

62.7M(18)K 34.3
C23

Ф 69.665

№2

СБОРНИК НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СТАТЕЙ К М З



№ 2

1940 г.

КУЗНЕЦКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД

ИМ. СТАЛИНА

Изд. лист. _____
Картин _____
Портр. _____
Карт. _____
Черт. _____
Табл. _____

126

111

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

КУЗНЕЦКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД имени И. В. СТАЛИНА

1953 ГБ УзССР
12009

34.3
С 23

СБОРНИК НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СТАТЕЙ КМЗ

№ 2

Год издания третий



384385

302168

3 II

ФКТ

ИЗДАНИЕ ЦЕНТРАЛЬНОЙ ЛАБОРАТОРИИ КМК

г. СТАЛИНСК

1940

1955 г.

A

Иркутская областная
научная библиотека
Классификационный фонд
№ 069665

Товарные угли для коксования, составы шихт и качество кокса КМЗ

В 1938 и 1-й половине 1939 года Кузнецкий металлургический комбинат им. Сталина по выплавке чугуна и расходу металлургического кокса занимал одно из первых мест в Союзе. Однако со второй половины 1939 года производительность всех доменных печей стала заметно снижаться, а расход кокса соответственно увеличиваться.

Так, как техническое обслуживание печей не ухудшилось, то нарушение нормальной работы домен приписывалось ухудшению качества металлургического кокса.

Требования к металлургическому коксу в основном сводились к устранению мусористости, снижению общей трещиноватости до 0,180, постоянству пористости, которая не должна была выходить за пределы 39—41%, и постоянству влаги в коксе 4—6%.

Что касается характеристики качества кокса по барабанной пробе, то в этом отношении металлурги высказали только пожелание о том, чтобы этот показатель поддерживался в более узких пределах, например 300—310 кг или 297—305 кг.

Нужно сказать, что барабанной пробе кокса на заводе в течение последних двух лет никто большого значения не придавал, так как практика предыдущих лет показала, что барабанная проба очень часто

не согласовывалась с работой доменных печей.

К этому определению относились, собственно, как к показателю, который только до некоторой степени характеризует качество кокса, и вместо которого ничего более совершенного еще не предложено.

Однако коксовый цех стремился к более высокому остатку в барабане, поскольку этот показатель и до настоящего времени остается расчетной величиной, установленной для нашего завода в 300 кг.

Товарные угли для коксования.

Оценка качества углей, идущих для коксования, производилась, главным образом, по коксуемым свойствам их, определяемым пластометрическим методом Сапожникова Л. М. Зная, что усадка не обладает аддитивным свойством, мы все же нашли возможным пользоваться среднеарифметическим значением ее, как статистической характеристикой. При большом количестве случаев среднемесячные значения у нас всегда совпадали или были близки к преобладающим, определенным по методу больших чисел (К. Девеса).

Данные таблицы I показывают, что товарные угли марки ПЖ отличаются крайним непостоянством, как по пластометрическим параметрам, так и по содержанию золы. За указанный период времени усадка ко-

Трест Молотовуголь, Марка ПЖ.

Показатели	Мес.		II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
	год	год											
1. Средн. усадка X	1938	8	7	4	8	6	9	8	9	8	8	6	10
	1939	12	11	10	10	10	12	2-15	2-15	8	8	6	10
2. Колебания усадки	1938	2-11	-5-18	4-13	4-19	-2-31	-2-24	4-23	3-25	4-23	3-24	1-18	1-34
	1939	3-31	1-24	3-28	3-26	6-27	25	29	29	29	29	28	26
3. Средний пластич. слой У	1938	26	27	28	28	28	25	29	29	29	29	28	26
	1939	27	26	25	25	24	24	29	29	29	29	28	26
4. Колебания пластического слоя	1938	21-32	18-31	23-24	21-34	22-31	15-33	24-33	22-34	25-34	19-33	19-33	21-34
	1939	20-31	17-31	14-31	15-31	22-29	9,7	10,6	10,2	11,0	10,8	9,5	8,6
5. Средняя А	1938	9,5	8,7	9,7	9,2	9,7	10,6	10,2	11,0	10,8	9,5	8,6	8,5
	1939	9,1	9,5	10,0	9,3	9,3	9,7	10,6	10,2	11,0	10,8	9,5	8,6
6. Колебания А	1938	8,2-11,5	5,3-10,8	7,1-11,8	7,1-11,8	6,1-14,6	—	—	—	—	—	—	—
	1939	7,0-14,7	6,8-13,4	7,2-15,0	6,6-14,4	5,3-11,1	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^г	1938	26,2	27,1	30,3	30,6	30,2	30,2	29,1	29,3	29,2	27,9	29,3	29,2
	1939	30,3	30,3	30,1	29,7	—	—	—	—	—	—	—	—

лебалась от 5 до 34 мм, а пластический слой от 14 до 34 мм. В первой половине 1939 года замечается некоторый рост средней величины усадки 10—12 мм против 6—8 мм в 1938 г. Содержание золы в 1-й половине 1939 года колебалось в пределах от 6 до 15%. В связи с резким ухудшением углей марки ПЖ контроль качества их с июня 1939 г. стал производиться отдельно по каждой шахте.

Усадка углей шахты 10 треста Молотовуголь в среднемесечном разрезе очень высокая (16—24 мм), причем в некоторых маршрутах она достигает 40 мм (см. табл. 2). По величине усадки товарные угли этой шахты за данный период нельзя считать малоусадочными ПЖ.

Пластический слой колебался в широких пределах 10—34 мм, а зольность от 5 до 15,9%.

10-я шахта разрабатывает преимущественно Елбанские пласты (пл. слой ~ 32—36 мм) поэтому наличие пониженного пластического слоя и высокой усадки в товарных углях можно объяснить только подмешиванием к коксующимся углям довольно значительного количества энергетических или окисленных.

Усадка по шахте 9 колеблется в пределах 0—36 мм (см. табл. 3). Среднемесечные данные по этому параметру слишком высоки для малоусадочных ПЖ, хотя они все же ниже, чем по 10 шахте. Пластический слой, также, как и по 10-й шахте, резко колеблется (15—33 мм). Угли шахты 9 отличаются весьма высокой зольностью (среднемесечная 12—13%), которая достигает в некоторых партиях 20% и даже выше.

Однако случаи низкого содержания золы в этих углях говорят за то, что шахта может давать угли с меньшей зольностью.

Шахта 10. Марка ПЖ. Пласты: Елбанские I, IV, V, VI, VII, Кандалепские I, II, III, IV, V.

Таблица 2.

Показатели	Мес.		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
	год	год												
1. Средняя усадка	1939	—	—	—	—	—	—	16	18	24	19	19	19	16
	1940	17	17	17	16	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усад- ки	1939	—	—	—	—	—	—	—	12—35	18—32	6—37	14—29	7—21	—3—17
	1940	11—20	9—25	4—35	5—40	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пла- стическ. слой	1939	—	—	—	—	—	—	27	22	24	25	25	25	25
	1940	24	23	26	27	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пла- стического слоя	1939	—	—	—	—	—	—	—	16—27	10—28	18—30	18—30	22—28	24—30
	1940	20—28	19—27	19—34	18—32	—	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя А ^с	1939	—	—	—	—	—	8,8	8,1	8,2	8,6	8,7	8,5	8,9	8,3
	1940	8,9	9,3	8,6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания А ^с	1939	—	—	—	—	—	—	5,0—11,3	6,4—15,0	6,4—10,8	5,7—11,6	6,4—15,9	5,8—12,9	7,4—10,0
	1940	6,6—13,7	6,1—14,5	6,9—11,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^г	1939	—	—	—	—	—	31,9	31,6	32,4	31,7	30,6	31,9	32,2	31,0
	1940	31,1	30,2	31,7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Шахта 9. Марка ПЖ. Пласты: Елбанские IV; Кандалепские I, II, III; Полкаштинск. IV.

Таблица 3.

Показатели	Мес.		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
	год	год												
1. Средняя усадка	1939	—	—	—	—	—	—	16	15	9	13	14	13	11
	1940	13	17	16	19	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усад- ки	1939	—	—	—	—	—	—	—	5—27	8—15	10—15	5—24	0—17	1—20
	1940	9—19	8—36	7—34	8—27	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пла- стич. слой	1939	—	—	—	—	—	—	25	24	29	26	27	27	25
	1940	24	23	24	25	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пла- стическ. слоя	1939	—	—	—	—	—	—	21—29	21—29	26—33	25—28	23—30	26—30	22—30
	1940	19—28	15—29	19—31	19—28	—	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя А ^с	1939	—	—	—	—	—	—	12,6	11,9	10,8	12,0	13,9	12,9	12,5
	1940	12,8	13,1	12,0	12,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания А ^с	1939	—	—	—	—	—	—	7,8—19,0	4,4—15,8	7,5—14,6	8,8—14,5	8,8—16,9	7,0—17,4	7,2—18,0
	1940	9,8—14,3	8,6—17,4	7,9—23,1	7,5—17,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средняя V ^г	1939	—	—	—	—	—	—	28,7	29,7	29,2	28,8	30,7	29,4	29,6
	1940	29,3	28,7	29,3	30,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Колебания золы и пластометрических параметров углей 4-й шахты также значительны (см. табл. 4).

С января 1940 года замечается некоторое улучшение качества, правда еще не закрепившееся (февраль 10,7% золы).

Угли комплекса шахт Центральная и Капитальная по пластометрическим показателям и содержанию золы являются лучшими в Осиновском месторождении, (см. табл. 5), хотя значительные колебания имеют место и здесь по причинам, в большей или меньшей степени, общим для трестов Кузбассуголькомбината, о чем подробно будет сказано ниже.

Таким образом, качество товарных углей Осиновского месторождения (трест Молотовуголь) во 2-й половине 1939 года резко ухудшилось по сравнению с первой половиной года.

Судя по пластометрическим показателям, угли этого треста постепенно снижают свое качество с 1938 года. До 1938 года усадка, например, была значительно меньше и колебалась в небольших пределах

$$-2 - +8 \text{ мм.}$$

Чрезмерно высокая зольность углей шахты 9 и отчасти шахты 10 происходит между прочим, за счет пласта Кандапенского 1, который содержит около 21% золы. Смешивание пласта К₁ с другими коксующимися углями не может быть допущено без предварительного обогащения.

В 1939 году усадка углей шахты Коксовая (см. табл. 6) возросла по сравнению с 1938 годом в среднем на 4,5 мм, а пластический слой уменьшился на 1,5 мм. Резкие колебания пластометрических параметров («х» от 12 до 41, «у» от 7 до 20 мм) объясняются неравномерным участием Горелого и Лутугинского пластов (К₂) в товарной смеси углей.

Таблица 4. Шахта 4. Марка ПЖ. Пласты: Палкаштинские II, III, IV, Кандапенские I.

Показатели	Мес. год		Шахта 4. Марка ПЖ. Пласты: Палкаштинские II, III, IV, Кандапенские I.											
	1939	1940	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1. Средняя усадка	8	13	8	13	11	15	—	—	—	16	15	12	16	16
2. Колебания усадки	4—11	10—20	4—11	10—20	2—18	7—20	—	—	—	6—27	8—30	2—18	5—23	7—26
3. Средний пластич. слой	27	24	27	24	25	25	—	—	—	24	25	26	25	25
4. Колебания пластич. слоя	26—29	19—31	26—29	19—31	23—28	21—29	—	—	—	18—34	13—30	24—29	24—28	23—29
5. Средняя А ^с	8,1	10,7	8,1	10,7	8,1	8,0	12,3	11,0	10,9	10,1	9,1	8,4	9,6	9,9
6. Колебания А ^с	6,9—8,9	7,0—14,0	6,4—18,2	5,6—9,7	—	—	—	6,0—15,9	6,1—15,4	7,2—15,3	6,2—13,2	5,6—12,2	6,1—13,2	7,2—13,5
7. Средние V ^г	26,9	29,5	27,7	27,4	27,8	27,8	27,8	28,0	27,1	27,3	27,0	27,1	26,3	26,3

Таблица 5.
Комплекс шахт Центральная и Капитальная. Пласты: Кандалепский I вл и в/л; Кандалепские III, IV, V; Полкашт. II, III, IV

Показатели	Мес./год		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
	1939	1940												
1. Средняя усадка	10	4	22	9	5	5	—	11	15	11	10	11	12	8
2. Колебания усад-ки	—	—	—	—	—	—	—	—	6—22	1—24	1—24	3—18	—	—
3. Средний пла-стич. слой	26	26	—	26	30	29	—	27	25	27	27	27	26	28
4. Колебания пла-стич. слоя	20—31	19—31	26—32	19—31	26—32	24—32	—	26—28	17—30	21—33	13—32	14—31	21—31	26—31
5. Средняя А ^c	8,4	8,5	7,5	8,5	7,5	7,8	—	7,6	6,7	7,3	7,0	7,4	7,6	6,9
6. Колебания А ^c	6,7—10,7	6,5—14,3	5,8—13,4	6,5—14,3	5,8—13,4	5,7—9,9	—	4,9—13,2	3,3—11,1	5,1—10,7	5,1—10,7	5,4—13,2	5,2—10,6	5,3—9,1
7. Средние V ^f	29,3	29,1	28,5	29,1	28,5	29,5	—	29,4	29,2	29,0	28,6	29,4	29,4	29,1

Судя по пластометрическим анализам отдельных поступлений (х ~ 35, у ~ 7—8 мм) участие в смеси марки К₂ достигало 60% и более.

В ноябре и декабре 1939 года участие в добыче угля из пласта Горелого по шахте Коксовой даже в среднемесечном разрезе равнялось 31% вместо плановых 22%. Увеличение участия худших по коксуемости пластов Горелого, II Внутреннего и др. шло за счет снижения лучшего в этом смысле пласта IV Внутреннего, добыча которого была снижена до 4,6% вместо плановых 41,4. Отсюда становится понятным, почему качество товарных углей шахты Коксовой, в частности за последние два месяца 1939 г. значительно ухудшилось (пласт. слой снижался до 7—8 мм).

Отсутствие в стандартах показателя коксующихся свойств давало возможность шахте снижать зольность до стандартных норм не путем постановки, например, обогащения, закрепления почвы и кровли, а просто переводом части добычи лучших углей внутренних пластов в энергетические с заменой их более худшими в смысле коксующей способности, но зато с низкой зольностью (5—6%) углями пластов Горелого и Лутугинского (марки К₂). Этим, очевидно, и объясняется нежелание шахты вести раздельную выдачу углей марки К и К₂, несмотря на постоянные требования заводов в течение последних трех лет.

В 1938 г. товарные угли шахты 10 отличались самой малой усадкой (из углей марки К), которая за первые 11 месяцев составила в среднем 19 мм. (см. табл. 7) В 1939 г. усадка повысилась в среднем до 24 мм и с февраля 1940 г. снизилась до 20—22 мм.

Т р е с т С Т А Л И Н У Г О Л Ь. Шахта Коксовая им. Сталина. Марка К+К₂.
Пласты: внутренние I, II, III, IV, VI. Проводник IV внутр, Горелый, Лутугинский

Показатели	Мес. год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1. Средняя усадка . . .	1938	19	18	17	19	18	20	21	23	22	21	18	26
	1939	25	25	22	22	23	22	25	24	23	26	23	22
	1940	23	20	25	24	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки {	1938	14—29	13—23	12—24	14—24	14—24	11—25	14—27	14—31	14—32	14—39	13—36	14—27
	1939	21—29	16—34	16—32	13—27	18—30	18—27	20—30	18—35	17—27	22—38	16—41	17—30
	1940	18—35	17—30	15—32	19—30	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой . . .	1938	14	14	14	13	13	12	13	12	12	13	13	13
	1939	11	12	11	12	12	11	11	12	12	12	11	11
	1940	12	12	12	12	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя . . .	1938	10—17	11—19	11—20	10—18	10—18	9—18	11—18	8—15	10—15	10—19	10—18	10—18
	1939	—	9—16	8—16	10—17	9—16	10—16	7—16	8—16	10—15	8—14	8—16	7—14
	1940	8—16	9—15	10—16	9—16	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	—	9,4	9,7	10,0	10,6	9,6	9,8	9,3	10,1	9,3	9,0
	1939	9,9	10,6	10,3	10,5	11,2	10,4	9,7	10,1	10,0	9,8	9,7	10,6
	1940	10,1	10,1	10,1	9,8	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	—	6,3—11,3	8,4—11,7	7,6—12,8	8,7—13,2	8,7—11,9	7,8—12,0	7,5—12,8	7,6—14,1	7,7—11,3	6,2—12,9
	1939	7,3—12,3	8,2—12,5	7,7—14,5	6,2—12,5	8,4—13,8	7,6—18,6	6,1—12,4	8,0—13,4	8,12—1,1	6,5—12,1	8,8—12,2	9,2—12,1
	1940	8,3—11,7	8,2—16,2	7,7—12,4	7,8—11,3	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V	1938	—	—	21,3	21,0	20,8	21,5	20,8	20,0	20,0	20,4	19,8	19,4
	1939	21,3	22,0	21,1	20,8	21,3	22,2	20,6	21,4	21,1	20,9	20,9	20,5
	1940	21,2	20,9	21,6	20,3	—	—	—	—	—	—	—	—

ПРИМЕЧАНИЕ: В ноябре и декабре 1939 г. пластметрические показатели в действительности были хуже, чем показаны, так как часть графиков с плохими параметрами, посланные на шахты, не вошла в средний подсчет.

Таблица 7.

Шахта 10 им. Молотова. Марка К. Пласты: Внутренние II, III, IV, VI. Проводник IV внутрен.

