

38.72

K 89

05  
13807

3

# КУЗНЕЦКСТРОЙ

1934

№ 3 (10)

ПОГАШЕ

# „КУЗНЕЦКСТРОЙ“

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ  
ЖУРНАЛ—1934 ГОДА

## Вниманию подписчиков

С № 1-2 (8-9) журнал является органом НИТОМ Кузнецкого металлургич. завода, Сибирского металлургич. инстатута, Сибирского Института металлов и ВАРНИТСО (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        | 5. Коксовый       | 9. Строительный                        |
| 2. Сталеплавильный | 6. Отдел сырья    | 10. Горно-рудный и геолого-разведочный |
| 3. Прокатный       | 7. Огнеупорный    | 11. Общезаводский                      |
| 4. Литейный        | 8. Энергетический |  |

В 1934 году выйдет 6 номеров журнала  
с об'емом в 5-6 печатных листов каждый

### **ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ**

во всех отделениях Книгоцентра  
СССР и Редакции журнала

### **ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:**

на 1 год (6 номеров) . . . 9 р — к.  
на полгода (3 номера) . . . 4 р. 50 к.  
цена отдельного номера . . . 1 р 50 к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: г. Сталинск, Запсибкрая, Управление Кузнецкого металлургического Комбината.



R.S.L. KEMEROVO  
 LIBER  
  
 60914

ЭКТ

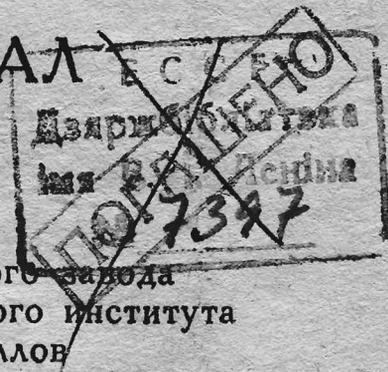
ПРОЛЕТАРИИ ВСЕХ СТРАН, СОЕДИНЯЙТЕСЬ!

# КУЗНЕЦКСТРОЙ

## НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

Орган ВАРНИТСО и НИТОМ

Кузнецкого металлургического завода  
 Сибирского металлургического института  
 Сибирского института металлов



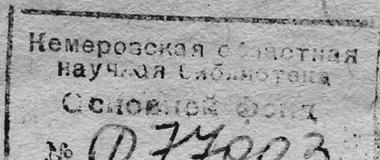
### РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

- Акад. И. П. Бардин (ответственный редактор)
- Инж. К. В. Черноусов (зам. ответств. редактора)
- Инж. К. И. Бутенко
- Проф. Н. А. Костылев
- Инж. В. В. Александров
- А. И. Власов
- Инж. М. Шадрин
- Инж. А. Фомичев
- Инж. И. У. Злотников

# № 3 (10)

Изд. Кузнецкстрой  
 г. Сталинск

1 9 3 4  
 3-й год издания



A

# СОДЕРЖАНИЕ

## *Доменный отдел*

1. Проф. И. А. Соколов и Е. И. Кумивова — Предварительное сообщение об извлечении Zn из концентратов руд Темир-Тау путем мокрого хлорирования.

## *Сталеплавильный отдел*

1. Инж. М. С. Спиридонов — Конструкция подины 150 тонной основной мартеновской печи.
2. Доц. Л. П. Владимиров — Стойкость сводов 150 тонных мартеновских печей.
3. Инж. В. Н. Шелемин — О влиянии зимних условий работы на рванины и трещины на рельсовой и осевой стали.

## *Литейный отдел*

1. Доц. П. Н. Бидуля — Плавка чугуна в вагранке № 1 на коксике в литейной Кузнецкого металлургич. завода.
2. Инж. Н. Р. Лаптев и инж. В. Н. Шелемин — К вопросу о стойкости изложниц для слитков 6-7 тн. развеса.

## *Коксовый отдел*

1. Инж. М. В. Каменский — Ядрометрический метод определения коксующей способности углей.
2. Итоги работы конференции коксовиков на КМЗ—1934 г.

## *Энергетический отдел*

1. Инж. К. А. Шистерман — Питательная вода Кузнецкой ТЭЦ и ее недостатки.

Проф. И. А. СОКОЛОВ.  
Науч. работ. Е. И. КУМИНОВА.

Сибирский Институт Металлов.

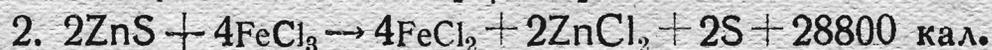
## Предварительное сообщение об извлечении Zn из концентратов руд „Темир-Тау“ путем мокрого хлорирования

Вопрос об удалении Zn из содержащих его железных руд стоит остро для Кузнецкого завода, т. к. почти все руды Горной Шории, за исключением руд Таштагольского месторождения, содержат в своем составе то или другое количество его, имеющее вредное значение для плавки.

Проведенные исследования удаления Zn при обогащении и аггломерации \*) указывают, что Zn при этом все же остается в количествах крайне нежелательных для плавки. Это вызвало необходимость отыскания новых способов удаления Zn еще до аггломерации. Таким является описанный ниже способ извлечения Zn из концентратов мокрым путем. Главной задачей при этом является перевод Zn из сернистого соединения (ZnS) в растворимое, легко летучее при сравнительно невысоких температурах соединение. Последнее в свою очередь будет способствовать частичному удалению Zn, оставшегося после выщелачивания, при аггломерации. Таким соединением Zn является хлористый Zn; точка его кипения = 730° С. Нами выбраны для выщелачивания и перевода в хлориды растворы FeCl<sub>3</sub> и NaCl. Указанные реагенты выбраны, как наиболее дешевые, а применение их может не вызывать затруднений в заводской практике.

Раствор FeCl<sub>3</sub> применен по предложению науч. руководителя химлаборатории СИМ'а (Сибирского Института Металлов) Ручушкина А. М.

Конечные реакции при процессе выщелачивания этими реактивами следующие:



Первая эндотермическая, а следовательно и реакция эта в указанном направлении невозможна при нормальной температуре. В то время, как вторая реакция экзотермическая, что дает возможность надеяться на получение благоприятных результатов при обыкновенной температуре. Как увидим ниже, проведенные нами исследования, вполне подтверждают это.

Ввиду того, что FeCl<sub>3</sub> представляет из себя соль, образованную слабым основанием и сильной кислотой, то в растворе кроме электролитической диссоциации она будет подвергаться еще гидролизу, почему мы считаем себя вправе написать только вышеприведенное уравнение реакции выщелачивания Zn упомянутым раствором, но не исключена возможность образования комплексных солей.

\*) См. проф. Соколов И. А. инж. Паско П. И. и инж. Реморова Т. Н. „Об аггломерации концентратов из руд Темир-Тау“.

Для исследования взяты концентраты руд Темир-Тау различных фракций 0,5—0; 2,0—1,5; 2,0—0.

Неполный химический состав концентратов следующий:

1. 0,5 м. м.	—0	Zn—0,24 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> ,	Fe—67,37 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> ,	S—0,68 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> .
2. 2,0	„ —0	Zn—0,48 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> ,	Fe—62,96 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> ,	S—1,06 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> .
3. 2,0	„ —1,5	Zn—0,82 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> ,	Fe—56,31 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> ,	S—1,73 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> .

Исследование проводилось следующим образом.

Навеска 20 или 40 грамм концентрата помещалась в колбу Эрлепмейера емкостью 250 или 500 см<sup>3</sup>, и обрабатывалась раствором одного из вышеуказанных реактивов различной концентрации и в течение разных промежутков времени. За время выщелачивания производилось встряхивание на особом приборе, также в течение разных промежутков времени. После окончания выщелачивания жидкость отфильтровывалась и определялось содержание в ней цинка. Определение Zn велось различными методами. Обработка концентратов растворами NaCl 1—5<sup>0</sup>/<sub>0</sub> при разных условиях и в разные промежутки времени положительных результатов не дала. Цинк растворами NaCl выщелачивать не удалось.

В таблицах 1, 2, 3 (см. приложение) приведены результаты выщелачивания концентратов фракций 0,5—0; 2,0—0, 2,0—1,5 раствором FeCl<sub>3</sub>.

Из таблиц видим, что при прочих одинаковых условиях большее влияние на ход выщелачивания оказывает концентрация раствора FeCl<sub>3</sub>. Причем, наиболее активным из сравнительно слабых растворов будет 2,5<sup>0</sup>/<sub>0</sub>-й, который дает наилучшие результаты. При уменьшении и увеличении концентрации выщелачивание ухудшается.

Меньшая активность 1<sup>0</sup>/<sub>0</sub>-го раствора может быть объяснена недостаточным количеством ионов Fe<sup>3+</sup>, в то время как в 5<sup>0</sup>/<sub>0</sub> растворе снижением степени гидролиза.

Кроме того одной из причин более слабого выщелачивания 5<sup>0</sup>/<sub>0</sub>-ым раствором FeCl<sub>3</sub>, возможно, является образование гидрата в жидком растворе, который препятствует растворяющему действию хлорного железа на сернистый цинк.

Вторым фактором имеющим большое влияние на ход выщелачивания является время. С увеличением продолжительности опыта количество выщелоченного Zn увеличивается с 42<sup>0</sup>/<sub>0</sub> в течение 4-х дней до 84<sup>0</sup>/<sub>0</sub> в 15 дней (табл. 1 опыты 13 и 26), с 55<sup>0</sup>/<sub>0</sub> в течение 10 дней до 87,70<sup>0</sup>/<sub>0</sub> в 20 дней (табл. 2 опыты 3 и 6).

Встряхивание играет также большую роль в процессе выщелачивания, т. к. препятствует отстаиванию и слеживанию концентрата и кроме того разрушает пленки образующиеся в процессе выщелачивания [соли окиси железа, сера и пр. (табл. 1, опыты 15 и 18)].

Крупность зерен, что совершенно ясно, также отражается на процессе выщелачивания (опыт 26, табл. 1) для фракции 0,5—0, концентрация FeCl<sub>3</sub> — 2,5<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, продолжительность 15 дней дает извлечение Zn—84<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, а из концентрата с величиной зерна в 2,0—1,5 мм. при аналогичных условиях извлекается всего 51<sup>0</sup>/<sub>0</sub> (табл. 1 и 3, опыты 26 и 3).

С целью более полного извлечения Zn были поставлены опыты с повторным выщелачиванием для чего обработанный один раз концентрат отфильтровывался и вновь заливался свежей порцией раствора FeCl<sub>3</sub> каждый раз тем же количеством, которое бралось и для первого раза (см. в таблице).

Этим достигнуто увеличение извлечения Zn, по сравнению с однократным извлечением за такой же промежуток времени, на 20<sup>0</sup>/<sub>0</sub> (опыты 2 и 3, табл. 3).

Для выявления возможности полного извлечения Zn, из концентрата фракции 2—1,5 м.м. был проведен опыт с тоекратным выщелачиванием. Причем первые 2 производились как описано выше, а перед третьим выщелачиванием отфильтрованный концентрат был хорошо промыт и после этого залит свежей порцией раствора FeCl<sub>3</sub>.

Таким путем было извлечено еще 20,73<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Кроме вышеуказанных опытов было проведено исследование извлечения Zn из богатого Zn минерала. Взят был сфалерит с содержанием  $Zn = 40,16\%$ .

Ввиду того, что сфалерита мы имели небольшое количество аналогичного предыдущим опытам поставить не удалось. Для исследования было взято небольшое количество сфалерита (1 грамм) в мелкоизмельченном виде. Параллельно проведен опыт и с концентратом также измельченным. Результаты даны в таблице 4.

Опыты 1 и 2 таблицы 4 дают результат выщелачивания раствором  $FeCl_3$  сфалерита. Опыт 3—выщелачивание мелкоизмельченного концентрата фракции 0,5—0 м.м.

Из таблицы 4 видим, что из мелко-измельченного концентрата (оп. 3) 2,5%-ым раствором  $FeCl_3$  после двойного выщелачивания Zn извлекается полностью. При тех же условиях из сфалерита Zn извлекается на 99,63% (оп. 2). Однопроцентный же раствор извлекает около 81%.

Для того, чтобы решить вопрос о влиянии процесса выщелачивания на окислы железа концентрата нами определено валовое содержание железа в концентратах как до обработки, так и после нее.

Результаты помещены в таблице 5.

Таблица 5.

Фракция в м. м.	% Fe в исходном.	% Fe по удал. всего Zn	% Fe после выщелач. 1%-м раствором	% Fe после выщелач. 2,5%-м раствором.
0,5—0	67,37	67,53	67,42	67,55
2,0—0	62,96	63,26	63,16	63,56
2,0—1,5	56,31	56,78	57,23	57,64

### ОБЩИЕ ВЫВОДЫ

1. Исследование показало, что есть полная возможность извлечения Zn из концентрата путем обработки последних раствором  $FeCl_3$ .

2. Степень выщелачивания Zn раствором  $FeCl_3$  находится в зависимости от концентрации последнего. Наиболее благоприятным оказался 2,5%-й раствор.

3. Величина зерна концентрата имеет также значение на степень извлечения Zn.

В мелко раздробленном концентрате (оп. 3 табл. 4) Zn извлекается полностью, тогда как в концентрате фракции 2,0—1,5 при трехкратном выщелачивании удалось извлечь только 90,00%.

4. На окислы железа концентратов (табл. 5) растворы  $FeCl_3$  никакого действия не оказывают.

В дальнейшем необходимо:

1. Выявить возможность ускорения процесса выщелачивания Zn.  
2. Поставить опыты с более крупными фракциями для дальнейшего выявления значения величины зерна концентратов этих фракций на степень извлечения Zn.

3. Выявить предел, до которого возможно использовать бывшие в работе растворы.

№№ опытов	Навеска концент. в группах	Раствор FeCl <sub>3</sub>		Продолжит. ежед- невного встряхи- вания в минутах	Содержание Zn в исх. мат.		ВЫ		
		в см <sup>3</sup>	в ‰ ‰		в грам.	в ‰ ‰	В первый раз		
							В граммах	В ‰ ‰ к содерж. Zn в исходн. материалах	Продолжит. выщелач. в сутки
1	20	150	1,0	20	0,0480	0,24	0,0056	11,70	1
2	20	150	1,0	20	0,0480	0,24	0,0060	12,50	1
3	20	150	2,5	20	"	"	0,0063	13,00	1
4	20	150	2,5	20	"	"	0,0067	14,00	1
5	20	150	1,0	20	"	"	0,0082	17,00	2
6	20	150	1,0	20	"	"	0,0094	19,70	2
7	20	150	2,5	20	"	"	0,0164	34,20	2
8	20	150	2,5	20	"	"	0,0168	35,00	2
9	20	200	2,5	20	"	"	0,0169	35,00	2
10	20	150	2,5	20	"	"	0,0197	41,00	3
11	20	150	2,5	20	"	"	0,0200	41,70	3
12	20	200	1,0	20	"	"	0,0192	40,00	4
13	20	150	2,5	20	"	"	0,0204	42,50	4
14	20	150	1,0	20	"	"	0,0187	39,00	4
15	20	150	2,5	6/вст.	"	"	0,0202	42,00	7
16	20	150	1,0	20	"	"	0,0263	55,00	7
17	20	150	1,0	20	"	"	0,0266	55,50	7
18	20	150	2,5	20	"	"	0,0360	75,00	7
19	20	150	5,0	20	"	"	0,0300	62,50	12
20	20	150	5,0	20	"	"	0,0293	61,00	12
21	20	150	1,0	20	"	"	0,0278	58,00	15
22	20	150	1,0	20	"	"	0,0274	57,10	15
23	20	150	2,5	20	"	"	0,0385	80,00	15
24	20	150	2,5	20	"	"	0,0387	80,60	15
25	20	150	2,5	20	"	"	0,0400	83,00	15
26	20	150	2,5	20	"	"	0,0405	84,00	15
27	20	150	5,0	20	"	"	0,0384	79,60	15
28	20	150	5,0	20	"	"	0,0385	80,00	15

ПРИМЕЧАНИЕ: 1. В опытах №№ 1 - 14 — встряхивание производилось в течение  
2. В опытах №№ 16 - 22 и 25 - 28 — встряхивание производи  
3. Во время опыта № 15 — встряхивание не производилось.  
4. В опытах №№ 23 и 24 — перемешивание производилось струей  
5. Цифры содержания Zn в большинстве случаев взяты средние  
6. В опытах №№ 21, 26, 27 — содержание Zn в обработ. концент

Таблица № 1

Щ Е Л А Ч Е Н О Zn						Осталось Zn в концентрате после обработки			Всего Zn в % от содержания его в навеске
Во второй раз			В с е г о			в граммах	В % к содерж. Zn в исходн. материалах	В % по отнош. к взятой навеске	
в граммах	В % к содерж. Zn в исходн. материалах	Продолжит. выщелач. в сутки	в граммах	В % к содерж. Zn в исходн. материалах	Продолж. выщелач. в сутки				
—	—	—	0,0056	11,70	1	0,0424	88,30	0,21	100,00
—	—	—	0,0060	12,50	1	0,0420	87,50	0,21	100,00
—	—	—	0,0068	13,00	1	0,0417	87,00	0,21	100,00
—	—	—	0,0067	14,00	1	0,0413	86,00	0,20	100,00
—	—	—	0,0082	17,00	2	0,0398	83,00	0,20	100,00
—	—	—	0,0094	19,70	2	0,0386	80,30	0,193	100,00
—	—	—	0,0164	34,20	2	0,0316	65,80	0,158	100,00
—	—	—	0,0168	35,00	2	0,0312	65,00	0,156	100,00
—	—	—	0,0169	35,00	2	0,0311	65,00	0,156	100,00
—	—	—	0,0197	41,00	3	0,0283	59,00	0,142	100,00
—	—	—	0,0200	41,70	3	0,0280	58,30	0,140	100,00
—	—	—	0,0192	40,00	4	0,0288	60,00	0,144	100,00
—	—	—	0,0204	42,50	4	0,0276	57,50	0,138	100,00
—	—	—	0,0187	39,00	4	0,0293	61,00	0,146	100,00
—	—	—	0,0202	42,00	7	0,0278	58,00	0,139	100,00
—	—	—	0,0263	55,00	7	0,0217	45,00	0,108	100,00
—	—	—	0,0266	55,50	7	0,0214	44,50	0,107	100,00
—	—	—	0,0360	75,00	7	0,0120	25,00	0,06	100,00
—	—	—	0,0300	62,50	12	0,0180	37,50	0,09	100,00
—	—	—	0,0293	61,00	12	0,0187	39,00	0,094	100,00
0,0066	13,8	5	0,0344	71,80	20	0,0144	30,00	0,072	101,80
—	—	—	0,0274	57,10	15	0,0206	42,90	0,103	100,00
—	—	—	0,0385	80,00	15	0,0095	20,00	0,048	100,00
—	—	—	0,0387	80,60	15	0,0093	19,40	0,046	100,00
—	—	—	0,0400	83,0	15	0,0080	17,00	0,041	100,00
0,0036	7,5	5	0,0141	91,50	20	0,0032	6,60	0,016	98,10
0,0027	5,7	5	0,0411	85,30	20	0,0076	15,90	0,038	101,20
—	—	—	0,0385	80,00	15	0,0095	20,00	0,048	100,00

ние 20 минут.  
лось по 20 минут ежедневно.

воздуха.  
из 2 х определений.  
рат. определено экспериментально, в остальных по разности.

№№ опытов	Навеска концент. в граммах	Раствор FeCl <sub>3</sub>		Продолжит ежедневного встряхивания в минутах	Содержание Zn в исх. матер.		ВЫ		
		в см <sup>3</sup>	в % 0/0		в грам.	в % 0/0	В первый раз		
							В граммах	В % 0/0 к содерж. Zn в исх. мат.	Продолжит. выщелач. в сутках
1	20	150	2,5	30	0,0960	0,48	0,05024	52,33	10
2	20	150	2,5	30	"	"	0,0518	53,96	10
3	20	150	2,5	30	"	"	0,0528	55,00	10
4	20	150	2,5	60	"	"	0,0540	56,25	10
5	20	150	2,5	60	"	"	0,0547	57,00	10
6	20	150	2,5	30	"	"	0,0842	87,70	20
7	20	150	1,0	30	"	"	0,0411	42,81	10
8	20	150	1,0	30	"	"	0,0410	42,70	10
9	20	150	1,0	30	"	"	0,0424	44,20	10
10	20	150	1,0	60	"	"	0,0470	49,00	10

ПРИМЕЧАНИЕ: 1. В опытах №№ 2 и 7 — содержание Zn в обработанном концент

№№ опытов	Навеска концент. в граммах	Раствор FeCl <sub>3</sub>		Продолжит ежедневного встряхивания в минутах	Содержание Zn в исх. мат		ВЫЩЕЛА				
		в см <sup>3</sup>	в % 0/0		в грам.	в % 0/0	В первый раз			Во второй	
							В граммах	В % 0/0 к содерж. Zn в исх. мат.	Продолжит. выщелач. в сутках	В граммах	В % 0/0 к содерж. Zn в исх. мат.
1	40	300	2,5	30	0,3280	0,82	0,1312	40,00	10	0,1007	30,70
2	40	300	2,5	30	—	—	0,1428	43,54	10	0,0917	27,96
3	40	300	2,5	60	"	"	0,1700	51,83	15	—	—
4	40	300	2,5	60	"	"	0,1878	57,25	20	—	—
5	40	300	1,0	30	"	"	0,1024	31,22	10	0,0664	20,24
6	40	300	1,0	30	"	"	0,1107	33,80	10	0,0715	21,80
7	40	300	1,0	30	"	"	0,1120	34,15	10	0,0623	19,00
8	40	300	1,0	30	"	"	0,1150	35,00	10	0,0404	12,32

№№ опытов	Навеска сфалерита концент. в гр.	Раствор FeCl <sub>3</sub>		Продолжит ежедневного встряхивания в минутах	Содержание Zn в исх. матер		ВЫ		
		в см <sup>3</sup>	в % 0/0		в грам.	в % 0/0	В первый раз		
							В граммах	В % 0/0 к содерж. Zn в исх. мат	Продолжит. выщелач. в сутках
1	1,0	150	1,0	20	0,4016	40,16	0,2832	70,52	10
2	1,0	150	2,5	20	"	"	0,3680	91,63	10
3	1,0	150	2,5	20	0,0024	0,24	0,00219	91,25	10

ПРИМЕЧАНИЕ: 1. Всего для двойного выщелачивания каждого опыта было взято 300  
 2. Zn в обработанном концентрате определялся двумя различными  
 3. Zn в обработанном сфалерите и концентрате определялся эжепе

Таблица № 2

Щ Е Л А Ч Е Н О Zn						Осталось Zn в концентрате после обработки			Всего Zn в % от содержания его в навеске
Во второй раз			В С Е Г О			В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	В % по отношению к взятой навес.	
В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	Продолжит. выщелач. в сутках	В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	Продолж. выщелач. в сутках				
0,0230	24,00	5	0,07324	76,30	15	0,02276	23,70	0,1138	100,00
0,0210	21,88	5	0,0728	76,00	15	0,0235	24,44	0,117	100,44
—	—	—	0,0528	55,00	10	0,0432	45,00	0,22	100,00
—	—	—	0,0540	56,25	10	0,0420	43,75	0,21	100,00
—	—	—	0,0547	57,00	10	0,0413	43,00	0,21	100,00
—	—	—	0,0842	87,70	20	0,0118	12,30	0,06	100,00
0,0282	29,45	5	0,0693	72,26	15	0,0288	30,00	0,144	102,26
—	—	—	0,0410	42,70	10	0,055	57,30	0,28	100,00
—	—	—	0,0424	44,20	10	0,0536	55,80	0,28	100,00
—	—	—	0,0470	49,00	10	0,0490	51,00	0,24	100,00

рате определено экспериментально.

Таблица № 3

Щ Е Л А Ч Е Н О Zn							Осталось Zn в концентрате после обработки			
раз	В третий раз			В С Е Г О			В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	В % по отношению к взятой навес.	Всего в % к содержанию его в навеске
Продолжит. выщелач. в сутках	В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	Продолж. выщелач. в сутках	В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	Время выщелач. в сутках				
5	0,0680	20,73	5	0,2999	91,43	20	0,0328	10	0,08	101,43
5	—	—	—	0,2345	71,50	15	0,0935	28,50	0,23	100,00
—	—	—	—	0,1700	51,83	15	0,1580	48,17	0,39	100,00
—	—	—	—	0,1878	57,25	20	0,1402	42,75	0,35	100,00
5	—	—	—	0,1690	51,47	15	0,1590	48,53	0,40	100,00
5	—	—	—	0,1822	55,60	15	0,1458	44,40	0,36	100,00
5	—	—	—	0,1743	53,15	15	0,1537	46,85	0,38	100,00
5	—	—	—	0,1554	47,32	15	0,1726	52,68	0,43	100,00

Таблица № 4

Щ Е Л А Ч Е Н О Zn						Осталось Zn в концентрате и сфалерите			Всего Zn в % от содержания его в навеске
Во второй раз			В С Е Г О			В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	В % по отношению к взятой навес.	
В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	Время выщелачив. в сутках	В граммах	В % к содерж. Zn в исх. мат.	Время выщелач. в сутках				
0,042	10,46	5	0,3252	80,98	15	0,0755	18,80	7,55	99,78
0,0322	8,00	5	0,4002	99,63	15	0,0038	0,95	0,38	100,58
0,00023	9,58	5	0,00243	100,83	15	нет	нет	нет	100,83

см<sup>3</sup> раствора. методами. ринментально.

Инж. М. С. СПИРИДОНОВ

(Сиб. Metallургический Институт).

## Конструкция подины 150 тонной основной мартеновской печи

Правильная конструкция печи и ее рациональный эксплуатационный режим, т.-е. наиболее оптимальные, при современном состоянии науки и техники, соотношения между формой (конструкцией) и содержанием (процесс), являются бесспорно решающими факторами в вопросах установления пока зателей работы как по качеству, так и по количеству и стоимости готового продукта.

За последние годы в печном хозяйстве СССР заметны несомненно значительные сдвиги, но не следует забывать, что развитие печной техники происходило в чрезвычайно неблагоприятных условиях, что этот участок наиболее отсталый в научно-техническом отношении и что при проектировании печей все еще преобладают не научные основы, проверяемые на практике, а ненадежный эмпиризм, глазомер, слепое копирование относительно хорошо работающих печей, без учета конкретных особенностей и условий работы.

Предложенная Гипромезом типовая 150 тонная основная мартеновская печь представляет из себя образец наиболее технически совершенного современного теплового аппарата печи, в которой сконцентрирован весь положительный опыт заграничной, особенно американской практики. Однако и эта печь является далеко небезупречной, что доказывает практика работы Кузнецкого металлургического завода.

Совершенно очевидно, что одной из основных актуальных задач необходимо считать установление тщательного научного исследования работы отдельных частей печи в целях их дальнейшего конструктивного усовершенствования, в целях упорной борьбы за повышение коэффициента полезного действия печи.

*Основной задачей настоящей работы является постановка и частичное разрешение одного вопроса—о правильном конструировании подины основной мартеновской печи на основе опыта американской практики <sup>1)</sup> и современного состояния металлургической теплотехники.*

Кладка и наварка подины печи является одной из самых ответственных операций, определяющих надежность работы печи и ее производительность.

Подина должна удовлетворять следующим основным требованиям:

1. *Химическая стойкость*, т.-е. противодействие огнеупорной массы подины разъедающему химическому действию расплавленного металла и шлака.
2. *Тепловая стойкость*, т.-е. физическая неизменяемость огнеупорной массы при прохождении через нее мощного теплового потока.
3. *Механическая стойкость*, т.-е. сопротивляемость огнеупорной массы на раздавливание от действия веса расплавленного металла и шлака и вы-

<sup>1)</sup> W. C. Buell—Steel 1932 г № 14—18.

шележащих слоев огнеупорной массы, а также сопротивляемость механическому разрушению при погрузке шихты в печь.

4. *Относительная экономичность* как при строительстве (расход огнеупорных материалов), так и при эксплуатации (сокращение потерь тепла) при максимальном соблюдении вышеуказанных трех условий.

*Для решения поставленной нами задачи, рассмотрим кратко характеристики применяемых в наборе подины огнеупорных материалов и, воспользовавшись методом исследования предложенный Buell'ом, проведем аналитический тепловой расчет подины.*

### Краткая характеристика огнеупорных материалов, применяемых в наборе подин

**Магнезитовый порошок.** Самый подходящий материал, который с успехом применяется в настоящее время для наварной части пода основных печей это магнезитовый порошок<sup>2)</sup>. Применение доломита для этой цели общепризнано менее желательным.

Металлургический магнезитовый порошок получается в результате обжига при температуре 1500—1700° С природного магнезита. Намертво обожженный магнезит размалывается на дробилке с рифленными вальцами до размера зерен 15 мм. Цвет магнезитового порошка зависит главным образом от примесей. При содержании окислов железа до 4% цвет темно шоколадный, коричневый. Плохо обожженный магнезит имеет светлые оттенки и для употребления не годен. Чистый, намертво обожженный магнезит, имеет цвет между бледно-желтым до светло-коричневого.

К существенным недостаткам магнезитового порошка следует отнести:

1. Рассыпание его на отдельные кусочки при охлаждении, благодаря чего в чистом виде применение его затруднено.

2. Относительно высокий коэффициент теплопроводности в чистом виде ( $\lambda = 2,6 \frac{\text{кал.}}{\text{м. гр. ч.}}$ ), который значительно повышается при прибавлении к нему

материалов (шлака), обеспечивающих спекание его в монолитную массу при наварке. Обычный расход шлака 20—25%\*) от веса магнезитового порошка.

3. При температуре около 1600° С навариваемая часть подины превращается в достаточно размягченную массу. Это способствует и весьма сильному разъеданию ее во время работы печи благодаря химическим и механическим воздействиям металлической ванны. Поэтому совершенно очевидна целесообразность охлаждения подины после выпуска металла перед новой завалкой.\*\*)

В американской практике на 150-тонных печах толщину магнезитовой наварки доводят от 280 до 620 мм. Уральский съезд деятелей по мартеновскому производству состоявшийся в 1926 г. и многие практики рекомендуют придерживаться по возможности наименьшей толщины магнезитовой наварки. Применяемая в типовой печи наварная часть подины в 645 мм. вряд ли чем может быть оправдана.\*) Работа на таком поду требует наибольшей тщательности и неизбежны более глубокие, трудно исправимые ямы.

<sup>2)</sup> В Америке применяются также особые патентованные смеси, в которых все же основным материалом использован магнезитовый порошок.

\*) Примечание редакции

При употреблении магнезита с низким содержанием MgO ( $\approx 85\%$ ) количество расходуемого на наварку шлака заметно снижается и доводится до 5—6% к весу магнезитового порошка

\*\*\*) Примечание редакции.

Следует считать, что того охлаждающего действия, которое оказывают на подину мартеновской печи заваливаемые на нее материалы, вполне достаточно для затвердевания размягченной подины, и поэтому нет необходимости в охлаждении подины перед завалкой.

\*) Прим. ред Согласно проектов Гипромеца типовая мартеновская печь имеет толщину наварки по оси печи = 540 мм.; для печей же Кузнецкого завода эта величина запроектирована 650 мм.

В своих расчетах мы принимаем толщину слоя магнезитовой наварки в 380 мм., как максимальную.

Стоимость магнезитового порошка, как основного материала не особенно высока. По данным строймартеновского цеха Кузнецкого металлургического завода 1 тонна магнезитового порошка стоит 92 р. 30 к. франко-цех.

**Магнезитовый кирпич.** Необходимость применения магнезитового кирпича, как основания слоя магнезитовой наварки, является сомнительной. Магнезитовый кирпич наиболее дорогой огнеупорный материал (121 р. 80 к. тонна) с относительно высоким коэффициентом теплопроводности

$$(\lambda = 2,7 \frac{\text{кал.}}{\text{м. гр. ч.}}).$$

Магнезитовый кирпич, особенно при высоких температурах, довольно легко вступает во взаимодействие с кремнеземом, поэтому необходимо избегать непосредственного соприкосновения магнезитовой кладки с огнеупорными материалами богатыми кремнеземом. По данным Бишофа шамот вступает в сильное взаимодействие с магнезитовым кирпичем, образуя при высоких температурах серый шлак. Достаточно сильное разъедающее действие на магнезитовый кирпич оказывают окислы железа и основной мартеновский шлак.

Магнезитовый кирпич не выдерживает резких колебаний температуры.<sup>3)</sup>

Правильная конструкция подины требует применения между основным магнезитом и кислым шамотом нейтрального материала (хромистый кирпич или набойка).

Только отсутствием в СССР необходимых сортов хромистого кирпича определяют и необходимость применения магнезитового кирпича.

В рассматриваемых нами ниже подинах остановимся на толщине магнезитовой кладки в 230 мм.

**Хромистый кирпич.** За последние годы в Америке наблюдается особенно заметный качественный и количественный рост производства хромистого кирпича. Хромистый кирпич, благодаря его особым свойствам, получил весьма широкое применение.

Достоинства хромистого кирпича:

1. Нейтральность к кислотам и основаниям (химическая стойкость).
2. Сравнительно высокая точка плавления (выше 42 конуса Зегера) и размягчения (выше 1400° С).
3. Относительно невысокий коэффициент теплопроводности

$$(\lambda = 2,3 \frac{\text{кал.}}{\text{м. гр. ч.}}).$$

Широкое применение хромистого кирпича в Америке объясняется к тому же сравнительно невысокой стоимостью (340 руб. кубм против 455 руб. кубм магнезитового кирпича).<sup>4)</sup>

Назначение магнезитового или хромистого кирпича заключается главным образом в предотвращении прорыва металла через подину (вторая линия защиты). В американских печах толщина магнезитового или хромистого кирпича в подинах колеблется в пределах от 230 до 380 мм.

**Шамотовый кирпич.** Широкое использование шамота, как довольно хорошего изолятора тепла ( $\lambda = 1,0 \frac{\text{кал.}}{\text{м. гр. ч.}}$ ) при его сравнительно невысокой стоимости (109 р. 60 к. тонна) может быть особенно рекомендовано.

В американской практике слой шамота применяется в пределах от 115—510 мм. Считаю целесообразным применение шамота в 410 мм.

<sup>3)</sup> Подробнее о свойствах магнезитового кирпича см. проф. Будников и инж. Табаков „Магнезитовые огнеупорные изделия“ Дзевез № 9—1932 г.

<sup>4)</sup> Стоимость хромистого железняка в СССР—90 руб тонна. Стоимость хромистого кирпича нами принята ориентировочно 120 руб. тонна.

**Изоляционный материал.** Американская современная практика начинает достаточно настойчиво рекомендовать применение изоляционных материалов, как мероприятие сокращающее мощность теплового потока, а отсюда и сохранение огнеупорных материалов на более продолжительный срок службы и повышение коэффициента использования тепла путем уменьшения потерь.

От изоляционных материалов возможных к применению в подинах требуется:

1. Достаточно высокое термическое сопротивление ( $\lambda = 0,25 - 0,1 \frac{\text{кал.}}{\text{м. гр. ч.}}$ ).
2. Сопrotивляемость на раздавливание не менее 12220 кг/м<sup>2</sup>.
3. Постоянство объема при изменении температур.

Поэтому при выборе изоляционных материалов необходимо проявить особенную осторожность и применять их по возможности небольшими слоями (до 100 мм.).

В Америке в качестве изоляционного материала применяются особые патентованные смеси.

В наших условиях, до решения керамиками задачи изготовления удовлетворяющих указанным требованиям изоляционных материалов, возможно частичное применение чистого кварцевого мелкого песка.

Основываясь на приведенных кратких характеристиках огнеупорных материалов, останавливаемся на следующем наборе огнеупорных материалов в подине:

- Наварная часть (магнезитовый порошок) 380 мм.
- Хромистый кирпич . . . . . 230 мм. или
- Магнезитовый кирпич . . . . . 230—295 мм.

В случае применения магнезитового кирпича—слой хромистой массы (хромистый железняк) между магнезитовым кирпичем и шамотом . 50—65 мм.

- Шамотовый кирпич . . . . . 345—410 мм.
- Изоляция . . . . . 35—100 мм.

Предложенный набор огнеупорных материалов в подине основной мартеновской печи в значительной мере совпадает с набором рекомендуемым для кладки подин уральских печей 1-м Уральским съездом деятелей по мартеновскому делу:

- Наварная часть . . . . . 50—150 мм.

Магнезитовый кирпич (один ряд на плашку и два на ребро или один стоймя) . . . . . 295 мм.

- Хромистая масса (прослойка) . . . . . 40 мм.
- Шамотовый кирпич . . . . . 65 мм.

Таким образом общая толщина подины для уральских печей (до 50 тонн) съездом определилась в 450—550 мм.

Кроме того съезд признал вполне целесообразным устройство и более тонких подин (до 300 мм), при условии свободно стоящего пода (тезис 5).

Признавая предлагаемую съездом подину безусловно удовлетворительной как по расходу, так и по расположению огнеупорных материалов, однако от дальнейшего теплового анализа ее мы воздерживаемся по причине невозможности проведения полной параллели и сравнения уральских печей (к моменту созыва съезда) с современными 150-тонными печами (см. инж. Черкасов— „Размеры и производительность уральских мартеновских печей“ изд. 1927 г.).

### Аналитический тепловой расчет подины.

Воспользовавшись методом исследования подин, предложенным Buell<sup>5)</sup> применим аналитический расчет теплоперехода через подину, как через часть трубы, по соответствующим уравнениям<sup>6)</sup> для пяти следующих подин:

1. Подины основной 150-тонной мартеновской печи Кузнецкого металлургического завода имени т. Сталина и

<sup>5)</sup> См. Steel— 1932 г. №№ 14—18.

<sup>6)</sup> Инж. Гребер, Г—Введение в теорию теплопередачи. Изд. 1929 г.

2. Четырех подин для тех же условий, по нашему мнению, являющихся наиболее рациональными.

Для расчетов воспользуемся следующим основным уравнением передачи тепла через многослойную трубу:

$$Q = \frac{K\pi L (t_1 - t_0)}{\pi} \text{ кал/час.}$$

где:

$Q$  — тепловой поток через подину в кал/час.

$K$  — коэффициент теплопередачи  $\left[ \frac{\text{кал.}}{\text{м град. час.}} \right]$

$$K = \frac{1}{\frac{\ln \frac{D_2}{D_1}}{2\lambda_1} + \frac{\ln \frac{D_3}{D_2}}{2\lambda_2} + \dots + \frac{1}{\alpha \cdot D_m}} \left[ \frac{\text{кал.}}{\text{м. град. час.}} \right]$$

где:

$D_1$  — диаметр окружности наружного слоя магнезитовой наварки (по поперечному сечению печи). Для 150-тонной печи Кузнецкого металлургического завода  $D_1 = 8000$  мм. — [М];

$D_2, D_3, \dots$  — соответственные диаметры последующих слоев огнеупорной кладки — [М];

$D_m$  — диаметр внешнего слоя подины, прикасающегося к подовым плитам — [М];

$\lambda_1, \lambda_2, \dots$  — соответственные коэффициенты теплопроводности огнеупорных материалов (магнезитового порошка, магнезитового кирпича и т. д.).

$\left[ \frac{\text{кал.}}{\text{м. град. час.}} \right]$

$\alpha$  — коэффициент теплоперехода от внешнего слоя подины в воздух  $\left[ \frac{\text{кал}}{\text{м}^2 \text{ град. час.}} \right]$

$L$  — длина подины на уровне порогов завалочных окон [М];

$t_1$  — температура наружного слоя магнезитовой наварки в  $^{\circ}\text{C}$ ; принимаем во всех расчетах по данным американской практики  $= 1600^{\circ}\text{C}$ ;

$t_0$  — температура окружающего воздуха в  $^{\circ}\text{C}$ ; принимаем  $t_0 = 20^{\circ}\text{C}$ ;

$\pi$  — отношение длины полной окружности к длине дуги, соответствующей хорде, равной ширине печи  $= 4800$  мм.

Тепловой расчет подины ведем по поперечному сечению печи с наибольшей глубиной ванны и наименьшим слоем огнеупорной массы или по наиболее опасному сечению подины. В этом сечении наблюдается наибольший теплопереход, наивысшая внешняя температура и наибольшая нагрузка на единицу площади, поэтому следует признать и наиболее целесообразным проведение исследования подины именно по указанному сечению, а не делать выводы по средним показателям.

Распределение огнеупорного материала от среднего сечения печи к боковым (по поперечному сечению) и торцовым стенкам печи (продольное сечение) постепенно увеличивается. Благодаря этому наш расчет объема и веса огнеупорной массы, а стало быть и стоимости, будет несколько отличаться от фактического расхода.<sup>7)</sup> Однако указанная неточность не имеет существенного значения, так как наша задача заключается не в определении действительной стоимости подины, (а стало быть и расхода огнеупорных материалов), а относительной экономической выгоды путем сравнения совершенно тождественных по объему масс огнеупорного материала в рассматриваемых подинах.

<sup>7)</sup> В произведенном нами расчете вес магнезитовой наварки для печи КМЭ — 131,02 т., а фактический — 98 тонн (по данным цеха). Расход огнеупорного кирпича в нашем расчете будет меньше фактического.

По тем же соображениям рассчитанные нами ниже тепловые потоки представляют из себя относительно сравниваемые величины, а не абсолютное значение теплоперехода и тепловых потерь.

С определенным затруднением мы встретились при выборе коэффициентов теплопроводностей огнеупорных материалов. Собранные нами данные по этому вопросу с указанием источников представлены в таблице № 1. Таблица достаточно убедительно свидетельствует о значительном разнообразии коэффициентов теплопроводностей для магнезитового и шамотового кирпича предлагаемых различными авторами, что можно объяснить главным образом различием химического состава подвергавшихся испытанию образцов с одной стороны и с другой разнообразием метода производства наблюдений.

Таблица 1.

**Коэффициенты теплопроводности**

$$[\lambda] = \left[ \frac{\text{кал}}{\text{м. град. час.}} \right]$$

Температура в °С.	Buell	Griffiths	Green	Hütte и Гребер	Вологдин	Тен-Ботш	Goerens	Гейн, Бауэр, Ветцель	Rinsum
<b>Магнезитовый кирпич</b>									
1600	2,48					Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 1,9 CaO — 5,2 MgO — 82,0	SiO <sub>2</sub> — 2,66 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 6,47 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 4,45	MgO — 88,85 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 9,21 CaO — 0,35 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 0,17 SiO <sub>2</sub> — 0,20	
1400	2,64								
1200	2,91				2,35			0,504	
1000	3,13	2,87	0,95	1,43		0,58 0,93	2,70	0,504	1,43
800	3,35	3,53	1,02			0,60 0,99	3,15	0,468	
600				1,29	2,08	0,62 1,07	3,50	0,432	1,29
400							3,80	0,396	
200				1,15			4,12	0,414	
<b>Шамотовый кирпич</b>									
1300	1,36					Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 30,0 SiO <sub>2</sub> — 58,0	SiO <sub>2</sub> — 67,68 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 28,18 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 1,89 CaO — 0,28 MgO — 1,12	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 40,0 SiO <sub>2</sub> — 57,0	SiO <sub>2</sub> — 63,0 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 33,0
1100	1,24			0,82 (1000°)	1,12 (1200°)	0,86		1,06	1,33 1,01
900	1,12					0,58	1,20	0,90	1,20 0,95
700	0,99			0,66 (600°)	0,71 (600°)	0,43	1,06	0,83	1,08 0,88
500	0,87					0,29	0,91	0,72	0,96 0,82
300	0,74			0,51 (200°)			0,80	0,52	0,82 0,75

В настоящее время совершенно определено установлено изменение коэффициента теплопроводности магнезитового кирпича при изменении температуры. Если коэффициент теплопроводности с повышением температуры для большинства материалов (в том числе и огнеупорных) повышается, то для магнезитового кирпича, наоборот, с повышением температуры коэффи-

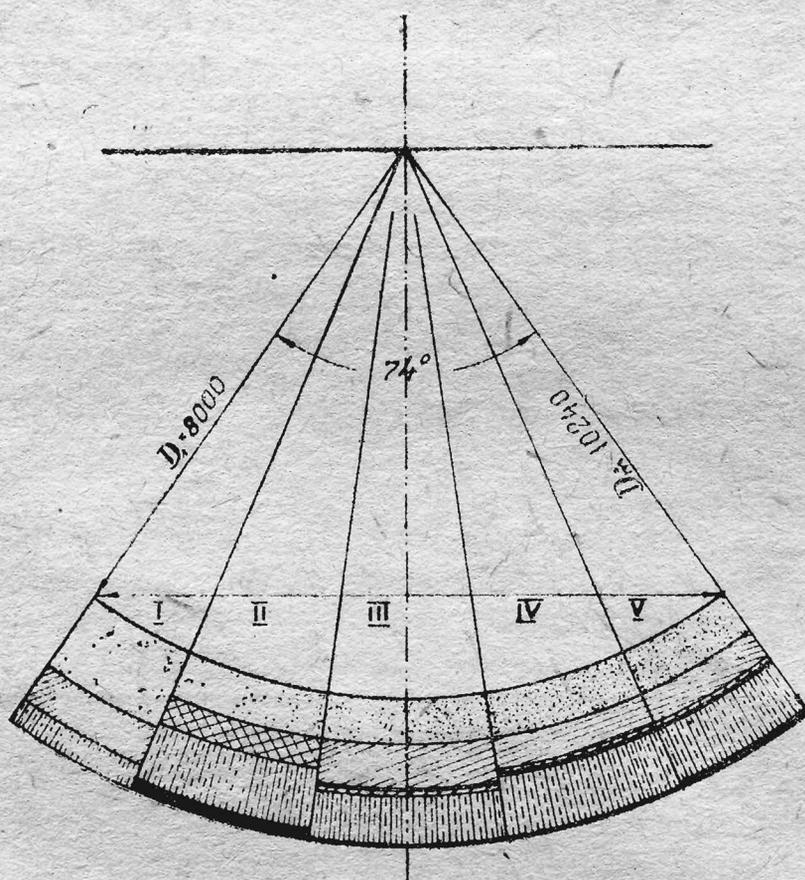
коэффициент теплопроводности понижается. Указанное явление можно проследить в таблице 1 по данным Buell'a, Griffiths, Green'a, Тен-Боша. В то же время Гребер, Вологдин, Rinsum и отчасти Гейне, Бауэр, Ветцель этого не отмечают. Отсюда можно заключить, что рассматриваемая область вопросов требует еще достаточно серьезных и углубленных исследований.

