

38.72

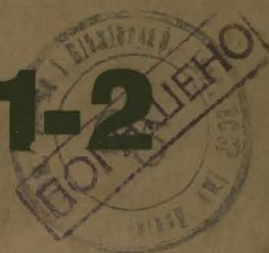
К 89

КУЗНЕЦКСТРОЙ



1935 г.

№ 1-2



„КУЗНЕЦКСТРОЙ“

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ
ЖУРНАЛ—1935 ГОДА

Вниманию подписчиков

С № 1-2 (8-9) 1934 г. журнал является органом НИТОМ Кузнецкого металлургического завода, Сибирского металлургического института, Сибирского Института металлов и ВАРНИТОО (гор. отделение).

Журнал освещает:

Проблемы развития Урало-Кузнецкого комбината;
Вопросы строительства и эксплуатации крупных металлургических заводов;
Опыт пуска и освоения отдельных металлургических агрегатов;
Проблемы сырья для сибирской металлургии;
Результаты научно-исследовательских работ и работ Центральной лаборатории завода;
Работу НИТОМ, СНР и ИТС в деле борьбы за овладение техникой.

Журнал рассчитан

на инженерно-технический персонал, научных работников, работников лабораторий и студентов металлургических ВТУЗОВ.

Журнал имеет следующие отделы:

- | | |
|---------------------|---|
| 1. Доменный. | 7. Огнеупорный. |
| 2. Сталеплавильный. | 8. Энергетический. |
| 3. Прокатный. | 9. Строительный. |
| 4. Литейный. | 10. Горно-рудный и геолого-разведочный. |
| 5. Коксовый. | 11. Общезаводский. |
| 6. Отдел сырья. | |

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ
редакцией журнала.



АДРЕС РЕДАКЦИИ: г. Сталинск, Запсиб-края, Управление Кузнецкого металлургического комбината.

R.S.L. KEMEROVO

LIBER



60912

ЖКТ

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

38.72



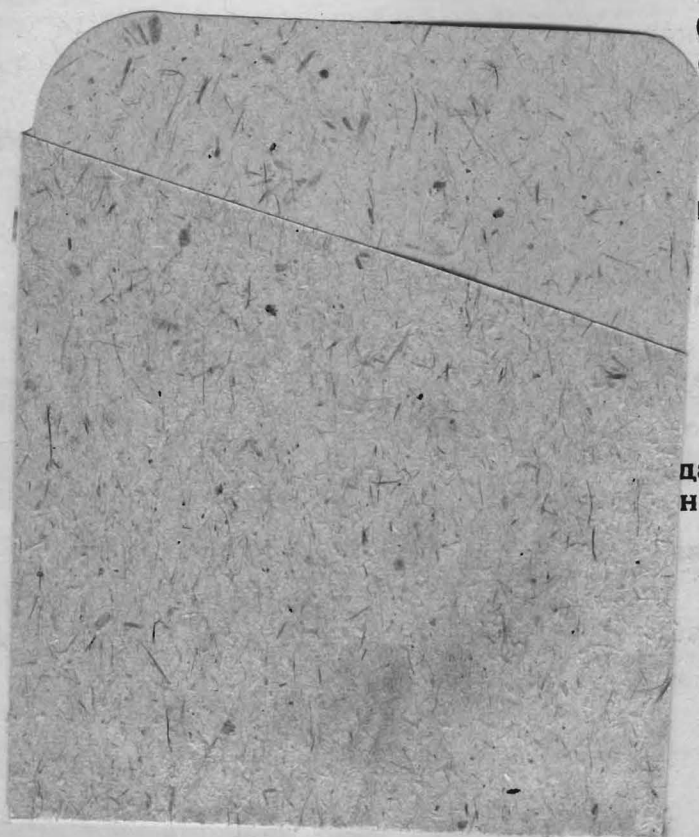
к85

КУЗНЕЦКСТРОЙ

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

Орган ВАРНИТСО и НИТОМ

Кузнецкого металлургического завода
Сибирского металлургического института
Сибирского института металлов



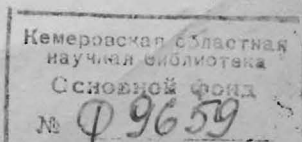
коллегия:

дактор)
н. редактора)

№ 1—2 (14—15)

ИЗД. КУЗНЕЦКСТРОЙ
г. Сталинск

1 9 3 5
4-й год издания



СОДЕРЖАНИЕ

Доменный отдел

- | | | |
|----------------------|---|--|
| Проф. А. И. СОКОЛОВ | { | — Восстановимость руд при высоких температурах. |
| Инж. В. В. КУМИНОВ | | |
| Проф. И. А. СОКОЛОВ | | |
| Инж. Д. С. ХОРУНОВ | | |
| Инж. А. В. ЖЕЛТОВ | | |
| Техн. С. М. УМАНСКАЯ | | — Временные технические условия на аггломерат из руд Темир-Тау |

Сталеплавильный отдел

- | | | |
|-----------------------|---|---|
| Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ | { | — Опыт статистической обработки паспортов осевых плавок.
— Поверхностные дефекты осевой заготовки и классификация брака блюмсов по наружному осмотру.
— Проверка счетной линейки для расчета мартеновских шихт. |
| Инж. С. И. ДОБРУШСКАЯ | | |
| Инж. В. Н. МАСЛОВА | | |

Литейный отдел

- | | | |
|--------------------|---|--|
| Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО | { | — Подбор высококачественных бронз для тяжелогруженных подшипников. |
| " В. Н. ПАНТЕЛЕЕВ | | |

Прокатный отдел

- | | | |
|--------------------|---|--|
| Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО | { | — К вопросу о настройке ролико-правильной машины.
— Механические свойства осевой заготовки Кузнецкого металлургического завода. |
| Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ | | |
| " С. И. ФИЛИМОНОВ | | |
| " В. Н. ШЕЛЕМИН | | |

Коксовый отдел

- | | | |
|---------------------|---|---------------------------|
| Инж. П. И. ТУРЧЕНКО | { | — Смола в аммиачных ямах. |
| " А. А. ЛУКАНИН | | |

Огнеупорный отдел

- | | | |
|----------------------|---|---|
| Инж. Г. И. САХАРОВ | { | — О причинах образования пузырей на шамотных изделиях.
— Микроскопическая проверка равномерности смешения глины. |
| Инж. Т. В. МЕМНОНОВА | | |
| " Л. М. ЗИЛЬБЕРФАРБ | | |

Общезаводский отдел

- | | | |
|----------------------|---|--|
| Инж. К. В. ЧЕРНОУСОВ | { | — Опыт применения коксового газа в карбюраторных двигателях. |
| " Т. Н. ЛЯЩЕНКО | | |
| " С. С. КАЛМЫКОВА | | |



Проф. И. А. СОКОЛОВ
Инж. В. В. КУМИНОВ

Сиб. институт металлов

Восстановимость руд при высоких температурах

Целью настоящей работы служит выявление влияния на восстановимость пустой породы разного химико-минералогического состава, при различных температурных условиях и скоростях газа-восстановителя (CO).

Нами были взяты для исследования руды как с

кислой, так и с основной пустой породой, и для сравнения взяты чистые руды и искусственная окись железа.

Краткая характеристика руд, взятых для исследования, приведена в таблице 1.

Таблица 1

Характеристика исследованных руд

№ п/п	Наименование образцов руды и месторождения	Характер месторождения	Структура	Форма окислов железорудной массы	Характер пустой породы
1	Искусств. Fe_2O_3	—	Очень тонко зернистая, рыхлая	Fe_2O_3	—
2	Магнитный железняк горы Высокой	Контактовометасоматическое	Плотная, зернистая	Магнетит, мартит и по трещинам лимонит	Очень незначительное количество хлорита
3	Бурый железняк Бакальск. месторожд.	Метасоматическое	Тонкозернистая, плотная	Бурый железняк	Небольшое колич. кварца. Встречается как отдельное включение, так и прожилки. Имеются включения Mn содержащих минералов.
4	Магнитный железняк (первичная руда) Таштагольского м-ния*)	Контактовометасоматическое	Тонкозернистая, плотная.	Магнетит, очень редко гематит.	Довольно крупные вкрапления кальцита, кроме того, встречается кварц, хлорит, слюда. Очень редко апатит, пирит и сфалерит.
5	Магнитный железняк (Тейского месторожд*).	"	"	Магнетит, небольшое количество лимонита и гематита.	Серпентин, карбонаты, слюдистые минералы, редко кварц, эпидот. Очень редко апатит и сфен.
6	Магнитный железняк Кимканск. месторожд*).	Контактовометаморфическое.	Тонкозернистая, полосчатая благодаря прослойке пустой породы.	Магнетит, немного гематита и лимонита	Главным образом кварц, затем амфибол, слюда, хлорит, гранат, турмалин и др.
7	Бурый железняк Керченск. месторожд.	Осадочное	Тонкозернистая, солитового сложения, рыхлая	Бурый железняк	Песчано-глинистая масса, служащая цементом. Отдельные включения кварца, пиролюзита и др.

*) Более детальные данные о минералогических свойствах руд месторождений Сибири и ДВК имеются в работах: Батов Н. А.—„Минералогическая характеристика образцов Таштагольского месторождения“; Тимофеевский Б. А.—„Минералогич. состав руд Тейской группы месторождений“; Александров А. И.—„К вопросу о составе и генезисе руд месторождений ДВК.“

Химический состав руд приведен в таблице 2. Искусственная окись железа, приготовленная в нашей химической лаборатории, как видим из таблицы 2, содержала 99,93% Fe_2O_3 , количество примесей было настолько незначительно, что они какой-либо заметной роли в нашей работе играть не могли, поэтому мы их и не определяли.

Первая группа опытов—это опыты с постепенным нагревом при пропуске газа, начиная с момента достижения температуры 400° С до конца опыта²⁾. Продолжительность таких опытов 3—3,5 часа и время пропуска газа 2 ч. 15 м.—2 ч. 40 м. Максимальная температура нагрева при этих опытах 800, 900, 1000 и 1100° С.

Таблица 2

Химический состав исследованных руд

№№ п/п	Наименование руды	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	CaO	MgO	P_2O_5	S	п. п. п	Fe (общ)
1	Искусств. Fe_2O_3	—	—	99,93	—	—	—	—	—	—	—	69,95
2	Высокогорский магн. железняк . .	0,61	0,65	69,40	25,00	1,88	0,54	1,78	0,01	0,05	—	68,02
3	Бакальский бурый	6,45	2,15	75,60	0,37	2,63	0,41	—	—	0,05	11,0	53,16
4	Таштагольский магнит. „ . . .	9,27	2,21	48,87	23,97	0,60	7,85	1,00	0,27	0,01	8,00	52,84
5	Тейский магнит. „	9,50	3,94	48,33	20,07	0,13	2,25	11,04	0,01	0,02	7,51	49,36
6	Кимканский магнит. „	36,10	4,04	38,90	16,51	0,90	2,52	0,72	0,10	0,06	—	40,07
7	Керченский бурый	21,63	9,03	51,75	0,42	2,66	2,80	1,24	0,31	0,01	12,0	36,55

Образцы чистых руд высокогорского магнитного железняка и бакальского бурого железняка по нашей просьбе были любезно доставлены Высокогорским и Бакальским рудоуправлениями.

Высокогорский магнитный железняк содержал 94,4% окислов железа и примесей всего 5,6%. Бакальский бурый железняк, значительно более загрязненный пустой породой, содержал 76% окислов железа и около 13% пустой породы. Пустая порода-кислая, сумма $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 = 8,6\%$, а сумма $\text{CaO} + \text{MgO}$ всего 0,4%.

Керченский бурый железняк и кимканский магнитный железняк были рудами тоже с кислой пустой породой: первый имел сумму $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 = 30,6\%$ и $\text{CaO} + \text{MgO} = 4\%$, второй $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 = 40\%$ и $\text{CaO} + \text{MgO} = 3,2\%$.

Рудами с более основной пустой породой были таштагольский и тейский магнитные железняки: в первом $\text{CaO} + \text{MgO} = 9\%$, при сумме $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 = 11,5\%$ а во втором $\text{CaO} + \text{MgO} = 13,3\%$ при сумме $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 = 13,4\%$.

Для исследования восстановимости руды брались в порошок с размером зерна—1+0 мм. Опыты с более крупным материалом не проводились, так как мы анализировали влияние пустой породы, что лучше всего было сделать в условиях, когда физические свойства руды не оказывают влияния на восстановимость.

Способ подсчета восстановимости руды и описание самих установок подробно даны в наших прежних работах¹⁾, поэтому останавливаться на этом мы здесь не будем, укажем только, что опыты при температурах до 1000° проводились в трубчатых печах с никромовой обмоткой, а при температуре 1100° С в печи с платиновой обмоткой.

Для исследования восстановимости руд при разных условиях хода процесса нами проведен ряд различных опытов.

1) „Восстановимость агглюмератов из руд разного состава“—проф. Соколов И. А., инж. Куминов В. В. и инж. Паско П. И. „Восстановимость Тельбесской руды“—тех-же авторов и „Восстановимость Таштагольской руды“—проф. Соколов И. А. и инж. Куминов В. В.

Эти опыты называются нами основными (таблица 3).

Вторая группа—это опыты, проводившиеся при более медленном нагреве. Время нагрева и количество пропускаемого газа было вдвое больше, чем при основных опытах.

В дальнейшем эти опыты будут нами называться удвоенными. Продолжительность опыта составляла 6-7 часов³⁾. Пропуск газа длился 4,5—5,5 часов в количестве 3-х литров на один грамм железа навески руды за опыт.

Таблица 3

Показатели восстановимости исследованных руд в % при разных температурах.

№№ п/п	Температура	800° С	900° С	1000° С	1100° С
Руда					
1	Искусствен. Fe_2O_3	59,4	74,7	83,8	72,3
2	Высокогорская .	—	45,7	55,1	73,3
3	Бакальская . .	65,8	77,7	68,7	70,9
4	Таштагольская .	—	46,5	64,9	74,8
5	Тейская	—	21,2	28,7	32,2
6	Кимканская . .	36,3	52,3	59,2	40,5
7	Керченская . .	—	80,4	60,2	57,2

Далее идут опыты (табл. 6 и 7) с быстрым нагревом до определенной температуры и с пропуском газа, начиная с момента достижения этой температуры, в течение одного, двух и трех часов. Таким образом производились опыты—1 час при 700°, 800° С и т. д. При таких опытах, в тех случаях, когда нет особых указаний относительно количества газа, пропускавшегося за один час—оно

2) Подробное описание хода такого рода опытов имеется в нашей работе—„Восстановимость агглюмератов“.

3) Подробное описание такого рода опытов см. работу—„Восстановимость таштагольской руды“.

всегда равно 1,5 литра на 1 г. железа навески, за 2 часа 3 литра и т. д.

Наконец, последняя группа опытов, это опыты основные и удвоенные, с дополнительным выдерживанием при максимальной температуре в течение одного или двух часов (табл. 5). Количество газа, пропускавшегося при этих опытах, составляло: при постепенном нагреве, так же как и в соответствующих опытах, 1, 5 и 2 литра на 1 г. железа и за каждый дополнительный час еще 1,5 литра.

Таблица 4.

Показатели восстановимости исследованных руд в % при различных методах испытаний

№№ пп.	Наименование опыта	Основной нагрев до 900° С	Удвоенный нагрев до 900° С	Удвоенный нагрев до 1100° С
№№ пп.	Руда			
1	Искусственная Fe_2O_3	74,7	97,6	96,7
2	Высокогорская	45,7	73,0	84,5
3	Бакальская	77,7	96,3	99,4
4	Таштагольская	46,5	59,5	95,7
5	Тейская	21,2	33,3	55,4
6	Кимканская	52,3	55,7	47,3
7	Керченская	80,4	84,6	91,2

Таблица 5.

Показатели восстановимости исследованных руд в % при различных комбинациях испытаний

№№ п/п	Наименование опытов	3 ч. при 700° С	Основной нагрев до 800° С и при 800° С 2 часа	Основной нагрев до 900° С и при 900° С—1 час.	Удвоенный нагрев до 900° С и при 900° С—1 час.	Основной нагрев до 1000° С и при 1000° С—1 час.	Основной нагрев до 1000° С и при 1000° С—2 часа	Удвоенный нагрев до 1000° С и при 1000° С—1 час.
№№ п/п	Наименование руды							
1.	Искусственная Fe_2O_3	98,5	100,0	90,1	—	89,7	—	—
2	Высокогорская	38,7	—	86,6	93,0	79,1	—	100,0
3.	Бакальская	84,0	—	96,1	—	—	—	—
4.	Таштагольская	61,1	—	60,1	—	—	—	—
5.	Тейская	34,4	—	57,4	—	57,6	84,9	63,1
6.	Кимканская	48,6	—	72,1	—	78,9	—	89,6
7.	Керченская	76,9	98,5	95,2	100	84,4	—	100

Переходим теперь к рассмотрению результатов восстановимости взятых нами для исследования руд, полученных при различных условиях хода процесса.

Искусственная Fe_2O_3 При основных опытах восстановимость чистой Fe_2O_3 постепенно росла с увеличением температуры от 800° до 1000° С, но при дальнейшем увеличении до 1100° С восстановимость падала (табл. 3). Последнее объясняется тем, что при этой температуре начинает оказывать влияние

материал шамотной лодочки, и на месте соприкосновения руды с лодочкой образовалась шлаковая пленка. Это же явление в большей или меньшей мере мы наблюдали почти во всех опытах при температуре 1100° С, с искусственной Fe_2O_3 .

Таблица 6

Показатели восстановимости исследованных руд в % при одночасовых опытах

№№ пп.	Температура	700° С	800° С	900° С	1000° С	1100° С
№№ пп.	Руда					
1	Искусственная Fe_2O_3	70,0	80,6	82,2	75,9	73,2
2	Высокогорская	—	33,2	50,6	56,5	44,0
3	Бакальская	53,1	59,6	67,8	74,2	60,2
4	Таштагольская	—	77,0	82,0	67,6	52,3
5	Тейская	—	31,0	36,6	57,8	33,9
6	Кимканская	—	33,3	55,1	58,5	16,6
7	Керченская	—	72,6	67,4	43,3	38,6

Таблица 7

Показатели восстановимости исследованных руд в % при двухчасовых опытах

№№ пп.	Температура	700° С	900° С	1000° С	1100° С
№№ пп.	Руда				
1	Искусственная Fe_2O_3	82,9	100,0	98,0	97,1
2	Высокогорская	—	70,9	79,4	72,1
3	Бакальская	56,2	81,8	97,2	74,1
4	Таштагольская	—	77,0	90,5	71,0
5	Тейская	—	62,9	79,2	62,3
6	Кимканская	—	66,8	76,8	29,7
7	Керченская	—	66,6	68,6	43,8

Удвоенные опыты дали почти полную восстановимость (табл. 4). То же самое мы видим и в двухчасовых опытах (табл. 7). Одночасовые опыты дали меньшую восстановимость (табл. 6).

Вобщем можно сказать, что восстановимость искусственной Fe_2O_3 при температуре выше 900° С или равна восстановимости при этой последней температуре, или ниже ее.

Если просмотрим цифры первой графы таблиц 3 и 7, то увидим, что во многих случаях восстановимость искусственной Fe_2O_3 была очень велика, т. е. почти полной. Такая восстановимость была главным образом при сравнительно умеренных температурах, как, например, при трехчасовом опыте при 700° С мы имели 98,5%. Основной опыт до 800° С с выдерживанием при этой температуре в течение 2 часов дал 100% (табл 5) и т. д. При сравнительно низких температурах 700°—800° С, материал шамотной лодочки не оказывает влияния на руду. При температуре 900° и несколько выше началось слипание восстановленного железа и происхо-

дило изменение объема при переходе железа α и β в γ железо, что создавало более трудную проницаемость восстанавливаемой массы газами. При температуре 1000°C начинало сказываться влияние материала лодочки, что было видно по потемнению стенок лодочки. Кроме того, при высоких температурах чистое железо имело тенденцию растворять закись железа, а при этих условиях восстановить закись железа затруднительно.

Бакальский бурый железняк. Восстановимость этой руды, сравнительно чистой и легковосстановимой, при основных опытах при нагреве до различных температур от 800 — 1100°C , как видим из таблицы 3, была далека до полной.

Наибольшая восстановимость при этих опытах при температуре 900°C было $77,7\%$. При более высоких температурах восстановимость оказывалась ниже благодаря образованию корочки восстановленного железа и ошлакованию остальной массы. Удвоенные опыты дали почти полную восстановимость; при 900°C — $96,3\%$, при 1100°C — $99,4\%$ (табл. 4).

При опытах без предварительного постепенного нагрева мы имели высшую восстановимость при температуре 1000°C . Как в одночасовом, так и в двухчасовом опытах при 1100°C восстановимость как в первом, так и во втором случае падала (табл. 6—7) в связи с наличием пустой породы и влиянием стенок лодочки. Высшую восстановимость для этой руды, как видно из таблиц 4, 5 и 7, мы получили при удвоенном опыте при температуре 900°C — $96,3\%$; при основном до 900°C с выдерживанием при этой температуре 1 час — $96,1\%$; в двухчасовом опыте при 1000°C — $97,2\%$; при удвоенном опыте — до 1100°C — $99,4\%$. В последнем случае восстановимость была так велика потому, что восстановительный процесс проходил раньше температуры 1100°C .

Керченский бурый железняк также, как и бакальский, — легковосстановимая руда, но значительно более бедная и с большим количеством пустой породы. Основные опыты дали наивысшую восстановимость — $80,4\%$ при температуре 900°C .

С повышением температуры начинало сказываться влияние пустой породы и восстановимость падала (табл. 3).

При температуре в 1100°C образовалась сверху металлическая пленка, под которой находилась слабовосстановленная шлакообразная пузыристая масса. Лодочка также была ошлакована.

В удвоенных опытах (табл. 4) мы имели более высокую восстановимость, но полной восстановимости мы здесь не получили.

При температуре 1100°C руда частично ошлаковывалась главным образом у стенок лодочки. Восстановимость при основных и удвоенных опытах при этой температуре была все-таки значительно выше восстановимости без предварительного нагрева. При одно- и двухчасовых опытах (табл. 6—7) восстановимость с повышением температуры не возрастала, а наоборот, уменьшалась и достигала минимума при высшей из взятых нами температур 1100°C . Здесь влияние пустой породы сказывалось очень резко. В опытах при 1100°C явление, указанное нами при описании основных опытов при этой температуре, повторялось. Наивысшую восстановимость для этой руды мы имели в основных опытах до 800°C плюс 2 часа — $98,2\%$; в удвоенном — до

1000°C плюс 1 час — 100% ; в основном — 900°C плюс 1 час — $95,2\%$; в удвоенном плюс 1 час — 100% (табл. 5).

Высокогорский магнитный железняк. Очень чистая, но трудновосстановимая руда. Восстановимость ее при основных опытах увеличивалась с повышением температуры, но достигала только $73,3\%$ при 1100°C (табл. 3). При удвоенных опытах восстановимость при этой температуре была равна уже $84,5\%$ (табл. 4).

При одночасовом и двухчасовых опытах восстановимость также возрастала с повышением температуры, но только до 1000°C , а при 1100°C она падала (табл. 6 и 7). Высшую восстановимость для этой руды мы имели при опытах (табл. 5) удвоенном при 1000°C плюс 1 час и сравнительно большую восстановимость в удвоенном до 900°C плюс 1 час — 93% . При остальных опытах восстановимость была далека до полной. Падение восстановимости при температуре выше 1000°C объясняется наличием хотя и незначительного количества пустой породы и влиянием стенок лодочки.

Таштагольский магнитный железняк. Также трудновосстановимая руда, но благодаря присутствию в пустой породе известняка, таштагольский магнитный железняк является более легко восстанавливаемой рудой, чем высокогорский.

Выделение при высокой температуре CO_2 разрыхляет восстанавливаемый материал. При основных и удвоенных опытах (табл. 3 и 4) восстановимость возрастала с повышением температуры опыта и достигала при удвоенном опыте до температуры 1100°C — $95,7\%$. При одночасовом и двухчасовом опытах максимальную восстановимость мы имели при температурах 900° — 1000°C ; при более высокой температуре она резко падала. При этих опытах навеска руды покрывалась светло-серой пленкой, местами вздутой; под пленкой была черная оплавленная масса. Лодочка была ошлакована. Так что и здесь пустая порода, шлакуя окислы железа, задерживала процесс восстановления.

Тейский магнитный железняк. Руда трудновосстановимая, к тому же и сравнительно бедная, с большим количеством пустой породы. Основные опыты при различных температурах дали очень низкую восстановимость (табл. 3).

При удвоенных опытах она оказалась значительно выше (табл. 4).

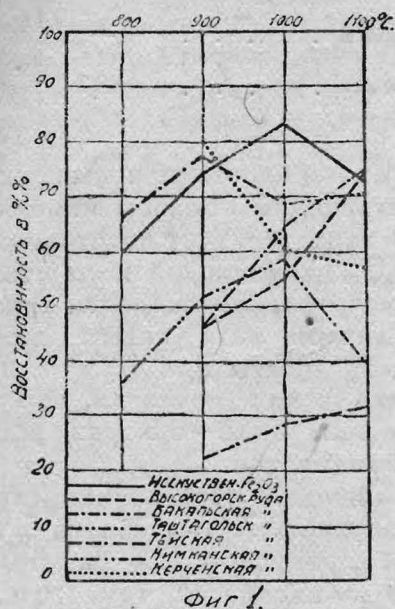
В одночасовом и двухчасовом опытах, как видим из таблиц 6 и 7, восстановимость при 1100°C была ниже, чем при 900° и 1000°C . Последнее объясняется как образованием корочки металлического железа, так и влиянием пустой породы. Максимальная восстановимость для этой руды — $84,9\%$ была достигнута в основном опыте до 1000°C плюс 2 часа (табл. 5). При остальных опытах восстановимость, как указано, оказалась невелика.

Кимканский магнитный железняк. Эта руда — самая бедная из всех взятых нами руд, за исключением Керченской.

Восстановимость ее при основных опытах при разных температурах была выше соответствующей восстановимости других руд. Объясняется это присутствием в ней мелко-зернистого кварца. Удвоенные опыты дали уже восстановимость ниже всех других руд (табл. 4). Здесь влияние пустой породы благодаря более продолжительному времени пребывания при высоких температурах уже сказа-

лось. Одночасовые и двухчасовые опыты при температуре в 1100°C дали ничтожную восстановимость (табл. 6 и 7). При этой температуре влияние пустой породы сказывалось очень сильно, — руда сплавлялась, обращалась в шлакообразную массу, покрытую сверху более или менее восстановленной тонкой пленкой. Максимальную восстановимость этой руды мы имели— $89,6\%$ при удвоенном опыте — до 1000°C 1 час (табл. 5). При остальных опытах восстановимость ее была незначительной. Особенно низкой она оказывалась в опытах при 1100°C .

Сравнивая восстановимость разных руд, видим, что при основных опытах (табл. 3 и диаграмма фиг. 1) максимальная восстановимость для руд была получена в промежутке температур $900\text{--}1000^{\circ}\text{C}$ и с повышением температуры до 1100°C восстановимость падала.



Фиг. 1.

Восстановимость руд при основных опытах

Это мы видим как для искусственной Fe_2O_3 , так и для легковосстановимых руд — бакальской и керченской, а также и для кимканской руды. Для первых двух объектов исследования это объясняется отчасти образованием корочки металлического железа, препятствующей дальнейшему восстановлению, а отчасти и тем, что при высокой температуре (1100°C) начинает сказываться действие материала лодочки и ошлаковывается недовосстановленная руда. У последних двух объектов еще большее влияние оказывает пустая порода. Все это тормозит восстановительный процесс.

Трудновосстановимые руды — высокогорская, таштагольская и тейская показали максимальную восстановимость при этих опытах при температуре 1100°C . Восстановимость их, вообще слабая при более низких температурах, недостаточна для образования сплошной корочки железа, а пустая порода не оказывала такого большого влияния, как в опытах с кимканской рудой. Это происходило, очевидно, благодаря их химическим свойствам, а именно в силу того, что эти руды имеют значительное количество оснований, которые образовывали с SiO_2 более тугоплавкие соединения, чем соединения закиси железа с SiO_2 , и видимо задерживали образование силикатов закиси железа.

При удвоенных опытах, как правило, восстановимость по сравнению с основными возрастала. Для искусственной Fe_2O_3 и для сравнительно чистых и

богатых руд она возрастала в большой мере, чем для руд бедных (табл. 4).

Сравнивая восстановимость при удвоенных опытах при температуре 900°C с восстановимостью при 1100°C , видим, что для всех руд в последнем случае восстановимость была больше, за исключением кимканской руды, где восстановимость при 1100°C оказалась ниже, чем в опыте при 900°C и является самой низкой из всех руд. Здесь помимо того, что эта руда вообще трудновосстановима, играло, конечно, роль и большее количество пустой породы, легко ошлаковывавшей FeO и препятствовавшей восстановлению руды. Для керченской руды, содержащей еще большее количество пустой породы, при постепенном поднятии температуры в этих опытах благодаря ее легковосстановимости, влияние пустой породы не так сказывалось. Она восстанавливалась при более низких температурах и к температуре 1100°C подходила уже восстановленной, так же как и другая из взятых нами легковосстановимых руд, а именно бакальская, давшая при этих опытах полную восстановимость. ($99,4\%$).

Последние опыты (удвоенные до 1100°C) дали наиболее хорошую восстановимость для всех исследованных руд, а для таштагольской — высшую из всех вообще полученных для нее.

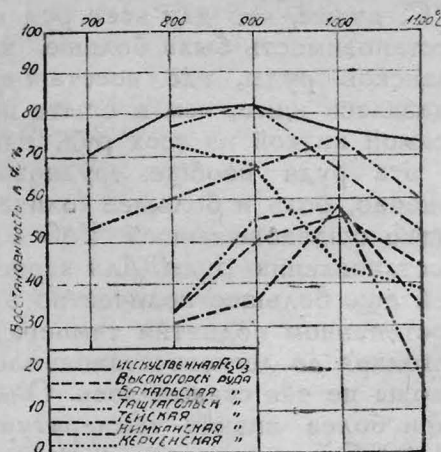
Для определения условий наиболее высокой восстановимости взятых нами руд был поставлен ряд опытов при различной продолжительности и разных количествах газа, проходящего за время опыта. Эти опыты, как видим из таблицы 5, дали наибольшую восстановимость для высокогорской руды при удвоенном опыте с нагревом до 1000°C и с выдержкой при этой температуре в течение 1 часа; за время опыта было пропущено 4,5 литра газа на 1 грамм железа. При этих же условиях показала наибольшую восстановимость и кимканская руда ($89,6\%$).

Для тейской руды высшая восстановимость была получена при основном опыте до 1000°C плюс 2 часа при 1000°C — $84,9\%$. Руды, более легковосстановимые, бакальская и керченская во многих случаях дали полную или почти полную восстановимость. Указанная выше таблица 5 дает еще указания на то, что искусственная Fe_2O_3 и легковосстановимые руды бакальская и керченская обнаружили хорошую восстановимость, а искусственная Fe_2O_3 — полную в опытах при довольно низких температурах: 700° и 800°C .

Остальные руды при опытах в течение 3-х часов при температуре в 700°C дали также восстановимость, незначительно отличающуюся в большинстве случаев от восстановимости при высоких температурах. То же, что нами отмечалось при описании основных опытов, повторялось и в одночасовом и двухчасовом опытах при разных температурах (табл. 6 и 7 и диаграммы фиг. 2 и 3), а именно: восстановимость увеличивалась с повышением температуры опыта, достигала максимума при $900\text{--}1000^{\circ}\text{C}$ и при дальнейшем увеличении температуры резко падала.

Падение восстановимости при температуре 1100°C характерно для всех руд. Для чистых руд (искусственная Fe_2O_3 и высокогорский магнитный железняк) это падение сравнительно незначительно, а для таких руд, как кимканская — это падение очень велико — при 1000°C (табл. 6 и 7) восстановимость составляла $58,5\%$ и $76,8\%$, а при 1100°C —

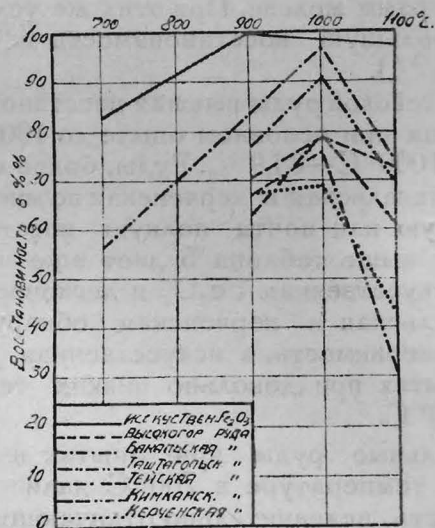
16,6% и 29,7%, следовательно, падение при одночасовом опыте составило почти 42%, а при двухчасовых 47%. Единственное объяснение этого явления—это влияние пустой породы на окислы железа.



Фиг. 2.

Восстановимость руд за 1 час

Для определения влияния количества и скорости газа на процесс восстановления был проведен ряд опытов при температурах 900 и 1000° С. Таблица 8 дает представление о восстановимости при температуре 900° С за 1 час при разных количествах пропущенного газа, а именно: 0,75 литра, 1,5 и 3 литра на 1 грамм железа в руде. Как видно из этой таблицы, восстановимость при достаточном избытке газа, а именно при 1,5 и 3 л. на грамм железа, в большинстве случаев не менялась для искусственной Fe_2O_3 , кимканской и керченской руды; она почти одна и та же в том и другом случае.



Фиг. 3

Восстановимость руд за 2 часа

То же самое получили при одночасовом опыте при 1000° С с кимканской рудой, когда было пропущено 1,5 и 3,0 л. газа; восстановимость в первом случае составила 58,5%, а во втором—61,2%. При двухчасовом опыте с высокогорской рудой при 1000° С с пропуском тех же количеств газа на 1 грамм железа мы получили соответственно цифры восстановимости: 79,4 и 79,2%.

При этих опытах скорость газа в печи была для разных руд различной, а именно: при пропуске полторных литров газа на 1 грамм железа при температуре 900° С скорость была от 20,2 до 51,6 сантиметра в мин. При уменьшении или увеличении

Таблица 8

Показатели восстановимости исследованных руд в % при одночасовых опытах при 900° С и разных количествах пропущенного газа.

№ п/п.	Руда	Количество газа в литрах на 1 г. Fe		
		0,75	1,5	3
1	Искусственная Fe_2O_3	51,9	82,2	81,9
2	Высокогорская	30,5	50,6	—
3	Бакальская	58,0	67,8	78,1
4	Таштагольская	22,2	49,2	—
5	Тейская	26,8	36,6	53,4
6	Кимканская	—	55,1	54,5
7	Керченская	48,7	67,4	64,0

количества газа скорость при вышеуказанных опытах соответствующим образом изменялась.

Таблица 9 характеризует восстановимость искусственной Fe_2O_3 , кимканской и таштагольской руд при более значительной скорости газа, при пропуске в час 6 литров на 1 грамм железа навески.

Двухчасовые опыты при 1000° С при пропуске 1,5 и 6 л. газа в час показали, что при увеличении скорости газа в 3,5—5,5 раз восстановимость заметно не изменяется.

Большая разница в восстановимости была получена при пропуске 0,75 л. газа на 1 г. железа, по сравнению с пропуском 1,5 и больше литров (табл. 8). Это объясняется тем, что в последнем случае мы работали с большим избытком газа, в первом же—количество газа было только близким к теоретически необходимому для полного восстановления руды.

Таблица 9

Показатели восстановимости отдельных руд в % при двухчасовых опытах при 1000° С при различной скорости газа.

Наименование руды	Скорость газа в см./м.	Восстановим. в %	Скорость газа см./м.	Восстановим. в %
Искусственная Fe_2O_3	21,9	98,0	97,0	96,0*)
Таштагольская . . .	43,4	90,5	148,3	93,4
Кимканская	32,6	76,8	173,0	73,0*)

Для определения влияния на восстановимость при высоких температурах примеси к руде твердого горючего нами было проведено несколько опытов одно- и двухчасовых при температуре 1100° С с примесью кокса и древесного угля.

Опыты эти были проведены с искусственной Fe_2O_3 и кимканской рудой. Кокс был взят чистый с небольшим содержанием золы 6--7% и добавлялся как в порошок, так и в кусочках в количестве 10 %

*) Действительная восстановимость в этих случаях была несколько больше, так как здесь не принят был во внимание углерод, выделившийся по реакции Белля.

от веса руды. Газ пропускался в количестве 1,5 л. на грамм железа навески руды за 1 час. Прибавка кокса как в порошке, так и в кусках, вызвала образование пленки восстановленного железа. Эта пленка в большинстве случаев оказалась несколько вздутой. Под пленкой наблюдалась приставшая или к пленке, или ко дну лодочки пузыристая, плотная, шлакообразная в основном масса слабовосстановленного материала. Кокс, как видим, содействовал быстрому полному восстановлению железа с поверхности, но это—восстановленное железо образовало сплошную пленку и не дало возможности восстановительному процессу проникнуть внутрь. Пустая порода руды и зола кокса, хотя их было и незначительное количество, содействовали ошлакованию находящейся под пленкой слабовосстановленной массы.

Примесь древесно-угольного порошка не вызвала, как примесь кокса, образования металлической пленки; при этих опытах шлаковались только стенки лодочки, и восстановленный материал спекался и отчасти приваривался к лодочке, очевидно в связи с большей реактивной способностью древесного угля.

Выводы

В настоящей работе нас интересовал главным образом вопрос о влиянии пустой породы на восстановимость. Исследование показало, что очень большую роль в процессе восстановления играет, как это указывалось нами и раньше, постепенность повышения температуры, когда руда постепенно восстанавливается, начиная со сравнительно низких температур и подходит к зоне высших температур уже достаточно восстановленной. Это относится ко всем без исключения рудам как чистым и богатым, так и бедным, имеющим большое количество пустой породы. В тех случаях, когда руда попадает в зону высоких температур невосстанов-

ленной или слабовосстановленной, процесс восстановления идет медленно, пустая порода руды, а также и зола кокса содействует образованию шлакообразной массы.

В наших опытах при 1100° С мы наблюдали образование поверхностной пленки восстановленного металлического железа, под которой встречали плотную шлакообразную массу.

Мы проводили работу с порошком, но и при работе с кусковым материалом можно по аналогии предположить образование с поверхности кусков при этих условиях пленки восстановленного металлического железа и слабовосстановленной массы внутри.

В доменной печи, где материал шихты все время в движении, образующиеся пленки могут сдираться и в этом случае процесс восстановления может быстро проникать вглубь кусков, но в тех местах, где это движение замедлено—в центральной части больших доменных печей, процесс восстановления должен сильно замедляться, и там очень вероятно образование шлакообразных масс под пленкой восстановленного металла.

Пустая порода руды, зола кокса и материал лодочки, вот три фактора, которые в наших опытах содействовали образованию при высокой температуре шлакообразной массы.

Кислая пустая порода оказывает большое влияние на задержку процесса восстановления благодаря легкому образованию при высоких температурах силикатов закиси железа. Пустая порода, какую мы имели в исследованных нами рудах с большим количеством оснований, как в таштагольской и в тейской рудах, не оказывает такого большого влияния на восстановительный процесс благодаря тому, что соединяется с имеющимся в составе пустой породы этих руд основаниями, создавая более тугоплавкие соединения, что задерживает образование силикатов закиси железа.

Проф. И. А. СОКОЛОВ
Инж. Д. С. ХОРУНОВ
Сибирский институт металлов

Изучение восстановимости аггломератов Темир-Тау

Работа имеет целью исследование восстановимости резко различного типа аггломератов: гематитовых, закисных-оплавленных и фаялитовых, которые можно получать при соответствующих процессах аггломерирования концентратов с тем, чтобы, увязывая их восстановимость с другими основными свойствами рудного материала, остановиться на таком типе аггломератов, которые имели бы во всех отношениях максимум оптимальных свойств металлургического характера.

Для сравнения восстановимости различных аггломератов Темир-Тау мы остановились на аггломератах, полученных нами при опытах, ставившихся с целью выявления возможности максимального удаления цинка из руд Темир-Тау при аггломерировании их концентратов, при чем мы остановились на таких фаялитовых и закисных-оплавленных аггломератах, которые близки между собой по содержа-

нию закиси железа, гематитовые же аггломераты нами были взяты с минимум FeO. Всего для исследования было взято шесть аггломератов, характеристика которых приводится в таблице 1.

О наружном виде аггломератов, характеристика которых дана в табл. 1, можно составить себе представление по нижеприводимым photographиям их (фиг. 1—6), где на фиг. 1 изображен (в натуральную величину) фаялитовый аггломерат № 1, на фиг. 2—фаялитовый аггломерат № 2 и т. д.

Восстановление вышеприведенных аггломератов производилось нами в электрических нагревательных печах при подъеме температур от 400 до 900° С в течение 2 ч. 15 м., с пропуском 1,5 л. СО на 1 г. Fe в аггломерате; при удвоенных опытах время действия газа на аггломерат и само количество газа удваивались. Подсчет коэффициентов восста-

Характеристика аггломератов Темир-Тау

№ аггломерат.	Размер зерен концентратов в мм.	Условия получения аггломератов				Содержание в аггломерате различных форм железа			Тип аггломерата	Химический состав концентратов
		% кокса	% песка	Толщ. слоя шихты в мм.	Продолж. тельн. аггломерирован. в минутах	Fe м.	Fe общ.	Fe ₂ O ₃		
1	—0,5+0	15	30	213	65	0,51	41,54	25,00	Фаялитовый	Fe общ. 65,85 SiO ₂ —2,39 Al ₂ O ₃ —2,39
2	—0,5+0	20	50	213	65	0,51	40,31	24,36	Фаялитовый	CaO—0,27 MgO—0,48 Mn—0,23 P—0,016
3	—2+0	8	—	213	40	0,87	41,63	42,30	Закисный, оплавленный	
4	—2+0	10	—	213	50	0,98	32,14	50,54	Закисный, оплавленный	
5	—1+0	4	—	210	50	0,38	2,22	85,63	Гематитовый	
6	—0,5+0	4	—	210	50	0,25	1,58	87,76	Гематитовый	

новости производился по убыли веса навески за время опыта. Результаты опытов представлены в таблице 2.

Изучая эту таблицу, мы видим, что наибольшую восстановимость во всех случаях, т. е. в порошке и в кусках, при трехчасовых и при шестичасовых опытах, имеют гематитовые аггломераты. Наименьшую восстановимость имеют фаялитовые аггломераты. Что касается закисных оплавленных аггломератов, то их восстановимость близка к восстановимости гематитовых.

Таблица 2

Восстановимость темир-тауских аггломератов

Тип аггломерата	3-часовые опыты		6-часовые опыты	
	С порош-ком —1+0мм.	С кусками 30 мм.	С порош-ком —1+0мм.	С кусками 30 мм.
Фаялитовый	39,81	26,52	46,51	30,25
Фаялитовый	24,43	4,22	26,27	11,89
Закисный оплавленный	54,81	54,22	67,03	52,72
Закисный оплавленный	61,53	41,47	82,31	44,54
Гематитовый	63,45	54,71	85,32	59,31
Гематитовый	73,69	59,38	97,61	71,66

При сравнении восстановимости по горизонтальным рядам мы наблюдаем закономерное увеличение восстановимости (чего и следовало ожидать) при удвоении времени воздействия газа на аггломерат. Восстановимость аггломератов в кусках как при трехчасовых, так и при шестичасовых опытах, всегда ниже, чем восстановимость для тех же аггломератов в порошке. В некоторых случаях восстановимость в куске вдвойне меньше, чем восстановимость того же аггломерата в порошке, в большинстве же случаев налицо сильное отставание восстановимости в кусках от восстановимости в порошке, при чем наименьшее отставание показывают гематитовые аггломераты, затем закисные оплавленные, а фаялитовые аггломераты дают наибольшее отставание восстановимости в кусках от восстановимости в порошке.

Небольшие изменения в физических свойствах и

химическом составе аггломератов сейчас же сказываются на их восстановимости. Так, например, если возьмем фаялитовый аггломерат № 2, то при его получении зерна концентрата так сплывались с частичками песка, что он стал похож на камневидающую массу сильно-железистого шлака, и это тотчас же отразилось на его восстановимости—последняя в кусках при трехчасовых опытах получилась лишь 4,22%, а при шестичасовых—11,89%. Только в порошке, когда зависимость восстановимости аггломерата от физических свойств в максимальной степени была устранена, мы получили порядочную восстановимость—24,43% при трехчасовых опытах и 26,27%—при шестичасовых.



Фиг. 1

Фаялитовый аггломерат № 1

Фаялитовый аггломерат № 1 по сравнению с фаялитовым аггломератом № 2 оказался лучшим по физическим свойствам—он более порист и стенки пор его тонки. Поэтому его восстановимость как в кусках, так и в порошке, получается более высокой, чем у фаялитового аггломерата № 2.

Закисный оплавленный аггломерат № 4 в кусках при основных и удвоенных опытах дал меньшую восстановимость, чем закисный оплавленный аггломерат № 3 в тех же случаях. Это явление надо объяснить тем, что закисный оплавленный аггломерат № 3 представляет из себя тонкоячеистую и тонкопористую массу, похожую на губку, в то время как закисный оплавленный аггломерат № 4 так оплавлен, что не имеет тонких пор и похож

на сплавленные гроздья. Восстановимость в порошке у этих двух аггломератов при основных и удвоенных опытах показывает обратную картину, а именно: восстановимость закисного оплавленного



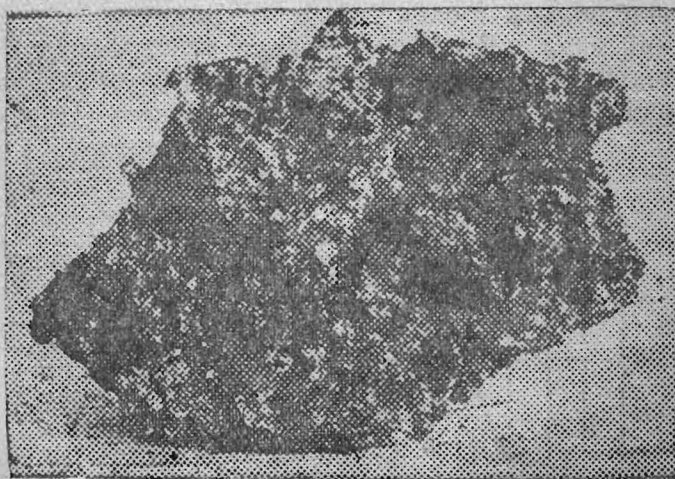
Фиг. 2
Фаялитовый аггломерат № 2

аггломерата № 4 больше, чем восстановимость закисного оплавленного аггломерата № 3. Объяснение этому надо искать, во-первых, в том, что по измельчению аггломератов произошло выравнивание



Фиг. 3
Закисный оплавленный аггломерат № 3

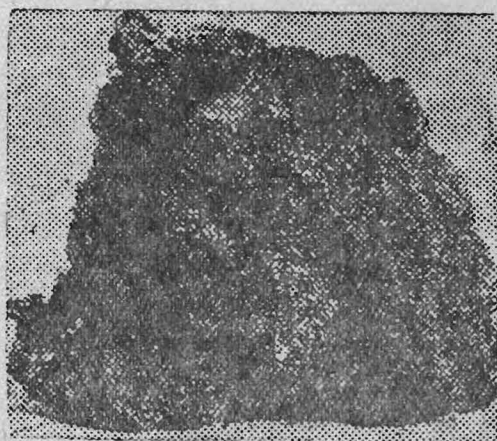
их физических свойств, а следовательно, и выравнивание возможности иметь одинаковую восстановимость, а во вторых, в том, что аггломерат № 4 в своем составе имеет больше легковосстановимой



Фиг. 4
Закисный оплавленный аггломерат № 4

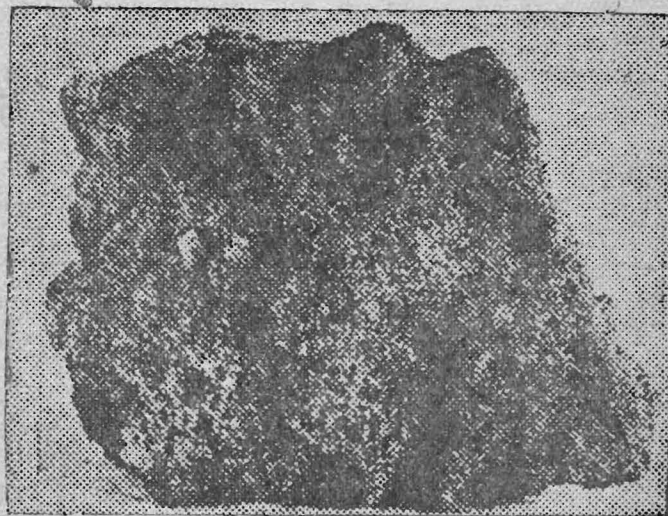
окиси железа и меньше закиси (в виде магнитного железняка), чем аггломерат № 3, который и окиси железа и закиси содержит поровну.

Гематитовые аггломераты № 5 и № 6 почти не отличаются по содержанию окиси и закиси железа, но частицы аггломерата № 6 менее оплавлены, чем частицы аггломерата № 5 (аггломерат № 5 крепче аггломерата № 6), и благодаря этому восстановимость аггломерата № 6 во всех случаях выше восстановимости аггломерата № 5.



Фиг. 5
Гематитовый аггломерат № 5

При восстановлении образцов аггломератов как в порошке, так и в кусках, мы наблюдали постоянное выпадение сажистого углерода по реакции Белля, количество которого по отношению к железу в навеске аггломерата при основных опытах колебалось



Фиг. 6
Гематитовый аггломерат № 6

от 0,3—до 5,36 ‰, а при удвоенных опытах от 1,55 до 8,88 ‰. Точную картину выпадения сажистого углерода по отношению к железу навески при различных опытах на восстановимость дает таблица 3.

В этой таблице можно заметить закономерность, что при всех (за исключением одного опыта в порошке) удвоенных опытах сажистого углерода выпадает больше, чем при основных опытах, как при восстановлении аггломератов в порошке, так и при 30 мм. кусках. Это и понятно, так как время пребывания аггломератов в печи при температурах 500—600° С, когда сильнее всего идет реакция Белля, удлинилось вдвое.

Таблица 3.
Количество выпавшего по реакции Белля углерода в % по отношению к железу в навеске аггломерата

№ № аггломератов	Тип аггломерата	3-часовые опыты		6-часовые опыты	
		С порош-ком 1+0 мм	С кусками 30 мм	С порош-ком 1+0 мм	С кусками 30 мм
1	Фаялитовый	0,88	5,36	7,04	8,88
2	Фаялитовый	4,63	0,3	2,52	3,48
3	Закисный оплавленный	4,69	2,47	5,49	8,22
4	Закисный оплавленный				
5	Гематитовый	2,03	3,51	4,21	8,09
6	Гематитовый	1,24	2,11	5,51	6,49
		0,71	3,26	1,55	5,55

Углерод, выделившийся по реакции Белля в зонах непрямого восстановления, будет реагировать с железными окислами в нижних горизонтах доменной печи по реакциям прямого восстановления и содействовать дальнейшему восстановлению аггломератов.

Подсчитав дополнительную восстановимость от реакции окислов железа с сажистым углеродом и суммировав ее с ранее определенной, получим полную восстановимость аггломератов с учетом углерода, выделившегося по реакции Белля. Результаты пересчетов приведены в таблице 4, где также для сравнений даны значения коэффициентов восстановимости из таблицы 2 (нижняя цифра—под чертой).

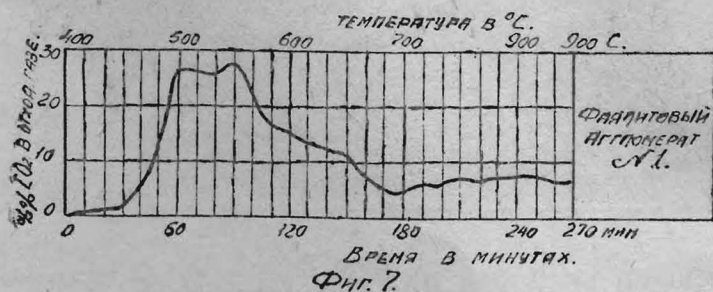
Таблица 4.
Восстановимость темиртауских аггломератов с учетом выделившегося по реакции Белля углерода

№ № аггломератов	Тип аггломерата	3-часовые опыты		6-часовые опыты	
		С порош-ком 1+0 мм	С кусками 30 мм	С порош-ком 1+0 мм	С кусками 30 мм
1	Фаялитовый .	43,32 39,81	47,80 26,52	74,46 46,51	65,48 30,25
2	Фаялитовый .	43,30 24,43	4,83 4,22	36,26 26,27	25,70 11,89
3	Закисный оплавленный .	72,48 54,81	63,53 54,22	87,33 67,08	83,69 52,72
4	Закисный оплавленный .	68,89 61,53	54,19 41,47	97,53 82,31	77,03 44,54
5	Гематитовый.	67,35 43,45	61,35 54,71	102,61 85,32	79,32 59,31
6	Гематитовый.	75,91 73,69	69,56 59,38	102,23 97,61	88,92 71,66

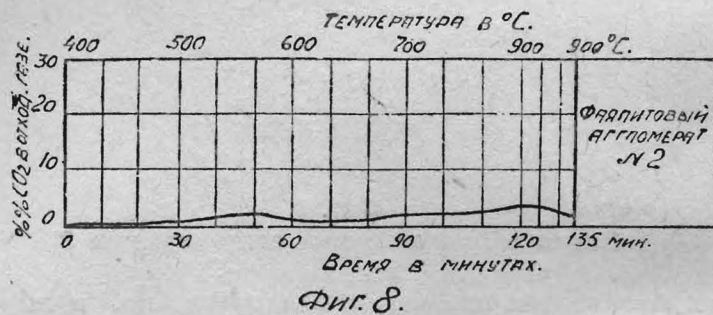
Сравнивая верхние и нижние показатели коэффициентов восстановимости, мы видим, что сажистый углерод, выпадающий по реакции Белля в верхних горизонтах доменной печи, способен в большинстве случаев сильно повысить, а иногда удвоить вос-

становимость аггломератов. Повышение восстановимости от выпадающего по реакции Белля углерода при шестичасовых опытах с порошком аггломерата может дать полную восстановимость их.

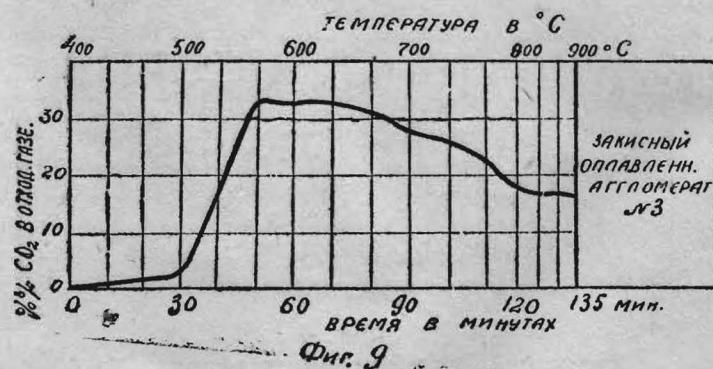
Для изучения процесса восстановимости аггломератов в зависимости от температуры, времени и количества пропускавшейся через печь окиси углерода при всех трехчасовых и шестичасовых опытах с кусками нами производился систематический анализ (прибором Орса) отходящего газа на содержание углекислоты. Результаты этих наблюдений представлены на диаграммах фигур 7—12.



Изучая диаграммы, мы видим, что при восстановлении гематитовых аггломератов содержание CO_2 в отходящих газах во все время процесса восстановления держится на высоком уровне (фиг. 11 и 12) вследствие легкого образования CO_2 , что зависит от хорошей восстановимости гематитовых аггломератов. Это постоянство содержания углекислоты в отходящем газе сохраняет свой характер как при трехчасовых опытах, так и при удвоенных шестичасовых.

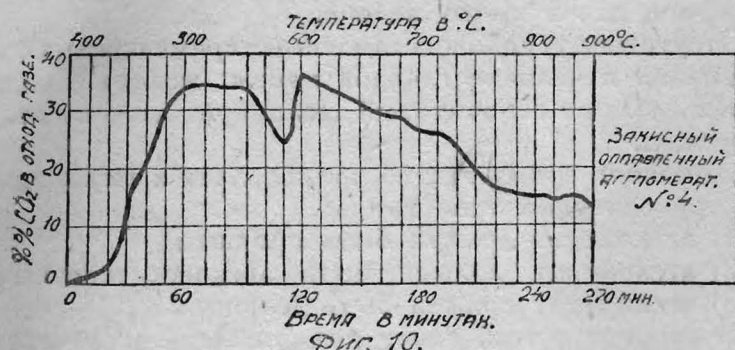


Для закисных оплавленных аггломератов, труднее восстанавливаемых, чем гематитовые аггломераты, мы наблюдаем более позднее поднятие и более ранний спад кривой содержания углекислоты в отходящем газе (фиг. 9 и 10). Картину образования углекислоты при восстановлении данного типа аг-

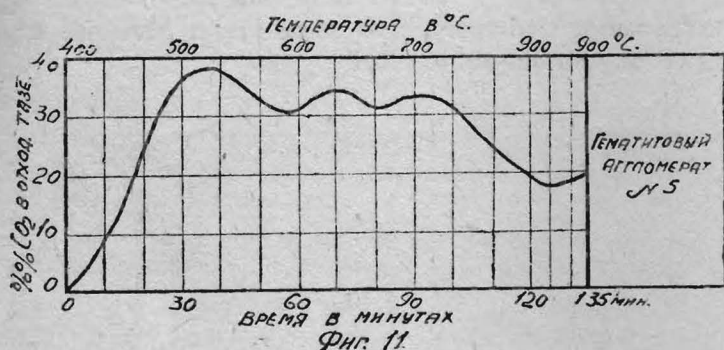


гломератов мы имеем такую, какая получается при легковосстановимых рудах, но с более поздним подъемом кривой образования CO_2 .

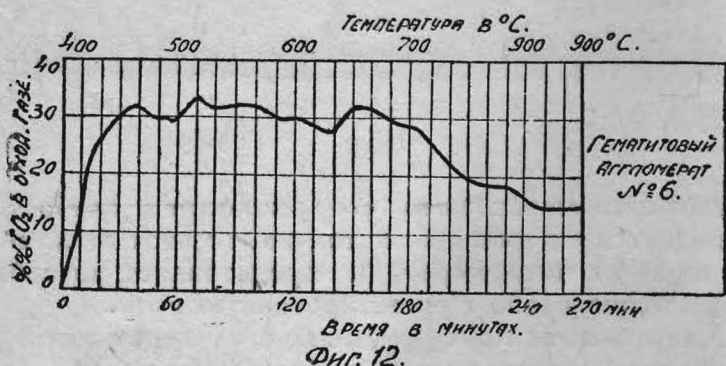
При восстановлении фаялитовых аггломератов мы имеем картину подобную той, которая получается при восстановлении трудновосстановимых руд—сначала быстрый рост содержания углекислоты в отходящем газе, как от восстановительных реакций, так и от реакций Белля в пределах темпе-



ратур 500—600° С, а затем, с прекращением реакции Белля и необходимостью для газа производить работу над более глубоко лежащими зонами железных окислов аггломерата, образование CO_2 замедляется и восстановимость падает (фиг. 7).



У фаялитового аггломерата № 2 при его получении произошло такое сильное сплавление частичек концентрата и песка, что он получился камне-видным, поэтому и восстановимость его получилась очень низкой. Трудность восстановления его хорошо отображена кривой образования углекислоты во время восстановительного процесса (фиг. 8).



Заключение

Из рассмотрения предыдущего материала нам необходимо сделать такие выводы. Наиболее трудновосстановимыми следует считать фаялитовые аггломераты. Восстановимость закисных оплавленных аггломератов следует считать такой же, как у руд средней восстановимости, наиболее же легковосстановимыми из всех аггломератов являются гематитовые аггломераты.

Гематитовые аггломераты при механических испытаниях их (сбрасывание с 2,5-метровой высоты, стирание в барабане) дали более благоприятные результаты по получению в остатке большего процента ровного крупнокускового материала в сравнении с мелочью, чем это показали закисные оплавленные аггломераты.

Примечание редакции.

Утверждение автора о меньшей прочности оплавленных аггломератов по сравнению с гематитовыми не подтверждается цифрами. Из работы Сиб. инст. металлов „Агломерирование концентратов из руд Темир-Тау“ следует:

Расход кокса	Остаток на сите после испытания на барабане		Остаток на сите после сбрасывания	
	3 мм.	Меньше 3мм.	3 мм.	<3 мм.
60%	76,5	23,5	92,3	7,7
40%	70,0	30,0	88,2	11,8
30%	53,0	47,0	85,1	14,9

Более легкая восстановимость гематитовых аггломератов по сравнению со всеми другими бесспорна, но несмотря на все эти достоинства гематитовых аггломератов, не следует избегать закисных оплавленных аггломератов, так как они, несмотря на свою оплавленность, представляют легковосстановимый материал и их можно производить и точно также применять в доменной печи. При этом требуется только, чтобы исходный материал не содержал таких вредных примесей, как сера и цинк. При содержании последних, как, например, в исследуемых темир-тауских рудах получать закисные оплавленные аггломераты нельзя.

Примечание редакции:

При спекании ин-том металлов концентратов с содержанием S от 0,5 до 1,00% в аггломерате оплавленном содержание S было около 0,10—0,12.

Мы считаем, что с таким содержанием аггломерат может быть пущен в доменную плавку.

Исследования, проведенные Сибирским институтом металлов над темир-таускими рудами, показали, что сера и цинк удаляются в максимальной степени из рудного материала (концентратов) только в процессе получения гематитовых аггломератов. Поэтому при аггломерировании концентратов темир-тауских руд у нас есть лишь один путь—получение возможно более прочных гематитовых аггломератов, которые содержат минимальное количество серы и цинка, удовлетворяют требованиям прочности и являются наиболее легковосстановимыми.

Временные технические условия на аггломерат из руд Темир-Тау

I. Введение

В зависимости от условий спекания, железорудные аггломераты можно разделить на два основных типа: оплавленный и гематитовый.

Оплавленный—это такой аггломерат, вся рудная масса которого подвергалась полному или во всяком случае значительному расплавлению во время спекания. Все минералы, составляющие аггломерат, вторичного происхождения, выкристаллизовавшиеся в процессе затвердевания расплавленной массы. Одной из разновидностей оплавленного аггломерата, полученной при повышенном расходе горючего из руды с большим содержанием SiO_2 , является аггломерат фаялитовый, содержащий значительное количество минерала фаялита— $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$.

Оплавленный аггломерат обладает повышенной прочностью. Присутствие кремнекислой закисы железа, а также наличие главной массы железа в виде магнетита понижают несколько восстановимость его в доменной печи.

Гематитовый (окисный) аггломерат в противоположность оплавленному (закисному), получается

ших усилий он распадается на зерна, из которых получен, давая много мелочи.

Отсутствие трудновосстановимых кремнекислых соединений и наличие главной массы железа в виде окиси, делают гематитовый аггломерат легковосстановимым.

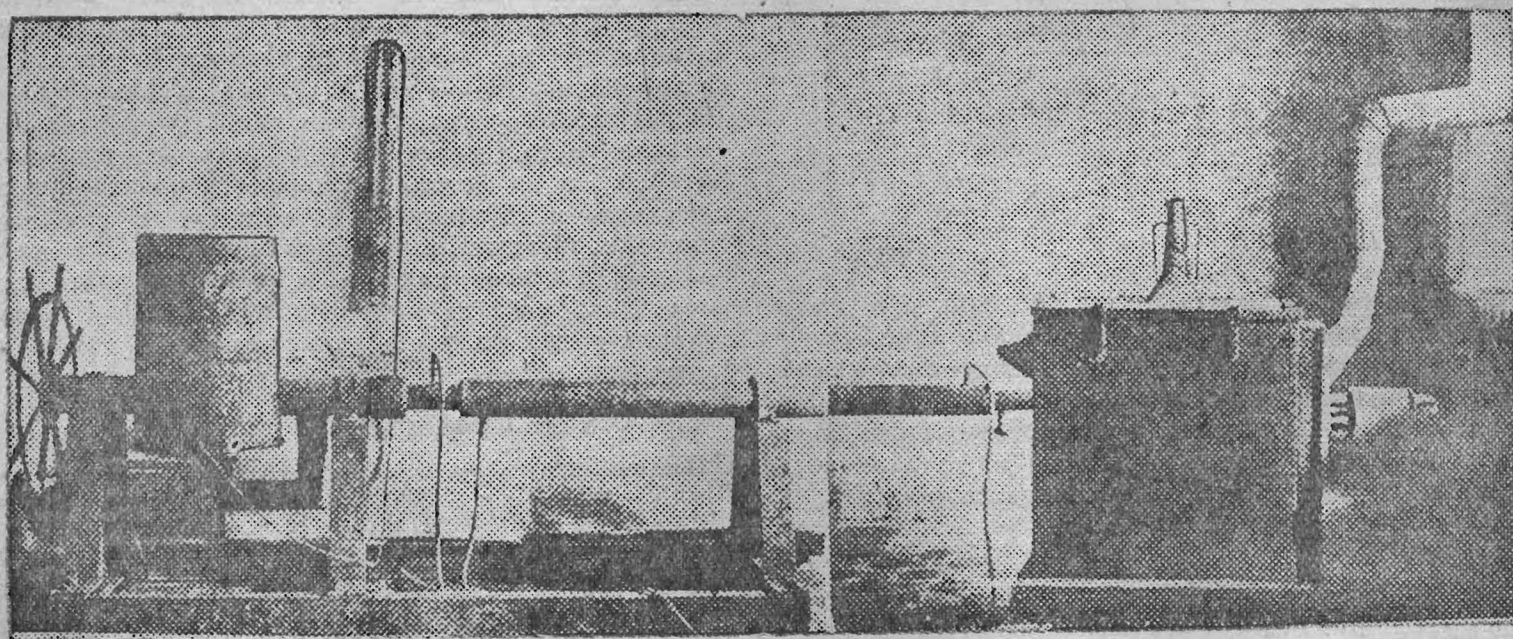
Доменное производство предъявляет к аггломерату три основных требования:

- 1) аггломерат должен быть прочным,
- 2) аггломерат должен быть легковосстановим и
- 3) аггломерат должен быть дешевым.

В вопросе о том, каков должен быть аггломерат мнения авторитетов в этой области расходятся.

Профессор И. А. Соколов считает, что гематитовый аггломерат, как сырье для доменной плавки, стоит несравненно выше, чем аггломерат оплавленный.¹⁾

Другой точки зрения придерживается профессор Кантор.²⁾ Он говорит: „Для нас чисто окисный аггломерат еще не аггломерат, а силикатный аггломерат уже не аггломерат. Чисто окисный аггломерат еще не аггломерат потому, что в понятие аггломерации входит окускование мелкой руды.



Фиг. 1

при более низких температурах с пониженным расходом горючего. В гематитовом аггломерате произошло только слипание отдельных зерен руды, без их оплавления. Благодаря продолжительному просасыванию воздуха через нагретый спеченный материал, образовавшийся при спекании, магнетит вновь окисляется до гематита.

Вследствие пониженной температуры спекания, условия для образования фаялита при получении гематитового аггломерата неблагоприятны.

Гематитовый аггломерат мало прочен: от неболь-

Если аггломерат из-за его рыхлости и слабости распадается от малейшего толчка, то этот аггломерат еще не аггломерат, а представляет из себя обожженную слабо сцементированную руду.

Силикатный аггломерат уже не аггломерат потому, что задачей спекания не может быть полное оплавление руды“.

¹⁾ Профессор Соколов И. А. Сырые материалы доменной плавки, часть I. Металлургиздат 1934 года.

²⁾ Профессор Кантор. Агломерация керченской руды. Сборник „Керченская металлургия“ том 1, стр. 179.

Поскольку аггломерация дело сравнительно молодое, особенно у нас в СССР и качество аггломератов, полученных из различных руд, различны, каких либо установленных стандартов на аггломерат не существует.

Имеются попытки выработать эти стандарты для местных условий, главным образом по прочности и химическому анализу, но эти условия имеют местное значение и в должной мере аггломерата не характеризуют.

Настоящая работа имеет целью выработать предварительные условия на получение и приемку аггломерата из руд месторождения Темир-Тау на аггломерационной фабрике в Мундыбаше.

В настоящей работе рассматривается процесс аггломерации не только с точки зрения получения аггломерата наилучших качеств и максимального эффекта от его применения в доменной печи, но обращено также внимание на возможность получения максимальной производительности агглофабрики.

II. Опытная аггломерация

В своих опытах мы стремились подойти возможно ближе к условиям работы аггломерационной фабрики в Мундыбаше, с одной стороны, и дать возможно более полную характеристику аггломерата, — с другой. Кроме того, мы считали целесообразным воспользоваться материалами опытной аггломерации концентратов руд Темир-Тау, проводившейся в течение 1933-1934 года профессором Соколовым в Сибирском институте металлов.³⁾

Условия опытной аггломерации

Спекание производилось в чаше типа Гринезальта диаметром 400 мм. и высотой от колосниковой решетки 340 мм. Отсос газов центральной трубой диаметром 75 мм.

В качестве эксгаустера нами приспособлен пылесос, с вентилятором производительностью 250 куб. метр. в час и максимальным разряжением 500 мм. вод. ст. Для предохранения деревянного ящика пылесоса и находящегося в нем фильтра из хлопчатобумажной ткани от действия высокой температуры отходящих газов, дымоход из 3" трубы заключен в кожух с циркуляцией охлаждающей воды.

Не имея в своем распоряжении концентратов, мы заменили таковые богатой темирской рудой, частично окисленной с поверхности кусков; внутри же куски заключают почти неокисленный магнетит. Крупность дробления руды принята — 5+0 мм.

В качестве горючего употреблялась коксовая мелочь, просеянная на сите 5 мм.

Перемешивание шихты производилось вручную простым перелопачиванием.

Как шихта, так и аггломерат взвешивались и подвергались химическому и ситовому анализу.

Увлажнение производилось по показателям максимальной газопроницаемости, определяемой специальным прибором А. Ф. А. (см. ниже).

Аггломерат подвергался химическому и петрографическому анализу, а также испытаниям на прочность, пористость и восстановимость.

³⁾ Профессор Соколов и инженер Паско. Аггломерация концентратов руд Темир-Тау. Отчет СИМ за 1934 г. Профессор Соколов и инженер Хорунов. Восстановимость аггломератов из руд Темир-Тау. Отчет СИМ за 1934 г.

Результат опытов

К моменту оформления данной работы проделано 14 опытов по спеканию и испытанию полученных аггломератов. Результаты этих опытов собраны в приложенных таблицах 12 и 13. Ниже мы даем характеристику результатов наших опытов.

Таблица 1.

Характеристика шихты

Химический анализ

	№№ опытов	Fe общ.	FeO	SiO ₂	S	Зола	Вла- га
Руда Темир-Тау	1—5	58,65	7,98	6,0	След	—	—
" "	6—10	58,26	9,42	—	—	—	—
" "	11—14	65,16	10,68	5,0	—	—	—
Коксовая мелочь	1—5 и 11—14	—	—	—	0,63	24,31	0,63
"	5—10	—	—	—	0,57	24,10	0,3

Таблица 2.

Ситовый анализ

	№№ опы- тов	—5+3 м м	—3+1 м м	—1+0,5 м м	—0,5 м м
Руда Темир-Тау	1—5	26,2	32,4	8,4	33,0
" "	6—10	28,7	38,4	15,6	17,3
Коксовая мелочь	6—10	26,5	35,6	22,1	15,8

Возврат и постель брались от аггломератов полученных из одноименных руд, поэтому их добавка менять химический состав существенно не могла.

Увлажнение

Как уже указывалось, оптимальная влажность определялась по максимальной проницаемости.

Сыпучие материалы обладают свойством при добавке воды увеличивать свой объем и уменьшать сопротивление просасыванию воздуха.

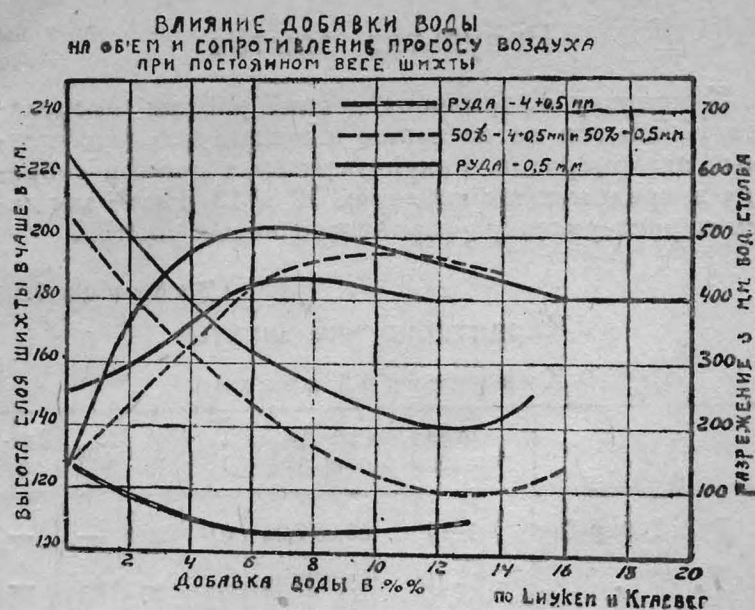
Это влияние воды тем больше, чем мельче материал. Luypen и Kraeber⁴⁾, сопоставляя кривые газопроницаемости с кривыми изменения объема, нашли значительное расхождение между ними. Максимум газопроницаемости лежит при большем количестве влаги, чем максимум объема, причем чем мельче руда, тем эта разница значительнее. (фиг. 2).

Газопроницаемость определялась нами на приборе А. Ф. А.⁵⁾, предназначенном для формовочных земель. Хотя этот метод и не вполне точен, т. к. требует уплотнения материала, однако дает весьма характерные кривые и им можно пользоваться на практике. Уплотнение нами производилось на стандартном копре одним ударом бабы.

Сопоставляя полученные кривые проницаемости с кривыми изменения объема, мы не находим та-

⁴⁾ Luypen und Kraeber. Исследования по аггломерации железных руд. Сборник статей изд. Механобра. 1934 г.

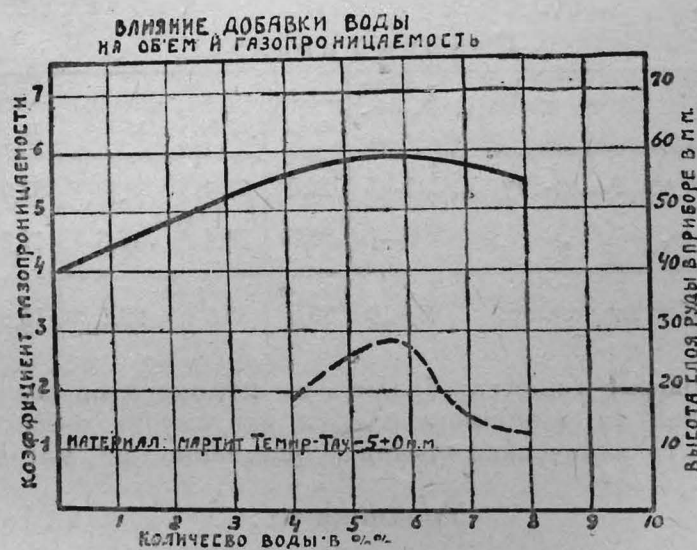
⁵⁾ Берг П. П. Курс формовочных земель. Металлург, издат. 1933 г. ст. 137 и 137.



