%$

Уд. теплоемкость при 18° 0,214 }
" " " 100° 0,213 } температурный коэф. $\pm 0,0\%$

Температура плавления 658°

" кипения 1800°

Скрытая теплота плавления 100 кал/г

Коэффициент расширения в мм/м

— 100°	— 50	0	+ 20	+ 50	75	100	200	300	400	500°
— 2,20	— 1,12	0	+ 0,46	+ 1,17	1,77	2,38	4,94	7,68	10,6	13,7

Модуль упругости 7 200 кг/мм²

Коэффициент усадки 1,7—1,80%

Сжатие объема при переходе из жидкого в твердое состояние 6,50%.
Электропроводность зависит не только от температуры и от давления, но также от предыдущих термической и механической обработок. При образовании твердых растворов Al — Si электропроводность уменьшается при выделении свободного Si, чему способствует отжиг 250—300° C, при большей чистоте Al электропроводность увеличивается.

Алюминевая проволока при 99,60% Al обладает.

Температура	— 253° C	— 78	0	+ 20	+ 100	200	300	400	658 _{гв}	658 _ж
Уд. сопротивление $\frac{\Omega \cdot \text{мм}^2}{\text{м}}$	0,011	0,019	0,027	0,029	0,038	0,049	0,060	0,072	1,666	2,710
Электрич. проводи- мость $\frac{\text{м}}{\Omega \cdot \text{мм}^2}$	87,7	55,3	37,5	34,6	26,6	20,6	16,6	14,2	0,6	0,4

Температурный коэффициент электросопротивления кал/см·сек° C около 0,0004—0,0005.

Коэффициент теплопроводности кал/см·сек° C $\lambda = 0,5 - 0,4$.

Чтобы иметь представление о механических качествах алюминия, приводятся три диаграммы (фиг. 154, 155, 156). Из этих диаграмм можно сделать заключение, что чистый алюминий ненаклепанный (после отжига 250° Ц) обладает наименьшим R и наибольшим A .

Применение алюминия в электротехнике. Если взять отношение электропроводности к удельному весу, то получим для алюминия $\frac{37,5}{2,7} =$

$= 13,9$ м, а для меди $\frac{58,5}{8,9} = 6,58$ м. Из этих соотношений следует, что

единица веса алюминия обладает почти вдвое большей электропроводностью, чем единица веса меди, поэтому для высоковольтных передач (100 kV и выше) применяют вместо медных алюминиевые провода. Для этой цели надо брать возможно чистый алюминий с содержанием $Si < 0,2\%$; следы меди и цинка не допускаются. Во многих случаях электротехнического оборудования ввиду малого удельного веса и относительно высокого коэффициента электропроводности применяется алюминий.

Так как выше уже упоминалось, что коэффициент упругости (E) в чистых металлах равен почти нулю, то для получения определенного коэффициента упругости (с понижением электрических свойств) следует иметь сплавы. В электротехнике применяют в виде проволок сплавы алюминия.

Физические свойства	Алдрей	Алудур	Монте-галь
Уд. вес	2,7	2,7	2,7
R	32—38	27—30	30—36
A	6	3,6	—
σ	27	17—20	—
E (модуль упругости)	6 500	6 500	6 500
Тепловой коэф. расширения	23×10^{-6}	25×10^{-6}	26×10^{-6}
Уд. электропроводн. при 20° Ц $\frac{m}{\Omega \cdot m^2}$	32	30—32	31

Состав Si	0,4—0,7	0,7—2%
„ Mg	0,3—0,5	0,4—10%
„ Fe	0,2—0,3	0,3—0,5%
Остальное Al	—	—

Кроме того для усиления проводов часто применяют стальные тросы с алюминиевой оболочкой, которая и является проводником, а стальной сердечник придает прочность и предохраняет от провисания. Из алюминия катают листы, полосы квадратные, круглые и угольники.

Большое значение в технике имеет применение сплава алюминия с медью и магнием — дюралюминий. В дюралюминий можно добавлять марганец или никель (кольчугалюминий). Имеется дюралюминий разных сортов (см. табл. на стр. 204).