Показатели	Мес.	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
	год												
1. Средняя усадка . . .	1938	20	20	16	20	17	19	20	21	19	18	18	25
	1939	28	21	21	25	26	24	24	23	23	27	25	22
	1940	24	22	20	22	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки	1938	12—33	15—32	12—27	14—31	13—22	13—27	14—29	14—28	10—26	10—26	11—30	14—35
	1939	22—33	16—29	13—30	17—30	15—35	19—28	21—33	16—32	18—30	22—36	20—32	18—33
	1940	18—30	18—28	13—26	17—33	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой . . .	1938	15	17	18	18	18	17	18	17	17	17	17	17
	1939	16	16	16	16	15	17	15	16	15	15	15	16
	1940	17	16	15	16	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя . . .	1938	12—18	14—20	16—22	16—21	14—22	10—19	17—21	14—18	13—22	11—22	14—23	14—22
	1939	14—18	13—18	11—19	13—18	13—18	16—18	13—18	13—20	12—18	13—18	11—18	14—18
	1940	13—18	13—18	13—18	11—21	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	—	7,8	9,0	9,6	9,6	10,5	10,0	9,6	9,1	8,3	8,5
	1939	8,4	8,9	8,9	9,3	9,9	8,7	9,1	9,2	9,4	9,3	9,8	9,7
	1940	10,5	10,2	10,3	10,8	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	—	6,4—10,0	7,6—10,3	6,1—14,7	8,4—13,6	8,6—14,3	8,4—11,3	6,4—11,9	7,2—11,6	5,8—12,3	6,3—17,0
	1939	6,3—11,8	6,9—9,7	7,2—11,1	7,6—12,9	7,3—13,4	6,2—13,1	6,8—11,8	7,8—10,5	7,3—12,0	7,7—10,0	7,1—10,2	7,3—14,4
	1940	8,7—17,9	8,3—14,3	8,2—12,3	8,6—13,3	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^{tr}	1938	—	—	23,4	23,9	23,6	23,0	23,3	21,8	23,5	23,0	22,8	23,9
	1939	23,4	24,5	24,0	23,6	23,6	23,3	23,3	23,4	22,8	23,6	22,0	22,9
	1940	23,6	23,7	23,5	23,4	—	—	—	—	—	—	—	—

Пластический слой составлял в среднем 17 мм, в 1939 г. 15,6 мм, за первый квартал 1940 г. 16 мм. Содержание золы постепенно возрастает и в первом квартале 1940 года уже превышает 10%.

Таким образом и здесь заметно ухудшение качества товарных углей, хотя по коксующимся свойствам угли шахты им. Молотова и теперь еще остаются самыми лучшими в Кузбассе.

Качественное ухудшение этих углей отчасти объясняется выделением в 1939 году всей добычи лучшего IV Внутреннего пласта для других целей.

Угли шахты 3—3 бис (см. табл. 8) отличаются наличием низкого пластического слоя, среднемесячное значение которого в последнее время не превышает 9—10 мм. Среднее содержание золы установилось на уровне 10% и выше вместо 9,7% за 1937 г. Как показывают пластометрические параметры и практика коксования, угли этой шахты аналогичны марке ПС (ш. 4 Киселевского месторождения) поэтому их еще в 1939 году следовало перемаркировать.

До августа 1938 г. средняя усадка углей шахты 5—6 (см. табл. 9), составляет 21 мм. За следующий период до октября 1939 г. она возросла до 26—27 мм, а в последнем квартале 1939 г. и январе 1940 г. повысилась до 31 мм. В отдельных партиях усадка доходила до 39 мм.

Пластический слой с 16—17 мм, постепенно понижался до 12—13 мм (декабрь 1939 — январь 1940). Многие маршруты этой шахтомарки особенно за зимние месяцы 1939—40 г. по пластометрическому анализам (X~35—39, У~9—10 мм) не могли считаться даже маркой K₂ хотя на завод они поступали под маркой К. Общее ухудшение товарных углей

этой шахтомарки в последнем квартале 1939 г. и январе 1940 г. отчасти объясняется резким сокращением добычи в этот период лучших углей из пластов (IV и VI Внутр). Содержание золы, кстати сказать, повышающееся из года в год (в 1937 г. было 8,5%) и достигшее в зимний сезон 1939—40 гг. в среднем 11—12% до сих пор не снизилось, причем в отдельных партиях оно достигает 15%.

Угли шахты Зиминка (см. табл. 10) отличаются высокой усадкой для марки К. Характерно для нее также резкое колебание этого параметра, хотя среднемесячные данные в течение последнего года почти не изменились и установились на пределе примерно 27—30 мм. По сравнению с 1938 годом пластический слой снизился в среднем на 2 мм. По величине пластического слоя и особенно по количеству летучих эти угли из всех шахтомарок К Прокопьевского месторождения следует считать самыми жирными. Это подтверждается между прочим и данными опытного коксования.

За период декабрь 1938 г. — январь 1940 г. усадка углей шахты 9 (см. табл. 11) резко увеличилась и составляет в среднем 30 мм вместо 23,5 мм за 11 месяцев 1938 г. С февраля 1940 года замечается некоторое улучшение этого показателя. Пластический слой с декабря 1938 г. уменьшился на 1—2 мм.

Из всех шахт Прокопьевского месторождения, добывающих угли марки К, шахта 9 разрабатывает наиболее нарушенное поле. Этим отчасти объясняется резкое колебание пластометрических параметров и зольность ее углей. По коксующимся свойствам угли шахты 9 близки к углям шахты 5—6, по крайней мере, в настоящее время.

Шахта 3—3 бис. Марка К. Пласты: Внутренние I, II, III, IV; IV внутренний бис.

Таблица 8.

Показатели	Мес. год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1. Средняя усадка	1938	16	18	19	17	21	19	20	19	24	22	20	21
	1939	24	20	19	22	23	20	25	25	23	21	27	25
	1940	21	20	22	24	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки	1938	13—19	16—20	14—26	13—24	16—28	17—22	16—28	15—26	20—28	15—28	13—33	15—29
	1939	15—36	12—31	13—34	15—28	17—28	11—27	18—30	19—33	19—32	16—32	26—40	21—35
	1940	17—33	17—23	19—30	17—31	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой	1938	11	11	12	12	12	12	12	11	10	11	11	12
	1939	12	11	9	9	10	10	10	11	10	10	9	10
	1940	9	10	10	11	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя	1938	7—13	8—13	9—13	11—16	10—14	9—19	10—16	9—15	7—12	9—13	9—19	9—19
	1939	9—18	9—19	7—12	8—12	9—19	7—11	8—15	9—17	8—18	10—12	7—12	8—10
	1940	6—16	9—10	9—12	8—18	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	9,6	9,8	9,9	10,2	10,2	9,4	9,3	10,1	10,5	8,7	9,4
	1939	8,7	8,9	10,1	10,5	10,3	9,1	9,1	10,0	11,3	10,6	10,5	10,2
	1940	10,0	10,3	10,0	9,8	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	8,5—11,2	7,3—11,3	7,8—12,3	9,0—13,6	8,5—14,9	8,5—11,5	8,1—11,6	8,2—12,4	8,7—14,7	5,6—12,6	6,1—13,4
	1939	7,0—10,6	7,6—12,2	7,3—11,8	7,0—15,4	6,4—13,8	6,2—12,5	5,7—16,4	7,4—13,6	9,5—14,9	8,9—13,7	9,3—13,0	8,6—11,5
	1940	8,1—13,0	9,3—11,9	8,0—12,3	7,0—14,8	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^r	1938	—	18,0	19,7	21,3	19,5	19,8	19,6	18,5	19,2	17,2	19,8	19,1
	1939	19,8	19,6	19,9	19,2	19,2	19,8	18,5	20,2	18,9	19,5	18,2	19,1
	1940	19,0	19,6	20,5	19,2	—	—	—	—	—	—	—	—

№ 2

Товарные угли для коксования, составы шихт и качество кокса КМЗ

11

Трест Прокопьевскуголь. Шахта 5-6 им. Ворошилова. Пласты: Внутренние I, II, III, IV, VI.

Таблица 9.

Показ. телн	Мес год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1. Средняя усалка	1938	21	21	19	21	21	22	20	25	26	25	22	33
	1939	28	26	25	27	26	28	26	25	26	31	28	31
	1940	31	29	28	28	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки	1938	13-34	14-29	11-27	14-28	13-27	15-28	13-30	20-32	21-30	17-36	18-27	19-41
	1939	23-37	17-34	21-35	19-34	20-36	18-37	15-36	18-35	19-35	23-37	23-29	23-39
	1940	24-37	27-32	24-4	22-33	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой	1938	17	16	16	16	17	17	17	15	16	16	16	16
	1939	16	15	15	14	14	14	15	15	16	14	15	13
	1940	12	15	13	15	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя	1938	13-20	10-18	14-9	14-20	13-20	15-19	13-19	11-17	14-19	11-20	15-19	11-20
	1939	12-18	10-19	12-20	10-17	11-16	9-17	10-18	11-18	13-20	12-18	12-17	9-17
	1940	10-17	12-18	12-16	13-17	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A	1938	—	—	8,9	9,5	10,0	8,3	9,1	9,9	11,1	8,9	8,5	10,4
	1939	10,3	10,4	10,8	9,7	9,1	9,3	10,0	10,1	10,4	10,9	12,0	10,9
	1940	11,5	11,1	10,3	10,3	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A	1938	—	—	7,0-11,5	7,1-11,9	9,2-11,7	6,9-10,5	5,2-12,0	8,5-11,8	10,3-12,0	5,6-15,2	6,9-10,0	5,8-17,0
	1939	7,3-15,4	6,8-13,0	6,2-16,1	7,8-13,3	6,2-12,9	5,7-12,1	7,1-13,5	7,6-13,1	8,6-12,3	7,6-12,7	6,2-14,5	9,5-14,1
	1940	7,9-15,5	9,5-13,6	7,5-13,1	8,4-12,2	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V _T	1938	—	—	24,7	24,4	25,1	23,7	23,3	24,1	24,4	23,3	24,6	25,6
	1939	23,3	25,4	25,6	25,7	25,0	25,2	25,4	25,0	24,0	24,9	22,7	24,3
	1940	24,6	24,9	25,2	25,2	—	—	—	—	—	—	—	—

Шахта Зиминка. Марка К. Пласты: Внутренние I, III, IV, V, VI.

Таблица 10.

Показатели	Мес. год	I	II	III	IV	V	VI	VI!	VIII	IX	X	XI	XII
		1. Средняя усадка . . .	1938 — 1939 33 1940 28	— 33 28	— 25 30	— 27 29	30 28 26	27 36 —	— 28 —	22 31 —	26 28 —	26 28 —	22 30 —
2. Колебания усадки {	1938 — 1939 29—43 1940 24—33	— 29—43 24—33	— 18—35 27—33	— 20—41 25—33	27—34 24—35 20—30	23—30 31—41 —	— 21—36 —	19—25 21—40 —	22—30 20—42 —	23—29 22—34 —	16—27 24—39 —	16—35 20—39 —	25—41 22—32 —
3. Средний пластич. слой . . .	1938 — 1939 17 1940 16	— 17 16	— 16 15	— 14 16	19 16 19	16 13 —	— 16 —	17 15 —	18 16 —	18 17 —	18 14 —	19 15 —	18 15 —
4. Колебания пластич. слоя . . .	1938 — 1939 14—19 1940 10—18	— 14—19 10—18	— 14—21 13—17	— 13—18 15—18	18—20 14—18 17—22	14—18 9—17 —	— 11—19 —	16—19 10—19 —	18—27 14—18 —	16—20 14—19 —	11—24 9—18 —	10—25 10—18 —	13—21 11—17 —
5. Средняя A ^c {	1938 — 1939 7,5 1940 8,6	— 7,5 8,6	— 8,7 9,6	— 9,2 9,8	9,4 10,0 8,8	— 9,8 —	— 9,5 —	10,1 10,2 —	9,3 10,0 —	10,4 9,4 —	8,5 8,8 —	— 8,7 —	8,2 9,4 —
6. Колебания A ^c	1938 — 1939 4,1—9,6 1940 8,2—13,0	— 4,1—9,6 8,2—13,0	— 6,7—11,5 5,5—11,4	— 6,2—10,9 7,1—14,7	8,8—10,2 7,1—13,5 6,8—11,8	— 7,2—13,0 —	— 6,6—12,3 —	8,7—11,8 5,3—13,2 —	8,8—11,1 4,2—14,7 —	7,9—13,0 6,9—11,9 —	6,0—13,5 5,9—12,2 —	— 6,4—13,1 —	6,1—12,7 7,9—10,9 —
7. Средние V ^f {	1938 — 1939 28,0 1940 27,3	— 28,0 27,3	— 29,4 27,6	— 28,2 29,0	26,3 28,1 29,4	— 28,4 —	— 28,0 —	27,6 28,2 —	27,9 28,0 —	25,1 27,4 —	26,7 27,3 —	— 29,1 —	25,0 27,6 —

Таблица 11.

Шахта 9 им. Кагановича. Марка К. Пласты: Внутренние I и VI.

Показатели	Мес. год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
		1. Средняя усадка . . .	1938 24 1939 32 1940 32	23 26 27	18 25 26	22 30 28	21 26 —	22 30 —	25 30 —	25 28 —	24 26 —	27 27 —	26 30 —
2. Колебания усадки	1938 14—30 1939 27—42 1940 29—31	18—35 16—38 26—30	13—27 19—33 23—32	15—28 21—40 18—38	16—26 16—38 —	15—28 26—36 —	19—29 25—35 —	16—36 22—37 —	20—30 20—32 —	18—36 21—39 —	16—41 20—33 —	25—41 18—33 —	
3. Средний пластич. слой . . .	1938 17 1939 14 1940 15	17 15 14	16 16 14	15 15 14	16 15 —	16 15 —	17 14 —	16 15 —	17 15 —	16 16 —	16 15 —	14 14 —	
4. Колебания пластич. слоя . . .	1938 15—19 1939 12—16 1940 13—17	15—18 12—19 —	12—20 7—19 10—17	12—18 10—17 11—16	15—18 12—18 —	14—18 14—18 —	15—20 12—17 —	13—18 9—17 —	14—20 13—18 —	13—22 9—19 —	12—19 12—17 —	11—17 10—17 —	
5. Средняя A ^c	1938 — 1939 10,3 1940 11,3	— 11,2 10,8	8,0 12,7 10,9	9,4 11,3 11,0	10,6 11,4 —	11,8 10,7 —	12,1 10,1 —	11,9 10,9 —	11,0 10,7 —	10,1 9,9 —	11,2 12,8 —	11,3 10,8 —	
6. Колебания A ^c	1938 — 1939 7,4—17,0 1940 8,5—13,0	— 9,8—13,8 8,4—13,0	6,2—11,8 9,7—17,0 6,2—13,9	8,1—12,8 8,0—14,2 6,1—14,5	9,4—13,0 8,9—14,3 —	9,8—14,5 7,0—15,5 —	9,8—14,0 7,1—12,0 —	9,7—14,8 7,6—14,0 —	9,2—12,9 8,5—13,6 —	4,9—12,9 6,2—12,5 —	6,6—18,1 6,6—14,8 —	9,2—15,1 8,4—12,3 —	
7. Средние V _r	1938 — 1939 25,7 1940 25,3	— 26,2 25,0	27,5 26,6 25,7	22,3 25,9 25,2	25,8 25,7 —	25,2 26,0 —	24,8 25,1 —	23,7 25,8 —	25,5 24,8 —	23,9 25,2 —	24,9 26,3 —	24,5 25,2 —	

Угли шахты № 7 обладают высокой и непостоянной усадкой (см. табл. 12). Пластический слой также непостоянен, иногда снижается до 10—11 мм. Среднемесячное значение с февраля 1939 г. установилось в пределах 12—15 мм и в общем на 1,5—2 мм ниже чем в 1938 г.

Содержание золы в 1939—40 гг. увеличилось примерно на 1 проц. По количеству летучих и по коксующимся свойствам угли шахты 7 (при наличии пласт. слоя 14—17 мм) близки к ш. Зиминка и могут составить на заводе одну шахтогруппу. Характеристика углей Прокопьевского месторождения (K_2) и углей Киселевского месторождения приведена в табл. № 13, 14 и 15 см. в конце статьи.

Ухудшение качества коксующихся углей и его причины.

Выше мы показали, что качество товарных коксующихся углей чрезвычайно непостоянно почти по всем шахтомаркам.

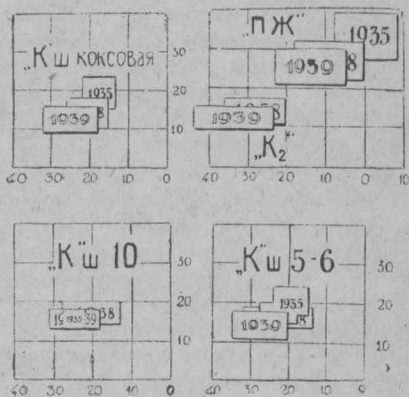
Сравнивая средмесячные данные пластометрических параметров, мы установили кроме того, что по многим шахтомаркам (шахта 5—6 им. Ворошилова, Зиминка, шахта 9 им. Кагановича, шахта 7 им. Калинина, Коксовая шахты им. Молотова, ПЖ и K_2) усадка стала повышаться, а пластический слой понижаться уже с декабря 1938 г. и с начала 1939 г. С июня—июля 1939 г. очень сильно ухудшились параметры маг. ПЖ, отчасти углей шахты 3—3 бис и некоторые K_2 , в декабре 1939 г. дополнительно еще шахта 5—6 и др. Такое ухудшение пластометрических параметров наблюдается до января—февраля 1940 года.

Интересен тот факт, что измене-

ние пластометрических параметров имеет место в течение ряда лет.

На фигуре 1 помечены области, занимаемые углями в 1935, 1938 и 1939 гг. (данные за 1935 г. взяты с диаграммы из архива К. Х. О.). Они показывают, что области, занимаемые коксующимися шахтомарками, из года в год перемещались на диаграмме Сапожникова влево и вниз. Кроме того сами по себе области шахтомарок постепенно растягивались, т. е. становились как бы более размытыми*). Пластометриче-

Фигура 1.



ские показатели углей в 1939 г. были хуже, чем в 1938 и в 1935 году.

Изменение пластометрических показателей говорит за изменение коксующихся свойств углей. Действительно параллельно изменению пластометрических показателей, шихтовщики вынуждены были изменять состав шихты с тем, чтобы вернуть шихте прежние свойства, т. е. двигать ее на диаграмме Сапожникова вправо и вверх, в направлении обратном движению вызванному ухудшением качества углей. Это в известной мере удавалось за счет уве-

*) При выполнении диаграмм крайние точки, если число их не превышало 5 проц. отбрасывались.

личения процентного содержания в шихте малоусадочных ПЖ. В 1933—34 гг. содержание этой марки в шихтах колебалось в пределах 28—32%, в 1938 г. увеличилось до 35% и в 1939 г. даже до 38—40%. Практика работы на заводе показывает, что несвоевременная корректировка состава шихт в зависимости от изменения качества компонентов приводила к получению недоброкачественного, мусористого кока.