В своих расчетах мы будем придерживаться материалов данных Buell'ом, как наиболее полных и близких большему числу исследований.

Принимаем для аналитического расчета следующие значения коэффициентов теплопроводности и теплоперехода:

Магнетитовая наварная часть пода	— $\lambda_1 = 2,6$	[ $\frac{\text{кал.}}{\text{м. град. час.}}$ ]
Магнетитовый кирпич	— $\lambda_2 = 2,48$	
Хромистый кирпич	— $\lambda_3 = 2,3$	”
Хромистый железняк	— $\lambda_4 = 2,0$	”
Шамотовый кирпич	— $\lambda_5 = 1,0$	”
Изоляционный материал	— $\lambda_6 = 0,15$	”
Коэффициент теплоперехода	— $\alpha = 4,0$	[ $\frac{\text{кал.}}{\text{м. град. час.}}$ ]

Анализируемые подины представлены на фиг. 1:



Фиг. 1.

Условные обозначен.



Подина 1 — Кузнецкого металлургического завода.

„ II, III, IV, V — рекомендуемые нами, как наиболее рациональные.

Толщина огнеупорной массы принята для всех одна, а именно, толщина подины мартеновской 150-тонной печи, т. е. 1120 мм. \*)

\*) Примечание редак. Толщина пода вместе с наваркой по поперечному сечению типовой мартеновской печи — 1015 мм.

Толщина слоя огнеупорных материалов (в мм.):

	П О Д И Н Ы:				
	I	II	III	IV	V
Магнезитовая наварка . . . . .	645	380	380	380	380
Магнезитовый кирпич . . . . .	295	—	295	230	230
Хромистый кирпич . . . . .	—	230	—	—	—
Хромистая масса . . . . .	—	—	65	65	50
Шамотовый кирпич . . . . .	180	410	345	410	410
И з о л я ц и я . . . . .	—	100	35	35	50
<b>В С Е Г О:</b> . . . . .	<b>1120</b>	<b>1120</b>	<b>1120</b>	<b>1120</b>	<b>1120</b>

Диаметры окружностей от соответствующего слоя огнеупорного материала (в мм.) Фиг. 1.

	П О Д И Н Ы:				
	I	II	III	IV	V
$D_1$	8000	8000	8000	8000	8000
$D_2$	9290	8760	8760	8760	8760
$D_3$	9880	9220	9350	9220	9220
$D_4$	10240	10040	9480	9350	9320
$D_5$	—	10240	10170	10170	10140
$D_6$	—	—	10240	10240	10240

Коэффициенты теплопередачи:

$$\left[ \frac{\text{кал.}}{\text{м. град. час.}} \right]$$

$$K_I = \frac{1}{\frac{\ln \frac{9290}{8000}}{2.2,6} + \frac{\ln \frac{9880}{9200}}{2.2,48} + \frac{\ln \frac{10240}{9880}}{2.1,0} + \frac{1}{4.10,24}} = \frac{1}{0,0832} = 12,02$$

$$K_{II} = \frac{1}{\frac{\ln \frac{8760}{8000}}{2.2,6} + \frac{\ln \frac{9220}{8760}}{2.2,3} + \frac{\ln \frac{10040}{9220}}{2.1,0} + \frac{\ln \frac{10240}{10040}}{2.0,15} + \frac{1}{4.10,24}} = \frac{1}{0,1652} = 6,03$$

$$K_{III} = \frac{1}{\frac{\ln \frac{8760}{8000}}{2.2,6} + \frac{\ln \frac{9350}{8760}}{2.2,48} + \frac{\ln \frac{9480}{9350}}{2.2,0} + \frac{\ln \frac{10170}{9480}}{2.1,0} + \frac{\ln \frac{10240}{10170}}{2.0,15} + \frac{1}{4.10,24}} = \frac{1}{0,1336} = 7,48$$

$$K_{IV} = \frac{1}{\frac{\ln \frac{8760}{8000}}{2.2,6} + \frac{\ln \frac{9220}{8760}}{2.2,48} + \frac{\ln \frac{9350}{9220}}{2.2,0} + \frac{\ln \frac{10170}{9350}}{2.1,0} + \frac{\ln \frac{10240}{10170}}{2.0,15} + \frac{1}{4.10,24}} = \frac{1}{0,1373} = 7,28$$

$$K_V = \frac{1}{\frac{\ln \frac{8760}{8000}}{2.2,6} + \frac{\ln \frac{9220}{8760}}{2.2,48} + \frac{\ln \frac{9320}{9220}}{2.2,0} + \frac{\ln \frac{10140}{9320}}{2.1,0} + \frac{\ln \frac{10240}{10140}}{2.0,15} + \frac{1}{4.10,24}} = \frac{1}{0,1402} = 7,13$$

Центральный угол при длине хорды = 4800 мм. и радиусе = 4000 мм будет равен  $74^\circ$ . По таблице (Hütte т. 1 таблица б) отношение полной окружности к длине дуги, отсекаемой хордой будет:

$$n = \frac{3,14 \cdot 2 \cdot 4}{1,2915 \cdot 4} = 4,9$$

Длину печи на уровне загрузочных окон принимаем по проекту печей Кузнецкого металлургического завода.

$$L = 14700 \text{ мм.}$$

Теплопереход в рассматриваемых подинах будет (кал/час):

$$Q = \frac{K \cdot \pi \cdot L (t_1 - t_0)}{n}$$

$$Q_I = \frac{12,02 \cdot 3,14 \cdot 14,7 (1600 - 20)}{4,9} = 12,02 \cdot 14883,6 = 178901 (100\%)$$

$$Q_{II} = 6,03 \cdot 14883,6 = 89748 (50,16\%)$$

$$Q_{III} = 7,48 \cdot 14883,6 = 111329 (62,53\%)$$

$$Q_{IV} = 7,28 \cdot 14883,6 = 108353 (60,56\%)$$

$$Q_V = 7,13 \cdot 14883,6 = 106120 (59,32\%)$$

Считая годовую работу печи в 7200 часов и принимая коэффициент полезного действия печи в  $30\%$ , при пересчете всего тепла в условные единицы (7000 калорий) и стоимостью 1 кг. угля (7000 калорий) в 1 коп. — получим годовую экономию в использовании тепла благодаря наиболее рациональному применению огнеупорных материалов (в рублях):

$$II \cdot \cdot \cdot \frac{(178901 - 89748) \cdot 7200}{7000 \cdot 0,3 \cdot 100} = 89453 \cdot 0,0343 = 3068,24 \text{ руб.}$$

$$III \cdot \cdot \cdot (178901 - 111329) \cdot 0,0343 = 2317,72 \text{ руб.}$$

$$IV \cdot \cdot \cdot (178901 - 108353) \cdot 0,0343 = 2419,80 \text{ ,,}$$

$$V \cdot \cdot \cdot (178901 - 106120) \cdot 0,0343 = 2496,39 \text{ ,,}$$

Если средний расход тепла на одну тонну стали принять в 1.200.000 калорий, то при пересчете на условное твердое топливо ( $7000 \frac{\text{кал}}{\text{кг}}$ ), при к. п. д. печи =  $30\%$  получим расход топлива в килограммах на 1 тонну стали:

$$\frac{1200000}{7000 \cdot 0,3} = 571,4 \text{ кг/тонну стали}$$

Принимая часовую производительность печи в 15 тонн стали, определим повышение коэффициента полезного действия печи, благодаря только более рациональному использованию огнеупорных материалов ( $\% \text{ } \frac{0}{0}$ ):

$$II \cdot \cdot \cdot \frac{(178901 - 89748) \cdot 100}{7000 \cdot 0,3 \cdot 15 \cdot 571,4} = 89453 \cdot 0,00000555 = 0,496\%$$

$$III \cdot \cdot \cdot (178901 - 111329) \cdot 0,00000555 = 0,375\%$$

$$IV \cdot \cdot \cdot (178901 - 108353) \cdot 0,00000555 = 0,391\%$$

$$V \cdot \cdot \cdot (178901 - 106120) \cdot 0,00000555 = 0,404\%$$

Из сопоставления представленного материала видно, что путем частичного изменения набора огнеупорных материалов в подине возможно получить по сравнению с типовой подиной:

1. Уменьшение теплоперехода в среднем на  $42\%$ , что определяет сбережение расходов по эксплуатации около 2500 руб. на 1 печь в год.

2. Повышение коэффициента полезного действия печи в среднем на  $0,4\%$ .

Указанное сбережение в 2500 руб. в год на 1 печь не представляет из себя крупного экономического фактора, ради которого следовало бы настаивать на решительном изменении характера набора подины. Мы рассматриваем указанную экономию как фактор, определяющий правильный путь, по которому должна быть направлена техническая мысль при разрешении вопроса о рациональной конструкции подины.

Наиболее важным является выяснение вопроса состояния температур как на поверхности каждого слоя огнеупорной кладки подины, металла, шлака, так равно и температуры пламени в печи, обеспечивающей оптимальные температурные условия ванны.

Как было уже указано выше температура наружного слоя магнезитовой наварки, т. е. поверхности соприкосновения расплавленного металла с магнезитовой наваркой, нами принята в  $1600^{\circ}\text{C}$  (американская практика указывает на температуру  $1590^{\circ}\text{C}$ ).

Указанную температуру мы и принимаем как отправную для расчета температур слоев огнеупорных материалов, металла и поверхности ванны (шлака).

Расчет ведем на период полного расплавления.

Интересующие нас температуры слоев огнеупорных материалов могут быть определены при посредстве элементарного уравнения перехода тепла путем теплопроводности (уравнение Фурье), рассматривая каждый слой, как однослойную плоскую стенку (для простоты расчета без значительных погрешностей) и ведя расчет на 1 квм. поверхности слоя.

Расчетное уравнение:

$$Q = \frac{\lambda}{\delta} (t_1 - t_2) \text{ кал/квм/час.}$$

где:  $Q$  — количество тепла в калориях на 1 квм/час.

$\lambda$  — коэффициент теплопроводности  $\left[ \frac{\text{кал}}{\text{м. град. час.}} \right]$

$\delta$  — толщина рассматриваемого слоя [м]

$t_1$  — температура верхней поверхности слоя в  $^{\circ}\text{C}$ .

$t_2$  — температура нижней поверхности слоя в  $^{\circ}\text{C}$ .

Теплопереход через 1 квм. подины в 1 час:

$$\text{Внутренняя поверхность подины} = \frac{3,14 \cdot 14,7 \cdot 8}{4,9} = 75,36 \text{ квм}$$

$$Q_I^I = 178901 : 75,36 = 2374 \text{ кал/квм/час.}$$

$$Q_{II}^I = 89748 : 75,36 = 1191 \quad "$$

$$Q_{III}^I = 111329 : 75,36 = 1477 \quad "$$

$$Q_{IV}^I = 108358 : 75,36 = 1438 \quad "$$

$$Q_V^I = 106120 : 75,36 = 1401 \quad "$$

Температуры поверхности огнеупорных слоев подины:

$$\text{Подина I: } 2374 = \frac{2,6}{0,645} (1600 - t_2); t_2 = 1011^{\circ}\text{C.}$$

$$2374 = \frac{2,48}{0,295} (1011 - t_3); t_3 = 731^{\circ}\text{C.}$$

$$2374 = \frac{0,99}{0,18} (731 - t_4); t_4 = 300^{\circ}\text{C.}$$

$$\text{Подина II: } 1191 = \frac{2,6}{0,38} (1600 - t_2); t_2 = 1426^{\circ}\text{C.}$$

$$1191 = \frac{2,5}{0,23} (1426 - t_3); t_3 = 1317^{\circ}\text{C.}$$

$$1191 = \frac{1,24}{0,41} (1317 - t_4); t_4 = 920^{\circ}\text{C.}$$

$$1191 = \frac{0,15}{0,1} (920 - t_5); t_5 = 126^{\circ}\text{C.}$$

$$\text{Подина III: } 1477 = \frac{2,6}{0,38} (1600 - t_2); t_2 = 1384^{\circ}\text{C.}$$

$$1477 = \frac{2,48}{0,395} (1384 - t_3); t_3 = 1194^{\circ}\text{C.}$$

$$1477 = \frac{2,0}{0,065} (1194 - t_4); t_4 = 1146^{\circ}\text{C.}$$

$$1477 = \frac{0,9}{0,345} (1146 - t_5); t_5 = 568^{\circ}\text{C.}$$

$$1477 = \frac{0,15}{0,035} (568 - t_6); t_6 = 199^{\circ}\text{C.}$$

$$\text{Подина IV: } 1438 = \frac{2,6}{0,38} (1600 - t_2); t_2 = 1391^{\circ}\text{C.}$$

$$1438 = \frac{2,48}{0,23} (1391 - t_3); t_3 = 1247^{\circ}\text{C.}$$

$$1438 = \frac{2,0}{0,065} (1247 - t_4); t_4 = 1205^{\circ}\text{C.}$$

$$1438 = \frac{0,9}{0,41} (1205 - t_5); t_5 = 551^{\circ}\text{C.}$$

$$1438 = \frac{0,15}{0,035} (551 - t_6); t_6 = 191^{\circ}\text{C.}$$

$$\text{Подина V: } 1401 = \frac{2,6}{0,38} (1600 - t_2); t_2 = 1395^{\circ}\text{C.}$$

$$1401 = \frac{2,48}{0,23} (1395 - t_3); t_3 = 1266^{\circ}\text{C.}$$

$$1401 = \frac{2,0}{0,05} (1266 - t_4); t_4 = 1234^{\circ}\text{C.}$$

$$1401 = \frac{0,9}{0,41} (1234 - t_5); t_5 = 567^{\circ}\text{C.}$$

$$1401 = \frac{0,15}{0,05} (567 - t_6); t_6 = 133^{\circ}\text{C.}$$

Аналогичным путем рассчитаем температуру поверхности металла и шлака. При расчете принимаем коэффициенты теплопроводности:

$$\text{Металла} — 62 \left[ \frac{\text{кал.}}{\text{м. град. час.}} \right]$$

$$\text{Шлака} — 18,5 — „ —$$

Толщину слоя металла принимаем в 750 мм., а шлака в 150 мм. \*)

\*) Прим. редан. Максимальная глубина ванны типовой печи = 685 мм.

Температуры поверхности металла:

Подина I:  $2374 = \frac{62}{0,75} (t - 1600); t = 1629^{\circ}\text{C}.$

„ II:  $1191 = \frac{62}{0,75} (t - 1600); t = 1614^{\circ}\text{C}.$

„ III:  $1477 = \frac{62}{0,75} (t - 1600); t = 1618^{\circ}\text{C}.$

„ IV:  $1438 = \frac{62}{0,75} (t - 1600); t = 1617^{\circ}\text{C}.$

„ V:  $1401 = \frac{62}{0,75} (t - 1600); t = 1616,9^{\circ}\text{C}.$

Температуры поверхности ванны (шлака):

Подина I:  $2374 = \frac{18,5}{0,15} (t^1 - 1629); t^1 = 1649^{\circ}\text{C}.$

„ II:  $1191 = \frac{18,5}{0,15} (t^1 - 1614); t^1 = 1624^{\circ}\text{C}.$

„ III:  $1477 = \frac{18,5}{0,15} (t^1 - 1618); t^1 = 1630^{\circ}\text{C}.$

„ IV:  $1438 = \frac{18,5}{0,15} (t^1 - 1617); t^1 = 1629^{\circ}\text{C}.$

„ V:  $1401 = \frac{18,5}{0,15} (t^1 - 1616,9); t^1 = 1628^{\circ}\text{C}.$

Расчитанные температуры приведены на фиг. 2.

	I	II	III	IV	V
ШЛАК	1829°	1614°	1618°	1617°	1616,9°
металл	1600	1600	1600	1600	1600
		1426	1384	1391	1395
	1011	1317	1194	1247	1256
			1146	1205	1234
	731	920			
	300		558	551	567
		126	199	191	133

Фиг. 2

Воспользовавшись элементарным уравнением теплоперехода, найдем среднюю температуру пламени в градусах Цельсия, обеспечивающую принятые нами температурные условия ванны.

Элементарное уравнение теплоперехода:

$$Q = \alpha (t^0 - t^1) \text{ кал. квм. час.}$$

где:

$\alpha$  — коэффициент теплоперехода в  $\frac{\text{кал}}{\text{квм. град. час.}}$

Принимаем  $\alpha$  при скорости движения газа 2,6 м/сек. (при нормальных условиях), что соответствует скорости движения газа при температуре в печи — 20 м/сек:

$$\alpha = 2 \cdot 10 \sqrt{2,6} = 18 \frac{\text{кал}}{\text{квм. град. час.}}$$

$t^0$  — температура пламени в  $^{\circ}\text{C}$ .

$t^1$  — температура поверхности шлака в  $^{\circ}\text{C}$ .

### Температура пламени в печи:

Подина I:	2374 = 18 ( $t^0 - 1649$ );	$t^0 = 1781^{\circ}\text{C}$ .
„ II:	1191 = 18 ( $t^0 - 1624$ );	$t^0 = 1690^{\circ}\text{C}$ .
„ III:	1477 = 18 ( $t^0 - 1630$ );	$t^0 = 1712^{\circ}\text{C}$ .
„ IV:	1438 = 18 ( $t^0 - 1629$ );	$t^0 = 1709^{\circ}\text{C}$ .
„ V:	1401 = 18 ( $t^0 - 1628$ );	$t^0 = 1706^{\circ}\text{C}$ .

Приведенные значения температур пламени печи указывают на возможность создания в печи нормального температурного режима при относительно пониженных температурах пламени, благодаря сокращению тепловых потерь через под печи. С другой стороны сокращение потерь тепла через под обеспечивает большую возможнос форсированного хода печи без особой опасности поджога огнеупорной кладки печи, особенно свода.

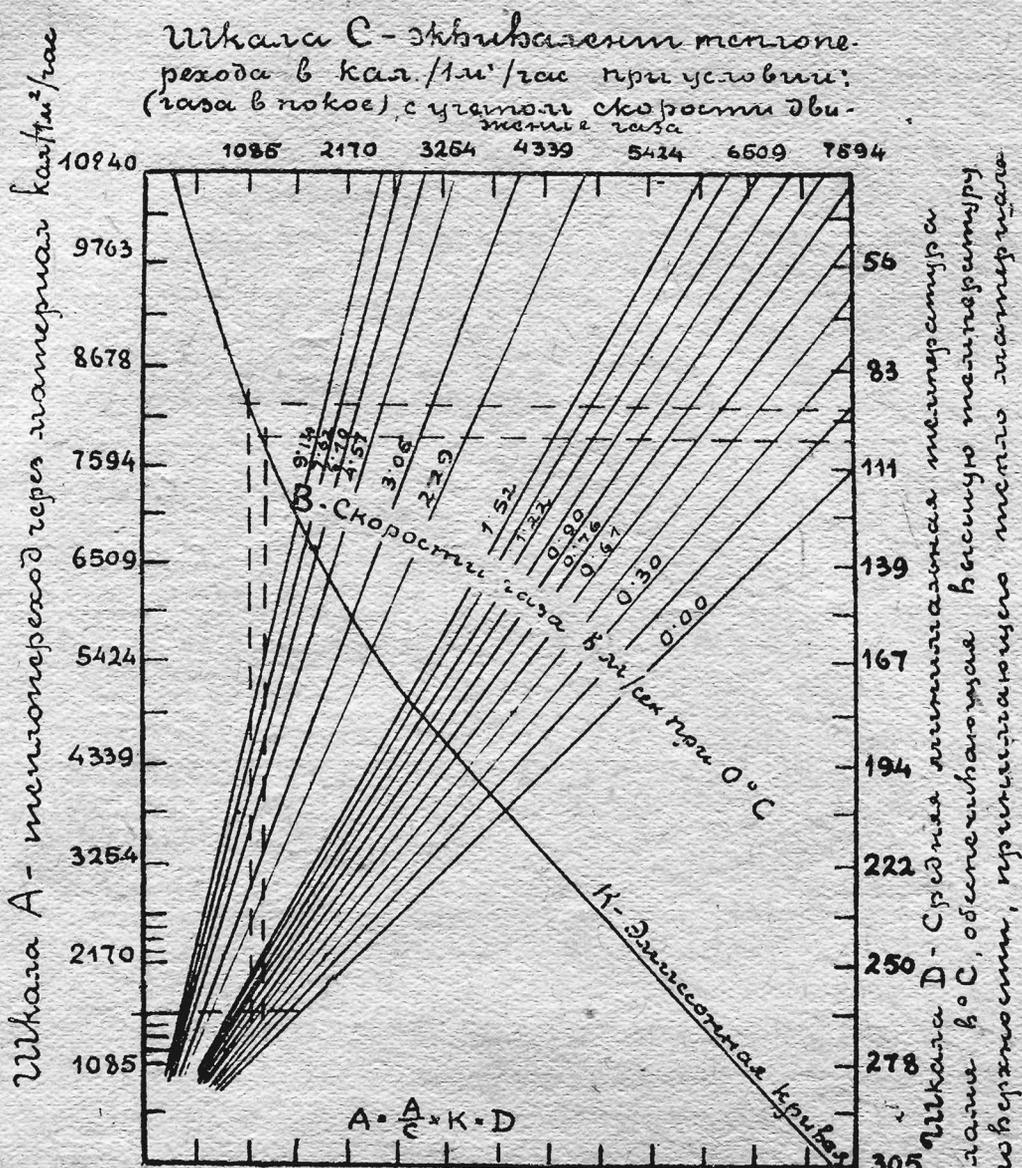
Примененный нами метод расчета температуры пламени в печи является несомненно приближенным. Передача тепла в мартеновской печи ванне происходит путем лучеиспускания и конвекцией. Поэтому следовало бы с учетом обоих видов теплопередачи и рассчитать интересующие нас температуры. Мы остановились на этом упрощенном пути исключительно потому, что полученные нами результаты при подборе соответствующего коэффициента  $\alpha$  практически совершенно не отличаются от результатов полученных расчетом по номограмме предложенной для этой цели Buell'ом (фиг. 3)

Например, температура пламени для подины I по нашему расчету  $1781^{\circ}\text{C}$ , а по номограмме  $1783^{\circ}\text{C}$ ; для подины II соответственные температуры  $1790^{\circ}\text{C}$  и  $1791^{\circ}\text{C}$ .

Исследуя температурный перепад (изменение температуры в градусах на 1 мм. толщины слоя) в соответствующих слоях огнеупорной массы рассматриваемых подин, как фактор влияющий на продолжительность службы огнеупорного материала, мы видим, что если в подине I соответствующие температурные перепады для магнезитового кирпича =  $1^{\circ}\text{C}/1\text{мм}$ , для шамотового кирпича  $2,4^{\circ}\text{C}/1\text{мм}$ ., то средние температурные перепады для II, III, IV и V подин соответственно будут —  $0,5^{\circ}\text{C}/1\text{мм}$ . и  $1,4^{\circ}\text{C}/1\text{мм}$ . Совершенно очевидно, что физическая стойкость предлагаемых подин значительно выше подины печей Кузнецкого завода. \*)

В заключение осветим вопрос об относительной стоимости рассмотренных подин. Этого вопроса мы коснемся только с точки зрения сравнительной стоимости самого огнеупорного материала; расходов по кладке во внимание не принимаем. Расчет объемов огнеупорных материалов подин произведем по среднему (через выпускное отверстие) поперечному сечению печи. Очевидно,

\*) Прим. Ред. Уменьшенный температурный градиент в этих случаях вызывает расширение зоны, подвергающейся действию очень высоких температур. Это может привести на оборот, к ухудшению физической стойкости пода.



Ср. 3.

что полученные нами результаты будут отличаться от фактического расхода огнеупорных материалов, ввиду того, что слои огнеупорной массы по продольному и поперечному сечению печи изменяются. Но так как наша задача дать не абсолютные стоимости рассматриваемых подин, а относительные, применяя ко всем подинам один и тот же метод расчета, поэтому возможные отклонения в объеме (и весе) огнеупорных материалов от фактических расходов хотя бы на 50% не будут иметь никакого значения.

Расчет объемов огнеупорных материалов в подинах производим по формуле:

$$V = \frac{L \cdot \pi}{4 \cdot 4,9} \cdot (D_2^2 - D_1^2) \text{ кбм.}$$

где:

- V — объем огнеупорного материала в кбм.
- L — длина подины в м.

$D_2$  и  $D_1$  — внешний и внутренний диаметр слоя огнеупорной массы в м.  
Объемные веса и стоимости (по ценам строймартеновского цеха КМЗ) тонны огнеупорных материалов:

	Объемный вес	Стоимость 1 тонны в руб.
Магнезитовый порошок . . . . .	2,5	92,30
Магнезитовый кирпич . . . . .	2,6	121,80
Шамотовый кирпич . . . . .	1,8	109,60
Хромистый железняк . . . . .	4,0	90,00
Хромистый кирпич . . . . .	3,0	120,00
Изоляция . . . . .	0,6	102,00

Таблица 2.

ПОДИНЫ:	Магнези- товый порошок	Магне- зитовый кирпич	Хромист. масса или кирпич	Шамото- вый кирпич	Изоля- ция	ВСЕГО
1	2	3	4	5	6	7
I. Объем (кбм)	52,41	26,58	—	17,02	—	96,02
Вес (тонн)	131,02	69,11	—	30,67	—	230,80
Стоимость (руб.)	12093,15	8417,60	—	3361,43	—	23872,18
II. Объем (кбм.)	29,94	—	19,41	37,13	9,54	96,02
Вес (тонн)	74,85	—	58,23	66,83	5,72	205,60
Стоимость (руб.)	6908,66	—	6987,60	7324,59	583,44	21804,29
III. Объем (кбм.)	29,94	25,10	5,76	31,86	3,36	96,02
Вес (тонн)	74,85	65,26	23,04	57,37	2,02	222,54
Стоимость (руб.)	6908,66	7848,69	2073,60	6287,75	206,04	23323,74
IV. Объем (кбм.)	29,94	19,41	5,69	37,62	3,36	96,02
Вес (тонн)	74,85	50,47	22,76	67,72	2,02	222,05
Стоимость (руб.)	6908,66	6147,27	2048,40	7422,11	206,04	22732,48
V. Объем (кбм.)	29,94	19,41	4,37	37,51	4,79	96,02
Вес (тонн)	74,85	50,47	17,48	67,52	2,87	217,42
Стоимость (руб.)	6908,66	6147,27	1573,20	7400,19	292,74	22332,06

Объемы огнеупорных материалов, их веса и стоимость представлены в таблице 2

Из сопоставления данных табл. 2 видно, что все рекомендуемые подины оказываются легче подин печей КМЗ по весу, примерно, от 8 до 25 тонн, дешевле по стоимости от 548,44 руб. до 2067,89 руб., что составляет почти 10% от всей стоимости огнеупорных материалов расходуемых в подину.

Кроме того значительная экономия расходов и времени определяется при процессе наварки пода. Практика наварки пода подтверждает продолжительность наварки одного слоя толщиной в 15 мм. в среднем около 6 часов. Таким образом благодаря сокращению наварной части пода до 380 мм. сокращает время наварки, примерно, на 108 часов, т. е. почти на 4 суток ранее может быть введена печь в эксплуатацию, не считая сокращение затрат по самой наварке.

На основании всего изложенного можно сделать следующие общие выводы:

1. Приведенными расчетами и американской практикой подтверждается рациональная конструкция подины основной мартеновской печи, состоящей: из молотого магнезита, магнезитового или хромистого кирпича, шамотового кирпича и изоляции. Применение нейтральной хромистой массы между кислым шамотом и основным магнезитом (если применяется магнезитовый кирпич) является обязательным.

2. С термической стороны наиболее рациональной следует признать подину, имеющую приведенный коэффициент теплопередачи

$$K \text{ от } 6 \text{ до } 7 \left( \frac{\text{кал.}}{\text{м. град. час.}} \right)$$

3. Наварная часть подины из магнезитового порошка в 150-тонных печах может быть сокращена с 645 мм. до 380 мм. (и даже меньше), т. е. на 40%, что дает значительное сокращение расхода огнеупорных материалов, времени и расходов по наварке, не ослабляя основного качества — стойкости подины.

4. Должно быть особенно рекомендовано увеличение слоя шамотного кирпича до 410 (и выше) мм., что помимо удешевления подин обеспечивает и большую сопротивляемость теплопереходу.

5. Применение магнезитового кирпича может быть рекомендовано (в случае отсутствия хромистого кирпича) в пределах до 230 мм. с обязательной прослойкой хромистой массы толщиной в 60-50 мм., отделяющей магнезитовый кирпич от шамота.

6. Непосредственно на плиты помещать соответствующий требованиям изоляционный материал толщиной в 40-50 мм. В крайнем случае может быть рекомендована подушка из тонкого и чистого кварцевого песка, на которую и укладывается последующий слой шамотового кирпича.

Сталинск, 1934 г.

■ ■ ■

Доцент А. П. ВЛАДИМИРОВ  
(Сиб. Metallургич. Институт).

## Стойкость сводов 150-тонных мартеновских печей Кузнецкого завода\*).

### 1. Данные о стойкости сводов.

Мерилом стойкости сводов мартеновских печей является число плавков выдерживаемых ими. Этим мерилom нельзя пользоваться для сравнения стойкости сводов печей малого, среднего и большего тоннажа, так как весь свод в целом и отдельные кирпичи, его составляющие, изнашиваются при продолжительном воздействии на них тепла печных газов, шлаков и т. п., т. е. они изнашиваются во времени. Время же, затрачиваемое на 1 плавку в больших и малых печах различно, и, естественно, что при прочих равных условиях, один и тот же кирпич выдержит большее количество плавков в своде малой печи, и, наоборот, своды больших печей выдерживают, как правило, число плавков меньшее, чем печи среднего и малого тоннажа.

Таким образом стойкостью свода, выраженной в плавках, можно пользоваться лишь как мерилom для сравнения однотипных по размерам печей.

В распоряжении автора нет, к сожалению, данных о стойкости сводов 150-тонных печей Магнитогорского и Макеевского заводов, но в подтверждение указания о недопустимо низкой стойкости сводов первых 8 мартеновских печей на Кузнецком заводе, можно привести ряд следующих фактов.

Таблица № 1.

№№ печей	КАМПАНИИ ПЕЧЕЙ						
	1	2	3	4	5	6	7
1	152	197	107	98	83	105	123
2	146	146	73	119	94	—	115
3	196	133	129	95	—	—	138
4	152	149	103	96	—	—	125
5	112	88	61	60	—	—	80
6	94	—	—	—	—	—	94
7	85	67	82	—	—	—	78
8	71	—	—	—	—	—	71

Стойкость сводов аналогичных печей американских заводов колеблется, обычно, в пределах 200—300 плавков.

Во данным Вуелл'а стойкость сводов американских больших мартеновских печей обычно укладывается в пределы 250—350 плавков.

\*) Результаты обследования причин пониженной продолжительности кампании мартеновских печей КМЗ, изложенные в настоящей статье, были доложены автором на заседании НИТОМ КМК и СМИ 5 июня 1934 года.

Из 18 исследованных Ларсеном и др. американских мартеновских печей 5 печей, работавших на садке свыше 100 т. обнаруживают длительность кампании в плавках:

Таблица № 2

САДКА	100	100	100	115	115
Выдано плавков	300	225	200—250	220—250	270—300

По нормам Дюссельдорфского Теплотехнического бюро верхнее строение печей большого тоннажа должно за одну кампанию выдать, ориентировочно, 45.000 тонн стали, что в переводе на количество плавков для 150-тонных печей составляет:

$$45000 : 150 = 300 \text{ плавков.}$$

Печи меньшего тоннажа дают в Германии (по тем же данным) 400—500 плавков, обычно, и до 600 в отдельных случаях.

Небольшие мартеновские печи нашего Союза в отдельных случаях также дают очень высокие показатели.

Так например, мартеновский цех завода „Красный Октябрь“ имел во второй половине 1933 года такие результаты:

Печь № 2 — 402 плавки (кампания не закончена);

Печь № 4 — 481 „

Печь № 5 — 359 „

Печь № 6 — 342 „ (кампания не закончена).

Еще лучше обстояло дело с продолжительностью кампании печей работающих на нефти и с большим количеством скрапа на заводе „Серп и Молот“, где в октябре 1933 г. данные говорили о следующем:

Печь № 1 — 438 плавков (кампания не закончена)

Печь № 2 — 500 „ ( „ — „ — „ )

Печь № 3 — 595 „ ( „ — „ — „ )

Печь № 5 — 491 „

Печь № 6 — 404 „ (кампания не закончена)

Печь № 7 — 383 „ (кампания не закончена).

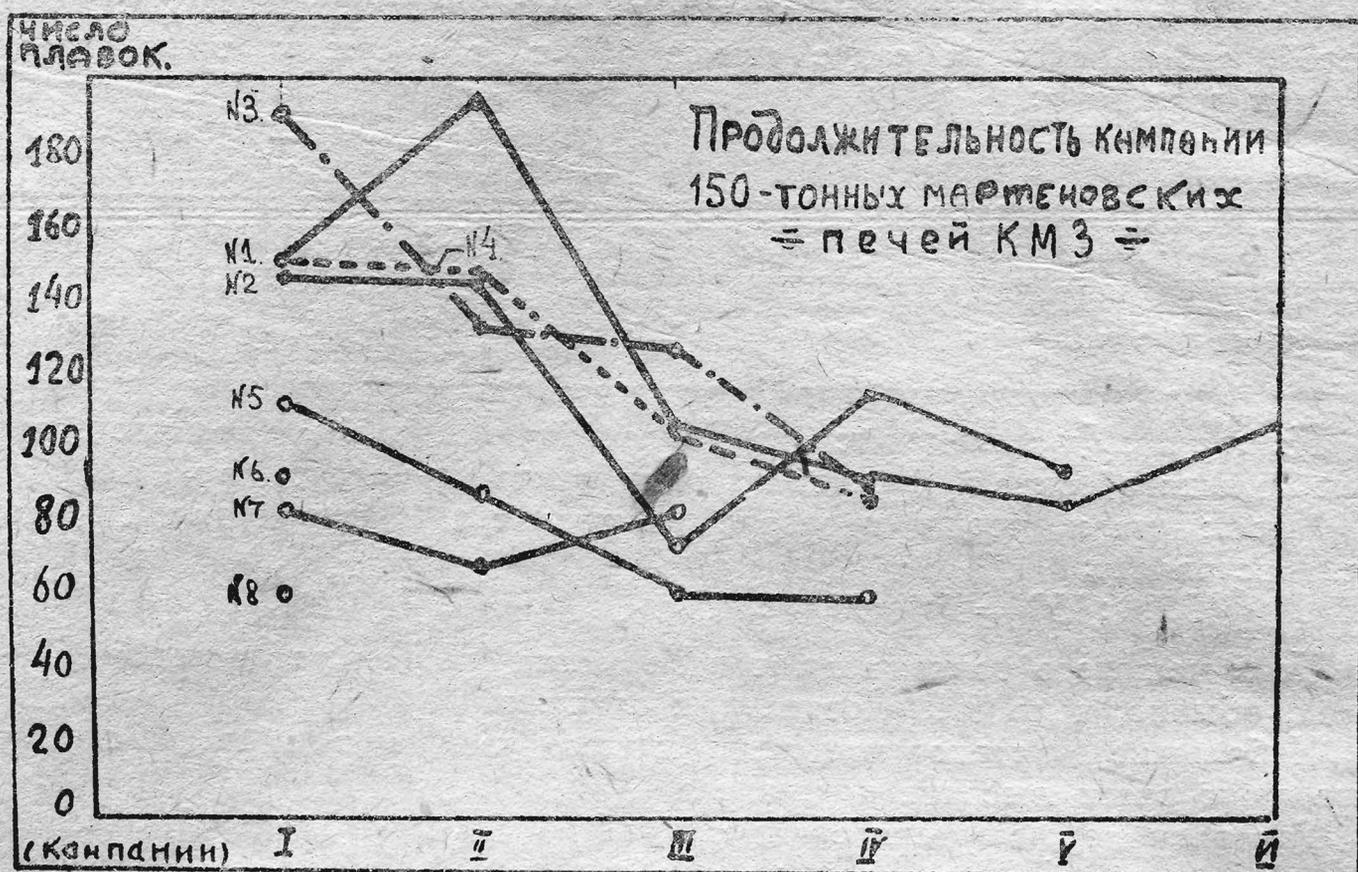
Весьма не плохо работают мартеновские печи Лысьвенского завода, где в том же месяце две печи еще работали, при чем одна на 422-й плавке от начала кампании, другая — на 472-й плавке.

Если даже предположить, что продолжительность плавков на этих заводах составляет только половину того времени, которое затрачивается на 1 плавку на Кузнецком заводе (эта величина составляет в среднем около 12 часов) и, таким образом, при сравнении стойкости сводов принять эквивалент, равный двум, то и при этом стойкость сводов мартеновских печей на Кузнецком заводе окажется раза в 2—2,5 ниже, чем на приведенных выше заводах.

Приведенная таблица № 1 стойкости сводов по печам обнаруживает широкий предел колебаний стойкости в общем от 20 до 197 плавков, при чем средние стойкости по печам колеблются в более узких пределах от 71 до 138 и средняя стойкость сводов по цеху на 1 июня 1934 года составляла 103 плавки.

Фиг. 1 обнаруживает общую тенденцию по всем печам к снижению стойкости сводов, тенденцию весьма последовательную как для печей, работающих на смеси доменного с коксовым газом, так и для печей, работающих на генераторном газе.

Громадный процент простоев и систематическое недовыполнение цехом плана не могли не привести к специальному исследованию вопроса о стойкости сводов, в условиях работы 150-тонных печей на Кузнецком заводе, результаты которого и приводятся ниже.



Фиг. № 1

## 2. Факторы, определяющие стойкость сводов.

Стойкость сводов определяется в основном тремя факторами. Первый из них,—это нормальная изнашиваемость свода, как сооружения, подвергающегося постепенному разрушающему действию печных газов, засасываемого в печь холодного воздуха, брызг шлака, шихтовой пыли и т. д. Это факторы, характеризующие нормальный износ свода.

С другой стороны, два других фактора, определяющих, порой, стойкость свода, характеризуют ненормально ранний выход свода из строя. Эти факторы, в условиях работы мартеновских печей, сводятся обычно к поджогам сводов и взрывам в печи.

Несомненно, все 3 фактора накладывали свой отпечаток на службу сводов печей Кузнецкого завода, при чем в известный период времени поджоги сводов и даже взрывы на печах были частым явлением. Последние 2 фактора обуславливались переводом мартеновских печей с генераторного газа на смесь доменного с коксовым, с одной стороны, и чрезвычайно пониженной квалификацией, в среднем, обслуживающего персонала—с другой.

Не останавливаясь на разборе факторов, вызывавших ненормальный износ и преждевременный выход из строя сводов по причинам, связанным с ошибками или неумением работать обслуживающего персонала, рассмотрим условия нормального износа свода, имеющие место в действительности.

Факторы, от которых зависит степень изнашиваемости сводов в основном можно разбить на ряд групп:

1. Факторы, связанные с режимом работы печи, как производственного агрегата;

2. Факторы, связанные с конструкцией свода, как теплотехнического сооружения;

3. Факторы, определяющие стойкость свода, как механического сооружения и

4. Факторы, связанные с качеством кирпича, из которого выложен свод.

Качество Кузнецкого динаса и связь между конструкцией свода и его стойкостью рассматриваются нами особо; в настоящей же статье мы разберем влияние на продолжительность кампании лишь условий работы цеха, т. е. стойкости печей и сводов при данной конструкции и данном кирпиче.

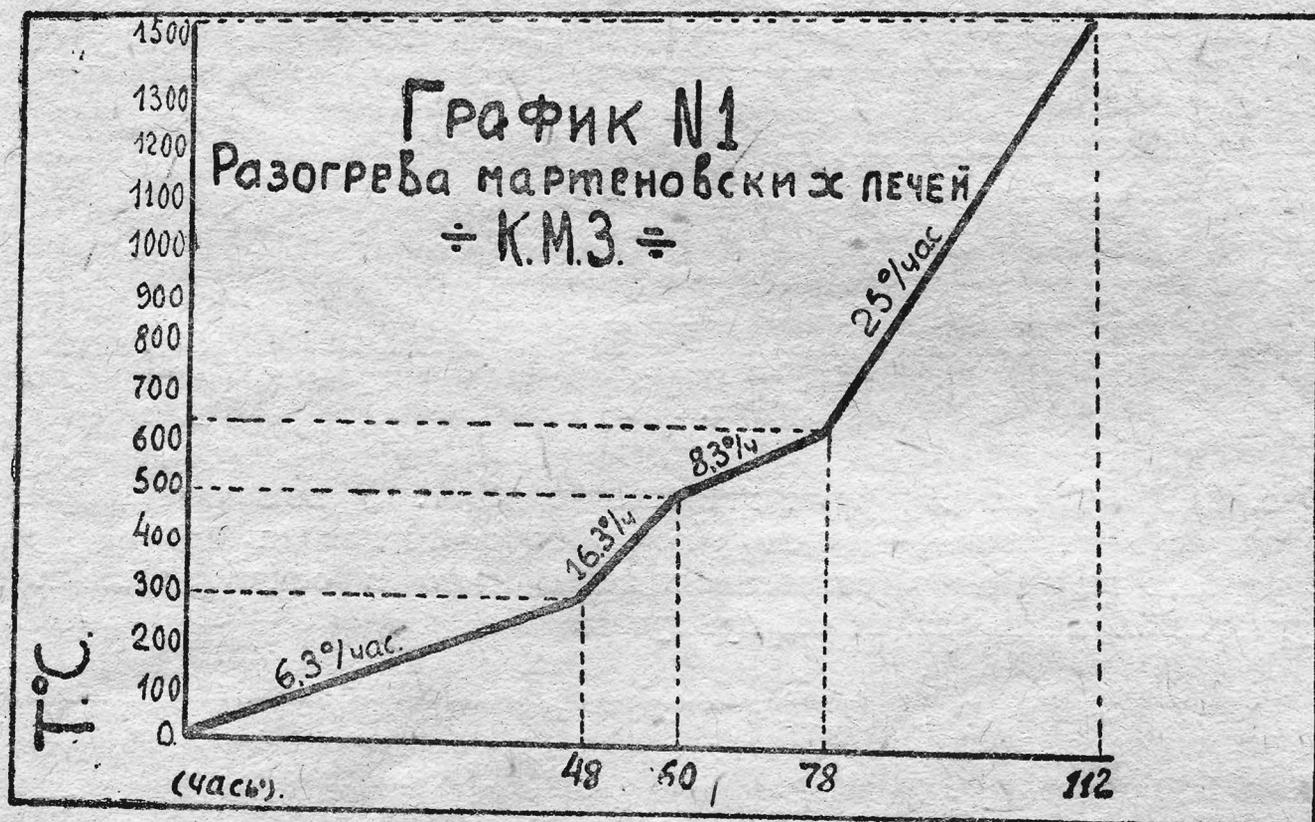
### 3. Разогрев печей.