Мар- ка	Медь	Марга- нец	Магний	Алюми- ний	Обладает в термически обра- ботанном виде					
681A H K	3,5—5,5 2,0—3,0 —	0,25—1,0 — —	∞ 0,5 ∞ 0,5 0,25—2,0	остальное " "	R	σ	F	A	S	R
					38—41	25—27	7000—7300	18—20	16—30	4,9

Темп. плавления около 650°

" отливки 800°

Уд. вес в среднем около 2,8, для сплава K — 2,6.

Под влиянием наклепа R и σ значительно повышаются ($R = 52 — 57$; $\sigma = 52 — 53$; $A = 4 — 5$), штамповка тоже улучшает все механические качества. Инерция массы дюралюминия имеет такое же влияние для термической обработки, как и для стали.

Замечательно свойство дюралюминия — мало изменять свои эластические свойства при низких температурах, тогда как сталь в этом отношении очень ненадежна и при температурах ниже -30°C делается хрупкой и мало надежной, дюралюминий даже при -190°C сохраняет почти без изменения процент удлинения и ударную пробу.

Дюралюминий подвергается термической обработке аналогично стали, но с той разницей, что после закалки металл мягок и только после некоторого времени (от 2—4 дней) приобретает твердость, сопровождаемую вязкостью (противоположность стали). Этот процесс называется старением. У дюралюминия после закалки процесс старения совершается следующим образом.

Время после закалки	σ	R	$\frac{\sigma}{R} \cdot 100$	A %
1/2 часа	18,8	37,1	50,7	22,2
2 1/2 часа	20,1	38,8	51,5	21,2
21 1/2 "	24,9	42,5	58,6	21,7
144 "	26,3	43,7	60,0	20,5
168 "	27,2	43,7	62,6	22,4

Механическая обработка недопустима во время старения. Нагрев для закалки должен производиться в очень узких пределах $-500 \pm 20^{\circ}\text{C}$; обычно нагрев производится в соляных ваннах.

Имеются многие другие сплавы дюралюминия с примесью $8—12\%$ Zn (немецкие сплавы для литья), с высоким содержанием $7—9\%$ Cu (американские сплавы для литья), а также так называемый силумин с высоким содержанием Si ($12,8—13,2\%$). Все эти сплавы применяются для отливок главным образом под давлением. Таким образом технологическая обработка может идти двумя путями — дюралюминий и его сплавы куется и штампуется, а сплавы Al с Zn, Cu, Si отливаются под давлением. Все эти изделия подвергаются термической обработке и потому обладают очень высокими механическими свойствами.

Если сравнить отношения $\frac{R}{\text{уд. в.}}$ для дюралюминия и стали, то только очень высокосортные легированные стали могут сравняться с дюралюминием: для Al получим $\frac{(R) 44}{(\text{уд. в.}) 2,8} = 16,4$; для стали — $\frac{x (R)}{7,8 (\text{уд. в.})} = 16,4 \cdot x = 128 \text{ кг/см}^2$; из этого уравнения следует, что надо иметь сталь с $R = 128 \text{ кг/см}^2$, чтобы она могла при равном весе сравняться с дюралюминием $R = 44$. Такие стали $R = 128$ малонадежны на удар, особенно при низких температурах, а потому изделия из дюралюминия будут надежнее. Кроме того благодаря высокому коэффициенту теплопроводности дюралюминиевые изделия будут менее нагреваться во время работы (например поршни, так как легче отводят тепло; в этом тоже большое преимущество алюминиевых сплавов.

6. Подшипниковые сплавы.

Все машины имеют одной из основных своих деталей вал, передающий механическую энергию от машины-двигателя машине-орудию. Вал вращается в подшипниках, поверхность которых покрывается подшипниковыми сплавами. В зависимости от назначения машины вал ее имеет:

- 1) или большое количество оборотов в минуту (1 000 — 3 000);
- 2) или малое число (30 — 200).

Обычно в первом случае вал имеет малую нагрузку на единицу поверхности подшипника; во втором случае можно иметь или большую нагрузку на единицу поверхности или среднюю.