Следовательно, пластометрические показатели правильно и своевременно сигнализировали об ухудшении качества товарных углей, но этим показателям в начале II половины 1939 г. не придавалось того значения, которое они имели в предыдущие годы, а на шахтах пластометрические лаборатории и вовсе оказались закрытыми (трест Молотов-уголь, Сталинуголь, Прокопьевск-уголь).

Другие методы, например Лысенко и Геблер, также не применялись; контроль коксующихся свойств углей на шахтах таким образом совершенно отсутствовал.

В результате такого положения товарные угли, поступавшие на коксование, часто оказывались низкого качества.

На шахтах представители завода установили, что изменение коксующихся свойств товарных углей Кузбасса произошло по нескольким причинам:

1. До 1938—1939 гг. в Кузбассе разрабатывались лучшие угли преимущественно пластов IV и VI внутренних; разработка велась хищнической камерной системой, при которой до 45 и более процентов угля оставалось не вынутым.

После перехода в 1938—39 гг. на другие системы выработок (диагональные слои, наклонные слои и проч.) кроме IV и VI внутр. стали разрабатываться и другие менее

мощные пласты (например проводник IV вн., Подлутугинский и др.), а участки I, II и III внутренних в добыче относительно возросло. Качество углей этих пластов несколько ниже, чем IV и VI внутр.

2. В 1939 году по некоторым шахтам выработка шла в замковой и нарушенной части пластов (ш. 5—6, 7-я, 9-я треста Прокопьевскуголь).

3. Однако судя по тому, что в первой половине 1939 г. качество углей было в общем еще удовлетворительным, основную причину резкого ухудшения товарных углей во II половине 1939 г. и особенно в зимние месяцы следует видеть в том, что шахты прекратили борьбу за качество коксующихся углей. Качественный показатель в Кузбассе совершенно выпал из системы, служащей для оценки работы шахт, в которой остались только 4 показателя: добыча, себестоимость, подготовительные работы и циклование.

Еще в ноябре 1939 года представители завода установили следующее:

1. Установление окисленных зон в шахтах производится только по спекаемости (которая, кстати сказать, совершенно не определяет коксующихся свойств углей), да и то несвоеременно, а ранее установленные зоны не проверяются и не выдерживаются.

2. Наблюдаются массовые случаи смешивания энергетических углей с коксующимися, как в забоях, так и на поверхности.

3. При продолжительном хранении на поверхности (до 6 месяцев) коксующиеся угли подвергаются окислению и нагреванию до 70—90°, а иногда даже до воспламенения. При этом степень изменения коксующихся свойств углей никем не контролируется и они с пониженными коксующимися свойствами отправляются на коксование.

Проведенные заводом анализы показали, что нагревавшиеся до 69° угли Осинового месторождения дали повышенную усадку (17 мм) и заниженный пластический слой (18 мм). Характер кривой из горбообразной изменился на зигзагообразный. Угли шахты Коксовой, нагревавшиеся до 89° , дали повышенную усадку (32 мм) и заниженный пластический слой (9 мм).

4. Плановое соотношение пластов в добыче не выдерживается и изменяется в самых широких пределах, причем лучший IV внутренний пласт заменяется нижними внутренними пластами или даже Горелым. Подобные резкие изменения участка пластов в добыче производятся без уведомления о том потребителя.

5. Затяжка кровли и почвы несвоевременная или вовсе отсутствует — часть породы уходит в уголь.

6. Обогащение поставлено неудовлетворительно; отпущенные для этого средства в 1939 году не использованы и, даже более того, готовый пневматический стол в тресте Прокопьевскуголь в течение года не устанавливается.

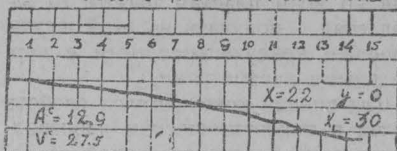
К этому можно было бы добавить еще целый ряд ненормальностей, как например неукомплектованность штата породотборщиков, использование их на других видах работы, отсутствие стимула в системе зарплаты работникам по качеству и т. д.

При условии устранения указанных выше ненормальностей коксохимические заводы вполне могли бы получать высококачественное сырье.

Лабораторией нашего завода были проведены пластометрические анализы для установления зон окисления по шахте 10 треста Молотовуголь. В результате оказалось, что вместе с коксующимися углями выдавались энергетические угли.

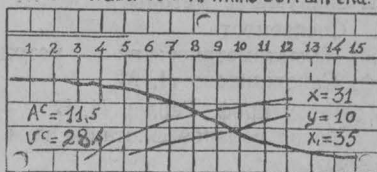
Из фигур 2, 3, 4, 5 видно, например, что по пласту Елбанскому

Плава 10 м. ниже обр. штрека



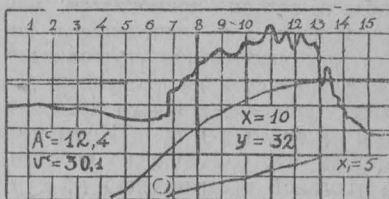
Фиг. 2.

Плава 20 м. ниже обр. штрека.



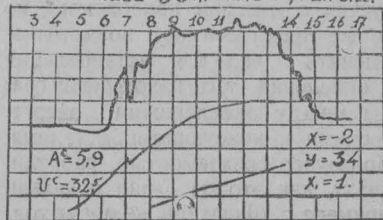
Фиг. 3.

Плава 30 м. ниже обр. штрека.



Фиг. 4.

Плава 50 м. ниже обр. штрека.



Фиг. 5.

7 (4 участок 18 кв. южное крыло) до 30 м. по падению от обрезного штрека угли являются энергетическими и только ниже 30 м — коксующимися. Между тем они выдавались совместно. Примерно такая же картина и по другим пластам.

1953 ГБУз ССР
12009

Невельская областная
научная библиотека
Книжный учетный фонд
№ 069665

После установления зон окисления по всем пластам шахты 10 завод стал получать из этой шахты хорошие коксующиеся угли с нормальными параметрами.

Для оценки коксующихся свойств углей в коксохимическом производстве давно чувствуется крайняя необходимость иметь унифицированный метод. В настоящее время известны следующие методы:

1. Спекаемость.
2. Пластометрический метод проф. Сапожникова Л. М.
3. Метод проф. Геблер И. В.
4. Метод соляной флотации инж. Лысенко.

Метод спекаемости, являющийся простым и быстрым, не требующий специального оборудования, имеет большое распространение на шахтах Кузбасса, где он применяется при установлении зон окисления и вообще для определения пригодности угля для коксования в случаях, например, продолжительного хранения углей на складах и т. п. Интересно отметить, что большинство работников угольной промышленности Кузбасса признают непригодность этого метода для определения коксующейся способности (что вполне согласуется с мнением коксовиков), но в то же время считают возможным применять его для установления зон окисления, т. е. нахождения границы между окисленными, энергетическими и коксующимися углями.

Пользуясь спекаемостью, работники шахт, как это мы выше показали на примере с 10 шахтой, не могут точно установить границу окисления, и в результате этого энергетические угли часто смешиваются с коксующимися.

Точно также нельзя установить этим методом и пригодности коксующихся углей после продолжительного хранения их на складах. После

5-ти месячного хранения в штабеле Осиновские угли 4-й шахты, нагретые до 89° , по спекаемости дали королек № 3, что означало пригодность их для коксования. Пластометрический анализ показал усадку в этих углях 16 мм, а пластический слой 18 мм; характер кривой из обычной горбообразной изменился на зигзагообразную. Стало быть коксующиеся свойства здесь явно изменились.

Это подтверждается, между прочим и тем, что прибытие на завод больших партий углей, хранящихся продолжительное время на складах всегда приводило к ухудшению качества кокса.

Следовательно спекаемость не определяет коксующихся свойств, поэтому она для оценки качества коксующихся углей не должна больше применяться.

Метод Сапожникова. Пластометрический метод проф. Сапожникова имеет наиболее широкое применение на коксохимических заводах.

Несмотря на существенные недостатки, как например, продолжительность анализа дороговизна его, а главное недоработанность для надежного применения при шихтовке, этот метод, без сомнения, дает возможность производить сравнительную оценку коксующихся свойств углей.

По нашему мнению до разработки и проверки новых наиболее совершенных показателей, пластометрические параметры необходимо ввести в стандарты. Закрытие же пластометрических лабораторий на шахтах, кстати сказать, основанное на слухах, что будто бы сам Сапожников отказался от своих параметров, следует считать преждевременным и вредным.

Метод проф. Геблер в настоящее время находится еще в стадии

проверки в промышленных условиях. Но уже сейчас можно сказать, на основе полученных нами данных, что этот метод заслуживает серьезного внимания. Простота оборудования и быстрота анализа (10 мин.) позволяют использовать его в качестве экспрессного. Трудность получения специальных сталей для изготовления стаканчиков задерживает проверку и внедрение метода.

Метод инж. Лысенко. В условиях Кузбасса этот метод еще совершенно не проверен, но судя по литературным данным, он является многообещающим. К сожалению, инженер Лысенко, подвергая резкой критике другие методы, не заботится о внедрении своего, по крайней мере, в Сибири.

ВЫВОДЫ.

1. Пластометрические параметры товарных углей, поступавших на коксование за период 1935—1939 гг. сильно изменились.

Изменение пластометрических показателей шло по линии увеличения усадки и уменьшения пластического слоя.

В результате этого области, занимаемые отдельными шахтомарками в 1935 году в течение ряда последующих лет сдвигались на диаграмме Сапожникова влево и вниз.

В 1939 году качество поступавших на коксование углей в общем постепенно ухудшалось, а в третьем и особенно в четвертом квартале стало исключительно неблагоприятным.

В феврале—марте 1940 года качество углей, в результате принятых заводом мер, начинает постепенно улучшаться.

2. В целях обеспечения заводов доброкачественным сырьем для коксования необходимо в ближайшее

же время ввести в стандарты показатели коксующихся свойств углей. Такими показателями пока могут являться параметры пластометрического метода Сапожникова.

3. Существующая маркировка коксующихся углей Кузбасса устарела и требует пересмотра.

Состав шихт.

Как видно из описания товарных углей, завод использует в шихте около 19 шахтомарок. Если учесть, что угли каждой шахтомарки качественно меняются, и на завод поступают неравномерно, и что для шихтовки еще нет достаточно надежного и быстрого метода, то станет ясным вся сложность точного ведения технологии шихтовки. Из-за отсутствия или избытка угля какой-нибудь шахтомарки, а иногда и по причине резкого ухудшения качества кокса, практиковались частые перешихтовки. При этом, подчас, нельзя было определить которая из шихт соответствует полученному коксу.

Существенным улучшением в принципах шихтовки явился решительный отказ от частых (до нескольких раз в смену) перешихтовок.

С ноября 1939 г. были приняты все меры, чтобы шихты по возможности выдерживались более или менее длительный период. Опыт показал, что простой при этом не возросли и заданные шихты удавалось выдерживать по несколько суток. При такой работе стало значительно легче выявлять все качественные преимущества и недостатки каждой шихты.

Большой интерес представляет зависимость между составом шихт, качеством кокса и ходом доменных печей. Разрешение этого вопроса, в силу его обширности выделено в

Марка ПЖ

Таблица 17 *).

Название шахт	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1 9 3 8 г о д												
Центр. и Капит.	44,8	46,2	48,7	50,3	48,6	47,0	34,3	33,4	38,3	37,2	52,0	58,0
Шахта 4	12,0	7,0	5,6	7,2	7,5	4,2	12,7	13,6	12,1	17,4	13,5	8,9
” 9	16,4	14,1	13,7	11,1	14,3	19,5	26,2	27,4	28,7	24,4	14,0	11,7
” 10	26,8	22,7	32,0	31,4	29,6	29,3	26,8	25,6	20,9	21,0	20,5	21,3
1 9 3 9 г о д												
Центр. и Капит.	55,4	58,0	52,5	59,3	59,2	54,6	47,4	50,9	49,8	47,4	47,7	48,4
Шахта 4	14,0	9,9	12,2	11,0	7,7	13,6	17,3	15,2	17,3	18,0	12,0	11,7
” 9	13,3	13,0	13,7	12,3	14,4	11,1	11,9	12,5	10,8	10,5	13,1	15,1
” 10	17,3	19,1	21,6	17,4	18,7	20,7	23,4	21,4	22,1	24,1	27,2	24,8
Σ ш. 9 и 10	30,6	32,1	35,3	29,7	33,1	31,8	35,3	33,9	32,9	34,6	40,3	39,9
1 9 4 0 г о д												
Центр. и Капит.	45,5	43,9	49,5	54,6	—	—	—	—	—	—	—	—
Шахта 4	11,1	11,4	12,9	12,9	—	—	—	—	—	—	—	—
” 9	14,7	15,5	11,3	3,1	—	—	—	—	—	—	—	—
” 10	28,7	29,2	26,3	29,4	—	—	—	—	—	—	—	—
Σ ш. 9 и 10	43,4	44,7	37,6	32,5	—	—	—	—	—	—	—	—

Марка К

Таблица 18.

Название шахт	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1 9 3 8 г о д												
Коксовая	38,6	37,4	41,8	42,0	41,2	30,0	19,6	25,7	15,6	14,5	17,6	23,2
Им. Молотова	8,3	9,0	9,3	10,9	13,3	16,2	16,5	12,9	9,9	21,1	35,0	18,2
1-2 Киселевка	16,2	15,7	13,7	17,5	15,8	17,2	19,0	18,5	16,9	13,9	12,3	15,0
Им. Ворошилова	17,2	24,4	15,5	18,5	21,0	10,6	13,1	9,0	15,6	12,2	7,4	12,8
Им. Калинина	1,7	0,4	1,1	—	0,4	1,4	3,2	2,3	4,0	3,5	2,0	5,4
Им. Кагановича	12,2	9,2	5,8	6,1	3,3	17,9	16,8	15,1	18,8	17,0	8,8	9,8
3—3 бис	5,8	3,9	6,8	4,6	3,9	5,6	5,4	9,4	8,7	6,8	6,3	4,8
Зиминка	—	—	—	0,4	1,1	1,1	6,4	7,0	10,5	11,0	10,6	10,8
1 9 3 9 г о д												
Коксовая	16,5	21,1	19,6	21,4	25,1	26,2	21,6	19,5	24,5	24,8	34,6	33,3
Им. Молотова	16,2	19,0	14,1	12,5	18,1	14,5	15,3	22,8	24,4	23,8	19,5	17,9
1-2 Киселевка	13,1	13,4	13,4	13,6	21,8	19,4	13,4	8,7	1,3	—	—	1,2
Им. Ворошилова	25,0	18,4	21,4	25,5	15,7	12,3	19,3	19,2	11,2	20,6	16,5	1,3
Им. Калинина	9,3	4,8	5,3	5,7	3,3	4,2	4,1	1,2	3,9	4,2	4,5	4,9
Им. Кагановича	10,5	12,8	15,0	9,6	7,2	10,5	11,4	13,1	17,5	13,2	10,7	11,4
3—3 бис	3,2	3,6	3,7	4,4	4,5	6,0	7,8	6,4	5,4	4,7	4,3	5,9
Зиминка	6,2	6,9	7,5	7,3	4,3	6,9	7,1	9,1	11,8	8,7	9,9	10,1
1 9 4 0 г о д												
Коксовая	35,0	44,5	41,4	38,0	—	—	—	—	—	—	—	—
Им. Молотова	16,5	15,7	20,5	27,8	—	—	—	—	—	—	—	—
1-2 Киселевка	1,9	1,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Им. Ворошилова	12,4	10,4	7,6	5,7	—	—	—	—	—	—	—	—
Им. Калинина	6,9	4,5	6,4	4,2	—	—	—	—	—	—	—	—
Им. Кагановича	6,9	4,1	5,1	2,7	—	—	—	—	—	—	—	—
3—3 бис	7,7	6,3	7,6	8,9	—	—	—	—	—	—	—	—
Зиминка	12,7	12,7	11,4	12,7	—	—	—	—	—	—	—	—

*) Таблицы №№ 17, 18 и 19 составлены инж. Ивлевым.

Характеристика шихт.

Таблица 20.

Показатели	м-ц год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1. Средняя усадка	1938	20	19	18	19	19	20	21	24	24	21	18	24
	1939	24	22	21	21	22	20	21	20	23	22	22	23
	1940	24	24	24	24	25	22	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки	1938	16—27	12—26	13—25	14—24	15—30	14—26	16—30	17—35	17—35	15—31	12—25	16—32
	1939	19—29	18—30	15—28	18—29	18—30	15—29	17—28	18—28	17—30	—	16—29	17—31
	1940	18—30	16—28	18—31	15—31	16—32	17—31	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластическ. Слой	1938	17	18	18	18	18	18	18	18	18	18	20	19
	1939	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18
	1940	17	17	18	18	18	18	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластическ. слоя	1938	15—21	13—21	16—22	14—20	16—20	17—20	16—21	17—20	17—20	16—24	16—23	17—22
	1939	15—22	12—22	16—21	16—20	16—22	13—24	15—20	16—20	17—20	16—20	16—20	16—20
	1940	16—20	16—19	16—21	16—20	16—21	17—21	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	9,5	9,7	9,4	9,8	10,1	10,6	10,5	11,0	10,8	9,9	8,9	9,0
	1939	9,6	9,9	10,3	10,0	9,8	10,0	9,7	9,5	9,5	9,5	9,7	9,6
	1940	9,8	9,5	9,5	9,6	9,6	9,3	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	8,3—10,9	8,1—11,4	8,1—11,1	8,7—11,3	8,9—11,4	8,9—11,8	9,3—12,0	9,6—12,6	9,4—12,4	7,6—12,1	7,7—10,1	8,4—10,8
	1939	8,9—10,8	8,5—10,6	9,5—10,9	9,4—12,6	8,4—11,6	8,4—11,2	8,7—11,2	8,5—11,2	8,5—10,7	8,6—10,4	8,2—10,8	8,0—11,0
	1940	8,6—11,2	8,5—11,4	7,8—10,8	8,3—10,8	8,5—10,9	7,3—10,4	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^t	1938	—	—	24,6	24,8	24,9	25,4	24,9	24,3	25,2	25,2	25,2	24,9
	1939	26,4	26,8	26,5	25,7	25,1	25,1	25,9	25,6	25,4	25,0	25,1	25,2
	1940	24,9	25,3	25,5	25,1	25,2	—	—	—	—	—	—	—

стенков с коксовой стороны резко понизились. При одинаковом периоде коксования в декабре 1939 г. и июне 1938 г. средние температуры в декабре составляли 1371° , а в июне 1390° . В январе 1940 г. температура простенков коксовой стороны понизилась до 1359° ; при таком же периоде коксования (14^{05} час) в сентябре 1938 г. она была на 33° выше. Примерно такое положение наблюдалось и в феврале 1940 г.