Сравнивая стойкость сводов и продолжительность кампании мартеновских печей в настоящее время с недавним прошлым, нетрудно заметить, что в большинстве случаев кривые стойкости мартеновских печей всех заводов Союза идут к низу.

Уменьшение продолжительности кампании мартеновских печей особо заметным становится с 1929 г.—1930 года, и рассматривается оно, главным образом, в связи с ухудшением качества динаса и понижением средней квалификации обслуживающего печи персонала.

Не отрицая значимости каждого из этих двух факторов, остановим свое внимание на еще одном, несомненно, имеющем не менее важное значение, факторе, с которым также связан преждевременный выход печей из строя. Это—интенсивность подъема температуры при разогреве мартеновских печей.

В старой мартеновской практике положение, трактуемое о том, что чем медленнее разогревается печь, тем больше она простоит—являлось неопровержимым.



Фиг. № 2

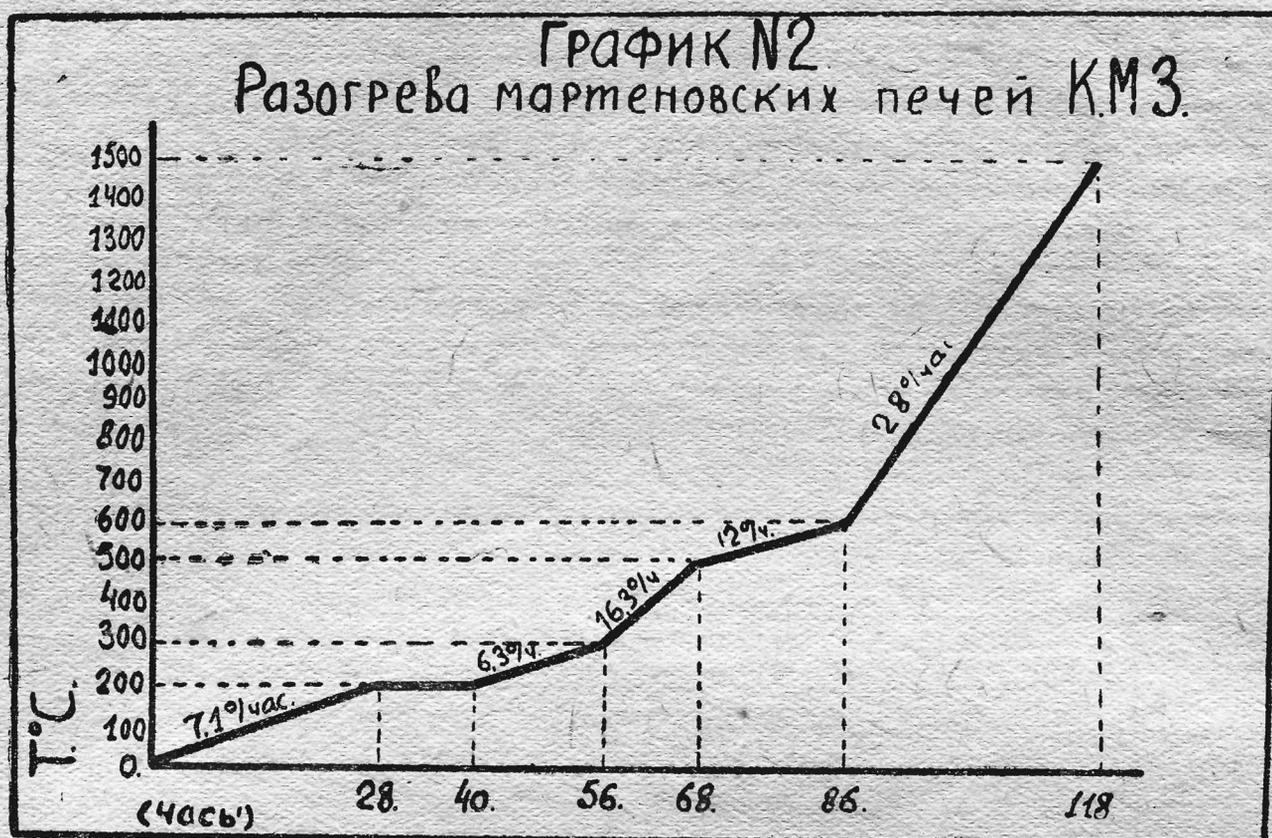
Вместе с тем, в период, когда на наших заводах стала внедряться жесткая производственная дисциплина и невыполнение плана для многих заводов явилось стимулом к пренебрежению некоторыми установленными ранее принципами, характер разогрева мартеновских печей резко изменился.

Многие заводы, ради ускорения выполнения плана стали заметно сокращать период разогрева печей. Так как печи плавил сталь и при быстром разогреве, то вскоре укорочение периодов разогревов стало общераспространенным явлением. Дело дошло даже до того, что от правления Востокостали последовало распоряжение об ускорении периодов разогревов. На отдельных заводах были достигнуты мировые рекорды—печи разогревались в 2 дня, и для достижения соответствующего эффекта костры раскладывались одновременно в рабочем пространстве печи и в шлаковиках (Надеждинский завод).

Резкое понижение продолжительности кампаний мартеновских печей вскоре же заставило оставить также ультра-передовые методы подготовки печей к плавке, но следы этих „усовершенствований“ процесса разогревов печей можно наблюдать в достаточном количестве и в настоящее время.

На наших заводах нет единого метода разогрева печей. Нет также, большей частью, и контроля подъема температуры в печи при разогреве. В тех же случаях, когда этот контроль установлен—принципы, кладущиеся в основу разогрева, далеко не всегда являются правильными.

Примером могут служить кривые разогрева печей, разрабатывавшиеся в мартеновском цеху Кузнецкого завода.



Фиг. №3

Фиг. 2, 3 и 4 иллюстрируют эти кривые. Фиг. 5 показывает кривую, выработанную в мартеновском цеху Магнитогорского завода.

С первого же взгляда становится ясным, что в основу составления этих кривых положены различные принципы.



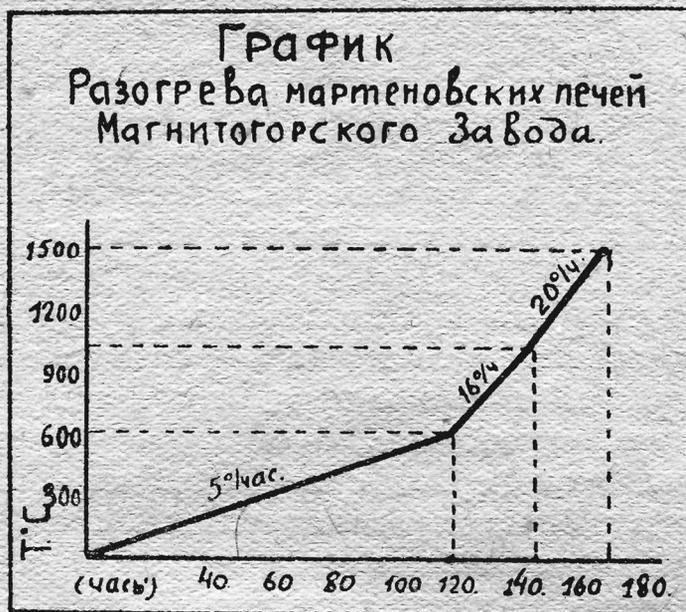
Фиг. № 4

Наличие горизонтальных участков на одних и отсутствие их на других, равноускоренный подъем температуры в одном случае и переменчивость темпов—в другом, различное количество часов, отводящееся на нагрев—вот то, что заметно отличает эти кривые друг от друга.

При составлении кривых разогрева следует твердо помнить о том, что они должны вполне соответствовать качеству кирпича, из которого выложен свод печи.

При повторной выкладке сводов из кирпича другого сорта, соответственно должны измениться и кривые разогрева.

Однако, такое изменение не всегда может иметь место, как это мы увидим ниже, и связано оно с характером выбранной кривой.



Фиг. № 5

При выборе кривых разогрева надо дать себе отчет о следующих вопросах:

1. Какова должна быть продолжительность сушки печей?
2. В каких температурных точках происходят аллотропические превращения?
3. Каков подъем температуры избирается в этих участках?
4. Каковым должен быть подъем температуры между критическими точками?
5. Какова должна быть общая продолжительность разогрева печи?

#### 4. Сушка печей

Нет необходимости доказывать то положение, что даже и в печи, рабочее пространство которой выложено на сухо, кладка и порошок содержат в себе гигроскопическую влагу. Это в особенности относится к динасовому кирпичу, пористость которого достигает 18-28%. При том небрежном способе хранения динаса, которым отличаются почти все наши заводы, поглощение влаги из воздуха становится еще более значительным.

Динасовый кирпич, внесенный в рабочее пространство какой-либо печи и помещенный таким образом, чтобы нагрев касался одновременно всех его поверхностных точек, можно сушить недолго. На сушку сырца затрачивают обычно 24 часа, а для фасонных кирпичей—36 часов. Казалось бы, что обожженный кирпич в кладке мартеновской печи должен отнять гораздо меньше времени.

Однако, в действительности, сушка кирпича в своде происходит таким образом, что испарение влаги начинается лишь с того участка кирпича, который обращен непосредственно к рабочему пространству печи, и вследствие этого, она затягивается надолго.

Относительно быстрое поднятие температуры в печи связано с расширением паров влаги и увеличением их давления в порах кирпича, что неминуемо ведет к образованию внутренних перенапряжений в кирпиче и влечет за собой растрескивание кладки, а иногда даже и скалывание поверхностей кирпича в самом начале нагрева.

Поэтому сушку мартеновской печи ведут очень осторожно, и практика лучших заводов давно установила для этого интервал времени равный 2 суткам.

На протяжении этого периода температура в печи подымается до  $150^{\circ}$ - $200^{\circ}$  и лишь после этого в кирпиче начинаются аллотропические превращения.

Рабочее пространство печей выложенных на растворе сушится еще дольше—обычно около 60 часов.

При разогреве мартеновских печей Кузнецкого завода, в течении долгого времени, подъем температуры в печи при сушке ее и разогреве вовсе не контролировался.

Когда же с 12 мая 1934 г. при разогреве печи № 1 такой контроль был применен—осторожность в период сушки печи не была доведена до предела требуемого.

На фиг. 2 мы видим, что предположенный процесс сушки печей Кузнецкого завода укладывается в те же 48 часов вместе с последующим периодом—периодом превращения альфа-тридимита и альфа-кристобалита в модификации  $\beta$ —тридимит и кристобалит.

Более удачным является период сушки печи на кривой фиг. 3 и 4, где период сушки растянут на более продолжительный срок.

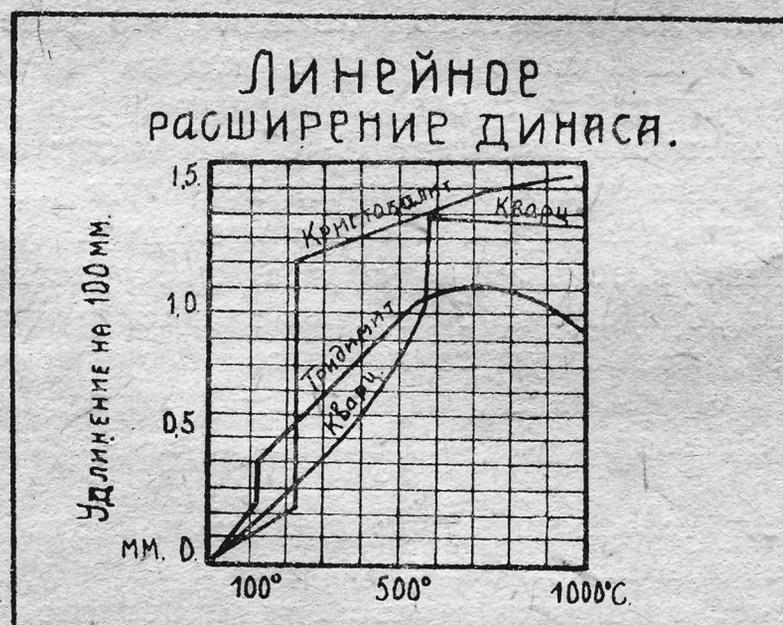
Вполне целесообразно устанавливает интервал времени для сушки печи кривая фиг. 5, где до аллотропических превращений подъем температуры совершается медленно и равномерно в течение 2-х суток.

## 5. Критические точки.

Осторожность разогрева печи при различных критических точках находится в тесной связи со степенью тридимитизации и кристобалитизации кирпича, до его укладки в своде мартеновской печи.

Так как во всяком обожженном кирпиче имеется то или иное количество кварца, тридимита и кристобалита, то в зависимости от количества каждого из них, нагрев кирпича может принимать различный характер.

Чем больше в кирпиче кварца, тем больше должна быть выдержка при температуре  $575^{\circ}$  С и тем, соответственно она может быть меньше в интервале температур  $200$ — $300^{\circ}$  С. (фиг. 6).



Фиг. № 6

Обратно, чем больше тридимитизирован кирпич, тем большее значение приобретает при нагреве интервал температур, в котором тридимит и кристобалит переходит из модификации  $\alpha$  в модификацию  $\beta$ , и тем меньше значения имеет температура  $575^{\circ}$ , при которой  $\alpha$  кварц переходит в модификацию  $\beta$  кварц.

Вместе с тем, если бы кирпич имел в равном количестве кварц, тридимит и кристобалит, то наибольшей осторожности следовало бы придерживаться при переходе температуры  $230^{\circ}$ , т. к. наиболее резкий скачек при изменении модификации дает кристобалит.

Это весьма существенно для тех заводов, которые употребляют динасовый кирпич с повышенным (против обычного) содержанием кристобалита. К таким заводам относится и Кузнецкий, динасовый кирпич которого содержит до 26—30% кристобалита, 60—70% тридимита и лишь 7—10% кварца.

В этих случаях вся тяжесть критических превращений ложится на температуры порядка  $100^{\circ}$ — $230^{\circ}$ , и, следовательно, в этих случаях, осторожное поднятие температуры в печи более всего необходимо именно при переходе нижних критических точек, а не верхних.

## 6. Подъем температуры в печи.

Предположим, что для соблюдения максимальной предосторожности при разогреве, мы поступим так, как поступают в большинстве случаев—в критических точках в течении нескольких часов не будем повышать температуры. После этого, до наступления следующей критической точки, снова начнем повышать температуру. Между критическими точками нет резких изменений объема кирпича и подъем температуры в этом интервале обычно усиливается.

Такой метод нагрева изображен на фигурах 2 и 3. И такой метод, принципиально ошибочен.

Вспомним, что динасовый кирпич в своде мартеновской печи подвержен лишь одностороннему нагреву. Разделим такой кирпич, мысленно, на ряд участков и учтем, что при температуре поверхности кирпича внутри печи  $=1600^{\circ}$  и снаруж  $=300^{\circ}$ , перепад температуры в нем очень велик.

Для 380 миллиметрового кирпича такой перепад температуры в среднем составляет  $3,4^{\circ}$  на каждый миллиметр кирпича.

При разогреве печи вышеуказанным методом, наружная корочка кирпича прекрасно выдержит подъем температуры до критических точек, равно, как и остановку в подъеме температуры и последующий более резкий подъем.

Для этого слоя кирпича кривая разогрева, отложенная на фигуре 7, займет положение „а“.

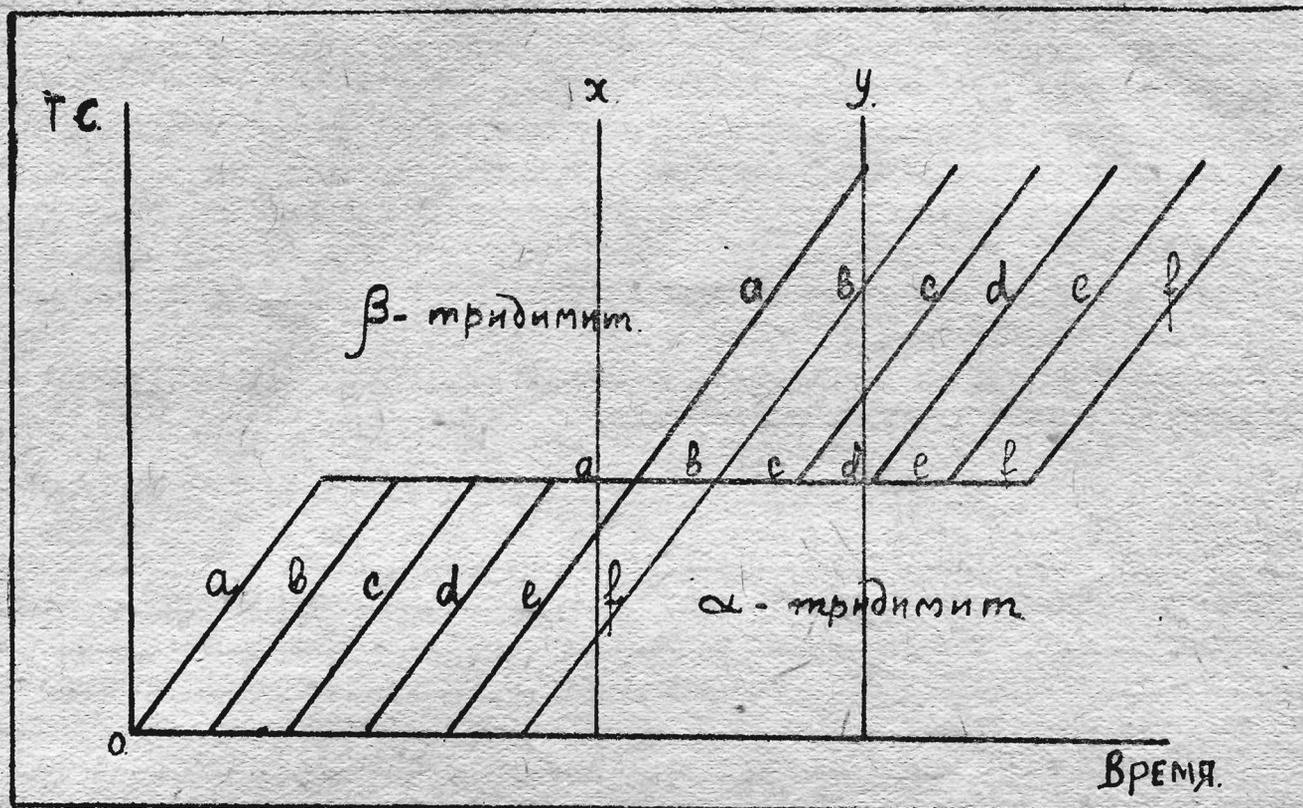
На ряду с этим, в следующем, за первым, слоем, объемные изменения во времени несколько запоздают. Температурная кривая для этого слоя изобразится на той же фиг. 7 кривой „в“, одна из ветвей которой накладывается на ветвь кривой „а“, хотя и смещена относительно ее несколько вправо. Для каждого последующего слоя температурные кривые займут положения „с“, „d“, е, „f“ и т. д.

Пользуясь этой диаграммой нетрудно установить, что в то время, как в первом слое температурные превращения уже заканчиваются, в одном из ближайших последующих слоев они еще только начинаются (сечение  $x$  и  $y$ ).

Естественно, что более резкое поднятие температуры, такое какое принято на фиг. 1 и 2 после прохождения первых критических точек, допустимое для наружного слоя сводового кирпича—недопустимо для всех последующих слоев.

Отсюда вытекает совершенно неоспоримое положение: в условиях одностороннего разогрева сводового кирпича в мартеновской печи, подъем температуры как при переходе через критические точки, так и между ними должен быть совершенно однороден.

Если мы имеем дело с кирпичем в значительной мере тридимитизированным, для которого большее значение имеют нижние критические точки, то подъем температуры можно вести по кривой таким образом, чтобы темпы поднятия температуры в каждую последующую единицу времени все возрастали. Иными словами, в этом случае разогрев печи должен быть произведен по кривой, выпуклостью обращенной в сторону абсцисс.



Фиг. № 7

В случае, когда критические точки перехода кварца приобретают большое значение для кирпича кривая до окончания всех превращений спрямляется так, как то представлено на фиг. 5.

Однако, более резкое поднятие температуры после  $600^{\circ}$  следует признать нецелесообразным, опять-таки, по тем же соображениям, ибо заканчивающиеся в наружном слое превращения будут сопровождаться превращениями в последующих слоях, отстающих во времени один от другого. Увеличение же интенсивности теплового потока, относительно благоприятно переносимое теми слоями кирпича, в которых все переходы совершены, будет весьма неблагоприятно воспринято всеми остальными его слоями, в которых эти переходы либо только начинаются, либо еще не начаты.

Поэтому вполне благоразумно поступают американцы, допускающие при разогреве печей один и тот же подъем температуры вплоть до  $800^{\circ}$  С (хотя превращения заканчиваются при  $575^{\circ}$  С).

С этой точки зрения и график разогрева мартеновских печей Магнитогорского завода, выгодно отличающийся от графиков Кузнецкого завода, является не вполне выдержанным и требует коррективов.

## 7. Графики разогрева печей.

Правильно ведущийся разогрев печи должен сопровождаться обязательным контролем за поднятием температуры в печи и ростом свода.

Этот контроль должен осуществляться в соответствии с заранее выработанной кривой, по которой предположен разогрев печей.

Выше нами уже приводились в пример графики разогревов Кузнецкого и Магнитогорского заводов. В отношении первых полезно указать на то, что в процессе работы, под влиянием результатов разогрева и в связи с настойчивыми указаниями автора, кривые систематически перерабатывались,

хотя ни одну из трех выработанных в мартеновском цеху Кузнецкого завода кривых нельзя признать удовлетворительной.

График № 1 страдает как повышенной скоростью сушки печи, так и общей недостаточностью продолжительности разогрева. Между  $300^{\circ}$  и  $500^{\circ}$  интенсивность поднятия температуры возрастает больше чем в 2,5 раза, что неблагоприятно отражается на следующих за корковым, слоях, в которых еще не закончились превращения.

Последующий график № 2 удлиняет общий интервал времени, отводимый для поднятия температуры в печи до  $300^{\circ}$ , но несмотря на это он сокращает время фактически затрачиваемое на сушку ( $7,1^{\circ}$ /час вместо  $6,3^{\circ}$ /час). Это компенсируется горизонтальным участком на кривой подъема температуры при  $200^{\circ}$ . В действительности переход из  $\alpha$  в  $\beta$ —кristобалит совершается при несколько более высокой температуре ( $230^{\circ}$ ) и эта выдержка может не достигнуть цели. Кроме того, из рассмотренного в предыдущей главе ясно, что остановки в подъеме температуры в сущности не достигают цели, т. к. при постоянстве теплового потока (установившийся процесс теплопередачи), температурный градиент также устанавливается до какого то постоянного значения и пока на поверхности кирпича температура остается неизменно критической, до тех пор на последующих участках температура будет оставаться неизменно ниже критической. Таким образом, остановки в подъеме температур могут быть полезны только для внешнего слоя кирпича. Для всех последующих слоев они не достигают цели.

В свете этих соображений ничего, кроме усложнения процесса нагрева печи не может внести график № 3. В нем есть сдвиг в положительном направлении—увеличено общее количество времени, отводящееся на разогрев и, в частности, на сушку печи. Но наличие большого количества горизонтальных и переходных участков, не достигая цели, усложняет процесс регулировки температуры в печи. Такой график можно было бы признать вполне приемлемым для идеально тонкого кирпича и то подвергающегося всестороннему нагреву, да и не в условиях мартеновской печи, где фактическая регулировка температуры оказывается далеко не так просто достижимой.

От всех этих недостатков свободен график Магнитогорского завода (фиг. № 5), но, как уже указывалось, слишком ранний подъем температуры (после  $600^{\circ}$ ) не может благоприятно отразиться на переходе из  $\alpha$  в  $\beta$ —кварц для всех, лежащих под корковым, слоев.

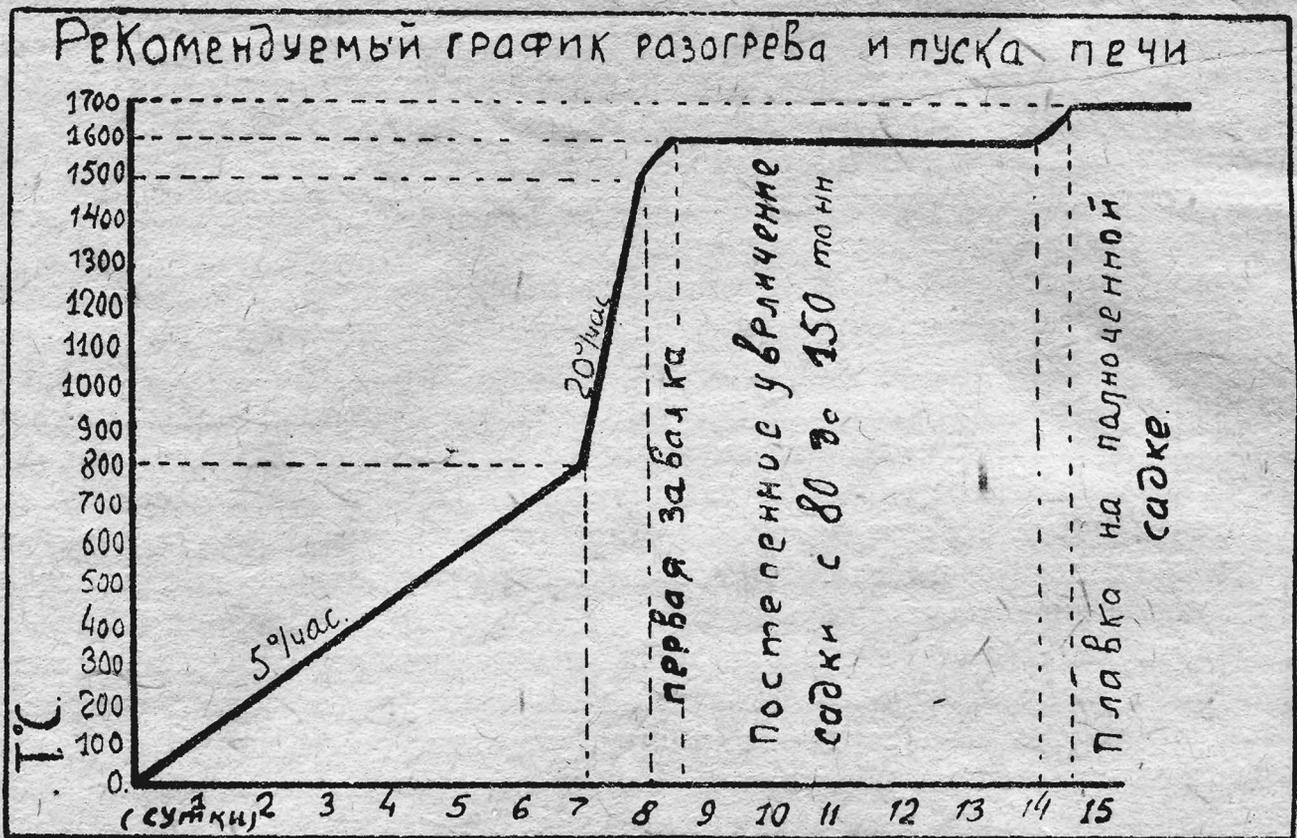
Поэтому наиболее рациональным следует считать график фиг. № 8, который, будучи лишен вышеописанных недостатков, в то же время наиболее прост и легко осуществим.

Уже после составления настоящей работы инж. Н. Г. Шульгиным была передана автору кривая разогрева печи, примененная на Златоустовском заводе В. Н. Швецовым.

В декабре 1932 г. на этом заводе произошел обвал свода не в совсем обычных условиях. Свод упал на 13-й плавке. Т. к. причина обвала приписывалась плохому качеству динаса, т. В. Н. Швецов с целью реабилитировать себя, предложил произвести самостоятельно разогрев печи, свод которого был выложен из динаса того же качества.

В результате специально произведенного разогрева по выработанной В. Н. Швецовым кривой фиг. № 9 и в результате осторожного проведения первых 20 плавок на неполной садке, свод из того же кирпича простоял в основной печи—309 плавок, а в кислой—даже свыше 600.

Кривая В. Н. Швецова, несомненно лучше первых трех, но и она не лишена некоторых недостатков. Наличие на этой кривой горизонтальных участков не достигает поставленной цели, и заставляет между критическими точками круче поднимать температуру. Так, например, между  $575^{\circ}$  и  $900^{\circ}$  подъем температуры круче, чем между  $900^{\circ}$  и  $1500^{\circ}$  ( $27^{\circ}$ /час против  $25^{\circ}$ /час), а между  $230^{\circ}$  и  $575^{\circ}$ —он еще круче ( $28,8^{\circ}$ /час). Таковую интенсивность подъема температуры нельзя признать вполне целесообразной. Но зато впол-



Фиг. № 8

не благоразумен выпуск газа в печь уже при  $900^{\circ}$  (значительно позже, чем дают обычно газ в печь на наших заводах) и совершенно необходимо, как это предусматривает график, постепенное увеличение садки и  $t^{\circ}$  в печи при первых после ремонта плавках.

## 8. Общая продолжительность разогрева печей.

Исходя из всего вышерассмотренного, можно сделать ряд заключений об общей продолжительности разогрева печи.

С целью избежания ошибок при разогреве, связанных с разновременностью превращений, мы должны будем отказаться от всех горизонтальных участков на кривой, и вместо них производить настолько медленный и при том равномерный подъем температуры, что несмотря на прекращающийся подъем ее, все превращения смогут произойти безболезненно.

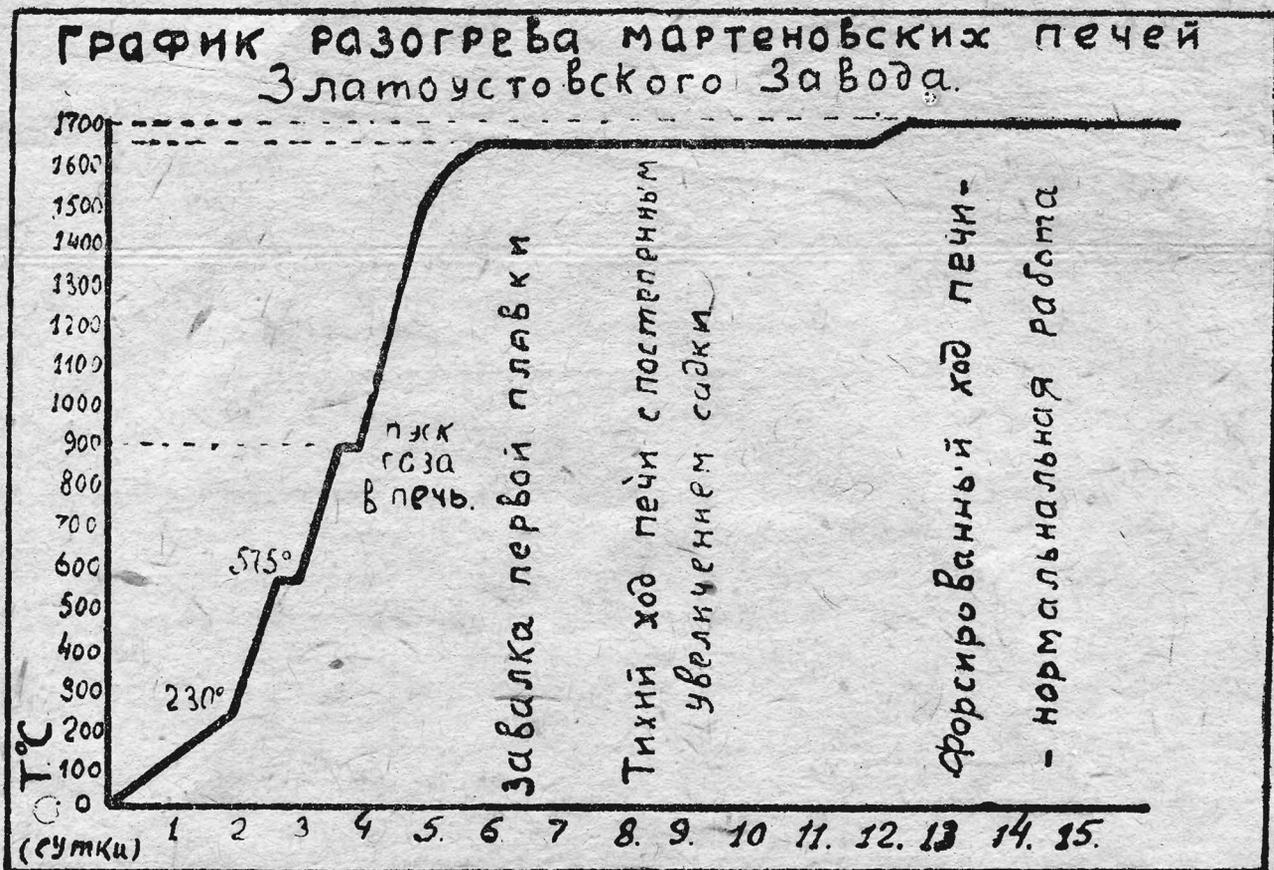
Если мы, следуя примеру ряда заводов, правильно подходов к делу разогрева печей, примем, что подъем температуры составит от  $0^{\circ}\text{C}$  до  $800^{\circ}\text{C}$  не больше 5 градусов в час, то интервал времени требуемый для этой операции составит 160 час.

В дальнейшем при пуске газа в печь подъем температуры в ней может совершаться более интенсивно до  $20\text{--}25^{\circ}/\text{час}$ , что потребует для поднятия температуры до  $1500^{\circ}$  еще около 30 часов.

Таким образом, общая продолжительность разогрева рабочего пространства печи, при разумном подходе к этому вопросу, должна составить около 190 часов или почти 8 суток (фиг. № 8).

Вместе с тем, мартеновские печи Кузнецкого завода до сих пор сушатся и разогреваются в течение 4, 5 суток и этим в значительной мере объясняется их пониженная продолжительность кампании, в среднем составляющая менее 100 плавков за период работы одного свода.

В то же время на ряде южных заводов печи сушатся и разогреваются в течение 6-7 суток; на немецких заводах разогрев после сушки, как правило составляет не менее 6 суток.



Фиг. № 9

Весьма характерным является то обстоятельство, что заводы дольше разогревающие свои мартеновские печи имеют, как правило, более длительную кампанию печей.

Все эти факты полностью подтверждают приведенные выше логические построения и требуют от практиков мартеновского дела изменения отношения своего к печи во время подготовки ее к плавке.

Внедрение культурных методов работы требует обязательного контроля подъема температуры в печи. Но при установленном контроле нельзя ограничиваться узкими рамками собственно контроля: необходимо со всей строгостью и пунктуальностью добиться наиболее рационального режима печи при разогреве ее, памятуя, что все превращения происходят во времени и сказываются они на службе печи тем благоприятнее, чем больше времени было представлено кирпичу для протекания в нем всех превращений.

Одновременно, следует помнить, что и слабо тридимитизированный кирпич тем энергичнее будет тридимитизироваться в печи, чем равномернее и медленнее был разогрев.

## 9. Уход за арматурой печи.

Обследование состояние этого участка работы показало, что элементарнейшие правила ухода за арматурой печи далеко не всегда соблюдаются.

Конструкция стяжных болтов на 150-тонных печах такова, что между слябами и гайками нет никаких пружин или мягких пружинящих прокладок.

Это требует еще большей внимательности и осторожности при уходе за сводом.

Ряд обрушившихся сводов во время ремонтов есть только следствие несвоевременного подтягивания гаек.

Сильный рост и неравномерное вспучивание сводов во время первых плавов говорит о том же.

В ряде случаев надзор за сводом доволился до такой степени, что в момент, когда необходимо подтягивание гаек, на печах не оказывалось ключа. В других случаях ключ по размерам не подходил ни к одной гайке. В большинстве случаев болты крутятся вместе с гайками. Олеонафт, которым сма-

зываются стяжные болты, быстро высыхает и гайки чуть-ли не привариваются к болтам.

Предотвратить это явление следует одновременно в двух направлениях:

1. Перед установкой стяжных болтов в двух участках по длине проковать их на квадрат. По установке болтов эти участки заключить в квадратные же муфты, укрепленные на слябах.

2. Ввести вместо олеонафта графитовую смазку болтов.

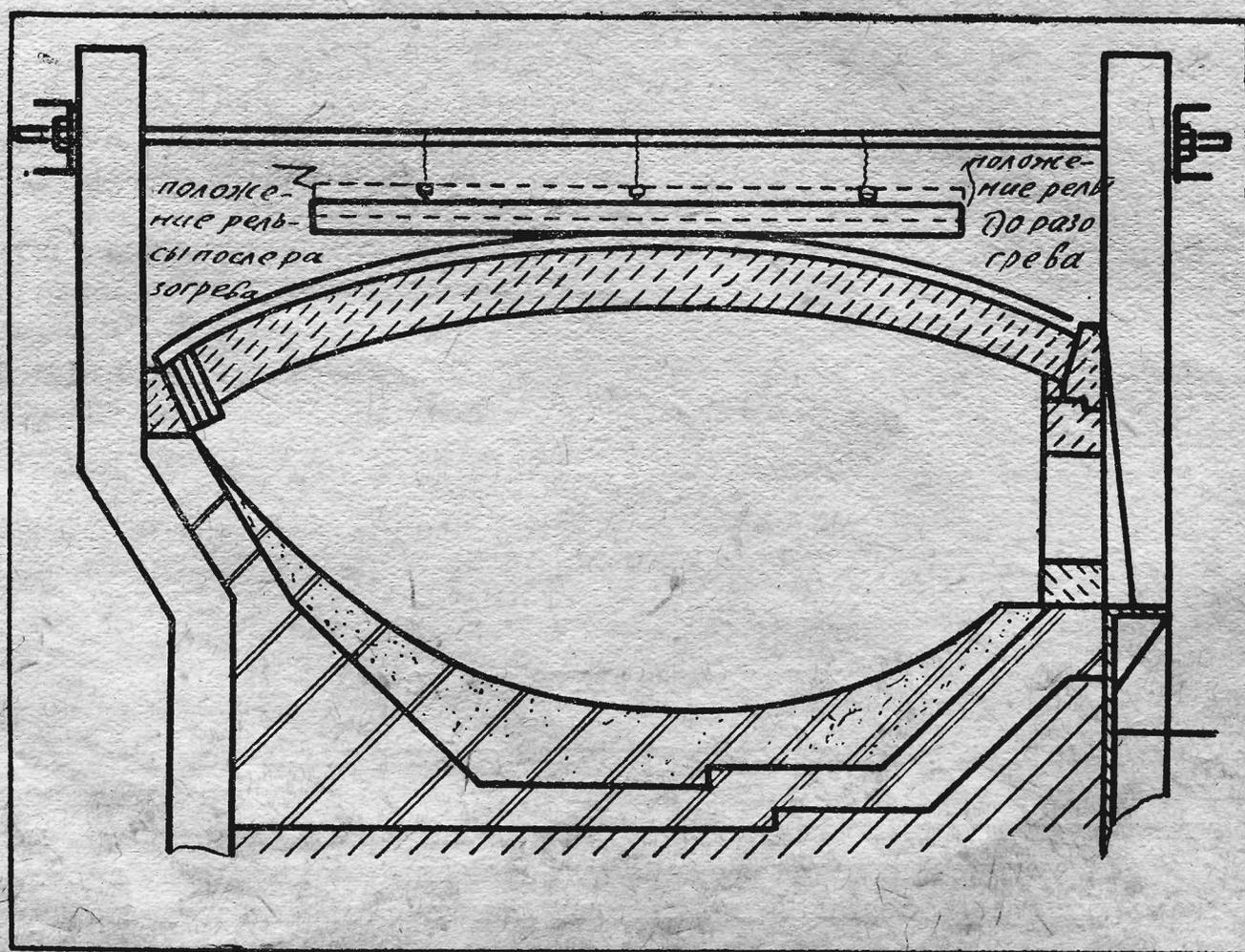
## 10. Контроль за поведением свода.

Подобно предыдущим и в этой области вопросов, соблюдение основных правил ухода за сводом, далеко не всегда имеет место.

Наблюдения за ростом свода до последних дней почти не было. Подтягивание еще и теперь производится по-старинке: пределом для закручивания является сила 3-х человек, хотя пределы колебаний суммы сил 3-х человек настолько значительны, что не могут гарантировать правильной службы свода.

Контроль за температурой свода, как уже указывалось выше, впервые был осуществлен лишь в мае с. г.

Уход за поставленными в последних случаях вертикальными вешками небрежен—вешки сдвигаются рабочими и не дают возможности следить за правильностью роста сводов.



Фиг. № 10

Несомненно, целесообразнее для этого было бы использовать подвешенные на стяжках вески (фиг. 10), которые своим острием находились бы на одном уровне с положенным поперек свода куском рельса. В этом случае для наблюдений за перемещением рельса не требуется меловых отметок, которые обычно путаются персоналом, а положенный рельс случайно не окажется сдвинутым.

## 11. Состав и характер металлической части шихты.

Общеизвестно, что стойкость свода находится в прямой зависимости от количества образующегося в печи шлака. На последнюю величину влияют: количество чугуна в шихте, физическое состояние его и химический состав.

По проекту мартеновские печи Кузнецкого завода должны работать на весьма незначительном количестве скрапа в шихте—не больше 25%. Фактически эта величина еще меньше: перебои в доставке скрапа, как привозного так и собственного, вызывали увеличение количества чугуна в шихте до 83-85%. Весь чугун задается в печь в жидком виде. Сокращение периода расплавления при этом вызывает необходимость в увеличении количества руды, а значит, и шлака.

Получать малокремнистый чугун мартеновцам не удастся. Неровный ход доменных печей обеспечивает колебания в составе чугуна в очень широких пределах (от 1,0 до 2,7% Si), а в среднем за 3 месяца содержание кремния в чугуне составило 1,59%.

Все это в значительной степени осложняет службу свода, но тем не менее не снижает ответственности с персонала за правильный уход за печью и в этих условиях. Когда проблема сохранения сводов печей встала перед персоналом во весь рост, мнения отдельных работников стали склоняться к тому, чтобы снизить количество чугуна в шихте или заменить часть жидкого чугуна твердым. Конечно, это облегчило бы борьбу за сохранность сводов, но вместе с тем, в наших условиях это означало бы стремление идти по линии наименьшего сопротивления. Не процесс должен приспособливаться к печи, а наоборот, в ограниченных экономических соображениями условиях конструкция печи должна быть приспособлена к процессу.

## 12. Неметаллическая часть шихты.

Несмотря на приказ ГУМП'а, мартеновский цех Кузнецкого завода до сих пор не работает еще на извести. Установка для обжига известняка еще не построена и обожженная известь в печь не попадает. С этой стороны, таким образом, стойкости свода ничего не угрожает.

В то же время поступающая в цех магнитогорская руда представляет из себя полную противоположность известняку, с точки зрения влияния ее на печь.

Несмотря ни на какие приказы, руда продолжает поступать в цех в таком виде, что, примерно, 70% ее представляет из себя сплошную пыль. Куски руды представляют лишь счастливое исключение и попадают в печь очень редко.

Изнашиваемость рабочего пространства при этом усиливается одновременно в двух направлениях:

1. Благодаря значительной поверхности соприкосновения руды с чугуном, между последним и рудной мелочью происходят бурные реакции, вызывающие сильные всплески шлака на свод и стены печи. Об этом речь будет еще ниже.

2. При завалке рудная пыль увлекается печными газами и уносится в пролеты, оседая частью на стенах и своде печи.

Производившиеся специальные исследования влияния плавильной пыли на стены рабочего пространства мартеновских печей показали, что даже при работе в нормальных условиях, на каждый кубический метр газовой смеси приходится до 1,5 грамм, в среднем, пыли, состоящей, главным образом, из окиси железа.

Так по Larse'y, Bauer'y, Schröder'y и Kempbell'y содержание  $Fe_2O_3$  в пыли, проходящей с продуктами горения через головки основной мартеновской печи, колебалось в пределах 62-83%, при чем из остальных примесей наибольшее по количеству значение имели  $CaO$  и  $Al_2O_3$ .

Здесь речь идет, главным образом, о мельчайшей пыли от 0,02 мм в диаметре и до коллоидных частичек. Эта пыль непосредственно образуется

в самой мартеновской печи, при испарении жидкого металла и окисления поднимающихся паров за счет кислорода газовой фазы печи.

Образованию этой пыли способствуют высокая температура, наличие свободного кислорода в продуктах горения и значительная поверхность металла, подвергающаяся оплавлению и испарению, а также, повидимому, продолжительность периода расплавления.

Все эти факторы вполне соответствуют условиям работы на 150-тонных печах Кузнецкого завода и поэтому можно считать, что разъедание кладки и в особенности свода печи за счет плавильной пыли должно иметь место даже при работе на физически совершенно нормальной шихте.