Согласно этим механическим условиям подшипниковые материалы применяются различные:

- 1) при большой удельной нагрузке и малом числе оборотов применяются бронзовые подшипниковые сплавы, а иногда даже из чугуна;
- 2) при средней нагрузке и небольшом числе оборотов в минуту (наиболее легкое требование к подшипнику) применяются подшипниковые сплавы на свинцовой основе как наиболее дешевые;
- 3) при большом числе оборотов (наиболее тяжелое требование к подшипнику) не допускают больших удельных нагрузок, и сплавы применяются на оловянной основе, свинец избегается.

Чугунные подшипники обычно изготавливаются из мягкого серого чугуна, и очевидно значительное количество графита обеспечивает низкий коэффициент трения шипа.

Главное условие малого сопротивления трению обуславливается точностью пригонки и установки шипа в подшипнике в случае чугунной поверхности; такая „приработка“ поверхностей возможна лишь за счет продолжительной притирки во время работы шипа; что касается бронзового сплава, то таковой обладает большой вязкостью, легче „прирабатывается“, износ как поверхности шипа, так и подшипника меньше, чем в случае чугунного, а потому бронзовый, несмотря на дороговизну сравнительно с чугунным, предпочтительнее.

Имеется еще одно преимущество бронзовых перед чугунными — бронзовые обладают большей теплопроводностью, поэтому температура шипа в бронзовом будет ниже, чем в чугунном, а температурные условия от-

ражаются на качестве смазки. Чем выше температура, тем дороже смазочные материалы, применяемые для смазки.

Но все-таки и бронзовые сплавы являются мало податливыми во время „приработки“; наиболее удобными в этом отношении являются „белые антифрикционные сплавы“ или баббиты, дешевые — на свинцовой основе, а дорогие на оловянной. Баббиты являются сплавами сурьмы (Sb) с оловом или со свинцом.

Структура этих сплавов такова, что сурьма образует со свинцом в первом случае, или с оловом во втором, твердые химические соединения, вкрапленные в виде кристаллов в мягкую основную массу свинца или олова. Свинцовые баббиты плавятся при более низкой температуре, чем оловянные, а кроме того обладают меньшей теплопроводностью; следовательно при равных условиях будут вращающимся шипом сильнее нагреты, чем оловянные, и скорее расплавятся. Сопротивление раздавливанию у подшипниковых сплавов резко падает по мере повышения температуры, поэтому фактор теплопроводности очень важен.

В СССР принят на баббиты следующий ОСТ 88.

СССР Совет труда и обороны Комитет по стандартизации	ОБЩЕСОЮЗНЫЙ СТАНДАРТ БАББИТЫ	ОСТ 88 МБИ (ПБ):669.6
--	---------------------------------	--------------------------

А. ОПРЕДЕЛЕНИЕ

Баббитами называются белые антифрикционные сплавы, служащие для заливки подшипников и по своему строению представляющие пластичную массу с вкрапленными в нее твердыми зернами.

Б. КЛАССИФИКАЦИЯ

Устанавливается 5 марок баббита, характеризующихся нижеследующим предельным содержанием составных частей

Название марок баббита	С о с т а в б а б б и т а в %					Примечание
	Sb	Cu	Sn	Pb	Общее количество примесей	
Б-1	11 - 12	5—6	Остальное	—	Менее 0,3	Количество каждой примеси в отдельности менее 0,1%; свинца до 0,3%
Б-2	15—16,5	2,5—3	15—16	Остальное	Менее 0,3	Количество каждой примеси в отдельности менее 0,1%; процент олова не должен превышать процента сурьмы

Название марок баббита	С о с т а в б а б б и т а в %					Примечание
	Sb	Cu	Sn	Pb	Общее количество примесей	
Б-3	13—15	2,5—3	12—13	Остальное	Менее 0,5	Количество каж- дой примеси в отдельности ме- нее 0,1%
Б-4	13—15	2,5 3	4—5	Остальное	Менее 0,5	Количество каж- дой примеси в отдельности ме- нее 0,1%
Б-5	16—18	1,2—1,7	—	Остальное	Менее 0,5	Количество каж- дой примеси в отдельности ме- нее 0,1%; при- месь олова не ограничена