В результате понижения температур простенков с коксовой стороны температурный интервал между коксовой и машинной сторонами в этот период резко сократился, доходя часто до 35° вместо нормальных для наших печей 70° .

Нарушение нормального соотношения температур между машинной и коксовой сторонами создано в связи с общим расстройством обогрева коксовых печей во второй половине 1939 г. и особенно в зимний сезон 1939 — 1940 г.

Причины расстройства обогрева и состояние коксовых печей подробно освещены в работе регулировочной бригады УХИН'а, проводившей

в начале 1940 г. специальное обследование*).

Нарушение нормального обогрева коксовых печей в основном вызвано наличием большого количества трещин в регенераторах и ненормальным состоянием реверсивного хозяйства. Между прочим лаборатория обращала на это внимание руководящих работников цеха еще в первой половине 1938 г., но, к сожалению, своевременных мер тогда принято не было. После основательно проведенного ремонта регенераторов и реверсивного хозяйства и устранения большого количества мелких дефектов, коксовому цеху удалось в марте—апреле 1940 года значительно улучшить состояние обогрева ($t^{\circ} = 1380^{\circ}$).

2. В период наиболее плохой работы домен в декабре 1939 г. и январе 1940 г. (частично и в феврале) коксик шел в металлургический кокс. Добавка коксика практиковалась из соображений увеличения ресурсов металлургического кокса. Однако такое использование коксика кроме вреда ничего не приносило, так как неоднородность кокса по

Таблица 22.

Силоса периоды	1	2	3	4	5	6	7	9
До 12 марта 1940 года	Шахта имени Ворошилова К	Зиминка К ш. 9 К	ш. Коксовая К + К ₂	Все шахты ПЖ		ш. Молотова К	П + К ₂	
После 12 марта 1940 года	ш. Ворош. ш. 9 К	Зиминка К ш. 7 К	ш. Коксовая К + К ₂	ш. Централь- ная, ш. 4 ПЖ	Байдаевка ПЖ	ш. Молотова К	ПС + К ₂	ш. 9 и ш. 10 ПЖ

*). Смойловский и др. „Отчет об обследовании и регулировке обогрева коксовых батарей коксохимического цеха КМК“.

Работа коксовых печей

Таблица 23.

Год и м.сяц	Период кокования	Рабочая нагрузка ка печи в тонн сухой шихты	Средняя т-ра простенков		Выход валово- го кокса на тн. сухой шихты	Выход метал- лургии, кокса от валового	Расход сухого угля		Вых. коксика (фр. 15-25 мм)	Выход рядо- вого коксика (10—15 мм)	Вых. мелочи (0—10 мм)	Выход шламма	легучих % в мелочи	Готовность печей		Недогруз (в % к числу вы- данных печей)
			Маши- сторона	Коксов. сторона			На тонну валового кокса	На тонну металлур- гического кокса						Сырых	Недопал	
1938 г.																
I	13,04	14,27	1359	1409	72,2	88,5	1,296	1,466	3,9	0,5	6,6	0,5	—	—	—	—
II	13,15	14,34	1334	1403	77,4	90,6	1,291	1,476	3,3	0,6	5,1	0,4	—	—	—	—
III	12,74	14,22	1320	1403	78,8	91,1	1,269	1,392	2,9	0,2	5,3	0,5	4,9	—	—	—
IV	13,14	14,56	1317	1399	78,6	93,3	1,272	1,408	3,9	0,2	5,1	0,5	5,7	—	—	—
V	13,60	13,98	1318	1397	79,7	89,8	1,255	1,398	4,0	0,1	5,8	0,3	5,5	—	—	—
VI	14,30	14,21	1309	1391	78,0	90,1	1,280	1,420	3,5	0,1	5,8	0,5	5,0	—	—	—
VII	14, 6	13,84	1308	1389	77,6	88,4	1,290	1,450	3,4	—	7,4	0,3	4,5	—	—	—
VIII	14,76	14,10	1311	1379	79,0	90,4	1,265	1,398	1,5	—	6,5	0,6	4,2	—	—	—
IX	14,01	13,87	1319	1392	78,3	91,5	1,277	1,396	1,6	0,1	6,3	0,5	5,5	—	—	—
X	13,83	13,97	1323	1398	78,4	91,8	1,276	1,389	1,5	—	5,2	0,5	4,8	—	—	—
XI	14,34	14,25	1315	1382	78,1	91,9	1,281	1,392	1,96	0,1	5,4	0,5	4,9	—	—	—
XII	17,00	14,45	1295	1357	77,5	92,2	1,291	1,400	1,4	—	5,8	0,5	3,3	—	—	—
1939 г.																
I	14,26	14,37	1311	1397	78,1	90,6	1,280	1,413	2,4	0,2	6,3	—	6,9	10,8	27,0	2,1
II	13,66	14,13	1311	1385	78,4	90,2	1,265	1,413	2,6	0,8	5,9	—	8,4	22,5	28,6	
III	13,37	14,53	1314	1379	78,2	88,67	1,278	1,441	1,99	1,33	7,56	—	9,4	27,9	27,6	
IV	13,48	14,24	1317	1376	78,9	88,5	1,267	1,432	1,5	1,6	7,9	—	8,3	30,9	34,1	1,1
V	14,76	14,30	1330	1381	80,7	90,7	1,239	1,366	1,2	0,6	7,0	—	6,4	11,2	26,8	
VI	15,10	14,84	1301	1351	78,6	90,0	1,212	1,414	1,3	0,8	7,4	—	6,4	8,7	27,9	
VII	14,63	14,46	1309	1342	78,57	87,96	1,272	1,447	1,71	1,18	8,64	—	8,3	16,2	50,3	1,2
VIII	14,61	14,52	1316	1351	78,96	89,06	1,266	1,423	1,49	0,92	8,07	—	8,5	22,8	35,0	
IX	13,96	14,41	1327	1366	79,4	90,1	1,259	1,397	1,4	1,0	7,0	—	9,4	24,9	38,9	
X	14,48	14,35	1317	1344	78,3	90,5	1,267	1,400	1,7	1,2	6,1	—	7,9	10,8	24,6	2,2
XI	14,20	14,43	1314	1348	76,7	90,6	1,278	1,414	шел в метал. кокс.	1,5	7,4	—	7,8	13,6	36,6	
XII	14,32	14,47	1316	1371	76,98	90,7	1,299	1,42	2,1	6,7	—	8,0	10,3	39,3		
1940 г.																
I	14,05	14,67	1326	1359	78,0	91,1	1,282	1,407	шел в метал. кокс.	2,0	6,4	0,5	8,5	7,6	33,9	0,63
II	14,15	14,55	1326	1360	77,9	90,2	1,283	1,423	1,5	2,5	5,3	0,5	12,6	6,7	34,2	1,2
III	13,92	14,53	1324	1370	77,9	89,5	1,283	1,433	2,75	3,8	3,45	0,5	7,7	5,5	31,2	2,4
IV	13,59	14,84	1326	1385	78,8	90,5	1,250	1,381	3,4	—	5,6	0,5	7,1	3,8	26,2	1,9

кусковости от этого только увеличилась.

3. Из остальных данных таблицы еще заслуживают особого внимания показатели готовности печей, а также количество летучих в коксовой мелочи, которое до некоторой степени тоже характеризует готовность выжженного кокса.

Содержание летучих в коксовой мелочи в 1939 г. почти вдвое больше, чем в 1938 г., следовательно, готовность выдаваемых печей в 1939 году была значительно хуже, чем в предыдущем году.

Данные готовности печей, полученные путем систематического наблюдения контролерами ОТК по работанному на заводе методу показывают, что в 1939 году общее количество сырых печей и печей с недопалом составляло в большинстве случаев выше 50 проц.

Неоднородность металлургического кокса по выжигу без сомнения отрицательно отражается на поведении его в домнах. Но одному этому фактору отдельно взятому, очевидно, нельзя еще придавать решающего значения, так как наблюдались случаи, когда в период высокой производительности домен при низком коэффициенте расхода кокса (март—апрель 1939 г.) количество недопала было даже больше, чем в период плохой работы домен (зимний сезон 1939—40 г.).

Надо палогать, что неоднородность кокса по выжигу в разной степени влияет на поведение его в доменной печи в зависимости от сочетания неготовности с другими физико-химическими свойствами кокса.

Из таблицы 23 видно, что в марте, апреле и августе 1939 года, когда шло особенно большое количество сырых печей и недопала (выше 50 проц.) расход сухого угля на тонну металлургического кокса повышался до 1,44, а выход металлургического кокса снижался до 88 проц. от валового. После улучшения обогрева расходный коэффициент угля значительно понизился и в апреле 1940 г. он составил уже 1,38.

Качество кокса.

В таблице 24 даны показатели по качеству металлургического кокса, определяемые на нашем заводе.

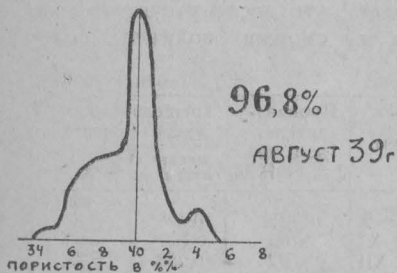
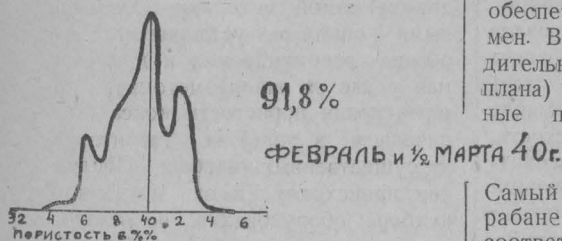
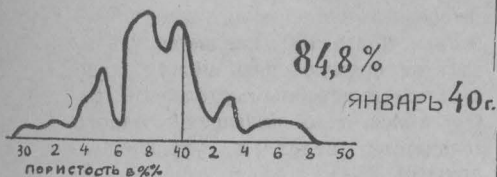
К сожалению, мы не имели возможности поставить другие важные определения по исследованию кокса, как например: ситовый анализ, электропроводность, реактивность и т. п.

Нами были сделаны попытки найти прямую связь между обычными общепринятыми показателями качества кокса и производительностью доменных печей. Учитывая особенности, домен как агрегатов, имеющих большую емкость и инерцию, мы считали бесполезным сравнивать данные о работе доменных печей и качестве кокса на протяжении суток.

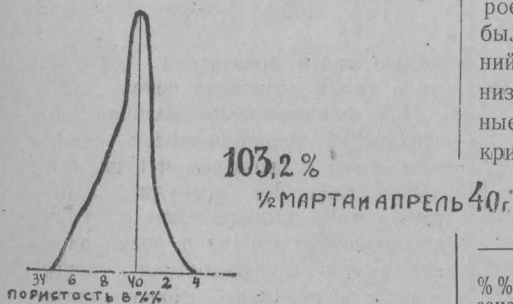
Более целесообразным нужно считать сравнение показателей работы за длительный промежуток времени при условии незначительного изменения режима и сырья. Как первое приближение к периодам такой одинаковой работы нами были взяты среднемесячные данные.

Таблица 24.

Показатели Год и месяц	Барабанная проба					Содержание фракции > 5 мм, в процентах к общему количеству кокса (заусор)	Пористость в проц.	Пределы колебания пористости	Технический анализ				Трещиноват. общая															
	Остаток в барабане	Пределы колебан. остатка	Фракц. $\frac{25}{\wedge}$	Фракц. $\frac{10}{\wedge}$	Фракц. $\frac{10}{\vee}$				Ср. W	Ср. A ^c	Кол. ба-ния A ^c	Ср. V ^c к%к	Метал-лургического кокса	Скипо-вого кокса														
1938 год													Н	е	о	р	е	д	е	л	я	с	а	с	ь			
Январь	297	278—318	57	16	40	3,0	40,0	36,0—45,8	4,7	12,0	10,0—13,7	1,3														0,328	0,329	0,256
Февраль	295	288—311	61	15	39	3,0	39,8	31,3—46,3	5,5	12,0	10,4—13,5	1,3																
Март	302	293—313	56	14	38	2,7	40,0	33,0—48,8	4,6	11,7	10,3—13,5	1,3																
Апрель	299	294—305	58	14	39	2,8	41,2	33,0—46,0	4,4	11,9	10,2—13,5	1,3																
Май	303	295—312	55	14	38	2,3	40,8	35,7—46,0	4,5	11,9	10,1—13,6	1,3																
Июнь	300	289—311	57	15	38	3,1	40,4	36,5—45,0	5,0	12,2	10,2—14,1	1,1																
Июль	289	276—298	59	17	45	3,6	39,4	32,0—45,0	5,2	13,2	11,1—15,8	1,0																
Август	298	287—318	53	16	43	3,6	39,2	33,0—46,0	4,9	12,6	10,5—14,3	0,9																
Сентябрь	297	284—322	53	17	40	4,9	39,3	34,0—43,0	5,4	12,4	10,9—14,5	1,0																
Октябрь	301	280—320	56	—	—	4,1	0,4	36,0—44,0	5,2	11,8	10,2—14,6	1,1																
Ноябрь	308	294—324	49	15	38	2,8	40,1	37,0—46,0	4,5	11,6	10,1—12,8	0,9																
Декабрь	309	294—326	51	16	34	—	40,1	36,0—45,0	5,0	11,2	10,3—12,6	0,8																
1939 год													Н	е	о	р	е	д	е	л	я	с	а	с	ь			
Январь	301	288—314	54	16	39	3,1	40,4	38,0—42,5	4,3	11,9	10,8—12,5	1,2																
Февраль	301	291—313	52	16	41	3,0	40,5	37,0—43,0	4,5	11,8	11,0—12,6	1,4																
Март	301	285—320	51	16	42	2,9	4,4	37,6—43,5	4,8	12,5	11,6—13,5	1,4																
Апрель	297	288—308	55	17	41	—	40,2	38,0—45,0	5,2	12,7	11,4—13,3	1,2																
Май	304	297—312	51	16	39	2,1	40,6	38,0—43,0	4,9	12,5	11,7—13,3	1,0																
Июнь	311	291—326	48	14	37	2,2	39,7	33,7—45,0	5,1	12,6	11,6—14,3	1,0																
Июль	298	286—310	55	18	39	2,1	39,7	33,8—45,0	5,3	12,7	10,0—14,6	1,2																
				> 5 мм	< 5 мм																							
Август	309	291—327	45	23	33	2,3	39,5	36,6—45,0	5,2	12,2	9,9—13,9	1,2																
Сентябрь	314	304—320	42	22	32	2,2	40,0	36,0—47,0	4,8	12,3	10,3—13,9	1,2																
Октябрь	310	289—322	47	23	30	2,5	38,0	33,0—47,5	5,3	12,3	11,3—13,4	1,0																
Ноябрь	304	294—314	52	23	31	2,8	37,1	29,0—41,0	4,6	12,2	10,8—14,0	1,1																
Декабрь	299	282—311	56	24	31	2,9	37,8	30,0—48,0	4,8	11,8	10,1—13,7	1,1																
1940 год													0,303	0,312	0,236	0,228	0,295	0,240	0,193	0,150								
Январь	296	270—311	54	25	35	2,9	39,3	30,0—48,0	5,1	12,0	10,4—13,5	1,0																
Февраль	295	281—309	52	26	37	2,7	39,5	36,0—45,0	4,7	11,9	10,0—14,9	1,1																
Март	295	284—307	53	23	39	2,7	39,1	36,0—43,0	4,5	12,1	10,1—14,0	1,1																
Апрель	303	293—313	50	20	36	2,5	39,2	31,6—43,6	4,4	12,2	10,8—13,5	1,1																



Фиг. 7.



Фиг. 8.

В таблице 25 показана в порядке возрастания производительность доменных печей 2, 3, 4, выраженная в процентах. Параллельно приводятся среднемесячные данные испытаний кокса в барабане Сундгрена.

Как видно из таблицы 25 высокий остаток в барабане еще не обеспечивает хорошую работу домен. В месяцы наименьшей производительности их (84,8 — 98% плана) среднемесячные барабанные пробы составляли 309 — 295 кг, а в месяцы наилучшей работы 311—297 кг.

Самый же высокий остаток в барабане 314 и самый низкий 289 соответствует вполне нормальной работе доменных печей. Низшего браковочного предела остатка из приведенных данных установить нельзя; этот предел может быть выявлен более детальным изучением.

Но уже на основании приведенных данных можно сделать вывод, что даже барабан 290 вполне достаточен для нормальной работы домен, если будут выдержаны и др. показатели по качеству кокса.

Более интересными оказались показатели пористости. При построении графиков этого показателя было замечено, что пределы колебаний пористости больше в периоды низкой выплавки чугуна. Построенные по сменным анализам частотные кривые приводятся на фиг. 6—8*).

При сравнении фигур 6—8 можно заметить, что более

*) На ординатах отложены случаи в %%, по абсциссам пористость в %. Справа дана выплавка чугуна в % к плану. Все кривые не помещены по техническим причинам.

узкие пределы колебания пористости соответствуют лучшим периодам работы. При этом максимум кривой перемещается в сторону повышенной пористости кокса.

Как известно, постоянство качества сырья благоприятствует хорошей работе доменных печей; поэтому можно считать, что большие колебания пористости (в период плохой работы) свидетельствовали о больших и резких колебаниях качества кокса, которые по всей вероятности отрицательно влияли на работу домен. Пористость в данном случае можно рассматривать не как фактор, влияющий непосредственно на ход доменных печей, а как фактор, сопутствующий ряду глубоких, но невыявленных изменений в качестве кокса.

При более детальном изучении пористости и сопоставлении ее с

другими свойствами кокса сделаны интересные наблюдения: так, обработка более 150 анализов указывает на прямую связь между пористостью и истинным удельным весом кокса, т. е. повышение одного показателя ведет к увеличению другого.

Другое наблюдение сделано по поводу самой методики. Специальными опытами установлено, что обычно рекомендуемая и применяемая у нас на заводе методика для определения пористости кокса (кипячением в воде) не гарантирует от существенных ошибок. Последние происходят из-за неудачного подбора оборудования, недостаточного количества отбираемой пробы и т. п. Работа по усовершенствованию метода продолжается. Можно ожидать, что после уточнения метода мы сможем получить более

Таблица 25.