Фиг. 2

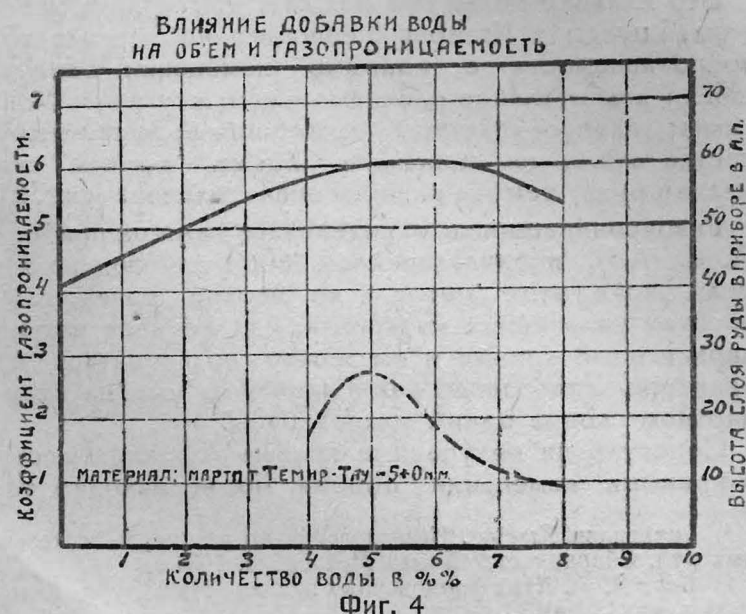
кой значительной разницы, как это было получено Luyken и Kraeber (фиг. 3, 4, 5, 6).

Такое расхождение мы объясняем тем, что при добавке воды (в опытах с постоянным количеством



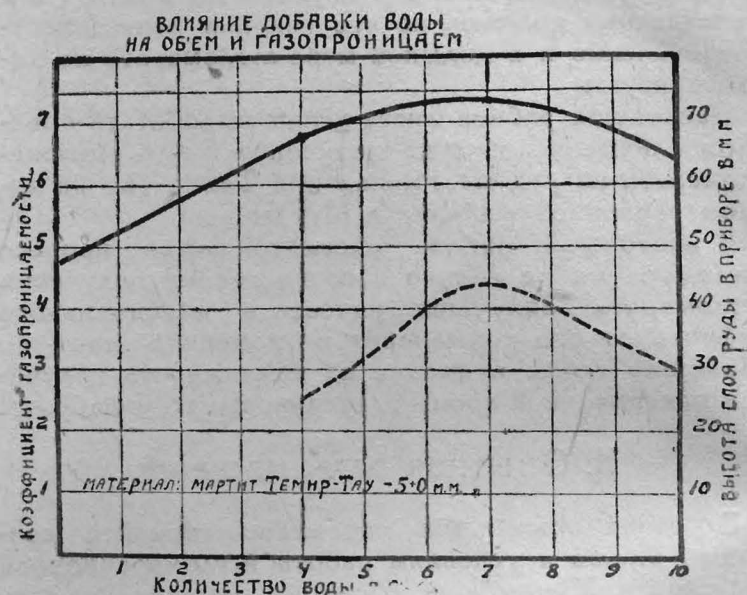
Фиг. 3

материала) очень быстро растет высота слоя, вызывая добавочное сопротивление току воздуха. В



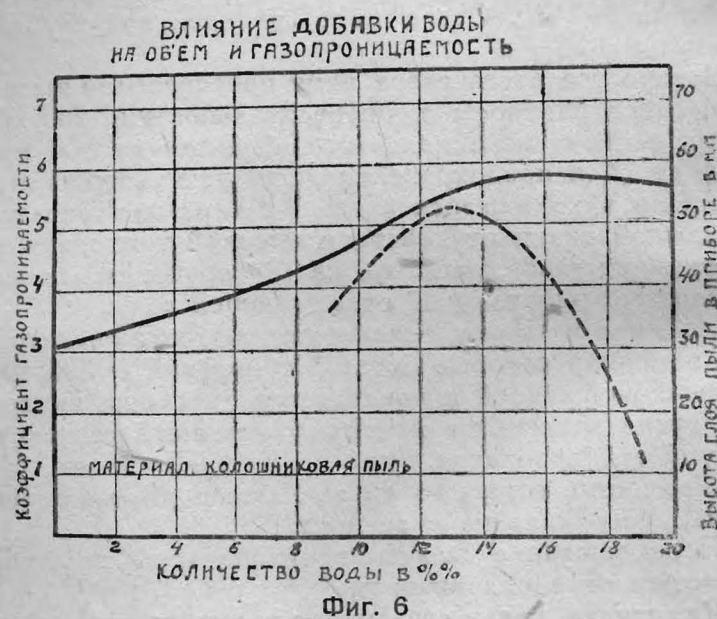
Фиг. 4

силу этого газопроницаемость растет медленнее, достигая своего максимума только тогда, когда слой материала начинает несколько снижаться. В наших опытах высота слоя почти не изменялась, поэтому и расхождения были значительно меньше (фиг. 3, 4, 5, 6).



Фиг. 5

На основании приведенных кривых мы считаем возможным находить максимальную проницаемость по изменению объема, увеличивая полученный оптимум влажности на 1-3% в зависимости от рода материалов. Для нормальной дробленой руды увеличение влажности против оптимума по объему не требуется.



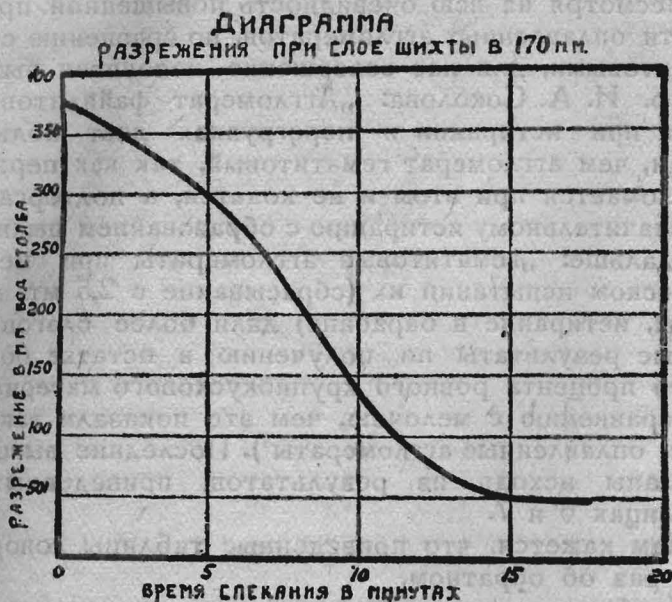
Фиг. 6

Значительно лучше определять проницаемость на специальном приборе, представляющем собой уменьшенную копию чаши для аггломерации.

Разряжение

Во всех наших опытах величина разряжения была 360-380 мм. в начале процесса и 50-100 мм. в конце, при слое шихты 170-220 мм. (фиг. 7). Идти на увеличение слоя мы не могли, так как с увели-

чением разряжения, вентилятор резко сокращает производительность и процесс затягивается. Это подтверждается тем фактом, что при снижении слоя шихты с 220 мм. до 170 мм. время спекания снизилось с 25-30 мин. до 15 мин., т. е. скорость спекания увеличилась с 0,8 см. до 1,1 см. в минуту.



Фиг. 7

Подсчитанный нами для некоторых случаев по анализу отходящих газов расход воздуха составляет от 1200 до 1900 куб. метр. в час на 1 кв. метр. площади решетки; в среднем нужно принять 1200-1400 куб. метр.

При более высоком разряжении и увеличении количества проходящего воздуха до 2000-2500 куб. метр. в час на кв. метр, скорость спекания увеличится до 2 см., что позволит в нормальных условиях держать слой 25-30 см.

Зажигание

Зажигание производилось при помощи древесных опилок или стружки. Расход стружки составлял около одного килограмма на 40 кг. шихты, т. е. 2,5%. В переводе на нефтяное топливо это составляет около 0,6%.

Выход агglomerата

Спеченный агglomerат разбивался на куски 150-160 мм., отсеивался на ситах 12 и 6 мм. и взвешивался. Выход агglomerата определялся по весу остатка на сите 12 мм. в процентах от общей суммы руды, постели и возврата. Такой метод подсчета более правилен потому, что в процессе спекания часть постели спекается с агglomerатом.

Общий выход агglomerата во всех наших опытах колебался около 94-96% по отношению к загрузке без горючего и влаги.

Выход классов +12 мм., —12+6 мм. (постель) и —6 мм. (возврат) зависит от равномерного спекания и от расхода горючего. В наших опытах довольно часто были случаи образования в нижней центральной части пирога неспекшихся гнезд, что необходимо отнести за счет недостатков конструкции чаши. Кроме того периферия пирога, соприкасающаяся со стенками чаши также оставалась на некоторую глубину неспекенной. Все это, конечно, искажало результаты, понижая выход агglomerата. Приведенные цифры выхода нужно считать ориентировочными.

Ниже приведенная таблица 3 характеризует выход агglomerата в зависимости от расхода горючего.

Таблица 3.

Количество опытов	Расход горючего	Выход от шихты плюс постель			Выход от сух. шихты	Примечание
		+12 мм.	-12-6 мм.	-6 мм.		
Среднее из 5 опыт.	5	61,2%	13,9%	20,1%	67,0	
" " 5 "	6	79,0	7,2	8,4	85,0	Без разб. пирога.
" " 2 "	7	59,4	14,5	23,3	63,5	В середине остались неспекшиеся гнезда.
" " 2 "	8	68,1	11,6	17,0	72,0	

Опыты с 7% и 8% горючего не характерны, т. к. неспекшиеся участки резко повысили выход возврата, между тем как выход агglomerата при 5% и 6% довольно показателен.

В работе Сиб. инст. металлов⁶⁾ при агglomerации концентратов крупностью —2+0 мм. выход агglomerата характеризуется выходом пирога. Пересчитывая для удобства сравнения выход по отношению к шихте плюс постель, получим следующие результаты:

Таблица 4

	Расход кокса	Выход пирога	Осыпь в % от пирога	Примечание
Среднее из 5 опыт.	6%	87,1%	3,8	
" 7 "	4%	77,0%	13,9	
" 5 "	3%	76,10%	13,8	

Таким образом наши цифры и цифры полученные СИМ'ом подтверждают вывод, что при получении оплавленных агglomerатов выход значительно выше, чем при гематитовых.

В производственных условиях удобнее считать выход агglomerата по отношению к сухой шихте. Постель, как необходимый оборотный материал, не учитывается. Нужно полагать, что в нормальных условиях выход агglomerата, считая на сухую шихту, будет составлять не ниже 80%.

Механическая прочность агglomerата

Целью агglomerации является превращение мелкой руды в кусковой материал. Если агglomerат от механических воздействий превращается в мелочь, значит агglomerация не достигает своей цели. Поэтому механическая прочность агglomerата — один из основных факторов его оценки.

Агglomerат с момента падения с паллеты до его загрузки в доменную печь претерпевает целый ряд перегрузок, с падением его иногда с значительной высоты, в среднем не менее 2-х метров.

Поэтому основным методом испытания на прочность должно, по нашему мнению, являться многократное сбрасывание на железную плиту.

Нами выбрано четырехкратное сбрасывание с высоты 2 метра.

Что касается испытания агglomerата на истирание в барабане, то оно в меньшей степени характеризует прочность агglomerата.

⁶⁾ Проф. СОКОЛОВ и инж. ПАСКО. Агglomerация концентратов руд Темир-Тау. Отчет СИМ за 1934 г.

Нормальный аггломерат обладает большой твердостью и при истирании дает мало мелочи (пыли).

В нашу программу входило также испытание аггломерата в барабане, но к сожалению барабан не был изготовлен своевременно. Опыты с маленьким барабаном диаметром 125 мм. даже при закладке стальных шаров и большом числе оборотов не дали характерных результатов.

Прочность аггломерата, полученного при разном количестве горючего и подвергнутого четырехкратному сбрасыванию с высоты 2 метра, характеризуется таблицей 5.

Таблица 5

№№ опыт.	Расход кокса	Сред. Fe	Сред. FeO	Выход классов				
				+12	-12+6	-6+3	-3+1	-1
1-5 среднее из 5 опыт.	5,0	60,4	17,23	55,4	14,0	15,1	9,5	6,0
6-10 " 5 "	6	56,0	21,73	74,0	11,4	8,1	4,8	1,7
11-12 " 2 "	7	64,8	26,92	53,4	20,3	13,1	8,0	5,2
13-14 " 2 "	8	66,0	33,55	56,0	18,6	12,0	7,4	6,0

Как видно из приведенной таблицы наилучшие результаты дает аггломерат среднеоплавленный. Увеличение горючего против нормального не дает увеличения прочности. Несколько повышенные результаты по прочности образцов №№ 6—10 отчасти можно объяснить пониженным содержанием железа.

Испытание аггломератов полученных СИМ-ом на сбрасывание дало следующие результаты:

Таблица 6

	Расход кокса	Выход классов				0,5 мм.
		+8 мм.	-8+3 мм.	-3+2 мм.	-2+0,5 мм.	
Среднее из 3-х опыт	6	84,3	8,0	5,0	1,5	1,2
" 4-х "	4	88,2		4,8	3,8	3,2
" 5-х "	3	82,8	2,3	4,6	4,9	5,4

Примечание: сбрасывание велось в количестве трех раз с высоты 2,5 мт.

Таким образом прочность аггломерата, полученного из одного и того же концентрата с разным количеством горючего, понижается с понижением расхода горючего против нормального.

Испытание аггломерата в барабане, производившееся СИМ-ом, так же подтверждают вывод о большей прочности оплавленного аггломерата.

Таблица 7

	Расход кокса	Выход классов из барабана					
		+8 мм.	-8+3	-3+2	-2+0,5 мм.	-0,5+0,3 мм.	-0,3 мм.
Среднее из 2-х опыт.	6	63,9	12,6	11,0	5,9	2,1	4,5
" 2 "	4	64,3	5,7	12,0	6,5	5,5	6,0
" 2 "	3	50,3	2,7	14,6	15,7	6,2	10,5

Еще более резкая разница получается при испытании аггломератов, полученных из более мелких концентратов, но т. к. на таких концентратах агглофабрика в Мундыбаше работать не будет, мы не считаем эти данные характерными.

Несмотря на всю очевидность повышенной прочности оплавленных аггломератов, по сравнению с гематитовыми, для нас совершенно непонятен вывод проф. И. А. Соколова: „Аггломерат файлитового типа при истирании и перегрузках дает больше пыли, чем аггломерат гематитовый, так как первый не ломается при этом и не колетя, а подвергается значительному истиранию с образованием пыли“⁷⁾ и дальше: „гематитовые аггломераты при механическом испытании их (сбрасывание с 2,5 мт. высоты, истирание в барабане) дали более благоприятные результаты по получению в остатке большего процента ровного крупнокускового материала по сравнению с мелочью, чем это показали закисные, оплавленные аггломераты“⁸⁾. Последние выводы сделаны исходя из результатов, приведенных в таблицах 6 и 7.

Нам кажется, что приведенные таблицы говорят как раз об обратном.

Необходимо отметить, что с увеличением степени оплавления увеличивается твердость и хрупкость аггломерата. При разбивании такой аггломерат дает больше мелочи (но не пыли).

Пористость

Поры в аггломерате могут быть двух видов: один вид пор, мелкие поры внутри стенок аггломерата—„микропоры“.

Второй вид пор, образованные ячеистым строением аггломерата—„макропоры“.

Обычный способ определения кажущегося удельного веса, с покрытием поверхности куса парафином и взвешиванием на воздухе и в воде не дает возможности определять количественно макропористость

Процесс восстановления идет успешно только в том случае, если газы имеют возможность равномерно омывать максимум поверхности окислов железа и кроме того возможен постоянный обмен этих газов; последнему условию в большей степени отвечают макропоры, сквозные по самой природе своего образования.

Поэтому нами принят несколько иной способ определения пористости, чем это принято было до сих пор. В определении общей пористости нами заменен кажущийся удельный вес сыпучим весом. Этот вес определяется после испытания образцов аггломерата на сбрасывание. Определяемая нами пористость—пористость аггломерата в доменной печи, по нашему мнению, лучше характеризует способность аггломерата восстанавливаться.

Общая пористость аггломерата наших опытов в зависимости от расхода кокса колеблется незначительно, в пределах от 61 до 67%.

Незначительное изменение общей пористости, в зависимости от расхода горючего, подтверждается работой Луукен'а и Краебер'а⁹⁾, в аггломератах которых общая пористость колебалась от 49,5% до

⁷⁾ Проф. СОКОЛОВ, Сырые материалы доменной плавки, Часть 1, 1934 г. стр. 130—131.

⁸⁾ Проф. СОКОЛОВ и инж. ХОРУНОВ. Восстановимость аггломератов из руд Темир-Тау. Отчет СИМ за 1934 год,

Таблица 8.

	Расход кокса	Содерж.	Истин. удельн. вес.	Насыщ. удельн. вес.	Порист. в %
Среднее из 4-х опытов	5	17,23	4,525	1,545	66,0%
" " 4 "	6	21,73	4,460	1,695	62,5
" " 2 "	7	26,92	4,767	1,835	61,6
" " 2 "	8	33,55	4,900	1,880	61,6

64,9% без какой либо закономерности от расхода горючего.

Вместе с тем в их опытах можно подметить зависимость пористости от влажности шихты. При увеличении влажности от 0 до 11%, макропористость увеличилась от 46,3% до 60,7%; микропористость уменьшилась от 8,9% до 5,9%; общая пористость увеличилась от 55,2% до 66,6% (расход кокса в данном случае одинаковый—8%).

Нужно оговориться, что для процессов восстановления главную роль играет не пористость как таковая, а поверхность, образуемая порами. Чем мельче поры, тем поверхность их будет больше. Поэтому нужно стремиться к получению мелкопористого аггломерата.

Восстановимость

Определение восстановимости аггломератов производилось по несколько видоизменному методу проф. И. А. Сооклова⁹⁾.

В целях большего приближения к условиям доменной печи, восстановление велось в вертикальной трубке электрич. печи с подводом газа восстановителя снизу. Аггломерат для восстановления измельчался до 3-5 мм. и помещался в трубке на шамотовой сетке.

В качестве восстановителя применялась СО, полученная регенерированием СО₂ древесным углем. Процесс восстановления продолжался 3 часа со следующим режимом температуры: через 15 мин.—250°; 45 мин.—400° (начало пропуска газа); 1 ч. 15 м.—500°; 1 ч. 45 м.—600°; 2 ч. 15 м.—700°; 2 ч. 45 м.—900°; 3 ч.—900° (конец восстановления).

Количество полученного металлического железа и FeO в восстановленной пробе определялось методом разработанным СИМ'ом (метод с FeCl₃), дающим прекрасные результаты.

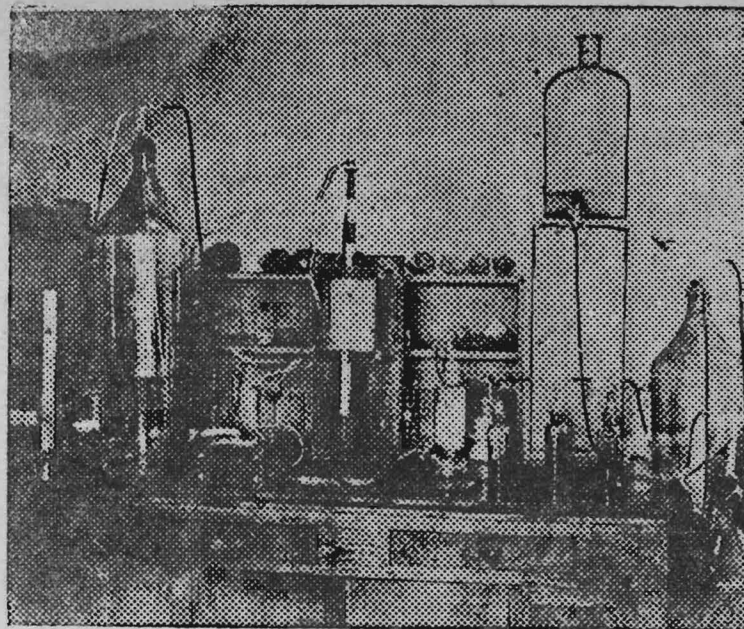
Подсчет степени восстановимости (по отношению O₂ отнятого восстановлением к O₂ заключавшемуся в навеске) производился нами по потере веса и по химическому анализу.

Подсчет по улавливаемой СО₂ не дает правильных результатов из-за обильного выделения сажа и углерода.

Результаты восстановления полученных аггломератов характеризуются таблицей 9.

Чем больше оплавлен аггломерат, тем он хуже восстанавливается.

Это объясняется, кроме наличия файалита, тем, что при сильном оплавлении восстановление, идя с поверхности, с трудом проникает вглубь сте-



Фиг. 8

Сбщий вид установки для восстановления

нок аггломерата. Менее оплавленный, с большим количеством микропор, аггломерат восстанавливается лучше.

В суждение о степени восстанавливаемости окисного и закисного аггломератов необходимо внести поправку. Дело в том, что восстановление окиси до магнитной окиси идет очень легко и не требует ни высокой температуры, ни повышенной концентрации СО.

Таблица 9.

	Расход кокса в %	Средн. анализ агглom.			Результаты восстанов.		
		Fe	FeO	SiO ₂	Fe мет.	Восстан. по убыли веса в %	Восстан. по хим. анал. в %
Среднее из 5 опытов	5	60,44	17,23	7,85	41,7	69,4	65,6
" " 5 "	6	56,4	21,73	9,88	23,27	49,9	48,7
" " 3 "	6	55,95	22,35	10,5	31,6	56,5	60,0
" " 2 "	7	64,83	26,9	3,74	34,55	57,2	52,7
" " 2 "	8	66,0	33,55	4,58	16,7	36,5	31,3

Восстановление же обоих окислов до FeO дает разные показатели восстанавливаемости: окись 33,5%, а магнитная окись 25,9%, разница 7,6%. Внеся такую поправку, получим разницу восстанавливаемости для оплавленных и гематитовых аггломератов очень незначительной.

Приводим таблицу из работы СИМ по восстанавливаемости аггломератов.

Отбрасывая первые два образца, как не характерные (аггломерирование с добавкой песка в 30 к 50%) видим, что даже при очень высоком расходе горючего, оплавленные аггломераты по восстановимости мало отличаются от гематитовых. Внеся поправку на большее содержание O₂ в гематитовом аггломерате, получим разницу еще меньшей.

⁹⁾ Luypen und Kraeber. Исследования по аггломерации железных руд. Сборник статей, издание Механобра. 1934 г.

¹⁰⁾ Проф. Соколов. Сырые материалы доменной плавки, часть 1, 1934 г.

Таблица 10

	Расход кокса в %	Химический анализ		Восстановив. 3 часа		Восстановив. 6 часов	
		Fe	FeO	В порошке в %	В куск. в %	В порошке в %	В куск. в %
Файалитовый .	15	50,3	41,5	39,81	26,52	46,51	30,25
„	20	48,9	40,3	24,43	4,22	26,27	11,89
Оплавленный .	8,0	61,5	41,6	54,8	54,2	67,0	52,7
„	10,0	61,35	32,1	61,5	41,5	82,3	44,54
Гематитовый .	4	62,0	2,2	63,45	54,71	85,32	59,31
„	4	62,9	1,58	73,7	59,4	97,6	71,66

Анализируя результаты, приведенные в таблице 10, проф. И. А. СОКОЛОВ¹¹⁾ приходит к такому выводу.

„Что касается закисных оплавленных аггломератов, то их восстановимость близка к восстановимости гематитовых“ и дальше: „несмотря на все достоинства гематитовых аггломератов, не особенно следует бояться закисных, оплавленных аггломератов, т. к. они, несмотря на свою оплавленность, представляют легковосстановимый материал и их можно получать (при условии, если пустая порода не будет препятствовать этому) и проплавлять в доменной печи“

Петрографическое исследование аггломератов.

Все полученные аггломераты подвергались петрографическому анализу в шлифах в проходящем свете с целью определения минералогического состава.

Прежде чем перейти к описанию аггломератов, считаем необходимым дать минералогическое описание руд Темир-Тау, произведенное лабораторией обогащения Тагильского района¹²⁾.

Анализ образцов.

Таблица 11

	SiO ₂	Fe	FeO	Mn	Zn	P	S
Проба № 1 окисленная . .	8,2	59,2	19,53	0,24	0,30	0,024	0,008
„ „ 2 „	18,8	44,88	16,24	0,33	0,22	0,078	0,05
„ „ 3 неокисленная .	5,8	63,64	27,46	0,27	0,30	0,27	1,88
„ „ 4 „	13,0	48,75	26,13	0,30	0,6	0,032	2,0

Проба № 1. Текстура руды массивная мелкозернистая. Окислены и разрушены главным образом лишь сульфиды и нерудные минералы. Магнетит почти не окислен. Сульфиды окислились вполне, оставляя пустоты, заполненные охрой. Нерудные минералы (хлорит, актинодит, диопсид), заключающиеся в руде как в виде рассеянных зерен, так и отдельных агрегатных включений, в образцах не

11) Проф. Соколов и инж. Хорунов. Восстановимость аггломератов из руд Темир-Тау. Отчет Сиб. инст. мет. за 1934 год.

12) Испытание руд Темир-Тау в лаборатории обогащения управления рудниками Тагильского района. Отчетная записка горному управлению Кузнецкстроя 1929 г.

содержащих сульфидов почти так же свежи, как и в первичной руде.

Проба № 2. Степень окисленности этой руды очень незначительна. Руда представляет собой весьма неоднородный по составу материал, состоящий:

1) из богатых магнитных железняков, почти неокисленных;

2) из пустых пород—порфиринов, частью метаморфизированных, безмагнетитовых;

3) скарновых руд, богатых хлоритом, диопсидом;

4) окисленных магнитных железняков, проникнутых бурым железняком, происшедшим за счет окисления сульфидов.

Проба № 3. Состав довольно однороден, состоящий из магнетита, актинодита, хлорита, диопсида, пирита, халькопирита и кварца.

Проба № 4. По составу довольно однородная структура, мелкозернистая сплошь магнетитовая.

Характерно обилие хлорита и диопсида, тесно сросшихся с магнетитом. Постоянно присутствует сфалерит в виде мелких буроватых зерен, а также отдельных скоплений, легко заметных простым глазом.

Таким образом по своему характеру и составу пустой породы окисленные и неокисленные руды разнятся незначительно.

Описание аггломератов.

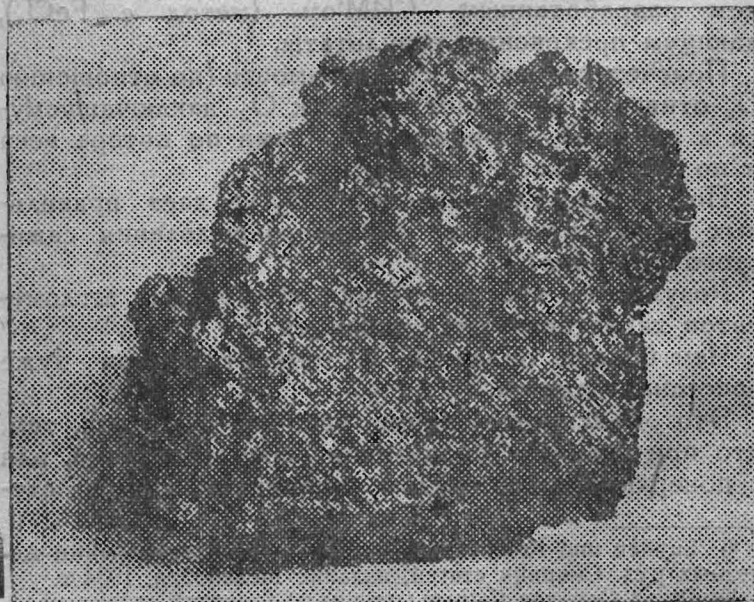
В виду того, что отдельные аггломераты каждой из групп незначительно разнятся между собой, приводим описание только наиболее характерных из них.

Аггломерат № 2. (фиг. 9)

Слабо оплавленный аггломерат, в значительной степени сохранивший отдельные сцементированные зерна руды. В большинстве случаев эти зерна подверглись в процессе спекания некоторому размягчению, в силу чего несколько изменили свою форму. Кроме того в массе кусков аггломерата имеется значительное количество оплавленных гнезд, образовавшихся за счет скопления горючего.

В шлифе сплошная масса магнетита с большим количеством круглых пор.

В одном участке шлифа наблюдаются скопления мельчайших зародышевых кристалликов бурого цве-



Фиг. 9

та, напоминающих фаялит. Эти кристаллики гнездятся, главным образом, по периферии пор. Содержание их (кристалликов) по площади 1—2%.

Аггломерат № 3. (фиг. 10)

По внешнему виду куски аггломерата напоминают аггломерат № 2, но с большей неравномерностью оплавления. В общей массе гематитового аггломерата встречаются сильно оплавленные участки, как это можно видеть на фиг. 10.

В шлифе аггломерат представлен сплошным магнетитом, по периферии образующим идиоморфные квадратные кристаллики. Фаялита не встречено



Фиг. 10

Аггломерат № 4.

Слабо оплавленный аггломерат, причем резких переходов от оплавленных к неоплавленным участкам не наблюдается.

В оплавленных изломах, как и в предыдущих образцах, наблюдается значительное количество мелких пор.

В шлифе сильно пористый аггломерат, сложенный магнетитом.

Изредка наблюдаются мельчайшие прожилки буроватого шлака.

Аггломерат № 6.

Оплавленный аггломерат с редкими участками слабо сцементированной руды. В изломе серо-стального цвета с мелкими порами.

В шлифе основная масса магнетита. В редких точках произошла кристаллизация фаялита в неясно оформленных бурых пластинках со спайностью и прямым погасанием.

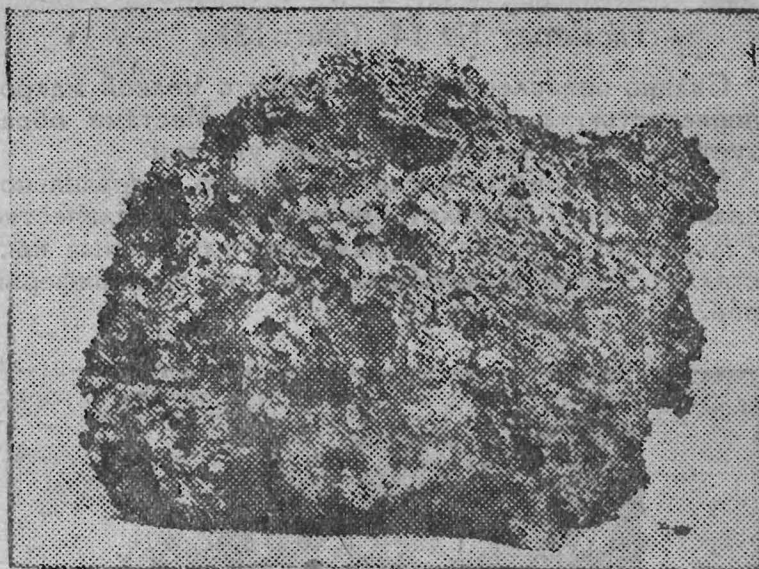
Фаялита по площади около 4—5%.

Аггломерат № 7. (фиг. 11)

Аггломерат оплавлен неравномерно. Встречаются участки с чрезмерно сильным оплавлением, наряду с участками слабо сцементированной руды. В сильно оплавленных участках микропористость почти отсутствует. Между тем как в нормально оплавленных она сильно развита.

Шлиф состоит из сплошного магнетита с большим количеством пор. Фаялита не встречено.

Таким образом, шлиф был взят, по всей вероятности, из слабо оплавленных участков.

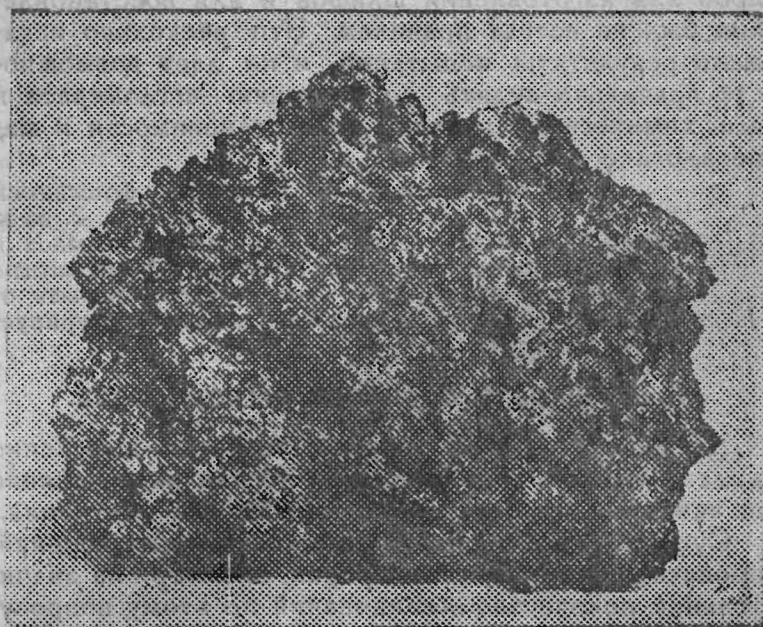


Фиг. 11

Аггломерат № 9. (фиг. 12)

Сильно оплавленный аггломерат с участками нормально оплавленного. Характеристика нормально и сильно оплавленных участков аналогична аггломерату № 7.

В шлифе основная масса представлена магнетитом в виде непрозрачной черной массы, среди которой рассеяны мелкие кристаллики бурого фаялита. Более крупные участки фаялита имеют хорошую спайность и прямое погасание. Часто фаялит образуется по периферии пор, имеющих в большом количестве. Содержание фаялита около 16% (по площади шлифа).



Фиг. 12

Аггломерат № 12.

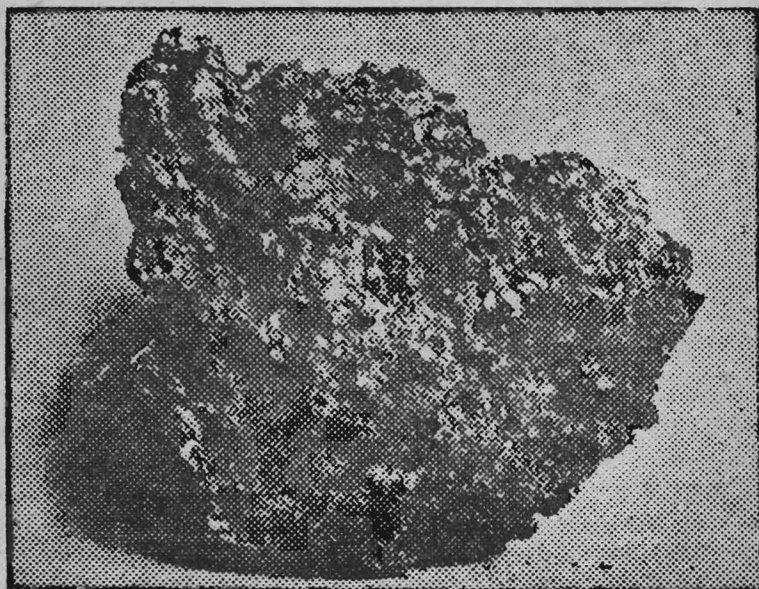
Оплавленный аггломерат с сильно развитой, но значительно более мелкой, чем у образцов № 6-10 пористостью. В изломе видны тонкие стенки со слабо выраженной микропористостью. Цвет светло-серый, матовый.

В шлифе основная масса неправильных зерен магнетита, сцементированных узкими каемками совершенно черного шлака. Файялита имеется в количестве около 11%, распределенного неравномерно.

Аггломерат № 14. (фиг. 13)

Сильно оплавленный аггломерат с мелкой макропористостью и тонкими стенками. Местами образует малопористые оплавленные участки.

Шлиф состоит из магнетита. Много неправильно-овальных пор. Файялит, имеющийся в количестве 7%, развит в неясно оформленных удлинённых кристаллах, часто образующих оторочку по периферии пор.



Фиг. 13

Сравнивая описание аггломератов с описанием шлифов, а также с результатами испытаний на восстановимость, можно прийти к выводу, что отбор проб для изготовления шлифов и для восстановления был не всегда правилен. Это несколько искажало результаты испытаний и не дает возможности правильно судить по описанию аггломерата и его химическому анализу о восстановимости и минералогическом составе.

Примечание: 1. Привести фотоснимки шлифов не представлялось целесообразным, т. к. из-за малого количества светлых прозрачных минералов в аггломерате фотоснимок был простым черным пятном. 2. Гематит в проходящем свете трудно отличать от магнетита, поэтому в описании шлифов фигурирует только магнетит.

II. Сущность процесса аггломерации.

Целью настоящего раздела является выяснение ряда факторов, оказывающих то или иное влияние на качество аггломерата в процессе его получения.

Сущность всех физико-химических превращений, происходящих при аггломерации, несмотря на значительное количество исследований по этому вопросу, еще окончательно не выяснена.

Проф. Соколов¹³⁾ считает, что спекание обязательно образованию кремнекислых соединений железа (в частности файялита — $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$), являющихся цементом, склеивающим отдельные зерна руды. Кроме того, по его мнению, имеет значение и слипание частичек Fe_3O_4 в силу их роста при окислении в

Fe_2O_3 . Исходя из того, что файялит трудно восстановить, проф. Соколов делает вывод о целесообразности такого процесса, при котором не получалось бы условий благоприятных для образования файялита, а происходило только слипание зерен магнетита при окислении его в гематит.

Если принять такое объяснение, можно прийти к выводу, что аггломераты, не имеющие в своем составе гематита и бедные кремнеземом, не могут иметь хорошей механической прочности. Результаты наших опытов и опытов самого проф. Соколова¹⁴⁾ по спеканию богатых магнитных железняков, а также последняя работа Днепропетровского института металлов¹⁵⁾ по спеканию богатых криворожских руд, опровергают такое положение. При соответствующих термических и физических условиях, из руд с содержанием 60-68% Fe и 2-5% SiO_2 , получается хороший прочный аггломерат, содержащий 20-30% FeO и в шлифе не обнаруживающий файялита.

Schwartz G. M.¹⁶⁾ считает, что наиболее важным процессом при аггломерации является плавление руды с последующей кристаллизацией.

Такого же мнения придерживаются Luypen и Kraeber¹⁷⁾.

Keugh¹⁸⁾ предполагает, что аггломерат является продуктом начинающегося плавления и что процесс должен представлять из себя наименьшую степень плавления, способную связать материал.

Endeil¹⁹⁾ связывает процесс окускования порошковых руд с процессом перекристаллизации без процесса плавления.

Ростовцев С. Т.²⁰⁾ полагает, что при нормальных условиях основой спекания является перекристаллизация. По его мнению образование при аггломерировании небольших количеств жидкой фазы может обеспечить успешное прохождение процесса перекристаллизации. Если в силу каких либо причин количество жидкой фазы растет (бедная руда), то в таком случае это ведет к полному расплавлению материалов.

Обратимся к температурным условиям процесса аггломерации.

H. Wandeborn²¹⁾ при спекании клинкера цемента с 4% кокса и 10% воды, определил температуру в 1500°C. Этот же автор определял температуры: при спекании цинковой обманки 1150-1400°C; пирита—1300-1500°C и цемента—1350-1600°C.

Luypen и Kraeber¹⁷⁾ при аггломерации в опытной чаше криворожской руды с расходом кокса от 5 до 10%, определили температуру спекания в 1400-1450°C и в некоторых случаях даже 1570-1600°C. По мнению этих авторов температура в середине спекательного аппарата выше 1500°C.

Ростовцев С. Т. и Мееров²²⁾ при аггломерации

¹⁴⁾ Проф. Соколов И. А. и инженер Паско. Аггломерация концентратов руд Темир-Тау. Отчет Сиб. инст. металлов за 1934 г.

¹⁵⁾ Аггломерация криворожских железных руд. Домез № 11-12, 1934 г.

¹⁶⁾ Schwartz G. M. Железорудные аггломераты. Сборник статей по аггломерации железных руд выпуск Механобра 1934 г.

¹⁷⁾ Luypen und Kraeber. Исследования по аггломерации железных руд. Сборник статей, издание Механобра, 1934 г.

^{18, 19, 20)} Ростовцев С. Т. Аггломерация криворожских железных руд. Домез № 11-12, 1934 г. стр. 31-32.

²¹⁾ H. Wandeborn. О физических и термических основах аггломерации. Домез № 6, 1934 г. и metall und Erz № 1, 1934 г.

²²⁾ Ростовцев С. Т. и Мееров. Аггломерация криворожских железных руд. Домез № 11-12, за 1934 г.

¹³⁾ Проф. Соколов И. А. Сырые материалы доменной плавки. Часть 1, 1934 г., стр. 116.

богатой криворожской руды нашли температуру 1300-1500°.

На основании вышеизложенного можно вывести заключение, что температура, развиваемая при аггломерации в нормальных условиях, порядка 1300-1500°C.

Как же ведут себя при этих температурах основные компоненты (минералы) руды?

Местные магнитные железняки, согласно петрографических исследований, имеют в своем составе основную массу Fe_3O_4 и только частично Fe_2O_3 . Пустая порода состоит главным образом из хлорита и диопсида. В процессе аггломерации за счет восстановления и разложения минералов образуются FeO и $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$.

По температурам плавления указанных составляющих имеются следующие данные:

Fe_3O_4 — 1538°C; FeO — 1377°C.

Fe_2O_3 — 1560°C; $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ (файялит) — 1255° (по данным технической энциклопедии).

$\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$ (диопсид) — 1391°C²³⁾

$\text{H}_8(\text{Mg} \cdot \text{Fe})_5\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{18}$ (хлорит) температура плавления неизвестна.

Таким образом из всех компонентов, исходных и образующихся, только магнетит и гематит не плавятся в интервале температур спекания, все же остальные компоненты в этом интервале плавятся.

В процессе аггломерации большинство исходных минералов разлагаются, образуя ряд легкоплавких эвтектик, имеющих значительно более низкие температуры плавления:

1. Диопсид в присутствии небольших количеств закиси железа значительно снижает температуру плавления. Система: CaSiO_3 — FeSiO_3 имеет минимальную температуру плавления 1030°; система MgSiO_3 — FeSiO_3 —1300-1450°. Температура плавления CaSiO_3 —1540°; MgSiO_3 —1557° и FeSiO_3 —1150°²⁴⁾. Таким образом с присоединением закиси железа температура плавления диопсида снижается до 1000 - 1200°.

2. Температура плавления хлорита нам неизвестна. Система MgO — SiO_2 — Al_2O_3 имеет минимальную температуру плавления 1361° C²⁵⁾. Присутствие же FeO безусловно снижает температуру плавления не менее как на 100--200°.

3. Система FeO — Fe_3O_4 дает эвтектику с температурой плавления 1300°. (H Schenck и Hengler²⁶⁾).

По другим источникам эта температура ниже — около 1200°.

4. Система FeO — $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ также способна давать эвтектики. По диаграмме проф. Селиванова²⁷⁾ минимальная температура плавления системы около 1130°, в присутствии же небольших количеств CaO и особенно Al_2O_3 температура плавления опускается до 900° и ниже.

5. Возможность существования эвтектики Fe_3O_4 — $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ подтверждается исследованиями Schwatz²⁸⁾. Эта эвтектика должна иметь температуру плавления ниже таковой для файялита, т. е.

²³⁾ Проф. Заварицкий. Физико-химические основы петрографии. изд. 1926 г., стр. 135.

²⁴⁾ Проф. Заварицкий А. Н. Физико-химические основы петрографии, изд. 1926 г. ст. 136.

²⁵⁾ там же ст. 149.

²⁶⁾ Ростовцев С. Т. Аггломерация криворожских руд. Домез № 11-12, 1934 г., стр. 22.

²⁷⁾ Проф. Селиванов. Производство губчатого железа. Сборник статей стр. 110.

²⁸⁾ Schwatz G. M. Гипромез № 1, 1934 г., стр. 82.

1255°. Таким образом из рассмотрения перечисленных систем видно, что таковые даже при сравнительно невысоких температурах способны давать некоторое количество легкоплавкой жидкой фазы. При более высокой температуре все компоненты будут плавиться. В процессе проведения опытов спекания руды с 8% горючего мы наблюдали полное расплавление шихты.

На ход аггломерационного процесса оказывают огромное влияние физические и минералогические качества руды.

1. Чем беднее руда и более легкоплавка пустая порода, тем процесс оплавления идет быстрее и при меньшем расходе горючего.

Из бедной руды с легкоплавкой пустой породой нельзя получить гематитового аггломерата, а только оплавленный.

Такой вывод подтверждается фактом получения оплавленных аггломератов из одного возврата с низким расходом горючего (3%), в силу того, что образовавшиеся при первом спекании легкоплавкие эвтектики при вторичном спекании плавятся при более низкой температуре.

2) В процессе спекания в первую очередь плавятся (размягчаются) более мелкие фракции руды, в силу более тесного перемешивания с пустой породой, а также и потому, что нагрев их до температуры плавления идет быстрее нежели крупных фракций. Этим можно объяснить тот факт, что крупные кусочки руды при нормальных условиях не спекаются.

3. Более прочный гематитовый аггломерат можно получить только из мелких фракций руды. Крупные фракции требуют повышенной температуры для своего прогрева (при скоростях спекания соответствующих промышленным условиям), при которой мелкие фракции и поверхность более крупных кусочков будут плавиться и аггломерат получится оплавленным. Гематитовый аггломерат, полученный из руды, содержащей крупные фракции, будет весьма рыхлым.

4. Аггломерат из богатой руды с малым количеством SiO_2 можно и нужно получать с повышенным расходом горючего, т. к. для спекания богатой руды требуется более высокая температура; образование файялита не будет иметь большого значения из-за его малого количества; выход аггломерата и его прочность повысятся.

5. Окись железа при температуре спекания, в присутствии углерода и наличии в газовой фазе даже небольших количеств CO , полностью восстановится до Fe_3O_4 .

При малом количестве горючего, медленном ходе процесса и большом избытке кислорода с понижением температуры Fe_3O_4 будет снова окисляться до Fe_2O_3 , т. е. гематит в аггломерате только вторичного происхождения, что подтверждает проф. Соколов²⁹⁾ и Schwatz³⁰⁾.

6. Перекристаллизация до температур плавления безусловно имеет место, но она не имеет, по нашему мнению, самостоятельного значения при аггломерации железной руды и не исключает факторов плавления.

²⁹⁾ Проф. Соколов. Сырые материалы доменной плавки Часть 1, 1934 г.

³⁰⁾ Железорудные аггломераты, сборник статей изд. Лиханобра 1934 г.

Таблица 12

№ аггло-метра	Степень измел. руды				Степ. изм. кокс. мел.				Состав шихты				Увлажнение		Высота слоя ших-ты	Разряжение						Продолжи-тельность спекания	Примеча-ние
	—5+3 мм.	—3+1 мм.	—1+0,5 мм.	—0,5 мм.	—5+3 мм.	—3+1 мм.	—1+0,5 мм.	—0,5 мм.	Постель в %	Руда в %	Возврат в %	Кокс в %	По макс. процн.	Факт добав.		Начало	5 мин.	10 мин.	15 мин.	20 мин.	Конец спек.		
1	26,2	32,4	8,4	33,0	—	—	—	—	13,0	74,0	13	5,0	6,0%	6%	220	360	330	260	205	170	150	28 м.	Повышенные разряжения в конце процесса некоторых опытов объяс-няются тем, что разряжение измеря-лось не под решеткой, а в трубе га-зоотсоса за коленом.
2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	350	300	230	180	145	25 „		
3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	350	330	300	280	250	175	28 „	
4	—	—	—	—	—	—	—	—	12,5	75,0	12,5	5,0	—	—	170	360	320	240	200	—	180	16 „	
5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	380	340	300	210	—	180	17 „	
6	28,7	38,4	15,6	17,3	26,5	35,6	22,1	15,8	13,0	74,0	13,0	6,0	5,0	5,0	210	340	310	230	170	160	150	30 м.	
7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	370	350	240	175	165	160	30 „	
8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	360	310	275	200	180	140	25 „	
9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	360	340	300	240	200	170	25 „	
10	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	360	360	335	280	200	170	25 „	
11	30,4	28,5	12,4	28,7	—	—	—	—	12,5	75,0	12,5	7,0	7,0	7,0	170	350	265	100	50	—	50	15 м.	
12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	380	320	200	75	—	75	15 „	
13	—	—	—	—	—	—	—	—	12,5	75,0	12,5	8,0	—	—	170	380	280	165	45	—	45	15 м.	
14	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	380	305	220	80	—	60	17 „	

Таблица 13.

№ аггло- метра	Расх. кокс. мелочи	Анализ аггломерата			Выход аггломерата			Испытание на сбрасывание						Пористость			Восстановимость			
		Fe общ.	FeO	SiO ₂	+12 м.м.	-12+ +6 м.м.	-6 м.м.	Вес про- бы	Ситовый анализ					Ист. уд. вес	Насып. уд. вес	Порист. в %	По поте- ре веса в %	По хим. анализу в %	Fe мет	Выд. слж. „ в %
									+12	-12+ +6	-6+3	-3-1	-1							
1	5	61,24	19,96	7,34	63,7	10,9	17,1	29,35	48,4	13,9	18,1	12,9	6,7	4,54	1,58	65,2	66,4	63,8	40,2	2,86
2	—	60,58	17,94	7,42	66,9	12,7	15,6	24,16	55,85	13,7	15,0	10,7	4,75	4,55	1,63	64,2	73,0	70,7	45,0	3,65
3	—	60,27	14,89	8,00	60,5	14,9	20,7	21,31	58,2	12,5	15,5	5,2	8,6	4,50	—	—	72,4	66,5	41,6	0,22
4	—	59,61	18,64	8,22	61,3	15,4	20,8	25,15	64,2	15,3	10,9	6,6	3,0	4,47	1,48	67,0	69,3	64,5	41,7	0,37
5	—	60,50	17,74	8,28	54,8	15,7	26,5	21,91	50,3	14,5	16,0	12,4	6,8	4,54	1,49	67,0	66,0	62,5	40,0	1,29
6	6	56,42	20,54	9,56	77,6	8,7	7,9	33,0	80,70	—	—	—	—	4,60	—	—	35,5	33,0	8,0	0,04
7	—	55,27	23,92	11,49	79,1	8,0	7,9	13,0	71,7	12,1	8,7	5,4	2,0	4,42	1,73	61,0	58,7	67,0	36,0	0,52
8	—	53,97	18,96	11,76	81,5	6,0	7,5	22,5	72,8	12,5	8,6	4,8	1,25	4,35	1,70	61,0	61,5	57,8	29,0	1,42
9	—	57,74	21,04	—	74,3	8,7	12,0	20,0	76,5	10,9	6,6	4,3	1,7	4,52	1,74	61,5	34,5	30,3	13,4	1,90
10	—	58,61	24,18	—	82,5	5,6	6,9	27,20	79,9	9,4	5,7	3,4	1,6	4,54	1,60	64,7	55,3	55,4	29,9	5,65
11	7	63,89	23,79	3,96	61,3	12,6	23,9	24,52	51,4	17,3	14,4	10,0	6,9	4,67	1,81	61,3	57,6	53,8	34,9	0,14
12	—	65,77	30,06	3,52	57,5	16,3	22,8	23,0	55,3	23,3	11,8	6,0	3,6	4,86	1,86	61,7	56,9	51,9	34,2	0,04
13	8	64,54	34,33	5,48	68,9	12,4	14,4	27,58	60,0	17,1	11,3	7,1	4,5	4,87	1,9	61,0	39,7	34,5	19,20	0,23
14	—	67,48	32,76	3,68	67,3	10,8	18,5	26,94	52,0	20,1	12,7	7,7	7,5	4,94	1,86	62,3	33,3	29,0	14,2	0,02

IV. Выводы.

1. Лучший аггломерат из малосернистых руд и концентратов Темир-Тау—это аггломерат оплавлен-
ный, полученный при невысоком расходе горючего⁸¹⁾

Примечание: Степень удаления серы при аггломерации с разным расходом горючего нами не изучалась. Поэтому пункт 1-й относится только к рудам малосернистым.

81) В последующих опытах, результаты которых еще не опубликованы, при спекании шихты с 2—2,5% S получены умеренно оплавленные аггломераты с 0,05—0,1% S, обладаю-
щие максимальной прочностью и пористостью.

2. Испытание аггломерата на механическую проч-
ность производить путем трехкратного сбрасыва-
ния на металлическую плиту с высоты 2 метров.

Остаток аггломерата после сбрасывания на сите
12 мм. должен быть не ниже 70%⁸²⁾ мелочи ниже 3 мм
не более 7-8%⁸³⁾.

3. Аггломерат должен иметь общую пористость
подсчитанную по насыпному весу, не ниже 61%⁸⁴⁾.
Лучшим по пористости нужно считать аггломерат
мелкопористый.

4. Выход аггломерата от веса сухой шихты дол-
жен быть не ниже 80%⁸⁵⁾.

5. Расход горючего должен подбираться с расчетом получения аггломерата, удовлетворяющего основным условиям по прочности пористости и выходу. Согласно нашим опытам этим условиям соответствует расход горючего 5—7% (или 4,0—5,5% углерода).

6. Закись железа (FeO) в характеристике качеств аггломерата не имеет самостоятельного значения. Аггломерат, удовлетворяющий условиям по прочности, пористости и выходу, будет содержать нормальное количество FeO (16—25%).

7. Определение восстановимости аггломерата в производственных условиях сопряжено с большими трудностями; поэтому этот фактор вводить в условия не следует.

При соблюдении условий по пористости и прочно-

сти аггломерат будет иметь восстановимость не ниже 50—60%, что является достаточным.

8. Оптимальная влажность для каждой шихты должна подбираться, исходя из максимальной газопроницаемости, определяемой по максимальному объему, или же специальными приборами.

9. Высота слоя шихты, скорость движения аггломеранта и режим разряжения в вакуум камерах должны подбираться опытным путем непосредственно на ленте, с расчетом получения максимальной скорости спекания.

Соблюдение всех перечисленных условий даст, по нашему мнению, возможность аггломерационной фабрике иметь высокую производительность и дешевый аггломерат, а доменному цеху получать хороший аггломерат в достаточном количестве.

Сталеплавильный отдел

Инж. Н. Р. Лаптев

Центральная лаборатория КМК

Опыт статистической обработки паспортов осевых плавков

I. Методика обработки

Очень важным подспорьем при изучении сложных производственных процессов является статистическая обработка поплавочных паспортов, так как на основании большого количества наблюдений, собранных в них, можно установить закономерности и связи между отдельными факторами производства, которые трудно уловить при исследованиях, охватывающих небольшое количество плавков. Металлургический процесс получения готового фабриката представляет собою сложное явление с большим количеством переплетающихся факторов, среди которых имеются положительные и отрицательные, энергичные и слабодействующие.

Ввиду малого распространения статистических методов работы среди металлургов исследователей, мы сообщим вначале предварительные общие сведения по этому вопросу с тем, чтобы лучше разобраться в последующих материалах и выводах.

Возьмем пример: выход годной осевой заготовки от осмотренной меняется для отдельных плавков весьма значительно: почти от 20 до 90%. Если нанести эти выходы на диаграмму в виде отдельных точек в сопоставлении с каким-либо фактором, влияние которого предполагается установить, то в большинстве случаев эти точки лягут беспорядочно и при осмотре диаграммы первое впечатление будет такое, что связи между рассматриваемыми величинами нет. (См. диаграмму 23, где на оси ординат нанесены выходы годного, а на оси абсцисс температура металла на желобе).

Это происходит потому, что помимо температуры металла при выпуске из печи имеется большое коли-

чество других факторов, которые в общей совокупности решают судьбу той или иной плавки.

Удачная комбинация положительных влияний дает высокий выход, и обратно—неблагоприятная комбинация—малый выход. Естественно при этом, что особенно значительное влияние оказывают энергично действующие факторы. Они же представляют наиболее опасные подводные камни для правильных статистических выводов. Действительно: систематическое изменение во времени в одну сторону сильно действующего фактора, при случайном совпадении с односторонним изменением другого, более слабого, может дать впечатление, что второй фактор и обусловил изменение исследуемой величины, особенно, если первый почему-либо не учитывался.

Поэтому для правильной постановки статистических исследований нужно охватить возможно шире данный процесс, а также знать динамику и направление в изменении производственных факторов в течение времени, так как иначе причину изменения исследуемой величины можно отыскать не в том месте, где это следует.

Это особенно может иметь место в случаях резких переломов в производстве, когда систематически изменяется в определенном направлении ряд производственных факторов.

Имея данные наблюдений с большим рассеиванием, следует далее установить, имеется ли все же между исследуемыми величинами какая-либо зависимость, или ее совершенно нет. Для таких определений разбиваем весь материал на группы по той величине, влияние которой мы предполагаем установить (в нашем примере температура металла на

желобе) и для каждой группы определяем среднеарифметическое значение выходов. Если эти среднеарифметические значения колеблются около горизонтальной прямой и не обнаруживают отчетливо выраженной тенденции к увеличению или снижению при различных значениях независимого фактора, мы вправе считать, что две исследованные величины независимы друг от друга.

В противном случае эта зависимость существует.

Здесь имеет существенное значение количество материала, с которым мы оперируем, так как с увеличением его увеличивается точность и уменьшаются размеры колебаний групповых средних значений от истинного группового среднего, которое было бы получено при очень большом количестве наблюдений.

В том случае, если две рассматриваемые величины находятся в однозначной функциональной связи и больше никаких добавочных факторов нет (например, математические выражения $y = f(x)$), то каждому значению одной величины (x) будут соответствовать определенные значения другой (y) и все точки с переменными координатами (x, y) лягут на какой-то линии.

В случае линейной зависимости вида $y = ax$, эти точки расположатся на прямой, проходящей через начало координат под некоторым углом. В том случае, когда (y) представляет собой сложную функцию от целого ряда переменных величин $x_1, x_2, x_3, x_4 [y = f(x_1, x_2, x_3 \dots X_n)]$ к тому же зависящих часто друг от друга; если при этом x_1, x_2, x_3 могут принимать самые разнообразные и произвольные значения, то при построении точечной диаграммы отдельных значений (y) в зависимости только от одного (X_n), без учета изменения остальных x -ов, при условии, что они также изменяются, мы будем получать рассеянные точки. Степень этого рассеивания будет зависеть от других значений X_n и их влияния на величину функции.

Так как вида функции $y = f(x_1, x_2, x_3 \dots X_n)$ мы, как правило, в исследованиях такого рода не знаем, не знаем даже часто всех независимых переменных, то остается хотя бы приблизительно определить роль каждого из независимых переменных X_n .

Здесь следует указать, что влияние того или иного фактора может быть также переменным в зависимости от случайных совпадений условий, определяющих, это влияние. В силу этого характер функции $y = f(x_1, x_2 \dots X_n)$ становится весьма неопределенным и можно думать, что в общем виде эта функция едва ли может быть представлена в виде математического выражения.

Как видим степень связи между исследуемыми величинами может быть весьма различна.

Оценка этой связи дает, так называемый, коэффициент корреляции.

Однако предварительно следует указать на некоторые другие понятия, которые характеризуют исследуемый нами вопрос. Переменные величины, определяющие производственный процесс (X_n), которые мы наблюдаем и изучаем, принимают различные значения или по произволу руководителя процесса, или в силу определенным образом складывающейся производственной обстановки и часто имеют черты случайности. Чем же все-таки характеризовать эти величины?

В качестве такой характеристики принимают:

(а) среднеарифметическое значение, б) частность, в) рассеянность, и как меру ее, линейное отклонение или среднеквадратичное отклонение.

Под частностью понимается следующее: сравниваемые величины могут иметь одно и то же среднеарифметическое значение и в то же время весьма различно характеризовать процесс. Пусть, например, два завода работают в различных условиях:

первый завод имеет установившийся процесс и благодаря этому работает на шлаках с мало-колеблющейся основностью (среднеарифметическое значение CaO в шлаке— 42% , макс. 46% , мин. 39%);

второй завод работает на шлаках, средняя основность которых составляет 42% , но колебания бывают от 35% до 50% .

Характеристику этого различия может дать диаграмма частот. Она получается следующим способом.

Сумма всех встречающихся значений принимается равной 100% . Вся область встречающихся значений исследуемой величины разбивается на ряд равных интервалов, для каждого из которых находится количество представителей данной величины, выраженное в процентах к общему числу встречающихся значений.

После этого строится диаграмма, в которой на оси абсцисс откладываются встречающиеся значения исследуемой величины, а на оси ординат частота выраженная в процентах. Тип диаграммы для двух указанных выше примеров будет иметь вид приведенный на рисунках 1 и 2, из которых видно, что несмотря на одинаковые средние значения, характер процесса на обоих заводах различен.

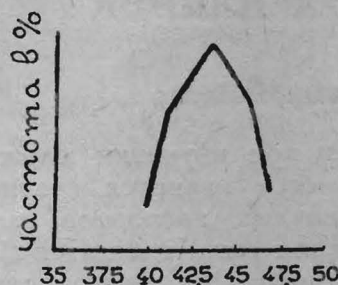


рис. 1

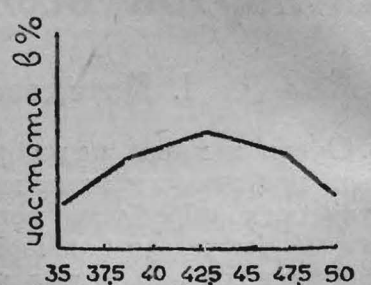


рис. 2

Кроме такого наглядного представления, выраженного в диаграммах частот, степень рассеивания может быть выражена особыми коэффициентами, которые называются средним линейным отклонением или средним квадратичным отклонением.

Под линейным отклонением для одного случая принимается разность между среднеарифметическим значением всей совокупности встречающихся значений и данным отдельным случаем.

Например: среднеарифметическое значение CaO в шлаке— 42% .

Для шлака, содержащего 46% CaO , имеем линейное отклонение $46 - 42 = +4$.

Среднеарифметическое абсолютных значений этих линейных отклонений дает среднее линейное отклонение, которое и будет характеризовать степень рассеивания данной величины.

Среднее квадратичное отклонение для разбираемого примера мы получим, если возведем в квадрат все отдельные встречающиеся отклонения от среднеарифметического значения, затем найдем среднеарифметическое квадратов этих отклонений, а затем извлечем квадратный корень. Последняя величина менее наглядна как мера рассеивания, однако она встречается в некоторых формулах тео-

рии вероятностей и потому имеет большое распространение.

Вернемся теперь к коэффициенту корреляции.

Если мы для данной системы рассеянных точек найдем среднеарифметические значения по отдельным группам и затем по ним проведем линию (предположим прямую), то угол наклона этой линии, что дает наглядное представление о значении данного фактора на изменение исследуемой величины, будет определяться выбранным масштабом. Отсюда следует, что для сравнения роли различных факторов должны быть взяты такие масштабы, которые позволили бы сравнивать между собою влияние исследуемых величин.

За единицу масштаба по этим соображениям берется среднеквадратичное отклонение. Действительно: если для данной системы разбросанных по диаграмме точек мы возьмем за единицу масштаба по обеим осям величину среднеквадратичных отклонений, то форма расположения точек изменится так, что все они будут располагаться (приблизительно) в пределах окружности, тогда как до такого преобразования они давали растянутую фигуру. Эту форму в расположении точек примут различные диаграммы (например, сопоставление а-б, а-в и а-г) и, следовательно, они становятся сравнимыми в отношении влияния величин „б“, „в“ и „г“ на величину „а“.

Далее начало координат переносится в точку среднеарифметического значения обеих рассматриваемых величин (рис. 3, 4, 5).

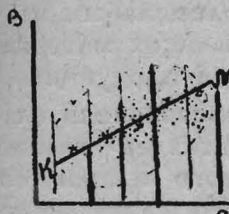


рис. 3

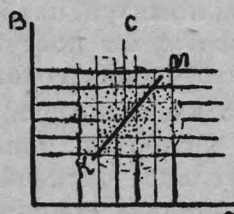


рис. 4

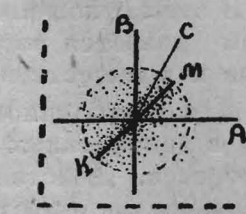


рис. 5

Положение линии KM, проведенной по среднеарифметическим значениям, как видно из схематических рисунков, изменится, причем углы наклона их могут быть сравнимы для различных систем и это дает основание для сопоставления влияния различных факторов (б, в и г) на исследуемую величину (а). В том случае, когда прямая KM будет иметь горизонтальное расположение, мы можем говорить об отсутствии зависимости между исследуемыми величинами.

В случае линейной зависимости, выражающейся уравнением вида $y = ax$, т. е. при полной достоверности наступления определенной величины „у“ при заданном значении (X)—эти точка, а, следовательно, и прямая расположится под углом 45° и будет иметь вид, представленный на рисунке 6.

Числовым выражением вышеприведенных соотношений является коэффициент корреляции, определение которого сводится к следующему.

Пусть имеются точки $A_1, A_2, A_3, A_4...$ определенным образом расположенные по отношению к осям координат $x-y$, центр которых переведен в точку среднеарифметических значений (рис. 7).

Пусть далее величина среднеквадратичных отклонений по оси x -ов будет S_x и по оси y -ов— S_y .

Координаты точек $A_1, A_2, A_3, A_4...$ пусть будут соответственно $(x_1, y_1), (x_2, y_2), (x_3, y_3)$ и т. д.

Эти координаты будут определять в тоже время отклонения точки A_1, A_2, A_3 и т. д. от среднеарифметических значений, так как оси x -ов и y -ов проведены через среднеарифметические значения.

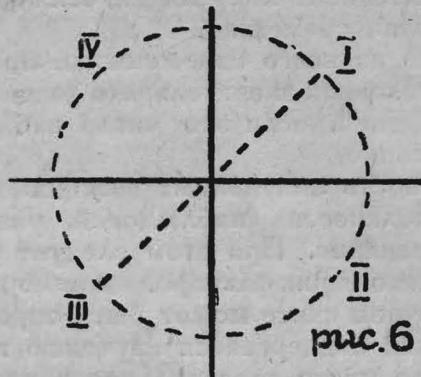


рис. 6

Величины $\frac{x_1}{S_x}, \frac{x_2}{S_x}, \frac{x_3}{S_x}$ и $\frac{y_1}{S_y}, \frac{y_2}{S_y}, \frac{y_3}{S_y}$ будут характеризовать те же отклонения, но в масштабе среднеквадратичных отклонений.

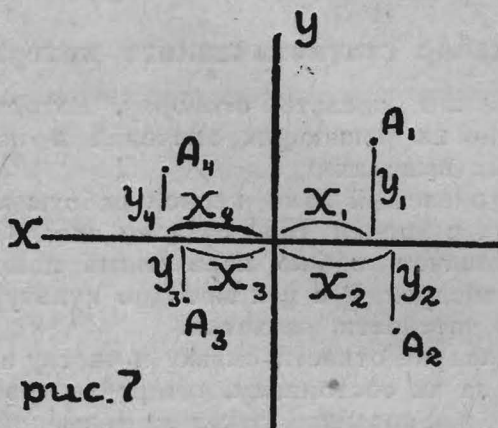


рис. 7

В качестве меры корреляции берется среднеарифметическое значение произведения этих отклонений.

Таким образом коэффициент корреляции

$$r = \frac{(x_1 \cdot y_1) + (x_2 \cdot y_2) + (x_3 \cdot y_3) + \dots + (x_n \cdot y_n)}{N \cdot S_x \cdot S_y} = \frac{\sum x_n y_n}{N S_x S_y}, \text{ где } N \text{—общее число точек.}$$

Коэффициент корреляции меняется от 0 при полном отсутствии зависимости до +1 или —1 при полной достоверности. Промежуточные значения указывают степень связи.

Однако, подходя к вопросу таким образом, мы можем иногда затушевывать действительную картину, если например, наша зависимость выражается так, что кривая проведенная по среднеарифметическим значениям имеет максимум или минимум (рис. 8).

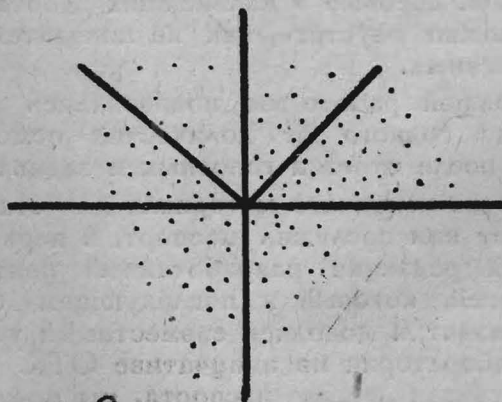


рис. 8

Для таких случаев, нам кажется, будет разумным найти 2 коэффициента корреляции для обеих ветвей кривой, рассматривая их, как самостоятельные диаграммы, так как иначе мы получили бы преуменьшенный коэффициент корреляции, если бы рассматривали обе ветви совместно.

Как видно из всего изложенного, можно изучать процесс в условиях значительного рассеяния отдельных наблюдений, если это число наблюдений достаточно велико.

Достоверность полученных выводов целиком зависит от количества наблюдений, увеличиваясь с ростом последних. При этом следует указать, что влияние привходящих факторов взаимно нивелируется и в конечном счете может быть определена роль того, который подвергается изучению при условии, если не имело место параллельное изменение и других факторов. В этом случае положение затемняется и весь материал следует уже разбивать на отдельные группы, с постоянным значением других факторов, или определять суммарную роль ряда производственных факторов.

II. Разбор статистического материала.

Мы должны сделать оговорку, которая будет иметь одно из решающих значений в наших последующих выводах.

Рассматриваемый нами период работы мартеновского цеха с апреля 1934 года по январь 1935 года представляет собою переломный момент в отношении внедрения в цех методов культурной работы и, в частности, разливки.

Сюда следует отнести смазку и чистку изложниц, контроль за их состоянием, внедрение промежуточных корыт при разливке, отказ от применения швеллеров, как подкладок при разливке и проч.

Это обстоятельство всегда необходимо учитывать и рассматривать материал данного периода, как неоднородный в отношении одного из основных факторов (условий разливки), который к тому же является весьма энергичным.

К сожалению, тонкости и детали разливки не получили достаточно полного отражения в паспортах, так как они требуют дополнительных и весьма тщательных наблюдений, которые в массовом масштабе не были поставлены.

В настоящей работе, как в первой из цикла последующих более углубленных, и как опытной, в которой прежде всего нащупываются методы работы, мы не затронули ряда существенных вопросов, связанных, главным образом, с изучением влияния технологических процессов на тот или иной вид брака и с другой стороны разрабатывали ряд таких направлений, которые в дальнейших работах в этой области можно опустить, как не показательных и несущественных.

В настоящей работе мы пользовались данными по выходу годного от количества осмотренных блюмсов, после отрезки головных и задних концов.

В качестве исходного материала для статистических работ нам послужил паспорт, в первоначальной своей редакции разработанный центральной лабораторией, который в последующем был несколько развит и дополнен совместными усилиями ОТК и лаборатории по инициативе ОТК.

Просматривая форму паспорта, мы можем отметить ее значительную глубину и детализацию, при

которой весьма основательно охвачены все основные детали переделов.

Можно отметить однако следующие недостатки его:

1. Недостаточное внимание к вопросам подготовки состава, качеству изложниц, что, как показывает опыт работы, имеет одно из решающих значений на выход годного.

2. Отсутствие специальных граф учета, применения промежуточных корыт, сифона, тепловой головы и проч. при разливке стали.

3. Недостаточно полный и отчетливый бракераж.

4. Отсутствие замечаний по поведению металла при прокатке и по характеру применяемой калибровки.

Паспорта, в соответствии с принятой на заводе установкой, заполнялись агентами ОТК и помимо материала для статистики имеют также характер оперативного документа для непосредственного текущего контроля.

Однако паспорт пока еще не превратился в основной первичный учетный документ, что было бы также целесообразным;

Первый период введения паспортов отличался рядом недостатков, а именно: недостаточно тщательным и точным заполнением их, однако в последующем это постепенно изживалось.

Ошибки и неточности в паспорте имеют место, однако следует думать, что при достаточной массовости изучаемого материала отдельные ошибки будут взаимно нивелироваться благодаря чему значительных искажений выводов не будет.

В этом отношении, пожалуй, наиболее слабым местом является весовой учет поступающих материалов и количественная оценка готовой продукции.

Для углубленного изучения вопросов очень слабо в заполненных паспортах представлен химизм процесса. Действительно, очень много плавов совершенно не имеют анализа конечного шлака, не говоря уже о спускном, а имеющиеся анализы, как правило, неполны (FeO , MnO , CaO), благодаря чему нет возможности провести важные и интересные сопоставления в этой области.

Было бы важно также знать, хотя бы ориентировочно количество спускаемого шлака.

К моменту составления формы паспорта цеховая теплотехническая аппаратура была еще слабо представлена и потому вопросы теплотехнические в паспортах совершенно не затронуты.

В настоящее время уместно в этом отношении произвести коренное изменение и отразить эту сторону работы печей, так как иначе остается не изученным один из важнейших факторов.

Неблагополучие с осевым металлом не только на КМЗ, но и на ряде других заводов, требует продолжить изучение металла на заводах-потребителях. В настоящее время это Кузнецкий завод организует и потому дальнейшие работы подобного рода с учетом качества уже готовой оси будут представлять огромный интерес и ценность.

I. Выход годного по периодам.

Плавки, подвергнутые обработке и изучению в настоящей работе были отлиты в 1934 году, начиная с апреля по декабрь включительно.

Общее количество плавов ~250.

№ печи и плавки число 193 г.		Тонн.	% метал. шихты	Время закалки	АНАЛИЗЫ					Подготовительные ра- боты по разливке	ЗАМЕЧАНИЯ														
					С	Мп	Si	Р	S																
Металл. шихта	1. Обрезки прокат. (крепк)										t° ковша														
	2. " (мягкие)										Тип стакана														
	3. Скрап машинный .										Футеровка ковша .														
	4. " разный . . .										Смазка изложн. . . .														
	5. Чугун бой										Меры против приварив														
	6. Чугун шт. мар. . .										t° изложниц														
	7. Чугун шт. мар. . .										t° корыт														
	8. Чугун жидкий . .										Диаметр стак. корыт .														
Неметалл. шихта	Итого металл. шихты				Ванна распл.					РАЗЛИВКА															
	1. Руда железная . .				час. мин.					t° стали на желобе . .															
	2. " марганцевая .				час. мин.					t° 2 изложниц															
Доводка	3. Известняк				час. мин.					t° 11 "															
	1. Руда железная . .				час. мин.					t° 20 "															
	2. Руда железная . .				час. мин.					Налито слитков . . .															
	3. Руда железная . .				час. мин.					Налито недолитков .															
	4. Руда марг.				час. мин.					Тонн "козла"															
	5. Чугун шт. мар. . . .				час. мин.					Разъед. стакана . . .															
	6. Чугун жидкий . . .									Съедание стопора . .															
	7. Шпигель									Осмотр горячих															
	8. Ферромарганец . .									слитков															
	9. Ферросилиц. бедный									Плен															
	10. Ферросилиц. богат.									Трещин поперечн. . .															
Исправа, шлага	1. Известняк									Трещ. продол. на ребр.															
	2. Известь									Трещ. прод. на гран.															
	3. Плавиковый шпат .									Посторонн. включ. .															
	4.									Приварено пода . . .															
	5.									Забраковано слит. . .															
Операция	Завалка	Прогр. шл.		Спуск шл.		Конеч плавки	Доводка		Прекр. возд.		Прекр. газа		Дача раскис.	Выпуск		Выд. в ковш.		Разливка		Скорость мал. изл.		Время разл. слитков		Прох. до прок.	
	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.		от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.		от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.	от до прод.				