Вместе с тем условия износа печи, повидимому, удешевляются только за счет введения того количества рудной пыли, которое имеет место на самом деле.

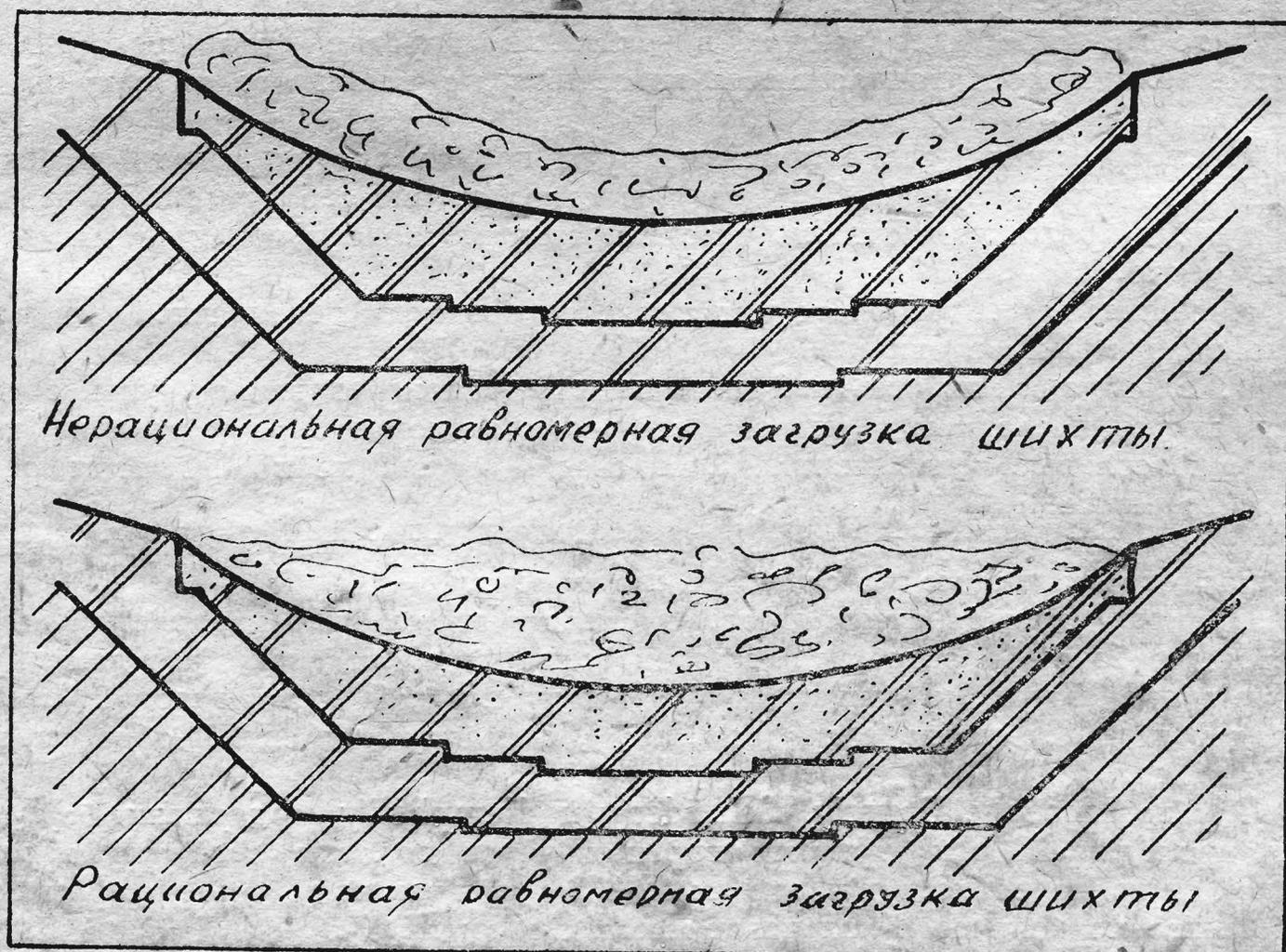
При невозможности в дальнейшем получать исключительно сортированную кусковатую руду с рудников, необходимо предпринять шаги в направлении местной заводской отсортировки кусковатой руды для использования ее в мартеновских печах.

Это можно осуществить хотя бы путем перегрузки из саморазгружающихся вагонов на грохота (даже простейшего колосникового типа). Как временную меру и наиболее легко достижимую можно рекомендовать даже установку таких грохотов в самом бункере, в направлении перпендикулярном продольной оси бункеров.

При общей ширине бункеров равной 13 м. и выгрузке руды только с одного пути, длину наклонных колосников можно принять равной 5-6 м., что вполне обеспечит отсев мелочи от крупных кусков.

### 13. Завалка скрапа.

В практике работы цеха неоднократно можно наблюдать как неравномерно заваливается скрап, образуя бугры, отклоняющие пламя от ванны к своду.



Фиг. № 11

При этом завалка далеко не всегда производится таким образом, что максимум скрапа приходится на середину печи как в продольном, так и в поперечном направлении. Наоборот, преследуя цель „равномерности“ сталевары большей частью грузят во все окна одно и то же количество материала. Это несколько не способствует правильному распределению газовых потоков в службе отдельных частей печи. (фиг. 11).

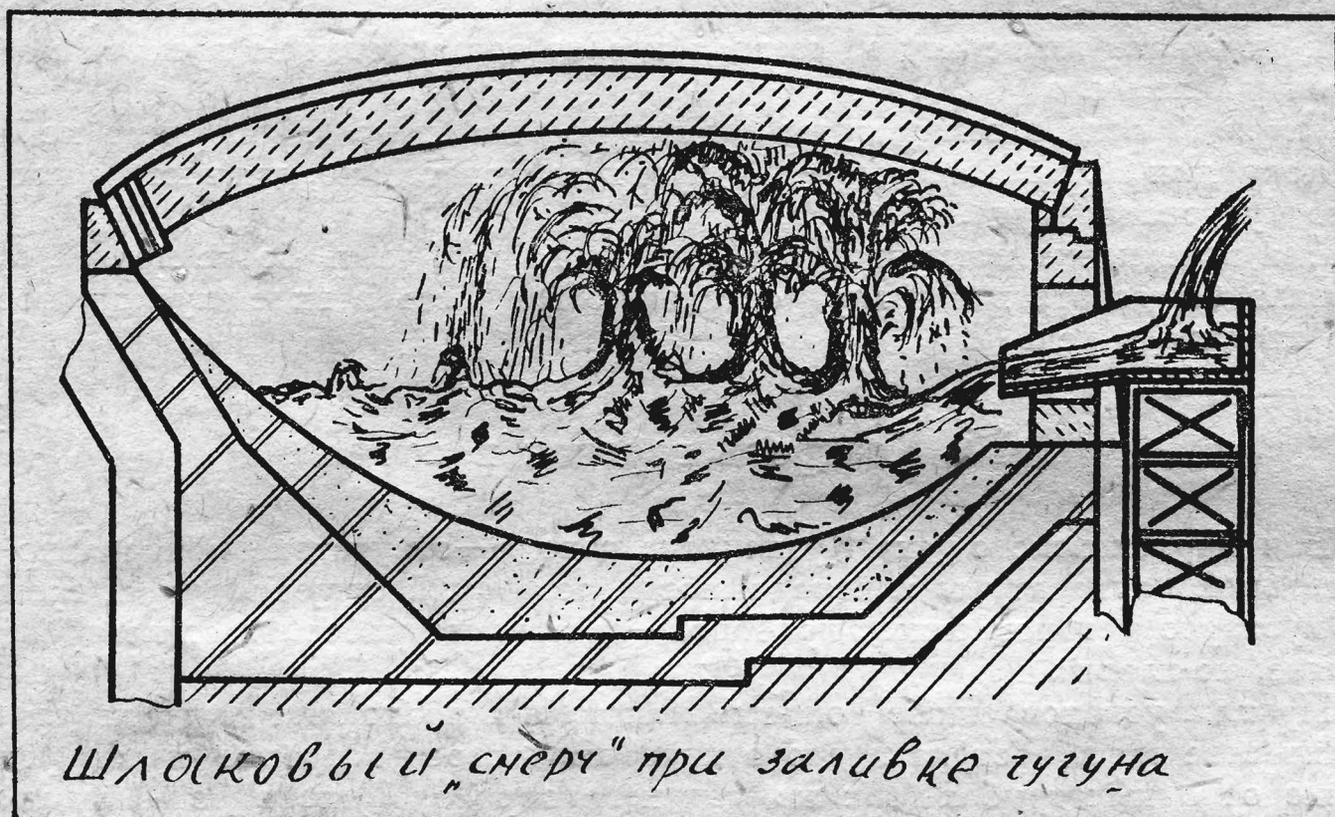
При завалке в печь добавочных материалов уже после расплавления шихты наблюдаются весьма сильные брызги шлака на свод, прилипающие к последнему и разъедающие его.

Сильным брызгам способствует поворачивание мульды вокруг оси хобота завалочной машины на значительной высоте от уровня ванны и выбрасывание содержимого не посередине печи, а вблизи от завалочных окон.

Конечно, износ мульд в связи с их перегревом, а частично и самого хобота завалочной машины имеет значение, но износ свода сказывается в неизмеримо большей степени и в обязанность машинистов завалочных машин должно быть вменено производить выгрузку мульд (после расплавления шихты) только на середине печи и непосредственно над уровнем шлака в печи

#### 14. Заливка чугуна.

Неоднократные наблюдения над поведением ванны при заливке в нее чугуна, показывают, что этот процесс сопровождается образованием вокруг струи чугуна „шлакового смерча“, бьющего струей непосредственно в свод. (фиг. 12).



Фиг. № 12

В результате свод в середине печи попросту размывается шлаком. Этому явлению способствует одновременно ряд обстоятельств;

1. высокая температура чугуна, заливаемого в печь;
2. весьма значительная поверхность соприкосновения чугуна с рудой, и
3. интенсивность струи заливаемого чугуна.

Залив в печь чугуна повышенной горячности имеет место благодаря непрерывности в работе отопительного устройства на миксере. Это, несомненно, не только не приносит пользы, но, наоборот, вызывает излишне-бурные взаимодействия чугуна с металлической ванной при заливке его в печь.

Вместе с тем устройство форсунок для коксового газа на миксере позволяет легко выключать и снова включать при необходимости систему отопления.

Ослабление интенсивности реакции при чугуна соответствующей температуры и данной руде, может быть произведено лишь за счет регулировки интенсивности струи чугуна.

Как правило, сталевар не смотрит в печь при заливке чугуна. Свое внимание он сосредотачивает на жолобе. По мере же опорожнения ковша сила струи обычно растет, и размывание (а не разъедание) свода шлаком принимает угрожающие размеры.

Вместо того, чтобы прерывать заливку тогда, когда реакции в печи черезчур усиливаются, как это и делается на заводах Германии, на Кузнецком заводе заливка чугуна и до сих пор ведется сплошную.

## 15. Рудение плавки.

Помимо прерывности заливки чугуна уничтожить появляющийся в печи шлаковый смерч при данной пылевой руде можно еще и при помощи постепенного рудения плавки.

Введение в печь не всей руды сразу, несомненно, уменьшит активность реакций при заливке в печь чугуна. Одновременно эта же мера будет целесообразна и с точки зрения равномерности процесса выгорания углерода. Лучшие заводы за границей уже давно практикуют постепенное обогащение ванны окислами железа с момента заливки чугуна и прекращают подачу руды лишь за  $1\frac{1}{2}$ -2 часа до выпуска. Только при таком способе ведения плавки поднятие температуры металла вполне согласуется во времени с обезуглероживанием его.

Но подброска в ванну руды должна производиться лишь очень небольшими порциями большей частью—вручную и, следовательно, для этого пригодна только кусковатая руда.

При постановке временной отсортировки руды, часть более мелкой руды следовало бы давать в завалку, остальную же часть в виде кусков постепенно вводить в печь.

## 16. Контроль горения в печи.

Бич мартеновского цеха Кузнецкого завода—отсутствие контрольно-измерительной аппаратуры и ненадежность показаний существующих временно и кустарно установленных приборов—заставляет работать сталеваров по старинке, на глазок.

Правда, установленные водяные манометры позволяют отчасти судить о количестве газа, поступающего в печь, но частое засорение и занафталивание отводных трубок (так же, как и газопроводов) искажает результаты измерения и создает недоверие обслуживающего персонала к пользованию приборами.

Вместе с тем, в тех условиях, в которых сталеварам приходится работать: неровный ход доменных печей, перебои с поступлением коксового газа, отсутствие смесителя, значительные колебания в составе газов, а значит и в их теплотворной способности,—ни в какой степени не оправдываются подобные методы ведения плавки.

Перегрев насадок, поджоги сводов—вот обычные результаты такой работы.

Естественно, что незнание количества газа, поступающего в печь не может ни в какой степени обеспечить печь от преждевременного разрушения.

Для увеличения продолжительности кампаний мартеновских печей необходимо одновременно:

1. На всех печах установить самопишущие манометры давления газа (типа „Hydro“).
2. Установить регуляторы давления газа (смесители) системы Rheinecke. Лишь при установке и правильном уходе за этими приборами можно серьезно говорить о сохранении печей от чрезмерного износа.

## 17. Уход за сводом во время плавки.

Стоит взобраться на верх печи, чтобы понаблюдать за состоянием печного свода во время плавки.

Вспученные арки представляют из себя кольца с далеко ушедшими один от другого кирпичами и соприкасающимися ребрами лишь в самой нижней части. Быстрый сравнительно износ сводового кирпича изнутри печи обеспечивает образование значительных по величине щелей, через которые факелами бьет пламя. Иногда эти факелы тянутся вдоль всего кольца, поперек печи. Вместе с пламенем в эти щели проникает шихтовая пыль, оседающая на поверхности динаса и еще более увеличивающая размеры этих щелей.

Вместе с тем устранению этих щелей не придается серьезного значения. Засыпка порошком почти никогда не производится, а в некоторых случаях она уже и бесполезна. Давление газа, прорывающегося через эти щели, иногда настолько велико, что порошок быстро „выветривается“ из щелей.

Наблюдая за ходом печей, можно часто видеть как из щелей свода выбивает щебенка, отдельные кусочки которой достигают до 10 мм. в диаметре.

Однако, устранение этих щелей должно явиться одним из обязательных и профилактических мероприятий по уходу за сводом. В тех случаях, когда засыпка динасового порошка уже не приводит к положительным результатам, заделку щелей следует производить густым увлажненным раствором того же порошка или щебня с огнеупорной глиной.

Ввиду затруднительности в выполнении этой операции вполне целесообразно было бы применить для этой цели торкретаппарат.

## 18. Выводы.

Рассмотрение всех вышеприведенных условий работы цеха позволяет сделать заключение о том, что резко пониженная продолжительность кампании мартеновских печей Кузнецкого завода связана, главным образом, с:

- а) размыванием сводового кирпича струями шлака;
- б) неправильным режимом разогрева печей.

Для ослабления явлений размывания кирпича и других видов разрушения его при данных условиях (0% чугуна в шихте, конструкция свода и т. д.) необходимо притти к следующему заключению:

### а) Подготовка печи к плавке.

1. Пониженная продолжительность кампаний мартеновских печей многих заводов нашего Союза связана со значительным ускорением периодов разогрева и сушки печей.

2. Установление контроля поднятия температуры в печи при разогреве является необходимым условием нормальной службы печи.

3. Разобранные в статье графики разогревов мартеновских печей Кузнецкого, Магнитогорского и Златоустовского заводов обнаруживают принципиальную ошибочность первых и недостатки вторых.

4. Подъем температуры в печи, в интервале между критическими точками не должен быть более интенсивным, чем подъем температуры при прохождении через критические точки, в силу особых условий разогрева динасового кирпича в своде (односторонний нагрев).

5. В силу тех же соображений, оставление горизонтальных участков на кривых разогрева — бесцельно.

6. Убыстрение темпов разогрева может быть начато не сразу после 575°, а значительно позже, имея в виду разновременность превращений в отдельных слоях кирпича.

7. Выпуклость кривой подъема температуры должна быть обращена в сторону абсцисс, и в лучшем случае, при медленном разогреве, кривая должна спрямляться.

8. Общая продолжительность сушки и разогрева должна составить в лучшем случае 8 суток до начала плавки.

9. Первая завалка шихты после холодного ремонта не должна производиться раньше, чем на седьмые-восьмые сутки.

10. В течение 6 дней после первой плавки печь должна работать на неполной и постепенно увеличивающейся садке. Для 150-тонных печей рекомендуется садку печей увеличивать следующим образом:

Таблица № 3

Плавка	Садка тонн	Плавка	Садка тонн
1	80	7	110
2	85	8	115
3	90	9	120
4	95	10	130
5	100	11	140
6	105	12	150

11. Продольные и поперечные стяжные болты осадить в 2-х местах на квадрат и заключить их в квадратного сечения муфты, укрепленные на слябах.

12. Ввести графитную смазку на стяжных болтах.

13. С целью улучшения контроля за ростом свода, заменить устанавливаемые на своде веши подвешенными весками.

### б) Плавка стали в печах

14. При составлении шихты по возможности не переходить за пределы 75 % чугуна в шихте.

15. Принять меры к понижению содержания кремния в чугуне и в особенности к достижению большей равномерности в количестве его.

16. При невозможности добиться от Магнитогорского Рудоуправления отгрузки специальной отборной мартеновской руды, приступить к организации отсортировки руды на станции сортировочная или в цеху путем временной установки наклонных колосников внутри бункера.

17. При завалке скрапа избегать бугров и большее количество скрапа заваливать на середину печи как в продольном, так и в особенности в поперечном направлении.

18. При выгрузке содержимого из мульд, последние должны находиться над самым шлаковым слоем с тем, чтобы уменьшить попадание брызг на свод.

19. Отказаться от постоянного нагрева чугуна в миксере и проверять оптическим пирометром температуры как заливаемого, так и выливаемого чугуна.

20. Ввести в практику прерывную заливку чугуна в печь и регулировать интенсивность струи его в зависимости от интенсивности реакций в печи. Считать, что наблюдение сталевара за печью во время заливки чугуна является обязательным. Наблюдение же за ковшами должно быть поручено 1-му подручному.

21. Ввести в практику частичную заброску руды в печь после заливки чугуна с тем, чтобы обеспечить равномерность выгорания углерода, сочетать во времени подъем температуры с процессом обезуглероживания металла и чтобы уменьшить интенсивность реакций между рудой и жидким чугуном при заливке его в печь.

22. Считать наиболее насущным мероприятием установку регулятора давления газа в цеху (смесителя) и самопишущих манометров или регистраторов перекидки клапанов на печах.

23. Ежедневно производить засыпку щелей на сводах динасовым порошком. Крупные же щели закрывать увлажненной массой из динасового порошка и молотой огнеупорной глины и обмазывать этой же массой своды после холодных ремонтов

24. Щели в головках, вертикальных каналах и др. открытых частях печи закрывать увлажненной массой при помощи торкретаппаратов и испытать этот метод для закрытия щелей на сводах как во время их работы, так и после выкладки новых сводов.

■ ■ ■

Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ  
„ В. Н. ШЕЛЕМИН  
„ А. И. ЖЕМЧУЖНИКОВ

Центральная лаборатория КМК

## О влиянии зимних условий работы на рванины и трещины на рельсовой и осевой стали

Специфичность климатических условий Кузнецкого завода, крупнейшая разница температур летних и зимних месяцев накладывает отпечаток на работу всего завода, отмечая его работу от работы заводов Юга и средней России, имеющих менее континентальный климат и, безусловно, не остается без влияния на качество продукции мартеновского и прокатного цехов.

Не подлежит дискуссии и является доказанным влияние условий нагрева и охлаждения металла на степень возникающих при этом напряжений, при особо неблагоприятных условиях вызывающих разрушение материала. Так например, резкие нагревы и охлаждения слитков и прокатанных изделий, в особенности сильно углеродистых и легированных сталей, порождают трещины, волосовины и прочие пороки поверхности.

В условиях Кузнецкого завода при работе в зимние месяцы с низкой температурой воздуха, мы имеем весьма неблагоприятные условия охлаждения и нагрева слитков и прокатанных изделий. Большое расстояние от стрипперного здания до колодцев прокатного цеха, проходимое составами с горячими слитками, особенно в сильные морозы, сопровождающиеся ветрами, обуславливает весьма резкое охлаждение поверхности слитков, весьма быстрый переход металла поверхностных зон слитков через критические точки, что ведет к возникновению сильных напряжений и трещин. Другим неблагоприятным фактором является резкий нагрев в зимнее время холодных слитков поступающих со склада при недостатке горячих слитков. Посадка в колодцы слитков, имеющих в зимнее время температуру окружающего воздуха, без предварительного осторожного и медленного подогрева, также не остается безнаказанными, вызывая появление трещин. Наконец, некоторое влияние имеют и условия охлаждения проката, в особенности осевой заготовки, сразу после проката поступающей на вагоны, находящиеся в полуоткрытом помещении.

Настоящая работа ставила себе целью выявить влияние температуры воздуха зимних месяцев на количество внешних пороков на рельсах и осевой заготовке. Исходными материалами являлись суточные данные о температурах воздуха, сообщаемые метеорологической станцией и данные осмотра О. Т. К. Весь этот материал был статистически обработан по следующим зависимостям.

1. Влияние температуры воздуха на трещины на слитках осевой стали.
2. Влияние температуры воздуха на трещины на слитках рельсовой стали.
3. Влияние температуры воздуха на трещины на рельсах.
4. Влияние температуры воздуха на рванины на осевой заготовке.

Приводимый материал охватывает плавки прокатанные в октябре, ноябре и декабре 1933 г. и в январе и частью в феврале 1934 г.

Зависимость между температурой воздуха и  $\%$  трещин на слитках по данным осмотра 106 осевых плавов усматривается из данных табл. I и диаграммы 1.

Таблица I.

Средняя температура воздуха	Количество плавов	Средний $\%$ трещин на слитках
От $-30^{\circ}$ до $-20^{\circ}$	3	14.4
" $-20^{\circ}$ " $-10^{\circ}$	21	9.7
" $-10^{\circ}$ " $0^{\circ}$	26	10.8
" $0^{\circ}$ " $+10^{\circ}$	13	4.3

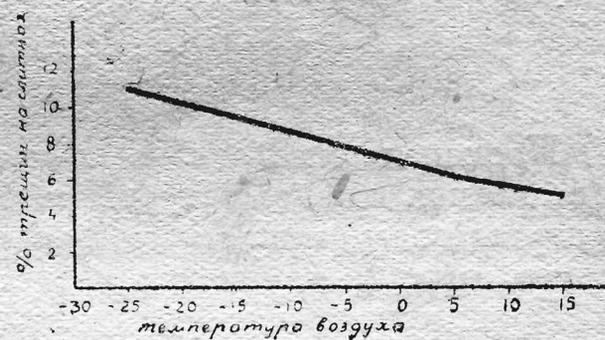
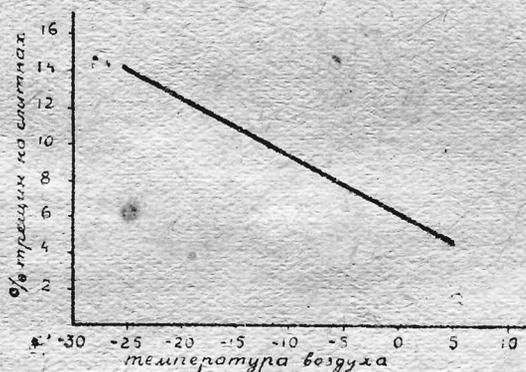
Из приводимых данных ясно видно, что с понижением температуры воздуха растет количество слитков пораженных трещинами. Кривая 1 иллюстрирует эту зависимость графически.

Аналогичная зависимость имеется и для слитков рельсовой стали. На основе материала об осмотре слитков 190 рельсовых плавов имеем следующую зависимость (см. таблицу II).

Таблица II.

Средняя температура воздуха	Количество плавов	Средний $\%$ трещин на слитках
От $-30^{\circ}$ до $-20^{\circ}$	9	11.0
" $-20^{\circ}$ " $-10^{\circ}$	45	9.6
" $-10^{\circ}$ " $0^{\circ}$	76	8.3
" $0^{\circ}$ " $-10^{\circ}$	44	6.0
" $-10^{\circ}$ " $-20^{\circ}$	16	4.8

Таким образом приводимые в таблице II данные и кривая 2 полностью подтверждают ту же зависимость, что и для слитков осевой стали.



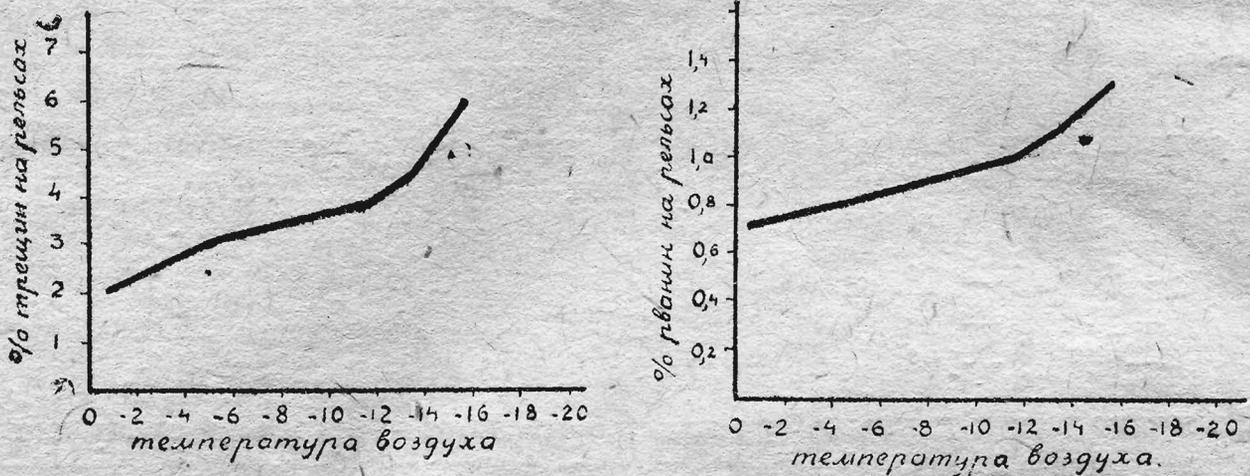
Фиг. №1, 2

Естественно, что пороки на слитках вызывают аналогичные пороки на готовом продукте. Поэтому эта зависимость увеличения трещин на слитках с понижением температуры воздуха сохранилась и для готовых рельс, что подтверждается данными таблицы III и кривой 3.

Таблица III.

Месяцы	Средняя температура воздуха	Средний $\%$ трещин на рельсах
Октябрь . . . . .	— 0.6	2.0
Ноябрь . . . . .	— 4.8	3.0
Декабрь . . . . .	— 15.9	5.9
Январь . . . . .	— 13.6	4.3
Февраль . . . . .	— 11.8	3.8

Та же самая зависимость сохраняется и для рванины на готовых рельсах, как это следует из таблицы IV и кривой 4.



Фиг. № 3, 4

Месяцы	Средняя температура воздуха	Средний % рванины на рельсах
Октябрь . . . . .	— 0.6	0.7
Ноябрь . . . . .	— 4.8	0.8
Декабрь . . . . .	— 15.9	1.3
Январь . . . . .	— 13.6	1.1
Февраль . . . . .	— 11.8	1.0

Таким образом приведенные выше зависимости указывают на значительное влияние температуры воздуха на внешние пороки. Конечно, приведенные таблицы и кривые не могут претендовать на абсолютные значения, так как рассмотренные виды брака обуславливаются и другими производственными факторами, но достаточно большое количество плавок и всюду соблюдающаяся единая закономерность исключают случайность получения рассмотренных зависимостей.

### ЗАКЛЮЧЕНИЕ.

1) Произведенный анализ выходов рельс, осевой заготовки и слитков, в сопоставлении с температурой воздуха, указывают на отчетливое влияние температуры воздуха на количество трещин на слитках и готовом прокате. Количество трещин неизменно растет с понижением температуры воздуха.

2. Приведенные в работе данные относятся к исключительно мягкой зиме 1933—34 г. Можно предполагать, что будущие зимы с большими морозами могут оказать еще более сильное действие на увеличение рассмотренных пороков, если не принимать специальных противодействующих мер.

3. Для предупреждения сильного влияния холодного воздуха необходимо как можно быстрее доставлять слитки из стрипперного здания в прокатный цех. Следует обсудить рентабельность устройства специальных колпаков на тележки с горячими слитками или устройство крытой, защищенной от ветра, галереи на пути от стриппера к колодцам. Помимо этого следует озаботиться об отоплении зданий стриппера и колодцев.

4. Весьма важным и необходимым является усиленное внимание медленному, осторожному подогреву посаженных холодных слитков.

Доцент П. Н. БИДУЛЯ.

Сибирский металлургич. институт

# Плавка чугуна в вагранке № 1 на коксике в литейной Кузнецкого металлургического завода

## 1. Обстоятельства плавки.

Коксовый цех выпускает коксовую мелочь, как отход коксования и представляет излюбленное топливо котельщиков, которые пользуются им в переносных горнах для нагрева заклёпок и в то же время в периоды усиленного потребления металлургического кокса доменными печами, литейный цех, как правило, получает для ваграночных плавков коксик.

Исследование плавки на коксике произведено по заданию Центральной лаборатории завода.

Плавка произведена в вагранке № 1, имеющей нормальную производительность 5 тонн чугуна в час, 27 марта 1934 г.

Воздухоизмерительные приборы находились в стадии монтажа, воздух на горение определялся газоанализатором ОРС'а в лаборатории топлива Сиб. металл. ин-та по анализам отходящих газов и скорости горения топлива. Загружаемая шихта взвешивалась десятичными весами на колошнике, а жидкий чугун, шлак и остатки нерасплавившейся шихты после окончания плавки взвешивались на весах установленных вблизи выпускного желоба.

Температура газов на колошнике замерена пирометром Лешаталье, а температура чугуна на струе желоба оптическим пирометром „ПИРОПТО“.

Барометрическое давление в день плавки, измеренное барометром анероидом, проверенным по ртутному барометру физ. лаборатории института, составило 752 мм. рт. ст. приведенного к 0°, температура воздуха в вентиляторном помещении + 7°C.

Вагранка № 1, конструкции Уайтинг-Ньютон, имеет четыре фурмы в виде горизонтально вытянутых прямоугольников с соотношением сторон 3,15:1. Фурмы расположены на 350 мм. от уровня лещади. Суммарная площадь фурм  $31,5 \times 10 \times 4 = 1260$  кв. см. Сечение шахты вагранки (П. 80<sup>2</sup>): 4 = 5024 кв. см. Соотношение сечения шахты к площади фурм 4:1. Вагранка без скопа. Высота шахты 5900 мм. над верхней плоскостью фурм

Полезный объем рабочего пространства  $0,5 \times 5,9 = 2,95$  куб. м.

Подача воздуха осуществляется поршневым вентилятором фирмы Карл Энке, (Германия), на 90 куб. м. воздуха в минуту, приводимым в движение электромотором постоянного тока 220 в., который допускает регулировать обороты вентилятора + 30% от номинальных.

В день плавки довести число оборотов до нормального не удалось из-за неисправности пускового реостата, который при попытке увеличить обороты разносил мотор.

Давление дутья по установленному позднее, в мае, дифференциальному манометру достигает до 650—680 мм. вод. ст.

Плавка велась на мелкое и среднее чугунное литье деталей заводских машин

Коксик Кузнецкого завода: углерода 83,62<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, водорода 1,26<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, кислорода 0,48<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, серы 0,72<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, влаги 0,74<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, золы 13,18<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, (анализ центр. лабор. № 012876).

По величине кусков коксик состоял из 10<sup>0</sup>/<sub>0</sub> до 70 мм. в поперечнике, а остальная масса от 15 до 50 мм; коксового порошка было немного.

Известняк Гурьевского карьера (ан. № 012875): окиси кальция 55,38<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, кремнекислоты 0,96<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, потерь при прокаливании 43,22<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, влаги 0,01<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Чугун литейный кузнецкий (ан. № 12868): углерод общ. 3,50<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, кремния 2,94<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, марганца 0,57<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, фосфора 0,43<sup>0</sup>/<sub>0</sub> и серы 0,025<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Чугун передельный (ан. № 12869): углерод общ. 4,14<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, кремния 2,76<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, марганца 1,33<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, фосфора 0,10<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, серы 0,037<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Чугун литейный и передельный грузились в вагранку почти в равных частях по весу (см. далее).

Оборотный скрап и литники своего производства: углерод общ. 3,61<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, кремния 3,26<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, марганца 0,46<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, фосфора 0,13<sup>0</sup>/<sub>0</sub> и серы 0,34<sup>0</sup>/<sub>0</sub> (ан. № 12872)

Вес частей шихты, время загрузки и уход плавки записаны в табл. 1.

Таблица 1.

ВРЕМЯ		ЗАГРУЖЕНО В ВАГРАНКУ кг.				ПРИМЕЧАНИЕ
Час.	Мин	Чугуна лит. и передельн.	Скрап и литники	Коксика	Известняк	
14	40	Растопка	Загружено дров	150	—	
15	00	Холостая колоша		300	—	
15	40	330	206	60	16	
15	51	340	204	60	16	
16	01	315	204	60	16	
16	08	312	217	62	16	
16	14	310	215	62	16	
16	19	310	214	62	16	
16	24	Пуск дутья				
16	25	318	205	80	16	
16	32	415	216	62	16	
16	35	Первая капля чугуна в летке				
16	45	Выпуск чугуна в ковш				
16	55	455	208	62	16	
17	13	425	230	62	16	
17	28	425	202	40	20	
17	45	403	225	62	16	
18	00	404	240	64	20	
18	06	627		70	20	
18	25	631		60	20	
18	40	611		60	16	
18	46	614		60	16	
19	00	621		67	16	
19	09	619		60	16	
19	32	622		62	16	
19	49	646		40	16	
20	00	630		60	16	
20	20	625		80	24	
20	45	629		75	24	
21	03	633		100	20	
21	10	638		60	16	
21	20	652		62	20	
22	50	Вентилятор остановлен				
23	00	Выбито дно				

Всего за плавку загружено:

Чугуна литейного и передельного, скрапа и литников . . . . .	16331	кг.
Коксика . . . . .	2014	„
Известняка . . . . .	472	„
Оказалось нерасплавленного чугуна после выбивки дна . . . . .	194	„
Кокса несгоревшего . . . . .	178	„
Расплавлено чугуна за плавку . . . . .	16137	„
Сгорело кокса за плавку . . . . .	1836	„

## 2. Жидкий чугун и шлак.

Жидкий чугун и шлак за всю плавку взвешен на весах с разделением по отдельным выпускам чугуна из вагранки. Шлак взвешен, вследствие почти непрерывного его выпуска, по американскому способу в 4 приема за плавку и последний раз после выбивки днища.

Температура чугуна, время выпуска и количество чугуна и шлака записаны в табл. 2

Разливка чугуна производилась переносными ковшами в зависимости от надобности.

Таблица 2.

Время выпуска		Чугун жидк. кг.	Шлак кг.	Т-ра. °Ц.	Время выпуска		Чугун жидк. кг.	Шлак кг.	Т-ра °Ц.
Час.	Мин.				Час.	Мин.			
16	45	58		1150	21	20	1300		1300
16	55	371		1160	21	30	249		1310
17	13	738	225	1200	21	40	256		1300
17	45	1353		1280	21	50	146		1315
18	06	12 <sup>2</sup>		1280	22	00	166		1320
18	25	—	192		22	05	1360	161	1320
18	46	1270		1290	22	15	241		1320
19	09	1330		1250	22	25	247		
19	49	1220		1300	22	37	321		
20	00	1390		1300	22	41	1274		
20	45	1040		1300	23	00	380		
21	10		220		Под вагранкой . . . . .			22	
				Всего получено . . . . .		15961 кг.		820 кг.	

Пробы для анализа чугуна и шлака отобраны по три раза в течении плавки, т. к. шихта менялась за плавку один раз, то ниже приведены анализы лишь характерных проб:

Проба чугуна № 2 в 18 ч. 00 мм. (ан. № 12870): углерод общ. 3,65<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, графит 3,15<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, кремния 1,86<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, марганец 0,45<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, фосфор 0,13<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, сера 0,058<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Проба шлака № 2 в 18 ч. 00 мм. (анал № 12873): кремнекислота 44,64<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, окись алюминия 15,45<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, закись железа 4,90<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, окись кальция 29,35<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, окись магния 0,65<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, закись марганца 3,21<sup>0</sup>/<sub>0</sub> и серы 0,17<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Проба чугуна № 3 в 21 ч. 10 м. (ан. № 12871): углерод общ. 3,84<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, графит 3,23<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, кремния 1,87<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, марганца 1,50<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, фосфора 0,20<sup>0</sup>/<sub>0</sub> и сера 0,055<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

Проба шлака № 3 в 21 ч. 10 м. (ан № 12874): кремнекислоты 41,17<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, ок. алюминия 13,57<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, закись железа 5,43<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, закись марг. 4,46<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, окись кальц. 30,42<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, окись магния 0,82<sup>0</sup>/<sub>0</sub> и серы 0,7<sup>0</sup>/<sub>0</sub>. Чугун при указанных температурах (без поправки на черное тело) разлился по формам вполне удовлетвори-

тельно. То же можно сказать и о шлаке. Шлак был достаточно жидкотекуч и, вытекая из летки, давал лужицу с достаточно ровной горизонтальной поверхностью в течении всей плавки. К сожалению, пробы на жидкотекучесть шлака и чугуна, в виде спиралей, к опытной плавке изготовлены не были.

### 3. Колошниковые газы

Пробы газов забирались через трубку, открытый конец которой спускался на 1 метр ниже порога колошникового окна по центру шахты и аннулировались на колошнике, а пробы №№ 2 и 5 были взяты в бюретки Гемпеля и дальнейший анализ их произведен в лаборатории топлива Сиб. мет. института. Анализы приведены в таблице 3.

Таблица 3

№ пробы	Время взятия пробы		CO <sub>2</sub> %	CO %	O <sub>2</sub> %	Т-ра. °Ц.
	часы	минуты				
1	16	25	8,8	22,2	2	200
2	17	45	7,4	15,6	2,2	800
3	18	46	6,6	23,6	1,4	625
4	19	32	8,0	14,4	2,8	680
5	21	10	8,0	17,2	1,4	600
—	21	30				1260

### 4. Состав и размер колош.

Колоша холостая

Дров . . . . . 150 кг.

Коксика . . . . . 300 "

Уд. объем коксика . . . . . 450 кг/м<sup>3</sup>

Объем холостой колоши  $300 : 450 = 0,66$  м<sup>3</sup>

Диаметр вагранки на уровне фурм в день плавки 0,86 м.

Площадь сечения шахты в плоскости фурм  $\frac{3 \times 14 \times 0,86}{4} = 0,577$  кв. м.

Высота колоши  $0,66 : 0,577 = 1,16$  м.

Высота холостой колоши слишком велика, т. к. с момента зажигания (растопка) 15 ч. 05 м. до пуска дутья прошло 16 ч. 23 м. — 15 ч. 05 м. = 1 ч. 18; достаточно было бы 50 мин.

Первая капля чугуна появилась через 12 мин., после пуска дутья, что также говорит о чрезмерно высокой холостой колоше. Известняка на холостую колошу не давалось.

Рабочие колоши №№ 1—13 составлялись в среднем:

из чугуна литейного	200 кг.
"    передельн.	165 "
оборотного скрапа	213 "
	<hr/>
	578 кг.

Колоши №№ 14—27:

Чугуна литейного	328 кг.
Чугуна передельного	300 "
	<hr/>
	628 кг.

В среднем во всех колошах (см. табл. 1) коксика 63,3 кг. за исключением колош №№ 7, 11, 14, 18, 21, 23 и 25.

Известняка на раб. колошу давалось 17,5 кг.

Расход коксика на рабочую колошу, отнесенный к 100 кг. м. шихты:

$$\frac{1536 \cdot 100}{16137} = 9,5\%$$

Сравнительно небольшой расход коксика необходимо отметить. Вагранка № 1 с этой стороны сконструирована вполне удовлетворительно.

Высота кокса в рабочей колоше:

$$\frac{63,3 \times 1000}{450 \times 0,577} = 244 \text{ мм.}$$

### 5. Ход плавки и производительность вагранки

Первый выпуск в 58 кг. был получен через 22 минуты и продолжался непрерывно. Плавка продолжалась с 16 ч. 23 м. до 23 ч. или 6 ч. 37 м. или 6,62 часа. За время плавки переплавлено чугуна 15961 кг.

Производительность вагранки отсюда в среднем:  $15961 : 6,62 = 2,41$  тн. в час.

### 6. Шлак и угар чугуна.

За вычетом остатка чугуна под вагранкой по окончании плавки 194 кг. при загрузке 16331 кг. и получения жидкого чугуна в 15961 кг., сгорело чугуна за всю плавку 176 кг. или  $\frac{176 \cdot 100}{16137} = 1,08\%$ .

Таким образом химический угар составляет небольшую величину (ср. Ахенбах стр. 133 табл. 12). Шлака получено 820 кг. или от сгоревшего коксика:

$$\frac{820 \cdot 100}{1836} = 44,7\%$$

Зола кокса при содержании ее 13,18% получилось  $\frac{1836 \times 13,18}{100} = 242$  кг.

Следовательно, по отношению к золе известняка было загружено (табл. 1) в  $\frac{472}{242} = 1,95$  раз больше, что соответствует данным практики. (Ахенбах, Вюст, Озанн и др.)

Количественно шлак составил так: металлы и металлоиды чугуна перешли в шлак в количестве 176 кг.

Полагая для простоты, что шлак содержит железо, сгоревшее в закись, получим ошлакованных окислов металлов и металлоидов чугуна всего

$$176 \cdot \frac{56 + 16}{56} = 226 \text{ кг.}$$

Ошлакованной золы кокса получилось  $\frac{1836 \times 13,18}{100} = 242$  кг.

На ошлакование чугуна и золы израсходовано известняка 472 кг., из которого окись кальция и др. примеси перешли в шлак в количестве  $0,57 \times 412 = 264$  кг.

Итого без ошлаковавшейся кирпичной кладки вагранки получилось шлака  $226 + 242 + 264 = 732$  кг.

Отсюда найдем количество ошлакованной футеровки шахты в количестве  $820 - 732 = 88$  кг.

От переплавленного чугуна это составит:  $\frac{88 \cdot 100}{16137} = 0,545\%$ .

Очевидно, что расход огнеупорных материалов на ремонт кладки вагранки превышает нормальный расход в  $1\frac{1}{2}$  — 2 раза, что можно выяснить лишь путем длительных наблюдений за состоянием кладки и над качеством ремонта ее.

Более полный синтез шлака и угар элементов чугуна в отдельности, вследствие затруднений в определении элементов золы кокса, сделать не представилось возможным. Кислотность шлака находится в пределах моно- и полутора силикатов. Нами по тем же причинам опущено разделение серы кокса на летучую и нелетучую и так как точное определение пригара серы, ничтожное при переплавке чугуна на малосернистом кузнечном коксе, не входило в нашу задачу. Но, судя по содержанию серы в загруженном чугуне и полученном жидком чугуне, пригар серы составил для первой половины плавки (проба № 2).

$$\frac{0,058 \cdot 578 - (0,025 \cdot 200 + 0,037 \cdot 165 + 0,034 \cdot 213)}{578} = 0,025\% \text{ или } \frac{0,025}{0,033} = 75,8\%$$

от первоначального содержания серы в шихте, при содержании общей серы в коксике в  $0,72\%$ .

Для второй половины плавки, когда переплавлялся один доменный чугун без оборотного чугуна, пригар серы получился (проба № 3)

$$\frac{0,055 \cdot 628 - (0,025 \cdot 328 + 0,037 \cdot 300)}{628} = 0,026\% \text{ или } \frac{0,026}{0,029} = 90\% \text{ соот-}$$

ственно.

Обращает на себя внимание крайняя чистота кузнечных доменных чугунов от серы и очень незначительное ее содержание в чугунном литье литейного цеха КМЗ по сравнению с литьем южных и уральских заводов Советского Союза и делающее особую ценность применения кузнечных доменных литейных чугунов для мелкого чугуна, называемого в практике машиностроительных заводов (автомобильных и тракторных), „автоматным“ литьем.

Соотношение между содержанием серы в шлаке и пригаром ее в чугуне определилось в:  $\frac{0,17}{0,025} = 6,08$  и  $\frac{0,17}{0,026} = 6,05$

## 7. Расход воздуха и производительность вагранки.

Исследование, приведенное выше, согласно задания Центральной лаборатории КМК этим исчерпывается, но по просьбе литейного цеха, попутно, нами определена и производительность дутья, которое осуществляется поршневой воздуходувкой Энке.