№№ п. п.	Производ. д. п. 2, 3, 4 в проц.	Месяц	Год	Остаток в барабане
1	84,8	I	40	296
2	87,0	XII	38	309
3	90,2	II	40	295
4	92,0	XII	39	299
5	96,8	VIII	39	309
6	98,0	II	40	295
7	100,0	XI	39	304
8	101,0	IX	39	314
9	101,0	VIII	38	298
10	102,0	X	39	310
11	102,0	VII	39	298
12	102,5	VI	38	300
13	102,7	I	39	301
14	103,0	VII	38	289
15	103,2	IX	38	297
16	104,5	IV	40	303
17	105,8	VI	39	311
18	106,0	V	39	301
19	107,2	X	38	301
20	108,2	II	39	301
21	110,6	IV	39	297
22	111,0	III	39	301
23	112,4	XI	38	308

Таблица № 26

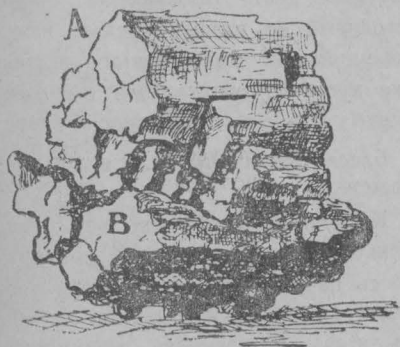
М-цы	Производитель. д. п. 2, 3, 4 в %	Трещиноватость кокса (общая)	
		Металлургия	Скипово
1939 г. X	XI	0,328	№ п. п. январь-февраль
	XI	0,329	
	XII	0,256	
1940 г. I	I	0,309	0,295
	II	0,312	0,210
	III	0,236	0,193
	IV	0,228	0,150

четкую связь показателя пористости с ходом доменных печей.

При сопоставлении величин поверхностей трещиноватости скипового кокса и выплавки чугуна, (см. данные табл. 26) нетрудно заметить, что одновременно с учащающейся из месяца в месяц работой домен поверхностная трещиноватость скипового кокса постепенно понижалась. Так в январе 1940 г. составляла 0,295, в феврале

0,240, марте 0,193 и в апреле 0,150. Судя по последним данным в мае т. г., когда работа доменных печей несколько ухудшилась по сравнению с апрелем, трещиноватость скипового кокса опять возросла до 0,196.

Трещиноватость металлургического кокса не дает такой правильной зависимости. Это можно объяснить тем, что при существующем методе определения не учитывается



Фиг. 9.

внутренняя скрытая трещиноватость.

На фиг. 9 изображен кусок кокса с небольшой для нашего завода поверхностной трещиноватостью (0,212) и резко выраженной внутренней; это явление говорит за то, что даже при малой внешней трещиноватости кокс может становиться в домнах или по пути к ним мелкокусковым, за счет реализации внутренних трещин. Следовательно поверхностная трещиноватость металлургического кокса менее показательна, чем трещиноватость скипового кокса.

Рассматривая теперь данные технического анализа, мы видим, что они за последние два года практически не изменились.

Среднемесячное содержание золы в коксе колеблется от 11,2 до 13,2 и в большинстве случаев составляет выше 12%. За отдельные смены зольность в металлургическом коксе достигает даже 15%.

Попуно заметим, что за границей обычно требуют, чтобы процентное содержание золы в металлургическом коксе было ниже 10%.

Зиммербах высчитал, что при повышении зольности на 1% расход кокса повышается на 0,67 т. на каждые 100 тн чугуна*).

Среднемесячная влажность металлургического кокса колеблется в небольших пределах 4,3—5,3%. Однако содержание влаги в пробах, взятых через каждые 2 часа, по блокам коксовых печей колеблется иногда в широких пределах (от 1,0% до 10% и даже больше).

В каждом таком случае, доменщики требуют устранения непостоянства влаги по блокам.

Против законного требования доменщиков о постоянстве влажности металлургического кокса нельзя возразить, но в то же время нам совершенно непонятно требование о постоянстве влаги в коксах на обоих блоках. Для расчета шихт, по нашему мнению, доменщики вовсе не должны пользоваться указанными анализами, так как это может привести их к грубым ошибкам. Дело в том, что оба блока сбра-

(* Дж. Робертс и А. Иенкнер, Коксование и полукоксование углей, ОНТИ, 1938 г.)

сывают металлургический кокс на транспортер доменного бункера не последовательно, а одновременно, и в результате происходящего там смешивания влаги скипового кокса практически мало колеблется (1 — 2 проц.). Для доменного цеха имеет значение количество и колебание влаги именно в скиповом коксе, поэтому определение ее там необходимо установить, как систематическое.

Указанные выше анализы металлургического кокса по блокам через каждые два часа должны служить только для ориентировки мотористов тушильного вагона. При достаточном навыке их, особенно после окончательного устранения неоднородности кокса по выжигу (готовность) анализы за 2-часовые промежутки можно будет совсем прекратить и ограничиться только анализами среднесменных проб по установке в целом.

Обследование процесса тушения кокса, произведенное нами в феврале т. г. показало, что мотористы тушильного вагона, как правило, опытные рабочие с большим производственным стажем.

Непопадание в анализ наблюдалось обычно только в тех случаях, когда печи выдавались сырыми из-за расстройств обогрева или из-за нарушения графика выдачи. Кстати сказать, график выдачи в зимние месяцы по причинам частых аварий, особенно на коксортировке, не выдерживался и часовая выдача нередко колебалась от 5 до 10 печей.

Внешний вид кокса.

По внешнему виду металлургический кокс, получаемый на нашем

заводе можно характеризовать следующими признаками:

а) в период до II половины 1939 года. Форма столбчатая, или реже кубовая, плотный, блестящий, светло-серого цвета, не пачкающий, излом более или менее ровный, однородный по сплавленности и кусковатости, звонкий.

б) в период плохой работы доменного цеха (декабрь 1939 года— февраль 1940 года). Форма неправильная, цвет темно-серый, непостоянный на разных кусках, изменяющийся по длине одного и того же куска от светло- или темно-серого у капусты, до темного у шва.

Блеск отсутствует или слабо выражен.

Кусковость неровная, по сплавленности неоднородный, поверхность пачкает, при поперечном разрезе кусков наблюдается сильно развитая внутренняя трещиноватость.

в) в период со II половины 1939 года до декабря внешние признаки качеств кокса занимали некоторое промежуточное положение.

С марта т. г. признаки кокса по внешнему виду, утраченные в зимнем сезоне 1939—40 г. стали восстанавливаться и приближаться к нормальным. Одновременно с этим стала улучшаться и работа доменных печей так, что в апреле выплавка чугуна и расход металлургического кокса достигли плановых показателей.

Таким образом мы можем констатировать, что со второй полови-

ны и особенно с декабря 1939 г. по март 1940 г. качество кокса было неполноценным. Кроме хода доменных печей это подтверждается показателями трещиноватости (особенно скипового кокса), пористости и внешними признаками металлургического кокса.

Из имеющихся у нас данных (разный ход домен за отдельные дни на одном и том же коксе) видно, что кроме пониженного качества металлургического кокса у доменщиков были и другие причины вероятно технологического и организационного порядка, приведшие к столь резкому падению выплавки чугуна и перерасходу горючего.

В качестве примера одного из таких дефектов можно указать на тот факт, что при наличии пониженного качества металлургического кокса, чрезвычайно неоднородного по ситовому составу, доменный цех пользовался у себя гризлями с зазорами в 15 мм. вместо бывших ранее и с марта 1940 года опять восстановленных зазоров в 25 мм. Коксик (фр. 15—25 мм), поступавший из коксового цеха, использовался доменщиками не на одной из домен а в смеси с металлургическим коксом на всех агрегатах.

Все это допускалось, следует подчеркнуть, в то время, когда домы буквально не принимали дутья.

Причины ухудшения качества кокса зимой 1939—40 г.

Как выше было установлено, во II половине 1939 года и особенно в зимнем сезоне 1939—40 года на шахтах Кузбасса и внутри коксово-

го цеха имелся ряд ненормальных технологического и организационного порядка. Эти ненормальности вызвали с одной стороны качественные изменения углей и шихт, поступающих на коксование, и с другой—изменение в режиме коксования. В связи с этим условия коксования на заводе резко изменились, а качество кокса значительно ухудшилось. На качество металлургического кокса в тот период влиял не один фактор, а сочетание ряда основных факторов, действовавших в одном и том же направлении.

Весьма важно было бы проследить роль каждого из них в процессе коксования, что мы и попытаемся сделать во 2-й части работы.

Но уже сейчас имеется необходимость остановиться на некоторых основных моментах по этому вопросу, потому что недопонимание или недооценка влияния основных факторов на качество металлургического кокса может привести к прежним отрицательным результатам, которые имели место зимой 1939—40 года.

Ухудшение качества выжигаемого кокса в этот период можно объяснить следующим:

1. Неполноценное качество товарных углей с примесью энергетических и окисленных вызвало качественные изменения угольных шихт, в результате чего металлургический кокс получался слишком мусористым. Для устранения этих нежелательных свойств кокса шихтовщики вынуждены были оставить в шихтах повышенный процент углей марки ПЖ (в среднем 37

проц.), которая в летнем сезоне 1939 г. из-за недостатка марки К шла в количестве 40 проц. и выше.

Однако в отличие от летнего сезона, когда в шихтах в качестве присадки применялись угли марки К и ПС киселевского месторождения (дающие в сочетании с маркой ПЖ хороший кокс), с августа месяца в качестве присадки использовалась марка К₂ Прокопьевского месторождения. Последняя, как показало опытное коксование в промышленных печах с маркой ПЖ дает неоднородные, сильно трещиноватые коксы. Путем ряда опытных коксований было установлено, что особенно плохие коксы (неоднородные, сильно трещиноватые) получались при сочетании углей марки К₂ с 10-й и 9-й шахт Осиновского месторождения, т. е. с углями именно тех шахт, участие которых в зимнем сезоне 1939—40 года внутри марки ПЖ возросло до 40—43 проц.

В результате такой неудачной компановки получилось так, что ожирнения шихт путем ввода в них повышенного количества марки ПЖ не достигли, так как сама марка ПЖ была неполноценной (см. табл. 2, 3, 4), а только прибавили им ряд отрицательных свойств.

В результате этого кокс получался мусористый, хрупкий, неоднородный по сплавленности, без блеска, с пониженной пористостью и сильно развитой трещиноватостью.

Такое качество металлургического кокса могло привести к образованию большого количества мелочи и мусора в домнах. Ситовой анализ

кокса, взятого из области фурм доменной печи 3 полностью подтвердил это предположение.

В таблице 26 показаны данные ситовых анализов скипового кокса и кокса, взятого из фурм за 9 марта 1940 года.

Таблица 27.

Смена	Рассев кокса			
	Замусорен. металлург. кокса —25	Скиповый кокс		
		+75	-75 +25	-25
I	—	13,0	82,4	4,6
II	—	18,5	78,0	3,5
III	—	15,0	82,5	2,5
Среднее	2,7	15,5	81,0	2,5

Гассев кокса из фурмы 7

+50	-50 +40	-40 +25	-25 +10	-10 +3	--3
8,1	11,6	37,7	30,4	11,2	1,0

Из таблицы видно, что в скиповом коксе фракции более 25 мм содержалось 96,5 проц., а в коксе, вынутом из области фурм доменной печи ее стало уже только 57,4 проц. при чем количество фракции менее 25 мм с 3,5 проц. в скиповом коксе возросло до 42,6 проц. в коксе из фурм, из которых 12,2 проц. составляет мелочь (менее 10 мм).

2. Неправильное распределение шихтомарок по силосам, расстроенный оборот коксовых печей, а также неоднородность кокса по готовности, приводили к резкому непостоянству качества металлургического кокса; последнее тоже имело вредное влияние на ход доменных печей.

3. Наконец последним фактором, ухудшающим качество скипового кокса являлось использование рядо-

вого коксика (фракции 15—25 мм) совместно с металлургическим и замена доменных брикетов с зазорами в 25 мм на 15.

Для улучшения качества металлургического кокса были приняты следующие мероприятия:

1. Качество товарных углей, поступающих на коксование, после неоднократных выездов на шахты, в марте—апреле 1940 г. было значительно улучшено.

2. Участие в шихтах углей треста Сталинуголь, в том числе и лучших углей шахты 10 им. Молотова было увеличено, а участие углей Осиновского месторождения особенно шахт 9, 10 — уменьшено.

3. Имевшиеся ненормальности внутри коксового цеха в основном были устранены или уменьшены.

Из сказанного, однако, не следует, что для улучшения качества кокса обязательно нужно идти по линии уменьшения процентного содержания углей Осиновского месторождения. Опытное коксование в промышленных печах показало, что хороший металлургический кокс может быть получен при участии в шихтах даже 45—50% марки ПЖ, если качество ее будет полноцен-

ным, а в виде присадки пользоваться углями треста Сталинуголь, вместо, обычно применяемых для этой цели, шахтомарок треста Прокопьевскуголь.

ВЫВОДЫ

Основными причинами ухудшения металлургического кокса в зимнем сезоне 1939—40 г. следует считать:

1. Резкое ухудшение качества товарных углей поступавших на коксование.

2. Неправильный выбор отошающих присадок при повышенном содержании в шихтах марки ПЖ и нерациональное распределение товарных шахто-марок по силосам угледопготовки.

3. Расстройство обогрева коксовых печей и ряд других причин, например, неготовность кокса по выжигу, смешивание металлургического кокса с рядовым коксиком и т. п.

До уточнения методики определения трещиноватости металлургического кокса, считать целесообразным дополнительно ввести определение трещиноватости скипового кокса.

Авторы выражают благодарность научному сотруднику ВУХИНа В. Л. Кроль и начальнику по шихтовке инж. А. А. Луканину за ряд замечаний и советов, сделанных ими при просмотре рукописи настоящей работы.

Шахта 7 им. Калинина. Марка К. Пласты: Внутренние I, II, III, IV, VI.

Таблица 12.

Показатели	Мес. год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1. Средняя усадка . . .	1938	36	—	—	—	21	29	—	32	—	30	25	35
	1939	32	34	32	31	37	40	37	33	34	33	40	33
	1940	32	31	33	33	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки	1938	32—41	—	—	—	17—25	25—31	—	28—37	—	18—39	20—32	28—46
	1939	29—36	26—40	26—40	22—44	—	—	35—40	30—39	32—37	30—36	27—34	32—41
	1940	28—36	29—32	28—38	28—37	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой . . .	1938	13	—	—	—	18	14	—	16	—	16	16	16
	1939	16	13	14	14	15	15	14	14	14	13	13	12
	1940	14	15	12	12	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя . . .	1938	13—14	—	—	—	14—22	11—17	—	13—19	—	14—19	10—22	10—18
	1939	14—18	11—17	11—18	12—18	—	—	11—18	10—18	14—16	11—15	10—16	10—14
	1940	9—18	14—17	8—15	9—15	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	—	—	—	9,5	—	10,9	10,9	10,9	9,8	10,4	9,9
	1939	11,7	13,0	13,2	11,6	11,6	10,4	9,6	9,9	10,2	10,3	10,1	10,6
	1940	11,6	11,9	11,2	10,9	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	—	—	—	—	—	7,0—13,9	11,3—12,9	9,6—11,5	8,4—13,4	7,6—12,3	7,6—11,7
	1939	9,4—14,4	11,2—15,4	11,0—15,4	7,9—17,3	9,4—14,0	5,2—13,3	5,8—13,3	8,9—12,5	7,6—12,3	7,5—11,8	7,1—13,0	9,4—12,0
	1940	9,5—13,4	10,3—12,6	10,0—12,8	9,0—12,3	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^Г	1938	—	—	—	—	26,3	—	27,5	26,5	28,1	23,8	26,4	26,4
	1939	28,8	29,3	28,3	27,6	28,0	27,5	28,5	26,8	26,8	27,8	27,4	24,7
	1940	27,3	27,0	28,4	28,9	—	—	—	—	—	—	—	—

Показатели	Мес. Год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
		Шахта 5—6 им. Ворошилова											
1. Средняя усадка	1938	26	27	24	26	28	27	27	31	29	28	28	31
	1939	32	30	28	31	36	29	36	34	36	30	36	29
	1940	34	30	32	34	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки	1938	17—31	20—38	14—32	20—34	18—36	16—34	19—35	20—37	24—38	17—31	20—37	18—42
	1939	23—41	18—40	17—39	21—37	36—37	28—30	30—40	24—40	23—44	18—39	26—44	21—37
	1940	28—37	21—35	24—40	29—39	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой	1938	13	15	14	14	12	13	13	13	12	12	12	13
	1939	11	12	11	11	10	11	10	10	10	11	10	10
	1940	11	10	10	13	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя	1938	12—15	12—18	11—18	11—16	10—14	9—17	10—14	11—17	10—14	10—15	7—16	8—18
	1939	8—18	10—17	7—17	8—13	8—12	8—16	8—13	8—12	9—18	8—16	8—14	9—12
	1940	8—13	9—12	9—13	10—17	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	—	8,5	8,4	8,0	7,3	9,2	9,2	11,6	8,5	8,2	7,9
	1939	9,6	8,8	9,1	9,3	8,8	9,3	8,8	7,8	8,1	9,3	8,5	9,4
	1940	9,3	9,2	8,4	11,0	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	—	6,6—10,5	6,8—11,8	5,3—12,6	5,9—10,1	5,2—13,3	6,3—14,7	10,8—14,2	5,1—11,9	4,9—13,5	4,1—11,2
	1939	6,0—14,5	5,2—13,1	5,0—16,5	6,0—19,3	7,5—10,7	7,1—17,3	5,8—12,7	6,0—11,9	4,6—10,5	7,1—15,1	7,0—10,0	6,8—11,8
	1940	6,4—11,4	7,5—12,7	5,9—12,1	7,2—14,9	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V _г	1938	—	—	22,6	22,9	22,9	22,1	22,3	22,0	25,5	23,1	23,6	22,7
	1939	24,4	23,9	23,9	23,1	23,5	24,0	23,2	22,8	23,3	22,8	23,6	22,6
	1940	22,1	23,7	23,4	23,6	—	—	—	—	—	—	—	—