Мастер печи

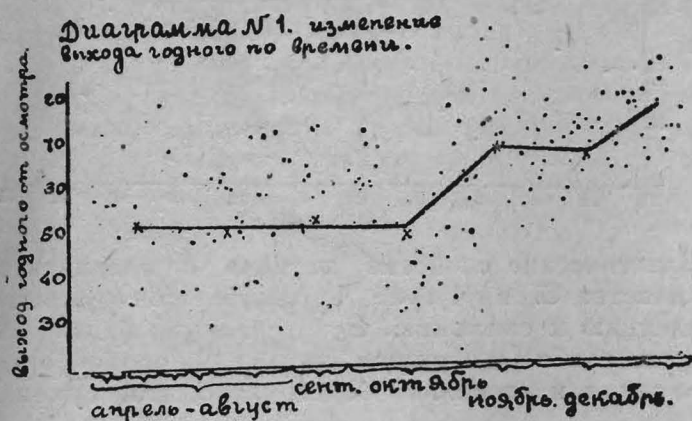
Заполнил паспорт

Мастер разливки

Проверил

На диаграмме № 1 нами представлены все они в сопоставлении с выходом годного (от осмотра), расположенные в хронологическом порядке.

Рассматривая эту точечную диаграмму и кривую, проведенную по среднеарифметическим значениям, мы можем отметить значительное улучшение в выходе годного. Переломным периодом в улучшении качества металла является ноябрь месяц.



К последним двум месяцам приурочивается ряд мероприятий по улучшению разливки и внедрению инструкции, что необходимо учитывать в наших последующих выводах.

Среди мероприятий по улучшению разливки можно указать следующее:

1. Мартеновский цех очень долго применял против приваривания слитков швеллера, забрасываемые на поддон.

Совершенно очевидно, что швеллера дают сильное разбрызгивание первой струи металла, а это дает плены на слитках и подкорковый пузырь, в результате чего брак сильно возрастает.

Сопоставления по этому вопросу приведены в таблице 1 и говорят за себя.

Т а б л и ц а 1.

Плавки отлитые с применением швеллера		Плавки отлитые без применения швеллера	
количество плавков	средний выход 1-го сорта от осмотра	количество плавков	средний выход 1-го сорта от осмотра
113	53,6	99	65,6

Кроме того швеллера склонны всплывать и дают затем грубейшие включения инородного металла в прокатанной осевой полосе.

2. Применение промежуточного разливочного корыта на два стакана снижает гидравлический напор, уменьшает скорость наполнения и разбрызгивание.

Сопоставление выхода первого сорта для плавков, разлитых с корытом и без корыта, приведено в таблице 2.

Т а б л и ц а 2.

Плавки разлитые с применением корыт			Плавки разлитые без применения корыт		
количество плавков	средний выход годного от осмотра	средняя скорость разливки на 1 состав	количество плавков	средний выход годного от осмотра	средняя скорость разливки на 1 состав
151	63,6	1 ч. 13 м.	127	51,8	1 ч. 19 м.

Горячий осмотр слитков показывает, что в случае разливки с промежуточными корытами и без швеллеров значительно снижается количество плен.

Так например: плавки отлитые без швеллеров имеют в среднем 3 пленистых слитка на состав, а плавки с швеллером—5 слитков.

Так как мы имеем целую систему параллельных мероприятий, которые в общей сложности улучшили положение, то следует оговориться, что данные таблиц 1 и 2 могут рассматриваться только как относительные показатели.

II. Шихтовка

А) В отношении шихтовки плавков нами был подвергнут рассмотрению вопрос о количестве Mn, вводимого в шихту с подразделением на Mn, поступающий из чугуна и из руды. Постановка этого разреза имела целью установить влияние Mn, вводимого в шихту как с рудой, так и с чугуном.

Данные, которые мы получили, сводятся к тому, что обычное количество Mn в шихте превышает 2%, поднимаясь до 3-3,5%. В этом интервале колебаний особой зависимости в выходе годного от изменения количества Mn в шихте не обнаруживается. При содержании Mn меньше 2% намечается как будто бы некоторое снижение в выходе 1-го сорта, но очень небольшое количество таких случаев не дает возможности сделать по этому поводу определенных выводов.

К тем же результатам приводят сопоставления между механическими свойствами металла и суммарным количеством Mn в шихте. В первом приближении можно считать, что при содержании Mn в шихте в пределах 2—3,5% обеспечивается независимость свойств металла от количества Mn.

Б) Вопрос о соотношении между количеством Mn из чугуна и из марганцевой руды остался не выясненным, так как расположение отдельных точек и их среднеарифметических значений таковы, что каких либо строго определенных выводов сделать нельзя. Видимо, можно будет говорить об отсутствии отчетливой зависимости между свойствами металла и формой вводимого Mn в тех пределах, которые обычны в практике цеха.

Т а б л и ц а 3

Числовые характеристики шихтовки по Mn

Среднее суммарное количество Mn в шихте	Среднее отношение Mn руды, Mn чугуна	Колебание Mn руды Mn чугуна	
		максимум	минимум
2,24	1,30	2,45	0,15

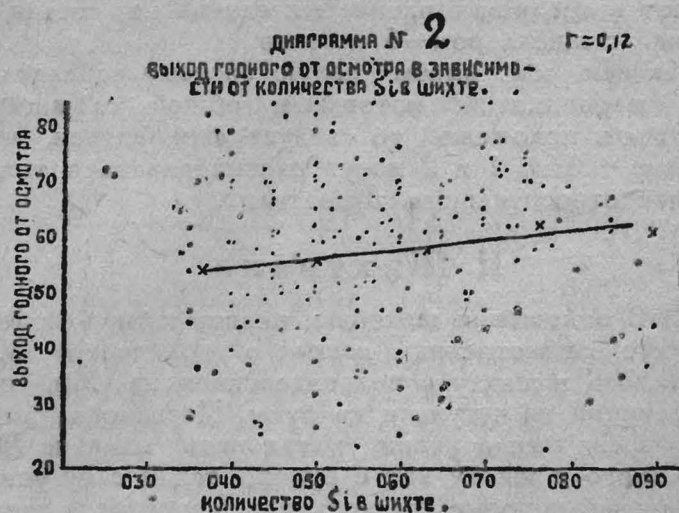
В) Следующий вопрос—это влияние Si как в составе чугунов, так и в составе шихты (см. диаграмму № 2) на свойства металла.

В пределах рассмотренных нами плавков Si в чугунах встречался от 0,3% до 1,2%-1,3%, довольно равномерно распределялся в этих интервалах, с нерезко выраженным максимумом в области 0,7—0,9%.

Количество Si во всей металлической шихте поднимается, примерно, до 0,9—0,95 при чем частота распределения Si здесь также довольно равномерна.

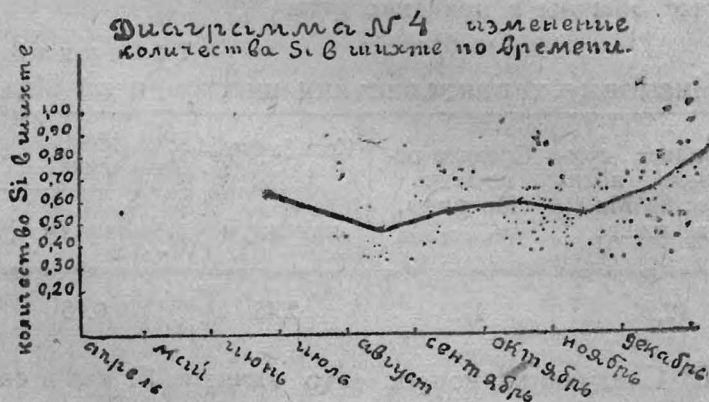
Из приводимой точечной диаграммы, в которой представлен выход годного 1-го сорта в зависимости от количества Si в шихте, как будто бы следу-

ет, что среднеарифметическое значение выходов для различных содержаний Si обнаруживают весьма ясно выраженное стремление к увеличению с увеличением количества Si.



Здесь уместно задаться вопросом—не является ли увеличение количества Si в шихте явлением, протекающим параллельно с общим увеличением в выходе осевой заготовки за счет главным образом улучшений в условиях разливки (см. выше)? Поэтому построили хронологическую точечную диаграмму № 4, из которой видно, что количество Si в шихте имеет отчетливо выраженный подъем в ноябре—декабре месяце. Подъем в летние месяцы не характерен, в виду малого количества случаев.

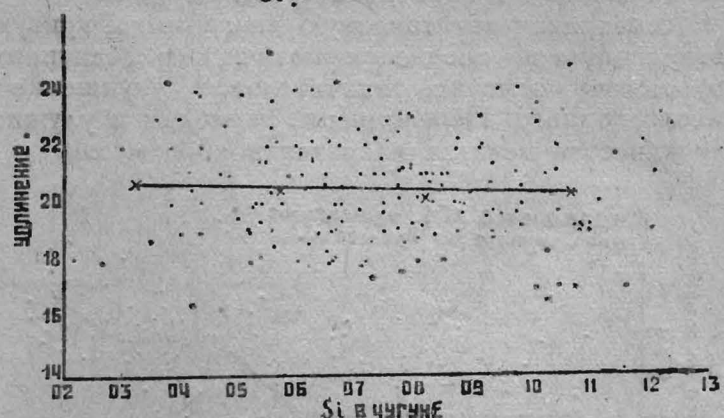
Если сравнивать эту диаграмму с изменением общего выхода годного (см. диаграмму № 1), то получаем весьма родственный характер обеих кривых. Такое совпадение может быть в двух случаях: или мы имеем особенно сильное, положительное и доминирующее, в сравнении с другими факторами, влияние Si в чуугуне в шихте на выход годного, что допустить невозможно, или же мы имеем простое совпадение одинаково направленных изменений нескольких независимых факторов, благодаря чему можно ошибочно приписать Si значение, которое он фактически не имеет.



Если вспомнить сделанные выше указания, что ноябрь месяц характеризуется резким переломом и в то же время характеризуется подъемом содержания Si в чуугуне, то следует заключить, что первому фактору, а не второму следует приписать положительное влияние.

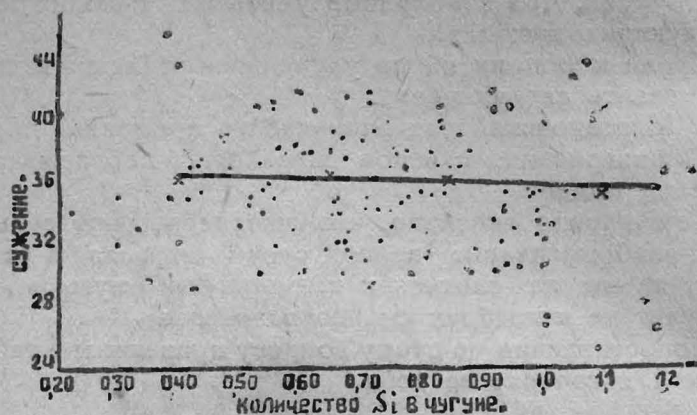
Таким образом, несмотря на полученные нами выше результаты, влияние Si остается невыясненным и подлежит дальнейшему изучению при условии устранения вышеотмеченного параллелизма, что и будет сделано в последующих работах.

ДИАГРАММА № 5
Удлинение в зависимости от содержания Si в чуугуне.



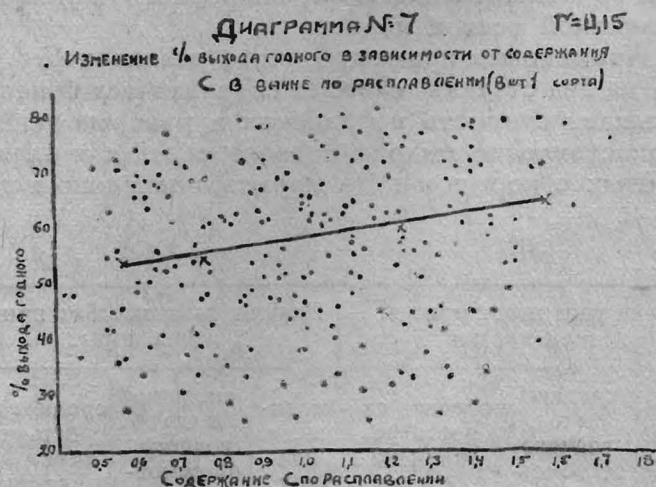
Пластические свойства металла с увеличением количества Si в чуугуне и шихте обнаруживают тенденцию к снижению. Эта тенденция однако выражена слабо (диаграммы № 5 и 6), особенно для удлинения и несколько более четко для сужения.

ДИАГРАММА № 6
Зависимость сужения от количества Si в чуугуне.



Одним из основных факторов, определяющих характер мартеновского процесса, является поведение углерода. В этом направлении нами разрабатывались следующие вопросы:

1. Влияние содержания углерода по расплавлению на качество металла.
2. Влияние скорости выгорания углерода за весь период, начиная от момента расплавления, а также по отдельным периодам плавки.



1. Содержание C по расплавлению.
В точечной диаграмме № 7 сопоставлены поплавокные выходы 1-го сорта от осмотра с изменением

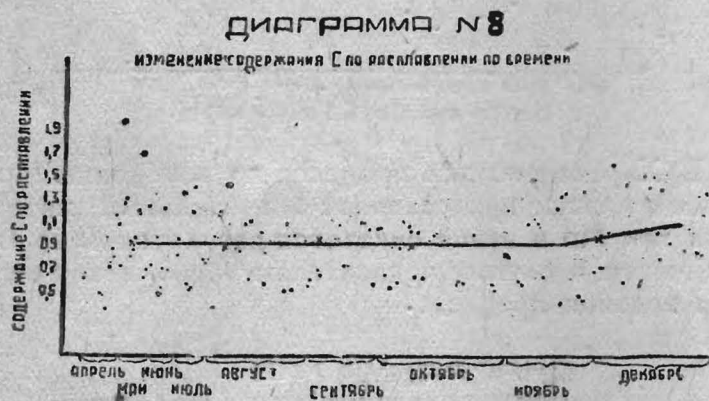
ем содержания углерода по расплавлению. При весьма значительной разбросанности точек, что является вполне естественным явлением, мы имеем отчетливое увеличение выхода годного с увеличением содержания углерода по расплавлению.

Следует отметить здесь, что среднеарифметические значения вполне точно укладываются на прямой.

Коэффициент корреляции, подсчитанный для этого разреза, будет $r = +0,15$.

Столь отчетливо выраженная зависимость нуждается в проверке, не вызывается ли это явлением параллельного изменения других производственных факторов, как мы это указывали выше.

Поэтому мы приводим в диаграмме № 8 изменения в содержании углерода по расплавлению во времени.



Мы видим, что значительных изменений этот фактор во времени не претерпевал и, следовательно, можем считать его имеющим самостоятельное значение.

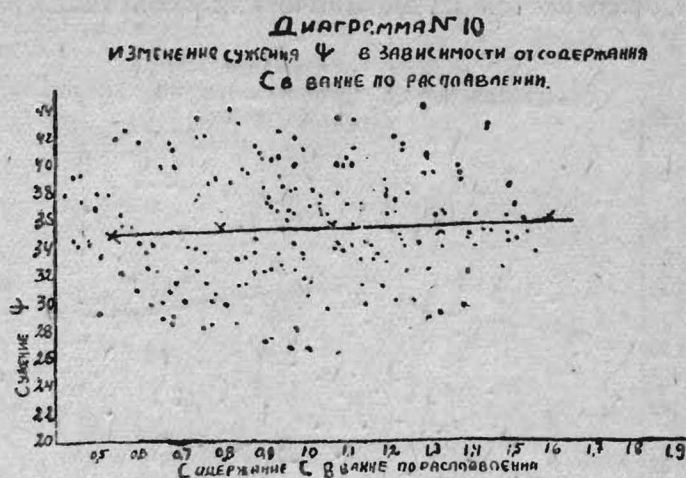
Что касается влияния разбираемого фактора на изменение механических свойств, то данные, которые нами получены в этой области, не дают существенных закономерностей. Можно отметить, что суждение обнаруживает очень слабо выраженную склонность к росту с увеличением углерода по расплавлению; что же касается удлинения, то получившиеся результаты характеризуются недостаточной закономерностью в расположении средних значений, среди которых область 0,7 и 1,1 углерода дают наименьшие удлинения.



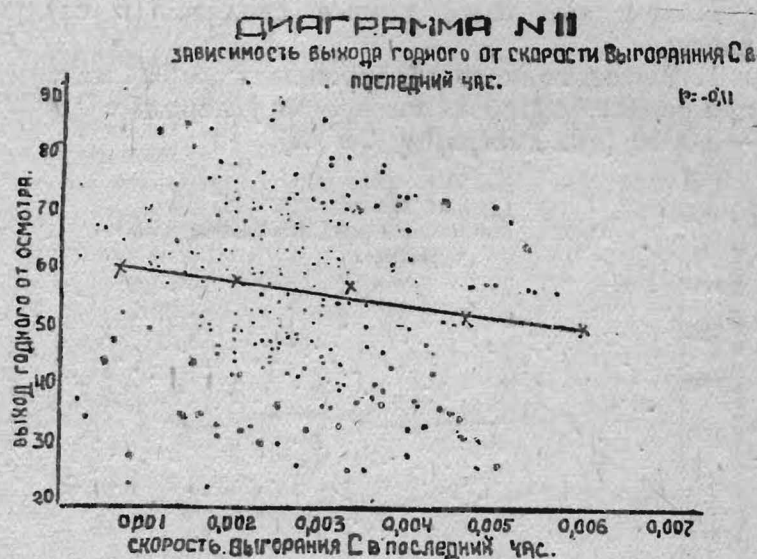
Таким образом, в отношении влияния содержания углерода по расплавлению на механические (пластические) свойства металла, мы получили нечеткие данные, которые однако указывают, что плавки с высоким углеродом по расплавлению дают металл с несколько лучшими пластическими свойствами (см. диаграмму № 9 и 10).

Этот вопрос будет подвергнут дополнительному изучению в следующей серии работ.

Г) В последнее время в СССР и за границей (особенно в Германии) придают большое значение скорости выгорания углерода и поэтому мы сделали сопоставление свойств металла с этими факторами.

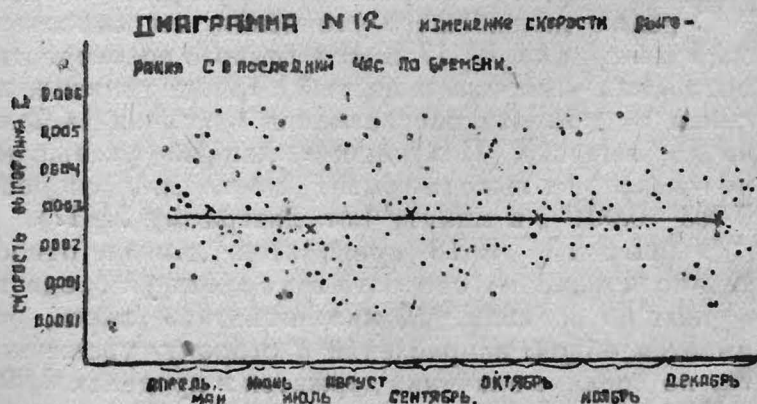


Скорость выгорания углерода в последний час ведения процесса перед дачей $Fe-Mn$ в сопоставлении с выходом годного, представлена в диаграмме № 11, на которой отмечается отчетливо выраженное снижение выхода годного с увеличением скорости выгорания.



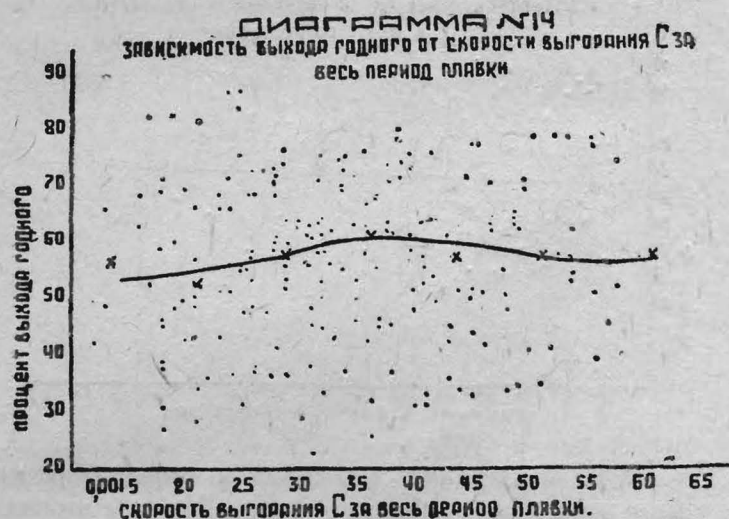
Степень связи между этими величинами выражается в виде коэффициента корреляции $r = 0,11$.

Мы считали уместным также, как и выше, установить, как менялись скорости выгорания углерода в последний час в течение обследуемого периода, для чего построили точечную диаграмму № 12, результаты которой показывают постоянство исследуемых величин.



уемого фактора во времени и, следовательно, его самостоятельное значение.

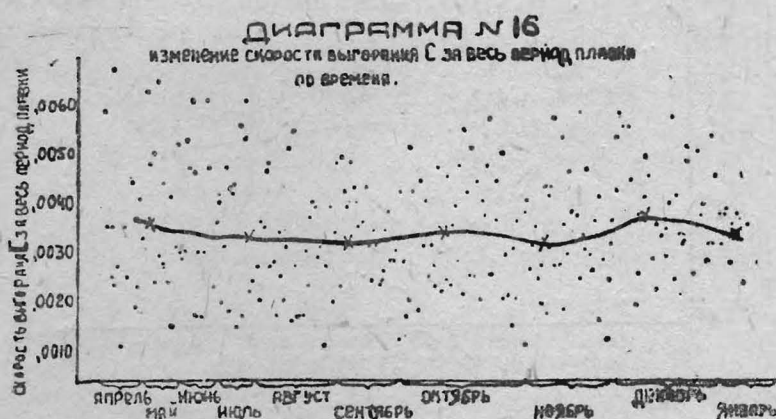
Что касается влияния скорости выгорания углерода на механические свойства металла, то здесь может быть отмечено, что скорость выгорания C в последний час весьма слабо по нашим материалам сказывается на механических свойствах.



Д) Мы сделали далее сопоставление между общей скоростью выгорания углерода, начиная с момента расплавления (когда берется 1-й анализ металла), до дачи $Fe-Mn$ с качеством металла.

Полученные нами данные сводятся к следующему:

1. Выход годного обнаруживает слабый максимум при средней скорости выгорания углерода с $0,0030\%$ — $0,0040$ (см. диаграмму № 14).



2. Удлинение остается без изменений.

3. Для выяснения вопроса о том, как изменялась общая скорость выгорания C во времени, мы приводим диаграмму № 16, из которой следует, что скорость оставалась относительно постоянной. Таким образом этот фактор можно также считать независимым и самостоятельно действующим.

С целью дальнейшего уточнения, мы сопоставили в диаграмме № 17 выход годного со скоростью выгорания углерода в первый период кипения, начиная от момента расплавления и кончая за 2 часа до выпуска. Полученные данные указывают, что максимум выхода имеет место для скорости $0,003—0,004\%$ в минуту (см. диаграмму № 17).

В диаграмме № 18 проводятся данные относительно изменения скорости выгорания углерода в 1 период во времени. Можно отметить здесь, что имеется общее направление в сторону увеличения ее, но средние значения держатся в пределах $0,0035—0,0045\%$ в минуту.

Общий вывод, который можно сделать из всех рассмотренных диаграмм говорит о том, что к концу процесса скорости следует несколько снижать, а общую скорость выгорания углерода держать умеренной, порядка $0,0035\%$ в минуту.



Е) Характеристика процесса по поведению Mn во время плавки представляет значительный интерес, так как Mn в ванне считается регулятором ее окисленности и служит показателем термической стороны ведения процесса.



Наши работы по Mn сводятся к следующему.

У металлургов имеется выработавшийся взгляд, что Mn в течении процесса плавки не должен опускаться ниже некоторых пределов, при этом принимают иногда цифру $0,2\%$, иногда $0,35\%$. Таким образом количественная сторона вопроса строго не установлена.

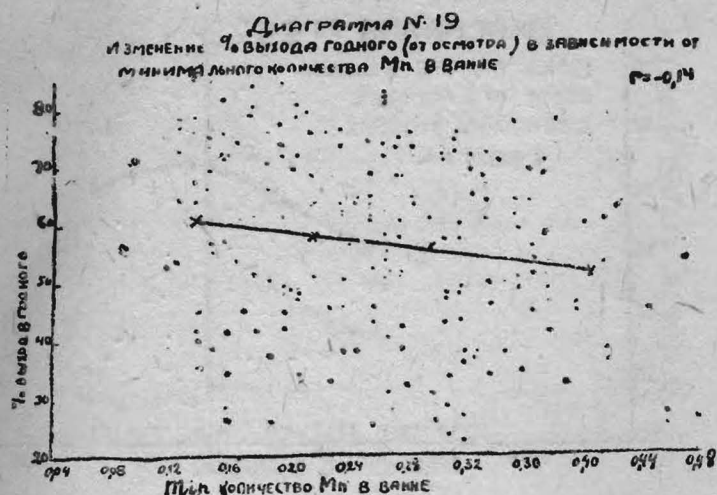
Поэтому мы взяли все наши плавки, установили для каждой из них то минимальное количество Mn , до которого он падал в продолжении процесса и затем эти данные сопоставили с механическими свойствами и выходом годного.

В диаграмме № 19 представлены в виде точек все исследованные плавки и определены среднестатистические значения, которые довольно точно легли на ниспадающей прямой линии.

Получившаяся зависимость противоречит обычным представлениям, указывая на увеличение в выходе годного по мере снижения минимального количества Mn , до которого он опускался в течении процесса.

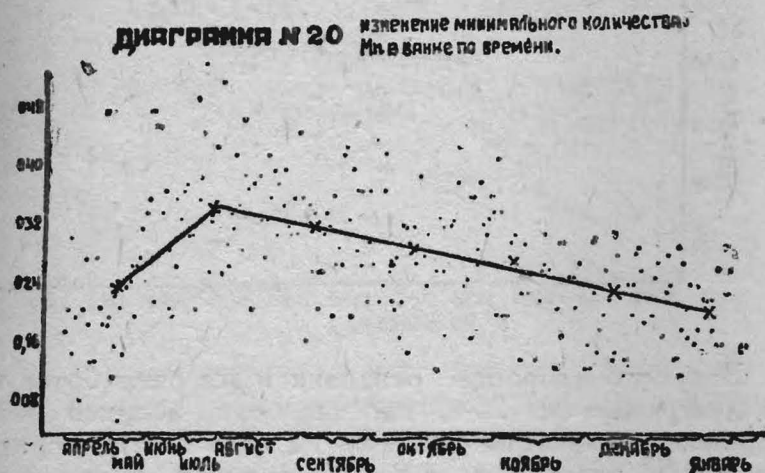
В виду того, что получившееся соотношение необычно, мы также построили точечную диаграмму изменения исследуемого фактора во времени.

Полученные данные (см. диаграмму № 20) указывают, что наблюдение за Мп в течении процесса плавки постепенно ослабевало и в месяца повышенных выходов (ноябрь, декабрь, январь) Мп опускался весьма низко. Таким образом диаграмма № 19 не от-



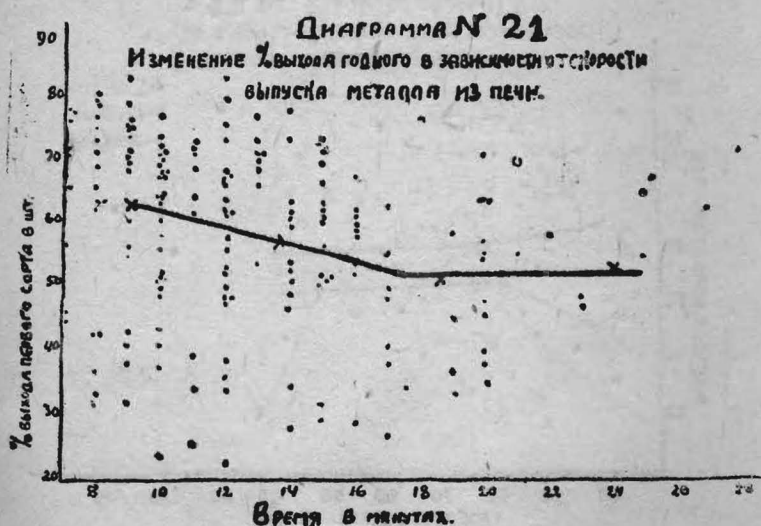
ражает действительного влияния Мп, но в тоже время указывает, что этот фактор в сравнении с другими не имеет столь существенного значения. Вопрос подлежит еще дополнительному изучению.

Сопоставление пластических свойств с минимальным количеством Мп указывает на отсутствие достаточно четкой зависимости между этими величинами.



Ж) Мы указывали выше, что вопросы разливки стали имеют первостепенное значение.

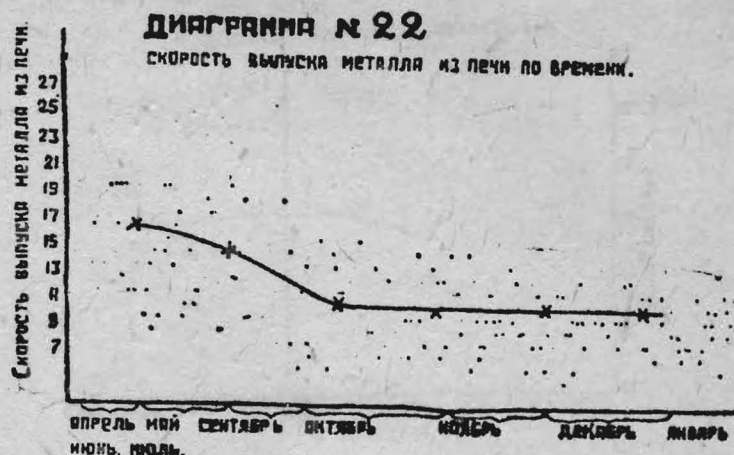
Некоторые грубые и резкодействующие факторы мы осветили уже в нашем предыдущем изложении. Здесь мы приведем полученные данные по вопросу



о скорости выпуска и температуре при выпуске металла из печи и при разливке.

Сопоставление между выходом годного и продолжительностью выпуска металла из печи представлено в точечной диаграмме № 21.

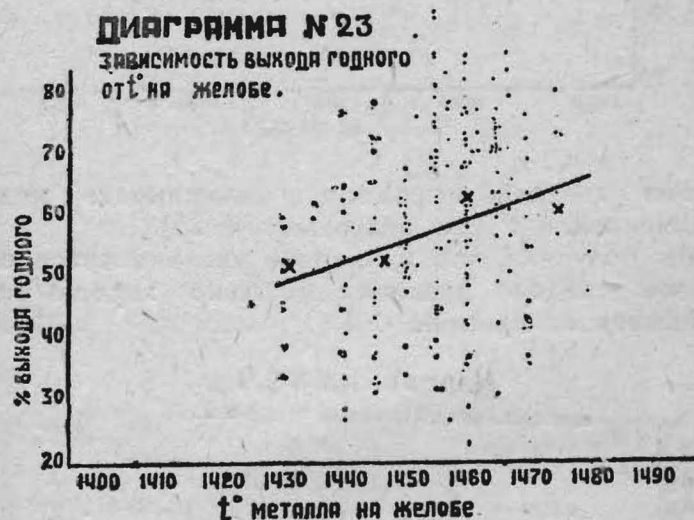
Эта диаграмма совершенно отчетливо указывает преимущество быстрого выпуска.



Отмечая безусловную роль этого фактора, все же следует указать, что ускорение процесса выпуска из печи за исследуемый нами период работы (см. диаграмму № 22) совпадает с общим улучшением выхода годного. Это обстоятельство не дает возможности дать количественную оценку исследуемого фактора и потому мы можем отметить только качественную сторону вопроса, указав, что быстрый выпуск металла из печи является фактором благоприятным.

Примерно аналогичную картину дает также температура металла на жолобе.

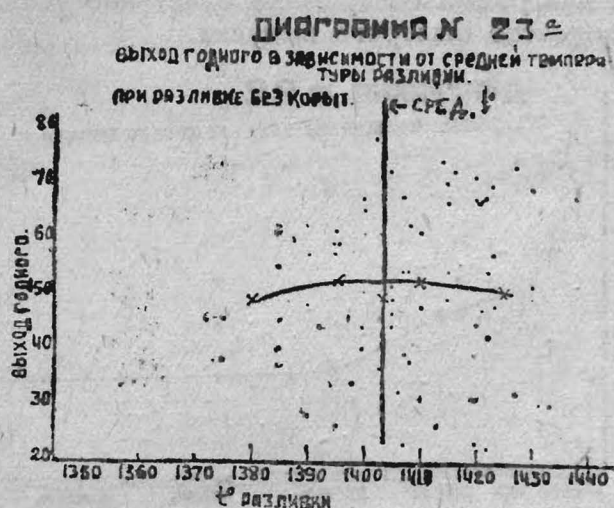
В диаграмме № 23 представлено отчетливо выраженное влияние этого фактора на выход годного.



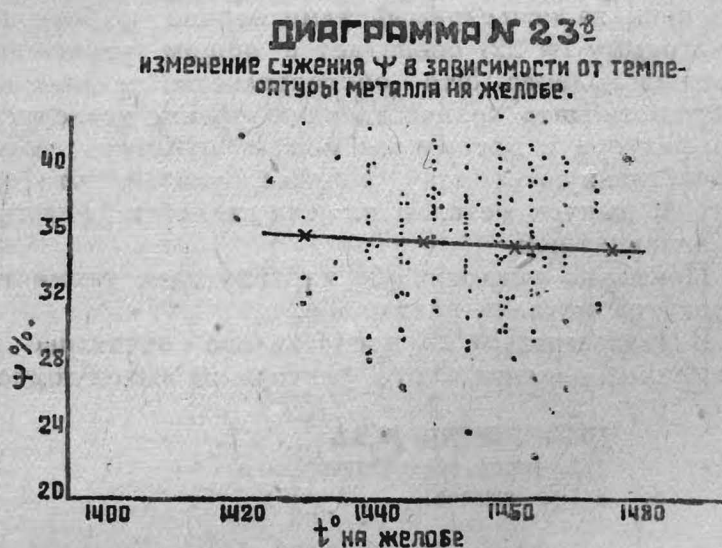
Как видно из диаграммы: температура на жолобе в 1460—1470° наиболее желательна. Однако, если мы обратимся к следующей диаграмме, показывающей изменение t^0 металла на жолобе во времени (диаграмма № 24), мы будем видеть, что среднее значение этой величины менялось в сторону увеличения, начиная с II половины августа месяца.

Как и раньше мы получаем здесь совместное одностороннее влияние нескольких факторов, благодаря чему приходится ограничиться указанием на полезность более высоких t^0 выпуска из печи без количественной оценки этого влияния. Здесь же уместно отметить, что увеличение t^0 выпуска металла из печи совпало с применением промежуточных

корыт, что естественно требует увеличения t^0 выпуска, так как иначе имеет место закозление их и ненормальная разливка. Общий подъем температуры выпуска в декабре по сравнению с летними месяцами составляет $\sim 15^0$.

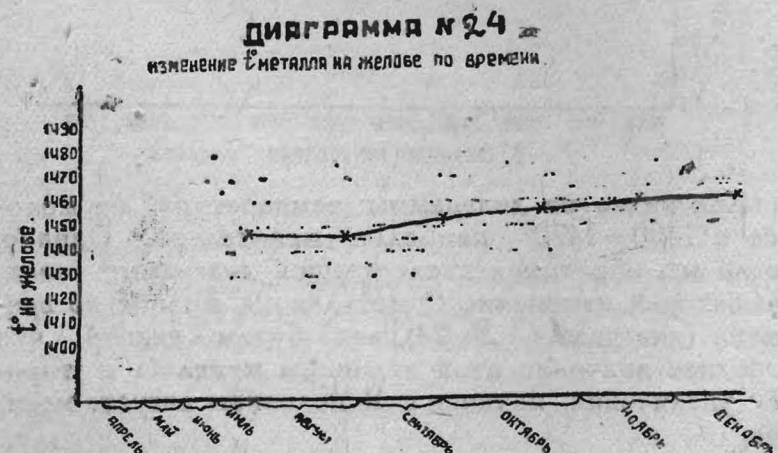


Сопоставление между температурой металла на жолобе и механическими свойствами обнаружили



весьма отчетливо выраженную зависимость между удлинением и t^0 (см. диаграмму № 25).

Мы получили, что удлинение увеличивается с t^0 , причем средние значения довольно хорошо укладываются на прямую.



Коэффициент корреляции для этой зависимости $r=0,07$. Однако из сопоставления диаграмм 26 и 26-а следует, что этот вопрос должен быть еще уточнен.

3) Переходим к рассмотрению соотношений между свойствами металла, температурой разливки,

скоростью разливки и применением корыт. Точечные кривые диаграммы № 23-а и 24-а дают указание, что температура разливки при работе с корытами лежит в среднем на 15^0 выше в сравнении с разливкой без корыт.

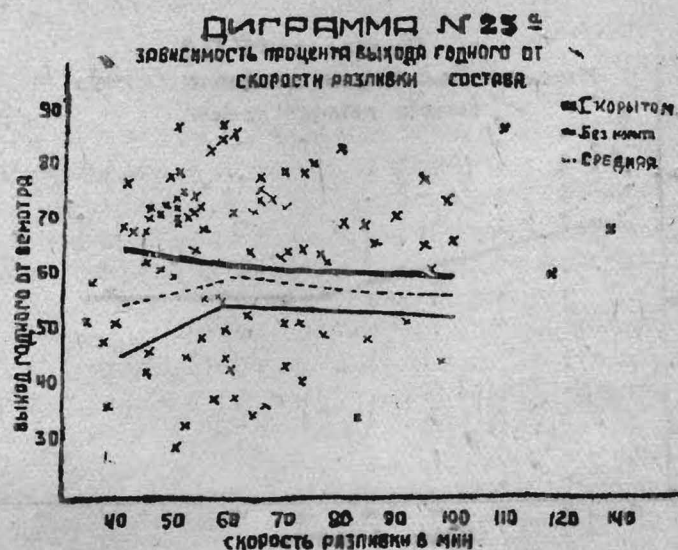


Наилучшие выходы годного для случая разливки с корытами соответствует температуре разливки 1415^0 и для разливки без корыт $1395-1410$.



Вопрос о скорости разливки нами разработан в диаграмме № 25-а, где на оси абсцисс дана продолжительность разливки на весь состав в среднем в 24 изложницы, а на оси ординат выход годного в % от осмотренной заготовки.

Эта диаграмма указывает на отчетливое преимущество плавки розлитых с корытами (верхняя кривая) в сравнении с плавками без корыт (нижняя кривая).



Для разливки без корыт мы получаем высокие выходы для скоростей 60 минут. Общая тенденция здесь такова, что значительные задержки со скоростью разливки снижают выходы, как и быстрая разливка.

Для разливки с корытами резкой разницы с изменением скорости разливки получено не было, при общей тенденции к снижению выходов для особо замедленных разливок.

Важным фактором, является поведение стали при разливке. Это отчетливо видно из таблицы 4.

Таблица 4

	Нормальные плавки	Плавки разлитые с 0,2	Плавки с некроющим стопором
	выход годового	выход годового	выход годового
Плавки с корытами	66,4/41	52,6/28	52,9/12
Плавки без корыт	57,3/18	47,3/19	30,7/7

Примечание: В таблице в числителе даны выходы, а в знаменателе количество плавов.

Влияние условий разливки на пластические свойства металла даны в диаграмме № 26, где нами сопоставлены кривые частот по удлинению для плавов розлитых с корытами и без корыт. Получившиеся данные указывают, что более медленная разливка и более высокая температура разливки плавов с применением корыт улучшает механические свойства, увеличивая δ в среднем на 1 0/0.



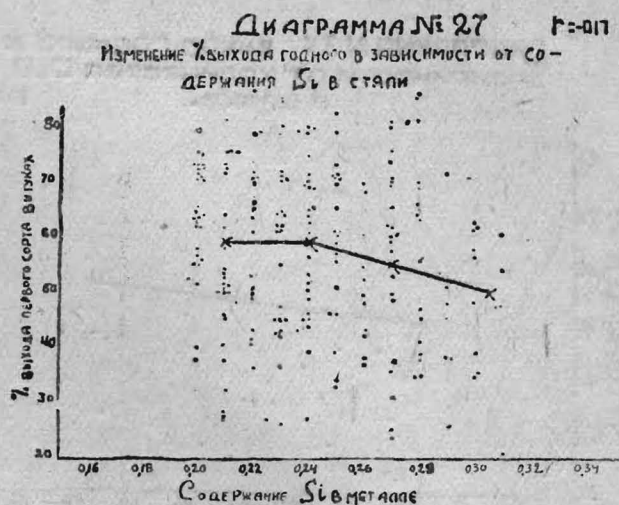
Однако из диаграммы № 26-а следует, что плавки разлитые с корытами были относительно более мягкие, так как коэффициент твердости $C + \frac{Mn}{2}$ для этих плавов ниже. Таким образом вопрос о роли температуры металла на жолобе и разливки через корыта на механические свойства металла подлежит еще уточнению.



И) Представляют большой интерес полученные нами данные о влиянии на выход годного содержания Si в металле.

В диаграмме № 27 представлены среднеарифметические значения выхода от осмотра в зависимости от содержания Si.

Мы видим здесь ясно выраженное падение выхода 1-го сорта при увеличении количества Si выше 0,24 0/0. Коэффициент корреляции равен $r = 0,17$.



Эта зависимость несколько неожиданна и нуждается в дальнейшем подтверждении. Мы старались установить, как это делали не раз и выше, не является ли этот фактор только сопутствующим к ряду других более важных. Для проверки мы построили точечную диаграмму № 28, из которой видно некоторое снижение количества Si в месяца наилучших выходов, но все же особенно строгой параллельности этой диаграммы с диаграммой № 1 нет и, следовательно, как будто бы напрашивается вывод о вредности повышенного кремния. Во всяком случае в последующих работах этот вопрос необходимо еще раз осветить.



В порядке предварительного обсуждения можно связать ухудшение свойств металла с повышенным Si металла с тем, что высокий Si будет способствовать получению включений богатых SiO_2 обладающих высокой температурой плавления, пониженной способностью к коагуляции и, следовательно, медленно всплывающих.

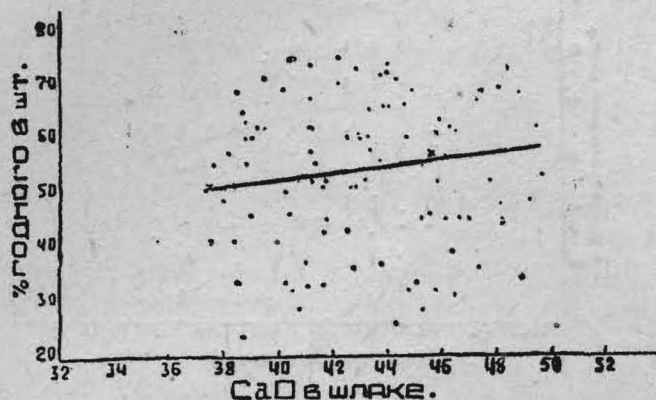
Пластические свойства металла (S и ψ), как это и следовало ожидать, обнаруживают некоторую тенденцию к снижению с увеличением количества Si в металле.

Средняя величина этого снижения составляет по удлинению $1/2$ 0/0, а по сужению—1 0/0. Предварительные выводы, которые могут быть сделаны из этих данных, говорят о том, что поднимать Si в металле выше 0,24 0/0 нет никакой нужды и может быть даже вредно.

К) В значительном количестве паспортов по осевому металлу имеются анализы конечных шлаков по CaO , MnO и FeO . Хотя этих трех анализов и недостаточно для полных и всесторонних суждений о шлаке, однако мы эти данные все же использовали для ряда сопоставлений.

Роль CaO на выход годного показана нами в диаграмме № 34, из которой видно благотворное влияние шлаков высокой основности.

ДИАГРАММА № 34 выход годного в зависимости от количества CaO в шлаке. $r=0,13$



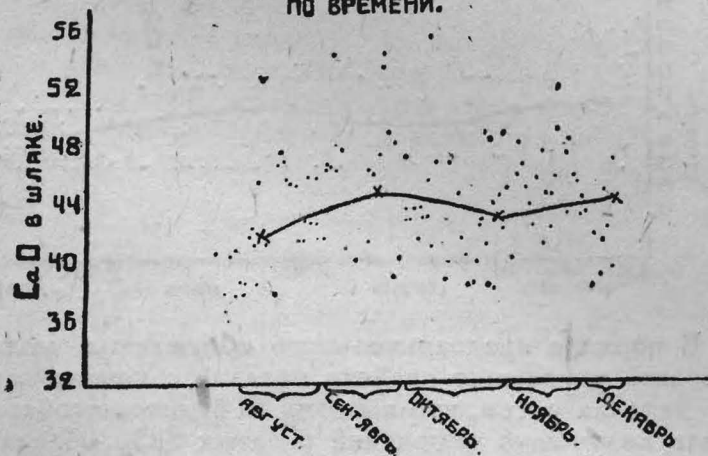
Коэффициент корреляции для этой зависимости $r=0,13$.

Изменение основности шлаков во времени представлено в диаграмме № 35, из которой видно, что средняя основность шлаков за весь изучаемый период колебалась не особенно резко.

Таким образом CaO следует приписать самостоятельное значение.

Влияние основности шлаков на пластичные свойства металла может быть признано незначительным и направленным в положительную сторону.

ДИАГРАММА № 35
изменение количества CaO в шлаке по времени.



Заключение

1. Как это указывалось выше, исследуемый материал отличается значительной неоднородностью в отношении основных факторов, определяющих качество металла и потому многие сопоставления, которые нами сделаны, не могут быть использованы для окончательных выводов, так как изменения их шло параллельно общему изменению и улучшению процесса.

2. Та же неоднородность материала вынуждает нас ограничиться в выводах пока констатацией фактического материала без соответствующих теоретических обоснований, что будет сделано после второго цикла намеченных работ, в которых будут проверены результаты первого цикла.

3. Конкретные выводы по работе сводятся к следующим положениям:

а) улучшение в условиях разливки оказало особо резкое влияние на выход годного, что в первую очередь и подняло качество ноябрьских и декабрьских плавок;

б) высокий углерод по расплавлению оказывает благоприятное влияние на выход годного, мало влияя на пластические свойства металла;

в) скорость выгорания углерода в течение процесса имеет весьма существенное влияние: в конце процесса она не должна быть высокой. Что касается первого периода после расплавления и общей скорости за весь период, то оптимальной величиной является $0,003-0,004\%$ в минуту. На механические свойства этот фактор существенного значения не оказывает;

г) содержание Mn в шихте следует держать около 2% , так как дальнейшее повышение его не дает заметных улучшений.

Mn в течение плавки для работы в условиях больших печей, возможно, не имеет того значения, которое придается ему в литературе, однако этот вывод нуждается в подтверждении;

д) имеет значительное положительное влияние горячий ход печей. Это следует из того, что повышение температуры металла на жолобе и при разливке оказывают благоприятное влияние на качество металла;

е) повышенная основность шлака является благоприятным фактором;

ж) Содержание Si в металле выше $0,24\%$ не вызывает необходимости и даже намечается отрицательное влияние его на свойства металла с повышением за указанный предел.

Инж. С. И. ДОБРУШКАЯ

Центральная лаборатория КМК.

Поверхностные дефекты осевой заготовки и классификация брака блюмсов по наружному осмотру

Применение правильной классификации брака, построенной с учетом вызывающих его причин, является необходимой предпосылкой для успешной борьбы с ним. Между тем, весьма часто порокам близким по своему внешнему виду, присваивается тождественное наименование, в то время, когда образование их обуславливается различными причинами. Так например, волосовинам часто присваивается наименование трещины, а под термином „рванина“ объединяется порок, который может появиться в результате пережога и поперечной трещины на слитке.

Конечно, такая неточность в классификации брака сильно затрудняет борьбу с пороками. В соответствии с причиной возникновения брака и внешним видом его нами выработана следующая шкала видов брака на осевой заготовке.

1. Плена, 2) чешуйчатая плена на ребрах, 3) рванина, 4) пережог, 5) трещина на углах, 6) трещина на гранях, 7) волосовина, 8) закат, 9) усадочная раковина, 10) песочина, 11) растрепанный конец.

П л е н а

Разливка стали сверху сопровождается значительным разбрызгиванием струи металла и его заплескиванием на стенки изложницы, вследствие чего наружная поверхность слитка покрывается пленами. Сильнее всего пленами поражается нижняя часть слитка вследствие того, что здесь происходит сильный удар струи металла о жесткий поддон, особенно если применяются такие прокладки, как швеллер. Иногда для смягчения удара струи используются древесными стружками, опилками или применяют промежуточные воронки, корыта и т. д. Против употребления древесных стружек предостерегает Эйхель*), так как стружка чрезвычайно бурно сгорает и может дать отрицательный эффект. С этой же целью устанавливаются на поддоне внутри изложницы манжеты из жести или подвешиваются на стенках изложниц трубы, почти достигающие дна изложницы или поддона. Они хорошо улавливают брызги металла, сами растворяясь в жидком металле по мере подъема стали в изложницах, но требуют к себе большого внимания.

Другой источник образования плен—это прорыв наружной, не успевшей упрочниться, корки металла и вытекание жидкой стали через образующуюся трещину. Высокая температура и большая скорость разливки способствуют получению разрыва тонкой поверхности корки металла, следовательно, и образованию плен. Плена на слитке, получающаяся в результате заплеска, окисляется по поверхности.

Окислы, реагируя с углеродом поднимающейся

жидкой стали, дают часто систему пузырей, которые образуют внутреннее ложе плен.

Чешуйчатая плена на ребрах

Этим пороком преимущественно поражаются блюмсы, прокатанные из нижней трети слитка. Наблюдение за поведением слитка во время прокатки его на блюминге позволяет сделать предположение о механизме образования чешуек на ребрах прокатываемой полосы. Первые 2—3 прохода на бочке протекают безболезненно для слитка. Примерно, на 4-5 проходе намечаются поперечные надрывы на ребрах. В последующих пропусках в надорванных местах, металл вытягивается в лепестки-чешуйки. Чаще всего чешуйчатые пленки на ребрах блюмсов ассоциируются с пленами на гранях. Из пятидесяти пяти осмотренных блюмсов с чешуйками на ребрах, сорок из них сопровождались пленами

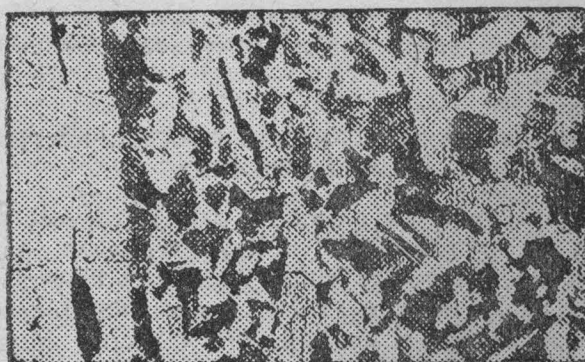


Фото 1 × 100.

Микроструктура чешуйки: а) место шлифа, отвечающее внутренней поверхности чешуйки, в) структура наружной поверхности чешуйки.

ми на гранях. Вследствие брызг металла, попавших на углы изложниц, заплесков, недостаточной чистки изложниц на углах и плохой смазки, здесь могут образовываться группы тесно располагающихся подкорковых пузырей, образующих ложе (плены). Так как при прокатке на бочке углы слитка при первых проходах не обрабатываются валком, а только вытягиваются, то по этим местам слабины возникают мелкие надрывы, которые, раскатываясь в дальнейшем, дают чешуйки.

Металлографическая картина дает этому хорошее подтверждение.

Место шлифа, отвечающее наружной поверхности лепестка, имеет обычную структуру основного металла, в то время как поверхность обращенная к телу блюмса представляет собою разуглероженную зону металла, сопровождающаяся неметаллическими включениями, склонную к полосчатой структуре. В тех случаях, когда разуглероживания не об-

*) Stahl und Eisen 1933 г. № 21.

наружилось, полосчатая структура как правило всегда присутствует, что обуславливается явлением, так называемой, газовой ликвации по подкорковому пузырям. Все это позволяет считать, что чешуйчатая плена обязана своим возникновением подкорковому пузырю. В первом случае пузыри обнаружались, стенки их окислились и обуглеродились, во втором случае пузыри были защищены от окислительного пламени в колодцах тонким слоем металла (см. фото 1 и 2).

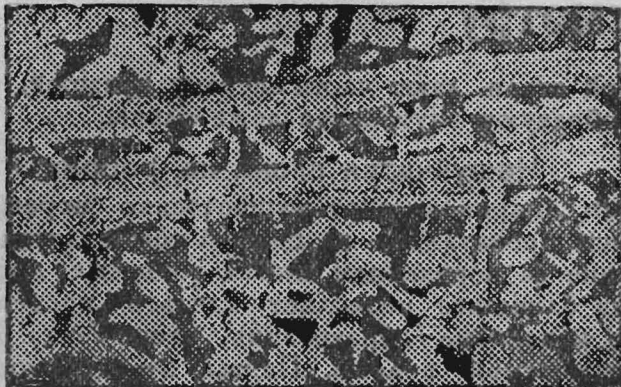


Фото 2 ×100

Микроструктура поперечного разреза чешуйки.

Выше было указано, что чешуйчатые пленки охотнее всего располагаются на блюмсах, прокатанных из нижней трети слитка. Конечно, не исключена возможность образования этого дефекта на блюмсах, соответствующих и другим частям слитка, однако условия для образования подкоркового пузыря в нижней трети слитка безусловно более благоприятны.

Продольные трещины на ребрах, на гранях и волосовина

Существовавшая ранее на заводе номенклатура брака по трещинам не предусматривала разделения их на отдельные типы, несмотря на различную форму их, размер, местоположение и условия образования. Трещины на блюмсах следует делить на 4 группы: 1) трещины на углах, 2) трещины на гранях, 3) рванина (Y-образная трещина), 4) волосовины.

Удельный вес брака по трещинам на осевых заготовках весьма значителен: в среднем он достигает 5,5—6,5% от прокатанных блюмсов.

Продольные трещины на слитке располагаются на углах и имеют значительную глубину и протяженность, тогда как продольных трещин на гранях слитка обычно не обнаруживается.

Нередки случаи, когда ребровые трещины простираются на всю высоту слитка. Чаще всего они начинаются на расстоянии около 200 мм от нижней части и кончаются на расстоянии 300-400 мм от головы слитка.

Между тем, разбраковка прокатанных блюмсов указывает на преобладание трещин на гранях.

Из таблицы 1 видно, что количество блюмсов с долевыми трещинами на ребрах меньше, чем можно было ожидать по числу трещиноватых слитков, и второе, те блюмсы, которые имеют на ребрах трещины, не попадают окончательно в брак, так как вырубка их вполне возможна и фактически осуществляется. Вероятно, что продольные ребровые трещины на блюминге частично завариваются

№№ плавов	Число отлитых слитков	Число слитков с трещинами на ребрах (продольн.)	Число слитков с трещинами на гранях (продольн.)	Число прокат. заготовок	Трещины			
					На ребрах		На гранях	
					Число блюмс. с трещинами	Число блюмс забракован.	Число блюмс с трещинами	Число блюмс забракован.
9259	22	6	нет	65	11	1	1	1
7560	22	1	"	116	0	0	3	3
5661	20	4	"	199	8	0	4	4
4822	22	5	"	221	3	0	3	2
9263	21	3	"	280	8	0	7	6

и становятся мало заметными на заготовке, скрываясь под окалиной.

Причиной возникновения продольной трещины на ребрах слитка являются термические напряжения, возникающие в стывущем слитке, благодаря неравномерным объемным изменениям внутренних и наружных зон, что связано с неравномерностью охлаждения.

Особенно значительные напряжения получают при переходе через области критических температур, что вызывает значительное увеличение трещин у слитков, охлажденных до температур, ниже критических точек.

Поэтому имеет большое значение температура посадки в колодцы.

Весьма важную роль играет также конструкция слитка. В настоящее время установлено, что изложницы с волнистыми гранями и с фигурными углами по Гатману дают весьма благоприятные результаты, так как волнистые грани и фигурные ребра смягчают степень напряженности поверхностных зон слитка. Литературные данные по вопросу о величине радиуса закругления на ребрах различны: Эйхель (St. u. Eis. № 21-1933 г.) не рекомендует радиусы закругления делать больше 60 мм.,

Франц (St. u. Eis. № 24-1933 г.) снижает радиус до величины 40 мм., что таит в себе опасность пережога. С другой стороны Ристов (St. u. Eis. № 22 1933 г.) указывает, что обычная норма для радиуса закругления составляет 13% от поперечных размеров слитка и по американским данным колеблется около 90 мм для слитков, принятых на заводе размеров, что соответствует практике Кузнецкого металлургического завода.

На ряде русских заводов также имело место снижение трещиноватости при уменьшении радиуса угла.

Шпецлер*) указывает, что с повышением температуры начала прокатки на блюминге снижается процент брака и что трещины вдоль ребер слитка существенного влияния на брак не оказывают. Аналогичное указание дает Эйхель**).

Работа центральной лаборатории Кузнецкого завода по нагреву слитков осевой стали также показала, что с ростом температуры прокатки на блюминге падает брак по трещинам на блюмсах (наивыгоднейшие результаты получаются при температуре выдачи слитков 1200—1250°), а также ус-

*) St. und Eisen 1933 г. № 22.

**) St. und Eisen 1933 г. № 21.

тановлено, что трещиноватость слитков по ребрам увеличивается, а выход годного падает в случае охлаждения слитков ниже 800—700°.

Продольные трещины на гранях

При просмотре слитков, как показывает таблица 1, продольных трещин на гранях не обнаружено, тогда как на гранях блюмсов количество этих трещин весьма значительно и они имеют большое значение в бракераже.

Основную причину возникновения их следует видеть в „поперечных“ трещинах на слитке. Здесь нужно указать, что под „поперечной“ трещиной на слитке понимается, конечно, не только действительно строго поперечная (направленная под углом 90° к оси слитка), но всякая извилистая трещина, отдельные части которой могут иметь значительный наклон к поперечному направлению слитка. Проф. Павлов И. М. в курсе „Теория прокатки“ (стр. 153) указывает, что тангенс угла наклона риски, нанесенной на боковой поверхности прокатанной полосы, после прокатки значительно уменьшается в соответствии с формулой: $\operatorname{tg} \psi'' = \frac{h}{H} \cdot \frac{l_1}{l_2} \operatorname{tg} \psi'$, где

$\operatorname{tg} \psi'$ — угол наклона риски до прокатки
 $\operatorname{tg} \psi''$ — „ „ „ после „ „

$\frac{h}{H}$ — общее обжатие, которое для случая осевой заготовки 180 × 180 при слитке 750 × 750 будет $\frac{750}{180} = 4,16$; $\frac{l_2}{l_1}$ — общая вытяжка, которая в разбираемом нами случае будет $4,16^2 = 17,3$.

Таким образом имеем $\operatorname{tg} \psi'' = \frac{\operatorname{tg} \psi'}{4,16 \times 17,3} = \frac{\operatorname{tg} \psi'}{72}$.

Для иллюстрации этой формулы приводим в таблице 2 приблизительно подсчеты изменения угла наклона прямой риски, нанесенной на слитке при прокатке на блюмсы.

Таблица 2

Изменение угла наклона риски при прокатке сечения 750 × 750 на 180 × 180

Первоначальный угол наклона (ψ') риски к оси слитка	$\operatorname{tg} \psi'$	$\operatorname{tg} \psi''$ угла наклона риски после прокатки от слитка к блюмсу 180 × 180	Приблизительный угол наклона (ψ'') риски после прокатки
85°	11,430	$11,430 : 72 = 0,139$	$\psi'' = 9°$
75°	3,732	$3,732 : 72 = 0,052$	$\psi'' = 3°$
60°	1,732	$1,732 : 72 = 0,024$	$\psi'' = 1° 20'$
45°	1	$1 : 72 = 0,014$	$\psi'' = 48'$
30°	0,577	$0,577 : 72 = 0,008$	$\psi'' = 28'$
15°	0,268	$0,268 : 72 = 0,004$	$\psi'' = 17'$

Таблица великолепно характеризует положение вещей. Мы видим из нее, что практически поперечная трещина на слитке, имеющая наклон к оси 85°, раскатывается практически в продольную трещину, угол которой с осью полосы составляет всего 9°.

Простирание продольной трещины на грани зависит от размеров поперечной трещины, имевшейся на слитке.

В случае, если поперечная трещина на грани появилась при прокатке как надрыв по нездоровому, ослабленному подкорковыми пузырями, участку поверхности, мы получим продольную или трещину, или рванину на блюмсе, причину которой следует видеть в дефектном подкорковом слое. Возможность образования таких надрывов и возможности заварки их зависят также от условий прокатки и потому правильный термический режим нагрева и обжатия при первых пропусках имеют существенное значение. Трещины на ребрах и на гранях слитка подвергаются в колодцах воздействию окислительной атмосферы и потому разуглероживаются и окисляются. Металлографическая картина такой трещины представлена на фото 3.

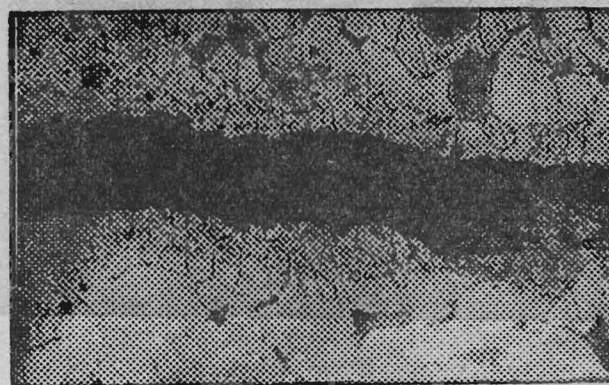


Фото 3 × 100.

Трещина заполненная окалиной. Стенки трещины обезуглерожены и обогащены окислами.

Возможные надрывы по дефектному подкорковому слою могут дать трещины или сильно разуглероженные и окисленные, или слабо разуглероженные в зависимости от того, имели или нет подкорковые пузыри сообщение с атмосферой.

Могут быть и бывают случаи, когда разуглероживание и окисление имеет место только в более глубоких слоях по трещине, тогда как у поверхности блюмса разуглероживание выражено слабо.

Этот случай обуславливается тем обстоятельством, что надрыв произошел по более глубоким подкорковым пузырям, которые, не вскрывшись при нагреве в колодцах, имели все же сообщения с наружной атмосферой во время нагрева слитка и, таким образом, окислились.

Случаи трещин и волосовин, имеющих неразуглероженные и неокисленные стенки, не сопровождающиеся другими дефектами металла, как то: грубыми включениями, следует относить за счет прокатки и объяснить их вышеуказанными поперечными надрывами на боковых гранях слитка, которые в этом случае возникли на здоровых участках металла, благодаря ненормальным условиям нагрева и прокатки.

Рванина (фото 4) (У—образная трещина)

Возможность образования У-образной рванины или продольной трещины зависит от положения поперечной трещины на слитке.

В том случае, если трещина имеет на всем протяжении наклон в одну сторону, как это показано на фиг. 5 (АВ), мы при прокатке получили продольную трещину.

Если же трещина идет так, как это показывает линия СДЕ и имеет наклон в обе стороны, то мы

получим У-образную рванину с вершиной в точке Д.

Как правило, рванина располагается на границе блюмса. Кроме того, следует указать, что в подавляющем большинстве случаев спутником рванины является плена. Из 30 блюмсов с рванинами, 23

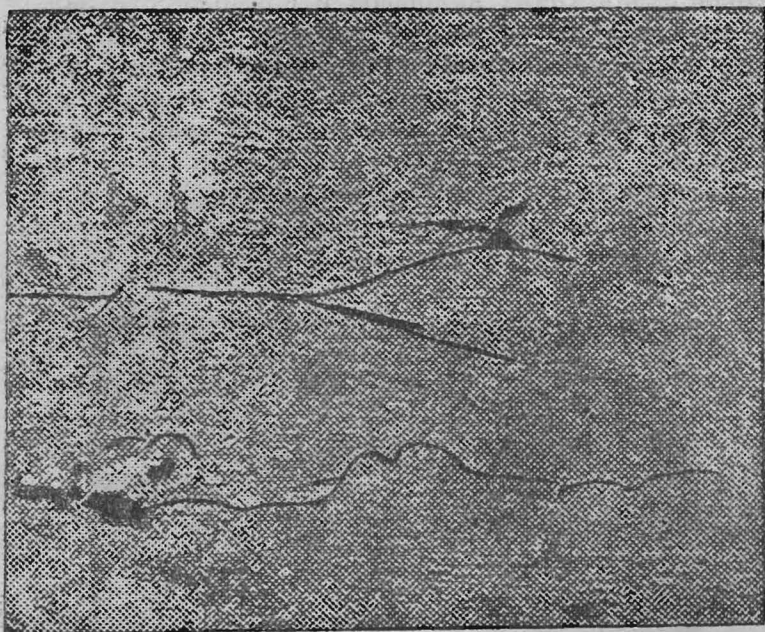
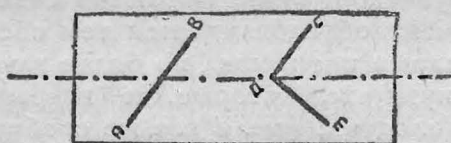


Фото 4.
Рванина—У-образная трещина.

из них одновременно на гранях имели плены. Это указывает, что одной из причин образования рванин являются также поперечные надрывы по дефектным местам, возникающие на боковых гранях слитка во время прокатки. Пленистые слитки, характеризующие неудовлетворительную разливку, имеют нездоровый подкорковый слой, пораженный пузырями, что, естественно, способствует возникновению надрывов, особенно, если пузыри образуют местные скопления по месту всплесков металла, залитых коржей и т. д.



Фиг. 5

Волосовины.

В отличие от изложенного выше, волосовина будет представлять собой продольную трещину, которая имеет небольшое простираение (порядка до 140—150 мм.) и небольшую глубину (1-3 мм) и представляет раскатанный подкорковый пузырь, который не заварился при прокатке благодаря тому, что поверхность его была окислена.

Способность подкоркового пузыря к заварке обуславливается состоянием стенок пузыря, а также температурными условиями прокатки и условиями обжатия.

Следует, однако, здесь же подчеркнуть, что этот участок металла является по сути дела большим и вполне возможно по нему получить расслоение стружки при пробе зубилом в холодном состоянии. Уместно отметить также, что мелкий дефект типа волосовины легко может быть скрыт

под слоем окалины и дать неопределенную малозаметную риску.

Мероприятия по борьбе с волосовиной сводятся к борьбе с подкорковым пузырем, что требует максимальной тщательности в отношении условий разливки, чистки и смазки изложниц.

Пережог

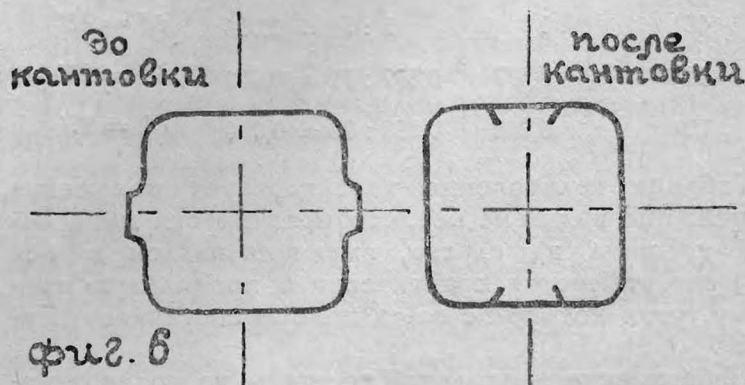
Причиной образования этого порока является поверхностный пережог металла, главным образом, на ребрах слитка. Пережог обуславливается высокой температурой нагрева в резкоокислительном остром пламени, вызывающим сильный местный перегрев металла, вплоть до частичного оплавления, что способствует энергичной диффузии кислорода вглубь слитка. При разбраковке этот дефект как самостоятельный часто игнорируется, так как его обычно называют рваниной. Между тем „рванина“ и „пережог“ не только обуславливаются разными причинами образования, но и внешне нескладны между собой. „Пережог“ встречается преимущественно на углах блюмсов и имеет вид изъеденной каверны.

Закат

Закат на осевых блюмсах может быть вызван следующими причинами: 1) переполнение калибра, 2) зарезами с торца благодаря неправильной подаче полосы в ручей, 3) зарезами в средней части полосы благодаря резким местным изгибам полосы, 4) ромбичностью задаваемой штуки и скрученностью ее, 5) неправильной настройкой и смещением валков.

В первом случае (при переполнении калибра) мы получим, как правило, два выступа на противоположных гранях, расположенных в средней части грани между буртами. Эти выступы при последующей кантовке раскатаются каждый в 2 параллельных линии, расположенных на противоположных гранях. Расстояние этих линий от ребер заготовки будет определяться прежде всего высотой буртов, а затем величиной выступа, получившегося при переполнении калибра, так как при раскатывании его он будет несколько уширяться. Возможность заварки при вдавливании выступа будет прежде всего зависеть от температурных условий прокатки, охлаждения кромок выступа и кроме того от различной степени закругления у основания выступа на блюмсе в зависимости от выработки ручьев вала. Устье заката будет для блюмсов иметь направление в сторону ребра.

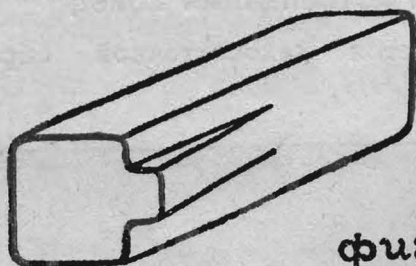
Схематическая картина такого заката представлена на фиг. 6.



фиг. 6

Закат от переполнения калибра

Зарез буртами благодаря неправильной подаче штуки в ручей будет иметь вид, представленный на фиг. 7, после кантовки даст 2 параллельных линии, расположенных на одной грани.



фиг. 7

Зарез валками при неправильной подаче штуки в ручей.

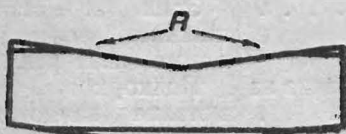
Зарез благодаря местным изгибам полосы (фиг. 8 и 9) может обуславливаться неравномерностью нагрева противоположных сторон слитка по поперечному сечению.



фиг. 8

зарез валками благодаря местному изгибу полосы.

Одновременное присутствие зарезов А и В не обязательно и зависит, прежде всего, от размеров поперечного сечения.



фиг. 9

Зарез валками благодаря местному изгибу полосы.

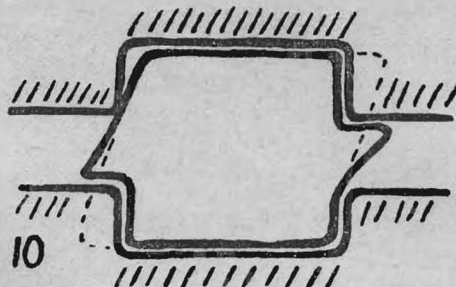
После кантовки, зарезы этого типа будут давать 2 параллельных линии заката, располагающихся или на одной грани (случай без зареза А), или на 2 гранях (случай А и В). Во втором случае закаты будут чередоваться на противоположных гранях.

Ромбичность задаваемой штуки и скручивание ее. Ромбический профиль прокатываемой полосы возникает в основном благодаря неравномерности нагрева слитка по поперечному сечению, при условии, что 2 противоположных угла слитка нагреты неравномерно.

Недостаточный прогрев средней части слитка усиливает склонность к ромбичности.

В результате заката в этом случае будут получаться 2 линии, расположенные у противоположных углов по диагонали. В случае слабо выраженной ромбичности можно не получить перепополнения, указанного на фиг. 10, а лишь закатывание—складки вблизи ребра, особенно при некотором наклоне поверхности буртов к плоскости, перпендикулярной оси валка, при переходе с бочки на 1 ручей, так как на бочке получают острые углы.

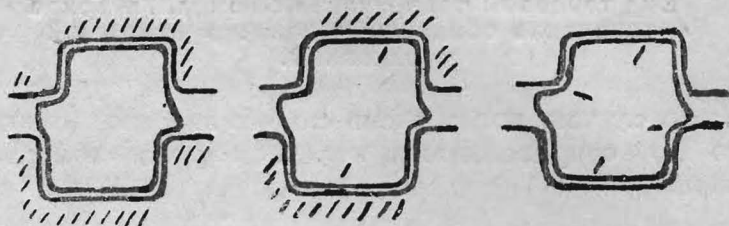
Скрученная полоса будет давать закат, расположенный у противоположных углов по диагонали полосы с изменяющейся конфигурацией и глубиной в связи с изменяющейся высотой выступа. В этом случае можно получить ус—сладку, изгибающуюся по направлению к углу блюмса.



фиг. 10

зарез валками при ромбичности задаваемой полосы.

Неправильная настройка и смещение валиков может дать закат, расположенные у противоположных ребер полосы, которые при повторных кантовках могут передаваться в соответствии со схемой указанной на фиг. 11.



фиг. 11

Возникновение закатов при смещенных валиках.

В случае непараллельности оси валиков будет иметь место неравномерная вытяжка и изгиб полосы, который в последующем будет способствовать возникновению зарезов.

Общие замечания.

1. Наклон трещины - заката в поперечном разрезе к углам блюмсов, указанный на рисунках, при некоторых обстоятельствах может измениться при условии значительных местных смещений поверхностных зон, благодаря повторным перепополнениям калибра и значительной тесноте штуки в ручье.

2. Чрезмерно большая выработка буртов, при которой срабатываются и заостряются углы, является фактором, благоприятствующим возникновению закатов-сладок. Кроме того, острые выступы частей блюмса во время зарезов, способствуют их быстрому охлаждению и, следовательно, действует неблагоприятно на возможность заварки.

Усадочная раковина.

Наличие усадочной раковины распознается по торцу блюмса после резки под ножом. В каждом отдельном случае окончательное заключение нужно делать осторожно, если нет выступившего на поверхность шлака.