Расход воздуха определяется составом колошниковых газов (см. табл.) и замером скорости горения топлива, а этих данных вполне достаточно, чтобы рассчитать израсходованный воздух.

Определим сначала теоретический расход воздуха на горение 100 кг коксика.

Анализ коксика по данным Центральной лаборатории приведенный к  $100\%$ :

C — 83,62%	в молях : 12 = 6,968
H <sub>2</sub> — 1,26%	„ : 2 = 0,630
O <sub>2</sub> — 0,48%	„ : 32 = 0,015
S — 0,72%	„ : 32 = 0,022
H <sub>2</sub> O — 0,74%	„ : 18 = 0,041
Зола 13,18%	
	<hr/> 100,00%

С поправкой по Дюлонгу:

C		6,968	молей.
H <sub>2</sub>	0,680 — 0,015 x 2	0,600	„
S		0,022	„
H <sub>2</sub> O	0,041 + 0,030	0,071	„

Задаваясь температурой чугуна и шлака в 1450° Ц., получим, по принципу Грюнера-Ахенбаха, соотношение CO<sub>2</sub> : CO в газах = 70 : 30.

Тогда теоретически необходимое количество воздуха на горение.

C в CO <sub>2</sub>	0,76 × 968	= 4,878	мо O <sub>2</sub>
C в CO	0,3 × 6 × 968 : 2	= 1,045	„ „
H <sub>2</sub> в H <sub>2</sub> O	0,60 : 2	= 0,300	„ „
S в SO <sub>2</sub>	0,022 × 1,5	= 0,033	„ „
		6,256	мо O <sub>2</sub>

$$\text{азота с воздухом } 6,256 \cdot \frac{79}{21} = 23,534 \text{ N}_2$$

ИТОГО: . . . . . 29,790 мо воздуха.

Примем избыток воздуха в 10% против теоретически необходимого на тот воздух, который уходит по стенкам шахты и не принимающий участия в реакциях горения коксика, тогда на горение 1 кг. коксика воздуха с давлением 706 мм. рт. ст. при 0° Ц. понадобится  $1,1 \times 10 \times 29790 \times 0,0224 = 7,34$  куб. м, а при условиях дня плавки при + 7° Ц и 752 мм. рт. ст.

$$\frac{7,34 \times 280 \times 760}{273 \cdot 752} = 7,61 \text{ куб. м.}$$

Из 100 кг. коксика получим продуктов горения по составу:

CO <sub>2</sub>		4,878	молей
CO	1,045 × 2	2,090	„
H <sub>2</sub> O	0,300 × 2	0,600	„
S		0,022	„
O <sub>2</sub>	0,1 × 6,256	0,626	„
		8,216	мо.
N <sub>2</sub>	1,1 × 23534	25,887	„
		34,103	мо.

или  $34,103 \times 0,0224 = 7,639$  куб. м.

Углекислотой от диссоциации Ca CO известняка мы можем пренебречь, равно и CO, получающегося в результате горения углерода чугуна, вследствие ничтожности их весовых количеств.

Вес продуктов горения:

CO <sub>2</sub>	4,878 x 44 =	194,120	г.
CO	2,090 x 28 =	57,520	„
H <sub>2</sub> O	0,600 x 18 =	10,800	„
SO <sub>2</sub>	0,022 x 64 =	1,408	„
O <sub>2</sub>	0,626 x 32 =	20,032	„
N <sub>2</sub>	25,887 x 28 =	724,836	„
		10008,716	„

Из 1 кг. коксика

$$\frac{10008,716 \times 10}{0,7639 \times 1000} = 1,320 \text{ кг.}$$

Теплопроизводительность коксика:

$$\begin{aligned} \text{Горение С в } \text{CO}_2 &: 4,878 \times 97,65 = 476,327 \text{ кал.} \\ \text{С в } \text{CO} &: 2,090 \times 29,43 = 61,509 \text{ „} \\ \text{Н}_2 \text{ в } \text{H}_2\text{O} &: 0,600 \times 57,81 = 34,686 \text{ „} \\ \text{S в } \text{SO}_2 &: 0,022 \times 90,447 = 1,985 \text{ „} \end{aligned}$$

574.507 кал.

$$\text{Трата на испарение } \text{H}_2\text{O} \quad 0,071 \times 10,548 = 0,749$$

573,756 кал.

Следовательно, 1 кг. коксика дает тепла 5738 кал.

Однако, действительное горение велось с колошниковыми газами (сред. из 5 анализов за плавку) при недостаточном количестве воздуха:

$\text{CO}_2 : \text{CO} = 31 : 69$  вместо нормальных  $70 : 30$ , в этих условиях горение давало:

$$\begin{aligned} \text{С в } \text{CO}_2 \quad 0,31 \times 6,968 &= 2,160 \text{ мо } \text{O}_2 \\ \text{С в } \text{CO} \quad 0,69 \times 6,968 : 2 &= 2,404 \text{ „ „} \\ \text{Н в } \text{H}_2\text{O} \quad 0,6 : 2 &= 0,300 \text{ „ „} \\ \text{S в } \text{SO}_2 \quad 0,222 \times 1,5 &= 0,333 \text{ „ „} \\ \hline &4,897 \text{ мо } \text{O}_2 \end{aligned}$$

$$\text{азота } 4897 \times \frac{79}{21} = 18422 \text{ мо } \text{N}_2$$

23.319 мо воздуха

$$\text{и избыток воздуха в } 10\% \quad 2,332 \text{ „ „}$$

ИТОГО: 25,651 „ „

На 1 кг. коксика расходовалось воздуха.  $25,651 \times 10 \times 0,0224 = 5,74$  куб. м.

Недостаток воздуха против необходимого выразится в  $1 - \frac{5,74}{7,34} \cdot 100 = 22\%$

Скорость горения коксика, не считая холостой колоши, с момента пуска дутья, получилась  $\frac{1536}{6,62} = 232$  кг. в час или  $232 : 60 = 3,87$  кг. в минуту.

Расход воздуха составил:  $3,87 \times 5,74 = 22,2$  м<sup>3</sup>/мин, а требовалось при той же скорости плавки  $3,87 \times 7,34 = 28,4$  м<sup>3</sup>/мин

При нормальной производительности вагранки в 5 тн. чугуна в час и том же соотношении расхода топлива к переплавленному чугуну.  $1 : 9,5$  требовалось сжечь коксика  $5000 : 9,5 = 527$  кг. в час. или  $527 : 60 = 8,78$  кг. в мин.

В этих условиях вентилятор должен подать  $8,78 \times 7,34 = 64,4$  куб. м./мин.

Во время опытной плавки, как сказано выше, число оборотов вентилятора было недостаточным и составило всего лишь  $\frac{22,2}{64,2} \cdot 100 = 34,5\%$  от нормальных.

По расчетным данным проекта литейного цеха вентилятор запроектирован на 80 куб. м. воздуха в минуту. Дефект электрической установки вентилятора должен быть устранен электриком или же выяснен и найден природный недостаток вентилятора фирмы Карл Энке.

По Гайгеру производительность вагранки должна быть  $S = \frac{W}{KL} = 60$  кг/час.

В нашем случае скорость плавки должна была быть  $\frac{22,2 \times 60}{56,8 \times 5,74} = 1135$  кг./ч.

Где  $W = 22,2$  м<sup>3</sup> в мин.

$$K = \frac{1536}{27} = 56,8 \text{ кг. коксика в колоше.}$$

$L = 5,74$  куб. м. воздуха на сжигание 1 кг. коксика.

В действительности скорость плавки получалась  $\frac{15961}{6,62} = 2410$  кг/час.

При том же неисправном вентиляторе, но при уменьшении коксовой колоши до 35 кг., при высоте ее в  $\frac{35,4}{0,45 \times 3,14 \times 0,8^2} = 155$  мм. производительность вагранки может возрасти до  $\frac{2410 \cdot 56,8}{33,2} = 4,12$  тн. час.

Эта производительность получается при том же расходе кокса на единицу переплавленного чугуна.

Колошниковые газы в течение плавки были нагреты до  $800^{\circ}$  Ц. и ниже  $550^{\circ}$  температура их не спускалась; химический состав газов при тех температурах теоретически не должен отличаться от анализов газов, полученных нами. Соответствие полученных анализов с предположенными, дает нам право убедиться в правильности результатов.

### 8. Заключение и предложения

1. Плавка чугуна на коксике Кузнецкого завода в вагранке № 1 литейного цеха при приготовлении мелкого и среднего чугунного литья ни чем не отличается от плавки на литейном коксе кондиционных качеств, т. к. чугун и шлак получают достаточно жидкими, литейные формы заполняются вполне хорошо и поэтому коксик в этом смысле литья не ухудшает.

2. Несмотря на обычно повышенное содержание серы в мелком коксе, по сравнению с крупным и возрастание серы по мере увеличения мелкости кокса, наблюдаемое в южно-литейном коксе, кокс кузнецкий содержит серы весьма малое количество и идет в сравнение с отличным американским коннельсвилльским коксом. Мелкий кузнецкий кокс содержит серы немного —  $0,60 - 0,80\%$  и несмотря на свою мелкость, представляет собой полноценное топливо для плавки чугуна в небольших вагранках литейного цеха, а следовательно, и в вагранках для обжига доломита и, без сомнения, топливо лучшего качества в литейном производстве, чем антрацит, торфяной кокс и проч. суррогаты, имеющие распространение в литейных Москвы и Ленинграда. В день плавки, при расходе кокса всего в  $9,5\%$  от переплавленного чугуна, даже тонкостенные плитки, толщиной в  $1,5 - 2$  мм., залилась отчетливо.

3. На уменьшение производительности вагранки коксик не влияет, т. к. наш опыт установил действительные причины малой производительности вагранки: неисправность воздуходувки и превышение веса колош против нормального, а это дает нам право утверждать, что Кузнецкий коксик можно употребить в механизированных литейных машиностроительных заводах, где вагранки работают синхронно с литейным конвейером.

4. Получение вполне горячего чугуна на коксике не повлияет на производительность вагранок при бессемеровском переделе и позволит применять мелкий кокс в бессемеровской фабрике беспрепятственно.

■ ■ ■

Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ  
Инж. В. Н. ШЕЛЕМИН

Центр. лаборатория КМК

# К вопросу о стойкости изложниц для слитков 6—7 тонного развеса

(Исследование проводилось в 1933 году)

## ЧАСТЬ 1.

Кузнецкий металлургический завод для отливки 6-ти—7-ми тонных мартеновских слитков пользуется изложницами отливки Надеждинского, Воткинского и Кузнецкого заводов. Размеры изложниц и слитка и их основные характеристики даны в таблице 1.

Таблица 1.

Завод изготовитель	Размеры изложниц			Толщин стен. излож			Вес изложн	Вес слитка	Отн. веса изл. к весу слитка	Отношен высо- ты к попереч сечению.	
	Высота излож.	Верхн. основан. слитка	Нижн. основан. слитка	Радиус углов вверху и внизу	Верхнее основание	Нижнее основание					На уг- лах
Надеждин. завод .	2250	640 x 640	680 x 680	80/90	150	150	150	6400	6400	1	3
Воткинск. излож- ницы . . .	2050	590 x 720	650 x 775	90/100	150	150	150	7850	6550	1,2	2,75
Кузнецк. излож- ницы . . .	2100	600 x 720	650 x 780	90/100	190	190	150	8900	6800	1,3	2,75

(Стенки ровные)  
(Стенки ровные)  
(Внутренн. стенки пря-  
мые, наружные выпукл.)

Если сопоставить эти данные с данными американской и германской практики (см Ристов Stahl und Eisen № 24, 1933 г.) получим следующее:

1. Отношение высоты слитка к среднему поперечному сечению удовлетворяет обычным американским нормам.

2. Отношение веса изложницы к весу слитка, которое для слитка большого развеса по американским и германским нормам держится около единицы,—для кузнецких и воткинских изложниц несколько больше единицы.

3. Радиус закругления на углах колеблется от 80 до 100 м/м и удовлетворяет нормам обычной германской и американской практики.

4. Имеющуюся конусность слитков порядка 1—1,25% на сторону можно считать средней величиной для американской практики.

5. Толщина стенок изложницы, отливки Надеждинского и Воткинского завода, укладывается в американские нормы, тогда как толщина стенок изложниц отливки Кузнецкого завода несколько больше. В отличие от американских изложниц—изложницы применяющиеся в Кузнецке не имеют утолщения в нижней части.

## ЧАСТЬ II.

Данные по вопросу о стойкости изложниц и о причинах выхода их из строя сведены в нижеприведенных таблицах 2 и 3, составленных по материалам О.Т.К завода.

Таблица 2.

Завод изготовитель	Группа	Вышли из строя по причинам				Недолитки
		Трещины в %	Раков. в %	Трещина+ раков. в %	Заварено залито в %	
Воткинский.	I	50	12,5	—	12,5	25
	II	51,8	—	19,2	6,7	32,3
	III	—	—	57,16	—	42,84
Надеждинский	I	43,8	4,2	—	45,8	6,2
	II	47,8	8,7	—	32,6	10
	III	38,6	12,8	—	41	7,7
Кузнецкий.	I	61,5	5,1	30,7	2,7	8,3
	II	91,7	—	—	—	
	III	—	—	—	—	

ПРИМЕЧАНИЕ: 1. Сведения о причинах выхода из строя кузнецких изложниц недостаточно полны

2. Разбивка по группам предусматривает следующее: I группа — стойкость от 1 до 30 плавов; II группа — от 30 до 60 плавов, III группа выше 60 плавов. В таблице 3 дается стойкость изложниц с разбивкой по тем же группам.

Таблица 3.

Группа	Воткинск. изложницы			Надеждин. изложницы			Кузнецк изложницы		
	Кол. изл.	% по групп.	Стойк в плавках	Кол. изл.	% по групп.	Стойк в плавках	Кол. изл.	% по групп.	Стойк. в плавках
I	8 шт.	25%	20,5	48 шт.	36%	11,3	90 шт.	52%	17,7
II	17 "	53%	47,7	46 "	34%	42,2	72 "	42%	38,2
III	7 "	22%	67,3	39 "	30%	76,9	10 "	6	90,7
Среднее	32	100%	43,4	133	100%	41,2	172	100%	30,5

Просматривая таблицы 2 и 3 видим:

1. Общая средняя стойкость всех изложниц невысокая.
2. Особенно неудовлетворительна стойкость изложниц отливки Кузнецкого металлургического завода.
3. Наиболее ровные цифры стойкости дают изложницы воткинские, затем надеждинские, что касается кузнецких изложниц, то здесь среди преобладающего количества изложниц низкой стойкости встречаются представители весьма высокой стойкости.
4. Что касается причины выхода из строя, то для кузнецких изложниц, в отличие от других, характерен выход из строя по трещинам, тогда как для надеждинских и воткинских изложниц, значительное место занимают внешние причины
5. Изложницы КМЗ дают трещины располагающиеся главным образом по ребрам, тогда как изложницы воткинские имеют в главной массе продольные трещины по граням, которые часто склонны разветвляться и переходить в поперечные (в средних зонах изложницы).
6. Если сопоставить вышеизложенное с конструкцией изложниц, то особенность кузнецких изложниц, заключающаяся в большой толщине стенок и неравномерности толщины стенки по периметру, возможно, обуславливают склонность к образованию трещин по ребрам.

## ЧАСТЬ III.

Сопоставление стойкости изложниц с химанализом дается в таблице 4.

Таблица 4.

ГРУППА	Кол. изл.	Сред. стойк.	СРЕДНИЙ ХИМАНАЛИЗ						Примечание
			Собщ.	С связ.	Si	Mn	P	S	
<b>КУЗНЕЦКИЕ ИЗЛОЖНИЦЫ</b>									
I группа	90	17,3	3,78	0,64	0,84	0,75	0,12	0,054	
II "	72	38,2	3,75	0,61	0,87	0,82	0,11	0,055	
III "	10	90,7	3,83	0,44	1,17	0,89	0,12	0,060	
<b>НАДЕЖДИНСКИЕ ИЗЛОЖНИЦЫ</b>									
I группа	9	7,7	3,68	0,56	1,72	0,77	0,16	0,058	
II "	6	41	3,76	0,60	1,42	0,83	0,15	0,050	
III "	8	76,7	3,69	0,60	1,36	0,92	0,15	0,076	
<b>ВОТКИНСКИЕ ИЗЛОЖНИЦЫ</b>									
I группа	4	20,5	3,68		1,34	0,57	0,17	0,10	
II "	13	47	3,51	Не опре- дел.	1,47	0,68	0,14	0,115	
III "	6	68,7	3,48		1,56	0,59	0,137	0,096	

ПРИМЕЧАНИЕ: Цифры 1-й группы по воткинским изложницам нехарактерны ввиду небольшого количества случаев, из которых половина относится к изложницам залитым.

Таблица 5 дает размах колебаний в значении химанализов для изложниц отливки Кузнецкого, Воткинского и Надеждинского заводов.

Таблица 5.

ЗАВОД	Собщ.		Ссвяз.		Si		Mn	
	От	До	От	До	От	До	От	До
Кузнецкий . . .	4,4	2,9	1,9	0,16	2,26	0,43	2	0,28
Надеждинский . .	3,92	3,48	0,66	0,16	2,35	1,09	1,1	0,5
Воткинский . . .	3,74	3,31	—	—	1,93	0,55	0,89	0,44

ПРИМЕЧАНИЕ: Случаи столь значительного количества связанного углерода наблюдались при анализе обычных местных проб небольшого размера, в которых имело место отбеливание чугуна; значение Si 0,55—1 случай и 0,88—1 случай встречается редко; обычно содержание Si выше 1,3<sup>0</sup>/<sub>0</sub>

Было сделано по кузнецким изложницам сопоставление стойкости изложниц с содержанием общего углерода. Данные по этому вопросу даны в таблице 6.

Таблица 6

Колич. излож.	Средн. стойк.	Содержан обд. углерода
20	29,5	до 3,6 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
52	32,3	от 3,6 до 3,8 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
42	33	от 3,8 до 4 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>
17	21	Выше 4-х <sup>0</sup> / <sub>0</sub>

За время исследования Кузнецкий завод отливал изложницы, как с добавкой в шихту железа в виде рельсовых концов, так и без добавки железа.

Сопоставление стойкости изложниц и их химанализов с количеством заданного в шихту железа дано в таблице 7.

Таблица 7.

Колич. излож.	% железа в шихту	Собщ.	С связ	Si	Mn	P	S	Стойкость		
								Сред	Макс	Мин.
33	От 0 до 10 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	3,85	0,53	0,99	0,84	0,12	0,05	41,6	119	5
54	10 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	3,76	0,59	0,78	0,80	0,11	0,05	30	87	2
41	20 <sup>0</sup> / <sub>0</sub>	3,76	0,71	0,82	0,82	0,12	0,05	25	82	1

Изучение таблиц 4, 5, 6, и 7 дает возможность сделать следующие выводы.

1. Химанализ кузнецких изложниц и изложниц надеждинских и воткинских отличается весьма резкими колебаниями, что говорит о неустановившемся процессе их изготовления (наиболее однородные по составу воткинские изложницы).

2. Для изложниц Надеждинского завода при среднем одинаковом значении углерода мы имеем увеличение стойкости их с уменьшением количества Si от 1,72 до 1,36<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, при одновременном увеличении количества Mn от 0,77<sup>0</sup>/<sub>0</sub> до 0,92<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

3. В противоположность отмеченному, стойкость изложниц отливки Кузнецкого завода растет с увеличением количества Si от 0,84<sup>0</sup>/<sub>0</sub> до 1,17<sup>0</sup>/<sub>0</sub> при одновременном увеличении Mn от 0,75<sup>0</sup>/<sub>0</sub> до 0,84<sup>0</sup>/<sub>0</sub>. Содержание общего углерода при этом остается постоянным, а содержание связанного углерода падает.

4. Что касается воткинских изложниц, то здесь, откидывая 1-ю группу как нехарактерную, мы можем считать анализ почти постоянным.

5. С известными оговорками о том, что различные условия производства на различных заводах могут дать различные свойства чугунам изложниц при одном и том же анализе, мы можем на основании наших исследований отметить тенденцию увеличения стойкости изложниц с приближением к оптимальному анализу по Si — 1,2 — 1,35<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, по Mn — 0,9<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.

6. Тенденция к увеличению стойкости изложниц отливки Кузнецкого завода с увеличением количества Si следует из сопоставлений сделанных в таблице 7, где в качестве независимой переменной величины взято количество железа введенного в состав металлической шихты. Здесь мы имеем неизменными почти все величины кроме кремния и связанного углерода, из которых первый растет, а второй падает с увеличением стойкости.

7. Попутно мы можем отметить, что изменение в составе чугуна по общему углероду, с изменением количества железа задаваемого в шихту выражено слабо, что видимо зависит от условий ведения процесса и требует специального изучения. Так как в качестве железной части шихты задавались рельсовые концы, содержание Mn в которых высокое, то мы не замечаем благодаря этому изменений в содержании Mn, с изменением количества железа в шихте.

8. Что касается влияния углерода в чугуне на стойкость изложниц, то по данным таблицы 6, составленной для Кузнецких изложниц, мы можем отметить, что стойкость резко падает только для случая особо повышенного количества углерода. Следует отметить также, что изложницы Воткинского завода, обладающие наилучшей средней стойкостью, имеют меньшее количество углерода и вообще более равномерный состав.

9. По данным Свечникова и Стародубова (см. Моногр. „Изложницы“) чугун состава Собщ. 3,52%, С связ. 0,43%, Si—1,04%, Mn—1,03%, S—0,042%, P—0,11% дал наилучшую стойкость.

Исследования Харьковского института металлов по изложницам заводов им. Рыкова и Ворошилова показали, что наилучшую стойкость дали изложницы состава Собщ. 3,5—3,7%, Si 1,25—0,95%, Mn 0,55—0,97%.

Обильные литературные данные собранные Свечниковым и Стародубовым и Харьковским инстит. металл., повторять которые здесь не имеет смысла, дают самые разнообразные анализы чугунов, применяемых для изложниц, но среди этих анализов постепенно начинают выделяться чугуны перлитовые с понижением С и Si.

Таким образом, массовый опыт литейного цеха Кузнецкого завода интересен в том отношении, что он еще более углубляет тенденцию применять для изложниц чугуны с пониженным Si.

Однако следует отметить, что невысокая средняя температура выпуска чугуна из вагранок (порядка 1350° и высокое содержание общего углерода (см. табл. № 4) воспрепятствовали получению мелкодисперсного графита, что, очевидно, сказалось неблагоприятно на службе изложниц и потому опыт применения малокремнистых изложниц не обладает полноценностью и должен быть продолжен при условии снижения углерода и повышения температуры перегрева чугуна.

#### ЧАСТЬ IV. Металлографические исследования

Образцы для металлографических исследований воткинских и надежинских изложниц брались от внутренней и наружной поверхности стенок в зависимости от условий и возможности, но преимущественно они вырубались с внутренней нижней стороны изложницы у нижнего основания.

Пробы для кузнецких изложниц отливались в сухие формы в виде кубов размеров 200x200x200 мм.

При толщине стенок изложниц, отливаемых в Кузнецке, 190 мм. принятые размеры проб были достаточно велики, чтобы по ним судить о структуре чугуна в изложнице. Из отлитых кубов вырезался темплет, толщиной в 15—20 мм, одна из плоскостей которого совпадала с осью симметрии куба. Место взятия образцов из темплета и места испытания на твердость по Бринелю указаны на рисунке 1.

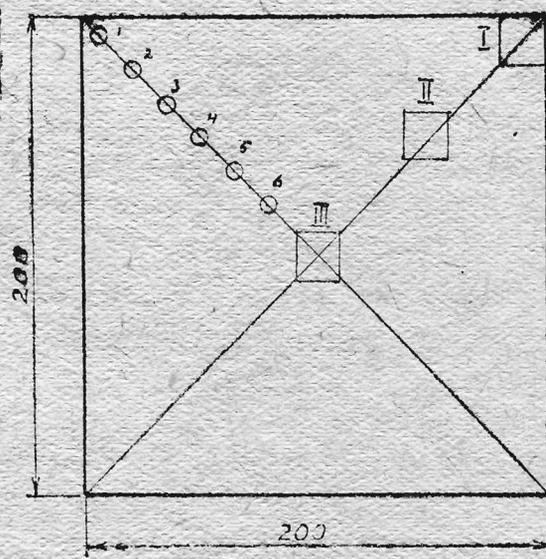


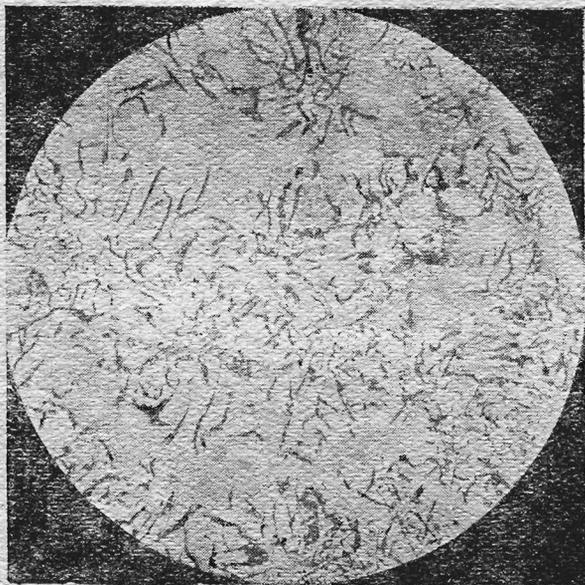
Рис. 1

Здесь цифрами 1, 2, 3, 4, 5, 6 указаны места испытания твердости по Бринелю, а римскими цифрами I, II, III участки, из которых брались образцы для металлографических исследований.

Произведенные металлографические исследования показали следующее,

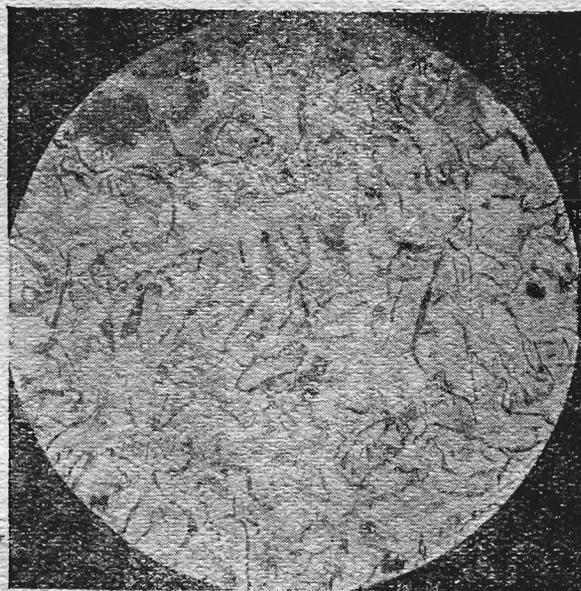
## 1. Надеждинские изложницы

а) Металлическая масса чугуна перлитовая с небольшим количеством феррита, который или образует оторочку у грубого графита, или дает сгустки по месту выделения скопления мелкого кустообразного графита (см. микроснимок 1), или формируется в виде отчетливых дендритов на фоне перлитовой структуры (см. снимок 2).

Снимок 1 ( $\times 100$ )

Изложница Надеждинского завода. Металлич. масса состоит из перлита + сгустки феррита по месту выделения скоплений мелкого графита.

Стойкость—33 плавки.

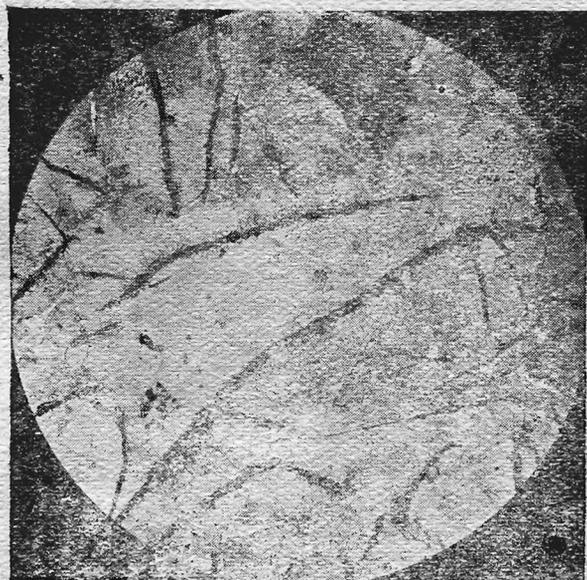
Снимок 2 ( $\times 100$ )

Изложница Надеждинского завода. Металлич. масса состоит из перлита + дендриды феррита + графит средний по величине.

Стойкость—80 плавки.

Последняя структура сопровождается иногда очень мелким эвтектическим графитом.

б) Характер выделений графита, как это видно из снимков 1, 2, 3, разнообразны, начиная с очень мелкого до очень крупного.

Снимок 3 ( $\times 100$ )

Изложница Надеждинского завода. Отчетливо выявленный перлит + незначительное количество феррита и фосфидной эвтектики + грубые выделения графита.

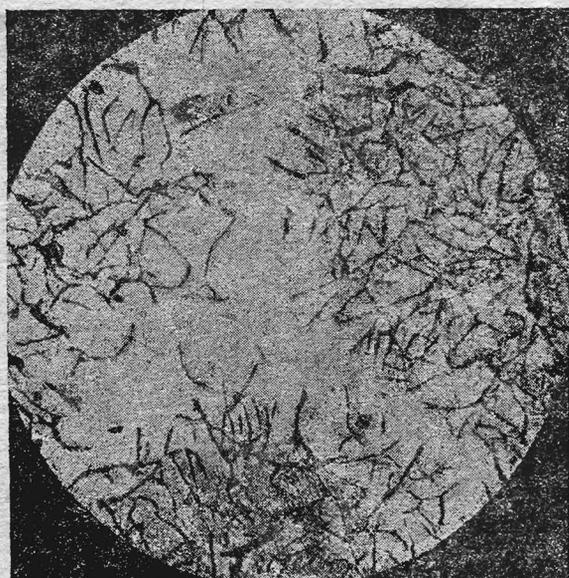
Стойкость — 3 плавки

в) Грубый графит встречается по преимуществу в изложницах низкой стойкости, однако он нередок и в изложницах высокой стойкости.

г) Чисто перлитовая металлическая масса встречается сравнительно редко и свойственна изложницам хорошей стойкости.

## II. Воткинские изложницы

а) Металлическая масса чугуна весьма разнообразна, встречается чисто ферритовая (см. снимок 6) структура, сопровождающаяся очень грубыми выделениями графита, но в главной своей массе структура феррито-перлитовая с значительным выделением феррита или в виде сгустков, или в виде грубой оторочки графита (см снимок 5).



Снимок 4 ( $\times 100$ )

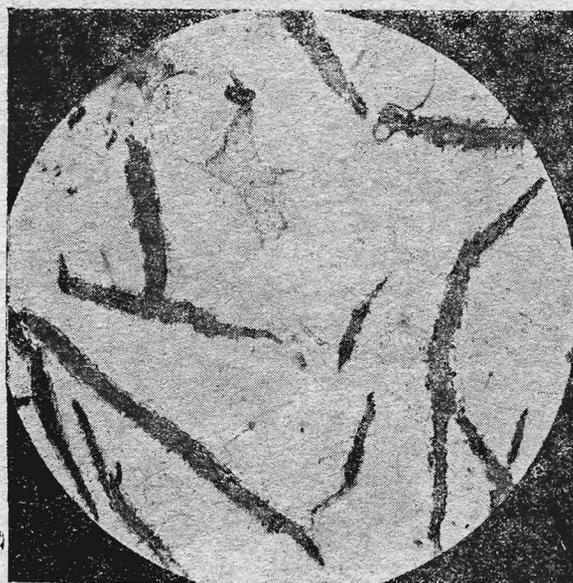
Изложница Воткинского завода  
Слабо дифференцированный перлит  
+ феррит по месту выделения скоп-  
лений мелкого и среднего графита.



Снимок 5 ( $\times 100$ )

Изложница Воткинского завода.  
Перлит + феррит в виде грубой  
оторочки графита. Выделение гра-  
фита прямые грубоватые.

б) Выделения графита, как это видно из снимков 4, 5, 6, разнообразны, но главным образом грубоваты. Мелко графитистых чугунов среди воткинских изложниц не встречается.



Снимок 6 ( $\times 100$ )

Изложница Воткинского  
завода. Феррит + незначи-  
тельное количество перли-  
та + грубые включения  
фосфидной эвтектики. Вы-  
деления графита очень  
грубые.

в) Можно отметить на основании сопоставления структур, что по мере увеличения в составе металлической массы связанного углерода стойкость изложниц увеличивается.

г) Сопоставление химанализов и структуры воткинских и надеждинских изложниц указывает, что различие в структуре их, которая выражается в более грубом графите и в значительно большем количестве феррита в чугу-

не воткинских изложниц, обуславливается не химанализом, а видимо условиями отливки и большим перегревом чугунов надеждинских изложниц.

д) Следует отметить еще, что чугуны воткинских изложниц содержат повышенное количество включения  $MnS$  и небольшое количество фосфидной эвтектики.

### III. Чугун кузнечных изложниц.

На основании исследования образцов от темплетов (см. выше) структура чугуна кузнечных изложниц характеризуется таблицей 8.

Таблица 8

Группа	Место взятия шлифа	Колич. железа в шихте	Характер выделений графита			Колич. шлиф. с чисто перлит структ %
			Груб. граф	Средн. граф	Мелк. граф	
I	Наружн. зона.	От 0 до 10%	26%	26%	48%	74
	1/4 диагонали.	„	82%	18%	0	55
	Центр	„	82%	18%	0	55
II	Наружн. зона	1%	57%	14%	29%	86
	1/4 диагонали	—	71%	29%	0	100
	Центр.	—	71%	29%	0	100
III-IV	Наружн. зона	20%	0%	37%	58%	87
	1/4 диагонали	30%	50%	50%	0	75
	Центр.	—	63%	37%	0	75

В таблице 9 даны твердости по Бринелю.

Таблица 9

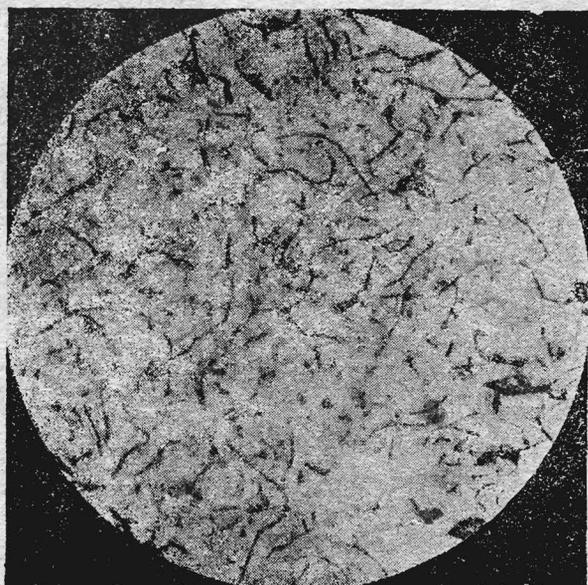
Группа	Колич. проб	Колич. железа в шихте в %	Среднее значение $H_B$	Максим. значение $H_B$	Миним. значение $H_B$
1	11 шт.	От 0 до 10	118	143	103
2	7 „	10%	127	143	104
3	6 „	20%	130	149	116
4	2 „	30%	138	143	131

1. В таблице 8 и 9 данные приведены в сопоставлении с количеством железа задаваемого в шихту.

2. Таблица 8 указывает, что общая металлическая масса чугунов главным образом перлитовая, что особенно выявляется с добавкой железа в шихту. Встречаемые ферритовые выделения обычно представляют собою нетолстые оторочки феррита у лепестков графита.

3. Таким образом чугуны могут быть отнесены к перлитовым.

4. Как видно из таблицы 8 графит в подавляющем большинстве случаев может быть отнесен к грубому. Неравномерность графитовых образований по толщине стенки иллюстрируется таблицей 8. Мелкий графит мы встречаем только у поверхности. В глубину величина графитовых выделений быстро растет, при этом одновременно падает значение твердости по Бринелю.

Снимок 7 ( $\times 100$ )Снимок 8 ( $\times 100$ )

Образцы из пробы размером  $200 \times 200 \times 200$ , взятой при отливке изложницы № 729 в литейном цехе Кузнецкого завода. Снимок № 7 — наружные зоны. Снимок № 8 — на глубине 50 м/м. основное поле — перлит + незначительное количество феррита в виде оторочки графита. Количество феррита и величина выделений графита увеличиваются по мере углубления в тело пробы.

5. Нужно отметить, что с увеличением железа задаваемого в шихту происходит выравнивание твердости по сечению пробы и общее увеличение ее (см. табл. 9). Что касается графитовых выделений, то они также уменьшаются и выравниваются с увеличением количества железа в шихте, но, несмотря на резкое увеличение его до 30%, эффективность этой добавки неособенно значительна.

Снимок 9 ( $\times 100$ )Снимок 10 ( $\times 100$ )

Образцы из пробы размером  $200 \times 200 \times 200$ , взятой при отливке изложницы № 521 в литейном цехе Кузнецкого завода. Снимок № 9 — наружные зоны. Снимок № 10 — на глубине 50 м/м металлическая масса — перлит. Графит значительно увеличивается в размерах по мере углубления в толщу пробы.

6. В таблице 7 мы сопоставили стойкость изложниц и химанализ с количеством железа, задаваемого в шихту. Мы видим здесь, что стойкость изложниц имеет склонность уменьшаться с добавкой железа и, следовательно, улучшение механических свойств чугуна и некоторое улучшение его структуры не только не вызвали в нашем случае увеличения стойкости, но даже оказали обратное действие.

7. Характер структуры чугунов иллюстрируется микрофотоснимками за №№ 7, 8, 9, 10. Из них мы видим, что по мере углубления в тело пробы, металлическая масса изменяется в сторону появления феррита, а величина графита значительно увеличивается.

8. Нужно думать, что основной причиной обуславливающей грубую величину выделений графита, несмотря на снижение количества кремния, является: 1. повышенное количество общего углерода и 2) недостаточный перегрев чугуна, что характеризуется нижеприведенными данными.

Средняя  $t^0$  выпуска чугуна из вагранки — 1350<sup>0</sup>  
„  $t^0$  заливки чугуна в форму — 1250<sup>0</sup>

■ ■ ■

# Ядрометрический метод определения коксующей способности углей

## I.

Кузнецкий завод получает для коксования угли Осиновского, Прокопьевского и Киселевского рудников Кузнецкого бассейна.

Все эти угли до сих пор еще мало изучены. Некоторые данные о кузнецких углях можно почерпнуть из лабораторий рудников, из выводов различных оперативных групп и научно-исследовательских институтов, но все они не могут дать полной характеристики их и это тем более, что при рассмотрении материалов о кузнецких углях приходится наталкиваться на целый ряд совершенно противоположных мнений, вызванных тем, что эти угли являются в высшей степени неоднородными.

Неоднородность углей Кузбасса вызывается двумя основными причинами: 1) тем, что пласты угля образуют ряд синклинальных и антиклинальных складок; падение пластов очень крутое, достигающее местами до  $55-60^\circ$  со сравнительно частыми нарушениями сбросами; некоторые пласты выходят близко к поверхности и являются сильно окисленными и 2) тем, что благодаря большой мощности пластов, достигающей до 14-15 метров, петрографический состав углей носит очень пестрый характер и все свойства коксующая способность их главным образом определяются соотношением блестящих (хорошо спекающихся), матовых (плохо спекающихся) и волокнистых-сажистых (совершенно неспекающихся) ингредиентов.

На неоднородность и изменчивость кузнецких углей в петрографическом составе и как на следствие этого факта, неоднородность и изменчивость в содержании летучих веществ, зольности и особенно характера их спекающей способности указывали еще в 1925 г. проф. Рубин и Габинский<sup>1)</sup>. Несколько позже это констатировали Караваев и Рапопорт<sup>2)</sup>,<sup>3)</sup>; оперативная группа Союзкокса<sup>7)</sup> и, наконец, горный инженер НИУИ Кузбасс-угля И. И. Аммосов<sup>4)</sup>, работа которого по изучению весьма интересующих нас прокопьевских углей представляет большой интерес.

Исследуя I и II внутренние пласты шахты № 2, инж. Аммосов дает им следующий макроскопический анализ (в процентах).

Название ингредиентов	I ВН	II ВН
Блестящий уголь (витрит) . . . . .	13,8	15,9
Слабо-блестящий (I разновидность дуритового угля—„клярит“)	9,8	7,2
Матовый уголь (II, III, IV, V и VI разновидность дуритового угля) . . . . .	70,3	73,0
Волокнистый уголь (фузит) . . . . .	0,9	2,4
Прослойки пустых пород и углистоглинистые прослойки .	5,2	1,5

Касаясь макроскопического анализа, он дальше отмечает: „количественное выражение содержания ингредиентов в пластах и пачках при микроскопических исследованиях несколько изменяется, так как при этом увеличивается процентное содержание таких ингредиентов, как фузит и витрит. Это объясняется тем, что при макроскопическом подсчете не могут быть учтены тонкие линзочки и прослойки этих ингредиентов, обычно тонко рассеянных почти во всех прослойках дуритового угля. Но поправки в процентном содержании этих ингредиентов мало влияют на относительное содержание этих ингредиентов до и после микроисследования“.

Инж. Аммосов установил совершенно различное поведение каждого указанного в таблице ингредиента (о чем речь будет идти ниже), что еще раз подтверждает и выводы проф. Рубина и Габинского и оперативной группы Союзкокса.

Мы вынуждены приводить все эти ссылки, чтобы противопоставить их совершенно неправильной и прямо противоположной трактовке кузнецких углей сотрудником Кузбассугля инж. Григорьевым, который создал особую теорию об однородности этих углей, подкрепленную его опытным коксованием в Кемеровских печах; теорию, искажающую взгляд на кузнецкие угли и ведущую к неправильным принципам заварядки их той или иной коксовой установке и к неверному составлению производственных шихт.

Инж. Григорьев в своем основном труде „Коксующая способность углей Кузбасса“<sup>5)</sup>, давая классификацию кузнецким углям, пишет: причина понижения коксующей способности в добываемых углях Прокопьевского месторождения заключается в **выветролости углей**, вследствие **выхода пластов близко к поверхности**. Это явление неизбежно для всех угольных пластов Прокопьевского месторождения, имеющих крутое падение

Проследивая изменение спекаемости (по корольку) и коксующую способность углей **по восстанию пласта**, например, для марки „К“, мы имеем постепенный переход от прекрасно сплавленных образцов, дающих чрезмерно прочный кокс, соответствующий марке „К“, к коксу, типичному для группы присадочных углей марки „ПС“, наконец, переходя пределы прочности соответствующей марки „ПСО“ (частично окисленных „ПС“—МК), подходим к неспекающимся углям марки „Т“. Отсюда видно, что как бы с одного и того же пласта можно получить до четырех марок угля, различных по своей коксующей способности, а, следовательно, и ценности для получения металлургического кокса“.

В другом месте инж. Григорьев пишет: „товарные пробы углей отличаются от пластовых проб некоторой повышенной зольностью и отклонение от этого объясняется **непостоянством качества пласта по простиранию и по падению, что сглаживается** при больших количествах проб и анализов“ (везде подчеркнуто нами).

Вот и все относительно неоднородности кузнецких углей. Как видим здесь совершенно не та оценка, которая указана выше. Здесь ни слова нет об изменчивости углей по мощности пласта, о структуре пластов, количественном соотношении отдельных ингредиентов друг к другу.

А для кузнецких углей, имеющих пласты мощностью до 10—14 метров, вопрос о структуре пласта—вопрос основной и решающий. Ведь если стать на точку зрения инж. Григорьева, то при добыче углей в новых глубоких шахтах, шахтах гигантах, вопрос о неоднородности углей сам собой отпадает, перестанет быть актуальным.

Это неверно! Данные за целый ряд лет говорят о другом. И между прочим, о том, что угли даже одного и того же пласта неоднородны не только по простиранию и восстанию, но и толщине этого пласта в пределах одной шахты. Один и тот же пласт в различных шахтах имеет и по техническому анализу и по коксующей способности соответственно различную характеристику.

И это объясняется различием пластов по их структуре, преобладанием в нем того или иного ингредиента. Это различие остается в силе и при разработке углей на большой глубине (в новых шахтах). Другими словами, неоднородность кузнецких углей не является временным явлением. Она только несколько уменьшится за счет существующей неоднородности углей по восстанию и простиранию за счет окончания выработки углей из верхних окисленных зон.