Показатели	Мес.		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
	Год													
Шахта Зиминья														
1. Средняя усадка . . .	1938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	38	39
	1939	38	36	34	36	37	37	35	35	37	39	—	35	37
	1940	35	32	35	35	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки . . .	1938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27—48	28—45
	1939	30—45	29—43	30—40	32—43	24—45	34—41	25—45	27—46	29—45	37—42	—	31—39	33—35
	1940	30—38	26—36	32—41	21—44	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой	1938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	12	13
	1939	11	10	10	10	13	11	12	10	10	12	—	11	13
	1940	10	10	10	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя	1938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	9—22	9—19
	1939	8—13	9—14	7—13	9—10	12—16	10—12	9—16	9—16	8—14	10—14	—	9—15	9—14
	1940	8—12	9—12	8—13	10—13	—	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	5,1	8,4
	1939	6,8	6,9	7,6	8,5	7,9	7,4	7,3	7,3	7,2	7,7	—	7,5	6,8
	1940	8,4	7,6	6,3	6,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	8,3—12,2
	1939	5,3—9,0	6,1—8,2	4,9—12,3	5,6—10,4	6,0—13,8	5,9—11,3	5,8—11,0	4,7—10,1	6,2—12,3	7,4—7,8	7,0—9,2	—	5,7—7,6
	1940	6,1—13,6	6,3—8,7	5,2—8,7	4,7—9,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^Г	1938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	24,0	23,0
	1939	26,1	26,4	26,8	25,5	26,5	25,7	26,6	26,4	25,5	26,1	—	27,0	26,0
	1940	25,8	25,4	26,2	26,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Показатели	Мес- Год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
		Ш. 9 им Кагановича											
1. Средняя усадка . . .	1933	—	—	27	29	27	26	29	33	27	36	31	37
	1939	41	36	32	36	37	34	36	32	35	37	32	34
	1940	35	28	35	33	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки . . .	1938	—	—	—	26—32	—	22—35	27—34	27—36	—	25—35	23—39	27—46
	1939	32—46	30—43	23—44	24—46	31—43	28—40	30—41	22—40	27—44	34—43	24—37	30—40
	1940	32—38	26—38	27—46	25—39	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пл. стич. слой . . .	1938	—	—	13	15	13	14	16	12	15	17	16	14
	1939	13	13	14	13	12	13	13	12	12	12	12	11
	1940	11	10	11	11	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя . . .	1938	—	—	—	13—17	12—15	12—17	13—17	9—15	—	11—17	12—21	11—19
	1939	12—16	9—18	12—18	11—17	11—12	8—15	11—16	9—16	9—15	9—15	9—14	10—15
	1940	8—15	7—11	8—17	9—16	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя А ^c	1938	—	—	—	8,6	11,1	9,8	9,6	9,6	—	—	13,0	10,8
	1939	12,3	10,4	9,0	9,5	10,7	9,6	9,1	9,9	10,7	9,6	10,5	8,3
	1940	9,2	9,9	8,5	8,6	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания А ^c	1938	—	—	—	7,3—11,2	—	9,6—10,9	—	9,5—10,0	—	—	—	5,8—13,0
	1939	8,4—15,6	8,5—13,3	7,1—12,0	6,7—11,1	7,1—13,2	5,3—11,2	4,3—14,0	7,0—14,1	8,6—14,7	6,8—16,7	8,3—12,0	6,3—11,2
	1940	7,1—14,1	7,1—14,1	6,5—11,3	6,5—12,5	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Среднее V ^U	1938	—	—	—	23,1	24,9	24,1	22,4	23,4	—	—	25,0	24,8
	1939	25,6	27,0	25,8	24,9	25,5	26,4	24,5	24,2	24,7	25,7	25,4	24,3
	1940	24,5	24,1	24,4	24,2	—	—	—	—	—	—	—	—

Показатель	Мес Год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
		Ш. 7 им. Калинина											
1. Средняя усадка . . .	1938	—	—	—	30	—	37	—	37	34	39	35	—
	1939	38	38	34	29	32	32	37	32	35	34	44	34
	1940	35	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки . . .	1938	—	—	—	27—35	—	32—42	—	31—40	33—35	37—41	25—41	—
	1939	33—45	32—45	24—40	23—38	20—41	20—38	26—46	27—44	27—44	20—45	26—38	30—38
	1940	29—40	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой	1938	—	—	—	12	—	12	—	13	14	13	15	—
	1939	14	12	11	11	12	12	12	11	11	10	12	10
	1940	12	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя	1938	—	—	—	—	—	11—13	—	11—14	—	13—14	12—16	—
	1939	12—15	10—17	10—13	9—15	11—15	11—15	10—15	9—16	9—13	9—14	9—14	9—11
	1940	10—16	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	—	—	—	—	—	—	9,8	10,9	—	11,9	14,4
	1939	10,9	11,8	9,1	8,7	8,4	8,1	8,3	8,7	10,0	8,4	7,7	10,8
	1940	8,0	—	—	10,7	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	—	—	—	—	—	—	9,8—12,9	—	—	9,1—15,4	7,2—18,1
	1939	10,9—12,2	9,0—14,2	8,5—12,2	6,1—11,3	5,9—11,9	5,6—11,2	5,0—14,2	6,1—12,6	6,4—16,3	5,1—12,4	4,7—10,1	11,4—12,9
	1940	7,3—10,4	—	—	8,7—12,8	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V ^r	1938	—	—	—	—	—	—	—	24,8	25,2	28,1	26,0	25,3
	1939	25,0	27,9	25,2	25,3	25,2	25,1	25,8	24,6	25,0	23,9	25,1	25,7
	1940	24,2	—	—	25,5	—	—	—	—	—	—	—	—

Показатели	Мес. Год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
		Ш. 11 Манежа											
1. Следняя усадка . . .	1938	—	—	—	33	28	25	33	31	33	—	—	40
	1939	43	33	34	37	31	33	36	36	35	39	45	30
	1940	34	32	35	37	—	—	—	—	—	—	—	—
2. Колебания усадки . . .	1938	—	—	—	28—36	25—32	—	32—34	23—36	25—37	—	—	28—51
	1939	41—48	22—43	20—43	34—49	22—41	30—36	22—40	31—40	26—41	34—46	44—46	25—36
	1940	29—42	21—39	27—40	33—49	—	—	—	—	—	—	—	—
3. Средний пластич. слой . . .	1938	—	—	—	12	15	12	12	12	12	—	—	12
	1939	12	10	12	11	11	10	11	10	9	10	10	9
	1940	10	9	11	11	—	—	—	—	—	—	—	—
4. Колебания пластич. слоя . . .	1938	—	—	—	11—14	10—23	—	11—13	11—13	11—14	—	—	10—19
	1939	11—14	7—13	8—16	7—14	9—15	8—14	7—16	9—13	8—11	8—12	9—10	9—10
	1940	9—11	8—12	9—13	9—15	—	—	—	—	—	—	—	—
5. Средняя A ^c	1938	—	—	—	—	9,5	—	4,7	7,8	7,0	—	—	6,8
	1939	7,9	6,5	7,4	7,4	6,3	6,4	7,7	8,7	10,2	11,9	11,9	7,9
	1940	8,9	7,4	7,1	7,6	—	—	—	—	—	—	—	—
6. Колебания A ^c	1938	—	—	—	—	5,4—11,1	—	—	5,2—10,3	—	—	—	5,6—8,9
	1939	4,5—10,3	5,2—9,1	4,9—9,8	3,8—11,1	3,5—0,1	3,7—10,0	5,1—11,5	6,0—11,9	8,1—12,2	8,5—16,7	—	—
	1940	4,0—12,7	6,2—10,4	4,3—10,2	5,6—13,8	—	—	—	—	—	—	—	—
7. Средние V _г	1938	—	—	—	—	25,0	—	22,5	24,6	23,4	—	—	20,8
	1939	24,9	23,6	23,8	23,7	23,2	24,0	22,4	23,5	23,7	23,2	24,3	22,8
	1940	23,1	23,7	23,9	23,8	—	—	—	—	—	—	—	—

Угли этой марки обладают очень большой и колеблющейся усадкой. По сравнению с 1938 годом наблюдается резкое повышение усадки по шахтам 5—6 и 9-й, в результате чего этот параметр стал таким же высоким, как и у шахт 11-й и 7-й. Пластический слой также непостоянен и по сравнению с 1938 годом значительно понизился.

Несмотря на то, что добыча марки К₂ идет в основном за счет малозольного горелого пласта (A^c = 6,5%, в товарных углях содержание золы остается высоким, причем в отдельных партиях достигает 12—13% и даже выше.

Киселевское месторождение. Шахта 1—2. Ст. Акчурла. Марка К.

Таблица 14.

Показатели	Год \ Месяц	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
		1. Средняя усадка	1938 20 1939 25 1940 27	20 26 27	18 22 —	19 28 —	21 27 —	22 26 —	23 27 —	26 26 —	26 23 —	25 — —	23 — —
2. Колебания усадки	1938 13—28 1939 18—36 1940 24—31	15—26 20—36 24—30	14—25 14—30 —	16—26 12—34 —	14—27 22—36 —	16—32 25—30 —	18—32 22—33 —	20—32 22—34 —	21—33 21—26 —	18—32 — —	15—36 — —	17—34 21—35 —	
3. Средний пластич. слой	1938 13 1939 10 1940 9	13 10 10	13 10 —	12 10 —	12 9 —	12 9 —	12 10 —	11 10 —	10 11 —	12 — —	12 — —	11 9 —	
4. Колебания пластич. слоя	1938 10—17 1939 7—18 1940 9—10	10—15 6—16 8—13	10—16 7—18 —	10—15 7—18 —	10—14 8—12 —	9—15 7—10 —	9—19 9—11 —	9—18 7—12 —	7—14 10—12 —	9—18 — —	9—19 — —	8—16 8—10 —	
5. Средняя A _c	1938 8,6 1939 9,5 1940 9,9	8,9 10,1 9,3	8,9 10,3 —	9,0 10,7 —	9,6 11,1 —	9,8 10,8 —	10,2 11,1 —	11,1 10,3 —	10,9 10,1 —	10,3 — —	9,3 — —	9,2 10,0 —	
6. Колебания A _c	1938 5,3—13,3 1939 7,1—12,3 1940 8,7—10,8	7,7—12,7 7,8—13,2 8,7—10,4	6,5—11,3 7,0—16,1 —	7,3—11,6 8,2—15,3 —	8,3—11,4 9,3—12,6 —	5,3—12,6 6,4—15,4 —	7,4—13,2 5,1—13,7 —	8,4—13,8 8,3—13,7 —	7,6—13,1 10—10,2 —	7,6—12,5 — —	7,3—12,4 — —	5,6—15,7 9,1—10,8 —	
7. Средние V _r	1938 18,2 1939 20,4 1940 2,8	19,0 20,7 20,3	20,0 20,8 —	20,6 20,3 —	20,2 21,4 —	20,1 20,2 —	21,3 20,3 —	19,7 20,5 —	20,4 20,0 —	20,3 — —	19,8 — —	19,1 18,6 —	

С конца 1938 года средняя величина обоих пластометрических параметров значительно изменилась: усадка с 20 мм повысилась до 26—28 мм, а пластический слой снизился до 9—10 мм. На этом основании угли этой шахты еще в 1939 году следовало перемаркировать в ПС и это соответствовало бы практическому применению их на коксохимических заводах.

В течение ряда лет КМЗ пользовался ими как и углями шахты 3—3 бис в качестве хорошей тощей присадки.

Показатели	Мес. Год	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
		1. Средняя усадка	1938 — 1939 29 1940 27	— 24 —	— 22 —	— 20 —	— 24 —	— 26 —	— 24 —	— 25 —	— 27 —	— 29 26	— 24 29
2. Колебания усадки	1938 — 1939 25—36 1940 24—29	— 20—29 —	— 14—37 —	— 14—27 —	— 18—38 —	— 25—27 —	— 20—28 —	— 20—35 —	— 16—37 —	— 25—36 22—35	— 20—29 23—35	— 14—37 22—31	— — —
3. Средний пластический слой	1938 — 1939 9 1940 9	— 10 —	— 10 —	— 9 —	— 10 —	— 9 —	— 9 —	— 9 —	— 10 —	— 9 10	— 10 9	— 9 10	— 9 —
4. Колебания пластического слоя	1938 — 1939 7—11 1940 7—13	— 9—12 —	— 8—12 —	— 7—10 —	— 6—15 —	— 9—10 —	— 7—12 —	— 8—10 —	— 7—18 —	— 7—11 8—15	— 9—12 8—11	— 8—12 8—12	— — —
5. Средняя А _c	1938 — 1939 8,9 1940 13,2	— 10,6 10,6	— 10,2 —	— 10,6 —	— 10,6 —	— 10,3 —	— 9,9 —	— 10,8 —	— 11,0 —	— 10,8 11,3	— 9,4 11,1	— 9,4 13,2	— — —
6. Колебания А _c	1938 — 1939 7,2—12,6 1940 11,2—13,6	— 8,4—13,1 10,3—11,0	— 8,4—13,7 —	— 7,5—14,5 —	— 7,1—13,5 —	— 5,8—13,9 —	— 8,7—13,9 —	— 7,8—13,9 —	— 9,3—13,8 —	— 7,2—15,6 9,6—13,5	— 8,1—11,4 8,4—14,4	— 5,0—12,5 8,5—17,5	— — —
7. Средние V _г	1938 — 1939 20,0 1940 19,3	— 19,8 19,2	— 20,6 —	— 19,1 —	— 19,9 —	— 18,5 —	— 20,1 —	— 18,8 —	— 19,1 —	— 17,2 20,2	— 18,5 17,8	— 18,0 19,7	— — —

Колебания усадки и пластического слоя здесь также значительны, но среднемесячные значения их банзки.

С августа 1939 года замечается рост содержания золы, которая за время с ноября 1939 г. по февраль 1940 г. в среднем составила 12⁰/₀. Отдельные поступления углей имели зольность даже 14—17⁰/₀. По указанным свойствам угли этой марки являются типичными кузбасскими ПС.

Потери бензола с обратным коксовым газом и борьба с ними

На XVIII съезде ВКП(б) тов. Каганович сказал, что «крупнейшие резервы в деле освоения и наращивания существующих мощностей кроются в интенсификации, рационализации и введении новшеств в нашу промышленность...» и что «роста продукции можно достигнуть не только за счет строительства новых заводов, а и за счет рационализации старых, причем с наименьшей затратой средств, сил и строительных материалов».

Эти слова Наркома относятся в равной степени ко всем областям промышленности, поэтому же самому это указание касается и того узкого вопроса, который разбирается в настоящей статье, именно, борьбы с потерями бензола на коксохимических заводах, вследствие неполноты его улавливания с помощью поглощения маслами и в силу несовершенных способов очистки уже полученного сырого бензола.

Несовершенство способов рекуперации и очистки сказывается таким образом, как на выходах бензола, так и на его качестве. Потери бензола по причине неполноты его улавливания существующими способами абсорбции исчисляются 20—30 проц. всего заключенного в коксовом газе бензола, что в весовом выражении для заводов СССР

составит сотни тысяч тонн. Устранить эти потери — значит исключить необходимость постройки ряда заводов, сэкономить десятки миллионов рублей, это значит выполнить указания Наркома об увеличении роста продукции не только за счет нового строительства, но и за счет рационализации старых установок.

Улучшение вопроса улавливания и очистки бензола важно еще и потому, что бензол и его производные, являются ценнейшим авиационным топливом и необходимым химическим сырьем для ряда производств оборонного значения. Наконец, при рекуперации бензола из «прямого газа» или улавливания «хвостов» бензола из «обратного» коксового газа твердыми сорбентами, получается более чистый, а при гидрофильных сорбентах и сухой газ. Значение последнего обстоятельства важно во многих отношениях. Так, при сжигании сухого коксового газа в печах устраняется ряд вредных реакций компонентов газа с водяными парами; исключаются замораживания газопроводов за счет сконденсировавшихся из газа водяных паров; снижается коррозионное действие газа и т. д. При передаче газа на большие расстояния осушка газа приобретает особый смысл.

Установлено ^{*}), что на очистке бензолов серной кислотой теряется 10—11 проц. непредельных углеводородов, являющихся очень нужным компонентом горючего. Кроме того, при очистке сорбентами, из бензола и его фракций удаляется значительная часть сернистых соединений.

В настоящей статье рассматривается вопрос рекуперации бензола из обратного коксового газа. Улавливание бензола из обратного газа несколько отличается от улавливания из прямого газа. Если в обратном коксовом газе меньше таких неприятных примесей как нафталин, смола и др., то в нем меньше и концентрации паров бензола. Сорбция же при больших концентрациях идет лучше. Если, далее, вопрос сорбции чистых паров бензола в известной мере изучен, то этого никак нельзя сказать о сорбции бензола из коксового газа, представляющего смесь газов, паров и твердых частиц смолы и нафтalina. Изучение вопроса сорбции в этих условиях важно потому, что чистые закономерности сорбции здесь нарушаются такими привходящими обстоятельствами как засмоление и занафталинивание фильтров; при отгонке поглощенных паров вопрос усложняется необходимостью особой осторожности в смысле температур, чтобы получить высококачественный продукт, не требующий сложных операций при его разделении на фракции.

Еще менее изученным является вопрос рациональной конструкции фильтров и всей сорбционной установки, также как и вопрос использования того или иного сорбента. Для целей улавливания паров бен-

зола из коксового газа пригодными являются как гидрофильные сорбенты типа силикагеля, алюмогеля, и др., так и гидрофобные—типа активированного угля, или смешанные—типа карбосиликагеля. Как те, так и другие сорбенты имеют свои достоинства и недостатки при их практическом использовании. Однако, в вопросе сравнительной оценки сорбентов более важным, пожалуй, является не столько их начальная природа, сколько умение правильного их использования в данном случае и в соответствии с тем или иным конкретным вопросом — соответствующий способ изготовления сорбента и, следовательно, соответствующий сорт сго. Так при сорбции из коксового газа нужно считаться с различными величинами молекул тяжелых углеводородов, бензола и воды, а отсюда и с необходимостью применения сорбента соответствующей пористости, или смеси разных сортов и даже разных видов сорбентов. Если технология изготовления разных сорбентов освещена в известной степени, то технология использования их в практике и особенно в практике рекуперации бензола очень мало изучена, по крайней мере очень скупо освещена в литературе. Вопрос же замены поглощительных масел при рекуперации бензола частично или полностью созрел настолько, что его разрешение нужно считать жизненной необходимостью. Нельзя же в самом деле терять сотни тысяч ценнейшего топлива при наличии возможностей дополнительного улавливания «хвостов» бензола сорбентами или даже полного перехода на рекуперацию бензола твердыми сор-

^{*}) Лоханский И. И., Основы коксования и улавливания побочных продуктов 1937 г., стр. 285.