Случаи резких, глубоких надрывов на сглаженной под ножом части торца часто обуславливаются наличием усадочной раковины (см. фото 12, 13, 14) с другой стороны, встречающиеся глубокие надры

вы и расслоение металла (см. фото 14) не были вызваны наличием усадочной раковины, а только резко выраженной центральной ликвацией. Имели

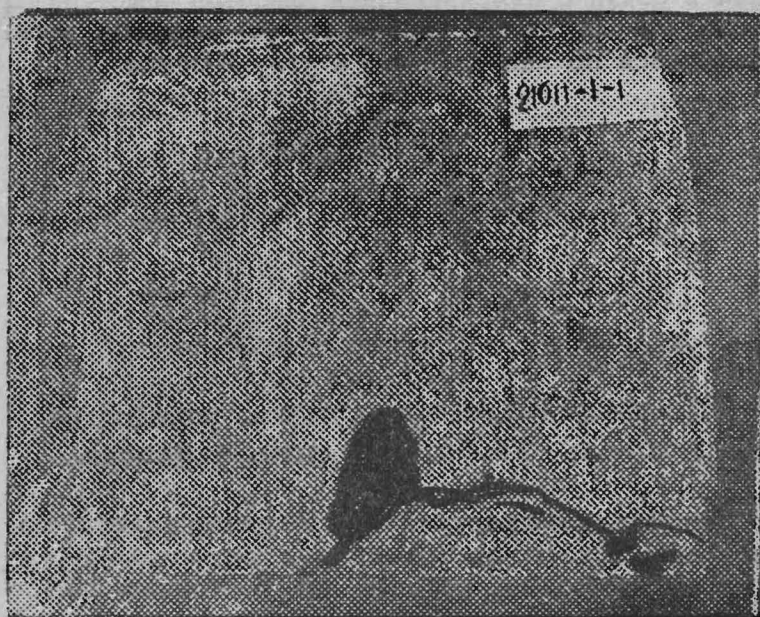


Фото 12.
Вид торцевой поверхности блюмса. Глубокое травление обнаружило наличие усадочной раковины.

место случаи, когда очень слабые надрывы (см. фото 13) сопровождались наличием усадочной раковины.

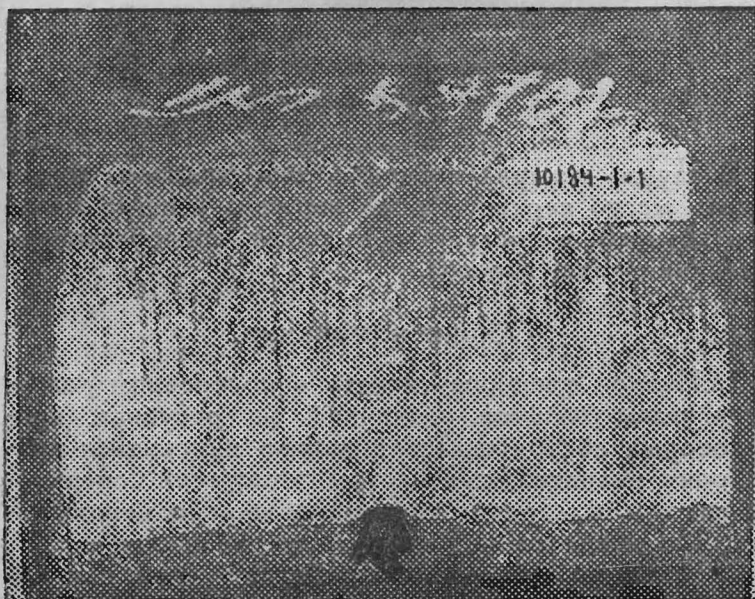


Фото 13.
Вид торцевой поверхности блюмса. Усадочная раковина обнаружилась после глубокого травления.

Существенным фактором, обуславливающим характер надрыва, является острота ножа. Сработанный нож, вызывая помимо сдвигов при резке еще и растяжение волокон металла, естественно будет способствовать получению более рваной поверхно-

сти торца. Поэтому в сомнительных случаях следует делать глубокие вырубki или судить о наличии раковины по вырезанному темплету.

Растрепанный конец

Обуславливается недостаточной обрезкой на ножницах.



Фото 14.
Вид торцевой поверхности блюмса. Усадка глубоким травлением не выявлена.

Все вышеприведенные материалы сгруппированы в следующую сводную таблицу:

Наименование брака	Причина брака
1. Плена	Заплески металла на стенки изложниц. Прорыв корки (неудовлетворительная разливка).
2. Чешуйчатая плена на ребрах слитка. . . .	Подкорковый пузырь и заплески металла (неудовлетворительная разливка).
3. Пережог	Резко окислительное, острое пламя при нагреве в колодцах.
4. Рванина	Поперечные трещины на слитке и неудовлетворительное состояние подкоркового слоя.
5. Трещина на гранях.	Продольные трещины на ребрах слитка.
6. Трещина на ребрах.	
7. Волосовина	Неудовлетворительное состояние подкоркового слоя (подкорковые пузыри). Дефекты типа рванин, трещин на гранях могут получиться в процессе прокатки за счет надрывов. Рванины и трещины прокатного происхождения определяются путем металлографического анализа на основании степени обуглероживания к окисленности стенок.
8. Закат	Переполнение калибра, зарезы и проч.
9. Усадочная раковина.	Примечание: при разбраковке должно быть проявлено осторожность (контроль вырубкой и по темплетам).
10. Включения	Неудовлетворительные огнеупоры. Недостаточная отрезка.
11. Растрепка	

Проверка счетной линейки для расчета мартеновских шихт

Работа по проверке линейки для расчета мартеновской шихты¹⁾ имела своей задачей проверить работу линейки в производстве и выявить моменты, требующие внесения соответствующих коррективов и внедрить счетную линейку в повседневную работу цеха путем инструктажа и соответствующей помощи работникам цеха, начинающим пользоваться линейкой.

В виду того, что имелся в наличии всего один экземпляр линейки, работу пришлось организовать в одной только бригаде.

За время с 29/V по 12/VI 1935 года при участии инженера металлургического отдела Центр. лаборатории помощником начальника смены 4-й бригады было зашихтовано по линейке 30 плавов, — рельсовых, осевых и кипящих на печах №№ 5, 6, 7, 10 и 11.

Над всеми плавками проводились наблюдения по ходу процесса, а также был обеспечен учет количества фактически заваливаемых и добавляемых в печь материалов.

Установить учет фактически заваливаемых материалов оказалось необходимым, так как практика показала, что далеко не всегда в печь задавали то количество материалов, которое назначалось согласно расчета по линейке.

В большинстве случаев это расхождение в количестве материалов, рассчитанных и заваленных в печь, составляло по железной руде 1-2 тонны, а по железной ломе и чугуны 2-4 тонны.

Были также случаи перешихтовки в процессе завалки, когда этого требовали условия, в которых находился цех (организационные неувязки).

Шихтовка по линейке проводилась без учета термической мощности печей, поскольку печи не были оборудованы всеми необходимыми приборами, могущими дать материал для составления тепловой характеристики работы печей.

Материалы наблюдений над 30 плавками, зашихтованными по линейке, собраны в нижеприведенной таблице.

В таблице указан анализ чугуна и процентное содержание чугуна в шихте. На основании этих данных рассчитано по линейке количество железной и марганцевой руды и известняка, которое должно быть дано в завалку.

Далее приведены цифры количества материалов, поступивших в печь во время завалки и доводки, а также данные, характеризующие процесс плавки.

Из данных таблицы видно, что плавки, зашихтованные по линейке и правильно заваленные, не имели каких-либо отклонений от нормального процесса, зависящих от шихтовки.

Внедрение показало полную пригодность линейки для цеховой работы, а также преимущества расчета шихты по линейке.

Положительным качеством является быстрота расчета; процесс шихтовки по линейке продолжался 3-4 минуты.

Необходимо также отметить повышение внимания сменного персонала цеха к процессу шихтовки и завалки при пользовании линейкой.

В процессе работы были выявлены моменты, требующие внесения коррективов в построение линейки.

В настоящее время центральной лабораторией КМК изготовлена партия линеек со следующими изменениями:

1. Расширена шкала „% Fe руды“

В первом экземпляре линейки эта шкала была построена для среднего содержания кремнезема в железной руде. Так как содержание кремнезема в железной руде непостоянно и колеблется от 4-х до 8%, то для большей точности расчета измененная шкала построена для содержания в руде $\text{SiO}_2 = 4\%, 6\% \text{ и } 8\%$.

2. Расширена шкала „% Mn руды“

В первом экземпляре шкала была построена для среднего содержания кремнезема в марганцевой руде. В виду колебаний содержания SiO_2 в марганцевой руде от 9,5% до 17% измененная шкала построена для содержания в руде

$$\text{SiO}_2 = 9,5\%, 13,5\% \text{ и } 17,0\%.$$

3. Исключена шкала „Содержание MnO в шлаке“ (занимавшая очень много места на линейке) количества.

Определение марганцевой руды по номограмме Mn достаточно точно и не требует дополнительной проверки определения количества марганцевой руды по содержанию MnO в шлаке.

4. Исключены кривые I и II в диаграмме „% расхода O_2 из руды“, составленные проф. Костылевым для холодно работающих печей Надеждинского завода и несоответствующие печам Кузнецкого завода.

Дальнейшим и необходимым этапом является уточнение кривых участия кислорода из руды.

Для обеспечения успешной работы по составлению характерных для каждой печи кривых участия кислорода из железной руды необходимо следующее.

1. Иметь материал большого количества плавов зашихтованных по линейке для каждой печи.

2. Достигнуть возможного постоянства в анализе и количестве спускного шлака.

3. Составить термические характеристики печей на основании отрегулирования их (печей).

Данная работа по внедрению линейки с 29/V по 12/VI 1935 г. проходила с участием инженера лаборатории.

С 12-го же июня т. г. 4-я бригада, шихтовавшая данные 30 плавов, приступила к самостоятельной шихтовке по линейке на всех печах.

Первого июля т. г. цеху переданы вновь изготовленные линейки для расчета шихты по линейке во всех сменах.

Для облегчения пользования линейкой публикуем инструкцию для расчета шихты.

¹⁾ См. „Кузнецкстрой“ № 6 1934 г. Н. Р. Лаптев.

Дата	№№ по порядку	№№ печей и плавов	Анализ чугуна					Колич. чугуна в завалке	Шихта расчитана по линейке в тн.			Шихта завалена в печь тн				Марка стали шихтовалась	Дано в доводку в тн.			Марка стали выпуска	% углерода при раскислении	Скорость выгор. С в первые 2 часа в кипении или до подсадки чугуна	% Мп при раскислении	Продолжительность		Количество выгорающих примесей				Примечание
			Mn	Si	C	P	V %		Руды железной	Руды марганцевой	Известняка	Чугуна жидк. + холодного	Ломь железный	Руда железная	Известняк		Руды жел.	Чугуна	Извести					Доводки	Плавки от начала завалки до выпуска	Mn	Si	C	P	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	
29/V	1	5-844	2,4	1,1	4,4	0,18	80	25	4,4	13	112+13	36	24	10	Рельс	1,75	—	1,2	Рельс	0,90					1,7	0,9	2,95	0,1	Плавку перерудили, потом был дан шт. чугуна 4 тн. Разделка отверстия продолжалась 1ч.10м. поэтому дали 2,5 тн. шт. чугуна.	
1/VI	2	5-850	2,0	0,85	4,4	0,18	72,5	20	5,6	10	116	44	20	11	"	1,0	—	1,2	"	0,96	0,0058	0,20	3-00	12-40	1,2	0,6	2,55	"		
4/VI	3	5-854	2,15	0,82	4,4	0,19	80	24,6	5,1	11,5	115+11	34	24	10	"	2	—	2,4	"	1,22	0,0057	0,24	3-05	12-15	1,5	0,7	2,95	"		
5/VI	4	5-856	2,15	0,89	4,45	0,18	70	24	5,2	11	105+8	46	22	10	Кипящ.	4	—	1,2	Кипящ.	1,00	0,0078	0,32	3-20	12-30	1,4	0,65	3,0	"		
7/VI	5	5-859	1,84	0,58	4,45	0,17	70	20	5,6	9,4	92+20	48	20	10	Рельс	0,5	—	2,4	"	0,59	0,0032	0,30	2-15	13-05	1,15	0,45	2,6	"		
9/VI	6	5-863	2,26	0,95	4,3	0,19	70	20	5,2	11,8	100+15,6	46	20	10,2	"	—	—	2,4	"	0,55	0,0047	0,31	3-15	12-45	1,4	0,75	2,5	"		
10/VI	7	5-864	1,8	0,5	4,3	0,18	57	16	6	8,4	62+25	68	16	10,5	Кипящ.	—	—	1,35	"	0,79	0,0082	0,32	1-25	11-25	1,0	0,40	2,3	"		
11/VI	8	5-866	2,2	0,7	4,4	0,2	70	19,8	5,2	9,4	100+13	50	18	10	Рельс	4	—	1,2	Рельс	1,54	0,0061	0,31	2-55	10-45	1,4	0,55	2,55	"		
29/V	9	6-637	2,0	0,8	4,4	0,12	80	24,3	5,2	11,2	120+9	32	23	11	Рельс	4,5	—	2,5	Кипящ.	0,89	0,0046	0,18	5-45	14-45	1,4	0,60	3,0	"		
4/VI	10	6-645	2,05	0,82	4,4	0,19	70	21,0	5,6	10,7	112	48	20	9	"	2	—	1,2	Рельс	0,90	0,0084	0,34	1-40	12-10	1,2	0,65	2,55	"		
5/VI	11	6-647	2,15	0,89	4,45	0,18	70	23	5,2	11,6	113	47	22	11	Кипящ.	5	—	1,2	Кипящ.	1,3	0,0053	0,23	2-35	11-55	1,4	0,70	3,0	"		
9/VI	12	6-655	2,26	0,95	4,3	0,19	70	24	5,0	12	112	49	22	11	Рельс	3	4	2,4	Рельс	1,42	0,0064	0,25	3-25	13-35	1,45	0,75	2,5	"		
11/VI	13	6-659	2,1	0,75	4,4	0,18	70	17	5,6	9,9	96+17	47	18	10,3	"	2	2,5	2,4	"	1,06	0,0063	0,21	3-05	10-15	1,3	0,60	2,55	"		
4/VI	14	7-735	2,0	0,84	4,4	0,18	68	16,0	5,6	9,0	95+14,5	51	16	7	Ось	—	—	1,2	Рельс	0,70	0,0023	0,31	1-45	10-15	1,1	0,70	2,74	"		
5/VI	15	7-737	2,2	0,94	4,48	0,2	72	25,3	5,2	11,2	103+13	44	25	10	Кипящ.	2	—	—	Кипящ.	0,81	0,0051	0,29	3-05	11-25	1,4	0,70	3,15	"		
7/VI	16	7-741	1,84	0,58	4,45	0,17	66	16,8	5,7	8,6	90+21	55	16	10,5	Ось	2	—	2,0	Рельс	0,93	0,0034	0,23	2-50	12-20	1,05	0,45	2,45	"		
9/VI	17	7-744	2,26	0,95	4,3	0,19	68	22	5,9	12	95+15,7	51	22	11,5	"	—	—	—	Осев.	0,90	0,0042	0,43	2-15	12-30	1,4	0,70	2,64	"		
10/VI	18	7-746	1,8	0,5	4,3	0,18	56	15,5	6,0	9,0	50+40	70	16	11	"	2	—	1,2	Осев.	1,16	0,0039	0,28	3-45	14-40	1,0	0,40	2,20	"		
29/V	19	10-343	2,0	0,95	4,4	0,12	80	22	5,1	11	90+23	50	22	11	Ось	—	10	1,2	Рельс	0,65	0,0031	0,27	1-50	11-20	1,5	0,8	3,6	0,1	Чугун жид. дан из-за задержки на разливочной площадке	
30/V	20	10-345	1,9	0,65	4,4	0,15	70	18	5,6	9	101+9	50	16	10	"	4	—	2,4	Кипящ.	1,02	0,0065	0,35	2-20	10-35	1,2	0,5	2,8	"		
31/V	21	10-347	1,7	0,5	4,6	0,17	70	17,9	5,6	8	97+11	52	16	10,7	Ось	2	—	1,2	Осев.	0,89	0,0045	0,32	3-04	10-34	1,1	0,4	3,0	"		
1/VI	22	10-349	1,9	0,75	4,4	0,17	70	16	5,6	9	82+6	53	16	8,5	Ось	3	18	1,2	Рельс	0,82	0,0063	0,24	1-55	10-10	1,2	0,6	2,8	"		
5/VI	23	10-356	2,16	0,99	4,48	0,18	72	25,5	5,3	12	97+18	45	25	11	Кипящ.	2	—	—	Кипящ.	0,62	0,0059	0,32	2-55	9-10	1,4	0,75	3,0	"		
7/VI	24	10-360	1,78	0,57	4,45	0,17	60	16	6,0	8,6	107	53,5	16	10	Ось	1	—	—	"	0,61	0,0048	0,26	2-10	11-40	1,0	0,45	2,5	"		
9/VI	25	10-365	2,26	0,92	4,3	0,19	72	22,4	5,6	11,8	100+17,6	43	22	10,5	Рельс	2	—	—	Рельс	1,00	0,0046	0,39	2-30	10-15	1,4	0,75	2,5	"		
11/VI	26	10-369	2,1	0,75	4,4	0,18	70	19,8	5,6	10	88+24	48	20	10	"	2	—	0,6	"	1,02	0,0061	0,21	2-10	9-40	1,3	0,6	2,5	"		
29/V	27	11-17	2,0	0,8	4,4	0,12	80	24	5,6	11,4	115+12	30	22	10	Рельс	4	—	1,2	Кипящ.	1,14	0,0053	0,19	3-25	12-25	1,4	0,7	2,9	0,1		
30/V	28	11-19	1,9	0,65	4,4	0,15	80	24,2	5,3	11,2	117+13	30	20	10	"	4	—	2,5	Рельс	1,86	0,0077	0,26	4-10	11-20	1,3	0,6	2,9	"		
31/V	29	11-21	1,7	0,5	4,6	0,17	65	18	5,2	7,8	104	56	19	8,7	"	—	6,5	—	"	0,61	0,003	0,21	1-55	9-35	1,5	0,4	2,8	"		
1/VI	30	11-23	1,9	0,7	4,44	0,17	75	22,4	5,7	10,4	95+19,6	42,3	20	9,5	"	4,5	—	1,2	"	1,19	0,006	0,17	4-50	12-20	1,3	0,6	2,7	"		

Примечание:

- Количество руды поступавшее в завалку колебалось от 4-х до 5-ти тонн;
- В графе „шихта расчитанная по линейке“ приводятся данные пересчета шихты по новой линейке. Расчет же шихты, на основании которого проводилась завалка данных 30 плавов, производился по старой линейке и в данной таблице не приведен.

Химический анализ спускного шлака данных плавов колебался в след. пределах в весов. %/0.

SiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO
13,9—18,7	32,5—44,6	4,0—6,9	14,9—20,4
CaO	Уд. вес	Объемн. вес	
9,5—17,9	3,9—4,17	2,7—3,0	

Инструкция для расчета мартеновской шихты по линейке, составленной инж. Н. Р. Лаптевым

Имеем чугуны следующего анализа:

Мп—2,0%; Si—0,8%; С—4,4%; Р—0,18%.

Содержание чугуна в шихте принимаем равным 80%.

I. Определяем количество выгорающих элементов

Мп. На номограмме „Мп“ находим наклонную прямую линию сходящегося пучка, соответствующую % Мп в чугуне.

Поднявшись по ней вверх, находим точку ее пересечения с горизонталью, соответствующей 80% чугуна. Установив риску движка против этой точки, внизу по шкале определяем количество Мп в шихте. Получаем цифру 1,7%.

Принимая далее, что в ванне остается перед раскислением 0,3% Мп, получаем количество выгорающего Мп = 1,4%.

Si. Аналогичным образом по номограмме „Si“ находим точку пересечения наклонной линии, соответствующей 0,8% Si, сносим ее на горизонтальную ось и получаем количество выгоревшего Si 0,70%; считаем, что Si выгорает весь.

С. Такими же приемами определяем количество „С“ в шихте. Сносим на горизонтальную ось точку пересечения наклонной, соответствующей 4,4% С, с горизонтальной соответствующей 80% чугуна. Получаем—3,6%. Из этой величины вычитаем углерод, остающийся в готовом продукте, для рельсовой плавки считаем — 0,65%; таким образом, количество выгорающего „С“ будет равно $3,6 - 0,65 = 2,95\%$.

Р. Точно также определяем количество выгорающего фосфора. Сносим точку пересечения наклонной —0,18% Р с горизонтальной 80%. Получаем „Р“ в шихте 0,15%. В стали остается —0,05. Выгорает Р —0,1%.

II. Определяем количество кислорода, потребное на окисление этих примесей.

1. Затем ставим „О“ шкалы „% выгорающего Мп“ против „О“ шкалы „% O_2 на выгорание“, откладываем по шкале „% выгорающего Мп“—1,4% и ставим риску движка против этой цифры.

2. Затем ставим „О“ шкалы „% Si в шихте“ против риски движка и передвигаем движок так, чтобы риска заняла положение по шкале „% Si в шихте“—0,70%.

3. Ставим „О“ шкалы „выгорание Р в %“ против риски и откладываем по этой шкале 0,1% Р.

4. Против последнего положения риски движка ставим „О“ шкалы „% выгорающего С“ и передвигаем риску по этой шкале до 2,95%.

5. „О“ шкалы „ O_2 в шлаке“ совмещаем с последним положением риски движка и откладываем на ней 0,8%. Так как при условии работы со спуском шлака количество кислорода, остающееся в спусковом шлаке, принимаем равным 0,8% (см. журнал „Кузнецкстрой № 6 (13) 1934 г. „Счетная линейка для быстрых расчетов мартеновской шихты“ инж. Н. Р. Лаптев), получаем суммарное количество кислорода для окисления всех выгорающих примесей на шкале „% O_2 на выгорание“ —6,04%.

III. Определяем требуемое количество железной руды.

На тыловой стороне линейки по кривой IV на последней номограмме определяем % O_2 из руды при 80% чугуна в шихте. Получаем 74%. Таким образом из руды должно поступить $O_2 - 6,04 \times 0,74 = 4,47\%$.

Для определения потребного количества железной руды на шкале „% O_2 на выгорание“ на тыловой стороне линейки откладываем 4,47% и поднимаемся по риску до горизонтали —25% номограммы „ ΣO_2 из руды“.

Получаем требуемое количество железной руды —17,9%.

IV. Для определения требуемого количества марганцевой руды задаемся суммарным количеством Мп в шихте—2,5%

Металлическая часть шихты при этом дает 1,7% (находим по номограмме „Мп“, зная содержание Мп в чугуне —2,0% при 80% чугуна в шихте).

По номограмме „Мп“ определяем потребное количество марганцевой руды. По наклонной из пучка, соответствующей 1,7% Мп, поднимаемся вверх до пересечения ее с жирной наклонной прямой, соответствующей 2,5% Мп. Точку пересечения сносим на вертикальную шкалу и получаем 3,35% от металлической завадки или $0,0335 \times 160 = 5,36$ тн.

Было вычислено, что 1% марганцевой руды замещает приблизительно 0,5% железной руды. Таким образом, железной руды в завадку должно пойти не 17,9%, а $17,9 - (3,35 \times 0,5) = 16,2\%$ от металлической завадки или $0,162 \times 160 = 25,92$ тонн.

V. Определение потребного количества известняка производим следующим образом

1. „О“ шкалы „% Si из свода“ совмещаем с „О“ шкалы „% известняка“ и откладываем 0,2%, затем

2. „О“ шкалы „% Fe руды“ совмещаем с рисккой движка и откладываем 16,2% по шкале „% Fe руды“ соответствующей 0,6% SiO_2 в руде.

3. „О“ шкалы „% Мп руды“ совмещаем с рисккой движка и откладываем по шкале, соответствующей содержанию 13,5% SiO_2 в Мп руде, расчетный расход Мп руды — 3,35%.

4. „О“ шкалы „% Si в шихте“ ставим против последнего положения движка и откладываем по этой шкале 0,70% Si.

5. „О“ шкалы „% выгорания Р“ совмещаем с рисккой движка, после последней операции и откладываем на ней количество выгорающего Р—0,1%.

После всех этих операций мы имеем суммарное количество кислых окислов ($SiO_2 + P_2O_5$) перешедших в шлак, которые надлежит офлюсовать. Спускаемся по риску движка до пересечения со шкалой „% известняка (50)“, соответствующей 50% свободного CaO в шлаке, находим требуемое количество известняка равным 12,38%.

Так как работа велась со спуском шлака, (в спускаемом шлаке отношение между CaO и $\Sigma SiO_2 + P_2O_5$ значительно меньше, чем в конечном и, следовательно, спуск шлака вызывает увеличение основно-

См. журнал „Кузнецкстрой № 6—1934 г. Н. Р. Лаптев

сти конечного шлака), а коэффициент снижения в количестве задаваемого известняка при спуске шлака равен 0,8, то вносим поправку. Полученную цифру умножаем на 0,8.

$$12,38 \times 0,8 = 9,90\%$$

Результат от умножения откладываем с помощью движка по шкале „‰ известняка (50)“.

Затем вносим поправку на доломит. Для нашего случая при 80‰ чугуна в шихте расход доломита

составляет 3,5‰ (находим по таблице справа на верхней панели передней стороны линейки).

Устанавливаем против последнего положения риски „О“ шкалы „‰ обожженного доломита“ и откладываем влево 3,5‰.

На шкале „‰ известняка (50)“ получаем необходимое количество известняка 7,4‰ от металлической завадки или $0,074 \times 160 = 11,84$ тн.

Литейный отдел

Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО.

Инж. В. Н. ПАНТЕЛЕЕВ (ассист. СМИ)

Центральная лаборатория КМК

Подбор высококачественных бронз для тяжелогруженных подшипников

1. ВСТУПЛЕНИЕ

Первая часть работы имела целью выявить ряд бронз наиболее устойчивых в механическом отношении. По химическому составу лучшими оказались кремнистые и алюминиевые, поэтому эти бронзы и были приняты для всестороннего изучения их механических свойств.

Учитывая благотворное влияние алюминия на литейные свойства кремнистых бронз, без ухудшения их механических качеств (из тех же предварительных данных), были приняты варианты кремнистых бронз с содержанием алюминия до 7,5‰.

Кроме указанных бронз, для сравнения были взяты еще две:

а) свинцово-оловянная бронза, имеющая широкое распространение и

в) марганцевистая латунь, рекомендованная комиссией по экономии металла при НКТП, как испытанная в подшипниках паровозов.

Химический состав намеченных к испытанию бронз сведен в таблицу 1.

Плавка велась в 15 кв. печи Таммана, вес садки во всех случаях был около 1 кг.

Отливка производилась в цилиндрическую стальную изложницу с толщиной стенок в 20 мм. Диаметр слитка был 50 мм. и высота до 60 мм.

Из этих слитков вырезались образцы для испытания на износ и кубики для сжатия.

II. Материалы и лигатуры.

Для составления шихт употреблялись материалы:

а) металлы: медь—электролитическая, олово—чушковое, чистое, цинк—листовой и свинец—рольный;

б) ферросплавы: ферромарганец 80‰, ферросилиций—77‰, ферроалюминий—66‰ алюминия;

в) лигатуры: медь—кремний (химический анализ смотреть дальше), медь—алюминий (50 и 50‰), медь—марганец.

Выплавку лигатур необходимо рассмотреть подробно из-за некоторых особенностей их производства.

Таблица 1.

№ по пор.	Плавочный №	Название	Sn	Pb	Al	Si	Mn	Fe	Zn
1	5	Свинцово-оловянистая бронза	8	12					
2	6	Марганцевистая латунь	—	2	—	—	2	—	38
3	3	Алюминиевая бронза	—	—	10	—	—	—	—
4	4	Алюминий-марганец—железная бронза	—	—	10	—	3	3	—
5	1	Кремнистая бронза	—	—	7,5	2,5	—	—	—
6	2	Тоже	—	—	7,5	5	—	—	—
7	7	„	—	—	1	5	—	—	0,5
8	8	„	—	—	1	3	—	—	0,5
9	9	„	—	—	2	3	—	—	2

Медь—кремний (Cu—Si)

Для выплавки кремнистых бронз, в первой части работы, служила лигатура, близкая к „а—1“ (Лулева) с той лишь разницей, что в процессе плавки она не подвергалась продувке, с целью выжигания железа.

По данным Дьюса железо в цветных сплавах легко образует при окислении шлаки в виде Fe_2O_3 , трудно удаляемые из сплава, что может служить причиной брака отливки.

Зибец наблюдал, при наличии в меди закиси ее, в присутствии железа, образование пор и дыр в отливке.

Влияние железа на бронзы нельзя считать отрицательным, так как оно в сплавах, состоящих из β-фазы (или имеющих таковую) вызывает выделение α—твердого раствора (Ирресбергер), тем са-

мым увеличивая способность наклепываться. Кроме того, железо вызывает размельчение α и β — кристаллов.

По мнению Рейнгласса железо, введенное до 1—1,5%, оказывает положительное влияние на мелкие отливки, давая безпузыристую плотную литье с повышенной твердостью.

Полученная нами лигатура содержала 9% железа и имела следующий состав:

Cu—42,16; Fe—9,31; Si—42,12; Sn—0,42, Zn—4,28%.

Считая, что небольшое содержание железа в бронзе будет иметь положительное значение, мы не стремились освободиться от него при изготовлении лигатуры.

Для выплавки этой лигатуры применялась латунь, содержащая 27,5% Zn, что составляло в шихте 13,75% Zn. Как видно „угар“ цинка в результате плавки доходил до 66%.

Объяснить такого рода „угар“ можно явлением возгона цинка (температура кипения его $\sim 930^\circ$) при плавании, так как температура сплава доходила до 1450° (!) в момент растворения латуни.

Пары цинка над ванной окислялись и эти окислы, сгущаясь в хлопья, падали, создавая впечатление сильного снегопада.

Помимо возгона цинка, наблюдалось еще явление сильного разбрызгивания металла при введении латуни, что объяснялось, помимо бурного кипения цинка, интенсивным раскислением ванны. Раскисление и служило причиной быстрого подъема температуры.

Учитывая эти обстоятельства, при проведении следующих опытов изготовлялась лигатура, не содержащая цинка.

Шихта лигатуры и анализ ее сведены в таблицу 2.

Таблица 2.

Ш и х т а.		Cu	Sn	Al	Si	Fe
Меди 677 г.	Шихта в % Плавочный химический анализ	56,2	1,36	1,07	31,9	9,5
Олова 16,5 г.						
Алюминия 13 г.		55,6	0,27	6,39	30,44	9,09
Ферросилиция 500 г.						
120,6,5 г.		—0,6	—1,09	+5,32	—1,46	—0,41

Увеличение количества алюминия необходимо считать ошибкой анализа. Другие элементы ведут себя вполне закономерно.

Есть полное основание предполагать, что олово без ущерба может быть удалено из этой лигатуры, так как в процессе плавки угар его достигает 80%, а в дальнейшем и эта незначительная оставшаяся его часть исчезает вовсе (см. анализы кремнистых бронз, таблица 7).

Плавка этой лигатуры велась следующим образом: предварительно расплавлялась вся медь под слоем древесно-угольной мелочи, вводилось небольшое количество алюминия, затем все олово. После этого поднималась температура до $1250-1300^\circ$.

По достижении необходимой температуры вводилась половинная порция (250 г.) ферросилиция, затем остатки алюминия и, наконец, остальной ферросилиций. Время растворения отдельных порций ферросилиция равнялось, примерно, 5 минутам.

Во все время плавки и перед разливкой ванна сильно перемешивалась железным стрежнем. Необходимо при этом следить, чтобы стержень не растворялся, так как кремний, имеющийся в ванне способствует усиленному растворению железа.

Особых мер предосторожности против окисления ванны не предпринималось. Все время тигель держался закрытым пробкой из огнеупорной глины, только на короткое время она приподнималась для введения шихты или для перемешивания. В самом тигле атмосфера была все время восстановительная, из-за сгорания его стенок (графитов. тигель).

Разливка лигатуры производилась в металлическую изложницу, отливалась в плотные слитки без признаков усадки или вспучивания. В изломе слитки имели крупнопластинчатое сложение, никаких внутренних дефектов не обнаруживалось. По излому лигатура мало отличалась от ферросилиция.

Степень жидкотекучести пониженная, степень выполнения формы неполная, острые углы формы не заполняются, верх слитка выпуклый.

Продолжительность отдельных плавов длилась 35-45 минут.

Медь-алюминий

Изготовление этой лигатуры не представляет ничего особенного. Шихта ее составлялась из равных весовых количеств меди и алюминия.

В расплавленную под слоем древесно-угольной мелочи медь вводились куски алюминия и ванна для ускорения процесса растворения все время перемешивалась.

Отдельные плавки длились только 25-30 минут. Разливка производилась в металлическую форму. Лигатура легко разбивалась молотком.

Медь-марганец

К сожалению, автор, рекомендуя цинк-марганцевую латунь, не указывает методов изготовления медь-марганцевой лигатуры, поэтому, несмотря на целый ряд повторных плавов, получить лигатуру удовлетворительного качества не удалось. Все отливки представляли из себя смесь окислов с незначительным количеством металлоидной лигатуры.

Такая лигатура не могла быть применена, и марганец вводился в шихту латуни в виде ферромарганца.

Ферроалюминий

Не имея готового ферроалюминия, его пришлось выплавить самим. Для шихты были взяты обрезки мягкого котельного железа и чушковый алюминий.

В магнезитовом тигле, в той же печи Таммана, расплавлялось железо и в него вводились куски алюминия.

По анализу получился сплав, содержащий 66% алюминия и 33% железа.

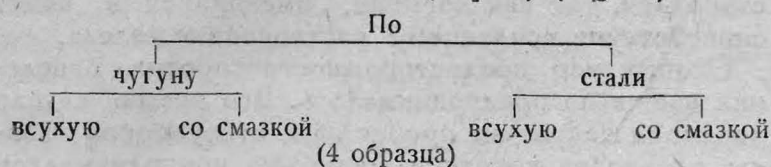
III. Бронзы

Почти из всех бронз было отлито по 6 слитков из следующих соображений:

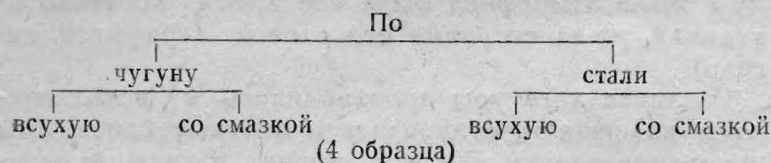
а) из каждого слитка можно было изготовить по два образца для испытания на истирание, следовательно, из каждой бронзы можно было получить по 12 образцов;

б) эти двенадцать образцов должны были подвергнуться истиранию в трех состояниях, по схеме:

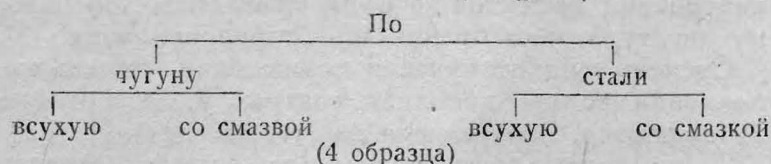
I. В литом состоянии (сырые) (I цикл).



II. Послековки (II цикл).



III. После закалки (III цикл).



Для II и III цикла необходимо предварительно установить оптимальные температуры, над чем в настоящее время работает металлографический отдел центральной лаборатории.

Первый же цикл испытаний проведен и разбирается подробно в главе „Механические испытания“ настоящей статьи.

1. Свинцово-оловянистая бронза (Плавочный № 5).

Эта бронза, как уже упоминалось выше, выплавлялась лишь с целью получения материала для сравнения.

Шихта этой бронзы составлялась, как это видно из таблицы 3, из меди, олова, свинца и цинка, введенного для раскисления.

Таблица 3.

Ш и х т а		Cu	Sn	Pb	Zn
Меди 800 г.	Шихта в % Плавочный анализ	80	8	12	+1
Олово 80 г.					
Свинца 120 г.					
Цинка 10 г.		80,1	7,24	10,91	1,34
1010 г.		+0,1	-0,76	-1,09	+0,34

Порядок расплавления и закалки шихты был следующий: в медь, расплавленную под слоем древесноугольной мелочи, вводилась половинная порция цинка, затем свинец и олово. После полного расплавления и тщательного перемешивания ванны давался остальной цинк.

В процессе плавки температура ванны поднималась до 1300-1350°.

Температура разлива колебалась в интервале 1200-1230°.

Продолжительность плавки колебалась между 20-30 минутами.

Литейные свойства: степень жидкотекучести удовлетворительная, заполнение формы полное. Усадка незначительная. Внешних дефектов нет.

Микроструктура: преобладает α -твердый раствор, $\alpha+\delta$ -эвтектид распределен равномерно. Свинец распределен не столь равномерно, отдельные его

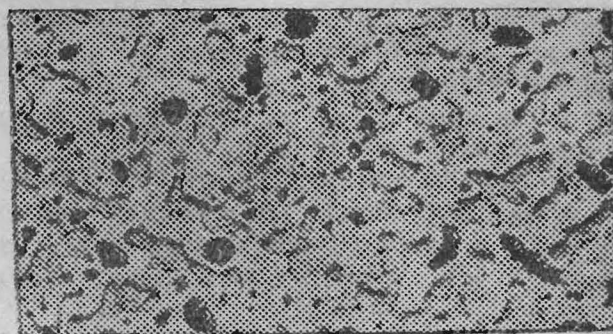


Фото 1

× 400

Свинцово-оловянистая бронза плавка № 5.

Cu - 80,10; Pb - 10,91; Sn - 7,24; Zn - 1,34

$\sigma = 84,7 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 24,4 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 50 - 48$

включения неодинаковы по величине, некоторые его включения доходят по длине до 0,05 мм (фиг. 1 и 2).

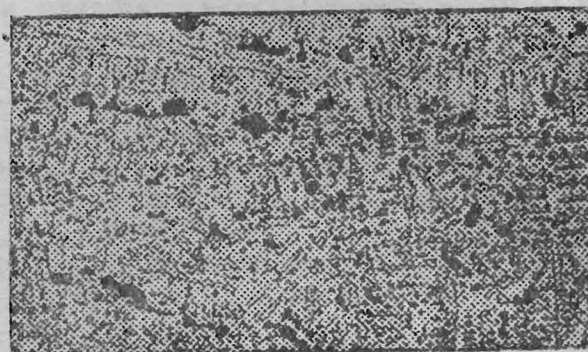


Фото 2

× 100

Свинцово-оловянистая бронза, плавка № 5.

Cu - 80,10; Pb - 10,91; Sn - 7,24; Zn - 1,34

$\sigma = 84,7 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 24,4 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 50 - 48$

2. Марганцевистая латунь

Эта латунь, также как и свинцово-оловянистая бронза, бралась для сравнения, в виду рекомендации ее комиссией НКТП, как высококачественной латуни испытанной на вкладышах паровозных колесных пар, на втулках тяжелогруженных повозок, вагонов и т. д., могущей в некоторых случаях превзойти оловянистые бронзы.

Для выплавки этой латуни брались, как видно из таблицы 4, следующие материалы: медь, цинк, ферромарганец и свинец.

Вместо рекомендованной марганцево-медной лигатуры, по упомянутым впереди причинам, пришлось воспользоваться ферромарганцем.

Таблица 4

Ш и х т а		Cu	Mn	Pb	Zn	Fe
Меди 575 г.	Шихта в % %	57,5	2	2	38	0,75
Ферромарганца 25 г.						
Свинца 20 г.	Плавочный анализ	57,38	0,61	2,66	37,68	0,71
Цинка 380 г.						
1000 г.		-0,12	-1,39	+0,66	-0,32	-0,04

Одним из недостатков плавки этой латуни (в наших условиях) необходимо считать неизбежность высокого перегрева меди до 1300—1350°, для растворения ферромарганца.

Ход плавки этой латуни был следующий: в медь, расплавленную под слоем древесно угольной мелочи, перегретую до 1300—1350°, вводилось около 5 г. цинка, а затем весь ферромарганец. После растворения ферромарганца, по времени около 5 минут, снижалась температура ванны и вводился свинец и остатки цинка.

Необходимо отметить особый метод ускорения растворения и увеличения предохранения от окисления вводимого ферромарганца. Удельный вес ферромарганца значительно ниже, чем у расплавленной меди, вследствие чего он всплывает на поверхность. Чтобы заставить ферромарганец находиться в массе жидкой меди, тигель печи ставился в сильно наклонном положении и куски ферромарганца вталкивались железным стрежнем вглубь ванны, металл же ванны, выталкивая их, прижимал к верхней стенке тигля и благодаря трению неровных кусков о графитовый тигель, они не могли всплыть, находясь таким образом в жидком металле. Тем самым увеличивался контакт между медью и ферромарганцем, что способствовало растворению последнего.

Температура разлива во всех случаях колебалась между 1130—1190°.

Температура изложниц поднималась до 270°.

Продолжительность плавки колебалась от 25 до 45 минут.

Литейные свойства латуни: степень жидкотекучести удовлетворительная, заполнение формы полное. Усадка как у обычной латуни. Внешних дефектов нет.

Микроструктура: по количеству цинка, естественно было бы ожидать две составляющие, α и β —твердые растворы. Наблюдается же α —твердый раствор и эвтектид, очевидно, образовавшийся в результате наличия в сплаве марганца и железа (фото 3 и 4). Свинец ни в твердый раствор, ни в эвтектид не вошел и остался в свободном состоянии, распределившись равномерно по всей массе металла в виде мелких включений округлой формы.

3. Алюминиевая бронза

(Плавочный № 3).

Для составления шихты брались медь и алюминий (таблица 5).

Таблица 5

Ш и х т а		Cu	Al	Fe	
Меди 900 г.	Шихта в %	90	10	—	
Алюминия 100 г.	Плавочный анализ	91,00	9,93	0,72	$\Sigma=101,65\%$
1000 г.		+1,00	-0,67	+0,72	

Условия плавки этой бронзы особенно благоприятны, в виду низкой температуры плавления отдельных компонентов, не требующих высокого перегрева.

Процесс плавки велся обычно, т.е. в расплавленную под древесноугольной мелочью медь вводился

алюминий. Никаких раскислителей не добавлялось в виду хорошей раскисляющей способности самого алюминия.

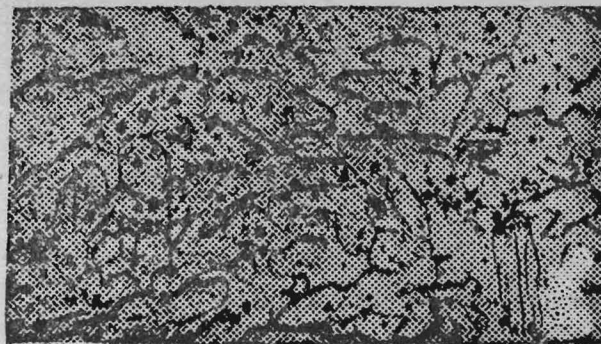


Фото 3

× 400

Марганцевистая латунь плавка № 6
Cu—57,38; Zn—37,68; Mn—0,61; Fe—0,71; Pb—2,66
 $\sigma = 104,9 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 27,0 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 53$

Температура ванны выше 1170° не поднималась. Только по неосторожности температура шестой плавки была доведена до 1250°, температура всех остальных пяти плавки колебалась между 1130—1170°.

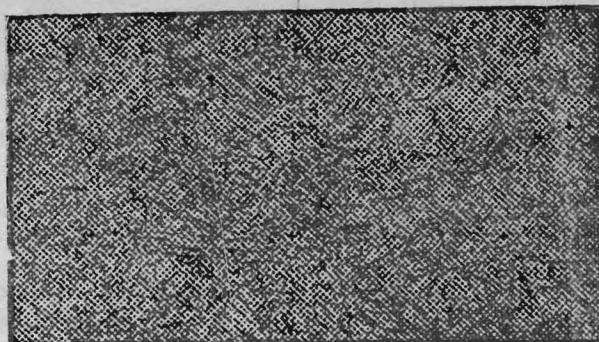


Фото 4

× 100

Марганцевистая латунь плавка № 6.
Cu—57,38; Zn—37,68; Mn—0,61; Fe—0,71; Pb—2,66.
 $\sigma = 104,9 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 27,0 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 53$

Температура изложницы поднималась до 275°. Продолжительность плавки колебалась от 20 до 30 минут.

Литейные свойства: степень жидкотекучести удовлетворительная, заполнение формы полное. Усадка значительная (около 2%). Наблюдаются внешние дефекты плены. Причинами появления плены были: изменение направления струи при разливе, обливание стенок изложницы, вспенивание и стекание окислов с поверхности металлической ванны.

Микроструктура: сильно развитая дендритная структура, состоящая из кристаллов α —твердого раствора с незначительными прослойками $\alpha + \gamma$ эвтектоида (фото 5—6). Встречаются мелкие включения окиси алюминия.

4. Алюминий—железо-марганцевая бронза

(Плавочный № 4)

Для составления шихты этой бронзы брались следующие материалы: медь, алюминий, ферромарганец (80%-ный) и ферроалюминий (66%-ный) (см. табл. 6).

Таблица 6

Шихта		Cu	Al	Mn	Fe
Меди 840 г.	Шихта в %	84	10	3	
Алюминия 60 г.					
Ферроалюминия 63 г.	Плавочный анализ	84,36	10,26	2,73	2,94
Ферромарганца 37 г.		+0,16	+0,26	-0,27	-0,06
1000 г.					

По методу плавки эта бронза одинакова с марганцевистой латунью (плавочный № 6) и отличается от чисто алюминиевой необходимостью перегрева меди до 1300-1350°, для растворения ферромарганца.

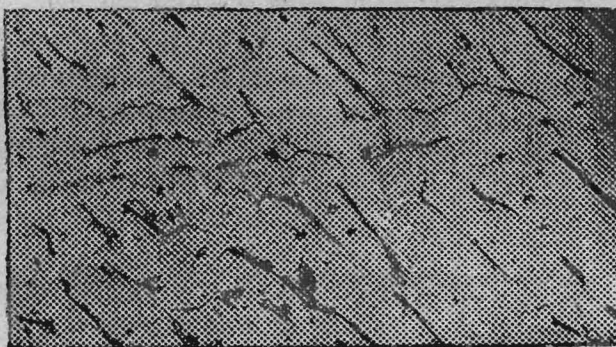


Фото 5 × 400
Алюминиевая бронза плавка № 3.
Cu—91,0 Al—9,93 Fe—0,72
 $\sigma_{сж} = 153,4 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 31,0 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 57$

Плавка заканчивалась в интервале температур 1150-1200° и металл выливался в металлическую изложницу.



Фото 6 × 100
Алюминиевая бронза плавка 3
Cu—91,0, Al—9,93, Fe—0,72
 $\sigma_{сж} = 153,4 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 31,0 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 57$

Температура изложницы поднималась до 270°. Продолжительность плавки колебалась между 20 и 30 минутами.

Литейные свойства: степень жидкотекучести удовлетворительная; заполнение формы полное. Усадка большая, до 2%; вообще усадка увеличивается с повышением температуры разливки. Внешние дефекты такие же, как и у алюминиевой бронзы.

Микроструктура: к сожалению, нельзя сказать что либо вполне определенное о структуре, так как ее составляющие не изучены (фото 7 и 8).

В общем можно характеризовать структуру следующим образом:

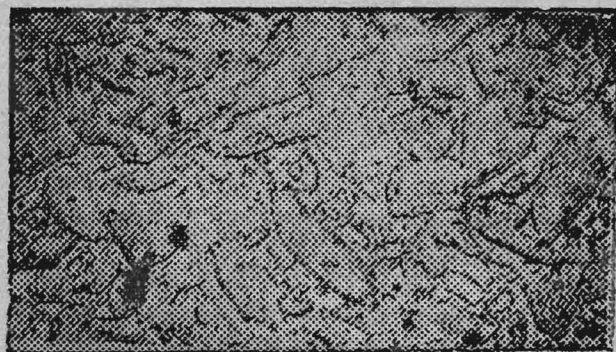


Фото 7 × 400
Алюминий-железо-марганцевистая бронза плавка № 4
Cu—84,36, Fe—2,94; Mn—2,73, Al—10,26
 $\sigma = 119,5 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 49 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 77$

а) железо проявило себя обычно, т.е. под его влиянием структурные составляющие раздроблены (сравнить фото 3 марганцевистая латунь и 7 фото 5);

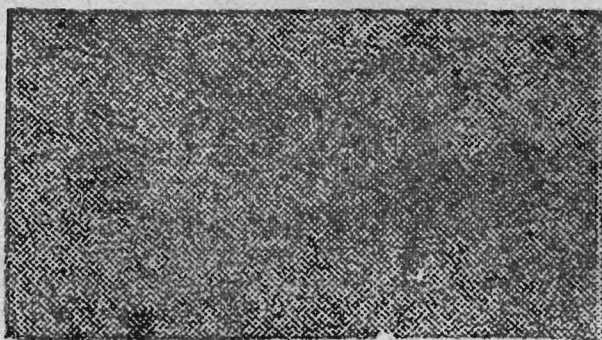


Фото 8 × 100
Алюминий-железо-марганцевистая бронза плавка № 4
Cu—84,36; Fe—2,94; Mn—2,73, Al—10,26
 $\sigma = 119,5 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 49 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 77$

б) ясно выделяется α -твердый раствор на фоне эвтектоида, не отличающегося от эвтектоида марганцевистой латуни (сравнить фото 8 и 4). Очевидно, на образование эвтектоида, как в первом, так и во втором случае, оказал влияние марганец. Железо на шлифе видно в виде округлых, рельефно выступающих включений.

Металл слегка загрязнен мелкими включениями окислов алюминия.

5. Кремнистые бронзы

(Плавочные №№ 1, 2, 7, 8 и 9).

Все эти пять бронз рассматриваются вместе из соображений более удобного сопоставления их, так как во многом они схожи между собой, отличаясь лишь некоторыми мелочами, которые могли бы ускользнуть при разрозненном изучении.

В шихту этих бронз, как это уже отмечалось, вводились лигатура медь—кремний, затем медь, алюминий и в соответствующих комбинациях цинк.

Шихтовка и химический состав этих бронз сведены в таблицу 7.

Таблица 7

Ш и х т а.			Cu	Si	Al	Zn	Fe	Sn	Примечание
Cu — Si	70 г.	Шихта в ‰ ‰ . . .	90	2	7,3	—	0,5	0,02	Плавка № 1
Меди	930 г.	Плавочный анализ .	89,91	2,31	6,94	—	1,22	след.	
Алюминия	80 г.								
	1080 г.		—0,09	+0,31	—	—	+0,72	—0,02	
Cu—Si	120 г.	Шихта в ‰ ‰ . . .	87,6	3,33	7,3	—	1,13	0,03	Плавка № 2
Меди	880 г.	Плавочный анализ .	87,36	2,68	7,08	—	2,12	след.	
Алюминия	80 г.								
	1080 г.		—0,24	—0,65	—	—	+0,99	—0,03	
Cu — Si	166 г.	Шихта в ‰ ‰ . . .	92,05	4,95	—	0,49	1,63	0,04	Плавка № 7
Меди	836 г.	Плавочный анализ .	92,11	4,94	0,93	0,32	2,17	след.	
Цинка	5 г.								
	1007 г.		+0,06	—0,01	—	—0,17	+0,54	—0,04	
Cu—Si	120 г.	Шихта в ‰ ‰ . . .	92,7	3,52	—	1,96	1,17	0,03	Плавка № 8
Меди	880 г.	Плавочный анализ .	91,88	4,01	0,91	2,54	1,74	след.	
Цинка	20 г.								
	1020 г.		—0,82	+0,49	—	+0,58	+0,57	—0,03	
Cu—Si	120 г.	Шихта в ‰ ‰ . . .	91,8	3,5	0,97	1,94	1,16	0,03	Плавка № 9
Меди	880 г.	Плавочный анализ .	91,10	3,4	1,39	2,31	1,21	0,04	
Алюминия	10 г.								
Цинка	20 г.								
	1030 г.		+0,02	—0,01	—	+0,37	+0,05	+0,01	

Плавка этих бронз велась следующим образом: в расплавленную под слоем древесно-угольной мелочи медь вводилась небольшая порция, 5-10 г., алюминия, (плавки 1 и 2) или цинка (плавки 7,8 и 9), после расплавления и перемешивания вводилась лигатура (Cu - Si). Лигатура растворялась в течении 3-5 минут при этом ванна все время перемешивалась. После растворения лигатуры вводились остатки алюминия и цинка.

Разливка производилась в металлическую форму. Как исключение три плавки за № 7 отливались в асбестовую форму, об этих пробах говорится дальше.

Литейные качества и ход плавков сведены в таблицу 8.

Микроструктура: по микроструктуре эти бронзы делятся на ясно выраженные две группы: к первой группе относятся бронзы № 1 и 2 (богатые алюминием), а ко второй №№ 7,8 и 9 (с малым содержанием алюминия).

Вообще необходимо сделать оговорку, что структура этих бронз не изучена, поэтому говорится о них лишь предположительно.

Структура 1 группы бронз (фото 9,10,11 и 12), также как и у алюминиевой (фото 5 и 6), состоит

из дендритов α -твердого раствора. Наблюдаются незначительные выделения железа, в виде небольших включений округлой формы.

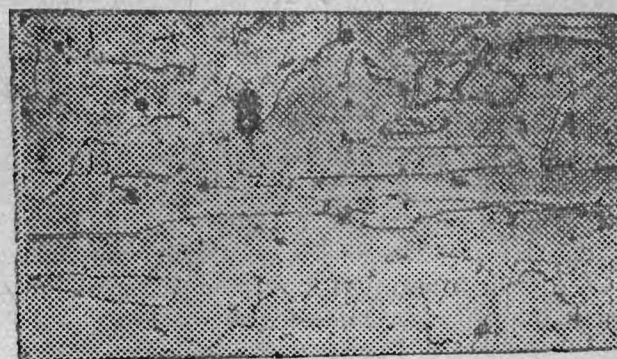


Фото 9

× 400

Кремнистая бронза плавка № 1
Cu—89,91 : Si—2,31; Al—6,94, Fe—1,22
 $\sigma = 106 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 61,3 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 80$

Группа II (бронзы 7,8 и 9) по структуре (фото 13, 14, 15, 16, 17, 18) резко отличается от группы I наличием большого количества эвтектоида, обра-

Таблица 8.

№ плавки	Продолжительность плавки	Температура разливки	Степень жидкотекучести.	Заполнение формы.	Усадка	Внешние дефекты.
1	25-30 минут 1-я 50 мин.	1200—1250°	Удовлетворительное.	Полное	Такая же как и у алюминиевой бронзы $\sim 20/0$	Плены как у алюминиевой бронзы.
2	25-45 мин.	1225—1250°	"	"	"	"
7	20-35 мин.	1120*) 1200 1220	"	"	нет**)	нет
		1100— 11300***)	"	"	Как и оловянистой бронзы	нет
8	30-35 мин. 1-я 50 мин	1100— 1170°	"	"	Немного меньше чем у № 1	нет
	35-45 мин.	1125— 1200°	"	"	"	"

зование которого вызвано наличием в этих бронзах цинка и уменьшением количества алюминия.

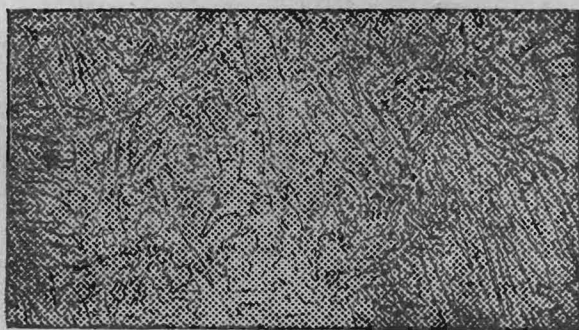


Фото 10 $\times 100$
Кремнистая бронза плавка № 1.
Cu—89,91; Si—2,31; Al—6,94; Fe—1,22
 $\sigma = 106 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 61,3 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 81$

Как видно из сопоставления химических анализов этих трех бронз (табл. 7) и микроснимков, количество эвтектоида строго лимитировано количеством цинка. Так наибольшее количество эвтектоида наблюдаются у бронзы № 8 (фото 15 и 16), наименьшее у бронзы № 7 (фото 13 и 14) и, наконец, среднее положение занимает бронза № 9 (фото 17 и 18), имеющая среднее количество цинка.

Помимо изменения количества α -твердого раствора, у этих трех бронз наблюдается еще и изменение количества выделений неправильной формы, как в α -твердом растворе, так и на фоне эвтектоида. Так как природа их неизвестна и с химиче-

*) Эти три плавки отлиты в асбестовые формы.

**) Усадки нет, но за то у второй плавки (температура отливки 1200°) небольшое выпотевание, у третьей плавки (отливка 1220°) значительное выпотевание вследствие выделения газов.

***) Отлиты в металлическую форму, механическим испытанием подвергнуты только эти—отлитые в металлические формы—бронзы.

ским анализом (по данным табл. 7) изменение их количества связать нельзя, то вопрос о них остается пока открытым.

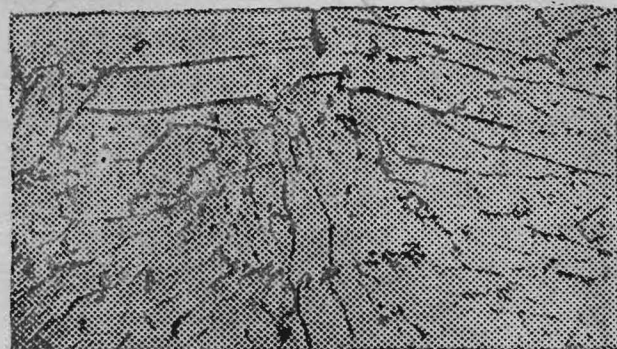


Фото 11 $\times 400$

Кремнистая бронза плавка № 2
Cu—87,36; Si—2,68; Al—7,08; Fe—2,12
 $\sigma = 107,7 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 68,8 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 90$

V. Механические испытания бронз

Испытания на износ производились на машине Амслера.

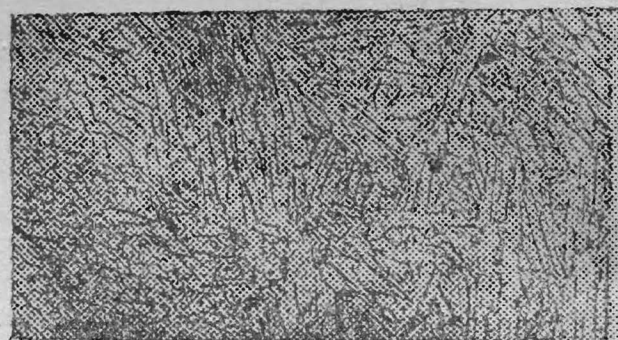


Фото 12 $\times 100$

Кремнистая бронза плавка № 2
Cu—87,36; Si—2,68; Al—7,08; Fe—2,12
 $\sigma = 107,7 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 68,8 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 92$

Принцип действия ее следующий: горизонтальный вал 1 (фото 19) вращается с постоянным числом оборотов "n". На оси вала закрепляется круг-

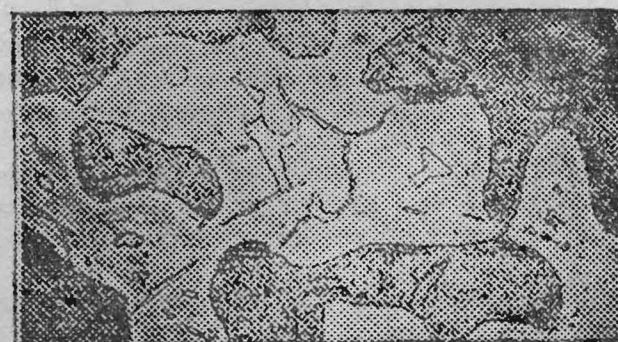


Фото 13 $\times 400$

Кремнистая бронза плавка № 7
Cu—92,11; Si—4,94; Al—0,93; Fe—2,17 Zn—0,32
 $\sigma = 131,5 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 37,0 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 65$

лый эталон с диаметром $d = 50 \text{ мм.}$ и шириной $b = 10 \text{ мм.}$ К нижнему кольцу плотно прилегает испытуемый бронзовый образец, давление на который устанавливается натяжением пружины и может быть изменено от 25 до 200 кг. с отсчетом по

делениям соответствующей шкалы. Момент трения, возникающий при вращении круглого эталона, определяется давлением зубьев шестерни на плечо маятника. Последний под действием момента тре-

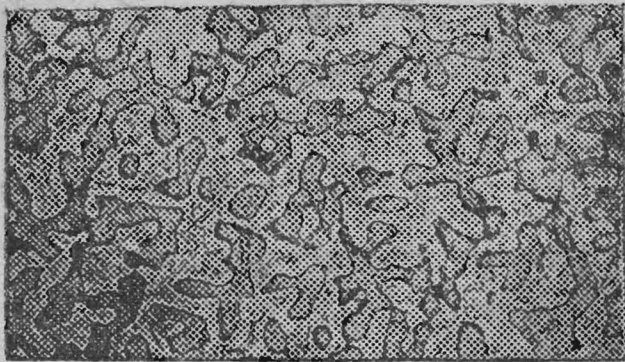


Фото 14 × 100
Кремнистая бронза плавка № 7
Cu—92,11; Si—4,94; Al—0,93; Fe—2,17 Zп—0,32
 $\sigma = 131,5 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 37,0 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 65$

ния отклоняется от положения равновесия. Синус угла отклонения представляет собою величину пропорциональную моменту.

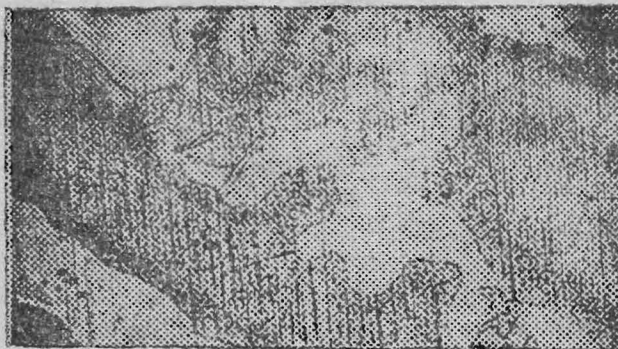


Фото 15 × 400
Кремнистая бронза плавка № 8
Cu—91,88; Si—4,01; Al—0,91; Fe—1,74 Zп—2,54
 $\sigma = 107,5 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 49,5 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 79$

Работа трения за время:
„t“— $T = 2\pi nM$ кг. см.

фиксируется интегрирующим прибором.

n — число оборотов за время t ,

M — момент трения.

Колебания момента трения фиксируются на диаграмме время-момент.

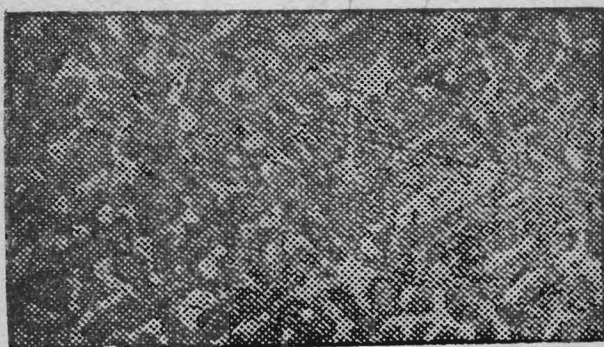


Фото 16 × 100
Кремнистая бронза плавка № 8
Cu—91,88; Si—4,01; Al—0,91; Fe—1,74 Zп—2,54
 $\sigma = 107,5 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 49,5 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 79$

Порядок проведения испытаний

Каждая из выбранных бронз была представлена четырьмя образцами с размерами, указанными на фиг. 19.

Испытание производилось:

Без смазки	{	по чугуну
		по стали
Со смазкой	{	по чугуну
		по стали.

При чем форма образца для испытания со смазкой была отлична тем, что были срезаны углы (показано на фиг. 19 пунктиром) с целью дать большее удельное давление.



Фото 17 × 400
Кремнистая бронза плавка № 9
Cu—91,10; Si—3,40; Al—1,39; Fe—1,21; Zп—2,31
 $\sigma = 103,7 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 49,5 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 73$

При испытании были произведены следующие наблюдения и измерения:

1. Количество оборотов за опыт— n ;
2. Полная работа в кг. м., пошедшая на истирание испытуемой бронзы— T ;
3. Весовой износ в граммах—„g“;
4. Температура нагрева бронзы— t^0 C;
5. Коэффициент трения— f .

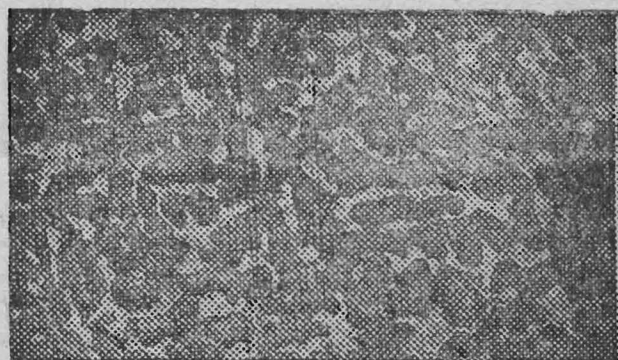


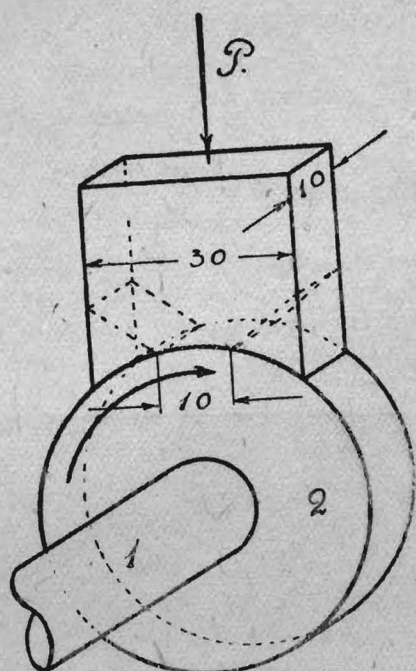
Фото 18 × 400
Кремнистая бронза плавка № 9
Cu—91,10; Si—3,40; Al—1,39; Fe—1,21; Zп—2,31
 $\sigma = 103,7 \text{ кг/мм}^2$ $\sigma_p = 48,5 \text{ кг/мм}^2$ $H_T = 73$

Режим работы бронз

Испытание по чугуну и стали без смазки производилось в течение одного часа, при силе нажатия $P = 30$ кг., что в пересчете на единицу площади проекции составило $q = 10$ кг./см².

Испытание со смазкой велось следующим образом: круглый эталон своей нижней частью опускался в ванночку с маслом. Последнее и увлекалось

при его вращении. Смазка производилась машинным маслом „Г“; $\gamma = 0,915$, вязкость по Энглеру ($z = 7,5$). Продолжительность испытания 2 часа.



Фиг. № 19

Нагрузка на бронзовый образец $P = 100$ кг., что составило удельное давление при $F = 1$ см².

$$q = 100 \text{ кг/см}^2.$$

Образцы, по которым производилось испытание на истирание, были изготовлены из шеек прокатных валков.

Чугун микроструктура его фото 20.

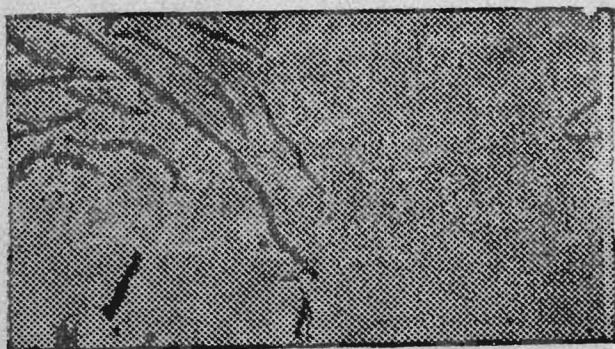


Фото 20

Чугунный прокатный вал.

× 100

Хим. анализ С общ.—2,38; $C_{св}$ — 0,75; Mn — 0,80; Si — 0,74; S — 0,04; P — 0,12

Сталь (фото 21)

Хим. анализ: C — 0,52; Mn — 0,77; Si — 0,19; S — 0,01; P — 0,02

Определение коэффициента трения

В виду относительно малого охвата вала бронзовым вкладышем (фиг. 22) без особых допущений принимаем гипотезу распределения нормальных давлений равномерно по всей прилегающей к подшипнику поверхности, т. е. удельное давление

$$q = \frac{P}{a \cdot b} = \text{Const.} \dots (1)$$

Следовательно, это нормальное давление равно среднему равномерно распределенному давлению

на проекцию вала, нормальную к линии действия внешней нагрузки.

Сила трения на дифференциально малой поверхности.

$$dS = r d\alpha b \dots (2)$$

Выражается:

$$dF = f_1 q r b d\alpha \dots (3)$$

и соответствующий дифференциально малый момент трения будет

$$dM = q f_1 r^2 b d\alpha \dots (4)$$

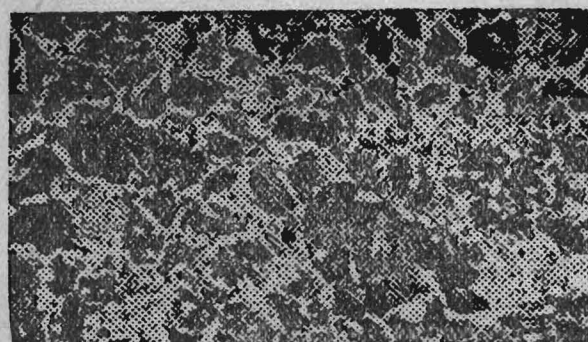


Фото 21

Стальной прокатный вал.

× 100

Выражая согласно вышепринятой зависимости и интегрируя в пределах охвата вала бронзовым образцом, получим:

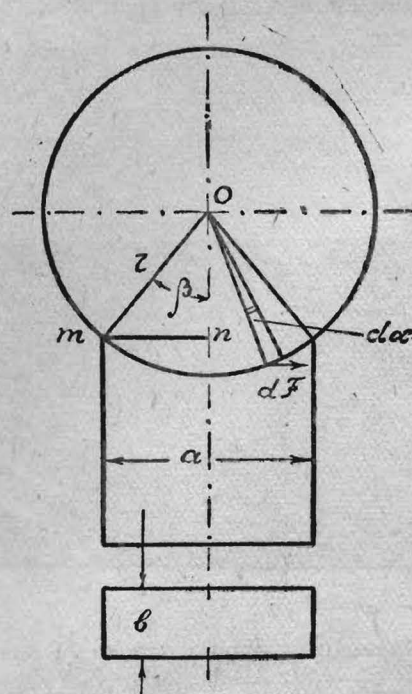
$$M = \frac{2P}{a} f_1 r^2 \int_0^\beta d\alpha \dots (5)$$

Угол охвата при испытании бронз без смазки (см. форму образца) определяется из соотношения прямоугольного треугольника mnp

$$mn = r \sin \beta; mn = \frac{a}{2} = \frac{3}{2} \text{ см. } r = 2,5 \text{ см.}$$

$$\text{тогда } \sin \beta = \frac{mn}{r} = \frac{1,5}{2,5} = 0,6; \beta = 37^\circ$$

или в радианах $\beta = 0,645$.



Фиг. № 22

После интегрирования выражения (5) и подстановки $P = 30$ кг. $a = 3$ см. $g = 2,5$ см. получим: $M = 80,7 f_1$, откуда коэффициент трения

$$f_1 = \frac{M}{80,7} \dots \dots \dots (6).$$

По окончательной формуле (6) были определены коэффициенты трения в образцах, испытанных без смазки. Аналогично был определен коэффициент трения при истирании бронз со смазкой при $P = 100$ кг. $a = 1$ см. $b = 1$ см. и $g = 2,5$ см. Угол охвата вала бронзовым вкладышем или образцом, был иной, а потому в формуле для f_2 изменился коэффициент.

$$f_2 = \frac{M}{263} \dots \dots \dots (7)$$

Анализ механических свойств бронз

Все наблюдаемые и подсчитанные данные характеризующие истираемость испытанных бронз сгруппированы в табл. 9. Весовой износ, являясь качественной характеристикой бронз, определил порядок расположения последних. Представленные бронзы можно разбить на следующие характерные по механическим испытаниям группы.

I. Группа кремнисто-алюминиевых бронз

Плавочные №№ бронз	Si	Al	Zn
2	2,68	7,08	—
1	2,31	6,94	—

По весовому износу и по работе израсходованной на весовую единицу износа эта группа занимает первое место. Моменты, а следовательно, и коэффициенты трения также меньше по абсолютной величине в сравнении с другими испытанными бронзами (за исключением бронзы № 5).

II. Группа кремнисто-цинковые бронзы

Плавочные №№ бронз	Si	Al	Zn
7	4,94	0,93	0,32
8	4,01	0,91	2,54
9	3,40	1,39	2,31

Группа кремнисто-цинковых бронз занимает второе место по весовому износу.

III. Группа алюминиевые бронзы

Плавочные №№ бронз	Al	Fe	Mn
4	10,25	2,94	2,73
3	9,93	0,72	—

Обе бронзы третьей группы близки по коэффициенту трения и весовому износу. Лучшая из них № 4.

При работе бронз III группы без смазки, их положение по весовому износу и коэффициенту трения одинаково с группой II, но при работе со смазкой они показали худшие данные.

IV. Группа

Плавочные №№ бронз	
5	Свинцово-оловянистая бронза
6	Марганцевистая латунь

Представители бронз IV группы являлись для нас предметом сравнения. По весовому износу, при больших удельных давлениях эта группа занимает последнее место. Однако, нужно отметить, что коэффициент трения и соответствующий момент трения для бронзы № 5 имеет наименьшее значение, что не находится в противоречии с большим весовым износом, т. к. механическая прочность бронзы № 5 значительно ниже сравниваемых.

Механические характеристики, представленных бронз на сжатие, определялись при раздавливании кубиков $8 \times 8 \times 8$ мм. на прессе Амслер. При этом сняты диаграммы зависимости деформаций от силы с определением предела упругости. Определение твердости по Раквелл'у производилось до и после испытания бронз на истирание.

Максимальное временное сопротивление имеют алюминиевые бронзы и одна из кремнистых (№ 7) с максимальным содержанием последнего. Марганцевистая латунь и кремнистые бронзы по временному сопротивлению не отличаются. Следует отметить, что бронза № 5 имеет на 20% меньше временное сопротивление в сравнении с другими. В действительных условиях работы существенной механической характеристикой является предел упругости. Последний имеет максимальную величину для I группы (кремнисто-алюминиевых бронз), достигая значения $\sigma_p = 68,7 - 61,3$ кг/мм².

Бронзы IV группы № 5, 6 имеют очень низкий предел упругости $\sigma_p = 27,4 - 27$ кг/мм² и при испытании на истирание давали большие наплывы на притирающихся поверхностях. Это обстоятельство объясняет причину большого подъема температуры при работе образца со смазкой по чугуно и особенно по стали (см. табл. 9). Однако, бронзы I группы имели незначительное повышение температуры порядка 45—50° С при работе по стали. Явление резкого повышения температуры вкладыша при работе на больших удельных давлениях нужно считать недопустимым (разжижение смазки, разрыв слоя масла между вкладышем и валом).

По твердости, наилучшими бронзами оказались представители первой группы, имея по бринелю $N_b = 170 - 180$, несмотря на это износ стального и чугунного вала при испытании на истирание не наблюдался.

VI. ВЫВОДЫ

На основании приведенных результатов испытаний и их анализа с наилучшими механическими свойствами оказалась I группа (кремнисто-алюминиевых бронз). Плавочные № 2, 1, имеющие показатели, сведенные в табл. 10.

1. Обращает на себя внимание большая величина работы потребная на износ единицы веса бронзы, что и является главной характеристикой бронзы, со стороны ее стойкости.

2. Работа, затраченная на единицу весового износа бронзы при истирании, для образцов № 2, 1

Таблица 9.