Из всего этого следует, что при коксовании кузнецких углей необходимо будет и впредь считаться с их неоднородностью и найти какие то новые, отличные от практики южных заводов, методы распределения углей по силосам, шихтовки и смешения их до и после шихтовки, при чем эти методы никогда нельзя будет рассматривать как строго установившиеся на очень продолжительный срок. Наоборот, их нужно будет видоизменять в зависимости от тех структурных особенностей угля, которые в течение этого периода будут преобладать.

Неоднородность кузнецких углей является основной причиной того обстоятельства, что результаты опытного печного и ящичного коксований, производившихся различными оперативными и исследовательскими группами, получались неодинаковыми, а иногда прямо противоположными.

Так, оперативная группа Союзкокса после опытного коксования различных шихт для северных коксовых установок в Кемеровских печах в 1931 г. установила для Кузнецкого завода, как оптимальную шихту в следующем составе: осиновских углей марки ПЖ—60%, прокопьевских „ПС“—30% и отсева доменных марки „Т“ (пласта „мощного“) — 10%. Та же оперативная группа высказалась против включения в шихту кузнецких печей араличевских углей.

Наоборот, научно-исследовательский угольный институт Кузбассугля на основе опытного коксования инж. Григорьевым на тех же кемеровских печах в конце того же 1931 г. неоднократно предлагал нашему заводу целый ряд шихт с включением в них араличевских углей.

Производственное коксование в наших коксовых печах, как шихты оперативной группы Союзкокса, так и шихт Н. И. У. И., дало, как известно, явно отрицательные результаты.

Разноречивость выводов в отношении кузнецкой шихты двух оперативных групп явилось следствием их расхождения в основных характеристиках месторождений, пластов и марок углей.

Так, оперативная группа Союзкокса дала следующую характеристику осиновских углей:

„угли Осиновского месторождения не являются типичными углями марки ПЖ и по своим свойствам приближаются к типу газовых углей, которые в смеси с тощими антрацито-подобными (араличевскими—МК) углями при обычном измельчении не дают крупного металлургического кокса“.

Инж. Григорьев (противопоставляя осиновские угли ленинским газовым углям в цитируемом уже его труде) говорит обратное:

„осиновские угли, несомненно, имеют достаточное количество тех и других (битумов, придающих вспучиваемость и крепость коксу—МК), чтобы с теми же присадочными углями давать прочный доменный кокс“.

И дальше: „угли Осиновского месторождения всех эксплуатируемых пластов рассмотренных штолен обладают совершенно идентичной коксующей способностью и представляют собою как бы месторождение одной марки углей, различаясь лишь несколько по зольности и содержанию летучих веществ“.

Опыт более чем двухгодичной работы с осиновскими углями нам показал, что обе эти точки зрения являются неверными и именно потому, что осиновские угли не являются однородными, а представляют из себя целый конгломерат углей, начиная от полугазовых (штольни № № 9 и 10), жирных (штольня № 6) и полужирных (штольня № 4). Центральная штольня

имеет угли промежуточного характера (между штольной № 4 и штольной № 6, но все же ближе к шахте № 6), причем в самих шахтах имеется налицо некоторая неоднородность и изменчивость.

В оценке прокопьевских углей марки „К“ имеются такие же противоречивые мнения.

Оперативная группа Союзкокса констатировала, что „угли прокопьевского месторождения по мере углубления шахт дают более спекшийся кокс и не только улучшают спекающую способность, но и превращаются в более жирные, а потому вряд ли правильно будет обозначать угли шахты № 6 маркой „К“ при содержании в них летучих до 27% (на горючую массу); тем более, что они обладают способностью принимать тощие добавки (с добавкой к ним 25% пласта „горелого“ марки ПС был получен кокс крепостью 316-329 кг)“.

И дальше: „шахта № 5 разрабатывает два пласта (№ 20 и № 23). Как по спекаемости, так и по характеру даваемого кокса эти угли отличаются друг от друга. Если и в дальнейшем качество этих углей будет различно, то можно ожидать ряда неприятных моментов, так как шахта не приспособлена к разделению их по пластам при выдаче на поверхность“.

Инж. Григорьев, как мы видели выше, не считающийся с петрографическим составом углей, в своих выводах по опытному коксованию в начале 1932 г. <sup>6)</sup> пишет:

„угли прокопьевского месторождения шахты № 5—6 пластов всех внутренних, Горелого и Лутугинского относятся к одной товарной марке, как обладающие совершенно аналогичными коксующимися свойствами“.

Угли шахты № 8 бис пластов Горелого и Лутугинского также относятся к одной товарной марке „К“ и могут быть отгружены на гора в один бункер“.

Точка зрения научного сотрудника Кузбассугля инж. Григорьева здесь вступает в противоречие с данными горного инженера НИУИ (б. Кузбассугля) Аммосова, который в цитируемом уже нами выше труде дает яркую картину влияния петрографического состава кузнецких углей на их коксующую способность. Данные инж. Аммосова представлены в таблице 1.

Технический анализ витрита, фузита и разновидностей дурита

Таблица 1,

1-й внутренний пласт шахты № 2				
Наименование ингредиентов	На возд. сух. уг			Характер кокса
В и т р и т . . . . .	1,06	3,43	19,82	Сильно вспучен
1-я разновидность дуритового угля . . . . .	1,17	5,74	21,46	Сплав., вспуч. порист.
2-я . . . . .	1,27	2,32	18,77	Слабо вспуч, сплав.
3-я . . . . .	1,0	2,38	18,91	Хорошо спекшийся
4-я . . . . .	1,09	6,60	18,35	Спекш., трещиноват.
5-я . . . . .	1,51	13,86	16,66	Слабо спекшийся
Ф у з и т . . . . .	0,81	5,78	10,00	П о р о ш о к
2-й внутренний пласт шахты № 2				
В и т р и т . . . . .	1,31	1,62	21,23	Сильно вспучен
1-я разновидность дурита . . . . .	1,84	3,84	19,63	Сплав., вспучены
2-я . . . . .	1,78	2,67	16,13	Спекшийся
3-я . . . . .	1,72	4,65	15,98	Спекшийся с трещин.
4-я . . . . .	1,72	10,0	16,39	„
Ф у з и т . . . . .	1,22	6,6	17,10	П о р о ш о к

Незначительное колебание в летучих веществах витрита инж. Аммосов объясняет зависимостью от степени обуглероживания витрита различных пластов, т.-е. от его химического возраста, точно также, как и различие в коксующей способности всех остальных ингредиентов угля.

Следовательно, подходя к вопросу маркировки углей, ввода тех или иных из них в шихту, нужно иметь ясное представление об их характеристике, основанной, по крайней мере, на всестороннем изучении всего того, пока еще скудного материала, который находится в нашем распоряжении, отнюдь не отбрасывая хотя бы части его, характеризующей коксующую способность кузнецкого угля. Все это полностью относится и к выяснению причин, вызывающих рост или уменьшение бракеража прокопьевских углей, так как в противном случае мы можем искать эти причины только в степени окисленности углей, в плохом надзоре рудников за зонами окисления, между тем, причины будут лежать значительно глубже, вне поля нашего внимания, а потому не смогут быть и устранены.

Имевшее место в 1933 г. сильное ухудшение качества углей Прокопьевского, Киселевского и Осиновского рудников ни в коем случае нельзя объяснять только:

- 1) сбросом обоих пластов по шахте № 8 бис;
- 2) плохим надзором рудников за отделением углей добываемых из окисленных зон от коксующихся;
- 3) частичным смешиванием на шахтах коксовых углей с энергетическими на угольных складах и ошибками в сопровождающих их документах;
- 4) смешиванием углей марки ПС с углями пласта „мощного“ (по Киселевскому руднику);
- 5) доставкой Кузнецкому заводу углей пласта „мощного“ шахты № 5 Прокопьевского рудника под маркой „ПС“ (за отсутствием доброкачественных углей марки „ПС“), но и более глубокими причинами, а именно:

1) возможным изменением петрографического состава кузнецких углей в сторону увеличения матовых углей за счет уменьшения блестящих, и

2) **неправильностью маркировки углей Кузбассуглем** на основе классификации инж. Григорьева, неучитывавшего при ее составлении петрографического состава кузнецких углей и нежелающего никак понять двух основных фактов, вызывающих неоднородность кузнецких углей, о которых говорилось выше. Ввиду особого значения последнего пункта, необходимо остановиться на нем несколько подробнее.

## II

В упоминаемом уже выше труде инж. Григорьева<sup>5</sup>), положенном Кузбассуглем в основу снабжения северных коксовых установок коксующимися углями, констатируется, что:

„Имеющаяся маркировка углей Кузбасса по системе Грюнера с разбивкой на пять классов (имеется в виду работа проф. Караваева и Рапопорт — М. К.) зачастую не дает точного представления о их коксующихся свойствах „и ставится вопрос“ о необходимости создания особой самостоятельной классификации углей **исключительно по коксуемости**, независимо от других возможных классификаций по иным их признакам и свойствам, определяющим их основное направление промышленного использования“ (подчеркнуто нами — М. К.).

Следовательно, в основу своей классификации инж. Григорьев кладет исключительно коксуемость углей. Чем и как эта коксуемость им определяется?

Инж. Григорьев поясняет: „предварительное испытание углей на спекаемость путем получения королька прокаливанием угольного порошка в закрытом тигло дает первую ориентировку в оценке коксующей способности углей и отнесения испытуемого угля к той или иной группе.

Градация спекающей способности углей расценивается по внешнему виду королька принятой в Кузбассе двадцатибальной шкале“.

Каждое угольное месторождение обладает своей характерной типичностью угольных королек, проявляющейся как во внешнем виде их, так и прочности...

Однако, учитывая несовершенство лабораторной техники экспериментального изучения коксующей способности углей, **основным методом определения ее до последних дней, был принят метод коксования углей в производственной коксовой печи и испытание физических свойств получаемого кокса**, который „дает возможность с достаточной полнотой очертить их характерные свойства на основании чего отнести их к той или иной группе классификации по коксующей способности“ (подчеркнуто нами *М. К.*)

Итак, основной метод классификации кузнецких углей заключается в коксовании их в промышленных печах. Хотя этот метод громоздкий, но в тоже время дает более верное представление об углях, чем королек. Но все дело в том, как его провести на практике, как и какие угли взять для опытного коксования. И какое количество их взять, чтобы оно отражало действительную характеристику этих углей.

В своей работе инж. Григорьев пользовался отборкой пластовых проб в забоях. Отбор товарных пластовых проб углей производился в пределах кондиционной спекаемости, соответствующей данной марке угля и в количестве 1—2 вагонов каждого пласта. Пластовые пробы коксовались в железных ящиках, товарные пластовые пробы углей—в ящиках и в промышленных печах. **При всем этом из наиболее зольных углей производилась на соответствующих ситах отборка породы.**

Из всего этого видно, что при опытном коксовании создавались **наиболее благоприятные условия**, а малое количество углей, бравшееся для характеристики того или иного пласта при указанной выше неоднородности кузнецких углей, конечно, **не могли отвечать среднему качеству угля по всему пласту.**

Если же еще принять во внимание, что ни одна шахта Кузбасса не имеет возможности отделять на поверхности один пласт от другого, а коксовым установкам приходится иметь дело с товарными шахто-марками, зависящими не только от мощности пластов, но и от того, в каком количестве вырабатывается тот или иной пласт в данный отрезок времени, то станет понятным, что **результаты опытного коксования, произведенного инж. Григорьевым, могут служить лишь характеристикой (отвлеченного от практических условий добычи и переработки угля) качества углей того или иного пласта, строго органиченной в пространстве и во времени. Такая характеристика, если и является научно-необходимой в целях познания угля, взятого в определенных условиях, то ни в коем случае ее нельзя распространять при большой неоднородности кузнецких углей на целые пласты или шахты, а тем более основывать на ней маркировку товарных углей.**

Было бы более правильным, учитывая большую неоднородность кузнецких углей, неизученность их, при маркировке этих углей, допустить „ошибку“ в сторону некоторого преувеличения углей марки „ПС“, нежели включать под марку „К“ очень обширный конгломерат углей с различной коксующей способностью.

Всем хорошо известна напряженность баланса коксовых углей по Кузбассу, вызванная отставанием шахтного строительства от строительства металлургии. Но совершенно ошибочно думать, что путем искусственного перевода углей марки „ПС“ в марку „К“ мы тем самым смягчаем напряженность этого баланса.

**Неправильной маркировкой углей мы не только затемняем вопрос о природе и качестве кузнецких углей, дезориентируем всю страну во взглядах на эти угли, но и создаем очень большие трудности на коксовых установках при шихтовке углей, при производстве металлургического кокса.**

В этом должен был убедиться и сам инж. Григорьев, который, ведя лично промышленную шихтовку на Кузнецком заводе в течение месяца, не смог добиться тех результатов, которые он получил в свое время в опытном коксовании в Кемерово и, потеряв всякую надежду найти правильное соотношение в шихте осиновских углей марки „ПЖ“ с углями марки „ПС“ и араличевскими, отказался от составления производственных шихт.

Это доказало и опытное коксование, проведенное инж. Григорьевым совместно с автором настоящей статьи в сентябре-октябре 1933 г.

Маркировка кузнецких углей, само собой разумеется, необходима; ее отсутствие сильно отражается на производстве кокса. Но к созданию этой маркировки нужно подойти более научно на основе самого детального изучения их петрографического состава, определяющего почти все факторы, которые в своей совокупности дают коксующую способность, а, следовательно, и ценность как коксующихся углей и получения из них высококачественного кокса. На ряду с этим необходимо изучать поведение кузнецких углей в процессе коксования во всех его стадиях.

Нужно всецело приветствовать недавно начатую Кузбассуглем работу по изучению петрографии углей Прокопьевского рудника, как главного поставщика Магнитогорского, Кузнецкого металлургических заводов. Но вместе с тем Кузбассуглю необходимо учесть богатейший опыт промышленного коксования кузнецких углей на этих заводах и в своей практике и направлении всех своих исследовательских работ исходить из полученных ими результатов.

В частности, практика промышленного коксования кузнецких углей на Кузнецком заводе уже сравнительно давно дала коксовикам возможность уловить в процессе работы целый ряд характерных моментов в поведении отдельных углей Прокопьевского (напр. шт. № 6), Осиновского (шт. № 9 и 10, шт. № 6 и 4 и Центральная) и Киселевского (уклонка № 3) рудников при коксовании и разделять эти угли в силосах, а в шихту давать их как отличные от прочих углей компоненты, несмотря на то, что они шли под одной маркой.

Большая аналитическая работа, проведенная автором этой статьи в последние 6-8 месяцев над шихтами Кузнецкого завода, еще более утвердила коксовиков в необходимости создания новой классификации кузнецких углей, независимо от существующей маркировки углей Кузбассуглем.

Эта же работа натолкнула нас на необходимость отыскания нового экспресс метода для определения коксующей способности получаемых нашим заводом углей. В результате этих исканий, нами еще в марте месяце 1934 года был предложен, а с апреля месяца введен в практику составления шихт новый метод—метод ядрометрии.

Помещаемая ниже таблица 2, характеризующая качество металлургического кокса, получаемого из одних и тех же шихт в первом (до введения метода ядрометрии) и во втором квартале 1934 г (с применением уже этого метода), очень наглядно говорит в его пользу, несмотря на то, что этот метод разработан только вчерне и нуждается еще в очень большой проработке и дальнейшем улучшении.

Сравнительная таблица шихт I и II кварталов 1934 года

	ПЖ	ПС	К	БАРАБАН	
				I кв	II кв
1	50	50	—	270,0	280,5
2	45	55	—	263,9	278,1
3	40	60	—	—	283,8
4	35	65	—	—	284,5
5	30	70	—	—	285,2
6	40	40	20	273,8	287,8

Таблица 2.

ПРИМЕЧАНИЕ: Все барабаны взяты только по печам первой очереди

К обоснованию и пояснению этого метода и перейдем.

## III.

Строго научное обоснование всех физических и химических явлений, происходящих в коксовой печи в процессе коксования угля, дано недавно. Влияние на поведение угля в этом процессе отдельных петрографических разновидностей, твердых и маслянистых битумов, степени размягчения угля в определенных температурных интервалах, силы вспучивания угля в его пластическом состоянии и, наконец, влияние газовой выделения в различных стадиях коксования,—все это было детально изучено в научных лабораториях и проверено на практике коксовых печей главным образом в течение последнего десятилетия.

Основным недостатком всех этих работ является то, что они проводились разрозненно одна от другой, не было полного последовательного изучения **одного и того же угля** по всем, тесно связанным и друг друга определяющим, характеристикам. А между тем, только их совокупность дала бы ясное и исчерпывающее представление о коксующей способности данного угля, а, следовательно, и правильную ориентировку при его коксовании.

Но такое исследование углей требует хорошо оборудованных лабораторий, больших знаний, опыта и значительного накопления опытного материала, т. е. очень длительного периода времени. Практика же составления шихт для производственного коксования и необходимость частого контроля за правильностью их составления в условиях малой или полной неизученности тех или иных углей (напр. кузнецких углей) требуют экспресс-определений и в то же время достаточно полно выражающих основные свойства угля.

Вот почему вся научная и практическая мысль давно уже направлены к определению основного критерия качества коксующихся углей и получаемого из них металлургического кокса—коксующей способности угля—более простыми, не требующими большой траты времени методами. К сожалению, приходится констатировать, что все существующие и за границей и у нас в СССР методы определения коксующей способности угля являются несовершенными и неудовлетворительными, т. к. все они или ограничиваются на выявлении роли отдельно взятых факторов (напр., спекающей способности), **частично** определяющих коксующую способность угля, или же само определение этих факторов производится в условиях, значительно отличающихся от условий промышленного коксования; не говоря уже о том, что все **существующие методы только констатируют тот или иной факт, но не выявляют вызывающих его причин и всех тех условий, при которых этот факт может повториться.**

Правда, большая продолжительность коксования в промышленных печах и специфические условия обогрева угля в этих печах создают большие трудности в преодолении различия условий лабораторного и промышленного коксования. В этом отношении наиболее интересным и совершенным является пластометрический метод определения коксующей способности, предложенный инж. Сапожниковым, почти всецело оправдавший себя в Донбассе; метод который позволяет вести лабораторное коксование со скоростью нагрева, тождественной скорости обогрева промышленной печи (3° в минуту). Но на ряду с этой положительной стороной этот метод страдает и многими недостатками, а именно:

1. Большой продолжительностью опыта (4-4,5 час.).
2. Испытание ведется с воздушно сухим углем и со значительно меньшим помолом, между тем, как влияние увлажнения и степени измельченности угля на поведение разных углей при коксовании—различно.
3. Для обогрева печи применяются силитовые палочки, импортируемые из-за границы.
4. Пластометрический метод не объясняет причинности даваемых им параметров (толщина пластического слоя, усадка).

5. Для кузнецких углей метод не дает зачастую благоприятных результатов, лишней раз подтверждая тем самым давно и неоднократно подмечаемый различными опытами факт, что все существующие методы определения коксующей способности угля могут быть с успехом применены на практике только в тех районах; угли которых были взяты для разработки данного метода.

Так обстоит дело с наиболее совершенным методом определения коксующей способности угля. Другие, имеющиеся методы (с песком, коксом), в том числе и практикуемая в Кузбассе 15-ти балльная шкала с коксом, еще в меньшей степени удовлетворяют требованиям шихтовки углей. Во-первых, потому, что при пользовании этих методов экспериментатор имеет фактически с двумя неоднородными веществами: углем, который играет роль цементирующего вещества и свойства которого являются искомыми величинами; и „нейтральным“ материалом (песок, кокс), долженствующим быть схваченным, сцементируемым и в то же время **строго постоянным и однородным и равномерно распределенным** в определенной навеске угля. Если в отношении песка нельзя достичь, несмотря на самую тщательную химическую его обработку, нужного постоянства в качестве, то еще в меньшей степени это приходится ожидать от кокса, полученного в процессе коксования различных углей и претерпевшего в печи качественно различные воздействия термического и химического порядка. Во-вторых, благодаря быстрому нагреву **маленькой навески** испытуемого угля (или смеси угля с песком, коксом) игнорируются явления, протекающие в первую стадию коксования в промышленных печах, т. е. упускается из вида частичная потеря спекающей способности углем в периоде нагрева угля до момента его размягчения или плавления.

Известный исследователь Дамм в своей большой работе над углями Германии доказал прямую зависимость качества кокса от поведения угля в 3-х стадиях процесса коксования: 1) до размягчения угля; 2) в зоне размягчения (плавления) и 3) после обратного затвердевания размягченной угольной массы. При этом он указал, что сильное газовыделение до размягчения угля влечет за собой потерю углем способности спекаться. В своей работе Дамм подчеркивает, что надо считаться с тем фактом, что коэффициент спекаемости угля к моменту размягчения угля зачастую не совпадает с коэффициентом спекаемости сырого (исходного) угля. И чем быстрее происходит нагревание угля до точки его размягчения, тем более значение коэффициента спекаемости приближается к коэффициенту спекаемости сырого угля и, следовательно, тем значительней спекаемость данного угля.

Положения, выдвинутые Даммом, как известно, являются общепризнанными. Но определение **коксующей способности только по королькам идет вразрез с этими положениями**<sup>1)</sup>. Этим и только этим и объясняется тот факт, что угли или шихта, имеющие по характеру королька одну и ту же коксуемость, дают совершенно различные результаты при коксовании. Разгадка в том, что одни из них теряют спекающую способность в период нагрева в меньшей степени, нежели другие. Следовательно, определение коксующей способности по корольку при всех его указанных выше и в той или иной степени неизбежных недостатках будет больше отражать истинное поведение испытуемого угля в процессе коксования и тем самым лучше характеризовать данный уголь с точки зрения пригодности его для целей коксования **тогда, когда это определение будет отнесено не к исходному (сырому) углю, а к качественному состоянию угля в конце первой зоны коксования (предварительного нагрева)**. И чем точнее будет установлена граница перехода угля из одной зоны в другую, чем ближе к этой

<sup>1)</sup> Дамм в своей работе установил, что коэффициент спекаемости не дает надежного критерия о коксуемости угля, т. к. имеются различия в свойствах составных его частей, которые являются факторами коксуемости угля, но коэффициент спекаемости с ними не связан.

границе будет относиться взятая проба уже нагретого, но еще неравмяченного угля, тем лучше королек будет характеризовать спекающую способность данного угля. Одновременно с этим, чем больше будет взята навеска испытуемого угля, тем лучше можно проследить изменения, происходящие в угле на протяжении первой зоны коксования. Но чрезмерно большое количество испытуемого угля брать тоже нельзя, так как в таком случае трудно будет отделить уголь с различной степенью прогрева в первой зоне и в результате можно получить искаженную картину потери углем спекающей способности в стадии предварительного нагрева.

#### IV

Образование кокса происходит в результате самого тесного взаимодействия химических и физических процессов. Исключительное значение в процессе коксования имеет фаза пластического состояния угля, лежащая между 350-550° (с некоторыми колебаниями для различных углей в ту и другую сторону), так как в этом температурном интервале происходит разложение битумов и выделение образующихся при этом газов в пластической, в той или иной степени газопроницаемой массе, в зависимости от свойств исходного (сырого) угля.

Степень вязкости и однородности расплава угольной массы играет наряду с газовыделением решающую роль. И подходить ли к оценке качества расплава с точки зрения Фишера (количественное соотношение между битумами и остаточным углем, с одной стороны, и между твердыми и маслянистыми битумами, с другой) или проф. Стадника Г. Л. (растворение в витрите дуритовой—матовой части угля, а отсюда: количественное соотношение в угле этих двух его петрографических составных частей),—эти два основных фактора: вязкость и однородность расплава и газовыделение во всех стадиях коксования определяют качество кокса.

И если усиленное газовыделение в первой стадии коксования понижает спекающую способность угля, а во второй стадии, благодаря образующимся давлениям в угольном расплаве создает (если не проходит в опасный трейбен-эффект для стенок коксовых печей) благоприятные условия для образования плотного кокса, то в третью стадию коксования то или иное газовыделение играет большую роль в образовании структуры кокса, так как в этот период происходит отложение в только что образовавшихся клеточках кокса аморфного углерода, т. е. процесс становления графитированного крепкого, менее пористого кокса.

Следовательно, при изучении коксующей способности угля нужно обязательно учитывать: 1) потерю спекающей способности в процессе предварительного нагрева угля; 2) количественную и качественную характеристику угольного расплава и 3) газовыделение во второй и третьей стадиях коксования.

Принцип всякой научной шихтовки и состоит в том, чтобы на учете всех этих трех элементов найти оптимальные соотношения компонентов в шихте, обеспечивающие максимум благоприятных условий для образования крепкого металлургического кокса. Отсюда: коксующая способность угля также как и всякая классификация коксующихся углей должны выражаться и определяться минимум в двух-трех параметрах, всесторонне характеризующих данный уголь, несложно и быстро получаемых лабораторным путем непосредственно в самом производстве.

Предложенный нами и с успехом применяемый уже с апреля месяца на практике новый метод определения коксующей способности углей и их классификации по шахто-группам—метод ядрометрии как раз отвечает всем этим требованиям. Правда, нужно оговориться, что, как и всякий иной новый метод, он требует еще значительного улучшения и доработки как с технической стороны, так и в отношении проверки на целом ряде углей других

угольных бассейнов и в особенности в детальном изучении богатейшего материала, полученного за 4 месяца его применения (сделано около тысячи определений). Но, повторяем, даже в настоящем его виде он может вполне служить и, как практика шихтования по этому методу последних трех месяцев доказала, служит (по крайней мере для кузнецких углей) простым и удобным методом определения коксующей способности.

Метод ядрометрии интересен еще тем, что он дает возможность изучать всю механику, влияние каждого угля на коксообразование, тем самым лучше и глубже познать кузнецкие мало изученные угли, а отсюда лучше ориентироваться при работе с ними в процессе производства.

Исходя из этих двух задач, процесс работы при применении метода ядрометрии распадается на два периода 1) спекание корольков и определение двух параметров коксующей способности толщины пластического слоя и спекаемости **нескоксавшейся части угля** по обратной 15-и бальной шкале с коксом принятой в Кузбассе и 2) разделка полученного королька на его составляющие (нескоксавшийся уголь, пластическая масса и кокс), технический анализ каждой из этой части в отдельности с одновременным количественным определением выходов их.

Решение первой задачи является вполне достаточным для составления шихты и контроля за ней. Вторая задача служит для более детального изучения углей.

### Порядок проведения метода ядрометрии и сущность последнего

Определение коксующей способности ведется с навеской угля в 100 г. Уголь перед опытом дополнительно не измельчается и не высушивается, т. е. берется для испытания с производственными характеристиками. Уголь засыпается в железную баночку размерами: диаметр дна 60 мм, верха 66 мм. (конусность баночки создается для лучшего выхода из нее королька), высота 80 мм. Крышка с отверстиями надевается плотно, чтобы газы не могли ее сорвать во время коксования угля.

Наполненная 100 г. угля баночка ставится в муфель, нагреваемый газом, ровно на 10 минут. Температура в муфеле держится во все время опытов  $980^{\circ}$  с колебаниями не выше  $\pm 5^{\circ}$

Через десять минут баночка вынимается из печи и кокс охлаждается или на воздухе (зимой), или в струе холодной воды, или же ставится на снег (лед). При охлаждении кокса не допускается попадание воды внутрь баночки (см. фото 1).

Для контроля над шихтой вполне достаточно (даже не совсем остывший) корольек осторожно разбить по плоскости, идущей по середине баночки, параллельно дну и крышке, замерить толщину пластического слоя, осторожно изъять некоксавшийся уголь и определить номер его спекаемости. Если пластический слой равен 2-3, а номер спекаемости 9—9,5 (по шкале инж. Григорьева 5,5—6, т. е. дополнение до 15), шихта считается хорошей. При большем пластическом слое или при пластическом ядре какой бы то ни было величины шихта считается жирной, требующей отощения в количестве, зависящем от величины пластического слоя или высоты ядра. Если же величина пластического слоя меньше 1,5 мм, то, наоборот, шихта считается отощенной и выправляется прибавкой более жирного компонента.

При часто применяющихся у нас шихтах пластический слой колеблется от 1,0 до 3,0 мм, а потому для доведения пластического слоя до 2 мм бывает достаточно изменить шихту на 5—10%.

Регулировка пластического слоя является основной. Уже в пределах пластического слоя 2—3 мм. достигается регулировка по спекаемости **нескоксавшегося** угля в ту или иную сторону оперированием уже меньшим количеством прибавок или убавлением жирных или более тощих углей.

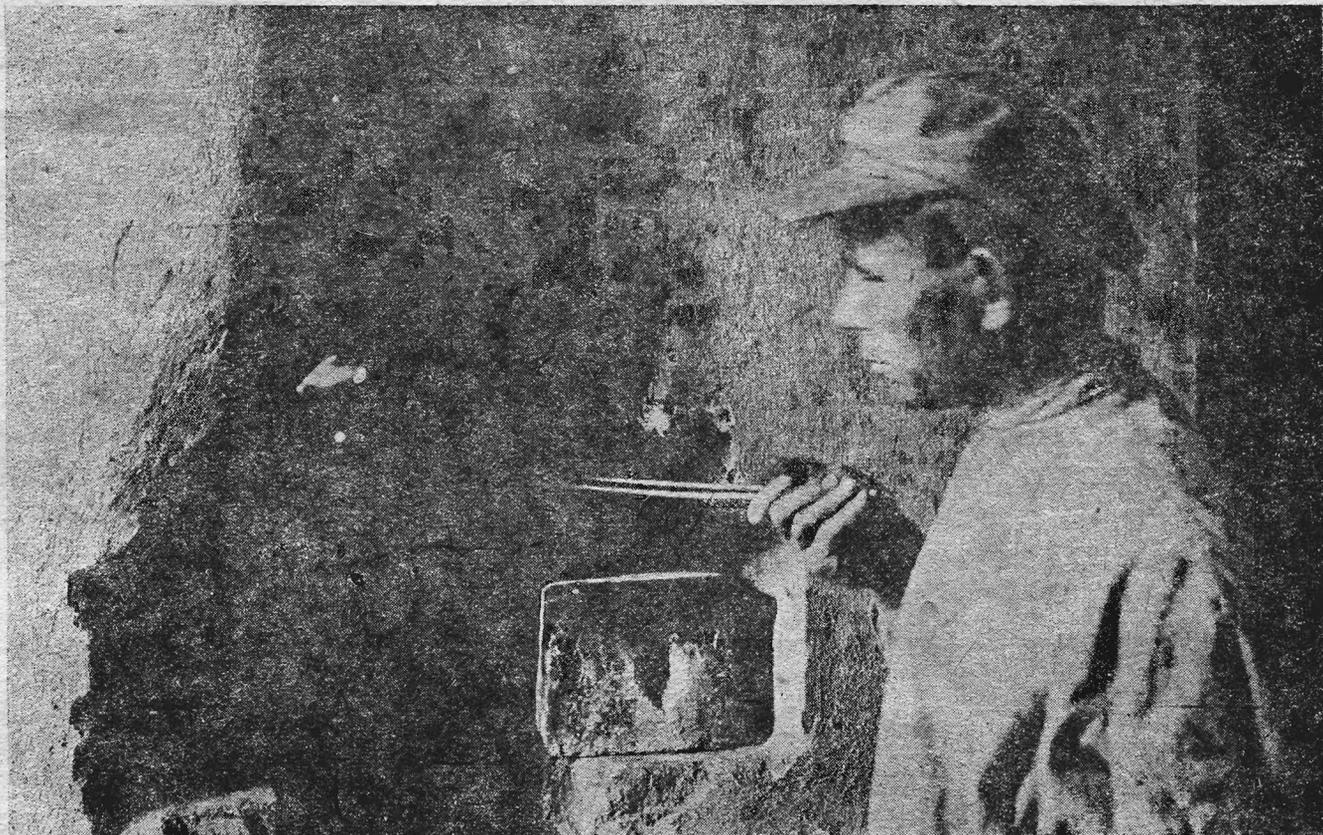


Фото 1

На фото 1 представлена газовая печь, в которой производится коксование угля. На снимке отображен момент выдачи из печи баночки с коксом, посредством длинных щипцов. Внутри печи видно пламя от горения, выделяющихся газов.

Так как распределение углей по силосам происходит согласно классификации всех поступающих на коксование углей по их спекающей способности (нескоксавшегося угля) и по толщине пластического слоя, то контроль за шихтой может производиться не чаще 2—3 раз в рабочую смену (обязательно при смене шихты), а главное внимание уделяется контролю за заполнением силосов.

Разбивка же силосов по шахто-группам, имеющим близкие друг к другу или тождественные коксующие способности (толщина пластического слоя, спекаемость и однородность газовыделения, о чем будет сказано дальше) производится на основе полного анализа результатов, полученных при исследовании углей по методу ядрометрии (см. фото 2).

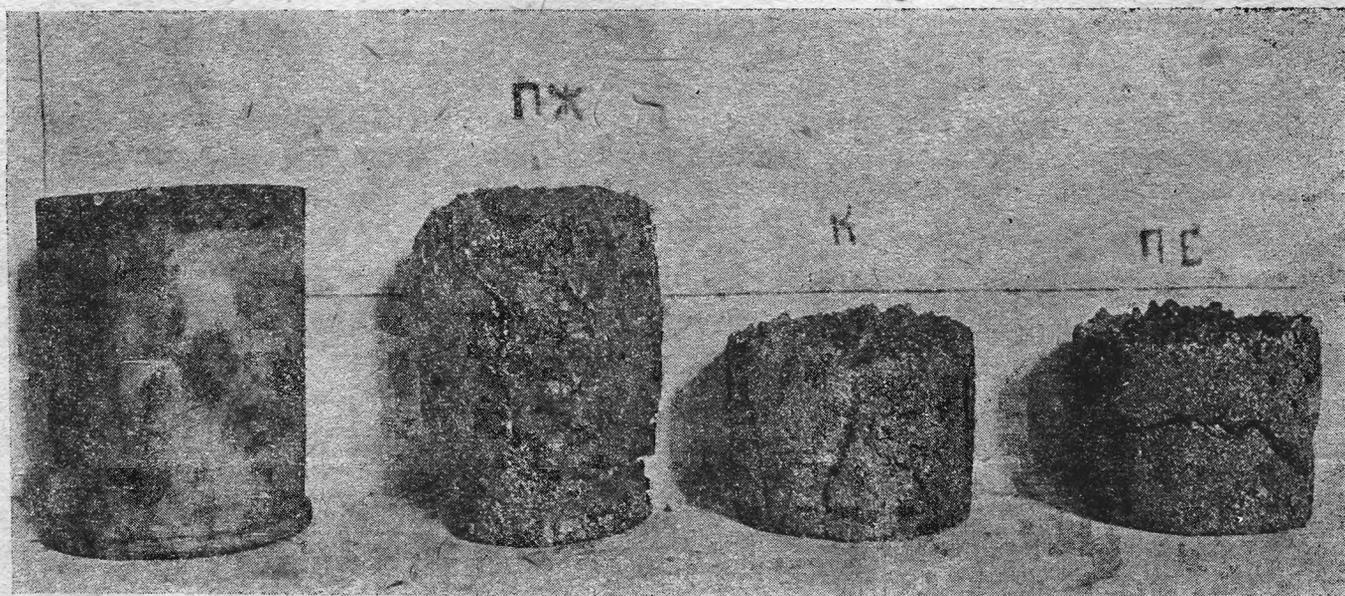


Фото 2

На фото 2 представлена железная баночка, в которой производится коксование угля и виды корольков, получаемых при опыте с различными марками угля.

Полное изучение углей производится в следующем порядке. Королек, полученный при коксовании в баночке и достаточно остуженный, тщательно осматривается и в журнал записывается внешняя характеристика кокса (сплавленность, вспученность, усадка, трещиноватость и т. д.). Затем очень осторожно королек разламывается по частям (чтобы не повредить пластического ядра). При наличии последнего замеряют его высоту и толщину пластического слоя и записывают замеры в журнал. Осторожно разламывают пластическое ядро и высыпают из него некоксовавшийся уголь. Если помимо ядра, пластического слоя не было, замеряют толщину стенки этого ядра. Далее, мягкой зубной щеткой очищают уголь от пластической массы (при осторожной работе щеткой пластическая стенка ядра или слой не разрушаются). Затем лезвием бритвы очищается пластическая масса от кокса (лезвие не берет кокса). Все составные части королька собираются отдельно, взвешиваются, размалываются и идут для определения спекаемости и технического анализа (см. фото 3).



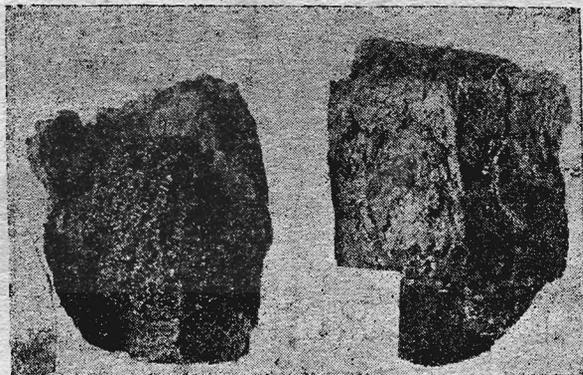
Фото 3

На фото 3 воспроизведен процесс разделения коксового королька на его составляющие. Из королька уже удалено пластическое ядро (лежит на столе справа); производится очистка кокса от пластической массы посредством бритвы. Слева видны осторожно снятые куски коксовой сферы с неудаленной еще с них пластической массой. Тут-же видна зубная щетка, служащая для удаления непрококсованного угля из пластического ядра после его разламывания.

Результаты как взвешивания, так и анализа записываются также в журнале, а затем все полученные характеристики шихты и ее компонентов разносятся по особой разграфке в специальную книгу, в которой для каждой шахто-марки выделено по несколько страниц, и уже из этой книги берутся на дальнейшую обработку.

Как правило, корольки осиновских углей марки ПЖ получают сильно сплавленными, вспученными, с глубокими боковыми трещинами, на которых видны следы выделявшихся газов. Ядро получается размерами 25—45 мм, внутри которого находится некоксовавшийся уголь (см фот. 4). При углях этой марки, имеющих пониженную спекающую способность или имеющих сильное газовыделение, ядро получается слабым. При окисленных углях

ядро совсем исчезает, пластический же слой доходит до 0,5—1,0 мм, или совершенно отсутствует. Таким же образом сказывается окисление и в других углях.



Один и тот же королек полученный из угля марки „ПЖ“; справа—в целом виде, слева—с частично удаленной коксовой сферой и стображением пластического ядра, из нее еще не удаленного.

Фото 4

Угли марки „К“ (шахт № 6, 7 и 10) или дают ядра (см. фот. 5) меньших чем ПЖ размеров, или же только пластический слой в 2—2,5 мм.

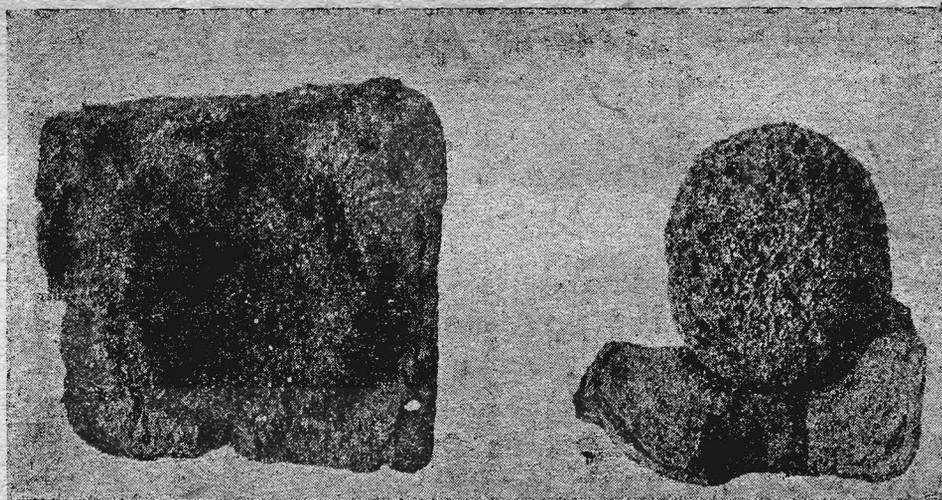


Фото 5

Оба королька получены из углей марки „К“. Слева из угля с меньшей коксующей способностью. Непрококсованный уголь уже удален. Ядра нет. Виден пластический слой. Справа—из угля с большей коксующей способностью, на что указывает наличие крепкого пластического ядра, освобожденного легко от кокса.

Угли этой же марки других шахт имеют пластический слой от 0,5 до 1,0. И угли марки ПС и Т, как правило, совсем не имеют пластического слоя (см. фот. 6).



Один и тот же королек, полученный из угля марки „ПС“ — шахты № 5 Прокопьевского рудника. В разрезе королька (слева) незаметно ни ядра, ни пластического слоя, что указывает на плохую способность угля спекаться.

Фото 6

Внешний вид королек, полученных из углей марки ПС, совершенно отличается от королек, полученных с ПЖ: обычно слабо сплавлен, совершенно невспучен, с мелкими волосяными трещинами, верх королька бугорчатый, иногда мусористый. Вместо пластического слоя иногда можно наблюдать трудно различимые от угля отдельные сплавленные зерна, разбросанные в беспорядке в различных частях некоксованного угля.

Внешний вид королек, полученных от различных углей марки „К“, является промежуточным от ПЖ и ПС. И если вид королек, полученных из углей шахт № 6, 7 и 10 в той или иной степени напоминают корольки с ПЖ, то вид королек при коксовании углей этой же марки „К“ по 2-й и Центральной шахты Прокопьевского рудника очень сходен с корольками, полученными с углями марки ПС.

На фото 2 приведены все три разновидности королек. Черта, изображенная на снимке, показывает уровень загрузки угля в баночке перед коксованием и степень увеличения или уменьшения объема, занимаемого коксом, получаемого из углей разных марок. Здесь отчетливо видна большая вспучиваемость осиновских углей марки „ПЖ“ по сравнению с углями других марок, имеющими в коксе меньший объем по сравнению с первоначальным объемом угля.

Внешний вид королек настолько характерен для каждой шахто-группы, что зачастую по нему можно заранее предугадать и толщину пластического слоя и даже спекаемость некоксованного угля.

В ряде приводимых ниже таблиц даны характеристики углей вагонных и промышленных проб, а также и шихт, полученных из них.

Так, в таблице № 3 даны сводные данные по шахто-группам маркам, по которым разбивались и разбиваются силоса для приемки в них более тождественных углей по методу ядрометрии.

О чем говорит эта таблица?

1. Газовыделение в первой зоне коксования (см. графу 4) в углях марки ПЖ (шт. № 9 и 10) меньше, нежели по группе ПЖ-Т (шт. 6, 4 и Центральной). Падая до минимума по гр. К-Т, в последующих группах, газовыделение в этой зоне опять повышается. В зависимости от этого, примерно, такие же изменения претерпевает спекающая способность углей отдельных групп, доходя в тощих араличевских углях до нуля.

2. Газовыделение во 2-й стадии коксования также различно по отдельным группам, достигая максимума по шахтам № 6 Осиновского и Прокопьевского рудников.

3. Газовыделение в 3-й зоне коксования, влияющее на плотность и крепость кокса является оптимальным для углей марок К-Ж и К. Чрезмерное выделение газа в этой зоне в осиновских углях создают сильную трещиноватость коксу, получаемому из этих углей (см. 1 гр.—ПЖ). По тощим шахто-группам газовыделение уменьшается, за исключением углей 3-й уклонки Киселевского рудника, марка ПС-Ж, которая дает газовыделение в третьей зоне значительно превышающее таковое же осиновских углей, оставаясь по своей спекаемости типичным углем марки ПС.

Угли Киселевского рудника с 3-й уклонки, как и вся таблица № 3, взятая в целом, лишней раз подтверждают, что количество летучих веществ, ни в коем случае не может являться мерилем спекающей способности углей так как по летучим эта шахта должна была бы быть отнесенной к марке ПЖ. Особое капризное поведение углей уклонки № 3 замечено нами еще в апреле месяце; с того времени они выделяются в особый силос и даются в шихту раздельно от других ПС-ов.

4. Пластический слой уменьшается от углей группы „ПЖ“ к „К“ и является очень незначительным по группе „К-Т“ и совершенно отсутствует в группе ПС и Т.

Таблица № 4—исследование компонентов производственных и опытных шихт подтверждает необходимость подразделения кузнецких углей по практикуемой нами классификации, подчеркивая лишь (например, 3 укл. Киселевского рудника) факт разнообразия и изменчивости этих углей.