бентами. Само собою разумеется, что на существующих установках в первую очередь легче всего провести дополнительное улавливание хвостов бензола после поглощения большей части его маслом в скрубберах, но при проектировании новых бензольных установок, необходимо иметь ввиду более компактные и более удобные в обслуживании сорбционные установки. Конечно, вопрос использования сорбентов для целей рекуперации бензола должен быть разрешен параллельно с вопросом производства самих сорбентов в соответствии с потребностями в них, но эта проблема не является трудностью при плановом хозяйстве СССР, тем более, что опыт рекуперации бензола может и должен быть перенесен затем в другие области промышленности, как нефтяная, газовая и пр. Наконец, самый вопрос рекуперации должен быть предварительно всесторонне изучен со стороны технологической и экономической.

Настоящей работой и делается первый шаг по пути разрешения затронутых вопросов. Ряд установок такого рода, работающих в разных странах говорит за их рентабельность, а недостатки современных методов рекуперации бензола маслами настойчиво требуют их устранения. На современном уровне техники таким путем является путь широкого использования твердых сорбентов как для рекуперации, так и для очистки рекуперированного бензола.

Современные способы рекуперации бензола.

До сих пор бензольная промыш-

ленность использует три способа улавливания сырого бензола из газа:

1. способ глубокого охлаждения,
2. улавливание бензола жидкими поглотителями,
3. улавливание твердыми поглотителями.

Каждый из трех способов имеет свои положительные и отрицательные особенности. Наибольшее распространение в промышленности получил способ улавливания бензола жидкими поглотителями, именно: маслами. Однако более поздние — 1-й и 3-й — способы открывают коксохимикам значительные возможности в части получения новых продуктов, более высоких выходов и качества последних, удешевления строительства и эксплуатации.

Отсутствие заводского опыта и незначительность экспериментально-лабораторной базы сильно тормозило развитие этих способов и внедрение их в промышленность. В последние годы, правда, дело значительно двинулось вперед. Способ вымораживания бензола и способ сорбции из лабораторий и полупромышленных установок вынесены на производство и осуществлены в заводском масштабе.

Способ рекуперации бензола твердыми сорбентами осуществлен в Америке на заводе силикагелевой компании в Балтиморе; работают установки по улавливанию и дистилляции бензола на активированном угле по системе фабрики Байера в Германии.

Поглощение бензола твердыми веществами.

Поглощение бензола твердыми веществами основано на законах сорбции. Твердых сорбентов для бензола вообще известно немного, а тем более сорбентов, получивших до сего времени промышленное развитие. Практически можно говорить пока о двух сорбентах — это об активированном угле и силикагеле. Первый является гидрофобным, второй гидрофильным сорбентом. Поглощительная способность обоих сорбентов по бензолу зависит от способа их приготовления

Как гидрофобный сорбент активированный уголь хорошо поглощает бензол, но не поглощает водяных паров и в этом его огромное преимущество. Однако наряду с бензолом происходит поглощение и других составных частей газа особенно смолы, нафталина и сероводорода. Поэтому газ перед угольными фильтрами должен быть хорошо очищен пропусканием его через соответствующие фильтры, задерживающие названные примеси газа. Кроме того, активированный уголь является хорошим поглотителем бензола до определенного содержания в нем влаги, которое не должно превышать 10%.

Поглотительная способность угля постепенно уменьшается за счет поглощенной углем серы. Смола вредна в том отношении, что она забивает поры угля; при регенерации уг-

ля эта смола коксуется, закупоривая поры полученным коксом и понижая, таким образом, активность угля.

Силикагель поглощает вместе с бензолом и воду, причем последнюю преимущественно. Вода вытесняет бензол из силикагеля, при этом полное вытеснение бензола из массы происходит при насыщении водой до 25% от веса геля*). За силикагелем имеется и ряд других преимуществ перед активированным углем; он легко выдерживает высокие температуры и в силу этого очень удобен при его регенерировании; совершенно нейтрален в отношении поглощаемого бензола и его примесей, не улавливает сероводорода и не осаждает из него серы.

Силикагель, кроме того, с успехом может быть использован при обезвоживании моторного бензола и при его очистке.

Внедрение силикагеля в бензольную промышленность, как и в промышленность вообще тормозилось не столько его высокой стоимостью, как об этом говорят некоторые авторы, сколько отсутствием хорошо разработанного заводского способа производства силикагеля, соответствующий аппаратуры для его использования и, наконец, отсутствием экспериментально-теоретической базы.

Применением силикагеля в бензольной промышленности разрешает-

*) И. И. Лоханский „Основы коксования и улавливания побочных продуктов“, стр. 290, (1937 г.).

ся параллельно еще одна важная задача—это осушка коксового газа. Сухой газ чрезвычайно выгоден для сжигания в печах типа мартеновских, он удобен при транспортировании на большие расстояния, менее опасен, а при полной сушке почти безопасен, в смысле коррозионного действия на материал газопроводов и газовой арматуры. В условиях холодного климата северной и восточной части СССР с помощью осушенного газа избегается и возможность замораживания газопроводов, сопровождающееся нарушениями нормальной работы, потребителей газа.

Твердые сорбенты.

Поглощение паров и газов пористыми телами носит название сорбций. Сами твердые тела отсюда называются сорбентами, а поглощаемые пары или газы — сорбтивами. Термин «сорбция» служит для обозначения сорбционных процессов разной индивидуальной физической природы. Сюда относятся—абсорбция, адсорбция, хемосорбция и капиллярная конденсация. Сущность этих процессов и теории, их объясняющие разобраны достаточно подробно в ряде работ различных авторов, поэтому вряд ли имеется здесь необходимость в их повторении.

Разные сорбенты обладают различной поглотительной способностью или активностью. Эта последняя зависит не только от вида сорбента и

сорбтива, но и от условий сорбции, как-то: температуры, концентрации газов и паров и т. д. Поглотительные свойства самого сорбента, в свою очередь зависят от способа получения и его специфических свойств избирательного поглощения.

Способом получения можно достигнуть той или иной степени развития поверхности сорбента, величины пор, а отсюда поглотительной способности сорбента в отношении различной концентрации паров и газов.

Избирательная способность сорбентов имеет огромное значение при их практическом использовании. Ею обуславливается вытеснение одного поглощенного сорбтива другим, на ней основан способ дегазации твердого сорбента.

Сорбция твердыми сорбентами протекает не только из газов и паров, но и из жидких растворов, подчиняясь тем же законам, хотя и сильно отличается по скорости. Сорбция из растворов протекает значительно медленнее, чем сорбция газов и паров, поэтому как условия сорбции, так и способ получения сорбента для этих целей отличаются от таковых для сорбентов предназначенных для поглощения газов и паров.

В промышленности к твердым сорбентам предъявляется ряд требований, касающихся их физических свойств. К ним относятся крупность зерна, твердость, удельный и насыпной вес, отношение к высоким тем-

пературам и химическим реагентам, прочность при передвижении и т. д. Этими свойствами определяется часто не только направление использования сорбента, но и рентабельность установки, работающей на данном сорбенте.

Физическим состоянием сорбента определяется в значительной мере возможность того или иного способа его регенерации и продолжительности службы.

Различные условия, в которых производится сорбция требуют различных свойств даже от одного и того же сорбента, а следовательно и особенных условий при изготовлении. Подробное описание этих условий можно найти у ряда авторов, поэтому здесь мы их опускаем.

Обратный коксовый газ.

Обратный коксовый газ не имеет постоянного состава. Последний меняется вместе с колебаниями в технологическом режиме коксовых печей, конденсационной аппаратуры, аммиачных установок и бензолных скрубберов.

Если в условиях работы наших заводов концентрацию бензола в газе и давление с известным приближением можно считать постоянными, то о температуре этого нельзя сказать. Она сильно колеблется от климата, от наличия воды на данном заводе или от охлаждения воды. Достаточно сказать, что даже на заводах с хорошим состоянием снабжения водой разница в поглощении бензола маслом в летнее и зимнее время очень заметна. Если в зимнее время на одном из заводов в обратном газе оставалось 2—3 г/м³ бензола, то летом эта цифра возросла до 5—7, а в кон-

це кампании работы поглотительного масла до 10 грамм. Еще хуже может обстоять дело там, где завод работает на малом запасе воды с искусственным охлаждением последней. Впрочем, лучше всего это видно из цифр, относящихся к работе ряда химических заводов, например, за первый квартал 1938 г. (таблица 1*).

Таблица 1.

План	В ы х о д а			
	Ян-варь	Фев-раль	Март	Среднее за квар-тал
Бензол	0.736	0.724	0.698	0.723
			0.723	0.715

По тем же данным на Горловском заводе содержание бензола в обратном газе достигает невероятной величины в 35—39% вследствие неудовлетворительного орошения скрубберов первой очереди. Недостаточное поглощение бензола из прямого газа объясняется еще и неудовлетворительной дебензиацией: содержание бензола в масле достигает 1 и 2,02%, вместо 0,3%, не говоря уже о том, что иногда по необходимости повышенная температура масла поддерживается перед бензолными скрубберами в силу неудовлетворительного качества масел.

Само собою разумеется, что такие содержания бензола в обратном газе, как 35—39% от всего бензола в газе являются случаем, так сказать, «паталогическим», тем не менее эти случаи имеют место в практике заводов и продолжают иногда долгое время. Чтобы устранить все недостатки работы этих заводов, нужно создать нормальное охлаждение, разрешить окончательно вопрос с качеством поглотитель-

* Кокс и химия. Кукушкин и Кригер, № 7 (1938 г.) стр. 17.

ных масел и их нормальным снабжением, ввести строгий контроль как за материалами в производстве, так и соблюдением технологического режима и т. д. Но если допустить даже, что все эти неполадки устранены и рекуперационная установка работает нормально, т. е. количество бензола в обратном газе не превышает проектной величины, то и в этом смысле возможность добавочного получения бензола является весьма соблазнительной, тем более, что эта возможность касается почти всего бензола, имеющегося в обратном газе (95—97%). Учитывая же фактическое состояние работы заводов и потери бензола с обратным газом, необходимо признать потребность в дополнительном улавливании бензола, а это легче всего осуществить с помощью сорбционных фильтров.

Если мы говорим о большом содержании бензола в обратном газе, как следствии нарушенного режима производства, то это нарушение сказывается и на других компонентах газа.

Работа силикагельных фильтров в значительной степени зависит от степени очистки коксового газа при прохождении им аппаратуры химзавода. Это особенно относится к тем компонентам, которые вместе с бензолом сорбируются силикагелем; сюда относятся смола, циан, некоторые сернистые соединения, не говоря уже о водяных парах. Сероводород не поглощается силикагелем и в этом большое преимущество силикагеля*). Нафталин частично задерживается в фильтре, частично же проходит его не задерживаясь. Смола на новых коксовых заводах обратный коксовый газ или не со-

держит совсем, или почти не содержит, о чем говорит уже тот факт, что на этих заводах даже не устанавливаются смолоотделители. Особенности процесса коксования в современных печах с коротким периодом коксования (12—16 часов) и высокой температурой (1300—1400°) заключаются в малом выходе легкой фракции смолы в среднем около 0,1% и не превышающем 0,5%, поэтому количество смолы в газе в капельном состоянии измеряется «следами» и газ перед бензольными скрубберами нужно считать чистым даже от легкой, трудно конденсирующейся фракции смолы.

Практика работы с силикагельными фильтрами подтверждает это. Фильтрующий слой силикагеля по всей толщине даже через продолжительное время непрерывной работы (25—30 часов) остается чистым и белым, в то время как при следах смолы быстро буреет, что иногда и наблюдалось.

Нафталин частично задерживается в фильтре, оседая на зернах, в виде налета, но его влияния на сорбционную способность геля и сопротивление фильтра наблюдать не удавалось.

Наблюдения автора производились над силикагельными, алюмогельными и угольными фильтрами, работающими на коксовом газе, прошедшем бензольные скрубберы в первый месяц после смены поглотительного солярового масла или на смеси коксового и доменного газа (смесь из 85% коксового и 15% доменного газа), т. е. в условиях менее благоприятных в смысле концентрации бензола в обратном газе, чем к концу работы масла, перед его сменой.

*) Преимущество в смысле получения более чистого бензола, а не газа.

Улавливание бензола из обратного газа разными сорбентами

Из ряда сорбентов, проверенных на улавливание бензола из коксового газа лучше всего зарекомендовали себя силикагель и активированный уголь. Алюмогель, хромогель, феррогель, смешанные сорбенты типа карбосиликагеля, испытанные на приготовленных образцах, не дали никаких преимуществ по сравнению с силикагелем и активированным углем в смысле сорбционных свойств, способы же изготовления и сырье для них также не представляют никаких выгод, поэтому эти сорбенты после тщательной их проверки были исключены из дальнейших исследований. Опыты велись на лабораторной и на более крупной опытной (модельной) установке. Обратный газ, на котором работали фильтры, был или чистый или в смеси с доменным газом. Содержание бензола в нем колебалось между 1,5 и 2 г/м³. Правда этот газ имел небольшую влажность — 4—5 г/м³. Такой бедный бензолом газ, был взят по тем соображениям, что если фильтр будет работать удовлетворительно на малых концентрациях бензола, то на больших концентрациях он будет тем более эффективно работать.

Одновременно с поглотительной способностью фильтров фиксировалось их сопротивление при разных скоростях газа. Активность сорбентов испытывалась по воде и бензолу в статических условиях и при движении газа. Как насыщение фильтров, так и проскоки фиксировались привесом фильтров, с учетом и допуском возможных ошибок, зависящих от промежутков между взвешиваниями и т. д. Скорости газа при поглощении пара и воздуха

при дегазации относились к свободному сечению фильтров в м/с.

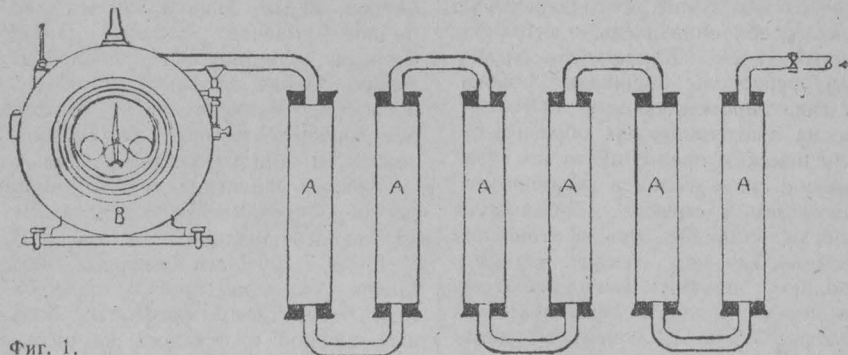
При лабораторных испытаниях были использованы в качестве фильтров стеклянные трубки диаметром 20 мм, длиной 500 мм (свободное сечение 3,12 см²). Такие фильтры соединялись последовательно. Перед засыпкой определялось сопротивление всей системы без сорбента, которое потом вычиталось из общего сопротивления загруженных фильтров, чтобы иметь чистое сопротивление сорбента. Испытывались фракции 1—2 мм, 2—4, 4—5, 5—7, 2—7 мм (цифрами обозначено, что зерно прошло через сито с отверстием, показанным большей цифрой и осталось на сите с отверстием, показанным меньшей цифрой). Количество газа измерялось поставленными в конце системы газовыми часами, сопротивление — водяным манометром (см. рис. 1). Сопротивления отдельных фракций измерялись на одном фильтре, также с замером газа газовыми часами и сопротивлений — водяным манометром. В таблице 2 приведены сопротивления силикагельных фильтров, заряженных зерном силикагеля и испытанных при разных скоростях газа, в таблице 3 тоже для активированного угля.

Таблица 2.

Объем газа л/м	Скорость газа в м/с	Сопротивление фракций в мм. вод. стол.				
		1—2 мм	2—4 мм	4—5 мм	5—7 мм	2—7 мм
1,872	0,1	44	21	12	3	12
3,744	0,2	114	45	22	13	35
5,616	0,3	191	75	54	31	67
7,488	0,4	318	120	85	62	100
9,360	0,5	423	169	113	97	138
11,232	0,6	—	234	152	123	172
13,104	0,7	—	339	207	167	211
14,976	0,8	—	389	229	208	271
16,848	0,9	—	—	258	234	334
18,720	1,0	—	—	291	256	428

Как видно из таблицы, несколько повышенное сопротивление угольных фильтров по сравнению с силикагельными для одних и тех же фракций объясняется по видимому

(через одно сито фракция целиком проходит, на другом целиком остается), тем менее оснований говорить о составе фракции как о чем-то определенном. Достаточно сравнить



Фиг. 1.

несколько более округлой формой зерен силикагеля; возможно соотношением крупных и мелких зерен в самой фракции. В чем бы не заключалась причина, разница эта настолько невелика, что ею можно пренебречь.

Нужно заметить, что понятие о сопротивлении фракции весьма условно, и чем шире диапазон между отверстиями двух сит, с помощью которых получена данная фракция

две фракции силикагеля различной прочности, полученных с помощью одних и тех же сит при прочих равных условиях, чтобы сказанное стало ясным (табл. 4).

Таблица 4

Силикагель	Фракция	Ситовой анализ в %				
		2—3 мм.	3—4 мм.	4—5 мм.	5—6 мм.	6—7 мм.
I	2—7 мм	13,8	18,5	20,1	25,4	22,2
II	2—7 мм	32,4	28,6	15,3	18,4	5,3

Таблица 3.

Объем газа в л/м	Скорость газа в м/с	Сопротивление фракций в мм. вод. стол.		
		Величина зерна в мм.		
		1—2 мм.	2—4 мм.	4—5 мм.
1,872	0,1	53	25	14
3,741	0,2	122	56	27
5,616	0,3	269	91	68
7,488	0,4	35	136	96
9,360	0,5	460	187	128
11,232	0,6	—	253	172
13,104	0,7	—	368	230
14,976	0,8	—	407	253
16,848	0,9	—	—	288
18,720	1,0	—	—	316

Само собой разумеется, что сопротивление одинаковой фракции (2—7) в первом случае будет меньше, во втором больше.

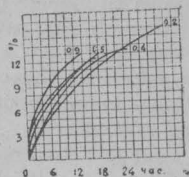
С сопротивлениями фильтров в производстве приходится очень считаться. Поэтому опасения забивания фильтров нафталином требовали проверки. Эта проверка и была сделана на силикагельных фильтрах с различной скоростью газа. Так как работа фильтров до пропаривания превышала 10—15 часов, то фильтры и были испытаны в те-

чение 28 часов на одном обратном газе без примесей доменного. Данные этих испытаний показывают, что фильтр, по крайней мере, в течение времени испытаний работал с постоянным сопротивлением, если не считать некоторых изменений, обусловленных колебаниями давления в самой сети.