Плавочные №№ бронз	Х И М И Ч Е С К И Й А Н А Л И З								Режим работы бронзы	Полное число оборотов за опыт	Весовой износ	Полная работа на исти- рание	Работа на 1 гр. износа	Коз- фици- ент тре- ния	Тем- пера- тура нагр- рева- бронз	Механические свойства				Примечание
	Cu	Si	Zn	Fe	Mn	Sn	Al	Pb								Времен. сопро- тивл.	Предел упруго- сти	Твердость по Роквеллу до и после испытания		
№	%	%	%	%	%	%	%	%	—	п	г гр.	Т кг. м.	кг. м гр	f	° С	δ кг/мм²	σ _p кг/мм²	H _r	H _r	
2	87,36	2,68	—	2,12	—	—	7,08	—	По стали без смазки p=30 кг. 1 час	11960	0,1096	12772	116532	0,21	—	107,7	68,8	94,0	89,5	Образец не разрушился
1	89,91	2,31	—	1,22	—	след	6,94	—		11590	0,1402	12531	89379	0,21	—	106,0	61,3	79,85	68,6	
8	91,88	4,01	2,54	1,76	—	—	0,91	—		11520	0,1783	14573	81733	0,25	—	107,5	49,5	79,85	76,8	
4	84,36	—	—	2,94	2,73	—	10,26	—		11470	0,2447	14415	58908	0,25	—	119,5	49,0	83,0	82,6	
3	91,00	—	—	0,72	—	—	9,93	—		11790	0,3118	15945	51138	0,27	—	153,4	31,0	59,55	60,75	
7	92,11	4,94	0,32	2,17	—	след	0,93	—		11470	0,3332	16373	49138	0,27	—	131,5	37,0	69,3	68,6	
9	91,10	3,40	2,31	1,21	—	0,04	1,39	след		11780	0,3526	13262	37612	0,22	—	103,7	49,5	—	—	
5	80,10	—	1,34	—	—	7,24	—	10,91		11350	2,0464	8478	4142	0,15	—	84,7	27,4	62,0	54,25	Раковина на образце
6	57,38	—	37,68	0,71	0,61	—	—	2,66		11550	7,3562	11077	1505	0,19	—	104,9	27,0	54,7	52,8	
2	87,36	2,68	—	2,12	—	—	7,08	—	По чугуно без смазки p=30 кг. 1 час	12510	0,1568	13526	86262	0,21	Не замерялась	107,7	68,8	93,0	93,6	Образце не разрушился
1	89,91	2,31	—	1,22	—	след	6,94	—		11380	0,2511	13941	55519	0,24		106,0	61,3	88,0	75,6	
9	91,10	3,40	2,31	1,21	—	0,04	1,39	след		11330	0,2836	14641	51625	0,25		103,7	49,5	73,2	72,0	
4	84,36	—	—	2,94	2,73	—	10,26	—		11470	0,3222	13013	40387	0,22		119,5	49,0	77,1	70,3	
3	91,00	—	—	0,72	—	—	9,93	—		11170	0,3965	16422	44191	0,29		153,4	31,0	57,6	55,3	
8	91,88	4,01	2,54	1,76	—	след	0,91	—		11570	0,3976	15105	37990	0,26		107,5	49,5	70,1	68,5	
7	92,11	4,94	0,32	2,17	—	след	0,93	—		11650	0,5230	19795	37848	0,33		131,5	37,0	68,0	67,3	
5	80,10	—	1,34	—	—	7,24	—	10,91		11310	0,6106	8841	14479	0,15		84,7	27,4	58,5	33,0	
6	57,38	—	37,68	0,71	0,61	—	—	2,66		11150	6,1536	12127	1977	0,21		104,9	27,0	57,0	53,6	
2	87,36	2,68	—	2,12	—	—	7,08	—	По чугуно со смазкой p=100 кг. 2 часа	22430	0,0376	45487	1209760	0,12	70°	107,7	68,8	91,1	90,25	Образец не разрушился
1	89,91	2,31	—	1,22	—	след	6,94	—		23160	0,0878	49387	562494	0,13	90°	106,0	61,3	66,55	59,15	
9	91,10	3,40	2,31	1,21	—	0,04	1,39	след		22250	0,0936	50831	543279	0,14	80°	103,7	49,5	64,65	61,9	
7	92,11	4,94	0,32	2,17	—	след	0,93	—		22730	0,3129	58810	186639	0,16	100°	131,5	37,0	84,15	81,4	
8	91,88	4,01	2,54	1,76	—	след	0,91	—		23160	0,3662	60800	166029	0,16	80°	107,5	49,5	64,3	64,9	
4	84,36	—	—	2,94	2,73	—	10,26	—		22670	0,5721	61300	107149	0,16	90°	119,5	49,0	77,65	67,0	
3	91,00	—	—	0,72	—	—	9,93	—		22900	1,2876	81051	62947	0,21	100°	153,4	31,0	42,25	41,4	
6	57,38	—	37,68	0,71	0,61	—	—	2,66		22940	1,9743	63133	31977	0,19	140°	104,9	27,0	56,0	81,0	
5	80,10	—	1,34	—	—	7,24	—	10,91		22840	3,2644	46893	14364	0,12	98°	84,7	27,4	42,7	42,8	
7	92,11	4,94	0,32	2,17	—	след	0,93	—	По стали со смазкой p=100 кг. 2 часа	26200	0,0028	33885	12101785	0,08	30°	131,5	37,0	61,9	81,45	Образец не разрушился
2	87,36	2,68	—	2,12	—	—	7,08	—		23060	0,0252	35426	1405793	0,09	45°	107,7	68,8	82,15	94,50	
8	91,88	4,01	2,54	1,76	—	след	0,91	—		22360	0,0263	37589	1429239	0,10	50°	107,5	49,5	83,1	81,9	
9	91,10	3,40	2,31	1,21	—	0,04	1,39	1,39		22660	0,0280	29237	1044178	0,08	55°	103,7	49,5	53,0	46,25	
1	89,91	2,31	—	1,22	—	след	6,94	—		22350	0,0292	36644	1254931	0,10	50°	106,0	61,3	80,5	81,0	
4	84,36	—	—	2,94	2,73	—	10,26	—		22510	0,1263	50368	598796	0,14	80°	119,5	49,0	77,2	77,1	
3	91,00	—	—	0,72	—	—	9,93	—		23020	0,3036	62205	204891	0,16	90°	153,4	31,0	45,2	40,5	
5	80,10	—	1,34	—	—	7,24	—	10,91		22690	1,4907	54482	36547	0,15	128°	84,7	27,4	43,0	45,0	
6	57,38	—	37,68	0,71	0,61	—	—	2,66		22630	1,7232	72480	42061	0,19	160°	104,9	27,0	55,3	87,0	

Плавочные №№ бронз.	Режим работы	Работа на единицу износа	Коэффициент трения	Нагрев бронзы	Временное сопротивл.	Предел уп- ругости сжат.	Твердость по месту скольжения	
							До исп.	После исп.
		кг. м. гр.	f_t	$t^\circ\text{C}$	σ	σ_p		
2	По стали без смазки	116532	0,21	На заме- рялась	107,7	68,8	94,0	89,5
1		89379	0,21		106,0	61,3	79,8	68,6
2	По чугуно без смазки	86262	0,21	Не заме- рялась	107,7	68,8	9,30	93,6
1		55519	0,24		106,0	61,3	88,0	75,6
2	По чугуно со смазкой	1209760	0,12	70°	107,7	68,8	91,1	90,25
1		562494	0,13	90°	106,0	61,3	66,55	59,15
2	По стали со смазкой	1405793	0,09	45°	107,7	68,8	82,15	94,5
1		1254931	0,10	50°	106,0	61,3	80,5	81,0

при испытании их в сухой и со смазкой, изменяется незначительно. Это обстоятельство имеет большое значение для вкладышей, работающих при больших удельных давлениях с нерегулярной подачей смазки.

3. Незначительные изменения момента трения во времени в сторону увеличения его за счет повышения температуры.

4. Повышение температуры при работе бронз № 2, 1 по стали при удельном давлении $q = 100 \text{ кг/см}^2$ не превышало 50° . Ожидать же такого повышения температуры у вкладышей шейки вала бьюминга нельзя, так как там значительно ниже число оборотов и часто изменяется направление вращения.

5. Предел упругости этих бронз имеет максимальное значение из всех испытанных. Так, например, σ в 2,5 раза больше по сравнению с группой IV, по отношению к которым сравнивались испытываемые бронзы.

6. Кремнисто-алюминиевые бронзы являются наиболее твердыми.

Литейные свойства

- а) Степень жидкотекучести удовлетворительная;
- в) выполнение формы полное;
- с) усадка значительная (как у алюминиевых бронз);
- д) внешние дефекты зависят от осторожности разливки (плены).

Микроструктура: (фото 9, 10, 11, 12) мелкие однородные дендриты.

Настоящая работа дает полное основание заменить оловянистые бронзы, с большой эффективностью кремнисто-алюминиевыми, как имеющими лучшие показатели при работе их на больших удельных давлениях.

Материалы, потребные для изготовления рекомендованной нами бронзы, не являются высокодефицитными и, главное, технологический процесс их производства не требует дополнительного оборудования.

Работа проведена в Центральной лаборатории КМК при участии лаборантки Лохиной Е. А.

Примечание автора.

Настоящая работа была доложена на НИТО металлургов и совместно с литейным цехом была изготовлена лигатура кремнисто-алюминиевых бронз с отливкой двух подшипников; один из них был поставлен на II-й клетки под средний валик стана „800“ и второй на ту-же клетку, но на вторую шейку среднего вала.

Стойкость новой бронзы можно характеризовать, по сравнению с оловянистой, количеством прокатанных рельс.

- * Оловянистые бронзы 3000—3500 шт.
- Кремнисто - алюминиевые 7028—7800 шт.

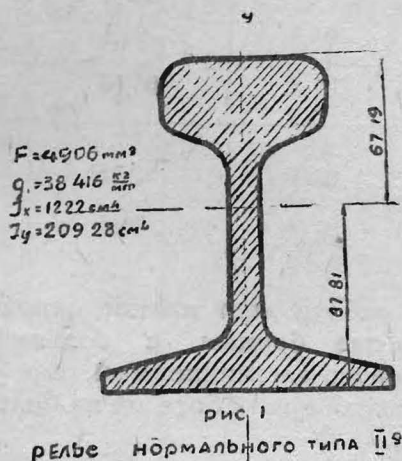
При снятии новых бронз со стана механических дефектов не оказалось. Первые цеховые опыты имели недостатки в процессе разливки, чем можно объяснить увеличение стойкости новых бронз только в 2 раза. При освоении изготовления указанных бронз в цеху, стойкость последних должна быть увеличена, как минимум, в десять раз.

Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО

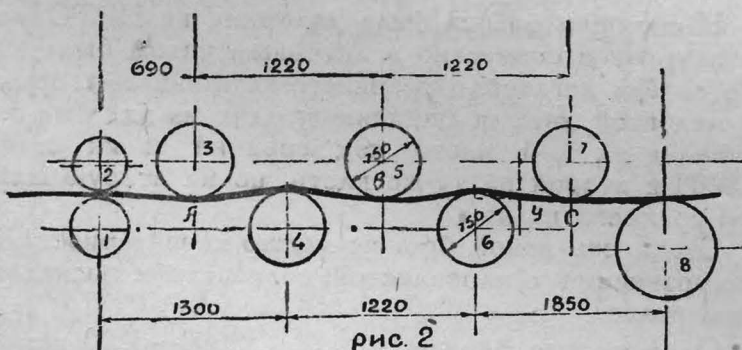
Центральная лаборатория КМК

К вопросу о настройке роliko-правильной машины

Рельсы после прокатки, подвергаясь неравномерному охлаждению, получают значительную кривизну вследствие различного соотношения между площадью сечения отдельных его частей и периметром последних (рис. 1). Операция правки их



проходит на роlikовой машине, представленной в схеме на рис. 2. Величина „у“ устанавливаемая при постройке машины, а также начальный радиус кривизны рельса, полученный после охлаждения на стеллажах, будет определять величину нормальных напряжений и степень пластической деформации, которые появятся при пропуске рельса.

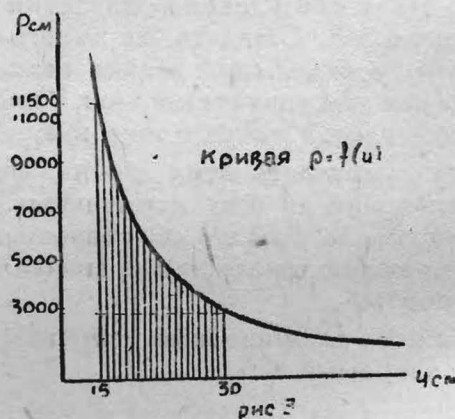


Возникающие при этом напряжения должны незначительно превышать предел упругости для рельсовой стали, так как при обычных скоростях правки $Y = 0,5$ м/сек. скорость деформации также возрастает, вызывая дополнительные напряжения.

Предел упругости является точкой качественно-го раздела области упругих и пластических деформаций. Последняя сопровождается образованием междукристаллических сдвигов в металле. Микроскопически указанное начало пластических деформаций характерно образованием линий скольжения или сдвигов в плоскостях наименьшего сопротивления¹⁾. Макроскопически этот эффект выявляется в виде трещин, определенно ориентированных по головке и подошве рельсов и видимых невооружен-

ным глазом²⁾. Это⁽²⁾ особенно хорошо было заметно на Керченском заводе, где правленные на роlikовой машине рельсы, подвергались действию атмосферных осадков, отчетливо выявили линии Людерса по всей длине головки.

До некоторого предела пластическая деформация резко не нарушает объемной целостности металла, далее же является существенно вредной. Эффект чрезмерных пластических деформаций, если не может быть видимо обнаружен тут же после правки, то во всяком случае окажет свое действие в условиях эксплуатации рельсов, увеличивая начальные трещины под влиянием динамической нагрузки. С точки зрения получения рельсов, не имеющих скрытых дефектов, является важным вопрос о необходимой степени пластической деформации и как вывод, какова должна быть настроечная величина „у“ прогиба рельсов между валками машины. Выведение тела в область пластических деформаций уже нарушает связь между кристаллами металла, поэтому под „необходимой пластической деформацией“ следует понимать величину минимального прогиба, потребного только для того, чтобы рельс после правки стал прямым,



Нормальные стрелы прогиба у рельсов, подаваемых к правильной машине находятся в пределах от 15 до 30 см. На рис. 3 представлена графическая зависимость радиуса кривизны r см. от стрел прогиба f см., подсчитанная по уравнению.

$$r \left(1 - \cos \frac{360}{2\pi} \frac{s}{2r} \right) = f \quad (1)$$

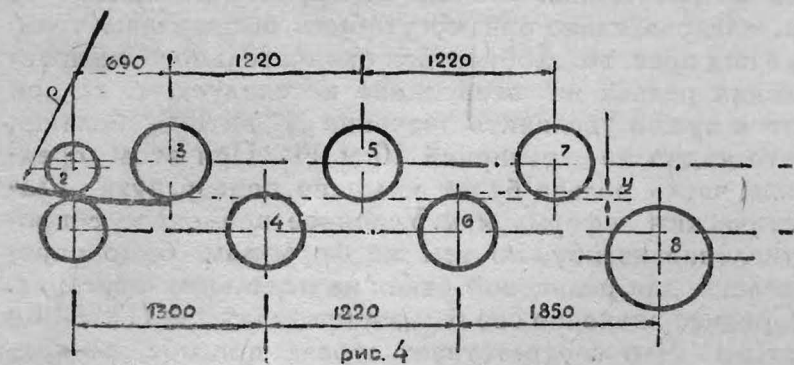
где s — длина изогнутого рельса равная 1250 см. r — радиус кривизны рельса в см.

Из рис. 3 видно, что стрелам прогиба f в интервале от 15 до 30 см. соответствует радиус кривизны $r = (2800 \div 11500)$ см.

Продвижение рельса в роlikовой машине и напряжение, соответствующее отдельным моментам можно подсчитать, проследив за всеми возможными его положениями. Получаемые напряжения нужно считать условными, так как процесс правки

рельс проходит за пределами упругости. Полученные цифры укажут нам, как далеко мы находимся в области пластических деформаций.

Момент I (рис. 4). Рельс заправлен и поддерживается валком № 3.



Приподнятый конец при захватывании валком № 3 поддерживается последним, опираясь на валок № 1. Таким образом, напряжение в сечении под валком № 1 будет вызвано собственным весом рельса и может быть определено так:

Момент max по сечению 1.

$$M_{\max} = \frac{gl^2}{2} \dots \dots (2).$$

Напряжение в головке рельса будет

$$\sigma_2 = \frac{M_{\max} h_r}{J_x} = \frac{0,38416 (1250-69)^2 6,72}{2 \cdot 1222} = 1475 \text{ кг/см}^2 \quad (3)$$

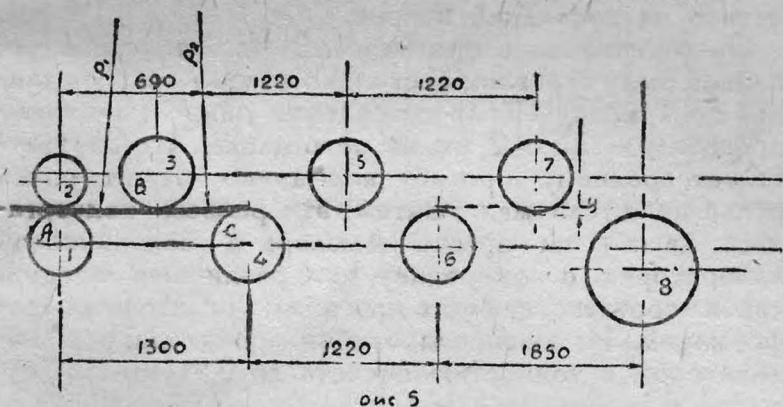
или 14,75 кг/мм² где J_x —момент инерции рельса относительно оси x (см. рис. № 1).

h_r —расстояние в см. от нейтральной оси до наиболее удаленного волокна головки.

Подсчитанное напряжение показывает, что рельс в этот момент не правится, т. к. $\sigma = 14,75$ кг.мм² лежит до предела упругости рельсовой стали.

Момент II. Рельс протаскивается валком № 3 и входит на валок № 4.

Радиус кривизны ρ_1 рельса поступившего в правку отличен от радиуса кривизны ρ_2 определяемого точками АВС (рис. № 5).



Последний зависит от величины „у“ установленной при настройке. Радиус кривизны ρ_2 просто определяется геометрически так например, при значении $y = 0,6$ см. и расстоянии между точками АС = 130 см., значение $\rho_2 = 3400$ см.

Следовательно, дополнительное напряжение во II момент могут возникнуть только в том случае, если ρ_1 превышает значение ρ_2 .

Пример: если начальная стрела прогиба $f = 38$ см. и соответствующий ей $\rho_1 = 5000$ см., то дополнитель-

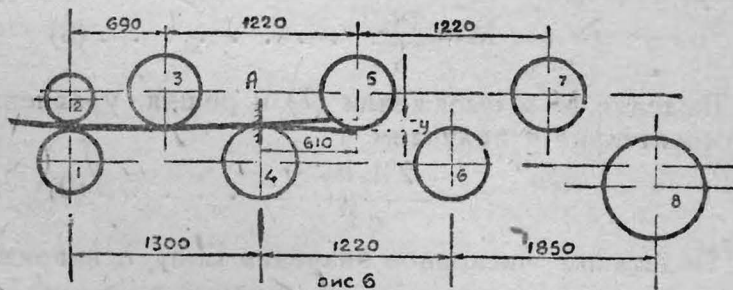
ное напряжение, вызванное уменьшением радиуса кривизны, будет:

$$\Delta K = \frac{1}{\rho_2} - \frac{1}{\rho_1} = \frac{M}{EJ_x} = \frac{\sigma_2}{Eh_r} \dots (4)$$

где ΔK изменение кривизны, откуда $\sigma_2 = Eh_r \Delta K = 1900000 \cdot 6,72 \cdot 0,000132 = 1800 \text{ кг/см}^2$ или 18 кг/мм².

Напряжение ниже предела упругости и, следовательно, при захвате рельса валками № 4 остаточные деформации отсутствуют.

Момент III (рис. № 6).



Рельс, увлекаемый валком № 4, проходит до вала № 5 и изгибается последним как консольная балка с защемлением в точке А, т. к. тангенс угла наклона касательной к упругой оси рельса в этой точке равен нулю. Пренебрегая кривизной рельса по выходе из вала № 4, а следовательно, и соответствующим подъемом Δy , будем считать, что прогиб указанной балки равен только величине „у“ подъема нижних валков по отношению к верхним.

Напряжение в опасном сечении выразится так:

$$M_{\max} = Pl; y = \frac{Pl^3}{3EJ_x} \dots \dots (5)$$

$$\text{откуда } \sigma = \frac{3E h_r y}{l^2} = \frac{3 \times 1,9 \times 10^6 \times 6,72}{61^2} = 10200y$$

Если принять $y = 0,5$ см. то напряжение в головке будет.

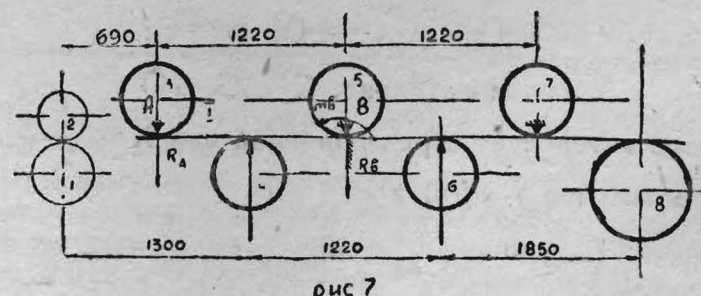
$$\sigma = 10200 \cdot y = 10200 \cdot 0,5 = 5100 \text{ кг/см}^2.$$

Рельс, до момента III пластическим деформациям не подвергался, а следовательно, остаточных деформаций не имел. Действительное напряжение III момента может только превышать вычисленное значение, т. к. в начале мы пренебрегли конечной величиной радиуса кривизны. Это положение характерно тем, что с этого момента рельс начинает правиться.

Момент IV. Рельс входит на валок № 6 (рис. 6.)

Условия деформации и возникающие напряжения не отличны от положения рельса, изображенного на рис. 6.

Момент V. Рельс расположен по всей длине правильной машины рис. 2.



Отдельные участки рельса в правильной машине АВ, ВС могут быть рассмотрены как балки с защемленными концами. Стрела прогиба под силой может быть написана отдельно от реакции и защемляемого момента следующим образом:

$$y = \frac{Al^3}{24 EJ_x} - \frac{ma^2}{8 EJ_x} \dots \dots \dots (6)$$

$A = \frac{P}{2}$; $ma = \frac{Pl}{8}$; величина) реакции и защемляющего момента в опоре). Подставляя значения A , m_a в уравнение (6), имеем

$$y = \frac{Pe^3}{192 EJ_x} \dots \dots \dots (7)$$

Изгибающий момент под силой будет

$$M = \frac{PL}{8} \dots \dots \dots (8)$$

Выделяя M в выражении (7) и решая уравнение относительно σ получаем

$$\sigma = \frac{24E h_T y}{l^3} \dots \dots \dots (9)$$

Подставим численное значение E , h_T , l ; напряжение в головке выразится линейной функцией „ y “ следующим образом

$$\sigma_T = \frac{24 \cdot 1,9 \cdot 10^6 \cdot 6,72}{122^3} = 20600 y \quad (10)$$

Если принять $y = 0,5$ см., то соответствующее напряжение будет:

$$\sigma = 20600 \cdot 0,5 = 10300 \text{ кг/см}^2 \text{ или } 103 \text{ кг/мм}^2.$$

Момент VI. Конец рельса прошел валок № 1 рис. 7.

Напряжение в этот момент можно подсчитать как для 3-х опорной балки, нагруженной симметрично сосредоточенными грузами в серединах пролетов. Положим, что радиус кривизны $\rho_1 = \infty$ т. е., был уже прямой. В силу симметрии нагрузки рассмотрим балки АВ с защемлением в точке В и нагруженной сосредоточенной силой в середине черт. 7.

$$Ra = \frac{5}{16} P; Rb = \frac{11}{16} P; m_b = \frac{3}{16} Pl$$

Дифференциальное уравнение изогнутой оси балки в I участке будет:

$$EJ_x \frac{d^2 y}{dx^2} = -R_b x + m_b \dots \dots \dots (11)$$

Интегрируя дважды, получим:

$$EJ_x \frac{dy}{dx} = -\frac{R_b x^2}{2} + m_b x + C_1 \dots \dots \dots (12)$$

$$EJ_x y = -\frac{R_b x^3}{6} + \frac{m_b x^2}{2} + C_1 x + C_2 \quad (13)$$

Произвольные постоянные обращаются в нуль при следующих начальных условиях:

$$x = 0; \frac{dy}{dx} = 0; y = 0;$$

следовательно, $C_1 = C_2 = 0$

Нас интересует стрела прогиба при $X = \frac{l}{2}$.

Выражение $y = f(x)$ дает

$$EJ_x y = \frac{7 Pl^3}{16 \cdot 48}; M_{\max} = \frac{5}{32} PL$$

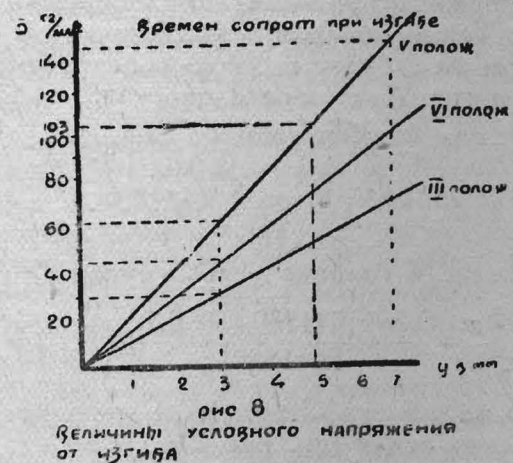
и, следовательно,

$$\sigma = \frac{120 E h_T y}{l^3} = \frac{120 \cdot 1,9 \cdot 10^6 \cdot 6,72 y}{7 \cdot 122^3} = 14700 y \quad (14)$$

Если величина „ y “ установлена в 0,5 см., то

$$\delta = 14700 \cdot 0,5 = 7320 \text{ кг/см}^2 \text{ или } 73,2 \text{ кг/мм}^2$$

На рис. 8 представлено графически изменение условного напряжения в функции величины „ y “ для III, V и VI моментов. Наиболее опасным является момент V, когда отдельные участки рельса можно рассматривать как защемленные балки. Концы рельса на расстоянии 130 см. не пройдут положения V, а, следовательно они могут быть выправлены только под прессом. Добиваться окончательного выправления рельса по всей длине не следует, т. к. при этом нужно увеличить значение „ y “ на 40% больше, что видно из уравнений 10 и 14. При этом средняя часть рельса будет излишне подвергнута пластическим деформациям. Условное временное сопротивление изгибу, по тем же формулам, было определено для рельсовой стали на отдельных образцах. Среднее значение его было в пределах $\sigma = (135 \div 140)$ кг/мм². Что соответствует стреле прогиба, по прямой V положения „ y “ = 7 мм.



На основании проделанных теоретических подсчетов достаточно убедительно, что при настройке машины на $y = 5 \div 6$ мм напряжение в рельсах близко к временному сопротивлению на изгиб. Нужно стремиться дать значение „ y “ минимальное и в то же время достаточное, чтобы выправить рельс по всей средней его части.

С этой целью лабораторией проведены следующие эксперименты, которые дали возможность ответить на последний вопрос.

На горячей пиле прокатного цеха от различных плавок были отрезаны несколько концов рельсов длиной по 1 метру. После охлаждения они имели стрелу прогиба $y = 1,5 \div 2$ мм на метр длины, что соответствует среднему прогибу нормально охлажденных рельс на стеллажах. Затем эти рельсы подвергались изгибу на прессе Амслера в механической лаборатории, с измерением при различных нагрузках и соответствующих прогибах, остаточных деформаций. Измерение прогибов производилось индикатором с точностью отсчета до 0,01 мм.

Порядок проведения эксперимента.

На свободные опоры при расстоянии их $l = 90$ см. рельс в начале изгибался на подшву, что соответствует первому изгибу в роликовой машине на валке № 5.

На рис 9 кривая № 1 представляет собой функциональную зависимость стрел прогиба от нагрузок P . Кривая 5 показывает остаточные деформации при первом изгибе: кривые 2, 3, 4 при повторных изгибах, меняя направление действия силы в соответ-

вует обратно. Пусть степень пластической деформации определяется условным напряжением σ , следовательно, для свободной балки на двух опорах мы должны иметь то же напряжение, что и у балки с защемлением при $l_1 = 122$ см. Напряжение для экспериментируемой свободной балки $l = 90$ см. имеем

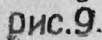
$$\sigma = \frac{12 \text{ Eyr}}{1^2} = \frac{12 \times 1,9 \times 10^6 \times 6,72}{90^2} = 18900 \text{ y} \dots (15)$$

Напряжение для балки с защемлением $l_1 = 122$
 $\sigma = 20600$ у, (10)

Приравнивая правые части выражений 10 и 15 имеем $\frac{y}{y_1} = \frac{20600}{18900} = 1,09$ или $y_1 = \frac{y}{1,09} \dots \dots \dots (16)$

Полученный коэффициент дает возможность пользования кривыми (табл. 9), учитывая различные условия по длине и заземлению балок.

На основании этого пересчета, необходимая величина y_1 , соответствующая конечной точке линейного участка кривой № 1, теперь должна быть определена не в 3 мм., а $y_1 = \frac{3}{1,09} = 2,75$ мм., при



этом значении y_1 рельс уже достиг переходной точки от прямой к кривой.

При повторных изгибах остаточные деформации сильно растут, а потому нет необходимости давать тот же прогиб на последующих валках (№ 6, 7). Как видно из построенных зависимостей (на рис. 9) с учетом коэффициента выр. 16, минимально необходимая и достаточная величина y_1 может быть определена в 2,75 мм., а валок № 6 должен быть поднят на $y_1 = 2$ мм.

Является так же важным вопрос: нужно ли увеличить значение u и u_1 при правке рельс со стрелой

прогиба до 5 мм. на метр длины? Совершенно очевидно, что когда рельс поступает на валок № 4, то его изгиб на подошву составит из настроечной величины $y = 2,75$ мм и плюс его начальный прогиб $f = 5 \div 6$ мм. Но так как упругая часть деформации рельса исчезнет, то дополнительный уже пластический изгиб выправит начальную кривизну. Таким образом начальный прогиб рельсов при правке их не определяет настроечную величину. Последняя определяется только величиной упругой стрелы прогиба, колебание которой для рельсов различного химического состава невелико. После сделанных выводов вопрос о допустимой и необходимой пластической деформации для придания необходимой прямолинейности рельса снимается. Очевидно, что рельс будет тем больше пластически деформирован, чем больше его начальный прогиб, полученный после охлаждения и совершен-

Рис. 10. Кривая 1 неуправленный рельс и кривая 2 правленный.

Испытание на растяжение производилось с прибором Мартенса. Обращает на себя внимание резко пониженный предел пропорциональности у правленного рельса. То же и модуль Юнга. Все данные сведены в таблицу 1.

Таблица 1

	$\sigma_{вр.}$	σ_1	E	$i\%$	$\psi\%$
Правленные	79,8 79,9	22,3	$1,88 \cdot 10^6$	10% $9,43\%$	15,2 11,5
Неправленные	79,3 80,2	31,1	$2,10^6$	$11,86\%$ $10,82\%$	16,5 16,5

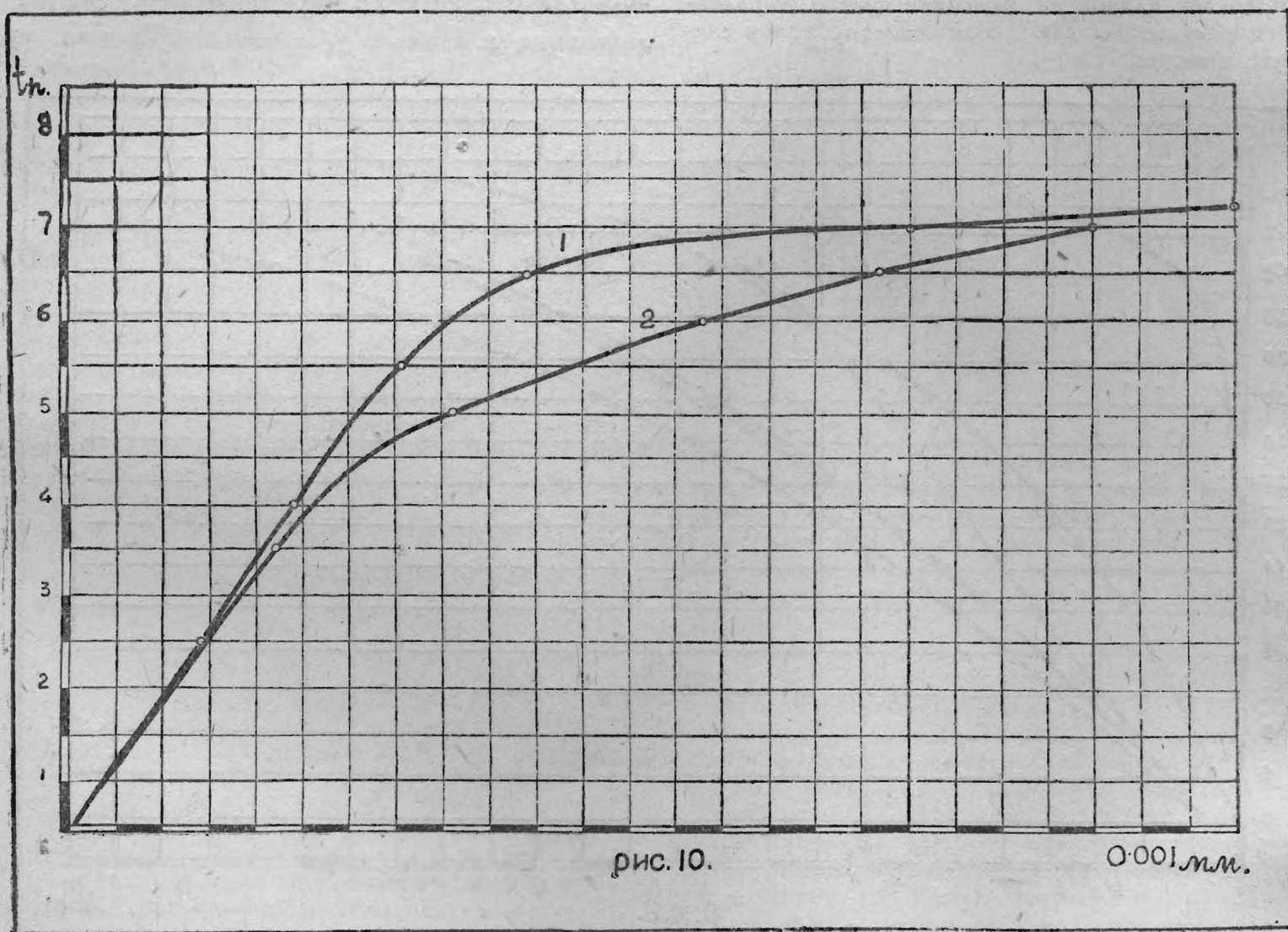


рис. 10.

0,001 мм.

но не зависит настроечная величина „у“ от того, будет ли подвергнут правке рельс со стрелой прогиба $y = 1$ мм/мт. или 10 мм/мт.

Механическую лабораторию также интересовал вопрос изменения механических свойств правленного и неуправленного рельсового материала. Для чего из рельса подвергнутого 4-х кратному перегибу на прессе Амслера до стрел прогиба $y = (5 \div 6)$ мм. были вырезаны 4 нормальных образца из головки. Два из них были взяты в сечении, где изгибающий момент имел макс значение и остальные два образца из того же рельса за опорами, где материал не был подвергнут действию знакопеременного напряжения.

Результаты испытаний. Определение удельной вязкости (Шарпи) правленных и неуправленных рельс (см. табл. 2)

Анализ механических свойств правленных и неуправленных рельс приводит к следующим выводам.

1. Правленный рельсовый материал имеет пониженный предел пропорциональности 20—25%.

При том же временном сопротивлении.

2. Работа потребная на разрушение образца при растяжении у правленного рельса понижена на 5—10%.

3. Удельная вязкость по Шарпи для правленных рельс понижается на 12—15% (табл. 2).

Таблица 2

	При +15°	При -50°	Примечание
Правленные . . .	1,07	0,54	Данные средние из 5 испытаний.
Неправленные . .	1,26	0,62	

4. Распространенное мнение о наклепе рельсового материала при правке не подтверждается. Это объясняется тем, что правка рельс проходит при знакопеременных напряжениях, а наклеп материала и соответственно повышенный предел упругости можно получить только при многократных напряжениях одного знака. Отрицательные стороны штемпельной правки заключаются в том, что вы даете местное упрочнение материала и рельс по длине получается неоднородным.

Некоторые авторы находят идею правки рельс на роликовой машине логическим завершением процесса штемпельной правки.

Действительно, рельс получается более однородным по механическим свойствам (если не учитывать концы, т. к. их приходится править под прессом). И только в этой части роликовая машина и есть логическое завершение штемпельной правки. Говорить же о упрочнении рельса и наклепе его по всей длине при правке на роликовой машине нельзя. Такое утверждение будет правильным только для штемпельной правки, при которой наблюдается глубокий наклеп с повышением предела пропорциональности, поэтому роликовая машина не есть логическое завершение идеи правки рельс под штемпельным прессом с равномерным упрочнением металла. Для того чтобы проверить правильность сделанных выводов в отношении механических характеристик, были взяты от двух различных плавков по четыре образца до и после правки на роликовой машине. Кривые $P = f(\Delta l)$ при растяжении правленного и неправленного металла не изменили своего характера. Предел пропорциональности, определенный по

диаграмме, построенной по данным показаниям прибора Мартенса, был снижен с 32 кг/мм² до 24 кг/мм². Работа, потраченная на разрыв нормального 15 мм² образца из правленного материала понизилась на 20%. Полученные данные позволяют утверждать, что сделанные опыты при статической правке с знакопеременной нагрузкой мало отличны от условий правки рельсов в роликовой машине при скорости прохода $V = 0,5$ м/сек.

Выводы:

1. Необходимо установить величину подъема нижних валков ролико-правильной машины
валок № 4 на 3, — 3,5 мм.
валок № 3 на 2,0 — 2,5 мм.

Примечание: повышение „у“ на 0,5 мм. против полученных ранее объясняем частичным снятием головки рельса, а также припуском на люфты в подшипниках валков.

2. Указанные значения „у“ не находятся в зависимости от начальной кривизны рельсов, и следовательно „у“, не требует увеличения при правке рельс, имеющих меньший радиус кривизны.

3. Повышение значения начальных прогибов рельсов после охлаждения их на стеллажах, влечет за собой при процессе правки, большие пластические деформации, а потому необходимо давать большее значение прогиба рельсов в обратном направлении на горячей гибочной машине.

4. Большие пластические деформации при правке ухудшают упругие свойства рельсовой стали.

5. Устанавливать значение „у“ с расчетом получения рельс с необходимой прямолинейностью и по концам считать неправильным, т. к. при этом середина его будет подвержена большим пластическим деформациям, что не является необходимым для выпрямления рельса. При нормальной работе ролико-правильной машины, рельс по концам своей длины, на расстоянии 200 — 250 мм. может иметь стрелу прогиба по вертикальной оси рельса от (0,25 ÷ 0,5) мм. без ущерба для его эксплуатации.

Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ
Инж. С. И. ФИЛИМОНОВ
Инж. В. Н. ШЕЛЕМИН

Механические свойства осевой заготовки Кузнецкого металлургического завода

Настоящая работа ставит своей целью дать характеристику механических свойств металла КМЗ по материалам текущего контроля Центральной лаборатории и разобрать некоторые вопросы методики испытания металла.

1. Механические свойства и химанализ осевого металла КМЗ

Действующий стандарт на осевую заготовку предусматривает следующие нормы по химанализу:

$C = 0,25 - 0,40\%$
 $Mn = 0,50 - 0,80\%$
 $Si = 0,18\%$ и выше
 $S = 0,05\%$ и ниже
 $P = 0,05\%$ и ниже.

При этом металл должен иметь следующие механические свойства:

1. Временное сопротивление разрыву (σ) от 50 до 67 кг/мм².

2. Относительное удлинение (δ) не меньше 19% для металла с временным сопротивлением разрыву от 50 до 55 кг/мм², и не меньше 17% для металла с временным сопротивлением от 55 до 67 кг/мм².

Для составления общей характеристики осевого металла, выплавляемого КМЗ, по химическому анализу и механическим свойствам были обработаны все осевые плавки удовлетворяющие нормам химического анализа и подвергавшиеся механическим испытаниям за период с 1/XII-1933 г. по 1/VIII-1934 г.

Примечание. Образцы для испытаний вырезались из угла пробы, сечением 200×200 при среднем расстоянии оси образца от поверхности 30 мм, при колебании этой величины от 25 до 45 мм. Пробы для испытаний отрезались на ножницах от раскатанной полосы на расстоянии 20—30% от головного конца.

Размер образцов для механических испытаний
 $d=20$ мм $L=200$ мм

Всего за указанное время предъявлено к сдаче 477 осевых плавков. Из них 416 плавков (87,2%) были признаны годными, как удовлетворяющие требованиям ОСТ'а по механическим свойствам, и 61 плавка (12,8%) забракованы.

Брак осевого металла по механическим свойствам разбивается на три группы:

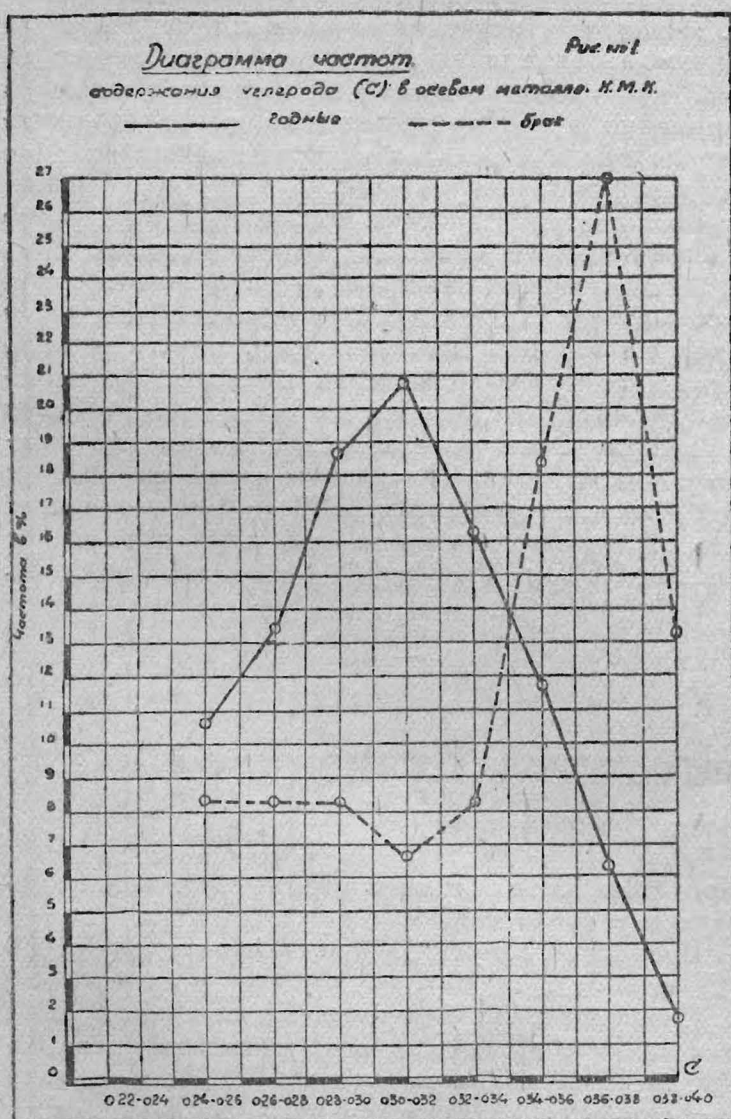
1. Брак по низкому сопротивлению разрыву ($\sigma < 50$ кг./мм²) 12 плавков—19,7%;
2. Брак по низкому значению относительного удлинения ($\delta < 17$ или 19%) 47 плавков—77%.
3. Брак по большому значению временного сопротивления, при одновременно малом относительном удлинении 2 плавки—3,3%.

Характеристика подвергнутого испытанию осевого металла по химическому анализу его, дана в диаграммах частот, приведенных на рис. 1-5 с подразделением на годные и забракованные плавки.

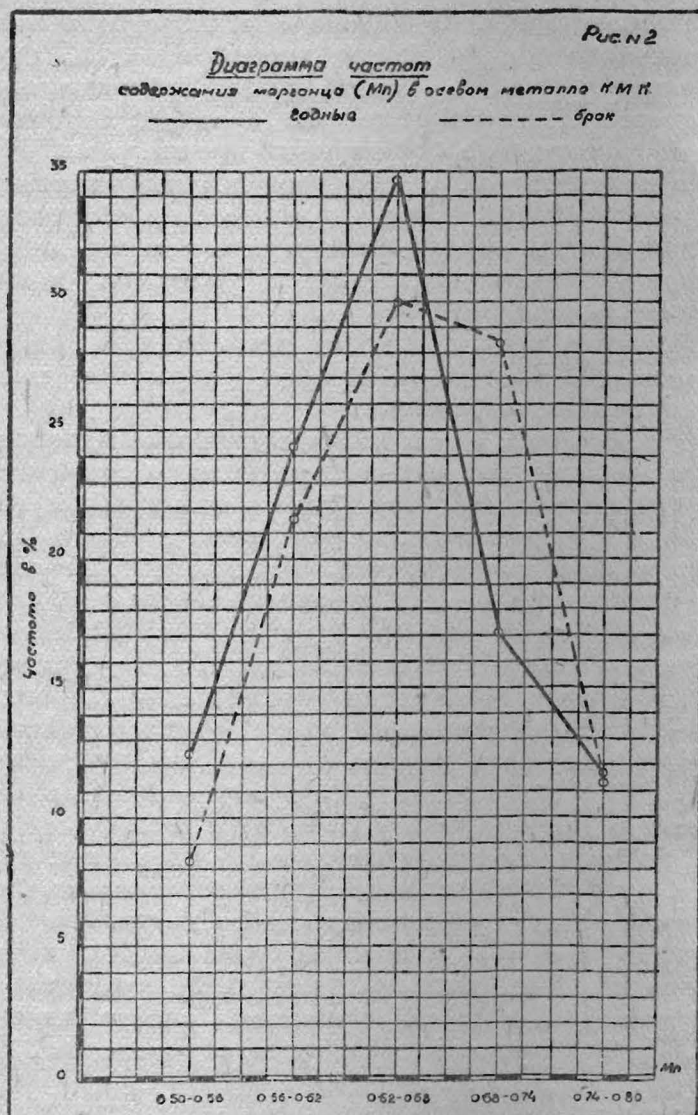
Сравнительно широкие пределы химанализа почти не создавали затруднений для мартеновского

предыдущие, приведены с подразделением на плавки забракованные и годные.

В годных плавках осевой стали показатели механических свойств держатся на уровне средних значений, диктуемых стандартом, давая, как и в химическом анализе, совершенно равномерные отклонения в сторону верхних и нижних пределов.



цеха, обеспечивая полное попадание в анализ. Однако встречающееся в некоторых плавках одновременное высокое содержание C, Mn и P, вместе с другими факторами, рассматриваемыми в последующих разделах настоящей работы, обуславливали снижение механических свойств осевого металла, вызывая брак. Механические свойства осевой стали КМЗ характеризуются данными диаграмм частот (рис. № 6, 7, 8). Эти диаграммы, также как и

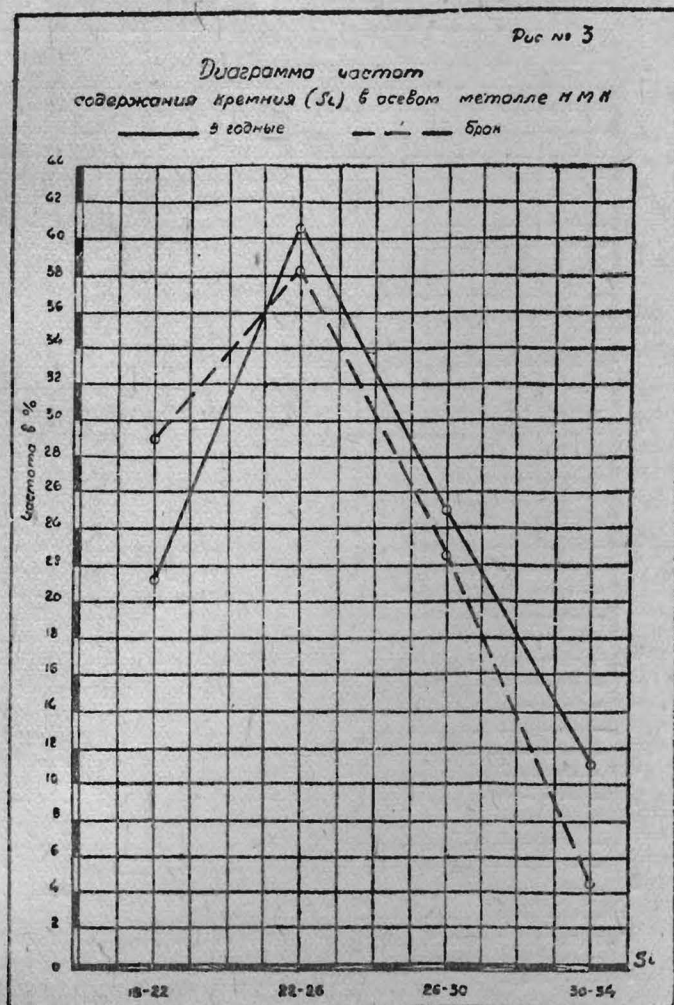


Плавки забракованные, как это видно из диаграмм, имели отклонения от норм по σ , δ , и ψ , в соответствии с отклонениями по химанализу. Однако величина этих отклонений в главной своей массе такого порядка, что испытание с нормализованными образцами, как это будет видно из дальнейшего изложения, дали бы удовлетворительные результаты.

Кроме обычных, требуемых стандартом, механических испытаний осевой металл КМЗ в факультативном порядке подвергался испытаниям на копире Шарпи, с определением удельной вязкости для сырых (после прокатки) и нормализованных образцов. Образцы для этих испытаний вырезались из пробы сечением 200×200 , на глубине в 25—30 миллиметров от поверхности. Испытание производилось с образцами „Менаже“ с сечением 10×10 мм, при расстоянии между опорами 45 мм. Режим нормализации применялся следующий: нагрев в электрической печи до температуры 875°C , выдержка при этой температуре—30 минут и последующее охлаждение на воздухе. Результаты испытаний даны в таблице 1.

Таблица 1.

Образцы	Значение ударн. вязкости кг/см ²			Колич. испытанных образцов
	Минимум	Максимум	Среднее	
Сырые	1,48	11,1	5,45	80
Нормализованные	6,0	15,2	8,8	65



Часть плавов осевого металла была подвергнута испытанию на машине Шенка с определением предела усталости ускоренным методом с нормальными образцами. Результаты испытаний сведены в таблице 2.

Таблица 2.

Значения предела усталос. σ_u кг/мм ²			Колич. испытан. образцов.
Минимум	Максимум	Среднее	
18	24	20,9	50

Около 100 плавов осевого металла было подвергнуто испытанию на твердость прессом Бринеля при $P = 3000$ кг. и $d = 10$ мм. Результаты испытаний таковы:

Таблица 3.

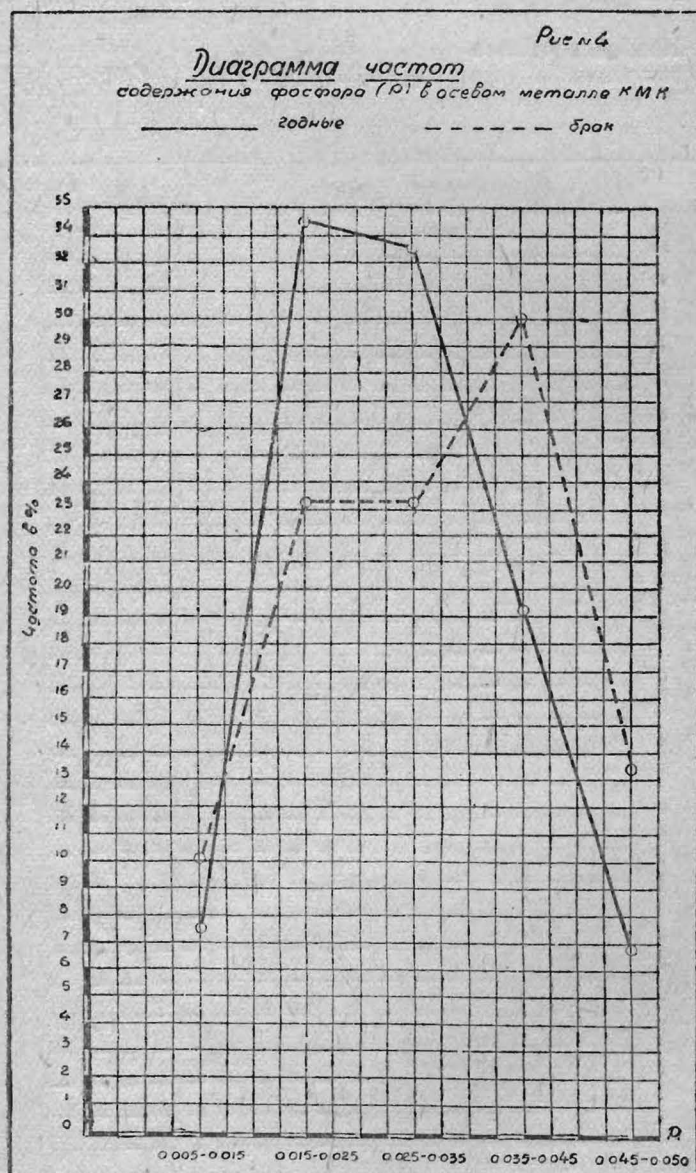
Значения тверд. в един. Бринеля Нв			Количество случаев
Минимум	Максимум	Среднее	
140	166	158	96

На чертеже № 9 (рис. 9) приведена зависимость основных характеристик механических свойств осевой стали (σ и δ) от химического анализа (С), позволяющая, хотя бы ориентировочно судить о том, как изменяются эти свойства в осевой стали, по мере увеличения процентного содержания углерода в ней.

Пунктиром на чертеже показана степень рассеяния точек, зависящая от процента марганца, содержащегося в исследуемой стали, а также от различия условий изготовления металла.

2. Ликвация, как одна из причин, обуславливающих брак по механическим испытаниям

Все сопоставления химанализа и механических свойств металла, приведенные во втором разделе, сделаны по материалам инспекторских испытаний и плавочному химическому анализу. Однако в



практике работы лаборатории, было много таких случаев, когда при совершенно удовлетворительном плавочном химанализе, механические свойства металла имели резкие отклонения от нормы.

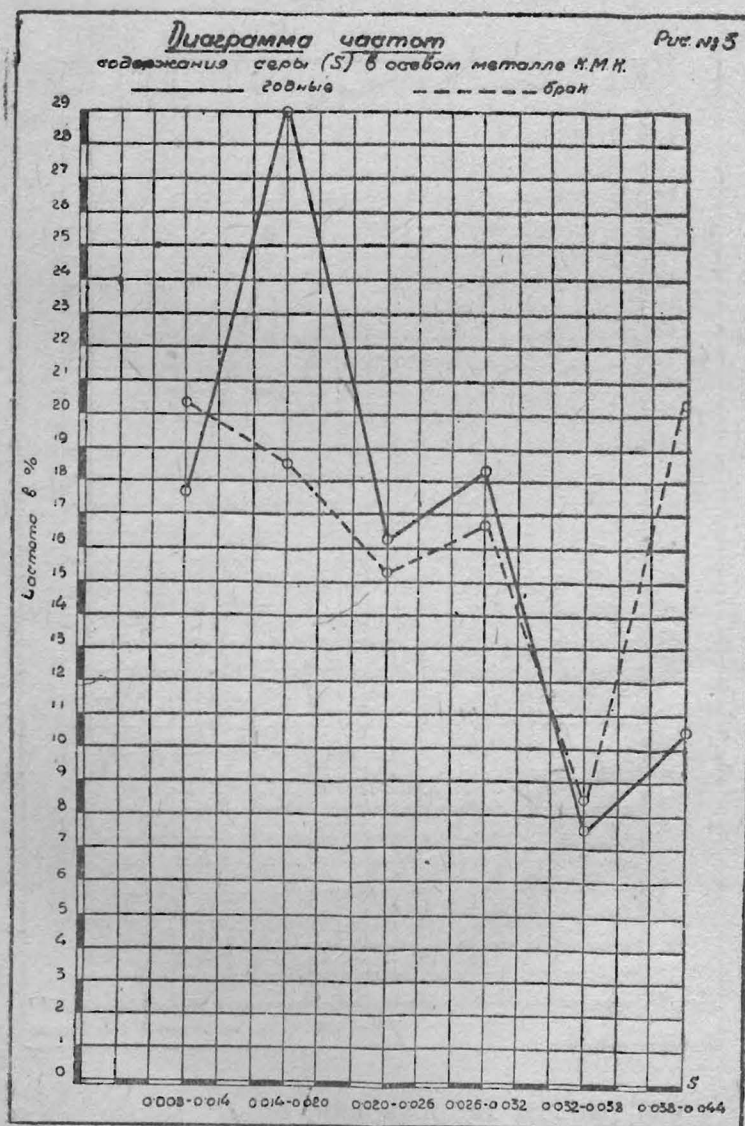
Изучение причин, которые могли вызвать такое отклонение, натолкнуло нас на наличие, довольно часто встречающихся, расхождений между плавочным химическим анализом и анализом металла,

взятого из разрывного образца. Величина этих расхождений для 53 плавов осевой стали, подвергнутых контрольному химическому анализу, стружка для которого бралась из разрывных образцов, представлена в таблице 4.

Таблица 4.

Расхождение между плавочными анализами и анализами металла из разрывных образцов

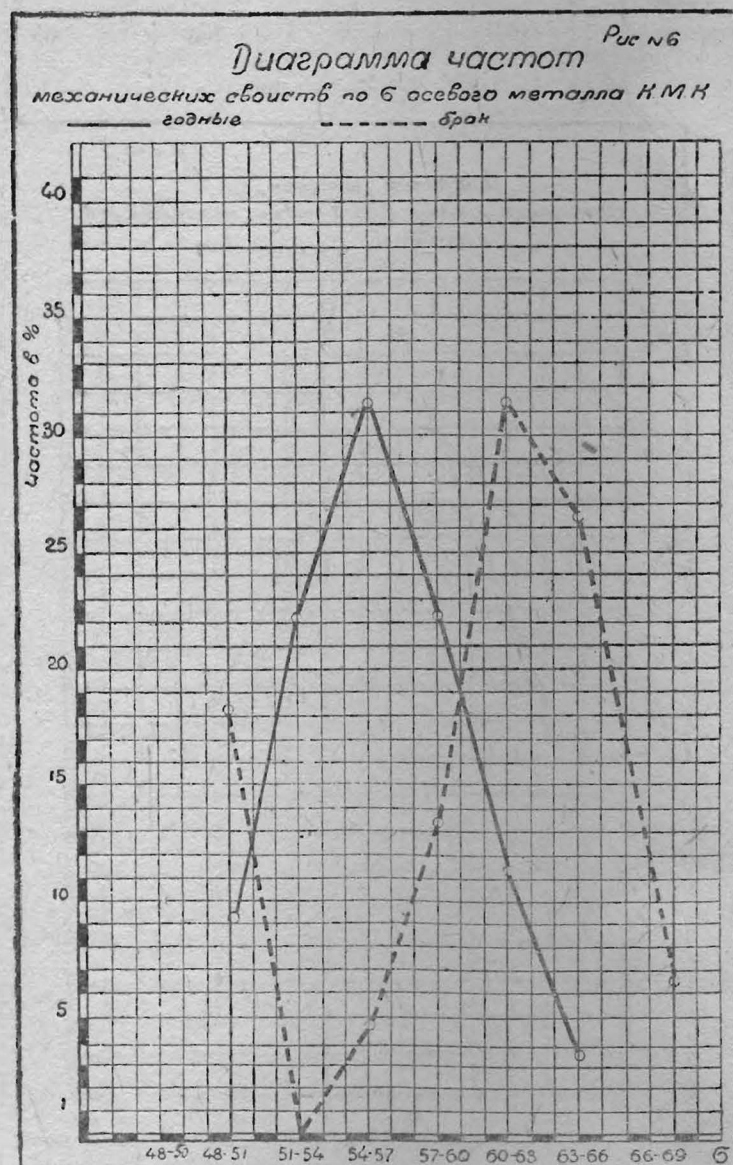
	По углероду		По марганцу	
	Плавоч. анализ	Анализ из разрыв. образ.	Плавоч. анализ.	Анализ из разрыв. образ.
1. Средние данные для 53 плавов	0,35	0,38	0,71	0,75
2. Максимальн. расхождение между контролн. анализ. из разрыв. образца и плавочным	(+ 0,07)		от(−0,18) до(+0,22)	
3. Наиболее частые расхождения	(+ 0,04) — (+ 0,06)		(−0,05) — (+0,05)	



Так как плавочные анализы стали делались в экспресс лаборатории мартеновского цеха, а анализы металла из разрывных образцов производились в химическом отделе центральной лаборатории, то возникали сомнения, допускающие возмож-

ность систематических ошибок при производстве химанализов.

Для выяснения этого были сделаны сопоставления химических анализов двадцати плавочных проб осевого металла, произведенных одновременно в экспресс лаборатории мартеновского цеха и в центральной лаборатории с результатами контроль-



ного анализа металла тех же плавов, взятого из разрывных образцов. Средне-арифметические значения этих анализов по углероду и марганцу даны в таблице 5.

Таблица 5.

Углерод			Марганец		
Плавочная проба		Контрольная проба из образцов	Плавочн. проба		Контрольная проба из образцов
Экспресс. лаборат.	Центр. альн. лаборат		Эксп. лаборат.	Центр. лаборат.	
0,34,	0,35	0,38	0,71	0,70	0,77

Расхождения между плавочными анализами экспресс лаборатории и центральной лаборатории колебались по углероду: от (−0,05%) до (+0,06%), по марганцу от (−0,01%) до (+0,06%), при наиболее часто встречающихся значениях этих отклонений: по углероду в пределах (±0,02%, и по марганцу (±0,05%).

Таблица 6.

Группы металла.	Плавочный анализ					Контрольный анализ из разрывного образца				
	C	Mn	Si	P	S	C	Mn	Si	P	S
Плавки выдерж. механические испытания. Колич. случ.=12	0,33	0,64	0,24	0,026	0,030	0,37	0,66	0,25	0,03	0,03
Плавки забракованные по низкому значению относит. удлинения. Колич. случ.=24	0,34	0,68	0,24	0,030	0,024	0,39	0,70	0,24	0,032	0,034
Плавки забрак. по низкому значен. врем. сопротив. Колич. случ.=8 . . .	0,26	0,61	0,23	0,022	0,023	0,27	0,63	0,23	0,026	0,030

Таблица 7.

Плавки, не выдержавшие механические испытания по удлинению

№№ плавки	Плавочный анализ					Контрольный анализ из разрывного образца				
	C	Mn	Si	P	S	C	Mn	Si	P	S
3506	0,38	0,73	0,25	0,024	0,01	0,46	0,74	0,25	0,021	0,041
2534	0,32	0,64	0,23	0,024	0,021	0,48	0,67	0,25	0,022	0,047
3427	0,31	0,70	0,23	0,024	0,026	0,38	0,72	0,20	0,024	0,029
2561	0,36	0,71	0,28	0,013	0,025	0,44	0,74	0,23	0,016	0,035
7072	0,30	0,72	0,21	0,028	—	0,38	0,75	0,22	0,028	—
2475	0,37	0,73	0,23	0,035	—	0,41	0,73	0,26	0,037	—

Но если в плавочных анализах отклонения были незначительны и различно направлены, так что средние значения их почти совпадали, то картина сравнения плавочных анализов с анализами металла из разрывных образцов была совершенно иная. Здесь во всех случаях мы имели повышенное содержание углерода и марганца в металле из разрывных образцов.

В отдельных случаях, когда выпускаемая плавка осевой стали находилась по химическому анализу вблизи верхнего предела по углероду и марганцу, наблюдаемые отклонения химанализа металла разрывного образца в сравнении с плавочным в сторону увеличения, могли обусловить собою брак металла по механическим показателям.

Для иллюстрации сказанного приводим в таблице 6 средне-арифметические значения плавочных анализов в сопоставлении с анализами металла из разрывных образцов, для различных групп осевой стали.

Еще более ярко иллюстрируют сказанное примеры, приводимые в таблице 7.

Отклонения по углероду здесь настолько значительны, что они послужили основной причиной получения неудовлетворительных показателей по механическим свойствам.

Эти расхождения между плавочным анализом и анализом металла из разрывных образцов следует

объяснить в первую очередь явлениями ликвации, которые иногда могут усиливаться случайными ошибками анализа.

Отсюда следует, что при испытании металла имеет существенное значение вопрос о месте взятия образца, как по длине, так и по поперечному сечению полосы.

Чтобы дать представление о ликвационных явлениях в шести-семи тонных слитках, мы приводим ниже результаты анализов металла, взятого в различных зонах продольного сечения слитка плавки № 2081 (рис. 10).

Мы видим здесь, что область слитка соответствующая месту взятия образца из прокатанной полосы при 25-30% обрезки головного конца (см. точки 9, 10 и 11) содержит углерода на 0,025—0,05% выше плавочного. Это дает хорошее совпадение с вышеприведенными данными.

Степень ликвации может значительно отличаться для отдельных плавов и слитков, что обуславливается создавшимися в каждом отдельном случае условиями кристаллизации, которые зависят от температуры стали, температуры изложниц, теплопроводности стенок изложницы, скорости отливки и т. д. и потому понятно многообразие вышеприведенных случаев отклонений, особенно если учесть возможные ошибки в химанализах.

Таблица 8.
Изменение химанализа по продольному сечению слитка

№№ пробы	C	P	S	№№ пробы	C	P	S
Плавочн.	0,26	0,012	0,029	—	—	—	—
1	0,25	0,010	0,034	16	0,255	0,014	0,027
2	0,275	0,013	0,030	17	0,240	0,010	0,026
3	0,275	0,016	0,032	18	0,280	0,014	0,028
4	0,245	0,015	—	19	0,255	0,011	0,027
5	0,325	—	0,034	20	0,240	0,010	0,024
6	0,305	0,014	0,030	21	0,230	—	—
7	0,290	0,012	0,028	22	0,245	0,014	0,025
8	0,275	0,013	0,027	23	0,265	—	0,027
9	0,275	0,012	0,025	24	0,280	0,016	0,026
10	0,285	—	0,032	25	0,285	0,018	0,029
11	0,305	0,014	0,035	26	0,245	0,013	0,024
12	—	—	—	27	0,220	0,020	0,022
13	0,215	0,011	0,025	28	0,215	0,019	—
14	0,225	0,012	0,029	29	0,260	0,016	0,027
—	—	—	—	30	0,260	0,014	0,029
—	—	—	—	31	0,255	0,013	0,027

3. Изменение механических показателей в зависимости от места взятия образца

Образец для нормальных механических испытаний, согласно требований стандарта, вырезается из пробы, взятой перед первым годным блюмсом, на $1/4$ диагонали от поверхности блюмса.

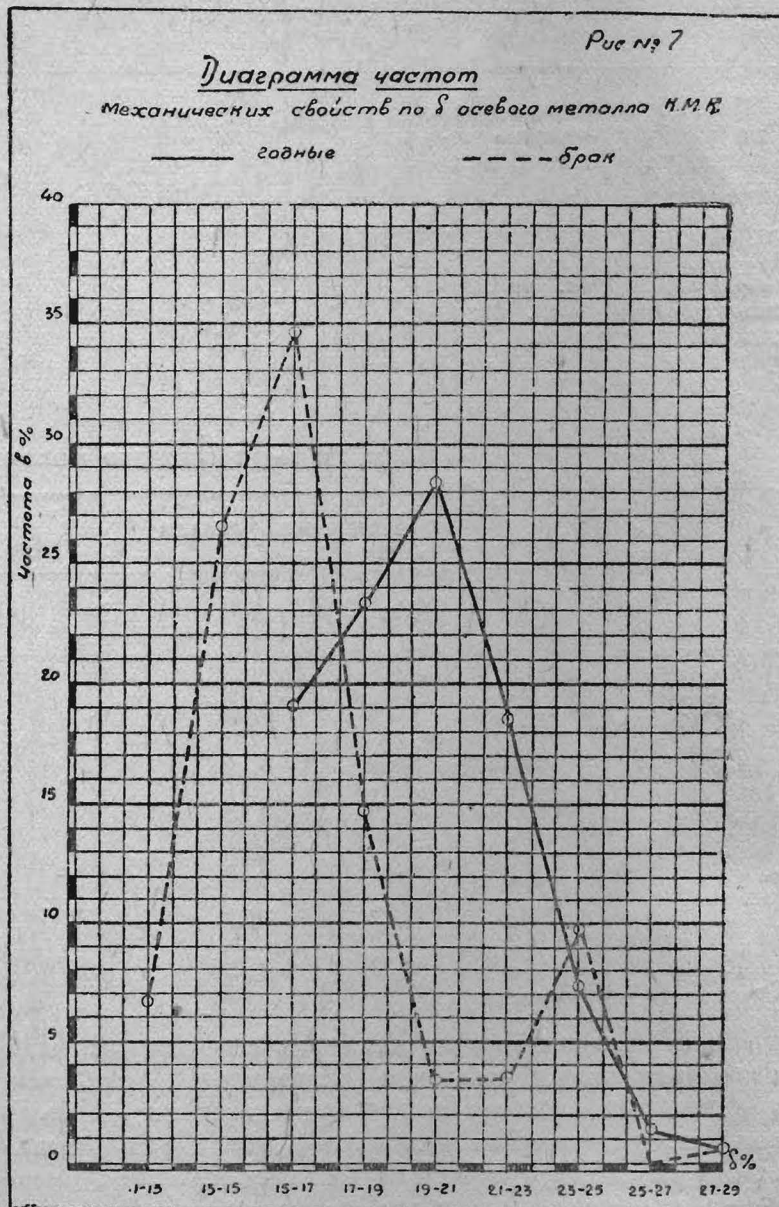
В условиях работы КМЗ, вследствие отсутствия специального оборудования для изготовления проб, вырезка образцов из блюмсов сечением 180×180 и 200×200 ведется на маломощных шепингах, позволяющих вырезать образец, ось которого расположена на 30—35 м/м. от поверхности пробы. Примерно на такой же глубине от поверхности берется образец при испытании готовых кованных осей. Зная неоднородность металла по сечению блюмса, лаборатория провела систематические исследования, с целью выявления изменения механических свойств металла, как по поперечному сечению, так и в продольном направлении прокатанной полосы осевого металла.

Для выполнения этих исследований было отобрано семь осевых плавок.

При прокатке от каждой из плавок были взяты пробы в различных местах по длине полосы в количестве 4—6 штук. Все пробы брались от 12-го, по порядку разливки, слитка. Из каждой пробы изготовлялось по 4 нормальных образца $d=20$ м/м, $l=10d$. Образцы эти вырезались, как показано на рис. 11, из 4-х углов пробы, при чем 2 из них брались на глубине 25—30 м/м от поверхности (мелкие) и 2 на глубине 40—45 м/м (глубокие).

Половина мелких и глубоких образцов была испытана в сыром виде, вторая половина подверглась перед испытаниями термической обработке по особой программе.

Для того, чтобы дать представление о технологическом процессе изготовления плавок, взятых для исследования, в таблице 9 приводятся некоторые сведения по мартенованию и прокатке.



Из рассмотрения таблицы видно, что характер шихтовки выбранных плавок относительно однороден. Заметные колебания в плавках мы имеем в разделах: „количество задаваемой марганцевой руды“, „количество углерода по расплавлению“ и „продолжительность отдельных периодов плавки“.

Пробы для испытаний брались в различных местах по длине раскатанной полосы.

В таблице 10 приведены поплавочные данные % обреза перед исследованной пробой, считая от головного конца.

Все отобранные пробы были разбиты на указанные в таблице 10 группы по проценту обреза.

Все испытанные образцы были подвергнуты контрольным химанализам, результаты которых, в виде средне-арифметических значений для 7 исследованных плавок с разбивкой по группам, приведены в таблице 11.

Химанализы для каждого образца не приводятся, в виду громоздкости материала, а также потому, что средние значения дают более четкую зависи-

Характеристика технологического процесса исследованных плавов

№№ плав- ки	Ш И Х Т А																	
	Обрезки прокатн.		Чугун холодный		Чугун жидкий		Руда железная				Руда марганцев.		Известняк		Fe—Mn		Fe—Si	
							В завалку		В доводку									
	Тонн	‰	Тонн	‰	Тонн	‰	Тонн	‰	Тонн	‰	Тонн	‰	Тонн	‰	Тонн	‰	Тонн	‰
3526	24,3	15	—	—	138	85	25	15,3	—	—	4,3	2,6	14,3	8,8	0,9	0,5	1,2	0,74
3536	23,3	14,2	6,7	4,1	135	81,7	27	16,3	—	—	6,5	3,9	15	9,1	0,78	0,47	1,1	0,67
5220	23,2	14,7	4,5	2,7	130	82,6	24,5	15,6	—	—	10,2	6,5	3	1,8	1	0,64	0,7	0,43
5238	27,1	15,8	14,5	8,5	130	75,7	28	16,3	2	1,16	—	—	15,2	8,8	1,3	0,76	1,2	0,7
5249	28,7	18,7	—	—	130	81,3	29,6	18,6	—	—	3,6	2,3	12,5	7,9	1,2	0,80	0,7	0,4
6939	36,8	23	2,5	1,6	120	75,4	22,3	14	—	—	8	4,3	12,8	8,1	0,4	0,25	0,75	0,47
6041	35	22,3	7	4,5	115	73,2	22	14	—	—	5,8	3,7	15,5	10	0,9	0,57	0,7	0,45

№№ плав-ки	Продолжительность операции				С по рас-плав-лению %/о	Мп по рас-плав-лению	Скорость выгоран. С в посл. час	П р о к а т к а			Плавочн. химический анализ				
	Завалка	Плав-ление	Доводка	Общая продолжит.				t посадки в ко-лодцы	Про-долж. нагрева	Размер заготов-ки	С	Мп	Si	P	S
3526	1 ч. 30 м.	8 ч.	1 ч. 40 м.	11 ч. 10 м.	0,5	0,35	0,0033	Теплые	5 ч. 26 м.	200×200	0,32	0,62	0,24	0,021	—
3536	3 ч. 25 м.	8 ч.	1 ч. 45 м.	13 ч. 10 м.	—	—	—	„	7 ч. 21 м.	„	0,29	0,63	0,25	0,015	—
5220	1 ч. 20 м.	—	—	11 ч. 55 м.	1,65	—	0,0038	„	6 ч. 20 м.	„	0,31	0,67	0,21	0,028	0,032
5238	6 ч. 05 м.	8 ч. 05 м.	—	17 ч. 10 м.	0,7	—	0,0026	780°	10 ч. 46 м.	„	0,35	0,51	0,18	0,022	—
5249	2 часа	10 ч. 15 м.	2 ч. 10 м.	14 ч. 25 м.	0,84	—	0,0060	650°	11 ч. 50 м.	„	0,33	0,67	0,30	0,020	0,040
6939	1 ч. 20 м.	8 ч. 30 м.	4 ч. 25 м.	12 ч. 55 м.	—	—	—	730°	5 ч. 17 м.	„	—	—	—	—	—
6041	—	—	—	—	—	—	—	—	—	„	0,37	0,57	0,30	0,015	0,017

Примечание: Al давался во все плавки в ковш в количестве 0,014—0,025%.