При наличии этих данных находят себе объяснение такие факты, имевшие место в нашей практике, когда угли марки „К“ с хорошей спекающей способностью (сырого угля) при опытном коксовании давали кокс с барабаном 286 и 228 кг., или при одной и той же шихте мы зачастую имели срывы по барабану в 30-40 кг. в течение одной смены. Эти факты после разделения углей по нашей классификации стали более редким явлением и по выяснении причина такого скачка лежала или в неправильной приемке угля на ямах, из-за халатности приемщиков угля, или же в смешивании углей с 3-й уклонки Киселевского рудника с другими ПС-ами на складе.

Таблица № 5 дает очень интересные данные в отношении влияния дробления отдельных углей. И в отношении газовой выделенности и в смысле улучшения спекающей способности увеличение дробления (уменьшение крупности полома) улучшает поведение углей в процессе коксования, при чем лучшей фракцией для всех более тощих углей является фракция 0,5—1,0 мм, а для более жирных (ПЖ, К-7) фракция 1,0—2,0 мм. К последней группе относятся и жирные ПС-ы (укл. № 3). Исследования влияния крупности помола для отдельных шахто-групп только что начаты, но уже судя по этим данным, приходится предвидеть вероятность применения различного дробления для отдельных групп в будущем.

В таблице № 6 и № 7 приведены результаты опытного коксования. Данные, приведенные в этих таблицах, интересны тем, что они позволили нам установить целый ряд основных положений по применению метода ядрометрии на практике и в то же время подтвердили легкое применение этого метода на практике.

Таблицы № 6 как раз говорит о том, что если толщина пластического слоя находится в пределах 2-3 мм, а спекаемость **нескоксавшегося угля** измеряется 9-10 номером (в среднем 9,5), а газовыделение в 1-й зоне коксования не превышает 1,5<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, имеются налицо самые лучшие условия для получения металлургического кокса. Внизу этой таблицы приведены результаты исследования производственных шихт за май месяц (пробы угля брались из загрузочного вагона в течение всей 2-й смены каждого дня и соответственно выдаче печей учитывались и барабанные пробы). Из сопоставления нижних 3-х строчек (итоговых) мы видим, что почти одинаковые барабаны (289,4 и 287,7 кг.) получились из средне одинаковых шихт как по спекаемости и толщине пластического слоя, так и по газовыделению в 1-й и 3-й зоне коксования. Увеличение газовыделения в 1-й зоне (примерно, в полтора раза) и уменьшение газовыделения в 3-й зоне других 11 шихт (первая строка снизу) привели к уменьшению качества кокса (снижение остатка в барабане на 15 кг.).

Из таблицы № 7 явствует, что при пластическом слое большем или меньшем 2-3 мм и спекаемости большей или меньшей 9-10, качество кокса получается значительно хуже. Интересно отметить, что при этих шихтах мы имели вдвое больше газовыделения в 1-й зоне, нежели при лучших опытных и производственных шихтах, равно как некоторое, правда, незначительное понижение (против нормального 14-15<sup>0</sup>/<sub>0</sub>), газовыделения в 3-й стадии коксования.

Говоря о данных, приведенных в таблицах № 6 и 7, необходимо указать на некоторые отклонения в основных положениях, указанных выше, правда, весьма незначительных (например, шихты № 2 и 5 в табл. № 6 и шихты № 4 и 9 и 11 в табл. № 7) Первые три исключения, возможно, объясняются несоответствием набранных для анализа проб углю, фактически загруженному в печи или неточностью самого анализа (определения спекае-

мости в особенности). Последние два исключения (шихты с араличевскими углями) более серьезного характера. Дело в том, что при спекании шихт с участием араличевских углей иногда получается (при жирных шихтах особенно), так называемый, „кажущийся пластический слой“, состоящий из хорошо расплавленных угольных частиц жирного угля, в котором находятся плохо смоченные угольным расплавом и сами по себе совершенно неплавящиеся частицы араличевского угля. И вот эти то расплавленные частицы жирного угля и создают видимость пластического слоя в 1,5—2,0мм.

Характерно отметить, что в данном случае и пластометрический метод (инж. Сапожникова) в этих же шихтах показывает хороший пластический слой, свойственный хорошим шихтам, дающим крепкий металлургический кокс. Вероятно, объяснение здесь нужно искать именно в „кажущемся пластическом слое“. Кокс, получаемый из различных шихт в промышленных печах и при ящичном коксовании при участии в них араличевских углей, очень наглядно подтверждает (серебристыми блестками этих углей в коксе), что смачиваемость их угольным расплавом углей происходит очень плохо и что при незначительном ударе такого кокса он легко раскалывается по плоскостям неплавящегося и плохо смачиваемого угольным расплавом араличевского угля.

Этим же обстоятельством, возможно, объясняется тщетность попыток получить из шихт с араличевским углем доброкачественный металлургический кокс. Возможно также, что при очень значительном дроблении араличевских углей удастся создать лучшие условия для смачивания их угольным расплавом (в котором лучше и полнее распределяется мелко раздробленные частицы араличевских углей) и тем самым получить лучшего качества кокс. Но для этого, вполне понятно, нужны особые дробилки, так как араличевский уголь является по своей крепости исключительным даже по сравнению с углями пласта мощного (отсева), получаемого нами для целей коксования.

На основе разработки очень значительного материала, полученного нами при многочисленном исследовании почти всех углей, получаемых нашим заводом коксующихся углей Кузбасса, мы даем наметку новой классификации этих углей, фактически уже осуществляемую нами на практике последних трех месяцев (см. табл. 8).

В наметку этой классификации положены все соображения, высказанные выше. Эта классификация является несколько громоздкой по форме, но зато выражает довольно полно все разнообразие и неоднородность кузнецких углей. Последние два момента, присущие кузнецким углям, неизбежно всегда скажутся на классификации этих углей. Но предлагаемая нами является весьма простой и удобной на практике.

Практически нужно составлять шихты из расчета получить все характеристики, близкие к углям марки „К“ (ш. № 25 и коксовая), единственно дающим без всяких добавок к ним жирных или тощих углей металлургический кокс хорошего качества. Применение ее в производственных условиях значительно облегчится тем, если рудники будут снабжать коксовые установки с ограниченного количества шахт и углями, относящимися по своей коксующей способности к одной и той же группе.

В заключение считаем нужным указать еще раз, что наш метод определения коксующей способности углей нами проверяется непосредственно на практике и уточняется, при чем это уточнение и проверка этого метода пойдут как по линии дальнейшего изучения кузнецких углей, так и выявления целого ряда влияний отдельных факторов, определяющих в той или иной степени хорошее качество кокса, а именно: влажности, зольности, степени помола, отдельных петрографических разновидностей каменного угля и проч. Быстрая освоенность нашего метода на практике даже наименее квалифи-

цированными работниками, его наглядность и простота, быстрота получения результатов служат гарантией того, что он крепко войдет в практику коксовиков и одновременно с этим позволит им познать природу кузнецких углей значительно лучше и использовать эти познания для получения высококачественного металлургического кокса.

г. Сталинск;  
25 июня 1934 г.

■ ■ ■

## Литература

1. **РУБИН и ГАБИНСКИЙ** — „Опытное исследование коксования Кузнецких углей в Кемерово“ изд. Научно-исследовательской кафедры металлургии. Днепропетровск 1929 г.
2. **КАРАВАЕВ и РАПОПОРТ** — „К вопросу маркировки углей Кузнецкого бассейна“ Известия Теплот. Ин-та № 7/50—1929 г.
3. **КАРАВАЕВ и РАПОПОРТ** — „Ископаемые угли Кузбасса“ изд. Теплот. Ин-та Москва 1930 г.
4. **Горн. инж. АММОСОВ** — „Петрографическое исследование пластов I внутрен. и II внутрен. Прокопьевского месторождения Кузбасса“ Труды НИУИ, Новосибирск 1932 г.
5. **Инж. ГРИГОРЬЕВ** — „Коксующая способность углей Кузбасса“ (доклад на I Краевом энергетическом съезде Западной Сибири) июнь 1932 г.
6. **Инж. ГРИГОРЬЕВ** — „Результаты работы на Кемеровском Коксохимкомбинате по опытному коксованию углей в целях расширения ресурсов коксующихся углей“ Новосибирск 1932 г.
7. „Опытное коксование углей Кузнецкого бассейна“, изд. Кокс и химия 1932 г.

**ОТ АВТОРА.** Статья была сдана в редакцию 25-го июня 1934 года. За истекший год ядрометрический метод подвергся обсуждению на заседании Ассоциации химии твердого топлива от 11 июля 1934 г. в г. Москве и на конференции по Кузнецким углям, имевшей место в г. Сталинске, в конце октября 1934 г.. На основе критических замечаний и практических указаний и предложений этот метод автором переработан и проверен, как в процессе промышленного коксования, так и дальнейшего лабораторного изучения. Последнее было проведено параллельно с пластометрией т. Сапожникова. В результате метод значительно упрощен и освобожден от субъективности в определении параметров, определяющих коксующую способность углей. Подверглось изменению и само название метода. **Сферометрический** метод в настоящем его виде будет дан в одном из ближайших номеров „Кузнецкстрой“. Несмотря на это статья в том ее виде, в каком она помещена выше, представляет большой интерес и не только с точки зрения истории развития этого метода, но и по фактическому материалу, приведенному в статье.

■ ■ ■

Результаты исследования углей  
(Вагонных)

№№	Марка	ШАХТА	Выделение летуч веществ			Остаток летуч. веществ в коксе	Летуч. веществ исходн. угля
			1 зона	2 зона	3 зона		
1	ПЖ	10	3,3	2,5	18,1	4,9	28,8
2	"	9	3,4	2,3	18,5	2,8	27,0
3	"	6	3,7	5,4	13,0	3,2	25,3
4	"	Центр	5,5	2,2	15,0	2,7	25,4
5	"	4	6,7	1,4	13,2	2,1	23,4
6	К	6	2,6	5,5	14,7	2,5	25,3
7	"	10	3,1	2,8	14,3	2,5	22,7
8	"	25	—	1,8	15,0	2,7	19,5
9	"	2	1,2	—	13,9	3,6	18,7
10	—	Центр	0,8	—	12,1	4,0	16,9
11	ПС <sub>2</sub>	2	1,8	—	12,1	3,8	17,7
12	ПС	Кис. II	2,3	—	12,3	4,0	18,6
13	"	Кис. III	2,1	—	20,6	6,0	28,7
14	"	5	2,8	—	11,4	4,7	18,9
15	"	Анжер	1,7	—	8,7	4,3	14,7
16	"	Кис. I	3,4	—	10,3	4,3	18,0
17	Т	Араличевск.	5,7	—	—	3,9	9,6

Результаты исследования компонентов опыт  
(Сравнитель)

№№	Марка	ШАХТА	Выделение летуч веществ			Остаток летуч. веществ в коксе	Летуч. веществ исходн. угля
			1 зона	2 зона	3 зона		
1	ПЖ	Шахта 9, 10	2,4	3,5	16,9	4,3	27,1
2	ПЖ <sub>2</sub>	№ 6 и Цен.	2,2	3,0	16,0	4,0	25,2
3	ПЖ	Пром смеш	1,8	3,5	16,4	4,2	25,9
4	ПС	Прок. р. ш. 5	2,5	—	11,1	5,0	18,6
5	ПС	"	2,4	—	13,5	3,8	19,7
6	ПС	Пром смеш	2,3	—	12,8	5,0	20,1
7	ПС	Анжерск.	2,3	—	8,4	4,6	15,3
8	ПС	Анж-произ	1,7	—	8,7	4,3	14,7
9	ПС	Кис. I уклон	2,9	—	10,3	4,2	17,4
10	ПС	" пром.	3,4	—	10,3	4,3	18,0
11	ПС	Кис. 3 ук. пр.	2,6	—	20,3	6,3	29,2
12	ПС	" оп.	3,9	—	21,0	3,7	28,6
13	ПС	" оп.	3,2	—	12,9	7,6	23,7
14	Т	Мощ 2 бис.	5,7	—	6,4	2,7	14,8
15	Т	Араличевск.	5,7	—	—	3,9	9,6
16	Т	"	6,6	—	—	4,5	11,1

Таблица № 3.

различных шахт и марок.  
проб)

Спекаемость			Ядро-метр. параметры		В ы х о д а			Классификац. группа
Исход. угля	Не-скокс. уголь	Пласт. массы	Толщ. пл. слоя	Высота пластич. ядра	Нескоксавш. угля	Пласт. массы	Кокса	
12,5	12	11	3,5	43	9,5	10,5	53,0	ПЖ
12	11	9	3	38	8,2	6,3	57,5	"
12	10	8	3	35	3,5	7,5	63,5	ПЖ-Т
12	9,5	9	2,5	27	6,5	5,0	63,0	"
12	9	9	2,5	26	3,5	7,5	64,0	"
12	11,5	9	2	28	4,5	5,0	64,4	К-Ж
12	10	8,5	2	22	6,0	5,0	63,5	"
10	—	9	2	16	—	9,5	70,0	К
10	9	—	1	0	17	—	69,0	К-Т
10	9	—	0,5	0	19,5	—	68,0	"
8	7	—	0,5	0	18,5	—	67,5	"
9	8	—	1	0	8,5	—	75,0	"
8	8	—	1	0	20,0	—	60,0	ПС-Ж
7	6	—	0	0	16,5	—	67,0	ПС
8	6	—	0	0	13,6	—	70,3	"
7,5	6	—	0	0	15,0	—	65,9	"
—	—	—	0	0	—	—	87,8	Т

Таблица № 4.

ных и производственных шихт мая месяца.  
ная таблица).

Спекаемость			Ядро-метр. параметры		В ы х о д а			Месяц
Исход. угля	Не-скокс. уголь	Пласт. массы	Толщ. пл. слоя	Высота пластич. ядра	Нескоксавш. угля	Пласт. массы	Кокса	
12	11,5	10,5	2	37	9,5	8,2	57,2	Апрель
12,5	11,5	9,0	2,5	37	9,1	7,0	60,8	Июнь
12,5	11	10	2,5	39	11,4	7,6	55,8	Май
8,5	6	—	0	0	19,5	—	62,5	Апрель
8	6	—	0	0	11,0	—	71,2	Июнь
8	7	—	0	0	18,1	—	61,7	Май
8,5	7,5	—	1	0	10,3	—	77,0	Апрель
8	6	—	0	0	13,6	—	70,3	Май
7	6	—	0	0	16,2	—	68,0	Апрель
7,5	6	—	0	0	15,0	—	65,9	Май
8	7,5	—	1	0	16,7	—	57,1	"
7,5	7	—	1	0	11,6	—	62,0	Апрель
8,5	8	—	0-1,0	0	12,6	—	68,0	Июнь
5	1	—	0	0	11,2	—	71,6	Апрель
0	0	0	0	0	—	—	87,8	"
0	0	0	0	0	—	—	87,0	Июнь

## Анализ ситовых фракций

№№	Фракция	ШАХТА И МАРКА	Выделение летуч. веществ.			Остаток летуч. веществ в коксе	Летуч. веществ исходи. угля
			1 зона	2 зона	3 зона		
1	Общая	10—ПЖ	3,6	3,4	17,3	6,4	30,7
2	0,25	"	0,7	5,0	18,4	5,2	29,3
3	0,25—0,5	"	3,4	3,3	18,0	5,5	31,2
4	0,5—1,0	"	0,6	3,8	20,7	3,1	28,2
5	1,0—2,0	"	0,4	5,5	17,7	5,1	28,7
6	> 2,0	"	0,3	4,0	19,5	4,0	27,8
1	Общая	7—К	4,3	3,7	15,4	6,0	29,4
2	0,25	"	0,9	0,1	18,2	5,2	24,4
3	0,25—0,5	"	1,6	1,5	19,3	3,9	26,3
4	0,5—1,0	"	1,0	5,6	17,3	4,2	28,1
5	1,0—2,0	"	0,0	5,7	15,2	5,9	26,8
6	> 2,0	"	2,6	—	18,8	3,7	25,1
1	Общая	6—К	0	5,0	12,9	4,8	22,7
2	0,25	"	2,2	6,2	14,1	3,9	26,4
3	0,25—0,5	"	0,8	3,4	15,8	4,4	24,4
4	0,5—1,0	"	,5	1,6	14,9	6,9	24,9
5	1,0—2,0	"	2,6	3,0	11,5	6,5	23,6
6	> 2,0	"	4,4	—	13,8	4,0	22,2
1	Общая	Кис. 3 ук. ПС	4,2	—	24,2	3,1	31,5
2	0,25	"	4,4	—	20,1	4,5	29,0
3	0,25—0,5	Не хватило угля—	фракции	на анализ			
4	0,5—1,0	"	5,8	—	22,9	1,80	30,5
5	1,0—2,0	"	4,6	—	20,3	6,7	31,6
6	> 2,0	"	9,3	—	18,4	4,7	32,4
1	Общая	Пр. 5 ПС	5,6	—	11,8	3,4	20,8
2	0,25	"	3,2	—	9,3	4,3	16,8
3	0,25—0,5	"	3,5	—	9,9	2,7	16,1
4	0,5—1,0	"	4,1	—	9,9	4,8	18,8
5	1,0—2,0	"	3,8	—	9,9	4,3	17,1
6	> 2,0	"	2,1	—	12,0	2,8	16,9

Таблица № 3.

## углей отдельных шахто-марок.

Исход. угля	Спекаемость		Ядрометрич. параметры		В ы х о д а			Группа по нашей классифи- кации
	Не скокс. уголь	Пласт. массы	Толщ. пл. слоя	Высота пластич ядра	Нескок- соваш. угля	Пласт. массы	Кокса	
13	13	11	3	44	12,5	8,0	55,5	ПЖ
12	12	11,5	—	52	8,4	10,0	55,0	"
12	11,5	10	—	47	15,5	8,0	54,5	"
13	12	11,5	2	48	12,0	7,0	57,0	"
13	13	12	—	47	7,5	8,5	59,0	"
13	13	11	3,0	42	17,0	9,0	52,0	"
10	10	9	2	0	14,5	6,0	54,5	К—Ж
11	10,5	9,5	0	36	4,0	8,5	62,5	"
12	11	10	0	25	4,5	7,0	64,0	"
12	10	10	3	34	5,5	7,0	63,5	"
11	11	10	3	0	8	7,5	63,5	"
11	10	—	0	0	15,5	—	63,0	"
11	11	9	2	0	12,5	4,0	62,0	К—Ж
11	11	9	—	32	4,5	8,5	61,5	"
11	10,5	9	2	42	11,5	8,5	58,0	"
11,5	10	9	2	0	13,5	8,0	61,2	"
11	10	8	2,5	0	9,4	10,0	62,7	"
10	9	—	0	0	15,0	—	63,5	"
8	7	—	1,5	0	14,0	—	58,5	ПС—Ж
8	6	—	—	—	10,0	—	65,0	"
8	6	—	0	0	5,0	—	65,0	"
8,5	7	—	0	0	8,5	—	67,5	"
9	5	—	0	0	9,5	—	66,0	"
5	3	—	0	0	22,0	—	60,0	ПС
6	4	—	0	0	21,0	—	63,0	"
7	4	—	0	0	14,5	—	70,5	"
7	5	—	0	0	17,0	—	67,5	"
6	4	—	0	0	16,5	—	68,5	"
6	5	—	0	0	12,5	—	72,5	"

Таблица № 6

Результаты опытного коксования углей марки „ПС“ и „Г“ с углями Осиновского рудника шахт № 9 и 10.  
(Лучшие шихты)

№№	СОСТАВ ШИХТ		ВЫДЕЛЕНИЕ ЛЕТУЧ. ВЕЩЕСТВ			Остаток летуч. веществ в коксе	Летуч. веществ исходн. угля	СПЕКАЕМОСТЬ			Ядро-метрич. параметры		Барaban	
	ПЖ	ПС	Шахта	1 зоне	2 зоне			3 зоне	Исходн. угля	Нескокс уголь	Пласт массы	Толщ. пла слоя		Высота пластич. ядра
1	50	50	Прок. 2	1,4	0,2	15,6	1,8	19,0	10	9	7	3	0	300,6
2	30	70	Кисел. 3	0,1	6,4	16,0	5,5	28,0	9	9	7	1,5	0	298,4
3	30	70	Прок. 2	1,1	0,4	11,7	5,3	18,5	9	9	7	2	0	297,8
4	30	70	„ 2	0	2,8	11,4	5,8	20,0	10	10	8	2	0	292,7
5	40	60	„ 5	1,3	4,9	11,9	3,5	21,6	10	10	6	1,5	0	287,4
6	50	50	„ 5	2,6	2,8	14,8	4,5	24,7	10	10	7	2	0	286,6
7	40	60	„ 2	0,9	2,4	14,1	3,3	20,7	10	9	7,5	3	0	285,3
8	50	50	„ 2	2,0	0,6	14,4	4,1	21,1	10	10	9	2	0	285,2
9	50	50	Анжер.	3,1	2,6	10,1	4,5	20,3	11	10	8	2	0	281,7
10	40	60	Кисел. 1	1,9	3,1	12,9	3,3	21,2	10	9	5	2	0	278,0
Средн. по всем шихтам: . . . . .			1,4	2,6	13,3	4,2	21,5	10	9,5	7	2	0	0	289,4
Производственные шихты														
за май месяц: 10 шихт . . . . .			1,4	4,1	13,3	4,3	23,1	10	9,5	8	2	0	0	287,7
11 „ . . . . .			2,0	4,8	12,8	4,1	23,7	11	10	7,5	1,5—2,5	0	0	272,8

Таблица № 7.

Результаты опытного коксования углей марки ПС и Т с углями Осиновского рудника шахт № 9 и 10 (худшие шихты)

№№	Состав шихты			Выделение летуч. веществ			Остаток летуч. веществ в коксе	Летуч. веществ исходн. угля	Спекаемость			Ядро-метрич. параметры		Барaban	
	ПЖ	ПС	Т	Название шахт	1 зона	2 зона			3 зона	Исходн. угля	Нескокс. уголь	Пласт массы	Толщина пл. слоя		Высота пластич. ядра
1	60	40	—	Анжерс.	2,1	3,0	10,1	20,8	12	11	9	2	0	273,0	
2	50	—	50	Прокоп 2 б.	2,5	1,4	14,9	21,3	10	9,5	8	4	0	269,7	
3	30	70	—	Кисел. 1	0	4,7	10,3	19,3	8,5	8	6	1,5	0	268,2	
4	50	50	—	Прок. 2	0,3	1,7	12,8	20,2	11	9,5	8	2	0	266,1	
5	40	60	—	Кисел. П	7,4	1,8	12,0	28,0	9	8	7,5	1	0	250,4	
6	40	60	—	Прок. 2	2,9	0,9	13,5	19,0	10	7	6	1,5	0	244,0	
7	50	35	15	Прок.—Ар.	1,5	6,0	11,7	22,2	12	10	9,5	1,5	0	223,3	
8	55	30	15	„	2,4	4,3	14,5	23,5	12	10	8	1,5	0	213,4	
9	60	—	40	Аралич.	3,1	0,6	15,5	22,5	10	9	8	2	0	172,0	
10	50	—	50	„	4,4	4,8	7,3	20,4	10	8	5	1	0	162,0	
11	70	—	30	„	3,7	2,5	11,9	23,6	11	9,5	6	2	0	114,6	
Средн. по всем шихтам					2,8	2,9	12,2	4,0	21,9	10,5	9	7,5	1,4	0	223,3

Таблица № 8.

### Классификация коксующихся углей Осиновского, Прокопьевского, Анжеро-Судженского и Араличевского рудников Кузбасса

НАИМЕНОВАНИЕ		ВЫДЕЛЕНИЕ ЛЕТУЧ. ВЕЩЕСТВ			Остаток в коксе	Летуч. веществ исход. угля	СПЕКАЕМОСТЬ			Ядро-мет. параметры		ВЫХОДА			Группа
		1 зона	2 зона	3 зона			Исход. угля	Нескок. угля	Пласт. массы	Толщ. пл. слоя	Выс. пласт. ядра	Нескок. уголь	Пласт. массы	Кокса	
Осиновский	Шт. 9 и 10	2,0—4,0	2,0—4,0	16—18	2—6	26—30	12—13	11—12	9—11	2—3,5	35—48	8—10	6—10	51—58	ПЖ
"	Шт. 4, 6 и Центральн.	2,0—7,0	1,5—6,0	13—16	2—4	22—26	12—13	9—11,5	8—9	2—3	25—40	3,5—9,5	5—8	58—65	ПЖ—Г
Прокопьевс.	6, 7 и 10	0—4,0	2,0—6,0	13—15,5	2—6	22—29,5	10—12	10—11,5	8,5—9	2—2,5	0—30	4—15,0	4—6	55—65	К—Ж
"	25, коксов.	0—2,0	1,0—3,0	14—15	2—5	18,5—22	10—11	9—10	8,5—9	2	0—20	0—7	4—9	60—70	К
Прокопьевс.	2 и Центр.	0—2,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	К—Г
Киселевск.	2 уклонка	—	—	10—14	3—5	17—19	8—10	7—9	—	0,5—1,0	Нет	7—20	—	65—75	К—Г
Киселевск.	3 уклонка	1,5—7,0	—	15—22	3,5—9,0	26—30	7,5—8,5	6—8	—	1,0	Нет	10—20	—	54—62	ПС—Ж
Прокопьевс.	Ш. № 5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	ПС
Киселевск.	Укл. № 1	1,0—6,0	—	6,0—12,0	2,5—6,0	12—21	7—9,5	5—8	—	Нет	Нет	10—22	—	60—75	ПС
Анж.-Судж.	Ш № 5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Араличевс.	Тешев лог	5,0—7,0	—	—	3,5—6,5	10—12	0—1	0	—	Нет	Нет	—	—	86—89	Г

# Конференция заводов Востока по коксованию и качеству углей Кузбасса

25-го октября 1934 г. в г. Сталинске открылась конференция заводов Востока по коксованию и качеству углей Кузбасса.

Острая потребность в высококачественном коксе привлекла на эту конференцию представителей металлургической, коксовой и угольной промышленности.

На конференции присутствовало 49 представителей различных предприятий не только Востока, но и Центра, а также и Юга. Представлены были: ГУМП, научно-исследовательские институты Харькова, Днепропетровска, Урала, Новосибирска и др., а также заводы и угольные рудники Востока.

С подробными докладами о потребности в углях и перспективах добычи выступили от Гипрококса тов. *Жезмер* и от Кузбассугля тов. *Шандер*.

Много времени конференция уделяла методике определения коксующей способности углей; по этому вопросу выступали инж. *Володин*, *Григорьев*, *Каменский* и *Сапожников*.

О качестве, качественной приемке и обогащении углей выступали инж. *Ржондковский*, *Скорута* и *Большаков*.

С докладами о геологических запасах и петрографии кузнецких углей выступили инж. *Дорофеев* и доц. *Аммосов*.

По всем докладам развернулись весьма оживленные прения, в результате которых после проработки в комиссиях, была принята следующая резолюция.

## РЕЗОЛЮЦИЯ

конференции по вопросам коксования и качества углей.

г. Сталинск 27 октября 1934 года.

### А) О потребности в углях для коксования по годам II-го пятилетия

Историческое решение XVI-го съезда партии о создании на Востоке СССР II-й угольно-металлургической базы Союза в виде Урало-Кузнецкого Комбината реализуется быстрыми темпами.

В данный момент находится уже в промышленной эксплуатации гиганты черной металлургии как на Урале, так и в Кузбассе.

Завершается строительством полного цикла производств I-я очередь Магнитной и Кузнецка, строится Н. Тагильский Комбинат. Приступаем к строительству вторых очередей Магнитной и Кузнецка и на базе Бакальских и Халиловских руд—Бакальский и Халиловский Комбинаты.

В результате запроектирован объем производства чугуна по Востоку на минеральном топливе:

На 1935 год	3,2	милл.	тонн
„ 1936 „	4,3	„	„
„ 1937 „	6,5	„	„

Для удовлетворения потребности в коксе черной металлургии (и прочих потребителей) намечается следующая программа коксовыжига по заводам и годам II-го пятилетия в тысячах тонн.

НАИМЕНОВАНИЕ ЗАВОДОВ	1935 г.		1936 г.		1937 г.	
	Вал.	Метал.	Вал.	Метал.	Вал.	Метал.
Магнитогорский . . . . .	1650	1485	1868	1681	3081	2763
Кузнецкий . . . . .	1390	1250	1390	1250	1572	1414
Кемеровский старый . . . . .	323	290	322	290	322	290
Кемеровский новый . . . . .	578	520	752	677	1157	1041
Губахинский . . . . .	182	164	426	384	492	444
Н.Тагильский . . . . .	—	—	872	785	1435	1292
Бакальский . . . . .	—	—	222	200	567	510
Халиловский . . . . .	—	—	—	—	277	250
Сумма . . . . .	4122	3709	5852	5267	8903	8004

Эта программа коксовыжига определена на основании коэффициентов расхода кокса на тонну чугуна запроектированных Ленгипрометом:

- а) для Магнитогорского и Кузнецкого заводов  
на 1935 и 1936 г.г. . . . . в 963 кг.  
1937 г. . . . . „ 909 „
- б) для Н.Тагильского и Бакальского заводов  
на 1936 и 1937 г.г. . . . . „ 1016 „
- в) для Халиловского завода на 1937 г. . . . . „ 1391 „
- г) для заводов Востокостали на 1935 и 1936 г.г. . . . „ 1230 „  
1937 г. . . . . „ 1177 „

и на основании постановлений Правительства о сооружении в Кемерове еще 2-х батарей коксовых печей.

Потребность в углях для коксования на оставшиеся три года II-го пятилетия определяется следующим количеством (в миллионах тонн).

	1935 г.	1936 г.	1937 г.
I. Кузнецкие коксовые заводы . . . . .	3,3	3,4	4,2
II. Уральские коксовые заводы . . . . .	2,6	4,9	8,0
Всего . . . . .	5,9	8,3	12,2

Потребность восточных коксохимических заводов в углях для коксования при предельном их развитии характеризуется величиной порядка 19-20 миллионов тонн, из коих Уральским потребуется не меньше 13 мил. тонн.

При таких значительных величинах потребности Уральских заводов в коксующихся углях и при расстоянии в 2.000 кл между основными звеньями УКК (Уралом и Кузбассом) диктуется необходимость максимального внедрения в шихты Уральских коксовых установок углей из местного Кизеловского бассейна и ближе расположенного Карагандинского.

Однако, чрезмерные зольность и сернистость Кизеловских углей, большое содержание золы в Карагандинских углях, недостаточная изученность коксующих свойств углей этих бассейнов, состояние строительства обогатительных фабрик и железнодорожной связи Караганды с Уралом, ограничивают пределы использования этих углей для коксования в ближайшие годы второго пятилетия.

Поэтому основным источником питания Восточных установок коксующимися углями остается на продолжении ряда ближайших лет Кузнецкий каменноугольный бассейн.

Практическая работа заводов в первые годы коксования в значительных масштабах углей Кузнецкого бассейна на установках УКК показала, что наиболее оптимальными с точки зрения получения доброкачественного металлургического кокса, пригодного для плавки чугуна в больших домнах, являются составы коксовых шихт, в которых преобладают угли марки „К“ Прокопьевского месторождения и „ПЖ“ Осиновского.

На основании практической работы заводов и специальных исследований в лабораторных и промышленных условиях установлены следующие шихты, которые конференция считает необходимым закрепить за установками:

ЗАВОД КОМПОНЕНТЫ ШИХТЫ В %	Магнитогор- ский	Кузнецкий	Кемеровский		Губахинский	Бакальский		Халловский	Н.-Тагильский	
			Старый	Новый		Для произ- малофос- кокса	Для произ- водства проч кокса		1936 г.	1937 г.
Прокопьевские „К“	60	40	20—25	50	—	—	60	—	20	10
„ПС“	—	30	—	20	40	—	—	—	25	25
Анжерские ПС	—	—	15	—	—	—	—	—	—	—
Кемеровские	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Осиновские „ПЖ“	10	30	30	—	—	—	—	—	—	—
Ленинские Г	15	—	—	30	—	—	20	—	—	—
Кемеровские „КПЖ“	—	—	35	—	—	—	—	—	—	—
Карагандинские	15	—	—	—	—	100	20	100	10	15
Кизеловские	—	—	—	—	60	—	—	—	45	50
	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

При таком составе шихты требуется на оставшиеся годы 2-й пятилетки следующее количество угля по отдельным установкам и каменноугольным месторождениям на 1935 год в тысячах тонн.

УСТАНОВКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ	Мар- ки	Магнито- горский	Кузнец- кий	Кемеровский		Губахин- ский	Всего
				Старый	Новый		
Прокопьевское . . . . .	К	1488	764	88	306	—	2646
Прокопьевское . . . . .	ПС	}	578	—	232	120	930
Анжерское . . . . .	ПС						
Кемеровское . . . . .	ПС	—	—	66	—	—	66
Осиновское . . . . .	ПЖ	243	578	132	—	—	953
Ленинское . . . . .	Г	367	—	—	232	—	599
Кемеровское . . . . .	КП	—	—	154	—	—	154
Всего Кузнецкие . . . . .		2098	1920	440	770	120	5348
Карагандинские . . . . .		362	—	—	—	—	362
Кизеловские . . . . .		—	—	—	—	178	178
Обогащ. угли . . . . .		—	—	—	—	—	—
<b>ВСЕГО . . . . .</b>		<b>2460</b>	<b>1920</b>	<b>440</b>	<b>770</b>	<b>298</b>	<b>5888</b>

На 1936 год (в тысячах тонн):

МЕСТОРОЖДЕНИЯ	Марка	Магнитогор- ский	Кузнецкий	Кемерово		Губахинский	Н Тагиль- ский	Бакальский	Халловский	ВСЕГО
				Старый	Новый					
Прокопьевское . . . . .	К	1674	745	88	530	—	260	180	—	3477
Прокопьевское . . . . .	ПС	—	560	—	212	250	330	—	—	1352
Анжерское . . . . .	ПС									
Кемеровское . . . . .	ПС	—	—	66	—	—	—	—	—	66
Осиновское . . . . .	ПЖ	280	555	132	—	—	—	—	—	967
Ленинское . . . . .	Г	415	—	—	318	—	—	60	—	793
Кемеровское . . . . .	КПЖ	—	—	154	—	—	—	—	—	154
<b>Всего по Кузбассу . . . . .</b>	—	2369	1860	440	1060	250	590	240	—	6809
Карагандински обог- ащенные . . . . .	—	415	—	—	—	—	130	60	—	605
Кизеловские обогаче- нные . . . . .	—	—	—	—	—	370	600	—	—	970
<b>Всего . . . . .</b>	—	2784	1860	440	1060	620	1320	300	—	8384

На 1937 год (в тысячах тонн)

Прокопьевское . . . . .	К	2560	860	38	780	—	200	300	—	4788
Прокопьевское . . . . .	ПС	—	640	—	310	280	495	—	—	1725
Анжерское . . . . .	ПС									
Кемеровское . . . . .	ПС	—	—	66	—	—	—	—	—	66
Осиновское . . . . .	ПЖ	430	640	132	—	—	—	—	—	1202
Ленинское . . . . .	Г	540	—	—	470	—	—	95	—	1205
Кемеровское . . . . .	КПЖ	—	—	154	—	—	—	—	—	154
<b>Всего по Кузбассу . . . . .</b>	—	3630	2140	440	1560	280	695	395	—	9140
Карагандинские . . . . .	—	642	—	—	—	—	300	370	400	1712
Кизеловские . . . . .	—	—	—	—	—	417	990	—	—	1407
<b>Всего . . . . .</b>	—	4272	2140	440	1560	697	1985	765	400	12859

### А. Кузнецкий бассейн.

Сопоставление потребностей угля Кузнецкого бассейна с планом добычи этих углей, разработанным трестом „Кузбассуголь“ выявляет следующее положение (в тысячах тонн).

	1935 г.			1936 г.			1937 г.		
	Потребность	Добыча	Дефицит	Потребность	Добыча	Дефицит	Потребность	Добыча	Дефицит
Прокопьевские „К“ . . . . .	2646	2380	266	3477	3150	327	4788	3915	873
Прокопьевские и Анжерские „ПС“ . . . . .	996	1000	—	1418	1710	—	1791	2120	—
Осиновские „ПЖ“ . . . . .	953	800	153	967	900	67	1202	1170	32
Ленинские „Г“ . . . . .	599	1080	—	793	1220	—	1205	1510	—
Кемеровские „КПЖ“ . . . . .	154	150	—	154	160	—	154	225	—
<b>Всего . . . . .</b>	<b>5348</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>6809</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>9140</b>	<b>—</b>	<b>—</b>

Таким образом выявляется недостаток углей основных компонентов шихты коксовых заводов УКК (в тысячах тонн)

МЕСТОРОЖДЕНИЕ	Марка	1935 г.	1936 г.	1937 г.
Прокопьевское . . . . .	К	266	327	873
Осиновское . . . . .	ПЖ	153	67	32

Эти данные свидетельствуют, что взятое Кузбассуголем направление развития угледобычи по отдельным рудникам не соответствует интересам коксохимической промышленности.

Несоответствие между потребностью металлургии в углях отдельных марок и их добычей объясняется в значительной степени тем, что своевременно эта потребность в угле не была известна: для того, чтобы избежать возможности диспропорции в будущем необходимо теперь же выявить точную потребность по маркам по меньшей мере на 4 года вперед, т. е. до 1939 года.

Как в 1934 году, так и в 1935 г. коксохимическая промышленность поставлена перед фактом невозможности удовлетворения потребности заводов в углях надлежащего помарочного состава и вынуждена на 1935 год распределить предложенные Кузбассуголем ресурсы следующим образом (в тысячах тонн и  $\frac{0}{10}$ ).

	Магнитогорский		Кузнецкий		Старый Кемеровский		Новый Кемеровский		Губахинский		Итого	Резерв	Всего	Резерв	Баланс
Прокопьевские „К“ . . . . .	1260	55	650	35	—	—	330	45	—	—	2240	138	2378	2378	—
Киселевские „К“ . . . . .	—	—	—	—	90	20	—	—	—	—	90	—	90	100	10
Прокопьевские „С“ . . . . .	—	—	440	23	—	—	—	—	—	—	440	20	460	440	20
Ленинские „Г“ . . . . .	520	23	186	10	—	—	225	30	—	—	931	32	963	1080	117
Осиновские „ПЖ“ . . . . .	170	7	465	25	132	30	—	—	—	—	767	33	800	800	—
Кемеровские „ПЖ“ . . . . .	—	—	—	—	140	32	—	—	—	—	140	—	140	150	10
Анжерские „ПС“ . . . . .	—	—	119	7	78	18	185	25	110	40	492	18	510	500	10
<b>ИТОГО . . . . .</b>	<b>1950</b>	<b>85</b>	<b>1860</b>	<b>100</b>	<b>440</b>	<b>100</b>	<b>740</b>	<b>100</b>	<b>110</b>	<b>40</b>	<b>5100</b>	<b>241</b>	<b>5341</b>	<b>5448</b>	
Кизеловские конц. . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	170	60	170	10	180	180	
Карагандинские конц. . . . .	350	15	—	—	—	—	—	—	—	—	350	17	367	367	
<b>ВСЕГО . . . . .</b>	<b>2300</b>	<b>100</b>	<b>1860</b>	<b>100</b>	<b>440</b>	<b>100</b>	<b>740</b>	<b>100</b>	<b>280</b>	<b>100</b>	<b>5620</b>	<b>268</b>	<b>5888</b>	<b>5995</b>	

	Магнитогорский	Кузнецкий	Старый Кемеровский	Новый Кемеровский	Губахинский	Итого
Запасы (в тысячах тонн) . . . . .						
Прокопьевские „К“ . . . . .	108	20	—	10	—	138
Киселевские „К“ . . . . .	—	—	—	—	—	—
Прокопьевские „ПС“ . . . . .	—	20	—	—	—	20
Осиновские „ПЖ“ . . . . .	13	20	—	—	—	33
Ленинские „Г“ . . . . .	22	—	—	10	—	32
Анжерские „ПС“ . . . . .	—	—	—	10	8	18
Итого . . . . .	143	60	—	30	8	241
Карагандинские . . . . .	17	—	—	—	—	17
Кизеловские . . . . .	—	—	—	—	10	10
Всего . . . . .	160	60	—	30	18	268

Конференция отмечает, что принятая в приведенном выше составе шахта на 1935 год не только не обеспечивает дальнейшего улучшения качества металлургического кокса, но может повлечь за собой даже некоторое его снижение в отношении крепости (особенно по кемеровской установке).

Констатировать, что в то время как потребность в углях равномерно распределяется по кварталам, добыча угля в 1-м полугодии 1935 года совершенно не соответствует означенному положению.

О создавшемся положении поставить в известность высшие хозорганы, перед которыми поднять вопрос о необходимости форсирования добычи в 1935 году коксовых марок угля Прокопьевского и Осиновского месторождений.

Отметить заявление представителя Кузбассугля, что если после промышленных испытаний будет установлена непригодность Киселевских коксовых углей марки „К“, выделенных старому кемеровскому заводу на 1935 год, Кузбассуголь обязуется заменять их Прокопьевскими марки „К“.

В целях усиления ответственности шахт и железной дороги за количественную и качественную отгрузку, произвести прикрепление к коксовым заводам углей марки „К“ из шахт Прокопьевского месторождения.

Считать наиболее желательным прикрепление шахт к заводам следующим образом:

ШАХТЫ	Магнитогорский	Кузнецкий	Кемеровский	Итого
1. Центральная . . . . .	315	—	—	315
2. Коксовая . . . . .	476	—	—	476
3. Шахта № 10 . . . . .	162	—	—	162
4. Шахта № 5/6 . . . . .	420	226	—	646
5. Шахта 3/3 бис . . . . .	—	176	—	176
6. Шахта имени Рухимовича . . . . .	—	162	—	162
7. Шахта № 9 . . . . .	—	76	—	76
8. Шахта Манеиха . . . . .	—	30	27	57
9. Шахта № 7 . . . . .	—	—	310	310
10. Шахта Киселевка 1-2 . . . . .	—	—	100	100

Окончательно прикрепление решить после согласования с Прокопьевским рудоуправлением.

Учитывая, что неравномерная подача вагонов (порожняка) при отсутствии бункеров на шахтах срывает план отгрузки угля и влечет за собой смешение на шахтах углей разных сортов и марок, обратить внимание вышестоящих органов на необходимость дачи распоряжения Томской ж. д. о подаче вагонов в строгом соответствии с календарным планом распределения углей.

Конференция обращает внимание коксовых заводов, что последними еще не использованы все возможности улучшения качества кокса за счет мероприятий по линии технологического процесса и поэтому считает, что несмотря на изменения в составе шихты, которые могут иметь место в 1935 году, качество кокса может быть улучшено. Значительную роль в этом должны сыграть исследовательские институты, которые должны усилить связь с заводами.

Конференция обращает внимание коксовых заводов и шахт на необходимость более бережного отношения к дефицитным коксовым углям, а также на более рациональное использование кокса и коксовой мелочи.

Учитывая, что представленный Кузбассуглем план добычи на 1936-1937 гг. не предусматривает должного увеличения ресурсов углей марки „К“ Прокопьевского рудоуправления и „ПЖ“ Осиновского и таковой план не соответствует потребности в них, поставить об этом в известность вышестоящие хозяйственные органы, в целях принятия мер к обеспечению развития угледобычи в соответствии с потребностью.

В целях обеспечения увеличения добычи коксовых углей дефицитных марок, конференция считает необходимым просить вышестоящие органы о пересмотре характера капиталовложений Кузбассугля и направления таковых в основном по линии строительства шахт на углях марки „К“ Прокопьевского месторождения и „ПЖ“ Осиновского.

Отметить заявление Кузбассугля, что намеченный план добычи на ближайшие годы и форсирование последнего осуществимо при условии усиления разведочных работ, обеспечения треста оборудованием и материалами для организации закладочных работ и увеличения капиталовложений, как для промышленного, так и жилищного строительства.

### Б. Кизеловский бассейн

Для получения установленного планом количества концентратов из кизеловских углей потребуется обогатить следующее количество рядового угля:

1935 г. . . . .	360 т. т.
1936 г. . . . .	2000 т. т.
1937 г. . . . .	2600 т. т.

Планом добычи по Кизеловскому бассейну требуемое количество угля может быть обеспечено, но при этом снижается возможность удовлетворения этими углями потребителей энергетического топлива. Поэтому возникает необходимость в форсировании добычи углей и по Кизеловскому бассейну до предела необходимого для удовлетворения как потребности в этих углях коксохимической промышленности, так и потребителей энергетического топлива.

Отметить заявление инж. Преображенского (главного технолога Губахинской углемойки), что строительство Губахинской углемойки может быть закончено в середине 1935 г., при условии обеспечения строительства материалами и кредитами.