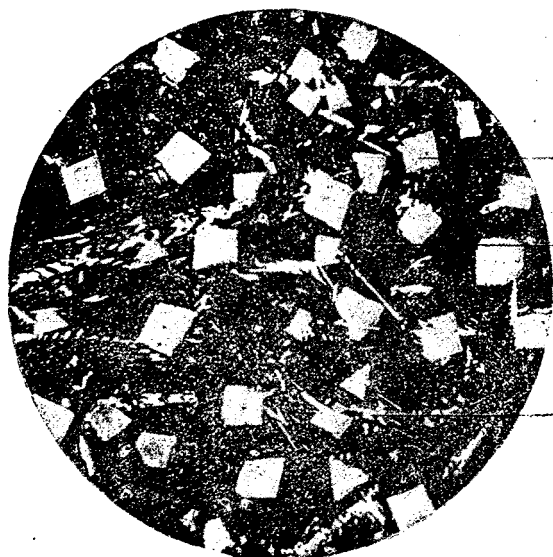
Из этой таблицы ОСТ видно, что Б-1 является сплавом сурьмы и олова, но кроме того здесь имеется 5 — 6% Cu. Выше было указано, что для подшипника важны твердые кристаллы химического соединения сурьмы с оловом в вязкой основе олова. Но удельные веса кристаллов и олова различны, а потому при расплавлении в жидком состоянии кристаллы всплывают на поверхность, а олово остается внизу, и строение такого застывшего сплава вследствие явления ликвации (фиг. 157) будет очень неудовлетворительно, поверхность будет хрупкая и возможно выдавливание нижнего мягкого слоя. Чтобы предотвратить такое разделение, вводится медь, которая образует тугоплавкие нитеобразные кристаллы, задерживающие всплывание кристаллов, и гарантирует таким образом ровную структуру. На фиг. 158 ясно видно значение каждой примеси. Белые квадраты



Фиг. 157. Разделение (ликвация) кристаллов SnSb от массы Pb при медленном остывании.

представляют твердые кристаллы, а мелкие нитеобразные — кристаллы бронзы в темной вязкой массе олова.

Примесь свинца очень понижает температуру плавления баббита; поэтому в наиболее ответственных случаях свинец исключают, допуская в виде общей суммы всяких примесей не более 0,30%.

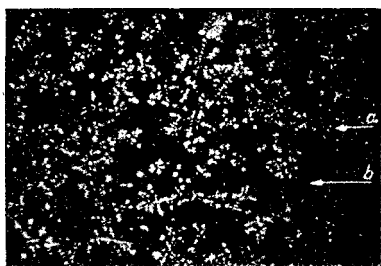


Фиг. 158. Структура хорошего подшипникового сплава.

a—кристаллы SnSb (твердые); *b*—вязкая масса Sn; *c*—нитевидные кристаллы SnCu.

предложены другие сорта баббитов на свинцовой основе, где твердыми составляющими являются кристаллы химических соединений свинца с кальцием, натрием и другими так называемыми щелочеземельными металлами. Эти металлы получают в сплаве со свинцом электролизом их хлористых солей (вроде электролиза алюминия).

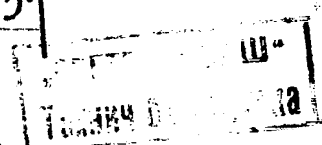
На фиг. 159 представлен шлиф баббита для железнодорожных вагонов состава 0,69%Ca, 0,62%Na, 0,04Li, остальные Pb. Как видно по рисунку, структура очень напоминает структуру оловянного баббита. Качество этих баббитов как антифрикционных сплавов удовлетворительное, температура плавления высокая; такие баббиты имеют применение на железных дорогах Германии и были проделаны успешные опыты в СССР получения таких баббитов и применения их для железных дорог.



Фиг. 159. Структура подшипникового сплава щелочных металлов со свинцовой основой.

a — твердые кристаллы Na и Ca со свинцом; *b*—свинцовая вязкая масса.

-1639-



70
9606