мость и нивелируют случайные факторы. Например, отклонения в глубине залегания образцов, неточность анализа и проч.

Таблица 10

№№ плавов	%/о обрезки перед пробой				
	1 группа	2 группа	3 группа	4 группа	5 группа
3526	—	19,5	34,5—37,5	—	68,5—85,5
3536	4,0	17,2	33,7	49,0	64,9—80,8
5220	4,6	21,7	38,8	55,9	—
5238	3,19	17,4	31,8	46,22	—
5249	3,7	19,5	37,8	56,0	73,0
6939	4,3	18,0	33,0	47,0	—
6041	3,2	17,4	35,2	53,0	71,0
Среднее	3,8	18,6	35,2	50,8	74,0

В этой же таблице 11 даны средние значения механических показателей.

Из таблицы видно различие химического анализа глубоко и мелко залегающих образцов.

В среднем, по всей длине полосы мы имеем для глубоко залегающих образцов увеличение в содержании:

Углерода на 0,02%
Марганца на 0,04%
Фосфора на 0,004%

Кремний остается без изменения, а сера дает обратную картину уменьшения на 0,004% для более глубоких образцов. Отмеченная зависимость по химическому анализу довольно ровно держится по всей длине полосы. Исключение составляет третья группа, имеющая для глубоких образцов меньшее содержание углерода. Это обстоятельство следует объяснить неточностью химического анализа, так как отдельные образцы этой группы давали резкие выпадения.

„Мелкие образцы“ в сравнении с более „глубокими“ дают в среднем снижение σ на 1,8 кг. мм², увеличение δ на 2,1% и увеличение ψ на 8,1%.

При чем, как это видно из диаграммы (рис 12), мы имеем для „глубоких“ образцов весьма отчетливое и закономерное снижение σ к нижней части слитка и соответственное увеличение δ и ψ . Что касается образцов, взятых у поверхности, то здесь резких изменений механических показателей по мере увеличения процента обрезки не замечается, хотя и имеется некоторое увеличение пластичности к нижнему концу слитка.

Таблица 11

Изменение химического анализа и механических свойств по длине прокатанной полосы для мелких и глубоких образцов

№ № групп	Средн. % обрезки	Средняя глубина залегания образцов в мм.	Химический анализ					Средние значе- ния механич. показателей		
			C	Mn	Sn	P	S	σ кг/мм ²	δ %	ψ %
1	3,8	{ М 24 Г 40	0,32 0,35	0,65 0,74	0,20 0,28	0,018 0,020	0,030 0,020	54,8 58,8	22,1 19,5	45,0 38,0
2	18,6	{ М—24,5 Г—44,0	0,34 0,37	0,65 0,65	0,23 0,24	0,017 0,020	0,027 0,024	57,2 58,1	22,0 20,1	43,6 37,3
3	35,2	{ М—25,8 Г—44,0	0,36 0,34	0,63 0,65	0,26 0,21	0,016 0,023	0,026 0,026	56,6 57,2	22,0 20,4	42,6 32,3
4	50,8	{ М—24,0 Г—41,2	0,33 0,35	0,65 0,69	0,23 0,23	0,020 0,020	0,026 0,026	55,0 56,3	23,0 20,7	45,1 36,9
5	74,0	{ М—25,0 Г—	0,33 —	0,61 —	0,26 —	0,015 —	0,030 —	55,2 —	22,7 —	44,8 —
Средн. значе- ние	—	{ М—24,5 Г—42,2	0,33 0,35	0,64 0,68	0,24 0,24	0,017 0,021	0,028 0,024	55,8 57,6	22,3 20,2	44,2 36,1

Примечание: В графе „средняя глубина залегания образцов“ индексом „М“ обозначены, т. н., „мелкие“, а индексом „Г“ — „глубокие“ образцы. В качестве иллюстрации в табл. 11 приводим рис. 12, в котором изображено изменение средних механических свойств по длине полосы для мелких и глубоких образцов.

Для того, чтобы по всему поперечному сечению и по длине полосы проследить изменение механических свойств, мы вырезали от каждой пробы исследуемых плавок поперечные темплеты, которые затем испытали на твердость по Роквеллу.

Полученные средние данные представлены нами в таблице 12.

Таблица 12.

Группа	Средний % обрезаки	Глубина точки испытания, считая от поверхности в м/м								Твердость по Роквеллу
		7,5 м/м	17,5 м/м	27,5 м/м	37,5 м/м	47,5 м/м	57,5 м/м	67,5 м/м	77,5 м/м	
I	3,8	74,2	74,8	76,5	76,8	77,6	77,6	78,5	79,3	
II	18,6	73,7	74,3	74	74,2	75,2	74,9	74,6	75	
III	35,2	72,9	73,6	75,2	75,2	75,2	76	77,2	77,4	
IV	50,8	71,5	72,4	72,8	73,1	73,3	72,7	72,8	73	
Среднее		73,1	73,8	74,6	74,8	75,3	75,3	75,8	76,2	

Мы имеем следующие отчетливые зависимости:

1. Для верхних частей слитка до 35% обрезаки мы имеем увеличение твердости к средним зонам слитка. Что касается обрезаки в 50%, то здесь получаются относительно равные значения механических показателей по всему поперечному сечению.

2. Во всех случаях наблюдаются падения твердости по мере увеличения процента обрезаки, при чем эта зависимость гораздо сильнее выражена для средних зон слитка.

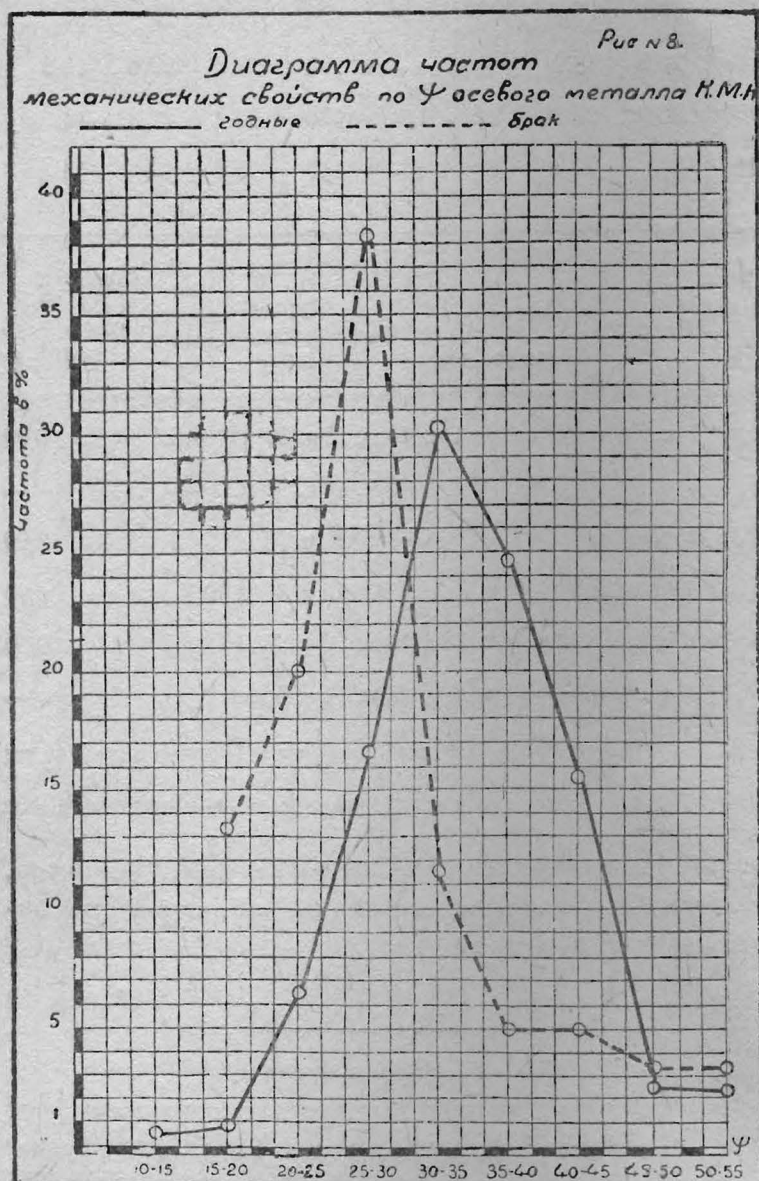
Для полноты картины мы приводим материалы исследования об изменении механических свойств

осевой заготовки по поперечному сечению пробы для одной из плавок.

Материалом для исследования послужила проба, взятая для инспекторских испытаний приблизительно при 30% обрезаки, считая от головного конца.

Как показано на рис. 11 образцы для испытания на прессе Гагарина брались по диагонали заготовки на равных расстояниях друг от друга. Для этих же участков производился анализ металла.

Полученные результаты представлены в табл. 13.



4. Влияние условий охлаждения пробы на механические свойства металла

Среди многообразия факторов, определяющих механические свойства металла, немаловажное значение имеют условия охлаждения пробы, после отрезки ее от горячей полосы. Здесь могут быть следующие случаи: или проба будет остывать среди других горячих проб, или может попасть на сквозняк, на мокрую землю, на железную плиту и т. д.

Можно ожидать, что при этом мы будем получать различные результаты при механических испытаниях.

Для выяснения этих вопросов летом 1934 года были поставлены следующие опыты.

При прокатке 4-х осевых плавок за №№ 1678, 3633, 6443, 7232, были отрезаны 3 рядом расположенные пробы на расстоянии 25-30% от головного конца. Размеры проб 200 × 200 м/м.

Изменение химанализа стали и механических свойств путем испытания вырезанных образцов размером d-6 м/м l-30 м/м на прёссе Гагарина

1-я половина диагонали				2-я половина диагонали				Среднее			Ср. химанализ из 4 определений				Расстояние по диагонали в м/м
№№ п.п.	σ	δ	ψ	№№ п.п.	σ	δ	ψ	σ	δ	ψ	C	Mn	P	S	
1	54,8	23,1	57	1-а	54,1	22,8	50,7	54,4	26,4	53,8	0,31	0,69	0,017	0,020	18
2	54,6	23,4	47,2	2-а	54,8	23	51	54,7	23,2	49,1	0,33	0,69	0,018	0,020	40
3	57,2	25,3	40,2	3-а	56,9	23,1	40,9	57	24,2	40,5	0,34	0,67	0,019	0,020	66
4	57,9	24,2	37,5	4-а	58,9	23,3	38,8	58,4	23,7	38,1	0,36	0,69	0,018	0,021	88
5	60,1	20,5	36,3	5-а	60,4	20,5	33,7	60,2	20,5	35	0,37	0,70	0,021	0,020	100
6	61,2	18,9	35	6-а	—	18,4	31,2	61,2	18,6	33,1	0,40	0,71	0,022	0,021	122
7	62,4	20,7	36,1	—	—	—	—	62,4	20,7	36,1	—	—	—	—	140

Примечание: Проба № 7 взята по центру темплета.

Пробы после обрезки были поставлены в разные условия охлаждения:

I-я проба охлаждалась на железной плите рольгангов;

II-я проба охлаждалась в вертикальном положении;

III-я проба охлаждалась в сухом песке.

Из всех 4-х углов проб были вырезаны нормальные образцы d=20 м/м и l=200 м/м, половина которых имела мелкое залегание (в среднем около 25 м/м, считая от поверхности до оси образца), а вторая половина залегала на глубине ~ 40 м/м.

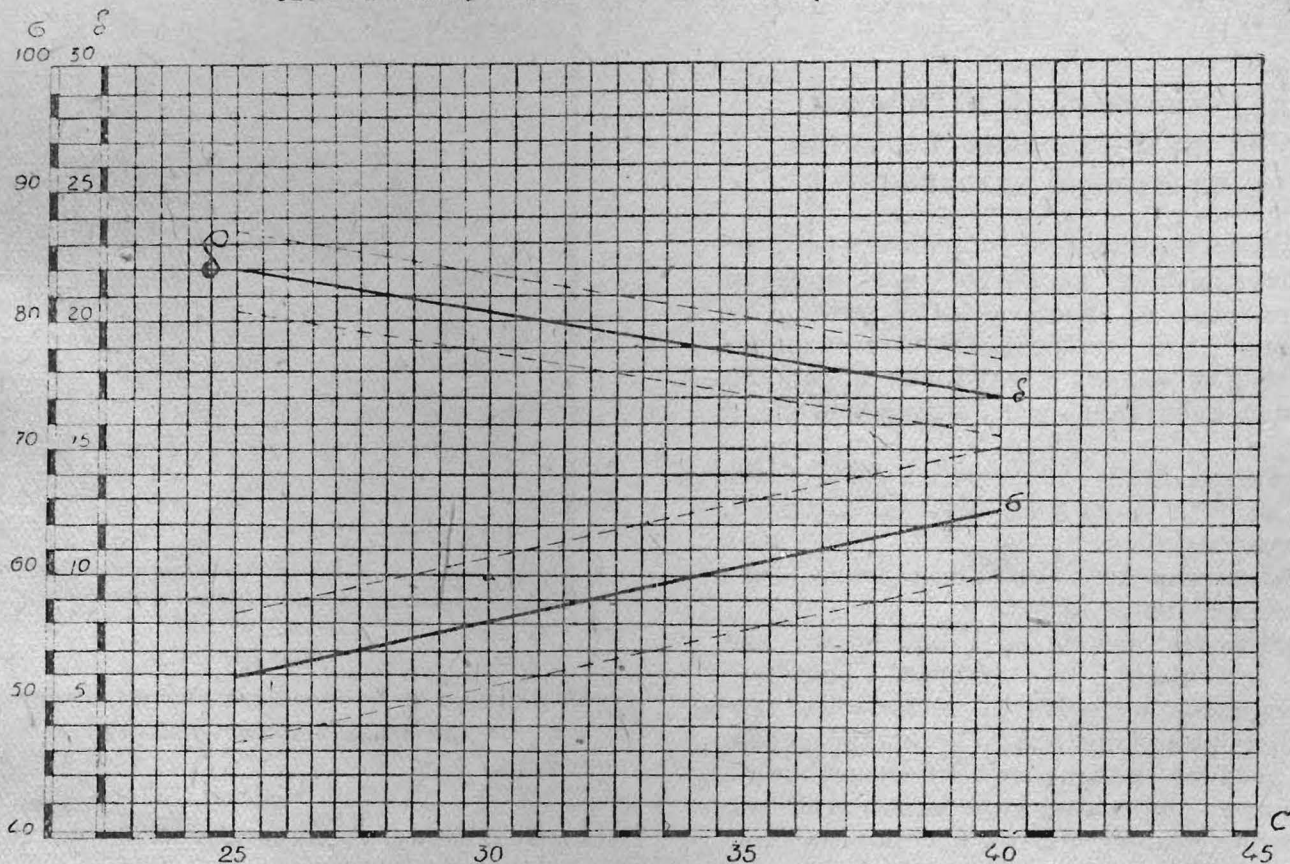
Результаты этих испытаний могут быть сведены к следующим положениям:

1. При охлаждении пробы на железной плите не обнаруживается различий между образцами, взятыми со стороны прилегающей к плите и с противоположной стороны, что обусловливается, видимо, значительными размерами пробы (200×200), а так же значительным закруглением на ребрах, благодаря чему они не приходят в непосредственное соприкосновение с плитой.

2. Пробы, охлажденные в вертикальном положении

Чертеж № 9

Изменения механических свойств осевой стали (б и δ) в зависимости от химанализа (C)



Средние результаты по каждому из вариантов для всех 4-х плавок представлены в таблице 14. не дали значительных изменений механических свойств, в сравнении с предыдущими.

Таблица 14

№ вари- анта	Описание условий охлаждения		Средн. меха- ничес. показ.		
	Условия охлаж- дения проб	Место взятия образца	σ	δ	ψ
1	Пробы охлаж- дались на плите	Образцы мелкие, взяты с поверхности, прилегаю- щей к плите	57,8	19,6	43,4
2	"	Образцы мелкие, взяты от верхней грани пробы	57,9	19,3	41
3	"	Образцы глубокие, взя- ты с поверхности, при- легающей к плите	59,8	18,7	32,2
4	"	Образцы глубокие, взяты от верхней грани про- бы	60	18,3	33,2
5	Проба охлаж- далась в верти- кальном поло- жении	Образцы мелкие	57,8	20	39,1
6	"	Образцы глубокие	60,3	17,8	34,1
7	Пробы охлаж- дались в песке	Образцы мелкие	54,3	22	41,1
8	"	Образцы глубокие	56,4	19,9	33,7

3. Охлаждение проб в песке значительно смягчает металл, благодаря чему σ снизилось на 3—4 кг/мм², δ увеличилось на 2—2,5%, а ψ осталось без изменения.

Можно считать, что заготовка, охлаждающаяся в штабелях или на платформе, имеющей песчаную подстилку, сложенная в несколько рядов находится в условиях охлаждения, близких к условиям охлаждения проб в песке. Отсюда следует, что обычный метод охлаждения проб на плитах рольганга будет давать результаты механических испытаний значительно отличающихся от механических свойств медленно охлажденной заготовки.

4. Так же, как и в ранее приведенных материалах, имеется значительное изменение механических свойств в зависимости от глубины залегания образцов.

5. Влияние термической и горячей обработки на механические свойства образцов из осевой заготовки

Изучение влияния термической обработки образцов на их механические свойства мы провели попутно с исследованием, изложенным в четвертом разделе, где нами даны сопоставления механических показателей для мелких и глубоких образцов. Термообработке подвергались как мелкие, так и глубокие образцы.

Образцы плавов за №№ 3526, 3536 и 5238 были подвергнуты отжигу, а плавов за №№ 6941, 5249, 5220 и 6939 нормализации.

Режим отжига: нагрев до t^0-830^0 , выдержка 1 час и медленное охлаждение с печью.

Режим нормализации: нагрев до $t^0-850-870^0$, выдержка 30 м. и охлаждение на воздухе. Термообработка производилась в трубчатой печи. После термообработки образцы доводились до нормальных размеров и подвергались механическим испытаниям.

Средние данные механических испытаний по каждому варианту термообработок в сопоставлении с механическими свойствами сырых образцов, вырезанных из тех же проб, о которых речь уже шла выше в разделе 4-м, приведены в таблице 15 и 16 и рисунках 13 и 14.

Сопоставления, сделанные в таблицах, дают возможность установить следующие положения.

1) Отжиг дает заметное смягчение металлу, уменьшая σ на 1,5—1,8 кг/мм², увеличивая δ на 2,4%—1,5% и ψ на 6,3—11,4%. Более энергичное действие отжиг производит на глубокие образцы;

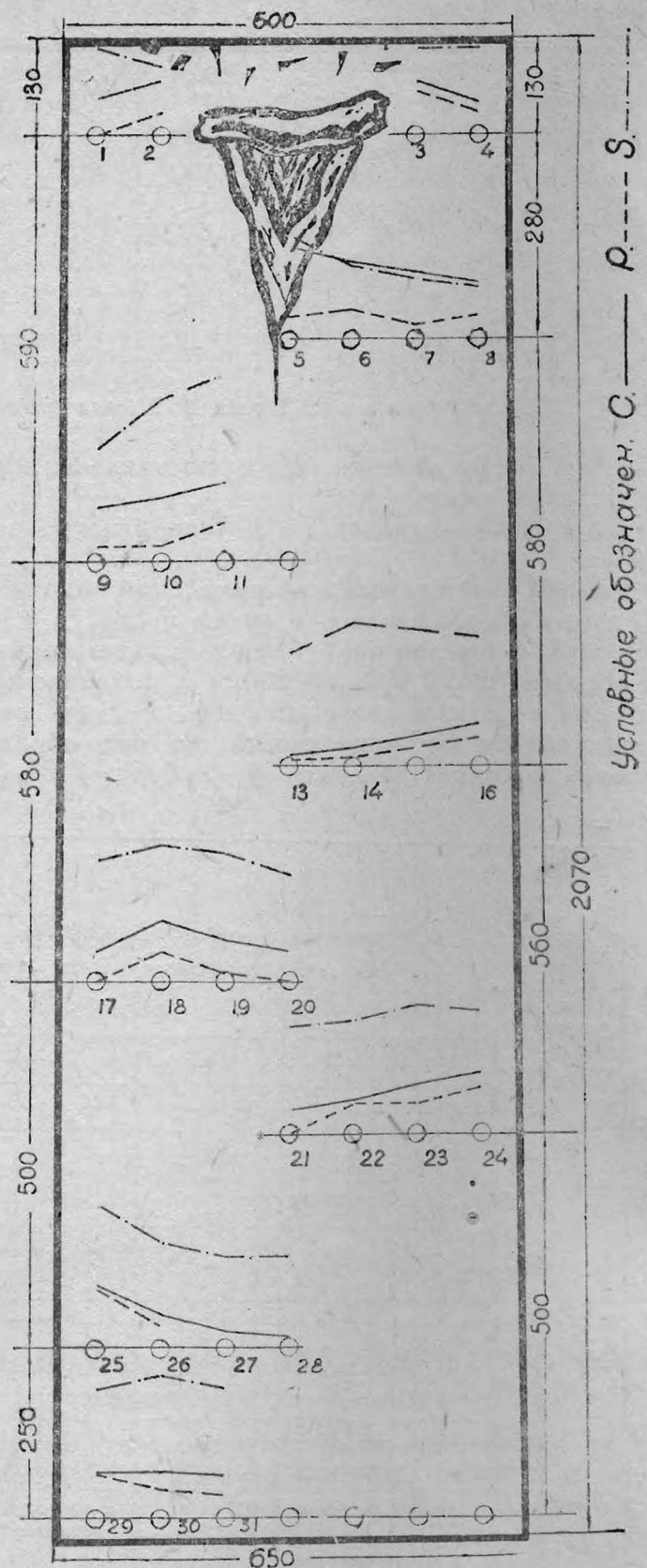


Рис. 10

Разрез слитка с указанием места взятия проб для химического анализа

2) Нормализация увеличивает все механические показатели, а именно:

σ —увеличивается на 2,4 кг/мм², δ —на 1,6—2,6% и ψ на 12,2—16,8%. Более заметное влияние нормализация производит на глубокие образцы;

Таблица 15

Сопоставление механических свойств металла до и после отжига

Группа и средн. % об- резки от го- лов. конца	Образцы с мелкой глубиной залегания ~ 25 м/м						Образцы глубокие. Расстояние от поверхности до оси образца ~ 40 м/м					
	$\sigma_{\text{кг/мм}^2}$		$\delta \%$		$\psi \%$		$\sigma_{\text{кг/мм}^2}$		$\delta \%$		$\psi \%$	
	Сырые	Отожж.	Сырые	Отожж.	Сырые	Отожж.	Сырые	Отожж.	Сырые	Отожж.	Сырые	Отож- жен.
I—3,80%	51,5	50	24	26,5	49	55,2	—	—	—	—	—	—
II—18,60%	55,4	53,8	23,2	23,9	45,8	52,3	55,5	56,4	21,8	22,9	41,8	50,8
III—35,20%	54,1	52,4	22,3	24,8	42,7	50,8	56,5	53,6	21,3	21,7	39,8	51,6
IV—50,80%	52,9	51,8	23,5	25	47,6	52,9	52,7	50	22,3	27,3	39,8	52,8
V—740%	52,5	51,8	23,4	23,9	47,4	52,7	52,7	50,4	21	24,3	41,2	53,2
Среднее . .	53,5	52	23,3	24,8	46,5	52,8	54,4	52,6	21,6	24	40,7	52,1
Изменения после отжи- га	—1,5		+1,5		+6,3		—1,8		+2,4		+11,4	

Таблица 16

Сопоставление механических свойств металла до и после нормализации

Группа и средн. % об- резки от го- лов. конца	Образцы с мелкой глубиной залегания ~ 25 м/м						Образцы глубокие. Расстояние от поверхности до оси образца ~ 40 м/м					
	$\sigma_{\text{кг/мм}^2}$		$\delta \%$		$\psi \%$		$\sigma_{\text{кг/мм}^2}$		$\delta \%$		$\psi \%$	
	Сырые	Норм.	Сырые	Норм.	Сырые	Норм.	Сырые	Норм.	Сырые	Норм.	Сырые	Норм.
I—3,80%	57	59,3	20,8	23,4	42,4	50,4	—	—	—	—	—	—
II—18,60%	59,1	60,8	20,9	23,1	41	54,2	59,4	61,8	19,2	21,2	34,8	51,1
III—35,20%	58,6	59,9	21,7	23,2	42,4	56,2	58,1	60,5	18,6	21,9	33,3	51,4
IV—50,80%	56,4	61,5	22,7	24,3	43,5	54,8	57,5	61,5	20,2	21,8	35,9	48,9
V—740%	60,6	61,1	21,3	21,5	39,5	54	—	59	—	22,6	—	54,6
Среднее . .	58,3	60,5	21,5	23,1	41,7	53,9	58,3	60,7	19,3	21,9	34,7	51,5
Изменение после нор- мализации .	+ 2,3		+ 1,6		+ 12,2		+ 2,4		+ 2,6		+ 16,8	

Таблица 17.

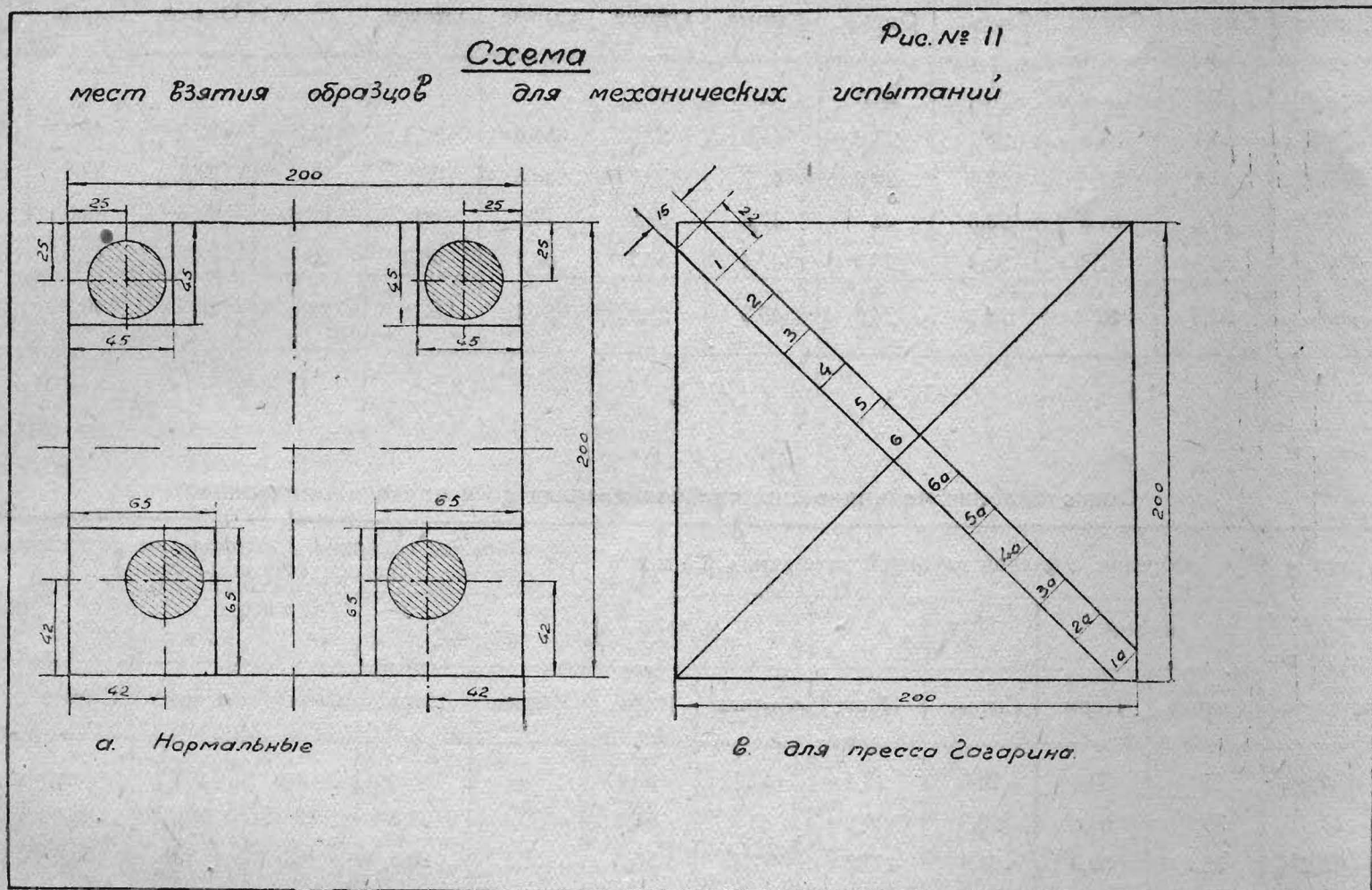
Изменение механических свойств, забракованных плавок после отжига.

№№ плавки и партии	Плавочный химический анализ					σкг/мм²					δ°/о				
	C	Mn	Si	P	S	Инспекторск. образец		Лабор. образ. до отж.	Лабор. обр. после отжига		Инспекторск. образец		Лабор. сбраз. до отж.	Лабор. обр. после отж.	
						1	2		1	2	1	2		1	2
2339—2	0,40	0,75	0,27	0,050	0,012	64,3	—	65,6	62	—	14,5	—	13,9	18,3	—
2348—1	0,33	0,79	0,27	0,048	0,024	58,6	58,5	—	56,8	56,1	15,0	15,0	—	21,3	22
2349—1	0,38	0,62	0,27	0,024	0,027	60,5	53,3	60,8	58,5	57,8	15,75	15,0	18,7	19,5	22,7
2352—2	0,42	0,58	0,21	0,035	0,036	59,2	57,9	61,4	60,9	—	14,5	13,0	13,9	22,4	—
2355—2	0,31	0,81	0,38	0,030	0,029	—	—	64,5	61,8	—	—	—	18,3	19,0	—
2360—1	—	—	—	—	—	62,0	62,7	63,6	65,4	—	13	15,0	20,7	18	—
2360—3	0,34	0,83	0,23	0,011	0,023	63,5	62	—	62	61	12	13,5	—	29,8	—
Среднее	—	—	—	—	—	61,1		60,2		15,1		20,3			

3) Нормализация дает большой эффект в улучшении механических свойств металла, чем отжиг, что обуславливается, видимо, недостаточной t отжига.

Помимо вышеприведенных систематических опытов, лаборатория неоднократно проводила отжиг образцов для тех плавов, которые не выдержива-

температура окончания прокатки дает очень грубое зерно, что снижает механические свойства металла, а с другой стороны в особом явлении (типа старения), присущим углеродистому металлу КМЗ. Это явление, открытое инж. Филимоновым, состоит в том, что металл после прокатки имеет пониженные механические свойства, которые затем



ли механических испытаний и давали ненормально низкие значения механических показателей. В этих случаях обычный режим отжига был следующий: нагрев до $t \sim 880^\circ$, выдержка в течении 1 часа и охлаждение в песке.

Результаты ряда подобных опытов даны в таблице 17.

Приведенные в этой таблице данные указывают, что металл, забракованный по механическим свойствам, после отжига дал совершенно удовлетворительные показатели. Причину этого явления следует искать с одной стороны в том, что высокая

улучшаются при длительном старении (около 1 месяца) в условиях комнатной температуры и в течении нескольких часов при 100° . Некоторые данные по этому вопросу для осевого металла мы приводим в таблице 18, из которой виден характер происходящих изменений.

Примечание: Опыты с обжигом и нормализацией образцов, изложенные в первой части настоящего раздела, относятся к материалу, длительное время выдержанному в условиях комнатной температуры и т. о. следует думать, что улучшение механических свойств для этого металла после термообработки следует отнести за счет улучшения структуры при отжиге и нормализации.

Таблица 18

№№ плавов	Химанализ.					Механические свойства						Дата испытаний	
	С	Mn	i	P	R	$\sigma_{кг/мм^2}$		$\delta\%$		$\psi\%$		число месяц	число месяц
						1	2	1	2	1	2		
3740	0,29	0,54	0,25	0,02	0,03	53,9	54,2	20,0	24,1	37,4	47,6	22/VIII	27/IX
3741	0,28	0,63	0,23	0,02	0,03	54,0	52,7	18,0	24,7	34,4	52,4	23/VIII	27/IX
2708	0,35	0,84	0,24	0,02	0,04	61,1	61,5	19,0	21,9	31,2	42,8	14/VIII	28/IX
5343	0,35	0,70	0,20	0,03	0,05	62,0	62,7	15,0	18,5	25,1	40,7	8/VII	28/IX
5346	0,37	0,60	0,23	0,02	0,04	62,7	61,4	15,0	17,0	27,2	41,1	10/VII	29/IX

Здесь под рубрикой 1 даны характеристики механических свойств осевого металла сразу после прокатки и дата первого испытания, под рубрикой 2 механические свойства после месячного старения и дата второго испытания. Более подробные сведения по этому вопросу приведены в специальной статье: „Изменение механических свойств металла КМЗ во времени“, С. Филимонов, журн „Кузнецкстрой“, № 4-5, 1934 г.

Сравнительные испытания укороченных образцов

	σ — кг./м.м ²				δ %				φ %			
	Сырые	Нормализован.	Кованые	Кован. + нормал.	Сырые	Нормализ.	Кованые	Кован. + нормал.	Сырые	Нормализ.	Кованые	Кован. + нормал.
Среднее	57	58,8	60,7	60,1	24	28,8	24	27,6	46,9	57	43,2	48,2
Максимум	60,9	61,4	62,4	62,4	28,2	31,8	27,6	29,7	50,5	58,1	52,3	51,1
Минимум	53,7	55,3	58	56,6	21,8	26,2	21,4	25	43,7	54,4	40,8	46,4

Предполагаемый пересмотр стандартов на паровозную осевую заготовку вызвал к жизни ряд проектов новых стандартов на механические испытания.

Институт металлов НКПС предлагает испытание вести с укороченными образцами $d=15$ м/м и $l=75$ м/м, которые должны вырезаться на $1/3-1/4$ диагонали.

После нормализации, образцы должны дать σ в пределах 50-65 кг/мм² и δ не меньше 24%.

Для выяснения применимости этих проектов к осевому материалу КМЗ были проведены небольшие исследования, результаты которых сообщаются ниже в таблице 19.

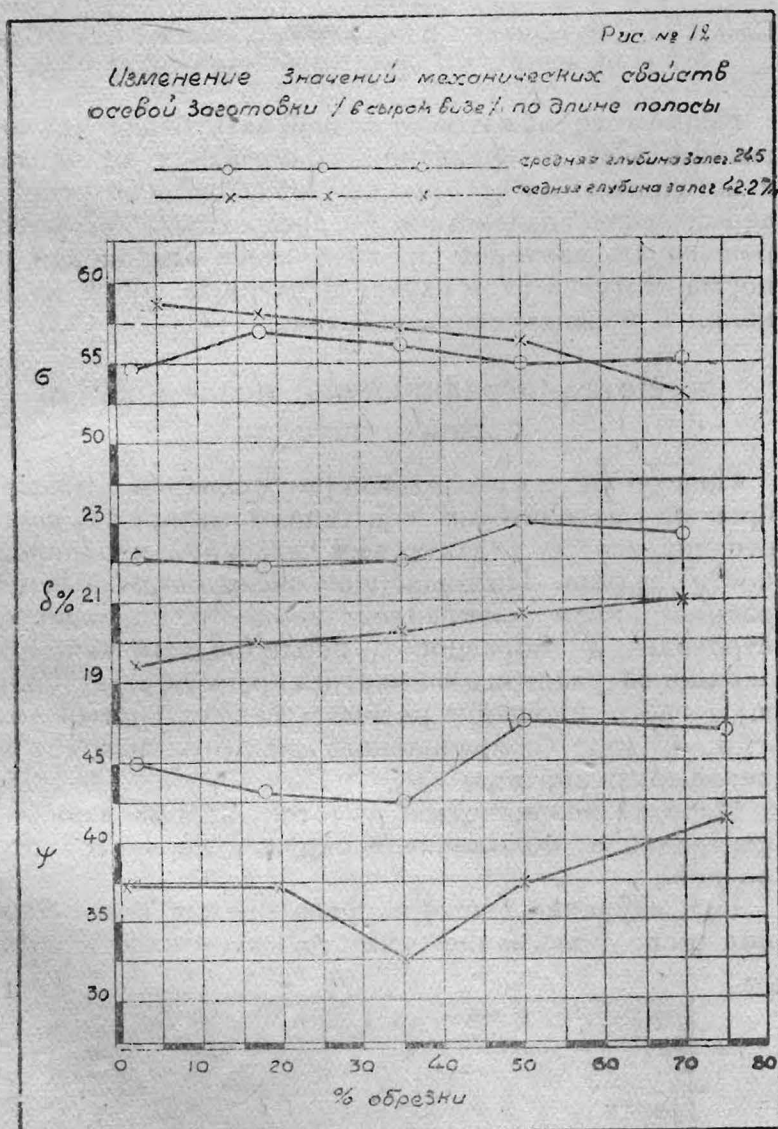
При проведении этих опытов нами были сделаны некоторые отступления от предлагаемой методики.

1. Вместо того, чтобы проковывать всю пробу до диаметра оси, нами были вырезаны на гранях проб бруски сечением 50×50 м/м, которые затем проковывались до $d=35$ м/м.

Положение этих образцов по отношению к поверхности приблизительно соответствует норме Главтрансмаша.

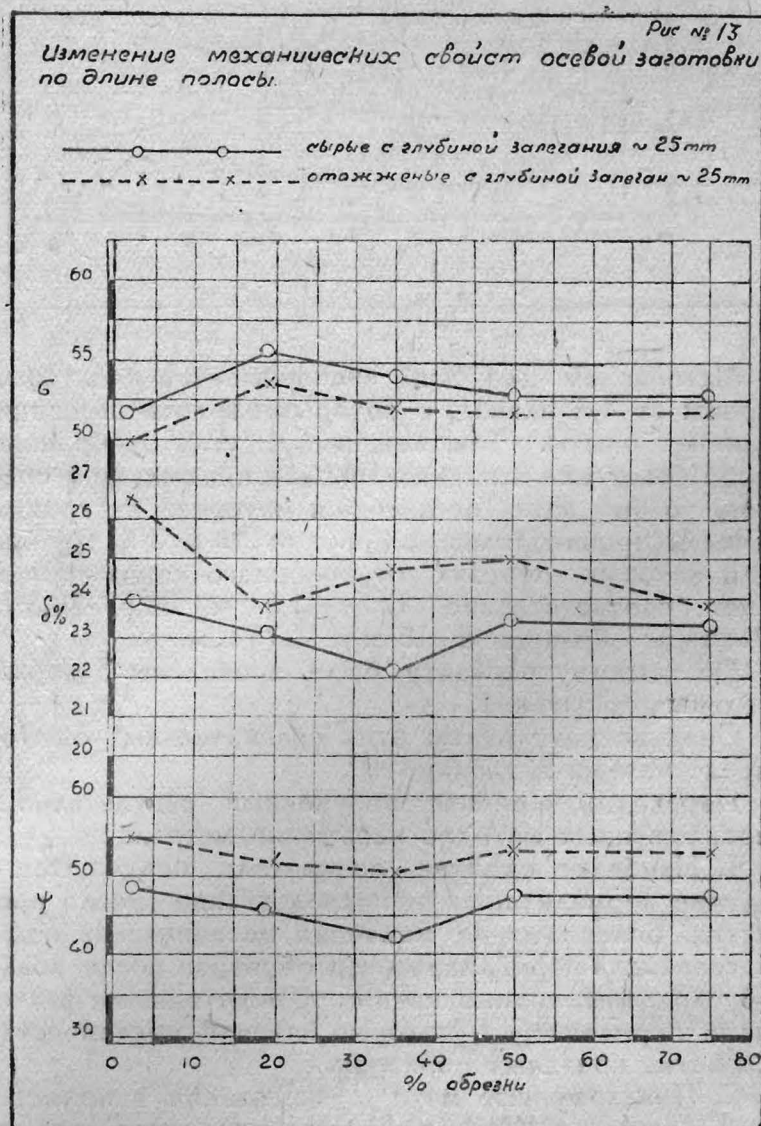
2. Кованые образцы мы подвергали последующей нормализации без дополнительного высокого отпуска.

3. Образцы, испытываемые сырыми и нормализованными, были вырезаны так же из средней части грани с глубиной заложения 25—30 м/м, считая от поверхности до оси образца. Проведенные нами

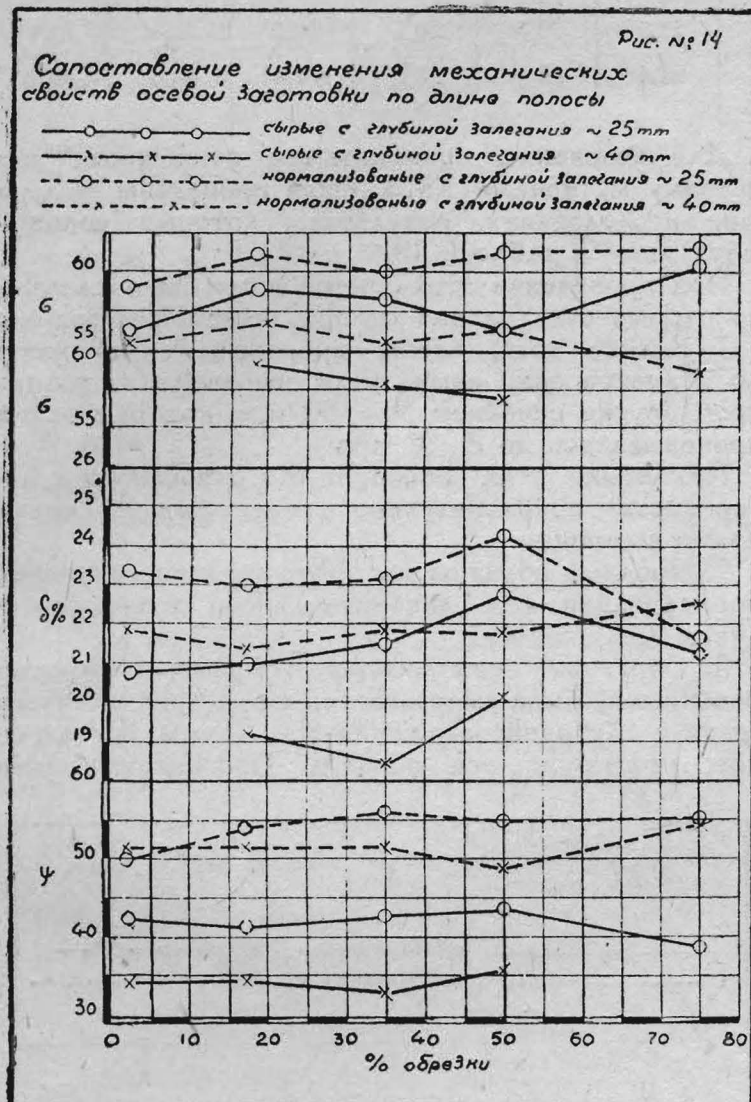


По проекту Главтрансмаша проба, отрезанная от полосы, должна быть предварительно прокована до диаметра оси. Из этой круглой заготовки на глубине $1/3$ радиуса (считая от поверхности) вырезается укороченный образец $d=15$ м/м и $l=75$ м/м, который проходит нормализацию и высокий отпуск по $t^0-650-680^0$.

При испытании образец должен дать σ в пределах 50-65 кг./мм²; и δ не менее 24%.



специальные опыты показали, что по механическим свойствам образцы, вырезанные из граней при „мелкой“ глубине заложения, довольно близки к „мелким“ образцам, взятым на ребрах, занимая промежуточное положение между мелкими и глубокими ребровыми образцами.



Материалом для этих экспериментов послужили пробы от 4-х плавки, с которыми велись вышеописанные опыты. Так как все 4 угла отобранных проб были уже использованы для предыдущих опытов, то был взят оставшийся материал на гранях. Опыты производились с пробами 2-й и 3-й группы, для которых обрезка от головного конца составляет соответственно 17,5—21,5 и 34,5—38,8%. Размеры образцов $d=15$ мм $l=75$ мм.

По каждому варианту были проведены 8 параллельных испытаний.

Средние результаты этих сравнительных опытов представлены в таблице 19.

Переходим к оценке полученных результатов и предложенных методов испытания металла.

1. Наиболее высокие показатели получаются в случае нормализации непосредственно после прокатки. Более низкие значения механических показателей для нормализованных образцов послековки обусловлены, видимо, какими-то неучтенными факторами нормализации, которые снизили механические свойства кованых образцов.

2. Предложенные методы испытания в применении к металлу КМЗ дали удовлетворительные результаты.

3. Метод, предложенный Главтрансмашем, отличается своей громоздкостью, трудно выполнимой в производственных условиях на заводах, не располагающих приспособленным кузнечным оборудованием.

В этих условиях могут иметь место случаи ненормального режимаковки, что внесет дополнительные осложнения.

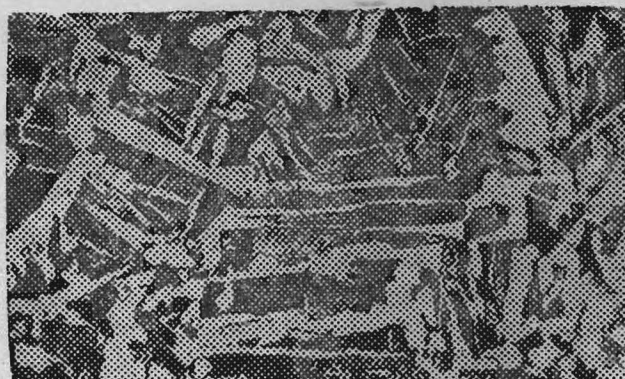


Фото 1 ×100

Плавка № 5238, обрезка—31,8%. Образец залегает на глубине 26 мм от поверхности. Без термической обработки.

Кроме того, обжатие от осевой заготовки к оси незначительно в сравнении с обжатием от слитка к заготовке, а потому не ковка сама по себе, а термические воздействия во времяковки являются решающим фактором и возможные отклонения от нормы могут в этом случае повлечь за собой изменения в механических свойствах.

6. Металлографические исследования осевого металла

Приступая к исследованию образцов, давших брак по механическим испытаниям, мы прежде всего столкнулись с характерным явлением неоднородности излома. Подавляющее число разрывных образцов имели смешанное зернисто-волокнистое строение. У образцов с неоднородным изломом, зернистый участок занимает по преимуществу большую часть площади разрыва, и волокнистый участок в виде неправильного сектора выходит на периферию образца.

Иногда волокнистый участок излома занимает центральное положение и окружен зернистой оторочкой.

При изучении этого вопроса прежде всего было обращено внимание на то, как пластичность

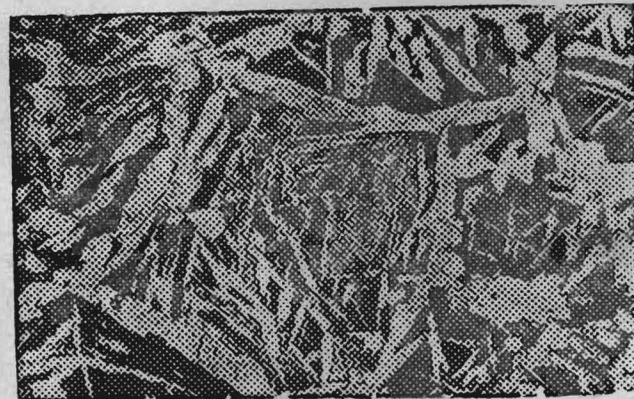


Фото 2 ×100

Плавка № 5238, обрезка—31,8%. Образец залегает на глубине 41 мм от поверхности пробы. Без термической обработки

металла сказывается на изучаемом явлении. Для этого были сделаны сопоставления между удлинением (δ) и характером излома.

Результаты даны в таблице 20.

Таблица 20.

δ в %	Характер излома			Расположение волокнистого излома	
	Чисто волокнистый излом в %	Чистозернистый излом в %	Смешанный излом в %	Волокнистый излом занимает центр. положение	Волокнист. участок выходит на периферию образца
<16	1,6	1,6	96,8	14	86
16-18	2,3	—	97,7	2,8	97,2
18-20	1,1	—	88,9	8,7	91,3
20-22	93	—	7	—	—
>22	100	—	—	—	—

Таблица совершенно отчетливо указывает на резкое изменение в характере излома в зависимости от пластичности металла, при чем удлинение в 20% является отчетливой границей между волокнистым и зернистым или смешанным изломом.

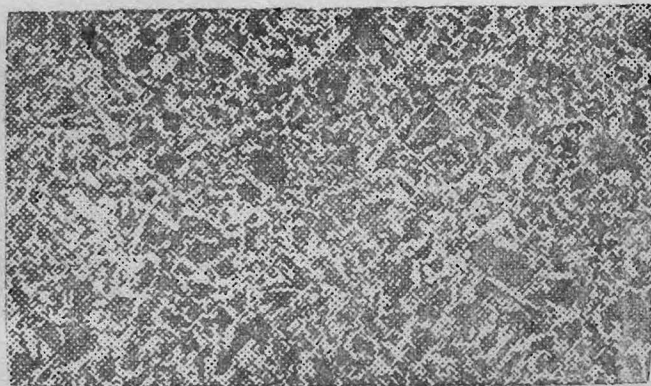


Фото 3 $\times 100$

Плавка № 5238, обрезка — 17,2%. Образец залегает на глубине 43 м/м от поверхности. После отжига при 830°.

Желая выяснить далее, не является ли неоднородный излом следствием каких либо ненормальностей в работе пресса, например, перекосов, были поставлены специальные наблюдения над 400 образцами.

Для этого замечалась ориентировка волокнистой и зернистой части излома по отношению к прессу. В результате этой работы было установлено, что неоднородность излома не зависит от ориентировки образца и, следовательно, не зависит от работы пресса.

Сопоставление характера излома с отдельными факторами неправильной методики испытаний, дало некоторые положительные результаты, представленные в нижеприведенных материалах.

Первый период производства осевого металла (летом 1933 года) совпал с периодом неудовлетворительной работы мастерской по изготовлению образцов и лаборатории механических испытаний.

Образцы имели следующие дефекты:

а) Грубое кернение

Для выяснения влияния этого фактора на характер излома были подвергнуты изучению 64 образца с грубым кернением. Из этого числа 31 образец,

или 48,4%, дали разрыв по кернению. Это указывает, что грубое кернение способствовало преждевременному разрыву образцов.

Далее было установлено, что 22 образца из числа 31 или 64,5% имели полное совпадение волокнистой части излома с грубым керном. Таким образом, можно констатировать, что глубокое кернение способствовало возникновению смешанного излома, при чем волокнистая часть в изломе совпала с дефектным, наиболее напряженным участком, от которого должно было начаться разрушение.



Фото 4 $\times 100$

Плавка № 5249, обрезка 56%. Образец залегает на глубине 26 м/м от поверхности пробы. Без термической обработки.

б) Неполномерная, неправильно выточенная головка

Были случаи, когда головка разрывного образца вытачивалась неполной с большой черновиной, достигающей до галтели образца, что обуславливалось чрезмерно близким расположением образца к поверхности пробы. Кроме того, диаметр разъемного кольца для захвата головки образца у пресса был ненормально велик, благодаря чему имело место смещение и сильное неравномерное смятие головки.

Эти грубые ненормальности вызывали изгиб образца, и, следовательно, неравномерное распределение напряжений.

Нижеприведенные данные подтверждают это положение.

Таблица 21

№№ п. п.	Расположение волокнистого участка излома по отношению к дефектам образца	Количество в %
1	Волокнистый участок излома совпадает со смятой стороной головки	8,9
2	Волокнистый участок расположен с противоположной стороны	29,6
3	Волокнистый участок излома ориентирован в сторону черновины	10,3
4	Волокнистый участок ориентирован в противоположную сторону	29,6

Из таблицы следует, что при смешанном волокнисто-зернистом изломе, волокнистый участок располагается в наиболее напряженной части образца. Действительно, в случае смятия головки, или благодаря значительной черновине, или благодаря неправильному положению кольца — наиболее напря-

женные волокна цилиндрической части образца будут занимать противоположное положение по отношению деформированным участкам головки.

Кроме того, эта таблица указывает так же, что волокнистый участок излома ориентирован вглубь пробы металла. Чтобы установить с достаточной достоверностью значение ориентировки образца по



Фото 5 $\times 100$

Плавка № 5249, обрезка 56%. Образец залегает на глубине 43 м/м от поверхности. Без термической обработки.

отношению к поверхности пробы металла, были поставлены специальные наблюдения по этому вопросу над 406 образцами, результаты которых приводятся в таблицах 22 и 23.

Примечание: При вырезке образца для механических испытаний из пробы, которая имела поперечное сечение 200×200 и 180×180 , ставилась отметка (кери) со стороны обращенной к углу пробы.

Таблица 22

Вид излома	Количество	%
Из 406 образцов имеют смешанный излом	237	58,4
— „ — зернистый излом	160	39,4
— „ — волокнистый „	9	2,2
Итого	406	100

Таблица 23

Расположение волокнистой части в неоднородных смешанных изломах

Ориентация волокнистого участка	Колич. в %
Из 237 образцов волокнистый участок имеет направление строго вглубь пробы	26,7
„ не строго „ „	48
„ „ в сторону	16,6
„ „ к периферии пробы	3,4
„ залегает в центральной части и окружен зернистой оторочкой	5,3
Итого	100

При рассмотрении данных таблицы 23 можно установить, что волокнистый участок излома в преобладающем большинстве случаев залегает в более глубоких зонах образца по направлению к центру пробы.

Попутно было установлено так же, что колебание в глубине заложения образца от 16 до 30 м/м, считая от поверхности пробы до оси образца, не вызывает каких либо изменений в найденной закономерности.

Таким образом, становится очевидным, что имеющаяся неоднородность по химанализу и по механическим показателям, которая установлена нами выше, дает себя чувствовать уже в пределах одного образца, вызывая в нем неоднородный излом.

Это подтверждается испытаниями на твердость зон, прилегающих к волокнистому и зернистому участкам излома (см. таблицу 24).

Таблица 24

	Волокнистый участок излома	Зернистый участок излома
Средняя твердость по Роквелу	48,3	47,5
„ „ по Виккерсу	275,8	280,4

Для выяснения вопроса о том, в какой мере различный вид изломов обуславливается загрязнением металла неметаллическими включениями, были произведены в значительном количестве подсчеты включений с определением среднего количества их в процентах по площади.

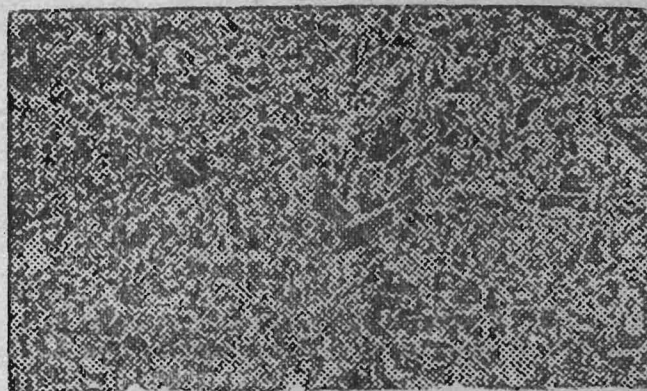


Фото 6 $\times 100$

Плавка № 5249, 73% обрезки. Образец залегает на глубине 39 м/м от поверхности пробы. После термической обработки. Нормализация при 860°.

Результаты исследования по 60 плавкам представлены в таблице 25.

Таблица 25.

Характер излома	Средний плав. анализ		Средн. знач.	Средн. знач.	Среднее колич. включений в % по объему	
	С	Мп	σ кг/мм ²	δ %	Поперек прокатки	Вдоль прокатки
Волокнистый	0,32	0,63	54,9	20,9	0,18	0,18
Смешанный	0,35	0,76	59,1	16,7	0,12	0,14
Зернистый	0,39	0,71	62,2	15,2	0,16	0,16

Этот же материал представлен в нижеприведенной таблице 26, где он сгруппирован в зависимости от пластичности металла. Такая группировка вызывалась желанием выяснить не обуславливаются ли случаи пониженной пластичности металла его загрязненностью

Таблица 26.

Среднее значение δ в %	Среднее значение σ в кг/мм ²	Средне-плав. анализ		Среднее количество шлаковых включений в % по объему	
		С	Мп	Поперек прокатки	Вдоль прокатки
< 16	62,4	0,37	0,70	0,14	0,16
16—18	58,8	0,35	0,76	0,14	0,18
> 18	54,9	0,32	0,66	0,17	0,17

В исследовании, описанном нами выше, об изменении механических свойств осевого металла по поперечному сечению заготовки, по длине слитка, которое проводилось над плавками №№ 6939, 3536, 5249, 3236, 5220, мы также занимались подсчетом включений.

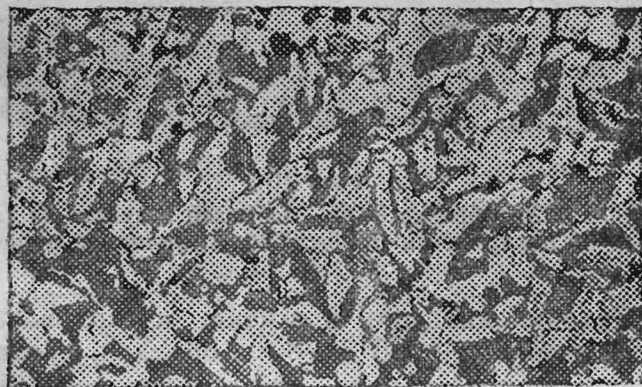


Фото 7 $\times 100$

Плавка № 3526, обрезка—85,5%. Образец залегает на глубине 16 м/м от поверхности пробы. Без термической обработки.

Эти подсчеты мы производили с образцами, залегающими в теле заготовки на глубине или несколько большей 40 мм. или 25-30 мм. Подсчетов всего было сделано около 140, в результате которых установлено, что для обоих случаев мы имели относительно одинаковое количество включений. Среднее количество включений составляет 0,23% по площади, а отдельные включения на шлифе поперек прокатки достигали величины 200 кв. микрон.

Примечание: Все подсчеты делались при увеличении 400. В каждом шлифе для подсчетов брались 10 произвольных участков.

Подытоживая все вышеуказанные материалы по подсчету включений, можно высказать следующие положения:

1) В таблицах 25 и 26 указывается, что среднее количество включений, подсчитанных на шлифах, вырезанных вдоль и поперек прокатки, довольно хорошо согласуется между собою, что указывает на достаточную достоверность сделанных подсчетов.

2) Общее количество включений, встречающихся в осевом металле КМЗ, может быть признано относительно не высоким (см. микрофотографии).

Во всяком случае удовлетворительным для обычного качественного металла.

3) Среднее количество включений для случаев зернистого и волокнистого изломов одинаково.

4) Значительных изменений количества включений для образцов мелко и глубоко залегающих в теле пробы не обнаруживается.

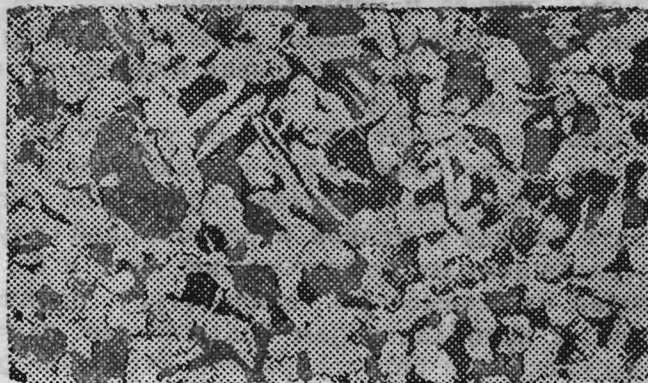


Фото 8 $\times 100$

Плавка № 3526, обрезка—85,5%. Образец залегает на глубине 42 м/м от поверхности пробы. Без термической обработки.

5) Таким образом, уменьшение пластичности металла следует объяснить, главным образом, различием в его химическом анализе иногда за счет ликвации, так как среднее количество включений для металла различной пластичности не дает заметных расхождений, хотя для отдельных случаев это и наблюдается.

6) Большинство материала, рассматриваемого в этом разделе, с которым приходилось оперировать, это образцы испытываемые вскоре после прокатки. Таким образом, установленное значительно позднее Филимоновым явление улучшения пластических свойств металла во времени, в полной мере к ним относится. Причина же этого явления пока еще не установлена.

7) Неоднородный, волокнисто-зернистый излом разрывного образца на основании вышеизложенного материала мы считаем возможным объяснить следующим образом.

Как мы видели, волокнистый участок излома в случае дефектного образца появляется вблизи дефекта в наиболее напряженной зоне, так как дефект (грубое зерно) сгущает силовой поток вблизи своих границ. В этом случае волокнистый излом соответствует первоначальному месту разрушения, которое происходило в условиях статической нагрузки. Дальнейшее разрешение, следует думать, происходит уже в условиях динамической нагрузки и вызывает появление зернистого излома. Аналогичным образом можно объяснить расположение волокнистого излома в направлении к центру пробы. Можно считать, что более глубокие слои металла, обогащенные за счет ликвации, имеют несколько другие механические свойства, чем поверхностные слои, а именно, они более упруги и менее пластичны. Поэтому они воспринимают большую часть нагрузки и ранее разрушаются. Таким образом, глубокие слои в пределах образца, разрушаясь в условиях статической нагрузки, дают волокнистый излом, тогда как последующее разрушение более пластичных зон происходит уже в условиях ударной нагрузки и дает в изломе зерно. При общем увеличении пластичности металла это явление

сглаживается, а в случае более твердой стали естественно усиливается.

* * *

Занимаясь вопросом об изменении механических свойств осевого металла по длине и по поперечному сечению прокатанной полосы для плавов №№ 6939, 3536, 5249 и т. д. (см. раздел 3 и 4), мы делали сопоставление структур мелко и глубоко залегающих образцов, а также изучали изменение структуры после отжига и нормализации.

В микрофотографиях нами даны встречающиеся структуры металла. Просматривая микрофото, можно отметить следующее.

1) Отдельные пробы металла от различных плавов весьма резко отличаются по размерам и по характеру структурных составляющих. Мы можем встретить наряду с мелкой и равномерной структурой металла (см. микрофотографию № 7 и 8), указывающей на невысокую температуру окончания прокатки, в преобладающем большинстве случаев, грубую, несколько перегретую структуру иногда с отчетливыми признаками Видманштедта (см. фиг. №№ 1, 2, 4, 5, 9, 10).

2) Из сопоставления структуры металла образцов, имеющих мелкое и более глубокое залегание, можно сделать следующий вывод (сравни микрофотографии 1, 4, 7, 9 мелких образцов с микрофотографиями 2, 5, 8, 10 глубоких образцов): участки металла, более глубоко залегающие имеют в основном тот-же тип структуры, что и более мелкие. Незначительное отличие, которое можно заметить, заключается в некотором увеличении размера зерна и в более грубом распределении структурных составляющих (феррита),—что может уже обусловить некоторое различие механических свойств мелких и глубоких образцов.

Что касается дальнейшего углубления в тело пробы, то изменение размера зерен характеризуется 2-мя микрофотографиями № 11, 12, полученными для плавки № 1919.

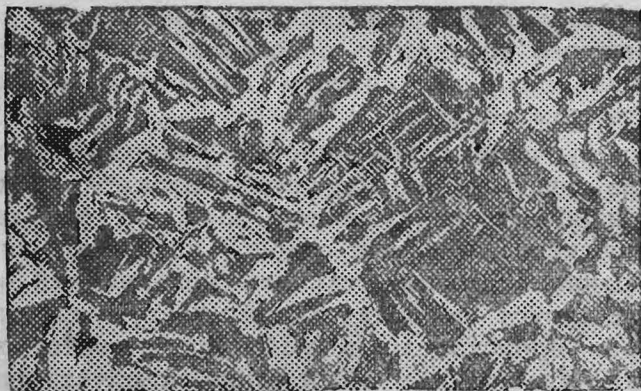


Фото 9

×100

Плавка № 5220, обрезка 38,80%. Образец залегает на глубине 22 м/м от поверхности пробы. Без термической обработки.

3) Очень ценным свойством исследуемого металла является способность его к хорошей перекристаллизации при нормализации и отжиге, что видно из сопоставления микрофотографии №№ 3 и 6 с №№ 1, 2, 4, 5.

Получившаяся после термообработки структура отличается высокой однородностью, мелким зерном и обеспечивает высокое качество металла. Это изменение структуры и объясняет в полной мере улучшение механических свойств после термообработки, которое нами отмечено выше.

Заключение

Настоящая работа не ставит своей задачей увязку технологического режима получения стали и ее прокатки с качеством получаемого металла, а занимается, главным образом, методикой испытания и дает основные статистические характеристики осевого металла КМЗ.

Выводы, которые могут быть сделаны по этой работе, сводятся к следующему:

1) Осевого металл КМЗ по своим механическим характеристикам должен быть признан достаточно вязким и пластичным.

2) Засорение металла вредными примесями (S и P) и включениями не велико, благодаря чему после перекристаллизации, в результате отжига и нормализации, получается мелкая и однородная структура.

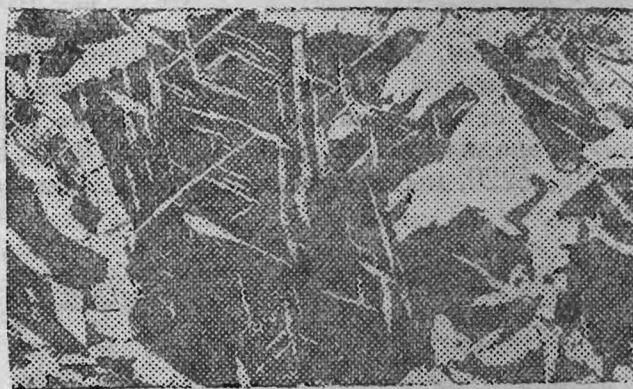


Фото 10

×100

Плавка № 5220, обрезка 38,80%. Образец залегает на глубине 50 м/м от поверхности пробы. Без термической обработки.

3) Явления ликвации в слитке, а следовательно, и в заготовке при 25%—30% обрезки, считая от головной части слитка, выражены, особенно по углероду, весьма отчетливо, благодаря чему имеется значительное изменение механических свойств по поперечному сечению пробы. Это обстоятельство требует, для получения однородных и сравнимых результатов, строго придерживаться определенной глубины заложения образцов в теле пробы. Для установления этой зоны следует исходить из того положения, чтобы полученные результаты механических испытаний давали среднюю картину и не были подвержены колебанию от слитка к слитку в зависимости от ликвации, которая вызывается условиями кристаллизации и может быть не постоянной в пределах даже одной плавки. Как видно из приводимых в тексте материалов, глубины заложения проб на 1/4 диагонали соответствует области средних значений и химанализа и механических показателей по данному сечению и с этой точки зрения оправдываются. Однако, в случае большого сечения заготовки при существующем оборудовании лаборатории, делать глубокие вырезки даже не всегда представляется возможным, является дорогой операцией и требует большого количества строгальных и токарных работ.

Действительно, это требование при сечении заготовки 200 × 200 вынуждает вырезать бруски сечением 65 × 65 или 70 × 70, которые затем необходимо доводить до требуемого сечения образца или дополнительной вырезкой или очень значительной обдиркой.

С другой стороны, как видно из наших материалов, участок, соответствующий $1/4$ диагонали, дает средние данные только для определенного поперечного сечения, но не для всего слитка и, следовательно, плавки, так как помимо поперечной ликвации имеется достаточно отчетливая продольная ликвация. Благодаря этому получают вышеотмеченные грубые расхождения даже при относительно не глубоком залегании образца в теле пробы. Если ориентироваться на образцы глубокие, то для удовлетворения требованиям существующего ОСТ'а необходимо идти на значительное смягчение плавок, что, конечно, также невыгодно, а фактически имеет место.

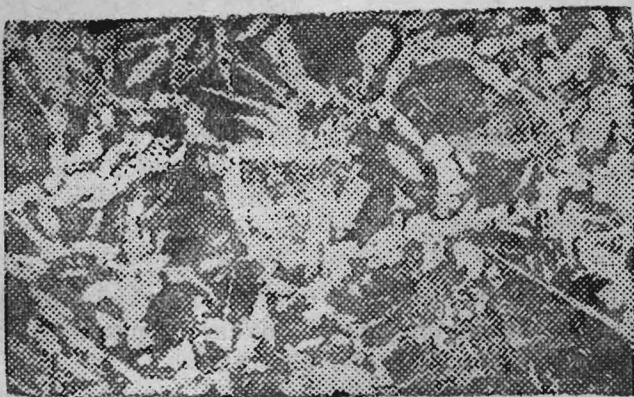


Фото 11 $\times 100$
Плавка № 1919, обрезка—29%. Микроструктура на глубине 10 м/м от поверхности.

В этом отношении образец вблизи поверхности (мелкий по нашей терминологии) с глубиной расположения ~ 25 м/м, считая от оси до поверхности пробы на 30% обрезки, лучше представляют средние свойства слитка, так как анализ этого участка наиболее близко подходит к плавочному анализу.

4) Нормализация образцов перед механическим испытанием является необходимейшей операцией по следующим причинам:

а) металл после прокатки имеет грубое зерно и, видимо, имеет остатки термических напряжений, которые смягчаются после старения. Таким образом, он находится в ненормальном состоянии;

б) так как заготовка представляет собою только полупродукт, который в дальнейшем должен пройти горячую обработку, то конечные свойства металла готовой оси будут в большой мере зависеть от режима ковки, чем режима прокатки. Поэтому при испытании заготовки, необходимо выявить нормальные свойства металла не завуалированные процессом прокатки.

5) Мы обращаем внимание на необходимость пересмотра технологического процесса ковки осей из осевой заготовки, так как обжатия от осевой заготовки к готовой оси незначительны и, следовательно ковка оси становится в большой мере не горячей, а термической обработкой и к тому же невыгодной, так как высокий нагрев заготовки перед ковкой и небольшие обжатия вызывают оконча-

ние ковки при высокой температуре, что в конечном счете должно дать грубое зерно. Мы считаем поэтому более правильным ковать оси из заготовки более крупного сечения или же катать круглую заготовку и ковать без дополнительного нагрева.

В этом случае молоты должны быть расположены у прокатных станов. Экономическая выгода варианта бесспорна.

Поднимая этот вопрос, мы считаем необходимым провести соответствующие исследования.

6) Увеличение нагрузок и ответственности службы осей, в том числе и для товарных вагонов, выдвигает необходимость все оси после ковки подвергать термической обработке.

Регулируя скорость охлаждения, в этом случае можно получить более точно требуемые механические свойства.

7) Метод испытания откованных и в последующем нормализованных образцов по проекту Главтрансмаша, по нашему мнению, является громоздкой, дорогой операцией, которая не дает особых преимуществ в деле выявления истинных свойств металла.

8) Вопросы ликвации для слитков большого размера следует считать одной из проблем ближайших исследовательских работ.

Должны быть найдены оптимальные температуры и скорости разливки, обеспечивающие минимальную ликвацию.



Фото 12 $\times 100$
Плавка № 1919, обрезка 29%. Микроструктура на глубине 80 м/м от поверхности.

9) При испытании металла, вскоре после прокатки, часто получают несколько сниженные механические свойства, которые с течением времени улучшаются.

Поэтому и технически и экономически будет правильно проверять качество металла для плавок, не выдержавших механические испытания, после старения их в течении месяца и в случае получения удовлетворительных результатов, плавку следует признать как годную.

Так как аналогичный эффект дает старение в течение 1 часа при $t^0 = 100^0$, то эту обработку следует ввести в практику механических испытаний для металла КМЗ.

Инж. П. И. Турченко
Инж. А. А. Луканин

Коксохимический отдел центральной лаборатории КМК

Смола в аммиачных ямах

В июле 1934 года коксовым цехом было предложено лаборатории выяснить причины повышенного содержания смолы в отходящей воде аммиачных ям, вызывающее осмоление и забивку труб холодильников аммиачной воды.

Осмоление понижало эффективность работы их, расстраивало ход, а затем и работу всей рекуперации.

Вода, плохо охлаждаясь (40° — 60°), недостаточно понижала температуру газа на газовых холодильниках и газ подходил к эксгаустерам с температурой 50 — 45° . Производство принуждено было добавлять к воде на орошение холодильников и конденсоров воду из промышленного водопровода; температуру газа удавалось понизить, но количество воды, проходящей через аммиачные ямы, возрастало, что в свою очередь уменьшало время отстаивания воды и, следовательно, увеличивало содержание смолы в ней. Это ускоряло процесс засмоления холодильников. Наконец трубы засмолелись настолько, что дальнейшая эксплуатация холодильников стала невозможной.

В силу необходимости производство перешло на режим орошения газовых холодильников водой исключительно из водопровода. Это создало совершенно ненормальный характер работы всей конденсации: газ, имея перед эксгаустерами температуру в 25 — 35° , содержит NH_3 приблизительно 1 г. на куб. метр по второй очереди, а по первой — около 6 г., вода же стекающая с холодильников в большом количестве содержит NH_3 только 1 г. на литр.

Из этого ясно, что работа аммиачного и сульфатного отделений будет сильно затрудненной и мало эффективной.

Большое содержание смолы в сточных водах, кроме прямой потери ее, создает угрозу засмоления канализации¹⁾.

Выходом из создавшегося положения может быть лишь переход на нормальные условия эксплуатации. Для чего, в первую очередь, надо найти условия получения аммиачной воды из конденсата с минимальным содержанием смолы (добиваясь полного ее удаления).

Попыткой разрешить некоторые из задач в этом направлении и является настоящая работа.

Содержание смолы в отстоявшейся воде зависит, очевидно: 1) от времени отстаивания и 2) от способности смолы к отстаиванию.

1) Уместно напомнить о плотном осадке коксового шлама, цементированного смолой, извлеченного из труб и колодцев канализации за пределами коксового цеха, летом 1934 года.

Время отстаивания (T в часах, т.-е. время нахождения воды в отстойнике), определяется размерами отстойника W в куб. метрах и количеством протекающей через него воды (Q в куб. метрах/час).

$$T = \frac{W}{Q} \quad (1)$$

Способность смолы к отстаиванию определяется из известной формулы Стокса, несколько преобразованной для данного случая.

$$R = 6 \pi r g v \quad (2)$$

Преобразуя ее для скорости падения частиц в воде, получаем:

$$v = 545 d^2 (\delta - 1) \quad (3)$$

где v постоянная скорость падения частицы, выраженная мм/сек.

d — диаметр частицы смолы (в мм)

δ — плотность частицы смолы.

Анализируя формулу, мы можем сделать два важных вывода: 1) скорость падения частиц прямо пропорциональна квадрату диаметра частицы (шара); 2) скорость падения пропорциональна разности удельных весов веществ шара и воды.

При $\delta < 1$ разность будет отрицательной и скорость изменит знак. Это значит, что такие капли будут всплывать на поверхность, а не тонуть.