Ввиду того, что предельная производительность Губахинской углемойки не превышает 2 милл. тонн рядового угля в год, для удовлетворения полной потребности уральских заводов в 1937 г. в кизеловском местном угле, следует приурочить пуск кизеловской обогатительной фабрики к началу 1937 г.

## В. Карагандинский бассейн

Для получения необходимого количества концентрата из Карагандинских углей потребуется обогатить рядового угля:

1935 г. . . . .	600 т. т.
1936 г. . . . .	1000 т. т.
1937 г. . . . .	2800 т. т.

Отметить, что по состоянию строительства Карагандинских фабрик, пуск таковых может состояться не раньше конца 1935 г., а их максимальная мощность не превышает 1.300 т. тн.

Поэтому представляется необходимым:

1. Обеспечить пуск фабрик, начатых уже строительством, не позже конца 1935 г. с тем, чтобы в первом году эксплуатации этих фабрик переработать на них не менее одного миллиона тонн рядовых углей.

2. Немедленно приступить к строительству фабрик недостающей мощности, приурочив пуск этих фабрик к концу 1936 года с тем, чтобы обеспечить в 1937 году переработку не менее 1500 т. тн. рядового угля.

Отметить, что проектирование обогатительных фабрик в Карагандинском бассейне проектной организацией фактически приостановлено. Поставить перед Главуглем вопрос о необходимости форсирования проектных работ, дабы обеспечить указанный срок пуска.

Отметить, что до сих пор не определена обогатимость и коксуемые свойства „футовых“ пластов Карагандинского бассейна, которые будут разрабатываться строящимися шахтами „А“, 31 и 33/34, а между тем ежегодная добыча этих углей достигает при предельном развитии указанных шахт величины порядка 2,5 милл. тонн.

Поставить перед ГУМПом вопрос о срочности этих исследований.

Аналогичному исследованию должны быть подвергнуты также и угли пласта Карагандинского бассейна „В. Мариона“.

Отметить, что отсутствие указанных данных задерживает возможность более полного использования углей Карагандинского бассейна на уральских заводах.

Отмечая недостаточную гибкость углеподготовительного хозяйства восточных установок, конференция обращает внимание Гипрококса на необходимость учета этого обстоятельства при новом проектировании.

## Б. По обогащению углей

Учитывая, что уже в настоящее время заводы востока испытывают чрезвычайные затруднения в получении шихты необходимого качества для коксования и металлургии и невозможность необходимого улучшения качества применением простейших устройств без применения механического обогащения углей, конференция считает необходимым форсировать строительство обогатительных фабрик в Кузбассе.

Конференция считает, что в связи с недостаточной изученностью обогатимости кузнецких углей и влияния обогащения на изменение коксующести углей, работам по проектированию и строительству должно сопутствовать широкое развитие научно-исследовательских и экспериментальных работ по обогащению углей востока.

Из намеченных, согласно постановления Главугля, Сибирским филиалом углеобогащения обогатительных фабрик в Кузбассе, первоочередным конференция считает строительство следующих фабрик:

1. Опытная обогатительная фабрика в Кузбассе.

Конференция считает, что строительство этой фабрики должно быть начато в 1935 году с форсированным окончанием строительства и частичным пуском фабрики в эксплуатацию в 1935 году.

2. Осиновская обогатительная фабрика.

Считать необходимым в 1935 году приступить к строительству 1-й секции обогатительной фабрики (сортировки), одновременно проводя испытание углей шахты Капитальной на обогатимость на пневматическом столе.

Продукты обогащения и исходный уголь должны быть исследованы пластометрическим методом. Определение химического состава золы до и после его обогащения и его значение для процессов, происходящих в доменных и коксовых печах, так же должны быть изучены.

3. В связи с необходимостью удовлетворить металлургию Урала коксом из смесей уральских и кузнецких углей, которых в концентрате понадобится свыше 1 млн. тонн в год (начиная с 1936 года) и принимая во внимание, что при включении в шихту кузнецких углей марки ПС в необогащенном виде зольность кокса будет превышать 14, 5—15 %, конференция считает необходимым определить Кузбассуглю в течение 2-х месяцев из каких районов будет отправляться „ПС“ и в зависимости от этого определить место строительства обогатительной фабрики.

4. Кемеровская обогатительная фабрика при коксовых печах.

Конференция обращает внимание, что несмотря на постановление Главугля и отпуск кредитов на проектирование фабрики Кемеровским комбинатом, Кузбассуглем до настоящего времени не определена шихта предназначенная для обогащения, что срывает проектирование этой фабрики.

Проектированию и строительству остальных обогатительных фабрик предусмотренных генпланом Сиб. филиала углеобогащения должны предшествовать экспериментальные и научно-исследовательские работы на обогатимость и влияние обогащения на коксуюемость киселевских, прокопьевских и ленинских углей и детальные технико-экономические расчеты по каждому району.

Эта работа должна быть выполнена Кузбассуглем совместно с Сиб. филиалом углеобогащения на протяжении 1935 года.

Обратить внимание Кузбассугля и Сиб. филиала углеобогащения на чрезвычайный интерес обогащения углей Кузбасса по спекающимся и неспекающимся петрографическим ингредиентам. Это может увеличить ассортимент коксующихся углей и дать выход из напряженного положения с балансом углей для коксования.

Необходимо интенсифицировать научно-исследовательские работы в этом направлении (обогащение, петрография углей), а также возможно быстрее осуществить такое обогащение в полужавальном масштабе.

Для осуществления проектирования и строительства перечисленных выше обогатительных фабрик, как первоочередных, конференция просит Главуголь и ГУМП обеспечить трест „Углеобогащение“ необходимыми кредитами на проектирование и строительство углеобогатительных фабрик в 1935 г.

### По Кизеловскому каменноугольному району.

1. В связи с направлением части кизеловских углей в ближайшие годы для обогащения и последующего коксования, считать необходимым уточнение стандарта качества углей, классификации их и организацию учета углей по отдельным сортам (коксовые, энергетические и др.).

2. В целях повышения качества углей, идущих на коксование, необходимо тресту „Кизелуголь“ и Губахинскому коксохимзаводу проработать следующие мероприятия:

а) организация на шахтах сортировки и породотборки рядовых углей с целью выделения из них породы и наиболее зольных классов.

б) возможность отдельной выдачи углей толстых и тонких пластов, имеющих различные качественные показатели, также возможность отдельной выдачи матовиков при разработке некоторых пластов района.

3. Поставить вопрос перед сектором топливоснабжения НКТП об обеспечении сбыта для низкосортных углей района: матовиков, многозольной мелочи, получаемой в процессе сортировки, также промпродукта кизеловской обогатительной фабрики.

## В. По качеству углей

Рассмотрев вопрос состояния и перспективы качества угля Кузбасса и отмечая, что хотя ряд шахт выполняет установленные для них стандарты качества, конференция признает работу по борьбе за улучшение качества продукции в Кузбассугле неудовлетворительной.

Конференция принимает к сведению сообщение Кузбассугля, что на протяжении 4-го квартала 1934 г. и 1935 г. в целях дальнейшего снижения зольности будет израсходовано 500 тыс. рублей на оборудование примитивных обогатительных устройств. В частности, будет установлено 16 легких сортировок, 6 породотборных столов и лент и 6 грохотов.

Конференция поручает Инспекции по качеству проследить за проведением в жизнь этих мероприятий.

По отдельным рудоуправлениям конференция отмечает следующее:

### По Анжеро-судженскому району.

Шахты Анжеро-судженского района в основном в установленные лимиты и стандарты качества угля укладываются. Однако рудником не принималось должных мер для дальнейшего улучшения качества.

Констатируя невыполнение распоряжения Главугля Кузбассуглем и Инспекцией о представлении материалов для установления стандарта по шахте 15/15, конференция обращает внимание Кузбассугля и Инспекции по качеству на необходимость обеспечить проработку стандарта по данной шахте на 1935 г. одновременно с проработкой стандартов по рудоуправлению.

Просить Главуголь обязать Кузбассуголь в течение ноября месяца 1934 года пустить в эксплуатацию механическую сортировку на шахте 15/15 и оборудовать в 1935 г. породотборными устройствами шахты 5/7 и 9/10.

Просить Кузбассуголь обязать Анжеро-судженское рудоуправление обеспечить через управление железной дороги недопущение смешения угля отдельных марок при маршрутизации.

### По Кемеровскому району

Несмотря на то, что стандарты качества по шахтам и пластам выполнялись (кроме стандарта энергетического угля по шахте Пионерка), Кузбассуголь не выполняет ряда распоряжений Главугля.

1. По шахте Центральной снята породотборная лента для пласта Кемеровского.

2. По пласту Владимировскому не выделяется прослоев породы.

3. По Латугинскому пласту не установлен лимит зольности.

Конференция обращает внимание Кузбассугля и Инспекции по качеству на необходимость участия в разработке стандарта на 1935 год по Кемеровскому рудоуправлению со стороны ответственных лиц Кузбассугля и Инспекции по качеству с учетом необходимости проведения в жизнь всех мероприятий, предписанных Главуглем и невыполненных.

### По Ленинскому району

Отметить невыполнение стандартов по золе следующими шахтами:

1. Емельяновская . . . . . на 1<sup>0</sup>/<sub>0</sub>
2. Уклонка № 22 . . . . . на 2<sup>0</sup>/<sub>0</sub>
3. Шахта „А“ . . . . . на 1<sup>0</sup>/<sub>0</sub>
4. Шахта Пионерка . . . . . на 1<sup>0</sup>/<sub>0</sub>

при перевышенном стандарте на шахтах: Журилка, 7-е ноября, Комсомолед.

Для обеспечения стандарта по золе считать необходимым:

1. По Серебряниковскому пласту шахты Емельяновской и по пласту Полековскому шахты „А“ рудоуправлению совместно с Инспекцией по качеству обеспечить возможно полное удаление породного прослойка.

2. В мокрых забоях Серебряниковского пласта с ноября месяца (1934 г.) обеспечить настил по почве пласта для прохода врубовой машины.

3. Отметить необходимость выезда представителя Кузбассугля и Инспекции по качеству на шахты ленинского района для обеспечения проведения в жизнь этих и ряда других мероприятий, гарантирующих выполнение стандарта по отстающим шахтам.

4. Обратит внимание ЦБСКУП'а на необходимость установления более жестких норм стандарта по золе для шахты Журилка 3 и шахты 7-е ноября.

### По Киселево-Афонинскому району

Констатировать невыясненность картины распределения добычи по шахто-пластам и маркам, а также качества и коксуемости углей, что не дает возможности установить правильный ассортимент и стандарты качества этих углей.

Конференция считает необходимым Кузбассуглю совместно с Инспекцией по качеству к 15/XII 1934 года выяснить действительную картину по шахтам Киселево-Афонинского района, для чего Кузбассуглю необходимо обеспечить на руднике постоянное присутствие вполне компетентного работника по качеству.

Принять к сведению заявление Кузбассугля о том, что им организуется повторно пластометрическое исследование углей данного района.

### По Прокопьевскому району

Констатировать, что по Прокопьевскому району не выполняют стандарты следующие шахты:

1. Шахта № 6 на 1<sup>0</sup>/<sub>0</sub> (марки „К“.)
2. Шахта Манеиха на 1<sup>0</sup>/<sub>0</sub> (марки „ПС“ и энергетические).
3. Шахта Центральная — энергетические.
4. Шахта № 5 — энергетические угли.

Несмотря на то, что по большинству шахт стандарт выполняется, конференция отмечает недостаточность мероприятий по улучшению качества угля, невыполнение плана внедрения стандартов и полное отсутствие пороодоотборных устройств при механизации подачи угля от отвалов шахт в жел.-дорожные вагоны, в частности, конференция отмечает факт использования по другому назначению пороодоотборной ленты, доставленной на шахту, назначенной по плану внедрения к установке на шахте Манеиха.

Обращая внимание Кузбассугля и Инспекции по качеству на необходимость срочного проведения в жизнь всех мероприятий предусмотренных планом внедрения, конференция обращает особое внимание на необходимость обязать под личную ответственность управление шахты 5/6 Емельянова и главного инженера Левикова провести специальные мероприятия предложенные рудоуправлением по этой шахте не позднее 1/XII-1934 года.

Обратить внимание Кузбассугля на необходимость установить к 1/XII-1934 г. совместно с заводами точную маркировку угля по пластам подсветы Н<sub>2</sub> с учетом последних пластометрических исследований, произведенных инженером Веховым.

## По Араличевскому руднику

Отмечая высокую зольность угля по шахте Капитальной, для которой не установлено стандарта, конференция принимает к сведению сообщение ЦБСКУП'а о том, что непосредственно после окончания конференции на шахты Араличевского района для определения мероприятий по улучшению качества выедет специальная бригада.

## По Осиновскому району

Конференция отмечает, что по ряду шахт Осиновского района имеет место невыполнение стандарта:

1. По штольне IX — по коксовым углям на 1<sup>0</sup>/<sub>0</sub>, по энергетическим углям на 6<sup>0</sup>/<sub>0</sub>
2. По штольне IV с уклоном — на 3<sup>0</sup>/<sub>0</sub>.
3. По штольне VI с уклоном и по штольне Центральной — резкое ухудшение качества за последние месяцы.

Одновременно путем проведения ряда профилактических мероприятий на штольне X достигнуто значительное улучшение качества, выразившееся в снижении зольности на 3<sup>0</sup>/<sub>0</sub> (гл. инж. штольни тов. Тарутин, инспектор тов. Андаверов).

Отмечая невыполнение поручения Главугля по шт. VI и Центральной о проработке методов выемки угля из пласта К для удаления прослойка породы, конференция обращает внимание Кузбассугля на необходимость срочного выполнения этого распоряжения.

Конференция обращает внимание Главугля и ГУМП'а на невыполнение Кузбассуголем и Кузнецким металлургическим заводом им. т. Сталина работ по окончанию сортировки на штольне 9 и 10, обеспеченных специальными ассигнованиями (340 т. руб.).

Конференция отмечает также, что правильное разделение окисленных и неокисленных зон на рудниках для получения прочного кокса, имеет огромное значение и отправка рудниками окисленных углей имеет отражение на резком колебании барабанной пробы. В то же самое время констатирует, что на некоторых шахтах Кузбассугля зоны окисления не наносятся, а если где и нанесены, то не всегда соблюдаются при выемке углей, что ведет к засорению коксовых углей окисленными. На некоторых шахтах отсутствует бирочная система и допускается смешение окисленного и неокисленного угля под эстакадой.

Конференция обращает на это внимание Главугля и просит ГУМП обязать инспекцию по качеству проследить за точным выполнением Кузбассуголем данных по этим вопросам, а Главуголь обязать Кузбассуголь проводить систематический контроль за выполнением зон окисления и своих распоряжений в этой области рудникам.

Просить ГУМП и Главуголь принять быстрые и конкретные меры для увязки работы Инспекции по качеству и Кузбассугля (во всех его звеньях) в целях достижения максимальной эффективности в деле борьбы за качество.

Конференция считает необходимым просить ЦК Союза угольщиков Востока включиться в вопросы борьбы за качество, привлекая для этой цели широкое внимание общественности к этому вопросу.

Конференция обращает внимание заводов на использование всех возможностей к надлежащему сохранению качества угля на разгрузочных пунктах заводов, что на ряду с недочетами может ухудшать показатели качества кокса, кроме того коксовые угли не использовать заводами для энергетических целей, а коксовую мелочь просто не по назначению.

Конференция обращает внимание ГУМП'а и Теплонадзора НКТП на необходимость принятия срочных мер к устранению этих явлений и созданию должных условий рационального использования топлива.

Ввиду большой важности получения Кузбассуглем сведений от заводов о качестве отгружаемого им с рудников коксующегося угля, считать необходимым своевременное регулярное сообщение заводами этих сведений тресту Кузбассуголь, а Кузбассуголь и Инспекцию по качеству обязать сообщать требуемые анализы отправленного заводам угля.

Конференция считает совершенно необходимым включение показателей стандарта качества углей, начиная с промфинплана Кузбассугля, в 1935 г.

Для этого Кузбассуголь должен закончить проработку и представление в ЦБСКУП проектов стандарта по отдельным рудоуправлениям с 12 по 28 декабря 1934 г. по специальному календарному плану.

Конференция обращает внимание Кузбассугля на необходимость обеспечить Инспекции условия для нормальной и бесперебойной работы путем строительства пробных помещений, дооборудования лабораторий и т. п.

План конкретных мероприятий в этом направлении должен быть согласован Инспекцией с Кузбассуглем не позднее I/XII-1934 г.

Конференция обращает внимание *Сибинскоксуля* на то, что на ней лежит не только обязанность контроля качества топлива и внесения предложений по улучшению качества угля, но также и систематическая проверка выполнения решений о мероприятиях по улучшению качества.

Для этого в случаях систематического непроведения в жизнь намеченных мероприятий по улучшению качества угля Инспекция обязана информировать об этом непосредственно ЦБСКУП.

Конференция обращает внимание Кузбассугля на необходимость строгого проведения на шахтах профилактических мероприятий по улучшению качества угля. в частности: на необходимость обеспечить постоянный штат выборщиков пород под землей и на поверхности, перевод выборщиков породы на сдельную оплату, на необходимость правильного и нормального крепления горных выработок и т. п.

Учитывая изменчивый характер углей Кузбасса с точки зрения коксующихся свойств, считать первоочередной задачей проведение ряда опытов в промышленном масштабе и научно-исследовательских институтах.

В первую очередь провести коксование Киселевских коксовых углей на старом Кемеровском заводе. Опыты должны быть закончены до 15/XII-1934 г.

Конференция считает целесообразным широко поставить опыты по проверке всевозможных шихт, как на старых, так и на новых печах, исходя при оценке углей и шихты из пластометрического метода исследования их.

Признавая чрезвычайно важное значение для работников Кузбасса и Урала созванной конференции и обсуждение на ней ряда вопросов, конференция высказывает пожелание созывать такого рода конференции в Кузбассе ежегодно.

Одновременно конференция высказывает пожелание в ближайшее время созвать Всесоюзное совещание по коксующимся углям.

## Г. По определению коксующихся способностей углей.

1. Конференция считает решительно необходимым скорейший переход на исследование углей и шихтование пластометрическим методом т. Сапожникова, признавая этот метод наиболее правильным и оправдавшим себя в практике работы коксовых заводов.

2. В связи с этим, конференция предлагает Кузбассуглю, Кемеровскому и Кузнецкому заводам озаботиться скорейшей выпиской необходимого числа пластометрических аппаратов и созданием кадров. Н.И. У.И. (Центральная лаборатория) Кузбассугля должен организовать инструктаж кадров.

3. Конференция считает необходимым в дополнение к методу Сапожникова, определения коксуемости, установление экспресс-метода, который бы при меньшей точности, надежности, универсальности, теоретической обоснованности, позволял бы быстро определять коксуемость углей, и тем давал

бы возможность широко и непрерывно контролировать угли при погрузке на рудниках и при получении их на заводах, дозировании с силосов и т. д.

4. К экспресс-методу определения коксуемости следует предъявить следующие требования:

а) Результат должен получаться не позднее, как через полчаса после получения разделанной и приготовленной пробы.

б) Экспресс-метод должен определить качества кокса, получаемого из анализируемого чистого угля коксованием его в чистом виде, или как компонента в шихте.

в) Экспресс-метод должен давать возможность рассчитывать шихту по параметрам, проанализированных этим методом компонентов.

г) Желательно, чтобы экспресс-метод мог быть применен для непосредственного анализа шихт.

д) Необходимо, чтобы экспресс-метод состоял в определении свойств угля какими либо, обычными или оригинальными методами, применяемыми в физических, физико-химических или химических исследованиях, но не основывался бы на оценке каких либо результатов анализа по их внешнему виду, цвету, вкусу, запаху и т. п.

е) Экспресс-метод должен давать заключение о свойствах угля в виде одного или двух, во всяком случае, не более, чем трех параметров, выраженных в числовой форме.

ж) Параметры, даваемые экспресс-методом, должны быть таковы, чтобы на их основании угли можно было бы классифицировать по группам, в основном совпадающим с классификацией углей по методу т. Сапожникова.

з) Аппаратура для применения экспресс-метода должна быть несложной и допускать применение массовых анализов.

и) Экспресс-метод должен состоять из операций настолько несложных, что их исполнение можно было бы поручить среднему лаборанту.

5. Разобрав под углом зрения вышеизложенных требований экспресс-методы, доложенные конференции, последняя констатирует:

а) Метод т. Григорьева является методом определения спекаемости, но отнюдь не коксуемости. Применение результатов этого метода, как показателей коксуемости, вошедшие в практику Кузбасса, является совершенно недопустимым. Этот метод может быть оставлен для определения спекаемости, при чем временно, до установления методов определения коксуемости, допустить обозначение спекаемости поставляемых углей для сведения потребителей, обратив, однако, лишней раз их внимание на то, что показатель спекаемости, как это общеизвестно, не служит показателем пригодности углей для коксования.

б) Метод, доложенный тов. Володиным (метод проф. Геблера), является интересным и заслуживающим внимания. Он удовлетворяет изложенным выше требованиям, однако, он еще не является проверенным. Необходимо срочно провести проверку этого метода посредством параллельного анализа ряда углей этим методом и методом Сапожникова, включив Ленинские, а также путем заводского контроля углей идущих на коксование.

в) Метод тов. Каменского, уже применяемый на КМК с апреля 1934 г. также является интересным и важным. Однако, этот метод еще не доработан, детали методики еще не установлены, решающие параметры не выяснены.

Необходимо просить управление КМК дать возможность автору метода его доработать, а после доработки проверить его, аналогично сказанному выше о методе проф. Геблера.

6. Таким образом, конференция констатирует, что экспресс-методов определения коксуемости, пригодных для немедленного внедрения в производство, еще не существует.

Однако, конференция с удовлетворением констатирует, что в настоящее время развернулась работа по изысканиям таких методов.

Конференция считает необходимым поручить избрание стандартного экспресс-метода, когда представится к этому возможность, президиуму ассоциации химии и переработки твердого топлива при ЦНИС'е НКТП.

Разработку экспресс-метода по определению коксуемости углей поручить Уральскому Углекоксовому институту. Метод должен быть разработан к 1 января 1935 г. На основании этого метода вводятся поправки в стандарте устанавливаемом 15 декабря 1934 г.

Уральскому Углекоксовому институту поручить разработать экспресс-метод для определения окисленности углей.

#### Д. О классификации углей Кузбасса

1. Принять на ближайшие годы классификацию тов. Вехова, как представляющую собой размещение углей Кузбасса на классификационной диаграмме Д. М. Сапожникова.

2. Отнести классификацию только к коксующимся углям.

3. Усилить исследовательские работы в части выявления окисленных зон—выработки методов определения окисленности углей, установления постоянного контроля над окисленными зонами.

4. Увязать геологические разведки с пластометрической оценкой углей.

5. Считать обязательным применение метода пластометрии в работе шахт, в целях направления угледобычи.

6. Для новых шахт необходимо составление геолого - пластометрических карт.

7. Увязать свойства угля, выраженные пластометрическими параметрами с вопросами обогащения угля.

8. Изучить вопросы отдельного петрографического обогащения.

9. Изучить вопросы о возможности расширения использования газовых углей, как добавки к коксовым шихтам“.

Конференция закончила свои работы 29 октября 1934 года и к 1 ноября после организованного осмотра завода, все делегаты покинули г. Сталинск.

■ ■ ■

## Питательная вода Кузнецкой ТЭЦ и ее недостатки

Котельная первой очереди Кузнецкой ТЭЦ оборудована четырьмя трехбарабанными вертикально-водотрубными котлами фирмы Меллер давлением 30 атмосфер.

Средняя производительность котельной в настоящий момент при работе трех котлов составляет 7.200 тонн пара в сутки.

Котельная рассчитана на питание конденсатом с добавкой 10% дистиллята, получаемого от испарительной установки с проектной производительностью 30 тонн в час. В действительности установка дает несколько меньшее количество дистиллята, составляющее 22 тонны в час в среднем и колеблющееся между периодами чистки испарителей от 20 до 28 тонн/час.

Вода, питающая испарители, подвергается предварительной термической обработке и затем умягчается при помощи едкого натра. Дозировка последнего производится с таким расчетом, чтобы достигнуть минимума остаточной жесткости при избыточной щелочности до 0,5 нем. град.

Дистиллят испарительной установки подвергается очистке от растворенных в нем кислорода и углекислоты в деаэраторах, после чего поступает в питательные баки, где смешивается с конденсатом.

Вторая водоочистительная установка готовит воду для питания умформеров. Здесь, кроме термо-химической обработки, имеется процесс фильтрования химически очищенной воды от неосажденных в химочистителе продуктов взаимодействия сырой воды с едким натром.

С целью предохранения металла котлов от коррозии, связанной с питанием смесью конденсата с дистиллятом, в котловую воду присаживался едкий натр в количестве, обеспечивающем натровое число 400 — 500 мг./л.,

Такая схема водоподготовки имела место до августа 1933 г.; были правда, и отклонения от описанного режима в виде периодической добавки сырой воды в котлы, но тем не менее работа котельной до указанного периода была вполне удовлетворительной, и неприятностей, связанных со значительным количеством котельной накипи, с прогаром труб, с уносом солей из котлов и загрязнениями турбин, ТЭЦ не испытывала.

Увеличение нагрузки станции повлекло за собой увеличение потерь конденсата и необходимость изыскания новых источников для восполнения последних.

В качестве добавки к питательной воде был использован вторичный пар умформерной установки, конденсируемый в подогревателе высокого давления (10-12 тонн/час), позднее химически-очищенная вода умформерной установки (до 5 тонн/час) и, наконец, конденсат теплофикации, возвращаемый цехами завода.

Повышенная щелочность химически-очищенной воды (натровое число до 45 мг./л.), использованной в качестве добавки к питательной воде, имела

следствием рост натрового числа в котлах, продолжавшийся и после прекращения присадки едкого натра в котловую воду.

Изменение состава питательной воды резко ухудшило работу котлов. Это ухудшение характеризовалось:

1. Забросами воды из котлов в паропровод и турбины; в ноябре и декабре зафиксировано несколько случаев падения температуры пара перед турбинами.

2. Прогарами трубок пароперегревателей; прогоревшие трубки оказались забитыми отложениями из загрязненного пара. Состав этих отложений дает таблица 1:

Таблица 1

Место отбора пробы	Дата отбора	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Mn	Na <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>	Потеря при промывании
		В п р о ц е н т а х								
Трубка пароперегревателя котла № 4 . . . . .	27/1— 34 г.	13,00	3,39	11,14	17,44	7,23	0,64	11,50	0,99	25,20
Коллектор перегревателя котла № 4 . . . . .	„	23,65	6,02	21,35	21,05	9,79	0,12	1,52	2,16	9,30

3. Появлением отложений на частях турбин. Состав отложений, отобранных из разных мест турбины „Вумаг“ 24000 кв., представлен в таблице 2.

Таблица 2

Место отбора пробы	Дата отбора	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Mn	Na <sub>2</sub> O	SO <sub>3</sub>	Потеря при прок.
Стопорные штоки . . . . .	27/1— 34 г.	17,85	2,43	14,87	26,90	11,56	—	—	—	—
Клапанные коробки перед Ц.В.Д. . . . .	„	17,44	3,14	8,14	28,82	8,44	—	—	3,05	24,10
Второй диск и лопатки Ц.Н.Д. . . . .	„	8,16	1,34	18,50	36,22	6,06	—	—	0,71	28,83
Лопатки 3 го диска ротора Ц.Н.Д. . . . .	„	5,85	2,35	23,12	36,92	3,38	1,68	1,60	1,03	19,49
Направляющий аппарат Ц.Н.Д. . . . .	„	20,64	3,74	9,14	24,27	8,67	—	—	2,16	25,90

26-го декабря в котле № 4 наблюдались непрерывные броски воды, и температура пара перед отдельными турбинами несколько раз в течение часа падала с 400 до 250°.

Специальное обследование выявило, что причинами, вызвавшими вспенивание воды в котле № 4, явились:

1. Резкое повышение натрового числа в котле № 4 до 1216 мг./л. в результате целого ряда ненормальностей в процессе водоподготовки и недостаточной продувки и

2. Загрязнение котловой воды маслом из конденсата теплофикации.

Усиленная продувка котлов и полное исключение возможности попадания щелочей в питательную воду (прекращение химической очистки воды на обеих водоочистительных установках) снизили натровое число в котле № 4 за 8 дней до 200 мг./л. Явления вскипания котловой воды прекратились и больше не повторялись.

В конце января была обнаружена неплотность в конденсаторе турбины № 4, которую за отсутствием резерва немедленно остановить было

невозможно. В связи с этим в течение двух недель в питательную воду попадали значительные количества сырой воды, доходившие до 30 тонн в час.

Добавка такого огромного количества сырой воды не могла, конечно, пройти бесследно для котлов. Можно полагать, что значительная часть отложений, имеющаяся в настоящее время на стенках кипяtilьных труб, образовалась в течение указанного периода.

Как же обстоит дело с питанием котлов сейчас и имеются ли основания считать существующее положение нормальным?

В отношении сырой воды Кузнецкая ТЭЦ поставлена в весьма благоприятные условия. Анализы, произведенные в разное время года, показывают следующий состав воды:

Таблица 3

	3/V—33г.	13/VII— 1933 г.	25/I— 1934 г.	11/II— 1934 г.	
Взвешенные вещества . . . . .	Нет	Нет	1,6	0,4	В миллиграммах на литр
Прокаленные взвешен. вещества . .	Нет	Нет	Нет	Нет	
Сухой остаток . . . . .	48,0	84,8	105,6	128,0	
Минеральный остаток . . . . .	43,0	71,2	79,2	108,0	
Потери при прокаливании . . . . .	5,0	13,6	26,4	20,0	
Кремнекислота (SiO <sub>2</sub> ) . . . . .	10,0	8,8	4,8	14,4	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	7,2	5,6	3,2	—	
Окись кальция (CaO) . . . . .	16,53	27,93	42,88	42,33	
Окись магния (MgO) . . . . .	3,62	6,95	13,33	10,14	
Хлориды в пересчете на Cl . . . . .	Нет	Следы	Нет	Нет	
Сульфаты . . . . . на SO <sub>3</sub> . . . . .	0,77	1,28	7,44	7,49	
Углекислота свободн. . . . .	2,18	4,09	—	Нет	
Органические вещества . . . . .	12,8	7,20	3,10	Нет	
Жесткость общая . . . . .	2,15	3,75	6,13	5,63	
Жесткость карбонатная . . . . .	1,68	3,36	5,32	5,04	

Однако, наряду с прекрасным качеством сырой воды, качество химически-очищенной воды, получаемой на обеих водоочистительных установках, нельзя признать удовлетворительным.

Остаточная жесткость химически-очищенной воды колеблется в пределах от 0,7 до 3-х немецких градусов. Количество взвешенных веществ составляет обычно 60—80 мг./л., но в отдельных случаях достигает 450 мг./л. В отношении щелочности химически-очищенная вода имеет следующие показатели:

Свободные гидраты . . . . . 0,3—2,5 нем. гр.

Свободная сода . . . . . 4,0—7,0 „

Натровое число . . . . . 40—45 мг./л.

Чем объясняется незначительный эффект умягчения сырой воды?

Основная причина кроется в самой природе сырой воды, т. к. мягкие воды вообще очень трудно поддаются химическому умягчению. Для установления химического равновесия требуется большой избыток осадителя; образующиеся продукты реакции очень долго остаются в коллоидном состоянии; необходимы большие объемы смесительных баков, отстойников и кипяtilьников, чтобы дать время коллоидно-растворенным продуктам реакции действием адсорбции и электролитической коагуляции собраться в большие частицы и образовать кристаллы.

Конструкция имеющихся на Кузнецкой ТЭЦ водоочистительных установок последнему требованию не отвечают; на испарительной установке объемы отстойника и кипятильника соответствуют 15-минутной производительности (6 тонн); на умформерной — приблизительно часовой производительности установки.

В этих условиях совершенно понятно получение химически-очищенной воды с высоким содержанием взвешенных веществ. Наблюдения, проведенные на умформерной установке, показали, что реакция водоумягчения не заканчивается в смесительном баке; процесс коагуляции продуктов реакции идет в химочистителе и дальше за фильтрами в кипятильнике и отстойнике.

Таблица 4

Время отбора проб	Взвешанные вещества в мг./л.		
	До фильтра	После фильтра	Из питательного насоса
25/III-34—11 ч. 30 м. . . .	137,6	18,4	32,0
27/III „ „ . . . .	277,6	0,8	162,4
2/IV „ „ . . . .	11,6	0,4	4,0
3/IV „ „ . . . .	228,0	16,7	70,8
5/IV „ „ . . . .	7,2	0,4	7,2
28/III „ „ . . . .	2,4	Нет	7,2

Другой причиной, обуславливающей неудовлетворительное качество химически-очищенной воды, является неправильная присадка осадителя (едкого натра) вследствие несовершенства дозирочных приспособлений. На испарительной установке дозировка осуществляется при помощи трех вентилях; довольно частое засорение последних приводит к значительным колебаниям в количестве присаживаемого реактива и в качестве очищенной воды.

На умформерной установке имеется аппарат для автоматической дозировки едкого натра, вполне разрешающий вопрос правильной присадки реактива; но в связи с неполадками механического порядка автомат последние 2-3 месяца работает с большими перебоями и не обеспечивает постоянного и удовлетворительного состава химически-очищенной воды.

Что же касается высокой щелочности химически-очищенной воды, то причину этого явления следует искать в недостаточно продуманном выборе реактива для умягчения сырой воды. Как видно из таблицы 3, в сырой воде, питающей Кузнецкую ТЭЦ, преобладает карбонатная жесткость; из элементов постоянной жесткости присутствует только сернокислый кальций в количестве, не превышающем 0,5 нем. градуса. Применение едкого натра в качестве умягчителя рационально только в том случае, когда наряду со значительной карбонатной жесткостью имеется соответствующая постоянная жесткость, с которой взаимодействует образующаяся при осаждении бикарбонатов кальция и магния сода. В нашем же случае получается большой избыток соды, достигающий 100 мг. на литр очищенной воды. Само собой разумеется, что введение в питательную воду таких количеств соды крайне нежелательно.

Состав химически-очищенной воды в условиях Кузнецкой ТЭЦ приобретает особо важное значение в силу того, что она служит не только для питания испарителей и умформеров, но в значительной мере и для питания котлов.

Добавка к воде, питающей котлы, приблизительно складывается из следующих компонентов:

- а) дистиллят испарителей — около 22 тонн/час.
- б) хим. очищ. вода умф. уст. — около 20 „
- в) конденсат теплофикации — около 7 „
- г) сырая вода — около 3 „

Сырая и химически-очищенная вода вводят в котлы значительные количества накипеобразователей (общая жесткость котловой воды колеблется в пределах от 1,29 до 3,94 нем. град.), последняя, кроме того, несет с собой много взвешенных веществ. Конденсат теплофикации загрязняет котлы маслом. Определение количества масла, содержащегося в конденсате теплофикации, дало следующие результаты:

- а) линия газоочисти — от 0,4 до 25 мг./л.
- б) линия коксового цеха — от 1,5 до 18 мг./л.
- в) линия мартеновского цеха — от 2,0 до 20 мг./л.

Для выяснения источников загрязнения конденсата маслом были отобраны пробы непосредственно из дренажных баков на цехах и из насосов, подающих конденсат на ТЭЦ.

Анализы показали, что конденсат из дренажного бака коксового цеха содержит от 0,4 до 40 мг. масла в литре; конденсат из насоса коксового цеха — 4,0 до 7,2 мг./л. По остальным линиям цифр не имеется, но на основании указанных данных можно заключить, что конденсат загрязняется маслом в цехах до поступления на ТЭЦ.

Котловая вода содержит масла от 0,2 до 20 мг./л., между тем предельной, допустимой для котлов высокого давления, нормой является содержание не более 1 мг. масла на литр воды.

Накипеобразователи, взвешенные вещества и масло, вводимые в котлы с добавочной питательной водой, способствовали образованию значительных слоев котельного камня и в конечном итоге привели к прогарам экранных труб, не имевшим места в течение двух лет эксплуатации котлов. За два месяца прогорело около двух десятков экранных труб. Прогоревшие трубы обнаружили значительный слой накипи толщиной от 5 до 15 мм., состоящей большей частью из окалина. Состав накипи приведен в таблице 5.

Таблица 5

Место отбора проб	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	Mn	Cu	Потеря при прокаливании	масло
	В п р о ц е н т а х										
Труба правого нижнего экрана котла № 3 . . .	14,31	37,46	2,96	25,01	5,78	0,18	0,88	Нет	1,73	13,23	0,4
9-я труба правого нижнего экрана котла № 3 . . .	12,59	42,77	2,41	25,06	4,16	0,17	0,82	Нет	Следы	11,18	—
Т о ж е . . . . .	2,82	87,63	0,81	5,77	1,52	0,05	0,60	0,18	„	0,29	—

Масло обнаружено и в накипи, отобранной из прогоревшей трубы котла № 4.

Присутствие масла в накипи внушает серьезные опасения, так как по своим изоляционным свойствам масло в 10 раз превосходит обычный котельный камень. Масло в 1000, приблизительно, раз менее теплопроводно, чем сталь, и поэтому самые незначительные слои его ведут к отдулинам и разрывам. Имеющиеся в воде частицы масла, благодаря своей связывающей способности, соединяются в котле со взвешенными веществами и образуют шарики, диаметр которых может достигать 10 мм. Эти шарики на 20% состоят из минерального котельного шлама и 80% из масла. Они чрезвы-

чайно опасны для эксплуатации, т. к. вызывают перегревы со всеми вытекающими отсюда последствиями. (M laenicke Chem. Zt за 1932 г., стр. 60).

Вредное влияние масла этим еще не исчерпывается. Присутствующие обычно в маслах нафтеновые кислоты омыляются в котле щелочами и способствуют вспениванию. Часть масла, кроме того, перегоняется с паром из котлов и в случае уноса солей связывает их в весьма прочные отложения, собирающиеся в паропроводах или на частях турбин. Унос масла с паром из котлов подтверждаются произведенными анализами: в паре котлов найдено масла от 0,4 до 14,8 мг./л., в конденсате турбин от 4 до 8 мг./л. Присутствие масла обнаружено также в баках питательной воды и в конденсатном и дренажных баках.

Окалина, составляющая значительную часть отложений в экранных трубах, является продуктом паро-водяной коррозии металла стенок. Причина коррозии — высокие местные перегревы стенок под слоем накипи; вода, проникающая через поры и трещины в накипи, быстро превращается в пар, который при высоких температурах разъедает железо с образованием окислы.

В настоящее время для котлов установлен довольно постоянный режим.

Щелочение котловой воды идет за счет химически очищенной воды, и постоянное натровое число порядка 400—500 мг/л поддерживается путем периодической продувки котлов. Плотность котловой воды поддерживается в пределах 0,2—0,3° Вё.

Тем не менее работу котлов нельзя считать удовлетворительной; прогары экранных труб продолжают. Накипь, отобранная в конце апреля из прогоревшей экранной трубы котла № 3, показала следующий состав:

Fe — 68,42%

FeO — 24,27%

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 70,54%

Эти цифры говорят об огромном процессе паро-водяной коррозии, развитию которой условия работы котлов, очевидно, вполне благоприятствуют. Что же касается возможности вспенивания котловой воды, то она при вышеуказанном составе питательной воды ни в коей мере не исключена. Улучшение работы котлов может быть достигнуто только путем радикального изменения состава добавочной воды. Основные мероприятия в этом направлении пойдут по пути установки уже поступающих на строительство испарителей второй очереди, и пермутирования добавочной воды.

При разрешении вопроса по первому варианту необходимо тщательно обследовать вопрос целесообразности применения едкого натра в качестве умягчителя сырой воды. Наиболее подходящим для вышеуказанного состава сырой воды является содово-известковый метод водоумягчения. К сожалению, оба варианта откладывают разрешение вопроса на длительный срок от 6 до 12 месяцев. Между тем положение вещей требует принятия весьма срочных мер.

На ближайший период эти меры должны свестись к следующему:

1. Очистка котлов от котельного камня путем периодического фосфатирования котловой воды. Недостаток конденсата не позволяет становиться на путь постоянного фосфатирования, связанного с непрерывной продувкой котлов.

2. Улучшение качества химически очищенной воды умформерной установки за счет сведения до возможного минимума остаточной жесткости при условии безупречной работы автоматического дозирочного приспособления.

3. Безусловное исключение сырой воды из баланса питательной воды.

4. Выяснение возможности получения от цехов чистого от масла конденсата. В случае невыполнимости этого условия, необходимо немедленно исключить конденсат теплофикации из состава добавочной воды и заменить

его конденсатом вторичного пара умформеров, несмотря на явную неэкономичность этого мероприятия.

5. Доведение производительности испарительной установки до возможного максимума путем:

а) улучшения качества химически-очищенной воды, что вполне возможно при правильном и постоянном контроле процесса водоумягчения, и

б) сокращения продолжительности чистки испарителей применением фосфатов или слабого раствора соляной кислоты.

6. Соблюдение постоянного натрового числа котловой воды в пределах 400 мг./л. Для этой цели необходимо добиться постоянной щелочности химически-очищенной воды умформерной установки путем тщательного контроля концентрации присаживаемого в химочиститель раствора едкого натра и дозировки последнего.

7. Составление точного баланса питательной воды, обеспечивающего возможность правильного руководства процессом водоприготовления.

9 июня 1934 г.



# СОДЕРЖАНИЕ

№ 4-5 журнала „Кузнецкстрой“, находящегося в печати

## *Доменный отдел*

- Проф. И. А. СОКОЛОВ  
Инж. В. В. КУМИНОВ  
Инж. П. И. ПАСКО  
Инж. Н. БУРДИН  
Инж. С. ТОПОЛЬЦЕВ
- Восстановимость Тельбесской руды.
  - Исследование работы засыпного аппарата доменной печи № 3 КМЗ.

## *Сталеплавильный отдел*

- Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ  
Инж. В. Н. ШЕЛЕМИН  
Доц. Л. П. ВЛАДИМИРОВ  
Техн. А. М. КОЖЕВНИКОВ  
Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ  
Техн. БЛАГОВИДОВ
- Усадка и ликвация в 6<sup>1</sup>/<sub>2</sub> тонных слитках.
  - Объем свободного рабочего пространства и конструкция свода 150-тонной мартеновской печи.
  - Наблюдение за службой опытных магнетитовых стаканов.
  - Скорость охлаждения 6<sup>1</sup>/<sub>2</sub> тонных слитков.

## *Прокатный отдел*

- Инж. М. И. БОЯРШИНОВ  
Инж. В. Н. ШЕЛЕМИН
- К вопросу о поверхностной сорбитизации рельс.

## *Коксовый отдел*

- Инж. И. М. ТУРСКИЙ  
Доц. И. И. АММОСОВ
- Тепловой и материальный балансы коксовых печей КМЗ.
  - Некоторые замечания о микроструктуре кокса КМЗ.

## *Огнеупорный отдел*

- Инж. Г. И. САХАРОВ  
Инж. А. Н. ШЕШМИНЦЕВ
- Изготовление шамотовых стаканов для разливки стали.
  - Изучение возможностей изготовления черного динаса на базе сырья и оборудования шамото-динасового цеха КМЗ.

## *Энергетический отдел*

- Инж. А. Н. ЛЕБЕДЕВ  
Инж. М. П. РАЧЕЕВ  
Инж. М. М. ШИЛЬДКРОТ  
Инж. А. В. ФЕДОРЕНКО
- Исследование работы мельничного агрегата Лешэ на Кузнецкой теплоэлектростанции.
  - Испарительная установка Кузнецкой теплоэлектростанции.

## *Строительный отдел*

- Л. Д. ЗАЙЦЕВ  
Инж. Л. К. НАРЕЦ
- Осадки сооружений доменного цеха КМЗ.
  - Сварной трамвайный мост пролетом 35 м. через р. Абу.

## *Горно-рудный и геолого-разведочный отдел*

- Инж. И. А. ФОМИЧЕВ
- К вопросу характера оруденения и разработки Мазульского железно-марганцевого месторождения КМК.

## *Общезаводский отдел*

- Проф. В. П. МАРКОВ  
А. Д. ВОРОБЬЕВА  
Инж. С. И. ФИЛИМОНОВ  
Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ  
Инж. В. Н. ШЕЛЕМИН
- Экспресс-метод определения влаги в каменноугольной смоле и минеральном масле.
  - Механические свойства металла в зависимости от выдержки образца до момента испытания.
  - Волосовины в осевом металле КМЗ.

## *Работа НИТО*

Ячейка ВСЕНИТО литейщиков гор. Сталинска.

Цена 1 р. 50 коп.

Ц 4 2 4 —

0-15