При $\delta = 1$ разность обратится в 0 и скорость так же будет равна нулю, т.-е. отстаивания происходить не будет.

Следует заметить, что формула рассматривает случай падения только одного шара. В естественных условиях мы имеем значительно более сложную картину.

Микроскопическое изучение показывает, что капли смолы при сферической форме имеют разные размеры (от 0,05 до 0,0003 мм. и меньше) и дает основание предполагать о наличии разницы их удельных весов (разница в окраске, различие в скорости осаждения: проба стоявшая 30 часов содержит только светло окрашенные капли).

Поэтому пользование только формулой (3) для расчета скорости осаждения будет приводить к неверным результатам.

Формула (3) дает нам основное направление и кратко говорит о законах, по которым происходит осаждение.

Так как нас в основном интересует содержание смолы в воде в различные моменты отстаивания и особенно в конечный, то казалось, что наиболее

верный путь будет определение скорости изменения концентрации смолы²⁾.

Наиболее простым способом является непосредственное изменение концентрации во времени, которое характеризует осветление воды с учетом всех особенностей данного случая.

Затруднение в отсутствии метода было обойдено разработкой простой методики достаточно точной для данного случая, основанной на колориметрии ксилольных экстрактов.

Растворы каменноугольной смолы имеют интенсивную окраску, резко меняющуюся в зависимости от концентрации.

Растворитель применяемый для экстрагирования должен: хорошо растворять смолу, не растворяться в воде, отличаться от воды удельным весом, быть мало летучим.

Этим требованиям вполне отвечает ксилол.

Для определения концентрации смолы в экстракте необходимо иметь набор растворов „эталонных“ концентраций.

Из смолы, с которой предполагают работать, готовится раствор точно известной концентрации, который затем разбавляют до желаемых эталонных концентраций. Эталонные растворы разливаются в пробирки, которые затем запаиваются.

Набор достаточный для анализа включает „эталонные“ раствора, примерно, следующих концентраций (мг. в куб. см.)

3,0	2,8	2,5	2,3	2,0	1,8	1,6	1,4	1,5	1,0	0,9
0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3	0,25	0,20	0,15	0,10	0,08

Этими же цифрами удобно обозначить „эталонные“ набора.

Пробирки для изготовления шкалы должны иметь строго одинаковые диаметры, толщину стенок и окраску стекла.

Для определения содержания смолы в воде, проба воды отбирается специальной пипеткой, в которой количество воды измеряется. Затем в пипетку вводится отмеренное количество ксилола и смесь взбалтывается. Пипетка поэтому должна иметь своеобразную конструкцию (их было испробовано три варианта; наиболее удобным оказался № 3, см. рис. 1).

В основном это обыкновенная газовая пипетка с воронкой для наливания ксилола наверху и трубкой внизу, поделенной на сантиметры для замера глубины взятия пробы. Сосуд между кранами имеет в середине суженную отградуированную часть, по делениям которой определяется количество отобранной воды. Для отбора пробы в прибор создается небольшой вакуум. При закрытых кранах нижняя трубка опускается в воду на желаемую глубину и кран открывается. Когда уровень воды доходит до градуированной части, кран закрывают. Теперь можно сделать точный отсчет количества воды. Ксилол наливается в воронку в точно определенном количестве; кран под воронкой открывается и ксилол всасывается в прибор (вакуум).

²⁾ Термин „концентрация“ употребляется здесь не совсем верно, ибо смесь воды и смолы не представляет гомогенной среды, однако, и в дальнейшем для краткости будем обозначать „концентрацией“ отношение суммы масс всех капель смолы к массе воды.

Затем прибор при закрытых кранах переворачивается и встряхивается для получения грубой эмульсии. Дают смеси отстояться и снова взбалтывают. Повторение взбалтывания необходимо, ибо за один раз, даже при долгом взбалтывании, ксилол не растворяет всей смолы и параллельные пробы могут не сходиться. После четырех-пяти кратного взбалтывания пробу оставляют в покое для полного отстаивания экстракта. Открыв верхний и нижний кран, спускают воду, пользуясь прибором, как делительной воронкой.

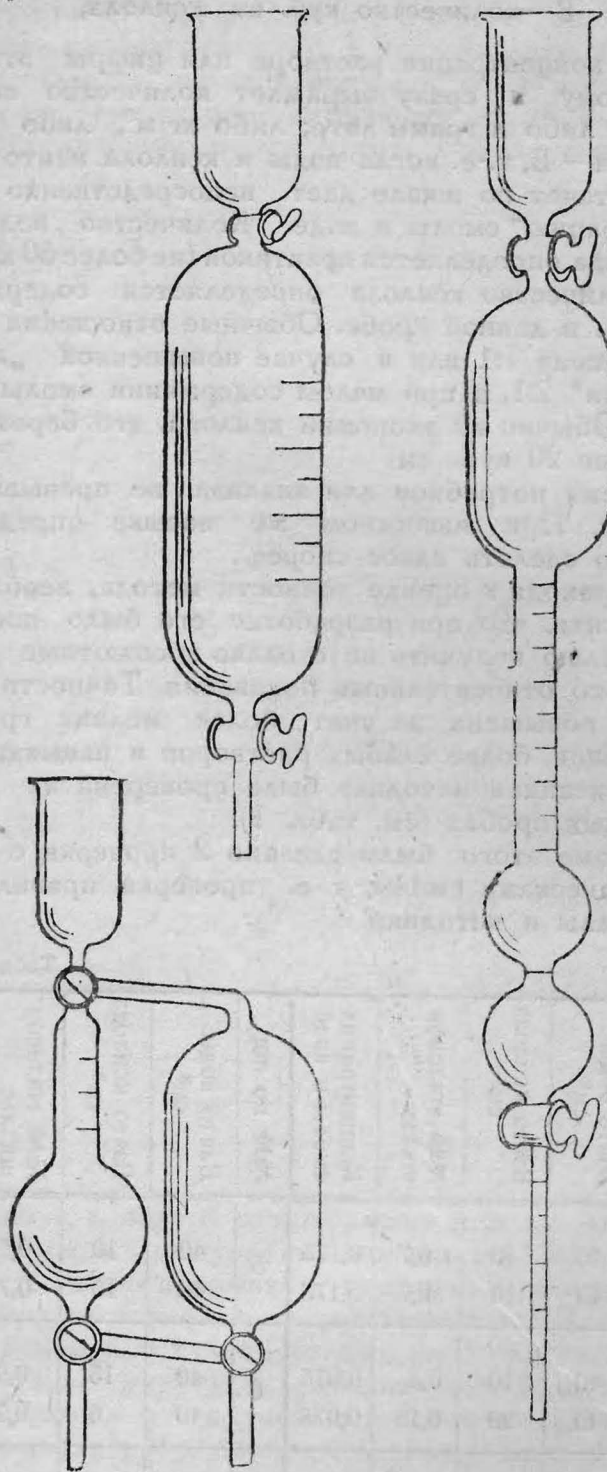


Рис. 1

Экстракт спускают на плотный складчатый фильтр, а фильтрат собирается непосредственно в стандартного размера пробирку. Фильтровать необходимо, так как ксилол при экстрагировании увлекает помимо смолы и другие примеси, которые делают раствор мутным, что мешает точности при следующей операции. К пробирке с отфильтрованным раствором путем сравнения интенсивности окраски подбирается соответствующий „эталон“ шкалы. Растворы удобнее рассматривать в проходящем свете.

Так как этикетка эталона [показывает сколько миллиграмм смолы содержит каждый кубический сантиметр раствора, то сделать перерасчет на содержание смолы в воде очень просто.

$$x = \frac{By}{a},$$

где

x—содержание смолы в воде,

a—количество куб. см. воды,

B—количество куб. см. ксилола,

y—концентрация раствора или цифры этикетки.

Поэтому x сразу выражает количество смолы в воде, либо в грамм/литр; либо кг/м³, либо мг/см³. При a = B, т.е. когда воды и ксилола взято поровну, отсчет по шкале дает непосредственно „концентрацию“ смолы в воде. Количество воды для анализа определяется практикой (не более 50 куб. см.)

Количество ксилола определяется содержанием смолы в данной пробе. Обычные отношения ксилола к воде 1:1 или в случае повышенной „концентрации“ 2:1, а при малом содержании смолы даже 1:3. Обычно из экономии ксилола, его берется не больше 20 куб. см.

Время потребное для анализа не превышает 20 минут. При известном же навыке определение можно сделать вдвое скорее.

Переходя к оценке точности метода, необходимо отметить, что при разработке его было поставлено целью получить не столько абсолютные числа, сколько относительные показания. Точность может быть повышена за счет более мелких градаций эталонов, более слабых растворов и навыка.

Описанная методика была проверена на параллельных пробах (см. табл. 1).

Кроме этого было сделано 2 проверки с новыми навесками смолы, т.е. проверка правильности и шкалы и методики.

Таблица 1.

№№ по пор.	Взято воды см ³	Взято ксилола см ³	№№ эталонов шкалы	Концентрация смолы в воде	№№ по пор.	Взято воды см ³	Взято ксилола см ³	№№ эталонов шкалы	Концентрация смолы в воде
1	40	10	0,7	0,175	5	40	10	0,7	0,175
	40	10	0,7	0,175		40	10	0,7	0,175
2	40	10	0,3	0,075	6	40	15	0,3	0,112
	40	20	0,15	0,075		40	5	0,9	0,112
3	40	15	0,3	0,112	7	40	10	0,7	0,175
	40	5	1,0	0,125		40	5	0,35	0,175
4	29,8	20	0,1	0,067	8	40	5	1,0	0,125
	30,2	20	0,1	0,066		40	5	1,0	0,125

Производились также опыты параллельных замеров при наблюдении отстаивания. Все опыты дали совпадающие результаты.

К недостаткам метода нужно отнести наблюдающееся иногда изменение оттенка раствора, которое создает затруднение в оценке интенсивности ок-

раски. В этих случаях приходится сравнивать только интенсивность, не обращая внимания на цвет.

Попытка замены шкалы колориметром Krüss'a не увенчалась успехом, именно благодаря свойству растворов смолы по мере разбавления менять не только интенсивность, но и оттенок (цвет).

Если крепкие растворы (2—3 мг. в см.³) имеют буро-красный цвет, то по мере разведения проходят цвета буро-оранжевого, буро-желтого, желтого и, наконец, желтовато-зеленого.

Свойство смолы в зависимости от ее состава иметь разные цвета при одинаковых концентрациях, создает самое слабое место в методике.

Замеры, произведенные непосредственно в отстойниках цеха дали пестрые цифры. Это станет понятным, если учесть изменчивость условий работы цеха.

Таблица 2.

Содержание смолы в воде 1-й секции аммиачных ям в граммах на литр

№№ по порядку	Дата опробования	Содержание смолы в воде		
		Поступающей	Вблизи перелива	На переливе в III-ю секцию
1	1/X	2	—	—
2	3/X	2	—	—
3	„	2	—	—
4	5/X	2,2	0,9	—
5	„	1,08	0,48	—
6	„	2,0	1,8	—
7	„	1,45	0,45	—
8	14/X	4,8	—	2,8
9	16/X	4,6	—	3,0
10	20/X	—	1,6	1,56
11	21/X	5,45	—	3,0
12	22/X	3,8	—	2,3
13	—	—	2,18	2,2
14	22/X	10,9	—	—
15	23/X	7,63	—	3,4
16	„	7,2	—	—
17	27/X	5,8	—	—
18	28/X	3,6	—	—
19	29/X	2,4	—	—
20	31/X	4,4	—	—

Особенно характерны опыты 22/X № 12—14, где со всей очевидностью показано непостоянство режима работы конденсации.

Опыты № 12—14 и № 4—7 следовали один за другим через 30—40 минут, т.е. за промежуток меньший, чем время отстаивания в этой секции.

Режим орошения конденсоров и первичных холодильников естественно должен отразиться на содержании смолы в воде. Для учета влияния режима необходимы данные в отношении количества температуры и давления газа, количества и температуры воды. Таких данных получить не удалось в силу недостатка и полного отсутствия измери-

тельной аппаратуры. Процесс отстаивания по этому изучался в лабораторных условиях.

Пробы воды для отстаивания брались в следующих местах химзавода: даункамера 2-й очереди, декантер (все секции) в середине и при переливе, аммиачные ямы—(все секции) с 1-IV секции воды поступающей и уходящей. Точки отбора помечены на схеме (рис. 2). Пробы помещались в теплоизолированный отстойник. Температура воды замерялась. Отбор проб для количественного определения смолы производился на определенных расстояниях от поверхности воды в отстойнике 5—10 мм. и 150—170 мм. с учетом времени между замерами. Промежутки были от 5 до 60 минут, в зависимости от назначения опыта.

Первые же опыты обрисовали характер отстаивания, изображенного в виде кривых на диаграмме 1.

Дальнейшие опыты пошли по линии определения зависимости характера осаждения от условий опыта:

- 1) первоначальной концентрации;
- 2) температуры;
- 3) характера смолы, определяющегося условиями ее конденсации.

На химзаводе имелась возможность проводить опыты с двумя видами смол, т.-е. конденсата с барельета и с холодильников и конденсоров.

Кривые на диаграмме № 1 представляют характерные кривые отстаивания 1-й, 2-й и 3-й проб, взятых из III-й секции аммиачных ям, т.-е. воды уже отстоявшейся в декантере. Кривая 4 рисует

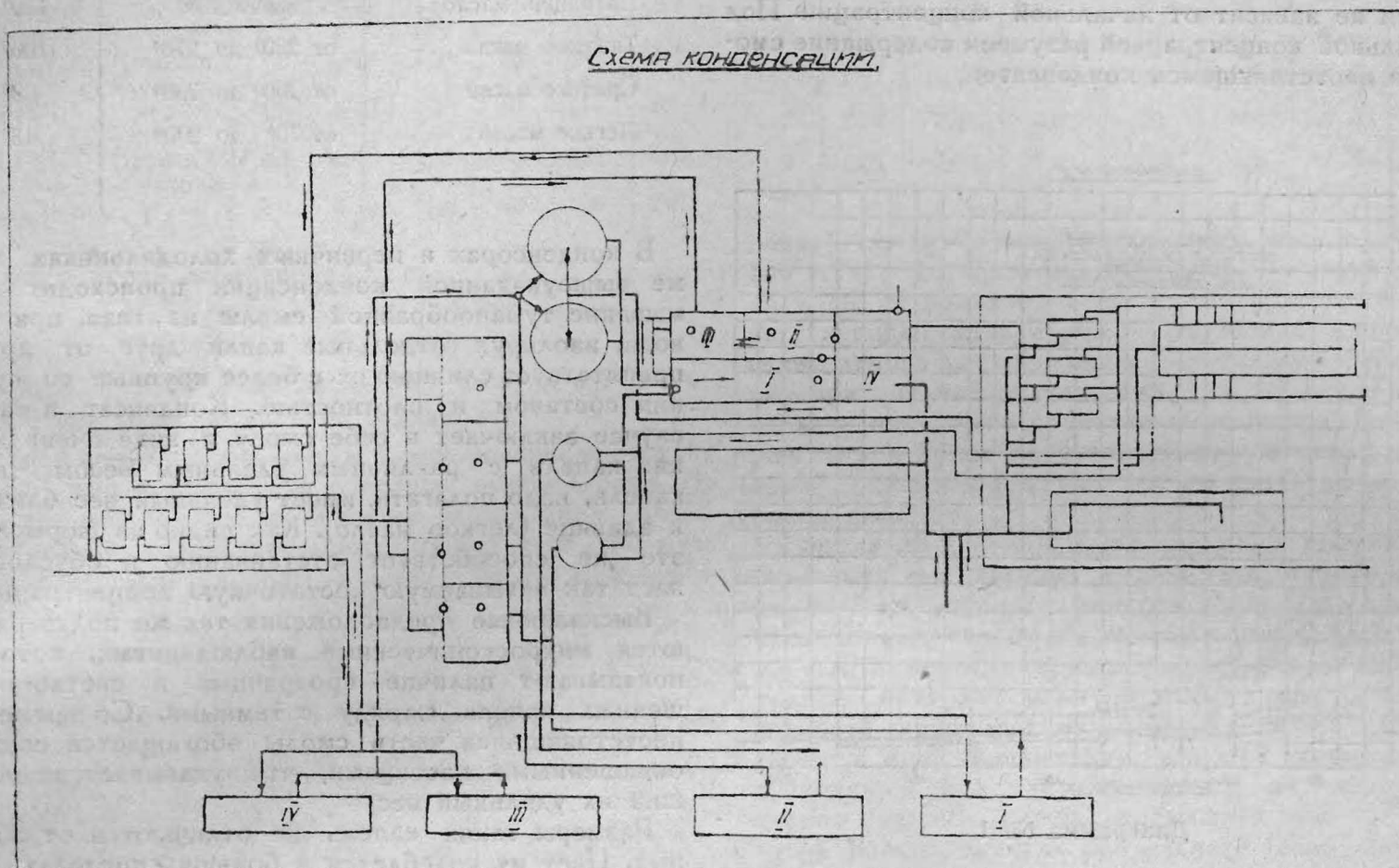


Рис. 2

При необходимости брать параллельные пробы, пользовались двумя приборами одновременно.

При такой системе работы, лабораторные условия отличались от производственных следующим.

1. Вода находилась в состоянии покоя, т. к. течения хотя бы и медленного не происходило, чего нет в производственных условиях, где мы имеем непрерывный поток воды через аммиачные ямы.

2. Вода, несмотря на изоляцию отстойника, остывала приблизительно на 1° за 10 минут. Это создавало возможность образования конвекционных токов, хотя и слабых, но тем не менее достаточных для изменения направления движения мелких капель смолы.

3. Высота слоя отстаивающейся воды была приблизительно в 10 раз меньше.

Таким образом имелась возможность наблюдать отстаивание лишь в верхних слоях воды, хотя это большого значения на конечный результат не должно иметь, так как **уровень воды в отстойниках не бывает выше 200-300 мм.** над гребнем перелива.

отстаивание в первой секции аммиачных ям. Проба взята в месте поступления конденсата, где вода находится в непрерывном энергичном движении, исключающем возможность отстаивания. Процесс отстаивания может быть разбит на 3 периода: 1-й период (30-40 минут) характеризуется большой и приблизительно постоянной скоростью уменьшения „концентрации“, II-й период (50 минут) непрерывно уменьшающейся скоростью понижения „концентрации“ и, наконец, III-й период „постоянной остаточной концентрации“. В кривых 1, 2, 3 нет первого периода, так как он прошел еще до отбора проб, пока вода находилась в декантере. Кривые как-бы сдвинуты влево минут на 30 и начинаются сразу со 2-го периода. На этих кривых хорошо виден 3-й период. Сравнивая кривые 1 и 2, можно констатировать, что пробы в 3-й период нет нужды отбирать через 20-30 минут, промежутки в $1\frac{1}{2}$ —2 часа вполне характеризуют кривую.

Аналогичную картину представляют собою другие кривые.

Все кривые имеют одинаковый первый и почти весь второй периоды. Расхождение наблюдается лишь в III-м периоде. Интересна кривая № 8 тем, что опыт повторенный через 1½ часа, т.-е. уже с другим конденсатом, дал точно те же цифры. Эти кривые несколько выходят из ряда, так как имеют очень короткий 1-й период и низкую „остаточную концентрацию“. Кривые отстаивания для воды из даункамеры, т.-е. идущей с барельета, характерны большим 1-м периодом, сливающимся с II-м, который очень не ярко выражен.

Анализируя кривые, заметим: 1) содержание смолы в воде находится в обратной зависимости с временем;

2) скорость изменения концентрации³⁾ мало или почти не зависит от начальной концентрации. Под начальной концентрацией разумею содержание смолы в неотстоявшемся конденсате;

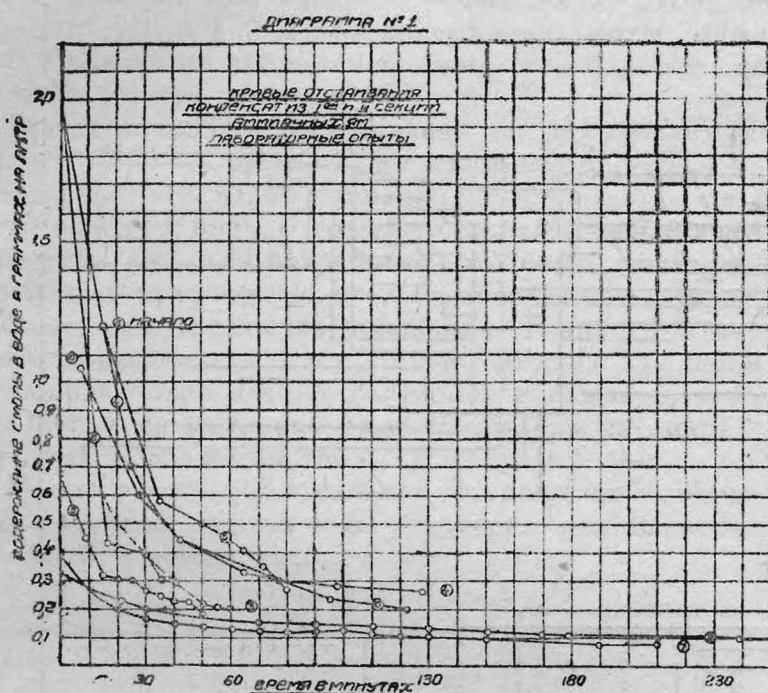


Диаграмма № 1

3) всякая полученная из конденсата аммиачная вода имеет некоторое количество смолы практически неотстаивающейся, различное для различных видов конденсатов (остаточная концентрация).

Последний вывод (о наличии „остаточной концентрации“) имеет большое значение для очистки воды, ибо сколько бы вода времени не отстаивалась, это количество смолы остается в воде почти без изменения (медленно уменьшаясь).

Поэтому будет уместным остановиться на причинах и значении этого явления. Конденсация смолы происходит на всем пути газа от стояков до эксгаустеров. При постепенном понижении температуры смола переходит в туманообразное состояние, при чем отдельные капли в силу различных условий образования имеют разный состав, а следовательно, и плотность. Подтверждением этого могут служить идеи высказанные Фельдом с целью введения нового метода, одновременно совмещающего и конденсацию и разгонку смолы: метода фракционной конденсации смолы основанной на

том, что различные составные части смолы имеют разные точки росы, которые связаны с температурами кипения (а следовательно и конденсацией) следующим образом: составные части смолы, кипящие при более высокой температуре, имеют более высокую точку росы и наоборот. Так, Фельдом даются следующие соотношения между точками росы и температурами кипения.

Фракции	Т-ры кипения	Точки росы
Пек	выше 350°	160°
Антрацен. масло	выше 270°	130°
Тяжелое масло	от 230° до 270°	100°
Среднее масло	от 200° до 230°	30°
Легкое масло	от 70° до 200°	18°

В конденсаторах и первичных холодильниках кроме вышеуказанной конденсации происходит вымывание туманообразной смолы из газа, при чем вода, изолируя отдельные капли друг от друга, препятствует слиянию их в более крупные со средним составом и плотностью. Конденсат в таком случае заключает в себе смолу в виде очень мелких капель с различным удельным весом. Часть капель, надо полагать, имеет удельный вес близкий к единице (легкое масло). Как видно из формулы 3 это не способствует отстаиванию и обуславливает так называемую „остаточную концентрацию“.

Высказанные предположения так же подтверждаются микроскопическими наблюдениями, которые показывают наличие прозрачных и светло-окрашенных капель, наряду с темными. Со временем неотстоявшаяся часть смолы обогащается светло-окрашенными частицами, что указывает на меньший их удельный вес.

Размеры таких капель не отличаются от обычных. Цвет их колеблется в больших пределах. Оттенки напоминают растворы смолы в легком масле от буро-красного до светло-желтого.

При наличии недостаточного отстаивания, обуславливаемого отчасти „остаточной концентрацией“, анализы воды стекающей из IV секции аммиачных ям в канализацию дают смолы в среднем около 1,5 г./литр. При расходе воды в 300 куб. мет./час потери смолы выразятся в 450 кг/час или 10,8 тн. в сутки (приблизительно 10% всей смолы получаемой цехом).

Имея кривые для различных конденсатов, казалось бы легко определить концентрацию стекающей из отстойника воды, если знать время отстаивания. Однако, как показывают подсчеты, дело обстоит далеко не так благополучно.

Возьмем данные замеров „концентрации смолы“, стекающей из декантера. За начальную „концентрацию“ примем данные замеров в даункамере, в которой, надо полагать, процесс отстаивания совершенно отсутствует.

По кривой осаждения возможно найти время отстаивания, зная начальную „концентрацию“ и концентрацию смолы в данный момент. Значение времени берем в пределах крайних кривых.

³⁾ Заметим, что скорость понижения концентрации будет пропорциональна тангенсу угла касательной к кривой с осью времени X на диаграмме.

Таблица 3

Декантер

1	2	3	4	5	6	7	8	9
№№ по порядку	Дата опыта	Место отбора проб	Концентрация смолы в г./литр.	Время (Т) отстаив. по крив. найден. по крив. отстаив. в минут.	Толщина слоя воды в м.	Полезный объем в м³	Количество воды (Q) в м³/час	
							Мак-симум	Минимум
1	16/X	Перелив 1 секции	1,3	20-30	0,77	41	123	74
2	21/X	—	1,3	20-30	1,0	54	162	108
3	17/X	Перелив 2 секции	2,0	13-25	1,87	101	467	240
4	21/X	—	2,3	10-18	1,32	71	420	237
5	17/X	Перелив 3 секции	2,3	10-18	1,21	65	390	216
6	21/X	—	4,0	8-12	1,10	60	480	300
7	17/X	Перелив 4 секции	2,3	10-18	1,21	65	390	216
8	21/X	—	3,0	10-15	1,10	60	360	240

всего через декантер протекало:

1) 17/X от 1360 до 716 куб. м/час

2) 21/X от 1422 до 885 „ „;

(цифры в графе 6 представляют результаты замеров слоя воды по данным химзавода).

Зная высоту слоя воды и площадь зеркала отстойника, можно высчитать полезный объем (графа 7); также по объему и времени отстаивания можно высчитать количество протекающей через отстойник воды (расход воды Q), преобразуя для этого выражение 1.

$$T = \frac{W}{Q}; Q = \frac{W}{T} \quad (4)$$

В таблице 3 время отстаивания дано в минутах, поэтому для выражения Q в м³/час множим $\frac{W}{T}$ на 60

$$Q = \frac{W}{T} \cdot 60 \quad (5)$$

Два значения Q получаются по двум значениям T. Суммируя Q всех четырех секций декантера, получим количество воды проходящей через декантер. Цифры получаются немногим больше действительных (по данным теплотехнических исследований инж. Турского около 600 куб. м в час).

Аналогичный подсчет произведенный для 1-й секции аммиачных ям дает картину представленную на таблице 4.

Подсчет времени отстаивания воды здесь будет несколько сложнее в силу ясно выраженной разницы начальной концентрации в отдельные моменты работы отстойника.

Графы 1—4 представляют выборку из таблицы 2. Взяты только те наблюдения, в которых имеются замеры воды поступающей и уходящей. В некоторых случаях замер на переливе заменен замером вблизи перелива, что по существу не дает большой ошибки (см. табл. 2).

Цифры графы 8 представляют время вычисленное, исходя из заданного (по проекту) количества воды, равное для 1-й секции 730 м³/час, т.е. это то время, которое стояла бы вода в отстойнике

Таблица 4

1. Секция аммиачной ямы

№ п.п.	Дата опробования	Концентрация смолы г.-литр		Высота слоя воды (м)	Полезный объем куб. метр	Время отстаивания в мин.	
		Поступающей	Уходящей			Вычисленное	По проекту Q = 730 м³/ч.
1	2	3	4	5	6	7	8
1	5/X	2,2	0,9	2,1	195	20-24	24,3
2	—	1,08	0,48	—	—	30-33	—
3	—	2,0	1,8	—	—	< 5	—
4	—	1,45	0,45	—	—	34-36	—
5	17/X	4,8	2,8	1,54	216	< 5	17,8
6	16/X	4,6	3,0	2,64	372	< 5	30,6
7	21/X	5,45	3,0	3,0	420	< 5	35
8	22/X	3,8	2,3	3,0	420	< 5	35
9	23/X	7,63	3,4	3,08	438	< 5	35,6

данной полезной емкости, если бы воды протекало 730 м³/час. Необходимо отметить, что учета расхода воды не производилось за отсутствием соответствующей аппаратуры. Отсутствие цифр действительного расхода воды (Q) создает затруднение при анализе результатов, тем не менее можно сделать некоторые сопоставления, исходя из которых можно будет дать определенную картину условий, оказывающих влияние на характер отстаивания смолы.

Опыты № 1, 2 и 4 дают величины времени отстаивания вычисленные и проектные одного порядка. Что же касается опытов 3, 5, 6, 7, 8 и 9 то оказывается, что время отстаивания, найденное по данным изменения концентрации смолы в воде, крайне ничтожно (всего 5 минут вместо 20—30), разность концентрации, порядка от 0,2 до 2 г. на литр, при чрезвычайно высокой концентрации в уходящей воде до 2,8—3,4 г. на литр (нормально она не должна превышать 0,8—1 г. на литр). В этих случаях при расчете Q по формуле (5) должны были бы получать непомерно большие числа порядка нескольких тысяч куб. метров в час, что фактически является абсурдным, ибо мощность насосов рассчитана на подачу воды максимум 900—1000 куб. м. в час.

Это же подтверждают, любезно представленные при окончании настоящей работы инж. Института Газа И. М. Турским, данные, по которым общий расход воды на первичные холодильники и конденсатора достигает в среднем 900 куб. метр. или по 300 куб. м. на каждый агрегат. Максимальный расход на конденсоре 485 куб. м. (температура газа при этом падала до 20°, замер перед внутренними холодильниками)

Поэтому остается допустить, что во всех этих случаях (3,5—9) влияют на отстаивание смолы факторы не учтенные в формуле (5). Этими факторами, мешающими отстаиванию в производственных условиях являются:

1) перемешивание, наблюдаемое в месте поступления воды (бурление);

2) конвекционные токи, возможные как следствие зон с различной температурой, образование кото-

рых может произойти от слияния конденсатов с различными температурами с различных агрегатов (добавка водопроводной воды).

Из сравнения таблиц 3 и 4 выясняется влияние этих факторов в двух отстойниках.

В декантер попадает конденсат, прошедший большой путь по газопроводу через даункамеру, коллектор и, следовательно, хорошо перемешавшийся. Струя на своем пути встречает отбойник. Поэтому отстаивание происходит без значительного влияния вредных факторов. Это подтверждается увязкой между временем, высчитанным по падению концентрации и временем отстаивания, высчитанному по количеству фактически подаваемой воды (600 куб. м. час).

Для декантера при подаче на барильсты по 300 куб. м. час и полном полезном объеме время отстаивания 25 минут (проектные данные).

Другая картина получается при аналогичном разборе процесса первой секции аммиачных ям. Здесь нет отбойника, струя поступающей воды создает токи перемешивания и как следствие этого является ненормально высокое содержание смолы в отходящей воде.

Прекрасным доказательством вредной роли движения воды в отстойнике служит опыт 9/XI, проведенный в момент остановки завода, когда первая секция аммиачных ям представляла отстойник со спокойно стоящей водой. Результаты этого опыта представлены кривыми на диаграмме 2.

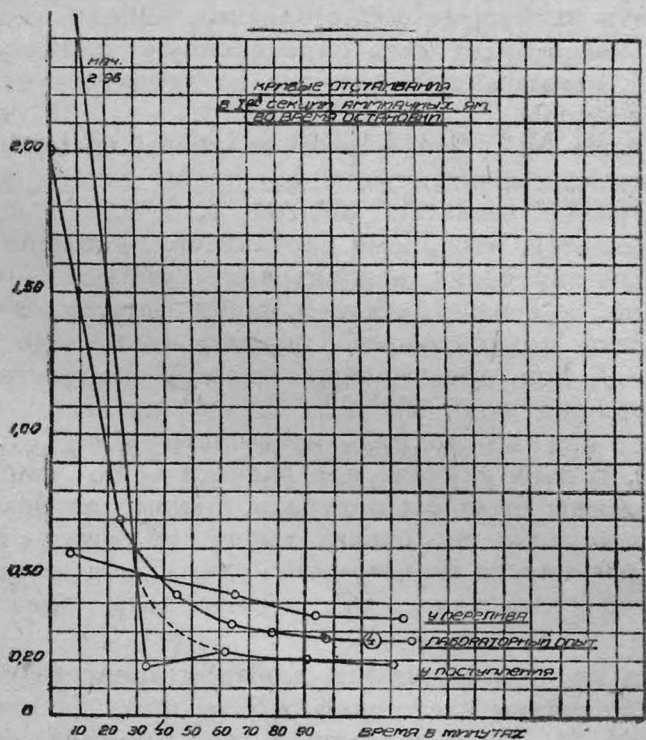


Диаграмма 2

Из диаграммы видно, что через 34 минуты после остановки воды, концентрация упала до остаточной, т.-е. прошла два первых периода отстаивания. Приведенная для сравнения кривая отстаивания в лабораторных условиях дает начало 3-му периоду через 65 минут. Создается впечатление, что в производственных условиях при спокойно стоящей воде два первых периода отстаивания проходят скорее, чем в лабораторных условиях. Но точка на 34 минуте несколько выпадает из кривой, что можно отнести за счет пониженной точности отбора проб в производственных условиях, так как общее направление кривой совпадает с обычными для таких условий опытов.

Мешающим отстаиванию фактором в 1 секции аммиачных ям может быть и конвекция, так как в этот отстойник стекает вода с трех агрегатов и температурные условия на них могут быть неодинаковыми.

Выводы

Повышенное содержание смолы в воде объясняется недостаточным отстаиванием. Причины следующие:

1) время отстаивания недостаточно, вследствие большого количества воды и малого полезного объема отстойников;

2) отсутствие отбойников на I и IV секциях аммиачных ям создает токи воды, мешающие нормальному осаждению смолы;

3) всас линии первичных холодильников расположен в зоне повышенного содержания смолы и слив в канализацию (верхний) создает значительные потери осветленной воды. Фактически IV-я секция, работая отстойником наизнанку, вредит производству;

4) отсутствие измерительных приборов принуждает работников завода руководить производством вслепую. Тогда как, имея данные о количестве расхода воды на отдельные агрегаты, возможно точно знать время отстаивания. Рационально охлаждать газ, не имея достаточного количества измерительных приборов, невозможно. Для устранения указанных недостатков укажем ряд конкретных мероприятий, которые не требуют никаких затрат и переоборудований.

1) Максимально уменьшить количество воды на орошение холодильников и конденсоров.

2) Возможно полнее использовать с этой целью холодильники 1-й очереди.

3) Увеличить полезный объем всех отстойников путем понижения уровня смолы регулярной, возможно полной откачкой ее. Даем график зависимости времени отстаивания от уровня смолы в отстойнике (рис. 3).

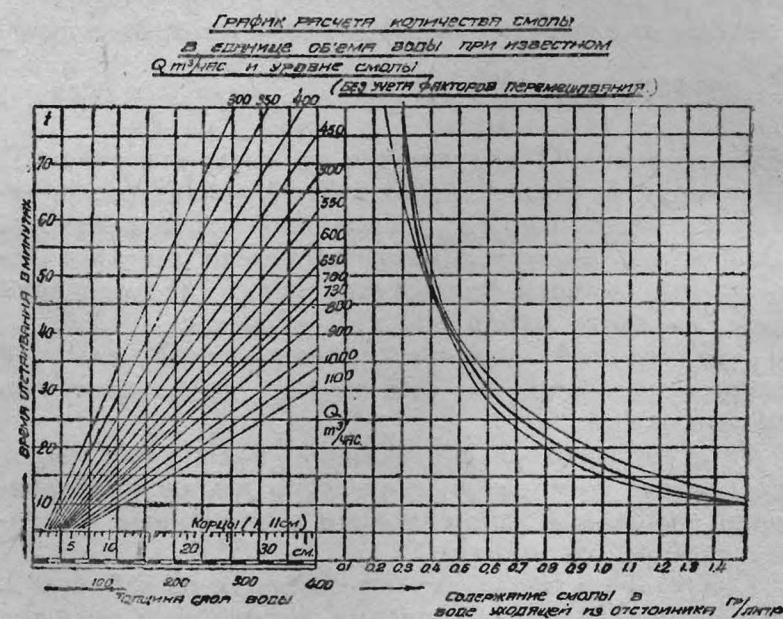


Рис. 3.

Значительного эффекта можно ожидать также от мероприятий, связанных с переоборудованием, при чем некоторые кажутся нам безусловно необходимыми.

1) Установка отбойников на I и IV секциях аммиачных ям. Возможны различные конструкции: карман, лабиринт, сетки и проч.

2) Перенос всаса-линий холодильников в IV секции в зону осветленной воды.

3) Полная стационарная установка всех необходимых измерительных приборов.

Из возможно эффективных, но требующих дополнительных исследований, нужно указать на следующее:

а) применение механического осаждения смолы.

Если на пути конденсата поставить сетки, то смола будет осаждаться на них и, скопившись в достаточном количестве, стекать с них. Стекания можно ожидать, так как температура в отстойниках обеспечивает необходимую подвижность смолы. Исследования возможны в направлении эффективности различных конструкций сеток и температурного режима;

б) другим вариантом механического осаждения может быть применение быстро оседающих частиц, увлекающих за собой все мелкие взвешенные в воде капли смолы. Возможным веществом для такого дождя может быть та же смола, вбрызнутая в виде довольно крупных капель под поверхность средней части отстойника. Напомним формулу (3);

в) аналогичной очисткой аммиачной воды может быть экстрагирование смолы легким маслом или его фракцией. Экономичность этого мероприятия возможна лишь при условии вполне замкнутого цикла орошающей воды, т.е. системы гарантирующей

от потерь значительных количеств воды в канализацию. Исследования могут пойти по линии определения растворимости легкого масла (и его фракции) в воде, скорости отстаивания растворителя от воды;

г) особенного внимания заслуживают мероприятия, направленные на уменьшение количеств орошающей воды, путем снижения ее температуры. Эту роль должны выполнять по проекту холодильники аммиачной воды.

Условия их нормальной работы являются по-прежнему основным вопросом. Как показали недавние работы инж. Турского, трубки холодильников аммиачной воды забивались массой из твердых частиц цементированных смолы приблизительного состава: 75% твердых частиц, 15% нафталина и 10% смолы. Устранить возможность забивания холодильников можно лишь при условии тщательной очистки воды от дисперсных твердых частиц и смолы. Меры направленные лишь на уменьшение содержания смолы в воде (например, путем увеличения времени отстаивания) не достигнут цели, так как остающаяся в воде смола все же будет являться тем цементом, который вызывает налипание твердых частиц на стенки труб, а затем и полную их закупорку.

Остаточная концентрация кроме того создает потери около 10% смолы.

Огнеупорный отдел

Инж. Г. И. САХАРОВ

Керамический отдел Центральной лаборатории КМК

О причинах образования пузырей на шамотных изделиях

Начиная с августа 1934 года, на изделиях из сушки стали замечаться вздутия—пузыри.

Эти пузыри появлялись как на нормальном кирпиче, так и на фасонном.

В большинстве случаев они представляют собой небольшой бугорок от 2 до 5 сантиметров в диаметре на нормальном кирпиче и довольно крупные бугорки, достигающие до 10 см., на фасонных изделиях. Бугорки эти часто легко заметны на-глаз и еще легче обнаруживаются при постукивании молоточком. Количество вздутий на каждом кирпиче—от одного до 3-х и даже 4-х. Появляются они на боковых плоскостях кирпича (широких), а на фасонных изделиях и на боковых и на верхних плоскостях. Под каждым пузырем находится на глубине нескольких миллиметров от поверхности щель, совершенно ясно видимая при разламывании кирпича по этому месту.

Пузыри появляются то в большом количестве, то в малом количестве, то исчезают совсем. Иногда они бывают таких больших размеров, что создают большой брак изделий.

Никакой закономерности в их появлении усмотреть не удалось. Замечено лишь, что они появля-

ются преимущественно на высоте средних рядов камеры и их больше в той части камеры, которая заполняется сырцом позже других. Влияние различных шихтовок кирпича заметить также не удалось, так как пузыри появлялись и исчезали независимо от изменения шихтовок.

Некоторое влияние режима сушки на количество пузырей все же наблюдалось. Количество их уменьшалось, когда увеличивалась скорость сушки, но как правило это установить нельзя было, так как иногда и при быстрой сушке пузыри все же появлялись. Количество пузырей уменьшилось, когда вытяжку влажного воздуха из камеры начинали немедленно после пуска пара, но опять-таки наблюдались случаи большого количества пузырей и при таком режиме.

Распределение пузырей по камере обнаруживало некоторую планомерность, а именно, пузыри располагались на уровне 3-4-5 рядов камеры, т.е. на середине высоты. В верхних рядах пузырей почти не было. Из этого можно было заключить, что в появлении пузырей большую роль должна была сыграть именно сушка, а не шихта и методы получения сырца. Было замечено, что в появлении пу-

зырей наблюдается некоторая периодичность, совпадающая с периодичностью подачи воздуха от 22-х камерной печи с пониженной температурой. Обычно после чистки газопроводов от печи подается на сушилку менее горячий воздух, чем в остальные периоды. И в эти моменты и наблюдается массовое появление пузырей.

Каждая камера искусственной сушилки представляет собой узкий коридор, изображенный в поперечном сечении на рис. 1. Рамки с сырцом опираются на бруски, прикрепленные к стойкам. Между стойками и стенкой имеется свободное пространство, служащее для подъема нагретого воздуха. Внизу этого пространства расположены трубы, нагреваемые паром. Под ними имеется канал для подачи воздуха из 22-х камерной печи. Подача происходит через ряд отверстий в верхней части этого канала. Под высушиваемым материалом имеется канал для отработанного воздуха. Вытяжка осуществляется вентилятором.

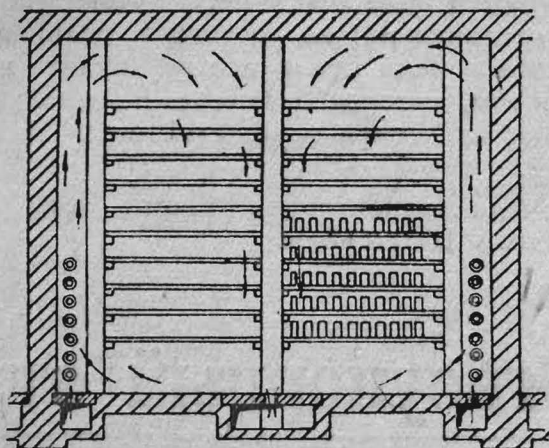


Рис. 1

Движение воздуха в камере показано стрелками. Горячий воздух, попадающий в камеру подогревателя трубами и поднимается, как более легкий вверх к потолку камеры. Здесь он начинает насыщаться влагой, которая переходит к нему из сырца. При насыщении воздуха парами воды, он становится легче. Например, один кубометр воздуха совершенно сухого при 20° весит 1,203 кг., а при полном насыщении парами воды при той же температуре весит 1,194 кг., т.е. на 9 граммов легче. Однако при испарении влаги из кирпича происходит не только насыщение воздуха парами, но и его охлаждение. Насыщение влагой воздуха делает его легче, а охлаждение делает его тяжелым.

Влияние охлаждения в 10 раз больше влияния насыщения влагой, поэтому в итоге мы имеем утяжеление воздуха.

Таким образом, мы получаем нисходящий ток воздуха от потолка к полу. Принцип сушки в нисходящем токе воздуха является весьма целесообразным, так как он создает саморегулирование процесса сушки. Струйки остывшего воздуха появляются там, где материал более сырой, они становятся тяжелыми, опускаются вниз и заменяются новыми, создается таким образом энергичная циркуляция вокруг более сырой части материала, в то время, как на участках с более сухим материалом воздух не так сильно остывает, не так быстро тяжелеет и не так быстро опускается вниз, т.е. циркуляция в участках с более высушенными кирпичами не столь оживленная. Движение воздуха в

правильно работающей камере происходит следующим образом: горячий воздух, охлаждаясь, опускается вниз и замещается у потолка новыми порциями горячего воздуха, который в свою очередь снова охлаждается и падает вниз. Часть воздуха удаляется в вытяжной канал, а большая часть подсасывается к нагревательным приборам, нагревается и попадает снова в круговорот. Получается таким образом циркуляция воздуха, многократно омывающая один и тот же кирпич, так называемая, многократная циркуляция. Динамическое действие горячих струй воздуха, выходящего из приточного канала, значительно усиливает эту циркуляцию. Удаление воздуха происходит в нижней части камеры потому, что именно там скапливается воздух наиболее остывший и наиболее насыщенный парами воды, т.е. такой воздух, который уже пользы для сушки принести не может.

Все это показано стрелками на рис. 1.

Исследовательская керамическая группа вопроса о причинах появления пузырей обследовала с двух сторон: со стороны влияния переработки массы и со стороны влияния вытяжки отработанного воздуха. Проверка влияния проработки массы на количество пузырей исследовательской группой была проведена на следующем образом.

Было заготовлено из одной и той же массы фасонный кирпич М-43 путем двойной перегонки массы и путем одинарной перегонки массы. Те и другие кирпичи были высушены в сушилке и потом подвергнуты обследованию. На кирпичах, изготовленных путем одинарной перегонки массы, количество пузырей составило 60%. На кирпичах из массы двойной перегонкой, на которых в силу их лучшей переработки нужно было ожидать уменьшения пузырей, число пузырей составило те же 60%. Необходимо оговориться, что не все 60% пузырей оказались такого размера, что обусловили брак всех 60%, брак фактически был меньше.

Таким образом, учитывать влияние плохой переработки массы на появление пузырей как будто не приходится; хотя теоретически это и может иметь место.

Второе испытание нами проводилось следующим образом.

Каждая келлеровская вагонетка загружает в сушилку 110 шт. кирпичей, располагающихся в сушилке в один вертикальный ряд.

Нижние 5 горизонтальных рамок этого вертикального ряда заполняются по 10 шт. кирпичей каждая, верхние 5 рамок по 12 шт. на каждой рамке. Таких вертикальных рядов помещается в каждой половине камеры 33. Вместимость одной сушильной камеры $110 \times 33 \times 2 = 7260$ шт. кирпичей.

Одна такая камера (№ 9), загруженная нормальным кирпичом была нами взята для наблюдения 10 января 1935 года. Во время сушки производился замер температур верха и низа камеры, а также определялась относительная влажность камеры. Термометры помещались у передних и задних дверей камеры, одна пара на уровне нижней рамки, другая пара на уровне шестой рамки, так что фактически получалась при замере температура не верха и низа камеры, а вернее середины и низа. Сушка камеры продолжалась 36 часов. Температура горячего воздуха была довольно низкая—50-60°. Режим сушки состоял в том, что одновременно пускался пар в трубы и горячий воздух из 22-х

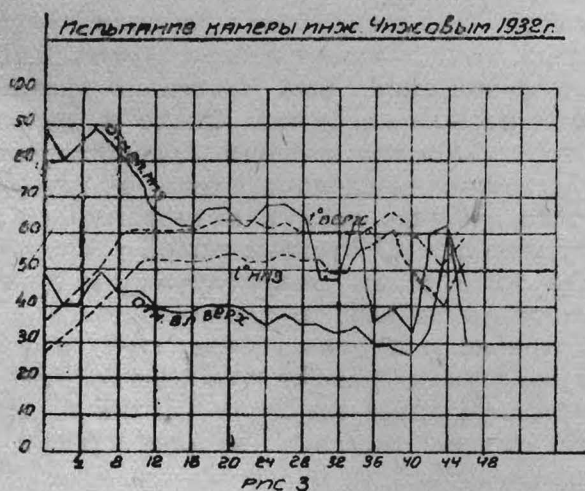
камерной печи (из остывающих камер). Через полчаса пускалась в ход и вытяжка путем поднятия дросселя на вытяжном канале. Такой режим сушки применялся в цехе последнее время и мы пока не считали необходимым менять этот режим для наших испытаний.

На рис. 2 показаны кривые температур и относительной влажности этой камеры.



При рассмотрении кривых температур обращает на себя внимание высокая величина перепада температур между верхом и низом, достигающая в некоторые периоды до 16°C . Такая высокая разница в температуре верха и низа фактически была бы еще больше, если бы верхние температуры были расположены на высоте не 6-й рамки, а 10-й.

Этот высокий перепад температур определенно указывает на отсутствие теплообмена между верхом и низом камеры, вызываемое отсутствием циркуляции воздуха по поперечному сечению камеры. Относительная влажность показывает очень высокие цифры для низа камеры, что тоже говорит о застойных явлениях в камере. Приходится отметить, что относительная влажность очень высока и держится на высоком уровне почти до самого конца сушки. Например, в правой части камеры на



28-м часу сушки почти перед самым концом сушки относительная влажность составляла 95% . Для сравнения приводим диаграмму температур и относительной влажности (рис. 3 и 4), заснятую инж. Чижевским (одним из авторов проекта сушилки) во время испытания сушилки осенью 1932 года. Перепад температур по диаграмме Чижева составлял не более 10° и на 26-м часу сушки относительная влажность составляла только 65% . Температура

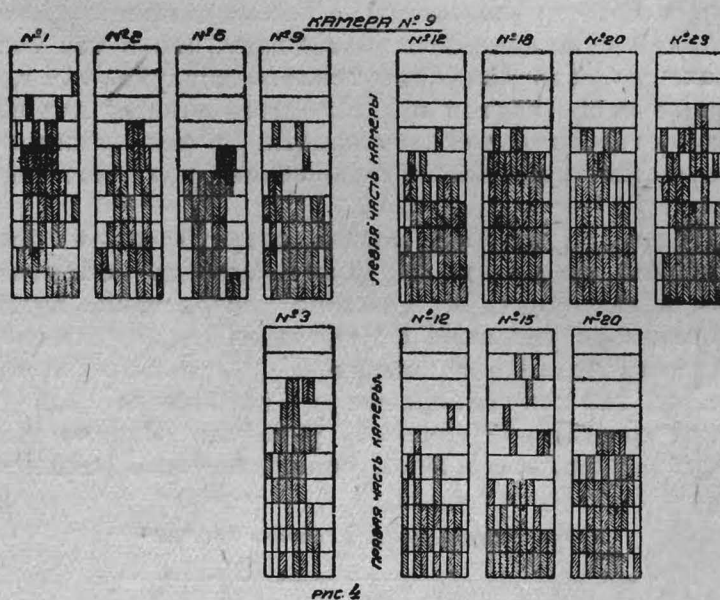
верха была значительно ниже, чем в нашем опыте (63° против наших 85°) благодаря тому, что динасовая печь, откуда поступал горячий воздух, работала тогда не на полную мощность. Во всяком случае диаграммы Чижева указывают на значительно более живую циркуляцию теплоносителя в камере, нежели в нашем испытании.

Одновременно нами производился осмотр кирпичей в камере и определялось количество кирпичей с пузырями. Осмотр производился не всей камеры, а некоторых вертикальных рядов, по мере разгрузки камеры.

Таким образом были исследованы ряды 1, 2, 6, 9, 12, 18, 20, 23 в левой части камеры и 3, 12, 15 и 20 ряды в правой части камеры (если смотреть от вытяжного дросселя).

В этих рядах отмечалось количество пузырей в каждой рамке и порядковый номер кирпича с пузырем на каждой рамке.

При этом необходимо напомнить, что за пузырь принимался не только такой большой явный пузырь, который вызывает брак кирпича, но и пузыри самых незначительных размеров, которые нужно было долго искать на поверхности кирпича.



Это было сделано с целью получить возможно полную картину этого явления и возможность сравнения нескольких камер между собой.

Результаты исследования 9-й камеры видны на диаграмме (рис. 4). В каждом прямоугольнике, изображающем собой вертикальный ряд из 110 штук кирпичей, заштрихованная часть представляет собой кирпич с пузырем. Чем выше № ряда, тем дальше отстоит этот ряд от дросселя и тем ближе он к противоположному концу. При рассмотрении этой диаграммы можно отметить три пункта.

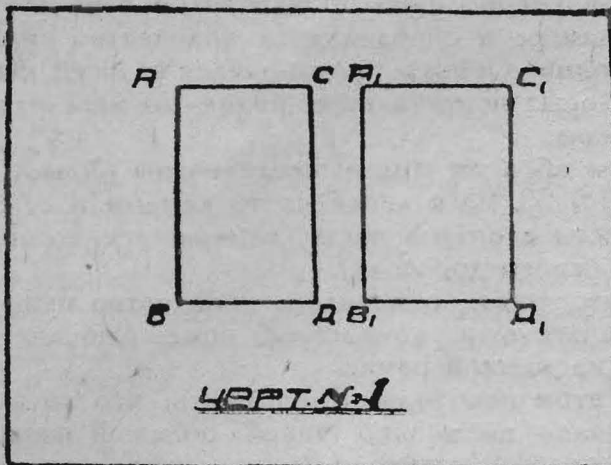
Пункт I—необходимо большее количество пузырей, больше чем в других камерах.

Пункт II—возрастание пузырей по мере удаления от дросселя.

В первых рядах мы имеем 30-38 шт. пузырей в ряду, в последних рядах мы имеем от 43 до 56 шт., т.-е. чем дальше от вытяжного дросселя, тем больше пузырей.

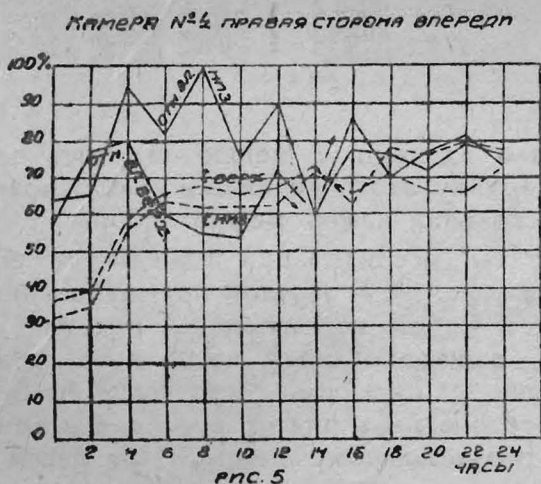
Пункт III—который является очень существенным—это почти полное отсутствие пузырей у всех крайних кирпичей расположенных у стены, т.-е. у всех первых номеров в левой части камеры (поло-

са АВ) и у всех двенадцатых номеров в правой части камеры (полоса $C_1 D_1$). Это же самое наблюдается, но в несколько меньшей степени у двенадцатых кирпичей левой части камеры (полоса СД) и у первых кирпичей правой части (полоса $A_1 B_1$), т.е. расположенных у средних колонн сушилки (см. чертеж № 1).



Эти кирпичи лежат по пути той циркуляции теплоносителя, которая изображена на рис. 1 стрелками и которая положена в основу проектирования этой сушилки. Это показывает, что в тех участках, где есть движение теплого воздуха, там где меньше всего застоя и где меньше данных для высокой относительной влажности, в тех участках количество пузырей уменьшается или исчезает вовсе.

Это вывод, который можно сделать почти безошибочно из пункта III, может служить объяснением и для пункта II, а именно—возрастание пузырей по мере удаления от вытяжного дросселя есть следствие ослабления вытяжки у дальнего конца камеры, так как отверстия у вытяжного канала имеют одинаковое сечение у начала канала и у конца канала, и, конечно, большая часть вытяжки



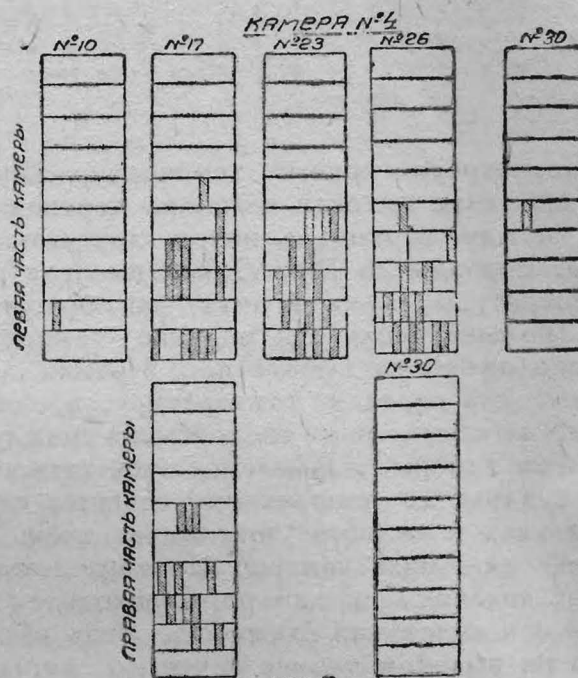
ваемого из камеры воздуха проходит через ближнюю часть канала, а меньшая часть через дальнюю часть канала. Таким образом, условия для возникновения циркуляции более благоприятны в ближней части камеры и менее благоприятны в дальней части. Понятным поэтому становится также и пункт 1-й, а именно: необычно большое количество пузырей объясняется общими неблагоприятными условиями для циркуляции, вызываемыми засорением вытяжного канала и, следовательно, слабой работой вытяжки.

На засорение вытяжного канала нам указывала еще до начала сушки администрация цеха, но тем интереснее было обследовать работу именно этой камеры, чтобы нагляднее выяснить большую роль вытяжки в вопросе появления пузырей.

Общее заключение по данной камере—наблюдаемые на диаграммах температур и относительных влажностей большие перепады, продолжающиеся почти на протяжении всего времени сушки камеры, указывают на медленную циркуляцию воздуха, вызываемую засорением вытяжного канала.

Расположение пузырей в камере, совпадающее, как мы видим, с расположением наименее оживленной циркуляции, указывает с одной стороны на полную связь между появлением пузырей и высокой относительной влажностью, а с другой стороны делает мало вероятной связь между пузырями и шихтой кирпича или каким-либо технологическим производственным процессом.

Следующей камерой, подвергнутой обследованию,



была камера № 4, загруженная ребровым кирпичем. Эта камера отличалась от 9-й во-первых тем, что в ней вытяжной канал был тщательно вычищен и во-вторых расположена она ближе к вытяжному вентилятору. Оба эти момента способствуют усилению вытяжки, а, следовательно, и циркуляции. Кроме того, горячий воздух, подаваемый из печей в камеру, доходил до очень высокой температуры в 130° , что тоже своим инъектирующим действием способствовало оживлению циркуляции.

Рассмотрение диаграмм температур и относительной влажности (рис. 5) показывает, что перепад температур здесь не столь резкий и высокая относительная влажность во втором периоде сушки сменяется низкой.

По этим диаграммам можно было заранее предсказать, что в этой камере дело обстоит благополучнее, чем в 9-й.

Обследовать пузыри в этой камере нам полностью не удалось, но и тех замеров, которые удалось сделать в 7-ми рядах (см. рис. 6), достаточно, чтобы сказать, что в ней пузырей действительно значительно меньше, чем в 9-й камере. В среднем на один ряд в 9-й камере приходилось 39 шт. пузырей, а в 4-й на один ряд только 7 штук.

Таким образом, пути, если не для полного уничтожения пузырей, то для их значительного уменьшения, определенно намечаются из сопоставления этих двух камер.

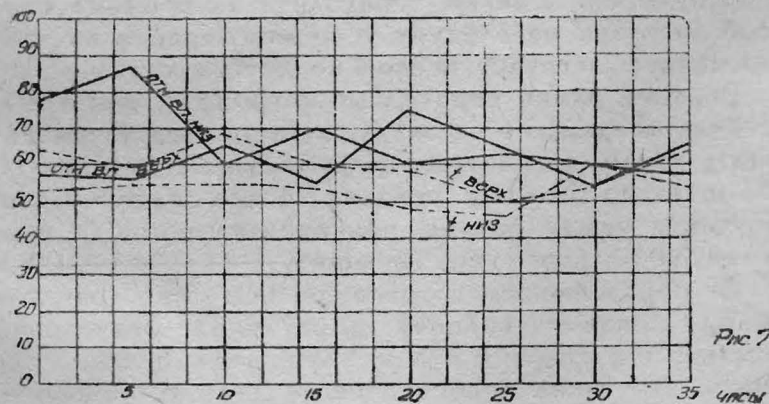
4-я камера имела лучшие условия для циркуляции, во всем остальном ничем не отличалась от 9-й и дала минимальное количество пузырей. Значит, необходимо или восстановить прежние условия для циркуляции или создать новые.

Следующей камерой, попавшей в сферу наших наблюдений, была камера № 7. В этой камере сушился фасон М-43. В камере во время сушки имело место положительное давление (слабая вытяжка). Температуры и относительная влажность не фиксировались.

Количество пузырей на фасоне было весьма велико. Распределение пузырей неравномерное: у ближнего конца меньше, у дальнего конца приблизительно в 4 раза больше, чем у ближнего. Таким образом и в 7-й камере чувствовалось отставание вытяжки в дальнем конце.

Имея в своем распоряжении результаты вышеуказанных наблюдений, мы получили возможность

КАМЕРА № 10 ЛЕВАЯ СТОРОНА (ПОЗДИИ)



уже наметить некоторые эксперименты. Одним из таких экспериментов был следующий. Нами уже упоминалось о том значении, которое мы придаем размерам отверстий в плитах, покрывающих вытяжной канал.

Каждая плита имеет ряд отверстий сечением 20×5 см. Таких плит с отверстиями 13. Над дросселем плита без отверстий. Общее число отверстий 30. Общая площадь отверстий $20 \times 5 \times 30 = 3000$ кв. см.

Сечение 11-ти метрового вытяжного канала, куда эти отверстия открываются, равняется $32 \times 57 = 1800$ кв. см.

Если бы сумма сечения всех отверстий представляла собой незначительную величину по сравнению с сечением канала, то любое распределение отверстий не влияло бы на равномерность вытяжки в каждом отверстии. Но мы видим, что сумма сечением даже превосходит площадь сечения канала.

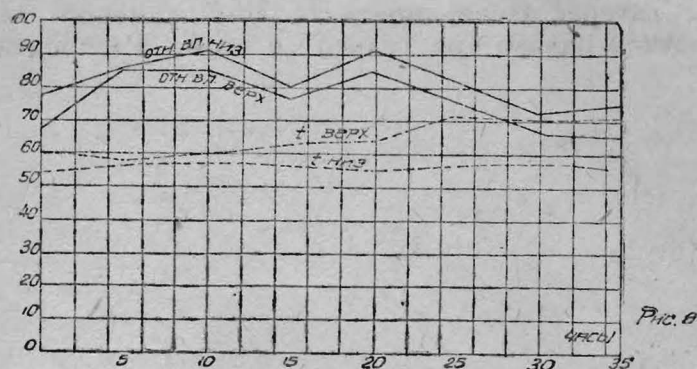
При таком соотношении отверстий есть полное основание предполагать, что вытяжка пойдет в более сильной степени через ближайшие к дросселю отверстия и в менее сильной степени через дальние отверстия.

Другими словами тягу через дальние отверстия будут перебивать ближние отверстия. Фактически, в виду продолжительности эксплуатации сушилки,

часть отверстий разрушена и превратилась в широкие дыры, даже иногда над самым дросселем повреждение плит доходит до таких размеров, что есть основания думать, что работает только участок непосредственно расположенный над ним, вся же остальная часть канала участия в вытяжке не принимает.

Мы проделали в 10-й камере следующее испытание.

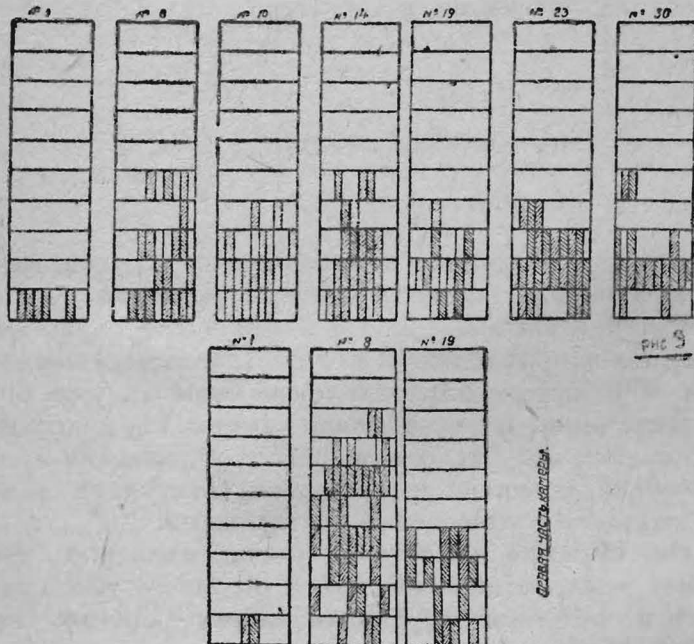
КАМЕРА № 10 ПРАВАЯ СТОРОНА (ВПЕРЕДИ)



Плита над дросселем была тщательно замазана, все отверстия в ней были закрыты (так и должно быть по проекту), в ближайшей плите из двух отверстий было закрыто одно и в следующей плите было из 4-х отверстий закрыто одно. В общем из 30 отверстий оставлено 27. Таким путем мы пытались отрегулировать вытяжку, усилив ее в задней части камеры и ослабив в передней.

Камера сушилась 39 часов, несколько дольше обычного срока; температура горячего воздуха была очень низка— 60° , что и объясняет замедление сушки.

КАМЕРА № 10



Результаты видны на диаграммах (рис. 7, 8 и 9).

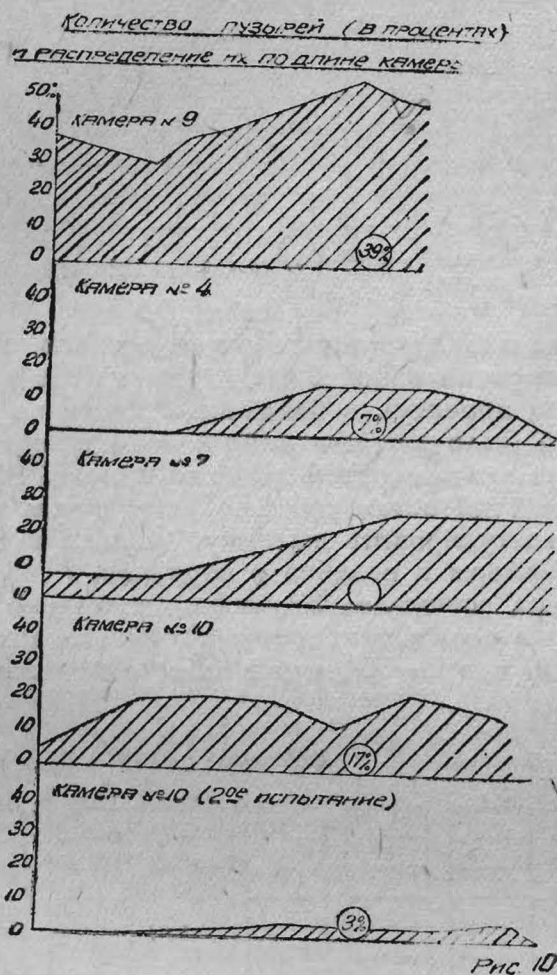
Относительная влажность в дальнем конце камеры через 10 часов после начала сушки начинает падать и держится до конца сушки на уровне в среднем $60-65\%$, в то время как в передней части камеры относительная влажность значительно выше. Это есть результат влияния регулировки числа отверстий.

Заглушив 3 отверстия в передней части канала, мы тем самым усилили вытяжку в дальнем конце камеры и ускорили ее сушку в этом конце.

Из диаграммы (рис. 9) можно видеть, что количество пузырей значительно меньше чем в 9-й камере (в среднем 17 шт. в ряду против 39 шт. в 9-й камере и больше чем в 4-й камере).

Это уменьшение цифры пузырей по сравнению с 9-й камерой объясняется целиком и полностью ликвидацией засоренности вытяжного канала. Увеличение же числа пузырей по сравнению с 4-й камерой объясняется низкой температурой горячего воздуха (60° в 9-й камере и 130° в 4-й камере).

Интерес эксперимента с 10-й камерой заключается однако не только в этом. Распределение



пузырей здесь оказалось совершенно другое, чем во всех предыдущих наблюдаемых камерах. В то время, как в камере 9-й, 4-й и 7-й число пузырей растет по направлению к концу (дальнему) камеры, в 10-й камере распределение пузырей уже более равномерно по всей длине камеры. На диаграмме (рис. 10), где число пузырей изображается кривой линией, совершенно отчетливо выступает разница между 9-й камерой и остальными.

Таким образом даже такое незначительное изменение числа отверстий, как с 30 до 27 уже оказалось в состоянии выравнивать работу камеры по всей ее длине.

Таким образом из опыта с 9-й камерой выяснилось, что процессы происходящие внутри камеры поддаются регулировке и должны быть отрегулированы.

К сожалению, дальнейшее испытание этой камеры № 10 с отрегулированными вытяжными отверстиями не может быть пока проведено, так как температура горячего воздуха продолжает оставаться

низкой. Как только поднимется температура, необходимо обследовать эту камеру еще раз.

Считаем необходимым указать еще на одно обстоятельство.

Загрузка камер нормальным кирпичем, начиная с июня месяца 1934 года, составляет 7260 шт., до июня загрузка составляла 6600 шт., т.-е. на 660 шт. меньше.

В каждом ряду помещалось 10 рамок по 10 штук, а теперь в 5-ти верхних рамках помещается по 12 штук, а в 5-ти нижних по 10. Таким образом циркуляция, создавшаяся в камере, задерживается густотой садки верхних рядов. Уплотнение верхних рядов имело безусловно свой резон, так как уменьшило обычно наблюдаемый в таких камерах коэффициент запоздания сушки нижних рядов, когда верх уже готов, а низ еще сырой.

Возражать против такого способа загрузки не приходится.

Однако совпадение по сроку (июль) перехода на более густую садку с появлением пузырей (август 1934 г.) заставляет искать причину появления пузырей в этой чрезмерной перегруженности камер.

Действительно, при такой загрузке затрудняется циркуляция, повышается относительная влажность и значит могут быть созданы условия для появления пузырей. Однако переходить на прежний способ загрузки не следует, а нужно перейти на облегченную загрузку несколько другим путем.

Верхние рамки необходимо загружать, как это и сейчас делают, по 12 штук, но зато следует уменьшить число вагонеток, загружаемых в камеру, с 33 штук до 30. Это создает более увеличенные прозоры между рядами, приблизительно на 4 сантиметра больше существующих.

В образовавшемся расширенном пространстве между рядами кирпича циркуляция безусловно оживится и условия сушки улучшатся. Нужно думать, что такое мероприятие не должно понизить производительность сушилки, так как одновременно с уменьшением емкости камеры должна повыситься скорость сушки, которая в нашем цехе еще не достигла своих предельных значений.

Поэтому необходимо хотя бы в начале в виде опыта провести сушку камер с разреженной садкой и обследовать влияние этого фактора на пузыри и на ускорение сушки.

Второй эксперимент был проделан 1 февраля 1935 года. В камеру № 6 был посажен фасон Р-1 (для прокатного цеха), размерами $400 \times 150 \times 80$. Одновременно тот же фасон был посажен на открытые шпильеры. Через 5 дней после сушки обнаружено:

- 1) в ближнем конце камеры 20% кирпича с пузырями;
- 2) в дальнем конце камеры— 40% пузырей;
- 3) в кирпиче высушенном на открытых шпильерах нет ни одного.

Этот опыт показывает еще раз:

- 1) усиление пузыристости у дальнего конца камеры;
- 2) появление пузырей именно от сушки, а не от каких-либо других причин.

Работу по выявлению причин пузыристости еще нельзя считать законченной. Однако проделанная часть работы уже дает возможность сделать весьма определенные выводы.

1. Причиной появления пузырей является недостаточная циркуляция теплоносителя в камере, вызываемая засоренностью вытяжной системы и вызывающая большую относительную влажность, недостаточная температура горячего воздуха, перегруженность камеры высушиваемым товаром, неправильная регулировка (при проектировке) вытяжных отверстий.

Влияние в нормальном кирпиче шихты и технологического процесса изготовления сырца на появление пузырей не установлено, хотя и возможно, что при другой шихте влияние вышеперечисленных моментов и не так сильно чувствовалось бы.

2. Необходима постоянная и регулярная очистка вытяжного канала в каждой камере.

3. Необходимо проверить в каком состоянии находится главный вытяжной канал.

4. Плиты, покрывающие канал, необходимо отремонтировать или заменить новыми.

5. Особенно необходимо следить за плотным прикрытием канала над вытяжным дросселем.

6. Отверстия в плитах должны быть в первой половине канала (считая от дросселя) заглушены в количестве 3, оставить 12. Во второй половине канала оставить открытыми все 15.

Все дырки в плитах, кроме вышеуказанных 27 отверстий, должны быть заделаны. Плиты должны быть плотно уложены, чтобы по краям не было прососов воздуха.

7. В каждую камеру помещать не более 60 вагонеток (6600 шт. кирпича) вместо 66, особенно в те периоды, когда температура горячего воздуха, поступающего из печей, снижается до 60°.

Рекомендовать эту меру в виде опытной для производства соответствующих наблюдений над изменением числа пузырей и изменения срока сушки.

8. Режим сушки временно оставить прежний (одновременный пуск пара, воздуха и вытяжки).

Проследить влияние этого режима в камерах с разряженной садкой (возможны трещины вместо пузырей). В дальнейшем попытаться подойти к режиму сушки влажным воздухом в целях сокращения сроков сушки.

9. Все вышеуказанные мероприятия возможно и не дадут полного исчезновения пузырей, так как нам не удалось из-за низкой температуры горячего воздуха получить ни одной опытной сушки с таким результатом. Однако на уменьшение количества пузырей эти мероприятия безусловно повлияют и это определенно вытекает из наших наблюдений и опытов.

Все вышеизложенное установлено нами по отношению к нормальному кирпичу; что касается фасона, то этот вопрос нашими работами почти не затронут и подлежит дальнейшей проработке.

Однако по отношению фасона М—43 можно уже сказать следующее.

В камере № 7 28 января 1935 года было обследовано 82 фасонных кирпича М—43, уже из числа ранее отбракованных.

Прежде всего оказалось, что все пузыри появились на вогнутой стороне кирпича и не оказалось ни одного случая появления пузырей на выпуклой стороне. Пистоны в прессовой форме для выдачи излишков массы из валушки расположены у выпуклой стороны.

Таким образом, пузыри появляются у более спрессованной части изделия со стороны противоположной пистонам.

Необходимо пистоны распределить равномерно по обе стороны изделия. Из обследованных 82 штук 42 штуки имеют пузыри в нижней части, почти у самого щита, на котором фасон сохнет, 26 штук имеют пузыри в средней части и 14 шт. в верхней части кирпича, т.е. чем ближе к нижней части кирпича, тем пузырей больше.

Это происходит потому, что щиты, на которых сохнет М—43, несоразмерно велики и устанавливаются в притык друг к другу. Таким образом, циркулирующий воздух не имеет возможности проходить в просветы между рядами, так как просветы закрыты.

То же самое явление (густота садки щитов и их большие размеры) наблюдается и при садке других фасонов.

Поэтому необходимо заготовить для М—43 специальные щиты таких размеров, чтобы были не шире той рамки, на которой они устанавливаются и необходимо следить, чтобы они устанавливались в таком стройном порядке, при котором образовался бы просвет между рядами, достаточный для создания циркуляции. Тогда у нижней части кирпича не будет образовываться застой влажного воздуха и сушка пойдет быстрее и благополучнее.

Эти два мероприятия плюс те, которые намечены нами для нормального кирпича, не могут не повлиять на уменьшение числа пузырей на фасоне.

После составления отчета нам удалось провести наблюдение над камерой № 10, в которой:

1) была прочищена вытяжка более тщательно, чем при первом испытании;

2) отрегулированы отверстия в плитах вытяжного канала и

3) температура воздуха была в среднем 120°.

Другими словами, были соблюдены все те условия, которые, по нашему мнению, должны дать наименьшее количество пузырей при сушке, так как все эти три условия создают усиленную циркуляцию теплого воздуха в камере.

Обследование 12 рядов в камере показало следующую картину:

№ ряда (правый)	Число пузырей	№ ряда (левый)	Число пузырей	Примечание
1	0	1	13	
5	0	33	2	
8	0			
11	2			
14	3			
16	5			
19	4			
22	3			
25	4			
33	0			
	21		15	

Итого на 12 рядов 36 пузырей, 3 штуки на 1 ряд в 110 кирпичей, или около 3⁰/₁₀. Таким образом, имеем такую градацию уменьшения пузырей: в 9-й камере—39⁰/₁₀ пузырей, в 10-й—17⁰/₁₀, в 4-й—7⁰/₁₀ и снова в 10-й—3⁰/₁₀. (см. рис. 10).

Практически нужно считать, что в 10-й камере при втором испытании не было пузырей вовсе, так как эти 3⁰/₁₀ состоят почти из незаметных на-глаз и только простукиваемых молоточком пузырей, не создающих брака в изделиях.

Представленные здесь две диаграммы (рис. 11 и рис. 12) температур и относительной влажности в 10-й камере, показывают резкое падение относительной влажности уже в первой трети периода

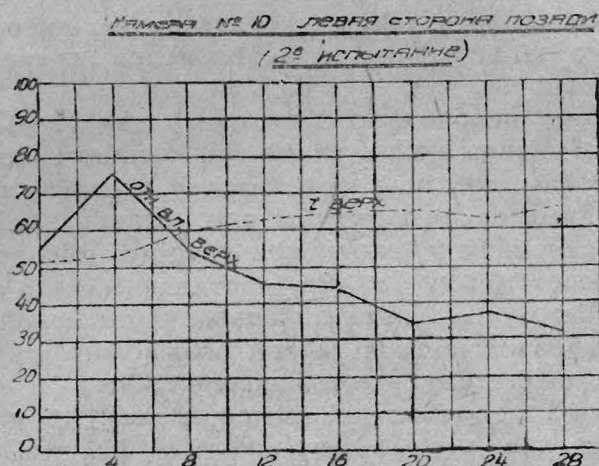


Рис. 11

Возможно, что охлаждение воздуха до точки росы, что чаще может случиться при работе с высокой относительной влажностью, чем при работе с низкой, в случае остановки подачи теплого воздуха или пара, создает проникновение влаги в подкорковый слой изделия и эта влага при дальнейшем повышении температуры вызывает парообразовательные моменты, поднимающие корку изделия. Однако такое объяснение требует дополни-

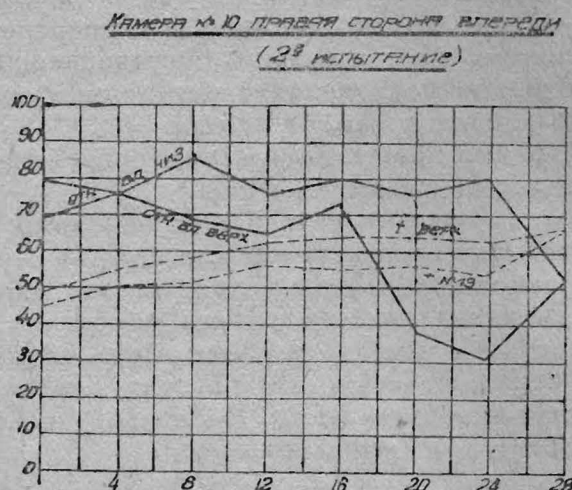


Рис. 12

тельных опытов и испытаний и без них не может быть принято полностью.

Работа производилась при участии В. Стемпулковской, К. Мороз, Н. Палатченко.

ЛИТЕРАТУРА:

1. Сушилка для сырца.—Иванов и Парщиков. „Строительные материалы“ № 2—3, 1931 г.
2. Сушилка системы Кирпичстроя.—Нохратян и Зарецкий. „Строительные материалы“ № 2—3, 1931 г.
3. Сушильное хозяйство огнеупорного цеха Кузнецкого завода. А. Чижев.—„Огнеупоры“ № 7, 1934 г.
4. Производство доменного припаса на заводе № 9 в Семилуках—Левитанский и Глебов.—„Огнеупоры“ № 2, 1934 г.
5. Керамическая технология. Часть II. проф. П. Будников.
6. Д-р. Штегер—Тепловое хозяйство в керамической промышленности.

сушки и незначительный перепад относительной влажности за весь период сушки, что может быть отнесено исключительно на счет созданных в камере условий для оживленной циркуляции. А там, где есть циркуляция, где нет застоя воздуха, там нет образования пузырей.

Таким образом, последнее наше испытание целиком и полностью подтвердило все те выводы, которые приведены в конце нашей статьи.

Нами установлена полностью связь между высокой относительной влажностью и появлением пузырей. Тем не менее самый механизм этого явления нам представляется не вполне ясным.

Инж. Т. В. МЕМНОНОВА
Инж. Л. М. ЗИЛЬБЕРФАРБ
Инж. Н. Н. КАЛМЫКОВА

Керамическая лаборатория огнеупорного цеха КМК

Микроскопическая проверка равномерности смешения глин

Огнеупорный цех КМК работает, в основном, на трех разных по своим физико-химическим свойствам глинах: Ариничевской, Мойской и Н-Увельской. Совокупность применения различных глин в состав шихты способствует:

1. Более широкому использованию разных по своим физико-химическим свойствам глин.
2. Улучшению качества изделий.
3. Расширению изготавливаемого ассортимента изделий из данных глин.
4. Экономному расходованию более ценных глин.

В зависимости от назначения того или иного вида изделия устанавливается определенный рецепт и технологический процесс производства.

Но до сих пор не установлен метод контроля за правильностью шихтовки, то-есть соответствует-ли приготовленная шихта заданной, остается-ли постоянным соотношение глин, входящих в шихту, в процессе рабочего дня.

Шихта же непостоянного состава обычно увеличивает количество брака в изделиях и ухудшает керамические свойства огнеупорных материалов.

Для выяснения постоянства состава глин, входящих в шихту связующей глины и для определения количественного соотношения разных глин, обычные физико-химические приемы контроля не могут быть использованы, так как между физико-химически-

ми свойствами разных количеств глин, входящих в шихту, не существует определенной зависимости.

Нами для разрешения вышеуказанных целей был применен микроскопический анализ, посредством которого в начале было изучено микростроение глин: Ариничевской, Мойской и Н-Увельской, т.-е. глин, в основном употребляемых огнеупорным цехом КМК и затем произведен микроподсчет количественного содержания каждой глины в шихте.

Ниже приводятся физико-химические свойства данных глин и их краткая микроскопическая характеристика.

Таблица 1

Физико-химическая характеристика глин

Название свойств глин	Ариничевская глина	Мойская глина	Н-Увельская глина
1. Ситовой анализ: остаток на сите 900 отв/см. ²	0,250%	1,280%	0,430%
Остаток на сите „ 4900 отв/см. ² .	1,85 „	1,87 „	2,39 „
„ 10000 отв/см. ² .	2,69 „	2,67 „	2,01 „
Проход через сито 10.000 отв/см. ² . .	95,21 „	95,18 „	95,17 „
2. Усушка при 110 С° .	5,6 „	4,4 „	8,6 „
3. Общая усадка при 1300°	14,9 „	17,26 „	17,1 „
4. Водопоглощение при 1200°	6,05 „	2,72 „	1,0 „
5. Водозатворяемость глин	43 „	30	31,6 „
6. Полное водосодержание	32 „	23	24 „
7. Пластичность по методу Земятчинского .	1,7	4,8	2,6 „
8. Пластичность по методу Соколова	3 мин.	5-10 мин.	6,5 мин.
9. Пластичность по методу Думлера	116,3 г.	126,65 г.	119,54 г.
10. Механич. прочность сырца	9,12 кг.	20,2 кг.	56,4 кг.
11. Темпер. спекания .	1300 °С	1200 °С	1200 °С
12. Огнеупорн. в среднем за 1934 год	1730 °С	1730 °С	1682 °С
13. Химический анализ в средн. за 1934 г.			
SiO ₂	50,2%	52,02%	53,2%
Al ₂ O ₃ . . .	35,6 „	32,3 „	29,2 „
Fe ₂ O ₃ . . .	2,36 „	2,74 „	4,2 „
CaO	0,63 „	0,45 „	0,82 „
MgO	0,35 „	0,3 „	0,45 „
п/пл	10,9 „	12,4 „	10,8 „
Сумма . .	100,4 „	100,21 „	98,67 „

Микроскопическое описание глин

1. Ариничевская глина

В шлифе без анализатора основная масса глины бесцветна, с рассеянными в ней пятнами бурых окислов железа. В скрещенных николях, глина сплошь кристаллична и имеет тонко-зернистое чешуйчатое сложение, обусловленное развитием мелких чешуек каолина, слагающего основную массу глины, поляризующего серовато-белыми цветами 1 порядка. Из примесей в небольшом количестве содержится кварцит, полевой шпат, редко магнетит. В некоторых шлифах встречены скопления серицита.

Каолинитовая глина сплошь кристаллична с чешуйчатой структурой.

II. Мойская (Павлодарская) глина

В шлифе основная масса глины представлена тонко-дисперсным (коллоидным) веществом не действующим на поляризованный свет. Кристаллическая часть глины слагается радиальнолучистыми пучками, листовато-пластинчатыми кристаллами и удлиненными волокнами каолина, ориентированными

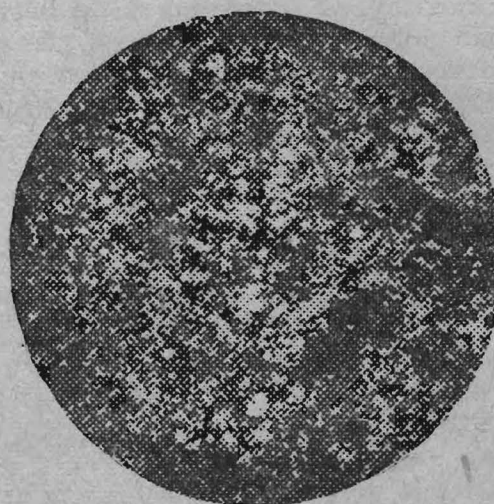


Фото 1

Ариничевская глина. Светлая, кристаллически-зернистая глина, сложена каолином; ув. 95, свет поляризованный.

в параллельные полосы. Каолин имеет более низкое двупреломление, чем в глинах Ариничевской и Н-Увельской и цвета поляризации серовато-желтоватые 1 порядка; основная масса глины содержит многочисленные мельчайшие, остроугольные зернышки кварца, распределенные довольно равномерно.

Крупно-зернистый кварц, полевой шпат и магнетит встречаются спорадически. Без анализатора глина имеет бурю окраску, вероятно, обусловленную равномерным пропитыванием глинистой массы окислами железа.

Глина не полностью кристаллическая с наличием коллоидного вещества.

III. Н-Увельская глина

В шлифе глина вполне кристаллична, с волокнистой структурой, обусловленной развитием удлиненных волокон и пластинок каолина, ориентированных в определенных направлениях и слагающих всю массу глины. Реже каолин образует радиально-лучистые сферолиты. Из примесей часто встре-

чается кварц, реже полевой шпат и магнетит, распределенные неравномерно. Много желтых пятен окислов железа.

Глина сполна кристаллична с волокнистой структурой.

Таблица 2
Характерные, отличительные свойства глины

Наименование глин	Микроструктура	Наличие коллоидн. массы	Окраска глин без анализатора
Ариничевская глина	Кристаллическая чешуйчатая	Н е т	Бесцветна
Мойская глина	Неполно кристал., отчасти волокнистая	Есть в заметном количестве	Бурая
Н-Увельская глина	Кристаллическ., волокнистая	Н е т	Слегка буроватая

Из приведенных таблиц 1 и 2 видно, что: 1) Ариничевская глина является тощей с высокой огнеупорностью, с большим содержанием глинозема, с высокой температурой спекания и по своим свойствам близко подходит к каолиниту. В петрографическом отношении данная глина имеет кристаллическую структуру, в основном состоит из чешуйчатого каолина, без анализатора бесцветна.

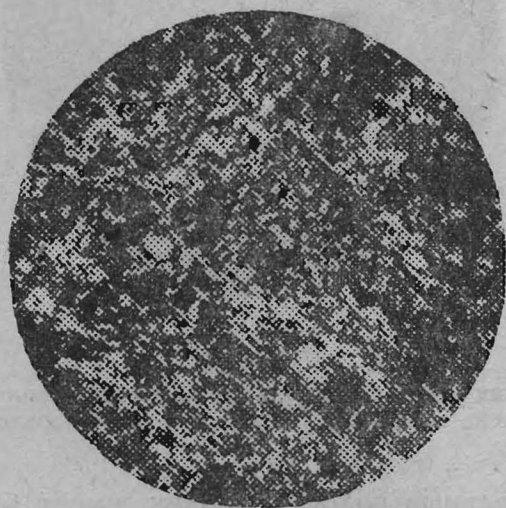


Фото 2

Н-Увельская глина. Кристаллически-волокнистая масса глины сложена каолином. Вкраплены черные кристаллики магнетита и темные пятна окислов Fe; ув. 95, свет поляризованный.

2) Мойская глина по своим свойствам является пластичной глиной, с более низкой T^0 спекания, высокой огнеупорностью и хорошей связующей способностью. Недостатком данной глины является цек (трещинки), получаемый на поверхности изделий, изготовленных из данной глины, во время обжига. Микроструктура глины неполно кристаллическая с наличием тонко-дисперсного коллоидального вещества, с бурым окрашиванием без анализатора.

3. Н-Увельская глина характеризуется низкой огнеупорностью (1682 °C) по сравнению с предыдущими глинами, меньшим содержанием глинозема и большим содержанием окиси железа (4,2%), которая при обжиге дает выплавки, понижая качество изделий.

Микроструктура глины кристаллически-волокнистая, в основном сложенная каолином; без анализатора с слабо буроватой окраской. Микроскопически глина слоиста и смята в складки.

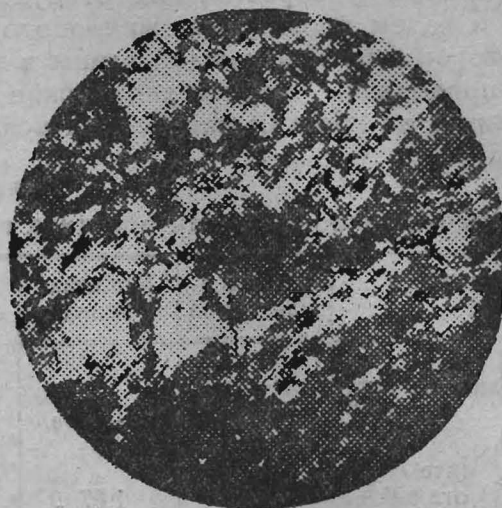


Фото 3

Мойская глина. Светлые пластины и удлиненные волокна каолина в темной, не поляризующей массе глины; ув. 95, свет поляризованный.

Имея в виду важность перемешивания разных по своим физико-химическим свойствам глин, мы задались целью проследить постоянство состава шихты глин, в условиях работы огнеупорного цеха.

Технологический процесс приготовления связующей глины

Хранение сырья

Все сырье глины доставляется в огнеупорный цех железно-дорожным, транспортом в крытых вагонах или на платформах. Выгрузка глин из вагонов производится вручную в склад, в основном закрытое помещение.

Приготовление связующей глины

Из склада глина на вагонетках с опрокидывающимся кузовом, емкостью в 0,5 куб. м., по узкоколейному пути поступает в производство—помещение сушильного барабана, на площадку перед дробилкой („Тонвольф“). Каждый сорт глины поступает в отдельных вагонетках, с перерывом в доставке между вагонетками при нормальной работе до 10-12 минут, при чем подача глины в дробилку производится по вагонеткам, без предварительного смешения различных глин у Тонвольфа. В дробилку глина загружается вручную. Продолжительность разгрузки одной вагонетки 7-8 мин. Следовательно, разрыв между началом разгрузки одной вагонетки и следующей, идущей за ней вагонеткой, при нормальных условиях работы, продолжается 10-12 минут. При работе на разных глинах такой продолжительный перерыв в поступлении разных глин не может не отразиться на получении постоянного состава шихты. И чем больше различных глин участвует в шихте, тем следует ожидать более непостоянного состава шихты.

После раздробления глина по пластичному транспортеру подается в приемник сушильного барабана.

Сушка глины производится в сушильном барабане системы „Миллер и Пфайфер“ по прямотоку. Влажность глины после сушки, во время наших опытов, колебалась в пределах 4⁰/₀—12,2⁰/₀.

Отапливается сушильный барабан ленинским углем с калорийностью 6800 калорий.

Высушенная глина цепным ковшевым элеватором с расстоянием между осями блоков в 15,6 м. загружается в два бункера емкостью в 15 м³.

Размол глины производится в шаровой мельнице фирмы „Крупп“, производительностью 4 т/час сухой молотой глины.

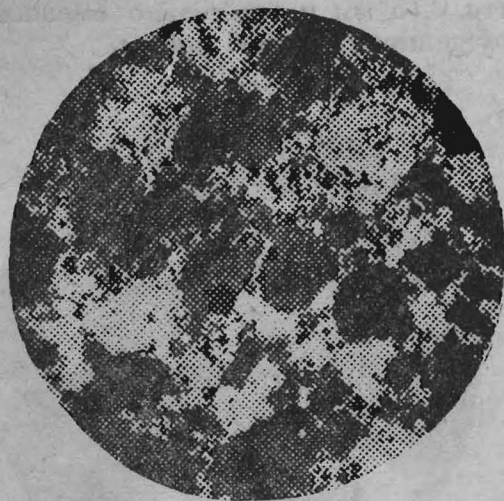


Фото 4

Опытная смесь глины из 50⁰/₀ Ариничевской и по 25⁰/₀ Мойской и Н-Увельской. Ариничевская глина в белых зернах, Мойская — черных, ув. 54, свет простой

Подаются глины для размола в шаровую через круглый питатель, установленный перед шаровой.

Молотая смесь глины из шаровой поступает в сборник элеватора, откуда последняя подается на высоту 15 м. в бункерное отделение. В бункерном отделении молотая смесь глины хранится в трех бункерах емкостью 14 м³, откуда через дозирочные столы поступает на ленттранспортер для заготовления массы.

Проведение работы

Прежде чем приступить к настоящей работе по выявлению постоянства состава шихты глины в процессе рабочего дня, глины Ариничевская, Мойская и Н-Увельская были исследованы под микроскопом и установлены отличительные черты каждой из них.

Из приведенных выше кратких микроскопических характеристик глины и табл. 2 ясно, что отличительными свойствами глины являются: микроструктура, наличие коллоидального вещества и окраска в простом свете, что позволяет легко определять вид глины в шихте, а отсюда и подсчитать процентное содержание каждой глины.

Предварительно были изучены опытные смеси, изготовленные в лабораторных условиях, составленные соответственно рецептам производственной шихты глины. Из каждой пробы опытной смеси глины изготовлялось 2 шлифа; измельченная, тщательно перемешанная сухая смесь глины, полностью проходящая через сито в 0,75 м/м, спрессовывалась гидравлическим прессом в плотную лепешку, которая проваривалась в канадском бальзаме и шлифовалась до получения тонкого, прозрачного шлифа.

Шлифы просматривались под микроскопом, определялся вид каждой глины и ее количественное содержание, при чем, в наиболее характерных для производства опытных смесей глины, был подсчитан процент содержания каждой глины, путем линейного метода с применением салазок.

Ниже приводится таблица 3, характеризующая заданный состав опытных смесей и краткие микроописания последних.

Таблица 3

№№ смеси	Наименование глины и заданное % содержание		
	Ариничевская глина	Мойская глина	Н-Увельская глина
1	50	50	—
2	50	—	50
3	—	50	50
4	60	40	—
5	60	—	40
6	40	—	60
7	—	60	40
8	40	60	—
9	20	80	—
10	50	25	25
11	33,3	33,3	33,3

Микроописания опытных смесей глины

Шлиф 35 Смесь № 1

В шлифе смесь слагается двумя глинами: Ариничевской в зернах с бесцветной основной массой, с пятнами бурых окислов Fe и Мойской в резко очерченных зернах с интенсивной бурой окраской (в простом свете).

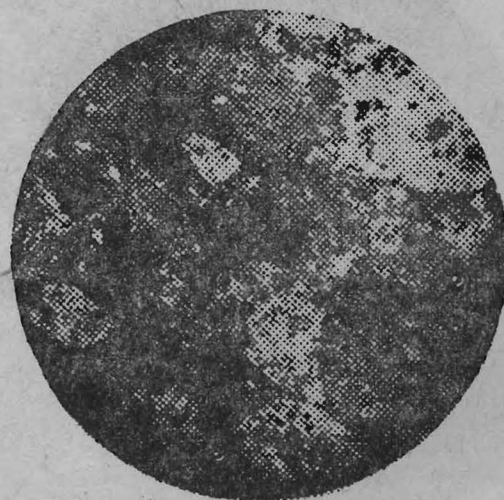


Фото 5

Опытная смесь из 50⁰/₀ Ариничевской и по 25⁰/₀ Мойской и Н-Увельской. Ариничевская глина в белых зернах с мелкими, темными пятнышками окислов Fe, Н-Увельская в серых зернах, Мойская почти черная; ув. 54, свет простой

В скрепленных николях Ариничевская глина представлена мелкочешуйчатым каолином, с серовато-белыми цветами поляризации 1 порядка; структура глины равномерно-зернистая.

Мойская глина представляется темно-бурой с листовато-волокнистым каолином, с желтоватыми цветами поляризации. Часто зерна Мойской глины изотропны. Зерна Мойской глины толще зерен Ариничевской, так как Мойская глина более твердая и труднее шлифуется.

Подсчет процентного содержания дал 51% Ариничевской глины и 49% Мойской глины, что соответствует заданному рецепту.

Шлиф 48
Смесь № 4
В шлифе смесь состоит из 2-х глин: светлой Ариничевской и темной Мойской, при чем зерна Ариничевской глины заметно преобладают над Мойской глиной. Структура глин аналогична вышеописанной в шлифе 35.

Подсчет процентного содержания глин дал 60% Ариничевской и 40% Мойской глины, что соответствует заданному рецепту.

Шлиф 45
Смесь № 10
В шлифе смесь складывается тремя глинами: Ариничевской, Мойской и Н-Увельской. Зерна глин легко отличимы друг от друга: Ариничевская светлая, тонко-зернистая; Мойская бурая, кажется аморфной, редко с волокнистым и листоватым строением, с желтыми цветами поляризации; Н-Увельская с волокнистым строением серого цвета, с желтыми пятнами окислов железа. Подсчет количественного содержания глин дал 49% Ариничевской глины, 27% Мойской глины и 24% Н-Увельской, что соответствует заданному рецепту.

Из приведенных микроописаний и подсчета процента содержания глин в смеси следует, что смеси, изготовленные лабораторным путем, хорошо перемешаны и содержат соответствующие заданным рецептам количества различных глин. Таким образом, шлифы из опытных смесей глин могут служить стандартом при сравнении с ними шлифов производственной шихты глин и при небольшой

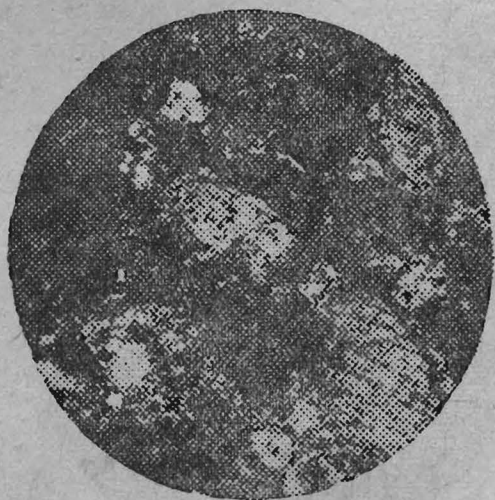


Фото 6

Смесь с производства при заданной шихтовке 50% Ариничевской и 50% Мойской. Проба 19 дает 66,5% Мойской в черных зернах и 33,5 Ариничевской—белые зерна; ув. 54, свет простой.

затрате времени можно вести грубый контроль постоянства состава производственной шихты глин. Более точный контроль может производиться путем подсчитывания процента содержания каждой глины в шихте, на что, конечно, потребуется большее количество времени.

В данной работе наблюдение над постоянством состава производственной шихты глин в процессе рабочего дня проводилось путем изучения прозрачных шлифов из шихты глин под микроскопом и подсчета процента содержания последних линейным методом с применением салазок.

Пробы производственной шихты глин отбирались с дозирочного стола, то-есть последней стадии перемешивания связующей шихты глин. Поступившие в лабораторию пробы сухой шихты глин, прошедшей в производство сита в 2-3 мм, пропускались через сито 0,75 мм, при чем остаток на сите дополнительно измельчался так, что весь проходил через сито 0,75 мм и тщательно смешивался с ранее пропущенной частью пробы.

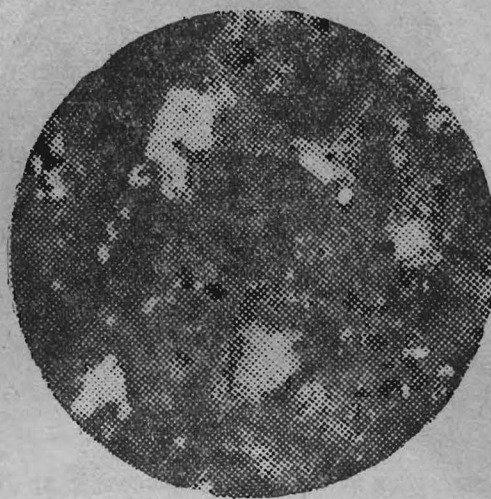


Фото 7

Смесь с производства при заданной шихтовке из 50% Ариничевской и по 25% Мойской и Н-Увельской. Проба 22 дает 27% Ариничевской, 25% Мойской и 48% Н-Увельской в серых зернах; ув. 54, свет простой.

От каждой пробы бралась средняя проба в количестве 50 г., которая спрессовывалась и поступала для изготовления шлифа, при чем из каждой пробы изготовлялось два шлифа.

В процессе шлифовки было замечено, что различные глины истираются неодинаково быстро: наиболее легко истирающейся оказалась Ариничевская глина и труднее истирающейся Мойская. Н-Увельская по истиранию ближе к Мойской.

Этот факт говорит о неодинаковой „твердости“ глин. Микроанализ шлифов также указывает на различную твердость названных глин: зерна Мойской всегда толще и крупнее зерен Ариничевской и Н-Увельской глин; последняя в свою очередь тверже Ариничевской глины. В природном состоянии „глины“ по твердости располагаются в указанном порядке, что можно видеть из нижеследующих испытаний.

Для подтверждения неодинаковой „твердости“ (неодинаковой сопротивляемости дроблению и истиранию) и неравномерности измельчения различных глин, была взята производственная шихта, в которой определялся гранулометрический состав; из каждой фракции изготовлялся шлиф.

Рецепт шихты: 50% Ариничевской, по 25% Мойской и Н-Увельской от 5/1-35 года, бункер № 8, пр., в 12 ч. 40 м.

Шлиф 223 остаток на сите 3 мм. Главным образом, зерна Мойской глины, меньше зерен Н-Увельской и одно зерно Ариничевской глины.

Шлиф 224 и 225. Остаток на сите 2 мм. В шлифе преобладают зерна Н-Увельской глины, много зерен Мойской глины и редко зерна Ариничевской глины.

Шлиф 226 и 227. Остаток на сите 0,75 мм. Заметно увеличивается содержание Ариничевской глины, но еще много Мойской и Н-Увельской.

Шлиф 228 и 229. Остаток на сите 0,42 мм. Ариничевская глина преобладает над Мойской и Н-Увельской.

Шлиф 230 и 231. Мука. Количественные соотношения глин не совсем ясны, так как в виду малости зерен трудно определить вид глины. В основном заметно некоторое преобладание Ариничевской глины.

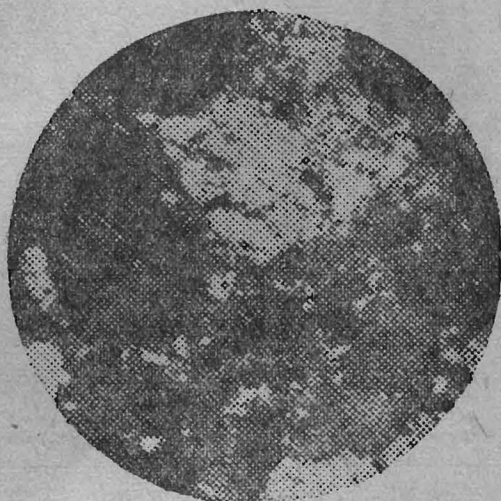


Фото 8

Та же смесь, что и предыдущая; проба 28 дает 41% Ариничевской—белые зерна; 32% Мойской—черные зерна и 27% Н-Увельской—серые зерна; ув. 54, свет простой.

Рецепт шихты: 50% Ариничевской, по 25% Н-Увельской и Мойской проба с дозирочного стола № 8 от 15/XI-34 г. в 1 час (в смеси преобладает Мойская глина).

РАССЕВ:

Остаток на сите 3 мм, шлиф 94. Главным образом зерна Мойской глины и небольшое количество зерен Н-Увельской глины.

Остаток на сите 2 мм, шлиф 95. Главным образом зерна Мойской глины, но увеличивается содержание Н-Увельской глины и появляются редкие зерна Ариничевской.

Остаток на сите 1,6 мм, шлиф 96. Преобладают зерна Н-Увельской глины, много зерен Мойской глины и чаще встречаются зерна Ариничевской глины.

Остаток на сите в 0,75 мм, шлиф 97. Заметно увеличивается содержание Ариничевской глины, за счет уменьшения числа зерен Н-Увельской и Мойской глины.

Остаток на сите 0,42 мм, шлиф 98. Еще более увеличивается содержание Ариничевской глины и заметно уменьшается количество Мойской глины.

Остаток на сите в 0,2 мм (мука). Преобладает Ариничевская глина над Н-Увельской и Мойской. В виду мелко-зернистости смеси не всегда возможно определить вид глины, отсюда затруднено определение количественного состояния их.

Сравнивая микроописания рассева проб от 15/XI-34 г. и 5/I-35 г. можно сделать следующие выводы:

1) наиболее крупные остатки состоят почти исключительно из Мойской глины (на сите 3 мм) и

затем Н-Увельской (на сите 2 и 1,5), с редкими зернами Ариничевской глины;

2) в более мелких остатках (сита 0,75 мм. и ниже) заметно увеличивается и начинает преобладать количество Ариничевской глины.

Данные микроанализа рассева проб еще раз подтверждают факт неравномерности измельчения различных глин, идущих в производственную шихту и указывают на неодинаковую твердость глин.

Отсюда следует, что при всех прочих равных условиях во время измельчения из размола глин мы всегда будем иметь Ариничевскую глину в более мелких зернах, чем Мойскую и Н-Увельскую—это необходимо принимать во внимание в процессе изготовления шлифов, то-е. ть только остаток на сите 0,75 мм. подвергать дополнительному измельчению во избежание излишнего измельчения Ариничевской глины, что затрудняет микроанализ.

Переходим к исследованию шлифов из производственной шихты глин, которое производилось следующим образом: шлифы каждой пробы шихты глин просматривались под микроскопом при увеличении 80, определялся вид глин, входящих в состав данной пробы и линейным способом с применением салазок подсчитывалось процентное содержание глин в пробе, приведенное в таблица 4, при чем состав шихты считался несоответствующим заданному рецепту, если имелось расхождение более чем на $\pm 5\%$.

Микроописания производственной шихты глин здесь не приводятся, так как они подобны микроописаниям опытных смесей глин.

В таблице 4 включены данные влажности проб и гранулометрический состав, так как последние частично могут указать на постоянство состава шихты глин.

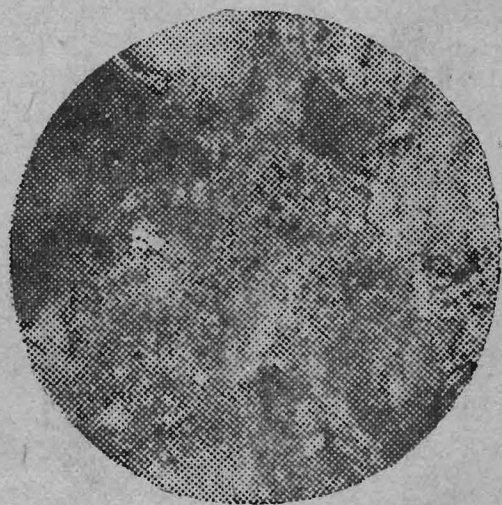


Фото 9

Та же смесь, что и предыдущие проба 27 дает 48% Ариничевской, белые зерна; 23% Мойской—темные зерна и 29% Н-Увельской—серые зерна; ув. 54, свет простой.

Рассматривая табл. 4, приходим к следующему заключению.

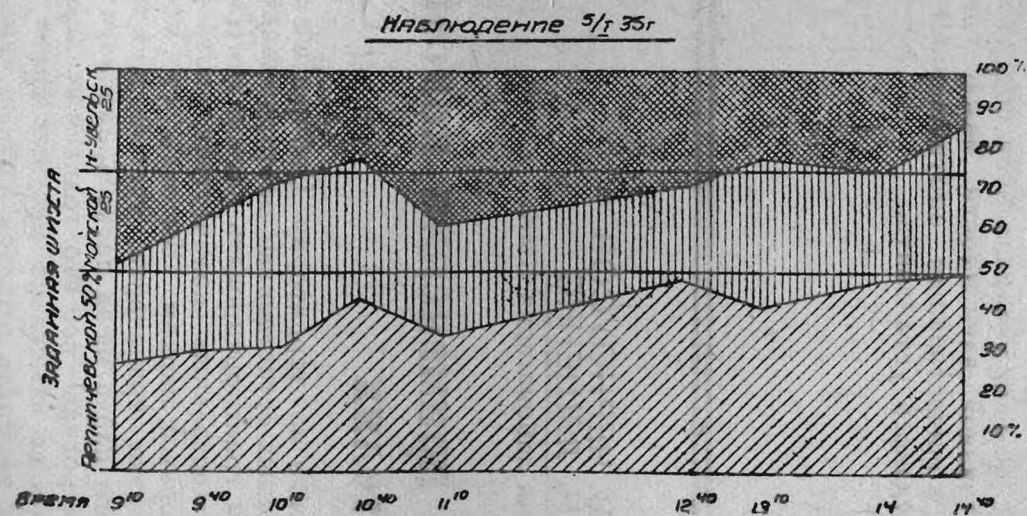
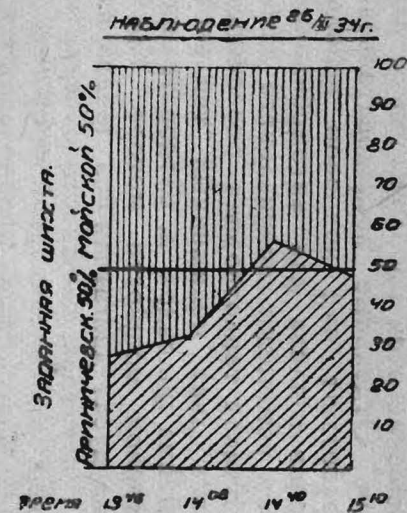
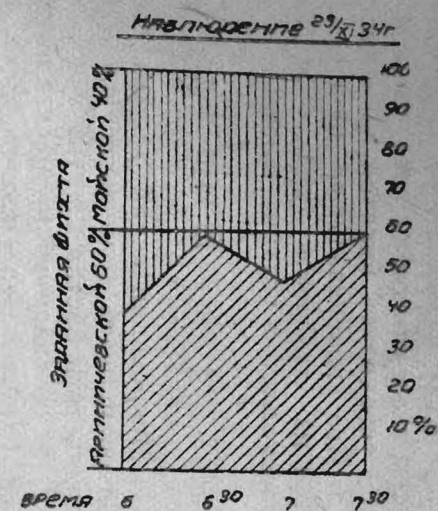
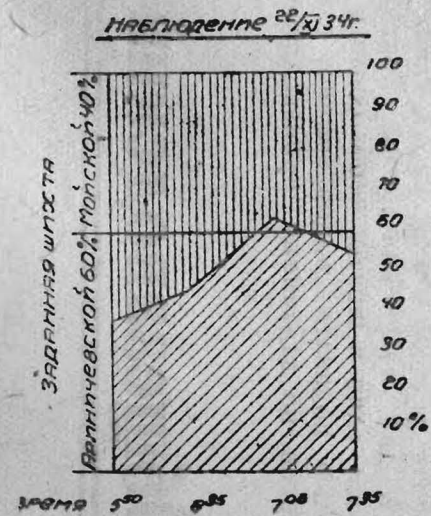
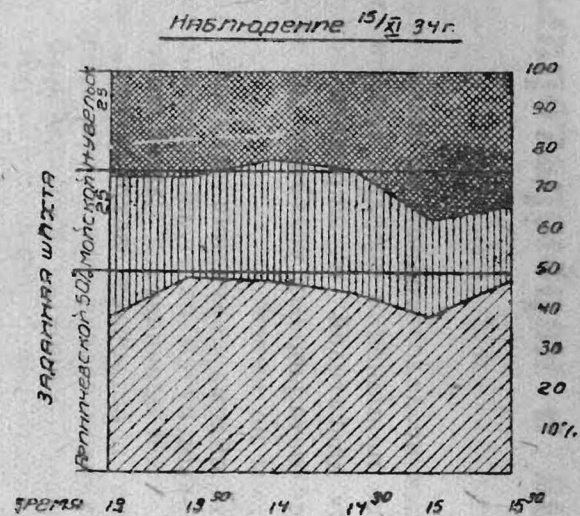
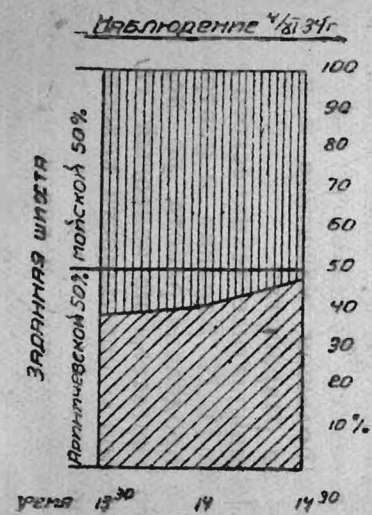
1. Перемешивание 2-х глин—Ариничевской и Мойской, взятых в производственных смесях по 50% каждой и в соотношении 60% Ариничевской и 40% Мойской не постоянные по составу, при чем отступление от заданной шихты, в смесях взятых 50% $\times$ 50% (пр. № 18), доходит до 44%, а в смесях взятых 60% $\times$ 40% отступления доходят до 38,3% (пр. № 14).

Характеристика состава производственной шихты глин

№№ проб	Дата	Место взятия пробы	Заданный рецепт шихты глин	Время взятия пробы	№№ шлифов	°/о содержания глины в шлифах			Заключение о шихте	Влажность	Гранул. состав в °/о				
						Ариничевская глина	Мойская глина	Н-Увельская глина			3 мм.	2 мм.	1,5 мм.	<1,5 мм.	
1	4/XI 34 г.	Дозир. стол № 7	Ариничевской 50 ⁰ / ₀ , Мойской 50 ⁰ / ₀	1 ч. 30 м.	71 и 72	38,5	61,5	—	Шихта не соотв. заданной .	—	—	—	—	—	
2	"	"	" " "	2 ч.	73 и 74	41	59	—	" " "	не	определяется				
3	"	"	" " "	2 ч 30 м.	76 и 75	48	50	2	Шихта соотв. заданной . .	4,0	4,41	14,95	9,1	71,55	
4	15/XI 34 г.	Дозир. стол № 8	Ариничевской 50 ⁰ / ₀ , Мойской и Н-Увельской по 25 ⁰ / ₀	1 ч.	80 и 81	39	35	26	Шихта не соотв. заданной .	4,8	10,5	13,2	4,2	72,1	
5	"	"	" " "	1 ч. 30 м.	84 и 83	49	25	26	Шихта соотв. заданной . .	4,0	5,7	7,4	5,2	81,7	
6	"	"	" " "	2 ч.	85 и 86	48	30	22	" " "	6,0	8,7	16,9	11,5	62,9	
7	"	"	" " "	2 ч. 30 м.	87 и 88	45	30	25	" " "	6,7	8,4	14,0	7,7	69,9	
8	"	"	" " "	3 ч.	89 и 90	39	24	37	Шихта не соответ. заданной	6,5	3,10	10,10	6,2	80,6	
9	"	"	" " "	3 ч. 30 м.	91 и 92	48	19	33	" " "						
10	22/XI 34 г.	Дозир. стол № 7	Ариничевской 60 ⁰ / ₀ , Мойской 40 ⁰ / ₀	5 ч. 50 м.	127 и 126	39	61	—	Шихта не соотв. заданной .	8,0	4,0	13,0	6,2	76,8	
11	"	"	" " "	6 ч. 30 м.	128 и 129	46	54	—	" " "	8,4	3,9	12,5	6,9	76,7	
12	"	"	" " "	7 ч. 05 м.	130 и 131	63	37	—	Шихта соотв. заданной . .	12,2	3,0	11,5	4,5	81,0	
13	"	"	" " "	7 ч. 35 м.	133 и 134	56	44	—	" " "	7,5	6,2	8,7	5,0	80,1	
14	23/XI 34 г.	Дозир. стол № 7	Ариничевской 60 ⁰ / ₀ , Мойской 40 ⁰ / ₀	6 ч.	135	37	63	—	Шихта не соответ. заданной	Влажность не опр.	5,5	22,7	3,7	68,1	
15	"	"	" " "	6 ч 30 м.	136 и 137	58	42	—	Шихта соотв. заданной .		6,0	11,4	5,9	76,7	
16	"	"	" " "	7 ч.	138 и 139	48	52	—	Шихта не соотв. заданной .		4,5	6,9	8,5	5,4	79,2
17	"	"	" " "	7 ч. 30 м.	140 и 141	59,3	40,7	—	Шихта соотв. заданной . .		5,0	6,5	9,5	8,9	75,2
18	26/XI 34 г.	Дозир. стол № 7	Ариничевской 50 ⁰ / ₀ , Мойской 50 ⁰ / ₀	1 ч. 45 м.	145 и 146	28	72	—	Шихта не соотв. заданной	4,1	4,35	11,2	6,9	77,75	
19	"	"	" " "	2 ч. 05 м.	145 и 148	33,5	66,5	—	" " "	6,3	3,45	10,55	6,15	79,85	
20	"	"	" " "	2 ч. 40 м.	149 и 150	57	43	—	" " "	4,8	2,35	5,9	4,8	86,95	
21	"	"	" " "	3 ч. 15 м.	151 и 152	49	51	—	Шихта соотв. заданной . .	4,8	2,2	9,75	6,95	81,1	
22	5/I 35 г.	Дозир. стол № 8	Ариничевской 50 ⁰ / ₀ , Мойской и Н-Увельской по 25 ⁰ / ₀ . . .	9 ч. 10 м.	211 и 212	27	25	48	Шихта не соответ. заданной	4,1	13,9	9,0	6,3	70,8	
23	"	"	" " "	9 ч. 40 м.	212 и 220	30	32	38	" " "	4,5	11,7	10,8	6,5	71,0	
24	"	"	" " "	10 ч. 10 м.	209 и 217	31	41	28	" " "	6,7	11,6	11,81	7,8	68,8	
25	"	"	" " "	10 ч. 40 м.	206	43	35	22	" " "	6,4	10,2	10,4	6,7	72,7	
26	"	"	" " "	11 ч. 10 м.	213 и 221	34	27	39	" " "	8,7	10,6	11,4	8,1	69,9	
27	"	"	" " "	12 ч. 40 м.	210 и 218	48	23	29	Шихта соответ. заданной .	7,56	9,5	13,0	8,2	69,3	
28	"	"	" " "	1 ч 10 м.	208	41	32	27	Шихта не соответ. заданной	7,2	9,2	10,3	6,8	73,7	
29	"	"	" " "	2 ч.	207 и 216	48	27	25	Шихта соответ. заданной .	—	12,8	12,9	7,0	67,3	
30	"	"	" " "	2 ч. 30 м	214 и 222	53	33	14	Шихта не соответ. заданной	6,2	4,0	6,0	5,0	85	

ДИАГРАММЫ

ХАРАКТЕРИЗУЮЩИЕ НЕПОСТОЯНСТВА СОСТАВА ШИШТЫ ГЛИН



Условные обозначения

- Н-узелск.
- Моиской.
- Арпинчевской.

2. Перемешивание 3-х глин—Ариничевской, Мойской, Н-Увельской в соотношении Ариничевской 50%, Мойской 25%, Н-Увельской 25% не постоянное по составу и отступление доходит до 92% (проба № 22).

3. В процессе рабочего дня при одной и той же шихтовке глин, последняя в дозирочном столе имеет неодинаковые количества содержания различных глин.

4. 60% взятых проб из смесей 2-х глин не отвечают заданному составу, то-есть в исследуемые нами дни цех 60% всего рабочего времени работал не на заданной шихте.

5. 66,6% взятых проб из смесей 3-х глин не отвечают заданному составу, то-есть в исследуемые нами дни цех 66,6% рабочего времени работал не на заданной шихте.

6. В шихте с большим содержанием Ариничевской глины обычно увеличивается содержание муки, но постоянной зависимости между грануло-составом и количественным соотношением глин в шихте не удалось установить.

7. Между влажностью, грануло-составом и количественным соотношением глин в шихте не удалось установить никакой зависимости.

8. Все вышеуказанные пункты легко усматриваются из диаграмм, (стр. 105), характеризующих непостоянство состава шихты.

В ы в о д ы

1. Микроскопический анализ дает возможность контролировать количественные соотношения глин, входящих в состав шихты.

2. Установленный процесс приготовления связующей глины в огнеупорном цехе не обеспечивает постоянный состав шихты глин.

3. При работе цеха на шихте из 3-х глин имеем большие отступления от заданной шихты, чем при работе цеха на смеси из 2-х глин.

4. Для получения более постоянного состава смеси глин в шихте необходимо в дробилку Тонвольф подавать одновременно глины различных сортов, по заданному производственному рецепту.

Общезаводской отдел

Инж. Н. В. ЧЕРНОУСОВ

Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО

Центральная лаборатория КМК

Опыт применения коксового газа в карбюраторных двигателях

Отсутствие на территории Сибирского края эксплуатируемых естественных месторождений нефти вынуждает транспортировать легкое моторное топливо в колоссальных количествах, потребляемых автотракторным парком. Высокая стоимость топлива, загрузка транспорта, частые простои автотракторного парка из-за несвоевременного привоза бензина, керосина—все это толкает исследовательскую мысль на изыскание местных видов топлива, способных заменить высококалорийные легкие фракции естественной нефти. Правительственные постановления, указывая на актуальность этого вопроса, обязывают хозяйственные органы всемерно форсировать изыскание местных видов топлива, способствовавших выравниванию энергетических ресурсов отдельных территорий Советского Союза. Пути разрешения этой проблемы имеют различные направления. Отдельные исследовательские организации работают над вопросом использования твердых видов топлива для автомобильных двигателей, путем установки специального аппарата-генератора. Низкая теплотворная способность получаемого газа дает пониженный тепловой заряд единицы объема цилиндра, а, следовательно, уменьшение литровой мощности мотора. Кроме того, затруднение пуска двигателя без предварительного разогрева генератора, сложность очистки газа, дополнительный вес генераторной установки, все эти трудности не безуспешно преодолеваются отдель-

ными исследователями, но полного разрешения вопроса применения твердых топлив для автомобильных двигателей и широкого использования их в эксплуатационных условиях до настоящего момента мы не имеем.

Проблема получения жидкого топлива искусственным путем из углей, горючих сланцев и сапропелитов осваивается нашей молодой промышленностью и встречает затруднения, ввиду сложности технологических процессов, обеспечивающих доброкачественность выпускаемого продукта. Для окончательного решения вопроса применения бензиновых фракций, полученных из смолы полукоксования сапропелитов, была проведена работа Сибирским механическим институтом в г. Томске, результатом которой явилась полная возможность применения этого вида топлива в автомобильных двигателях. Технологический процесс получения его в большом масштабе к настоящему времени еще не разработан.

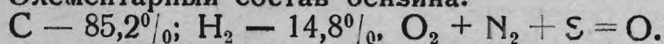
По инициативе технического директора КМК академика И. П. Бардина в центральной лаборатории была проделана работа по переводу карбюраторного двигателя на коксовый газ. Окончательному решению о пригодности коксового газа в эксплуатации автомобильного парка предшествовало изучение и опытная проверка работы мотора в стационарных условиях на новом топливе.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ СООБРАЖЕНИЯ

а) Сравнение теплового заряда при работе мотора на бензине и коксовом газе

Работа на бензине.

Элементарный состав бензина:



Нисшая теплотворная способность

$$H_u = 10500 \div 11100 \text{ кал./кг.}$$

$$\text{Удельный вес } \gamma = 0,65 \div 0,75 \text{ кг/дм}^3$$

Теоретическое количество воздуха потребного для сжигания 1 кг. бензина указанного состава

$$L_0 = 15,03 \text{ кг/кг. или } L_1 = 11,6 \text{ м}^3/\text{кг.}$$

При нормальных физических условиях 0°C и $P = 760 \text{ мм рт. столба.}$

Потребное количество воздуха при обычных коэффициентах избытка в автомобильных двигателях при работе их на полной нагрузке $\alpha = 1,0 \div 1,15$.

Таким образом, без учета паров бензина, тепловой заряд 1 м³ смеси воздуха и топлива будет:

$$H_3 = \frac{10000}{11,6} = 860 \text{ кал/м}^3$$

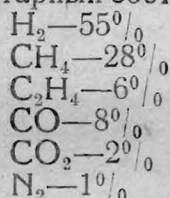
и с учетом паров бензина, подсчитанных по объему Mol газа составит

$$H'_3 = 760 \text{ кал/м}^3.$$

Работа на коксовом газе

1. Проводимые нами расчеты по коксовому газу относятся к моменту испытания двигателя. После пуска химзавода элементарный состав газа значительно изменится, за счет снижения содержания тяжелых углеводородов. Понизится и теплотворная способность газа, но характеристика тепловой мощности заряда изменится незначительно, поэтому мы считаем возможным ограничиться проводимыми подсчетами.

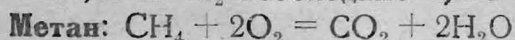
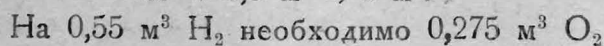
Средний элементарный состав коксового газа КМЗ:



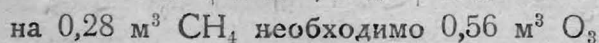
Теоретически необходимое количество воздуха потребного для сжигания 1 м³ газа может быть подсчитано по составным компонентам следующим образом.



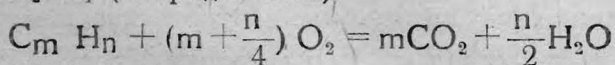
$$1 \text{ м}^3 + 0,5 \text{ м}^3 \rightarrow 1 \text{ м}^3.$$



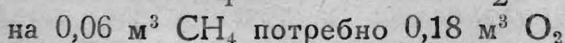
$$1 \text{ м}^3 + 2 \text{ м}^3 \rightarrow 1 \text{ м}^3 + 2 \text{ м}^3$$



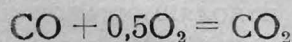
C_2H_4 (непредельные)



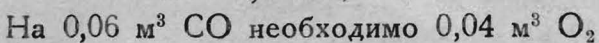
$$1 \text{ м}^3 + (m + \frac{n}{4}) \text{ м}^3 \rightarrow m \text{ м}^3 + \frac{n}{2} \text{ м}^3$$



CO



$$1 \text{ м}^3 + 0,5 \text{ м}^3 \rightarrow 1 \text{ м}^3$$



Общее количество потребного кислорода будет

$$O_2 = 0,275 + 0,56 + 0,18 + 0,04 = 1,055 \text{ м}^3 O_2 \text{ Воздуха:}$$

$$L_0 = \frac{1,055}{0,21} = 5,0 \text{ м}^3$$

Теплотворная способность газа

$$H_4 = (4800 \div 4600) \text{ кал/м}^3.$$

Таким образом, заряд 1 м³ смеси газа с теоретически необходимым количеством воздуха будет

$$H''_3 = 800 \text{ кал/м}^3.$$

Следовательно, нельзя ожидать понижения мощности двигателя при работе на коксовом газе, с сохранением одинакового значения коэффициента избытка воздуха. Повышение мощности двигателя при работе на коксовом газе возможно только при увеличении степени сжатия ϵ , что вполне допустимо без явления детонации.

Это обстоятельство дает возможность повысить термический коэффициент полезного действия и мощность мотора, но сопряжено с большими переделками в двигателе, т. к. нижняя головка в большинстве не разъемная с шатуном.

Необходимая потребность коксового газа на автомобиле

Расчет ведем на автомобильный мотор АМО 60 лощ. сил.

Расход бензина на 100 км. пробега составляет 30 кг. При теплотворной способности бензина $H_u = 10000 \text{ кал/кг.}$ потребное количество тепла выражается в 300.000 калорий. Теплотворная способность коксового газа может быть принята в $H_u = 4600 \text{ кал/м}^3$. Таким образом, при одинаковом экономическом коэффициенте полезного действия потребность коксового газа на 100 км. пробега выражается.

$$g = \frac{300.000}{4600} = 65 \text{ м}^3 \text{ (при нормальном давлении).}$$

Предполагается снабжение автомобиля коксовым газом сжатым до 200 atm в баллоны. Необходимая емкость последних может быть определена в

$$V = \frac{65}{200} = 0,320 \text{ м}^3 \text{ или } 320 \text{ литров.}$$

Радиус действия автопарка г. Сталинска ограничен и в наиболее емких работах доходит до 25 км. В этих условиях снабжение баллонами не встречает особых затруднений. Применение коксового газа в автодвигателях лабораторией ставится как первый необходимый этап с целью накопления опытных данных. В дальнейшем предполагаем перейти на фракционирование коксового газа с выделением наиболее высоко-калорийной составляющей—метана, содержание которого в коксовом газе не менее 25%. Это обстоятельство позволит при меньшем мертвом весе баллонов иметь тот же запас горючего. Вопрос получения метана лабораторией разрабатывается в направлении применения глубокого охлаждения коксового газа.

В опытной установке при давлении 70 atm и $T = -160^\circ$ метановая фракция была получена в чистом виде.

Исследование возможности применения коксового газа в автомобильных моторах производилось на одноцилиндровом четырехтактном моторе мощ-

ностью в 2,5 л. с., при 1400 об/мин., изготовленном на одном из московских авиационных заводов.

Основные данные:

1. Диаметр цилиндра $d = 58$ мм.
2. Ход поршня $S = 90$ мм.

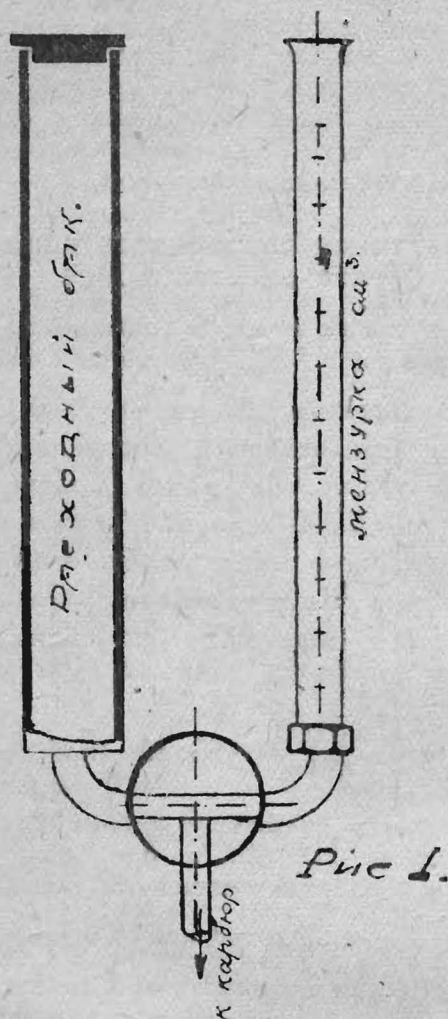
Примечание: Объем камеры сгорания и вычисление степени сжатия ϵ не производилось.

Моменты распределения двигателя неизменны (кулачные шайбы выхлопного и всасывающего клапана насажены мертво на валу).

Методы замеров и наблюдений

Расход топлива:

Определение расхода топлива производилось особым прибором (рис. 1).



Объемный способ измерения расхода топлива обладает рядом преимуществ (компактность прибора, простота определения) и поэтому нами был применен при исследовании.

Измерение газа производилось пропусканием его через газовые часы «Юнкерс» емкостью 5 литров.

Мощность на валу мотора

Эффективная мощность определялась тормозом „Прони“.

Ремень с прикрепленными деревянными колодками затягивался маховичком до создания потребной мощности. Вес тормозного устройства, приведенный к точке приложения силы, определялся взвешиванием на специальной призме. Сила на плече тормоза P определялась по градуированному пружинному динамометру

$$N_e = \frac{(P-g) L n}{716,2} \text{ л. с.,}$$

где $(P-g)$ усилие на плече тормоза в кг.,
 n — число оборотов,
 L — плечо тормоза в метрах.

Определение числа оборотов производилось при помощи тахометра.

Анализ отходящих газов производился прибором ОРС'а. Определению подлежали CO_2 , O_2 и CO . Газы для анализа забирались в прибор из выхлопного трубопровода через приваренный патрубков, расположенный вблизи места замера температуры. Результаты анализа проверялись другими лицами в газовом отделе лаборатории. Коэффициент избытка воздуха определялся по формуле.

$$\alpha = \frac{1}{1 - 3,76 \frac{O_2}{N_2}}$$

при полном сгорании, и

$$\alpha = \frac{1}{1 - 3,76 \frac{O_2 - \frac{CO}{2}}{N_2}}$$

при неполном сгорании.

Температура отходящих газов определялась помощью термопары, вставленной в выхлопную трубу на расстоянии 14 см. от выхлопного клапана. Из всего вносимого газом или бензином тепла определялись главные составные части, имеющие решающее значение в смысле определения экономичности работы двигателя, без построения полного теплового баланса.

Уравнение теплового баланса двигателя имеет вид:

$$q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4 + q_5 + q_6$$

в этом уравнении

- q_1 — тепло полезно расходуемое,
- q_2 — тепло израсходованное на механические потери,
- q_3 — тепло потерянное в охлаждающую воду,
- q_4 — тепло потерянное при неполном сгорании,
- q_5 — тепло потерянное в отходящие газы,
- q_6 — тепло лучеспускания,
- q — тепло расходуемое на $1PS_e/h$.

Из всех статей определялось только тепло полезно израсходованное — q_1 , тепло от неполноты сгорания q_4 и тепло отходящих газов — q_5 .

Обстановка опытов и методика испытаний

Программа испытания двигателя для обоих топлив предусматривает довольно значительный объем исследований, не только по сравнению работы двигателя на выбранных топливах в одинаковых условиях, но и по выявлению оптимальных условий для этого нового вида горючего, с целью детального изучения его свойств, как моторного топлива. Но эта часть работы будет весьма интересной и целесообразной при испытании мотора непосредственно на автомобиле. Отсутствие компрессора для коксового газа, не позволило получить газ под высоким давлением в баллонах. Поэтому вторая часть работы выйдет дополнительно. Все опыты продолжались в течение часа, после установившегося теплового состояния двигателя, что проверялось по t^0 — отходящих газов и процентному содержанию CO_2 в продуктах горения. Опыты производились двумя сериями:

- 1) на бензине;
- 2) на коксовом газе;

последний подводился через газовые часы и компенсатор, емкостью в 0,25 м³, к всасывающему трубопроводу карбюратора. В газовой трубе у входа к карбюратору, был помещен трехлопастной вентилятор, свободно вращающийся на оси при небольших скоростях газа. Угол наклона лопасти составлял 45°. Это устройство предназначено для завихрения поступающего газа, с целью лучшего перемешивания с воздухом перед поступлением в цилиндр, что и снизило его расход на 1PSe/h.

Примечание: Содержание СО в продуктах горения до применяемого способа перемешивания газа и воздуха доходило до 20%.

Описанная конструкция подвода газа дает возможность работы (по надобности) на обоих видах топлива при весьма удобном переходе. Давление газа в сети, куда был присоединен двигатель, колебалось в пределах от 180÷220 мм. водяного столба. При питании мотора из баллонов, мы думаем редуцировать давление с 200 atm до 0,5÷0,6 at и путем устройства расширителя, в котором будет помещен вентилятор, производить подачу газа. Питание мотора газом под избыточным давлением нами рассматривается, как наиболее рациональное. Связывать же подачу газа специальным редуктором (см. VDJ № 43 за 1934 г.), работающим в зависимости от вакуума во всасывающем трубопроводе нецелесообразно, так как качественным регулированием, изменением подачи газа от руки машиниста, легко устанавливается требуемая мощность. Требование автоматического регулирования мощности в автомобильных моторах не является необходимостью.

Результаты испытаний и анализ полученных данных

Пуск мотора на коксовом газе не вызвал затруднений и может быть осуществлен при определенном составе смеси. Было установлено положение газового дросселя, при котором совершенно свободно осуществляется пуск мотора. Нужно сказать, что старт при холодном двигателе на газе осуществляется легче чем на бензине. Замечались вспышки в карбюраторе при установке числа оборотов на min при работе его на коксовом газе.

При различных оборотах мотора $n = 760 \div 1500$ об/мин. были замерены расходы газа, температуры продуктов горения и анализ их. По полученным данным был подсчитан коэффициент избытка воздуха. Все результаты сведены в таблице 1.

Характеристика холостого хода мотора на коксовом газе $H_4 = 4600$ кал./м³

Таблица 1.

Число оборотов.	Расход газа в л/ч.	Температура отходящих газов °C	Анализ газов			Расход топлива в кал. на час.	Коэффициент избытка воздуха. α	Примечание
			CO ₂	O ₂	CO			
740	310	220	5,6	9,0	0,0	1420	1,65	
800	346	250	6,0	8,4	0,0	1590	1,58	
900	420	290	4,8	10,0	0,0	1930	1,50	
1100	480	300	4,6	11,0	0,0	2200	1,64	
1200	520	315	5,2	10,4	0,2	2390	1,57	
1450	665	352	4,8	10,2	0,4	3060	1,70	

Характеристика холостого хода мотора на бензине

Таблица 2.

Число оборотов п	Расход бензина грамм/час	Отх. газов °C	Анализ газов			Расход топлива в кал/час.	α	Примечание
			CO ₂	O ₂	CO			
650	800	120	3,0	9,0	11,2	8000	1,19	
750	750	125	3,8	8,4	10,2	7500	1,19	
900	670	250	4,0	5,2	9,6	6700	1,01	
1360	635	410	5,6	2,6	10,2	6350	0,9	

Указанные в таблицах 1, 2 величины расхода тепла в кал/час. при работе мотора на коксовом газе значительно ниже в сравнении с бензином. Это объясняется тем обстоятельством, что калибровка жиклера карбюратора выполнена из расчета максимальной мощности, что находит подтверждение и в анализе продуктов горения, где СО по объему доходит до 11,2%. Температура отходящих газов при максимальных оборотах, при работе на коксовом газе, ниже в сравнении с бензином, что также подтверждает повышенный расход последнего.

Характеристика работы мотора при нагрузке

Таблица 3 и 4.

Оборотов n	Мощность в PSe	Расход газа на PSe/h		Расход тепла в cal/PSeh	t отходящих газов	Анализ газа			Эффективный к. п. д. % η _е
						CO ₂	O ₂	CO	
		На коксовом газе							
1100	1,0	690	3160	380°	8,0	1,4	0,4	0,20	
1100	2,3	лит. 625 лит.	2880	405°	8,8	2,6	0,6	0,22	
		На бензине:							
1000	1,1	450 г.	4500	380°	6,6	2,0	10,0	0,14	
1000	2,4	395 г	3950	430°	13,6	1,8	4,0	0,16	

Сравнивая работу двигателя под нагрузкой, можно сделать следующие выводы:

1. Экономический коэффициент полезного действия при работе мотора на коксовом газе увеличен на 60%.
2. Температура продуктов сгорания значительно ниже в сравнении с бензином, отсутствует нагар на свече и в выхлопном патрубке.
3. Возможность перегрузки двигателя при работе на коксовом газе ограничена.

Для проверки работы более мощного мотора, лабораторией был снят с автомобиля двигатель АМО 60 л. с. и установлен на стане (рис. 2).

Характеристика мотора:

1. Число цилиндров $z = 6$.
2. Диаметр цилиндра $d = 96$ мм.
3. Ход поршня $S = 114,3$ мм.
4. Степень сжатия $\varepsilon = 5,0$.
5. Литраж двигателя $V = 4,88$ л.
6. Номинальное число оборотов 2200.
7. Эффективная мощность 60 л. с.

Методы замеров наблюдений применялись те же, что и при испытании 2,5 PS мотора. Тормозной шкив был смонтирован с водяным охлаждением. За-

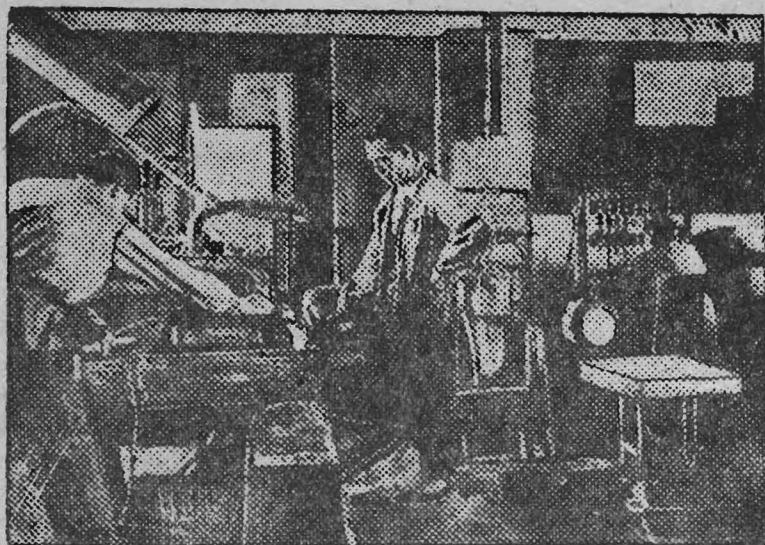


Рис. 2.

мер расхода газа производился газовыми часами емкостью 1 м^3 . Схема подвода газа без изменения (рис. 3).

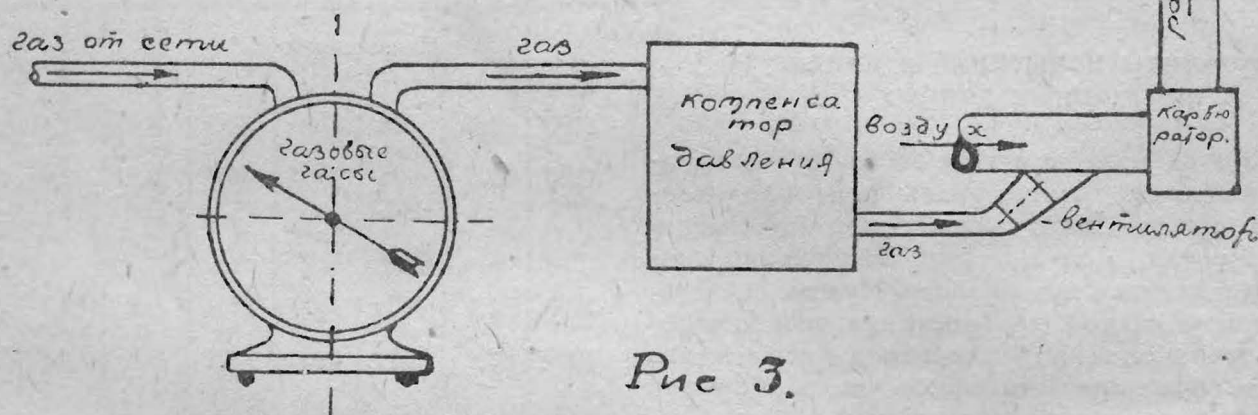


Рис. 3.

Характеристика холостого хода мотора АМО на коксовом газе

Таблица 5.

Число оборотов п.	Расход газа в л/час.	t отходящих газов °C	Анализ газа			Расход тепла в кал./час.	Коэффициент избытка воздуха
			CO ₂	O ₂	CO		
400	2700	180	2,4	16,5	0,0	12400	4,25
536	3560	210	3,3	13,5	0,0	16400	2,55
670	4420	215	2,9	14,0	0,0	20300	2,68
930	5340	240	3,0	13,8	0,0	24500	2,64
1600	6500	290	4,2	9,4	0,0	29800	1,7

Характеристика холостого хода мотора на бензине

Таблица 6.

Число оборотов п	Расход бензина в л/час.	t отходящих газов °C	Анализ газа			Расход тепла кал./час.	α
			CO ₂	O ₂	CO		
510	3150	180	—	—	—	31500	—
700	3600	200	—	—	—	36000	—
1200	4800	290	4,6	7,6	7,0	48000	1,1

В виду того, что тормозной шкив был расточен с эксцентриситетом в 0,4 мм. двигатель при больших оборотах попадал в резонанс и поэтому данные испытания с нагрузкой до предельной мощности отсутствуют. При работе мотора без нагрузки на коксовом газе число оборотов доводили до $n = 2500$ об/мин. без замера расхода газа в виду сильной вибрации.

Результаты испытания мотора АМО 60 л/с. при нагрузках

Таблица 7.

Число оборотов п	Мощность в л. с.	Расход газа или бензина на л/с/ч	Расход тепла на л/с/ч	t отход. газов °C	Анализ газа			η _e	α
					CO ₂	O ₂	CO		
На коксовом газе									
1400	32	490 л.	2260	360	7,6	5,2	0,0	0,28	1,29
На бензине									
1400	35	264 л.	2640	415	7,4	2,6	8,4	0,24	0,93

В YDJ № 19 за 1935 год приводятся данные испытания мотора 100 л. с. на бензине и жидком бутане. При степени сжатия $\varepsilon = 5,6 \div 5,85$ и нормальной мощности, расход бензина в $\text{cal/PS}_e \text{ h}$ составлял 2710 до 2860 $\text{cal/PS}_e \text{ h}$, в то время как при питании мотора бутаном расход снизился до 2360 $\text{cal/PS}_e \text{ h}$. В нашем случае расход газа в $\text{cal/PS}_e \text{ h}$ получен несколько меньший, очевидно, за счет более совершенного перемешивания газа с воздухом в заряде.

Последняя таблица сравнений работы мотора под нагрузкой указывает на понижение эффективного коэффициента полезного действия при работе на бензине. Объяснение можно найти в следующем: при работе мотора на бензине, коэффициент избытка воздуха близок к единице. При примене-

нии коксового газа, значение $\alpha_{\min} = 1,29$, следовательно, тепловая концентрация бензина при меньших α , больше чем на коксовом газе.

Возможно, что это обстоятельство может быть изменено за счет дросселирования поступающего воздуха во всасывающий трубопровод при работе на коксовом газе. Это, безусловно, понизит экономический коэффициент полезного действия, но даст возможность иметь одинаковые мощности мотора на обоих видах топлива. Форсировать работу мотора на автомобилях, доводя ее до максимума, приходится в весьма редких случаях, а потому понижение мощности на $(4 \div 5\%)$ при работе на коксовом газе не явится препятствием его применения.

Дальнейшие испытания будут проведены нами непосредственно на автомобиле, после чего будут даны точные эксплуатационные показатели и нормы.

Экономика этого вопроса, особенно для Западной Сибири, ясна и не требует особых подсчетов.



Ответственный редактор И. П. Бардин
Заместитель ответственного редактора К. В. Черноусов
Технический редактор Н. В. Жоголева

ПРЕДПОЛАГАЕМОЕ СОДЕРЖАНИЕ ЖУРНАЛА „КУЗНЕЦКСТРОЙ“

№ 3-4 за 1935 год

Академик И. П. Бардин — Пути промышленного развития южного Кузбасса.

ДОМЕННЫЙ ОТДЕЛ

Проф. И. А. Соколов
Инж. С. А. Тофоров { — Metallургические свойства тощих углей Кузбасса.
Инж. И. Г. Маркачев
Инж. И. Д. Никулинский { — Исследование засыпного аппарата на модели.

СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. С. И. Добрушская — Сифонная разливка осевой стали.

КОКСОВЫЙ ОТДЕЛ

Инж. С. Д. Воронин — Перевод коксовой батареи № 1 на отопление доменным газом на Кузнецком металлургическом заводе.

ПРОКАТНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. Н. Р. Лаптев
Инж. И. В. Гусаревич { — Нагрев слитков осевой стали.
Инж. Т. М. Голубев { — Изучение влияния деформации металла на возникновение поверхностных дефектов при прокатке заготовки.
Инж. М. И. Бояршинов — О разрезном калибре в калибровке рельсов типа II—А.
Инж. М. И. Бояршинов — Влияние условий остывания рельсов на результаты копровой пробы.
Инж. К. В. Черноусов — Подбор рельсов для опытного участка.
Инж. Н. Р. Лаптев { — К вопросу о стандарте на рельсы.
Инж. М. И. Бояршинов {

ЛИТЕЙНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. А. М. Дуткевич — Производство некоторых деталей оборудования из стали Гадфильда.

ОГНЕУПОРНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. Л. М. Зильберфарб — Ковшевой кирпич из слабо-обожженного шамота.

ОБЩЕЗАВОДСКИЙ ОТДЕЛ

Инж. С. Н. Никитин — Применение силикагеля в металлургии.
Инж. Ю. В. Сульцев — Литье из доменного шлака.
Инж. Л. Г. Стадлер — Новое в экспресс-методах контроля производства.

0-52
Цена 5 руб.

42317

ПРИНИМАЕТСЯ ПОДПИСКА
НА 1935 ГОД

НА НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ
„КУЗНЕЦКСТРОЙ“

(ЧЕТВЕРТЫЙ ГОД ИЗДАНИЯ)

В 1935 ГОДУ выйдет 6 номеров журнала с об'емом 7-8 печатных листов каждый.

ЖУРНАЛ „КУЗНЕЦКСТРОЙ“

с 1935 года выходит в новой художественной обложке и увеличенном формате.

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

Акад. И. П. Бардин (ответственный редактор)
Инж. К. И. Бутенко
Инж. К. В. Черноусов (зам. ответствен. редактора)
Инж. В. В. Александров
А. И. Власов
Проф. Н. А. Костылев
Инж. И. Н. Злотников
Инж. И. А. Фомичев

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

на 1 год (6 номеров) 15 р. — к.
на полгода (3 номера) 8 р. — к.
цена отдельного номера 2 р. 50 к.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ

редакцией журнала „Кузнецкстрой“

АДРЕС РЕДАКЦИИ: г. Сталинск, Запсибкрай, Управление Кузнецкого металлургического комбината. Редакция журнала „Кузнецкстрой“.