Особенностью работы сорбирующих фильтров на обратном газе являются малые концентрации бензолных углеводородов и содержание водяных паров в количествах значительно превышающих содержание последних.

Если поглощение паров бензола и водяных паров при таком соотношении идет одновременно даже в угольных фильтрах, то еще сложнее оказываются процессы, происходящие в фильтрах с гидрофильными сорбентами — силикагелем, алюмогелем и т. д., где избирательное поглощение оказывается не в пользу бензола. В этом смысле приходится особо учитывать и количество и величину фильтров и скорость движения газа и время дегазации и осушки фильтров и т. д. Сложность теоретических расчетов работы фильтров на смешанных сорбентах, особенно в условиях большой разницы концентрации компонентов, заставили итти к решению вопроса чисто опытным путем. С этой целью фильтры с разными сорбентами были проверены на обратном газе при различных скоростях движения последнего. Фильтры испытывались отдельно и в системе. Степень насыщения фильтров во всех случаях определялась по привесу, проскоки фиксировались также по увеличению привеса контрольных фильтров (для воды с CaCl_2 , для бензолных углеводородов — угольные и силикагелевые фильтры после фильтра

с CaCl_2). Интересно отметить, что с увеличением скорости движения газа, по крайней мере в пределах от нуля до единицы, скорость насыщения фильтров увеличивается, как это видно из фиг. 2, где данные



фиг. 2.

относятся к работе силикагелевого фильтра, хотя фильтры с алюмогелем и углем ведут себя аналогично.

Как видно из рис. 2 при малых скоростях насыщение фильтра идет медленнее, но полнее. Это и понятно; в статических условиях испытываемый сорт силикагеля показал активность по бензолу 49% от собственного веса и несколько выше по воде. Чем меньше скорость движения газа, тем ближе условия сорбции подходят к статическим. Эти же последние, как известно из опыта, характеризуются более медленным, но и более полным насыщением сорбента. При большой скорости у молекул газа слишком мало времени для ориентации их относительно пор; с другой стороны под более высоким напором газ равномерно пронизывает фильтр по всему сечению; в единицу времени больше газовых молекул соприкасается с сорбентом и больше сорбируется. Однако заполняются в первую очередь только легко доступные поры, и проходящий вслед за этим газ начинает как бы «скользить» по зернам сорбента. Молекулы же сорбируемого вещества проникают постепенно в более глубокие и менее доступные поры, освобождая ранее занятые поры и

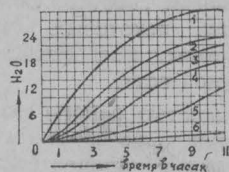
обуславливая, таким образом, дальнейшую поглотительную работу фильтра. Эта последняя по мере заполнения мало доступных пор все более и более уменьшается, пока не приходит к состоянию равновесия, когда практически привес фильтра в единицу времени будет равен нулю. В статических условиях это равновесие наступает несколько позднее и процент поглощения сорбтива выше, чем при сорбции из движущегося газа, когда это равновесие сдвинуто.

Приведенное объяснение имеет сугубо практический упрощенный вид. На самом деле процесс сорбции как вначале работы фильтра, так и в условиях близких к насыщенности гораздо сложнее и истинная природа сорбции и сам механизм сорбции покоятся пока на ряде гипотез, далеко не всегда согласованных между собою.

Так как мы имеем дело всетаки с движущимися газами, то необходимо установить оптимальные скорости. В целях уменьшения размеров фильтров, удобства их обслуживания, целесообразности работы обычно берется не один, а система из пяти—шести фильтров. Лабораторная установка состояла из пяти фильтров, заполненных зерном 2—7 мм. Контроль за проскоком водяных паров осуществлялся с помощью фильтра с хлористым кальцием, поставленным последовательно за пятым силикагельным фильтром; седьмой фильтр, фиксирующий проскоки бензольных углеводородов, был включен последним. Скорость газа в фильтрах — 0,2 м/с в свободном сечении фильтра, влажность газа — 18,60 г/м³.

Очень интересно здесь сравнить кривые поглощения, например, чистых паров воды из воздуха (рис. 3а) и тех же паров воды вместе с другими компонентами из обратного

газа (рис. 3б). Если кривые для чистых паров воды из воздуха имеют вид закономерных кривых сорбции, отличающихся только высотой ординат, то кривые поглощения для



фиг. 3-а.

обратного газа имеют несколько особый вид. Первая кривая для фильтра № 1 круто поднимается вверх, с еле заметным перегибом, вторая с более выраженным, и следующие с обязательным подъемом вначале, а затем падением кривой и новым подъемом. Это понижение кривых после известного подъема говорит о том, что из этого фильтра уходит, больше сорбтива, чем



фиг. 3-б.

его поглощается фильтром. Но сорбтив в данном случае является многокомпонентной смесью. В этой смеси преобладающие компоненты — водяной пар, бензол, сероводород. Водяной пар и бензол, как в отдельности каждый, так и в смеси друг с другом, дают типичные кривые сорбции (рис. 3а). С другой стороны даже при установившемся равновесии кривая поглощения будет

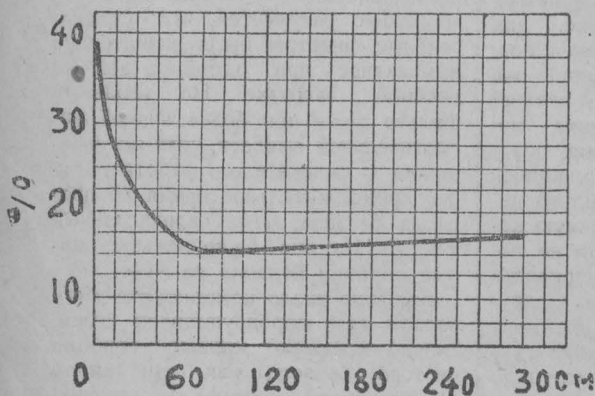
направлена параллельно оси абсцисс, а не с наклоном вправо. В данном же случае имеется налицо как раз такое понижение. Этому явлению можно дать только одно объяснение: в каждом фильтре происходит вначале накопление какого-то компонента газа, который удерживается в сорбенте очень слабо, и до тех пор, пока новый компонент, задерживаемый до этого предыдущим фильтром или фильтрующим слоем не начнет вытеснять этот последний слабо удерживаемый компонент. Таким образом, этот последний будет вытеснен в конце-концов за пределы фильтров. Падение кривых и показывает это вытеснение, причем количество вытесненного слабо удерживаемого сорбтива будет значительно выше, чем за это время поглощено других компонентов газа.

Обратный коксовый газ, искусственно обогащенный парами бензола, пропущенный через силикагелевый фильтр почти до предельного насыщения (т.е. до состояния равновесия). После этого в фильтр поступал тот же обратный газ при тех же условиях, но необогащенный бензолом. Убыль веса фильтра показывала скорость «выдувания»

бензола, как это показано на фиг. 4. Время в таблице считается от начала включения обратного газа в фильтр насыщенный бензолом. Выдувание бензола идет очень быстро до 15%, после чего оно замедляется, затем переходит через нуль и дальше вес фильтра увеличивается хотя и медленно. Точка перелома кривой соответствовала моменту, когда приток влаги и бензола с обратным газом к фильтру, оказался выше, чем количество улетучивающегося из него (выдуваемого) бензола.

Вообще насыщенный силикагелевый фильтр легко отдает органические вещества, что хорошо видно, например, из такого опыта. 200 грамм силикагеля были насыщены в эксикаторе до 34,27% от его веса и оставлены стоять на воздухе при комнатной температуре (20° С). Через 1 ч. 20 минут улетучилось 15,53%, в фильтре осталось 34,27—15,53=18,74%. При продувании воздуха при той же температуре и скорости 0,3 м/с в свободном сечении фильтра содержание бензола в силикагеле снизилось до 7,65%, для удаления которого потребовался уже острый пар.

Таким образом, даже хорошо сорбирующиеся пары бензола довольно легко отдаются силикагелем. Еще менее прочно удерживается силикагелем сероводород. В литературе есть указание о том, что сероводород совершенно не улавливается силикагелем. Это не совсем верно. Свежий фильтр улавливает сероводород, но последний очень легко вытесняется сорбтивом более прочно удерживаемым силикагелем, почему в конечном



фиг. 4.

счете сероводорода в фильтре и не бывает. Перелом кривых на рис. 3-б и объясняется, повидимому, первоначальным накоплением сероводорода в первых фильтрах, с последующим вытеснением его в следующие по порядку фильтры. Кривая для фильтра с хлористым кальцием не имеет перелома, ибо сероводород не задерживается этим фильтром.

Еще лучше поглощение сероводорода силикагельным фильтром подтверждается такими опытами. В обратном газе, (вернее смеси доменного и коксового) определялся сероводород обычным способом поглощения последнего в промывной колонне с уксуснокислым цинком. При этом имелись ввиду два случая: газ шел прямо в поглотительную колонку и через силикагельный фильтр в колонку. В первом случае содержание сероводорода в газе (после пропускания 60 литров) определено в $0,51 \text{ г/м}^3$, во втором— $0,18$. Следовательно во втором случае $0,51 - 0,18 = 0,33$ грамма было поглощено фильтром. Если сероводород слабо удерживается фильтром, то он должен легко и вытесняться, или по принятой нами терминологии, выдвигаться из фильтра. Действительно, как только в фильтр был включен воздух, пропускаемый с такою же скоростью, что и газ, то свежий раствор уксуснокислого цинка моментально мутнел. Выделение осадка сернистого цинка продолжалось 4—5 минут, после чего фильтр переключенный на поглотительную колонку со свежим раствором не показывал мути, т. е. весь сероводород был удален из фильтра. С другой стороны помутнение раствора поглотителем при пропускании газа через него напрямую—наступало через 1—2 минуты, при предварительном же пропускании через силикагель—только через 35—40 мин.

Интересно отметить, что в первое время работы фильтра, пока идет поглощение сероводорода, запаха последнего почти не чувствуется в газе, прошедшем фильтр, в то время как через 30—40 минут резко слышится запах чистого сероводорода, так как запахи других компонентов, задержанных фильтром,—заглушаются последним.

В нашем опыте фильтр переключался с обратного газа на воздух в момент появления первой мути в поглотительном растворе. Если бы после появления мути продолжать продувку через фильтр обратного газа, то накопленное количество сероводорода так же было бы вытеснено газом, как и воздухом, что и подтвердилось опытами дающими обязательный перегиб кривых.

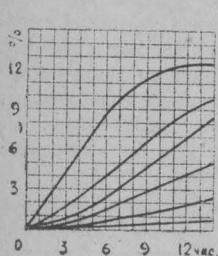
Сорбция на активированном угле значительно отличалась от сорбции на силикагеле. Это и понятно, так как уголь—сорбент гидрофобный. Здесь также, как и при силикагеле бралась система фильтров. Величина фильтров, скорость и состав газа (смесь коксового и доменного) были одинаковыми. Разница была в насыпном весе угля по сравнению с силикагелем. Само собою разумеется, что силикагельные фильтры были значительно компактнее при одной и той же весовой загрузке. Но угольный фильтр даже при более низкой поглотительной емкости угля по сравнению с силикагелем, работает более продолжительное время до проскока бензола, чем силикагельный фильтр. На рис. 5а приведены данные сорбции бензола на угле.

Большое число компонентов в обратном газе сорбирующихся углем, сильно искажают кривые сорбции чистого бензола как это видно из сравнения кривых поглощения чистого бензола из воздуха (рис. 5а) и кривых фиг. 5б.

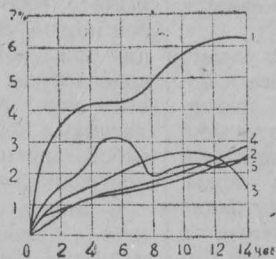
Как будет показано ниже, бензол поглощается первыми (одним или двумя) фильтрами, последующие же фильтры поглощают только частично воду, поэтому они безвозвратно могут быть выключены.

уголь поглощает только 6—7% к собственному весу (рис. 5б).

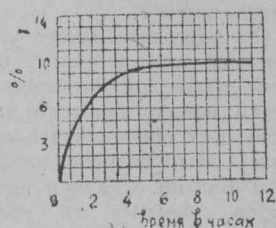
Кривые поглощения углем паров воды из воздуха имеют правильную форму, обычно получаемых кривых сорбции отдельных компо-



фиг. 5-а.



фиг. 5-б.



фиг. 6.

В этом заключается, между прочим, преимущество угольных фильтров перед силикагелевыми. Здесь можно ограничиться одним-двумя фильтрами с меньшим сопротивлением. Угольный фильтр может работать до проскока более продолжительное время, следовательно менее часто регенерироваться.

Наряду с преимуществами, однако, активированный уголь имеет и большие недостатки, из которых нужно отметить в первую очередь его незначительную механическую прочность, несколько более высокую температуру отгонки поглощенного бензола, возможность воспламенения при просушке фильтра нагретым воздухом после отгонки бензола и т. д.

На активированном угле, также как и на силикагеле сорбция индивидуальных веществ идет лучше, чем сорбция из смеси. Если бензол из воздуха поглощается до 12% от веса угля (рис. 5а), а водяные пары около 10% (таблица 9), то из смеси паров бензола и воды, вернее из обратного газа тот же

нентов газа (рис. 6—кривая только для I-го фильтра). Кривая в первые три часа довольно круто поднимается вверх, затем идет еле заметный подъем и, наконец, через 7—8 часов наступает сорбционное равновесие, т. е. кривая идет параллельно оси абсцисс*).

Как видно из приведенных таблиц и кривых лучше всего идет сорбция чистого бензола, который и удерживается углем довольно прочно; затем следует сорбция воды, но последняя удерживается

Таблица 9.

Время в часах	Привес фильтров в процентах
	1 фильтр
1	4,63
2	7,25
3	8,49
4	8,85
5	9,27
6	9,52
7	9,69
8	9,71
9	9,71
10	9,64
11	9,70

*) Здесь речь идет о равновесии, которое практически фиксируется отсутствием привеса фильтров при последующем пропускании через них сорбтива. Действительного равновесия в этот момент может и не быть.

очень слабо и легко удаляется из угля в большей своей части продуванием даже не нагретого воздуха. ниже процент сорбции для смеси паров воды и бензола, но бензол здесь, как и в случае поглощения чистого бензола, удерживается очень прочно.

По мере насыщения угля парами бензола, пары воды все более и более удаляются, вытесняясь практически нацело бензолом, аналогично тому, как при силикагеле пары бензола вытесняются парами воды. Чем больше в смеси концентрация паров бензола по сравнению с концентрацией паров воды, тем быстрее этот момент наступает и наоборот. Это особенно хорошо наблюдать при сравнении работы фильтров на прямом и обратном газе.

Следует оговориться, что сравнительные величины сорбции на силикагеле и активированном угле может быть только условным. Величина сорбции того и другого зависит от сорта, активности данного сорта, вида сорбтива, температурных условий, концентрации сорбтива, скорости движения последнего и т. д. Можно сказать, что сравнивать, можно не виды сорбентов, а те образцы, с которыми приходится иметь дело. Следовательно можно сравнивать не силикагель и уголь вообще, а данный сорт силикагеля с данным сортом угля.

Но никогда не нужно забывать основных свойств сорбентов—гидрофильности и гидрофобности. Избирательная поглощательная способность должна учитываться всегда при выборе сорбентов для тех или иных целей.

Эти свойства неизменны и попытка изменить их сводилась бы к попытке изменить природу сорбентов. Другое дело, когда нужно привести сорт сорбента в соответствие с оп-

ределенными условиями его работы. Так учитывая величину молекул сорбтива путем изменения величины пор при изготовлении сорбента, можно повысить сорбционную способность последнего по отношению взятого сорбтива. Таким же образом можно увеличить скорость сорбции при одной и той же конечной величине ее; известным формированием пор можно получить сорбент дающий хорошие результаты на работе при малых или больших концентрациях сорбтива и т. д.

В нашем случае опыты проводились с хорошим сортом силикагеля и посредственным сортом активированного угля, что нужно иметь ввиду, сравнивая результаты при оценке работы с тем и другим. Из приводимых выше данных мы видели, что активность силикагеля по бензолу почти в три раза превосходит активность угля.

Силикагель и активированный уголь являются главнейшими представителями двух классов сорбентов—гидрофильных и гидрофобных и их описанием можно ограничиться, так как другие представители этих классов, как алюмогель, хромогель, разновидности разных активированных углей и т. д. сохраняют все свойства этих главных представителей. Карбосиликагель, по крайней мере, сорта его, изготовленные нами, не имели никаких преимуществ перед силикагелем или углем в вопросе улавливания бензола из коксового газа. Наоборот, выяснилось, что там, где по техническим соображениям целесообразна комбинация из гидрофильного и гидрофобного сорбентов, лучше это делать путем установки фильтров отдельно заряженных углем и силикагелем. В последнем случае имеется возможность применения отдельно более целесообразных способов дегазации и сушки

фильтров с учетом специфических свойств сорбента. Сказанное о гелях хорошо подтверждается таблицами 10 и 11.

Таблица 10.

Сорбция на алюмогеле.

№№ фильтров Время в часах	Привес фильтров в проц. к собс венному весу					
	1	2	3	4	5	6
1	1,54	0,55	0,32	0,15	0,04	0,00
2	2,88	1,22	0,55	0,28	0,12	0,00
3	4,05	1,96	0,85	0,46	0,23	0,07
4	5,11	2,00	1,22	0,83	0,48	0,16
5	6,28	2,8	1,53	1,21	0,72	0,22
6	6,83	2,78	1,65	1,68	1,18	0,58
7	7,42	3,25	1,62	2,14	1,8	0,78
8	7,86	3,63	1,78	2,11	1,50	0,85
9	8,15	4,08	2,06	2,34	1,51	0,89
10	8,32	4,9	2,45	2,58	1,62	0,66
11	8,44	5,03	3,00	2,70	1,77	0,60
12	8,50	5,54	3,41	2,96	2,02	0,6
13	8,61	5,98	3,95	3,18	2,07	0,87
14	8,59	63,2	4,40	3,41	2,25	1,05

Таблица 11.

Сорбция на силикагеле.

Время	Привес фильтров в процентах к собственному весу					
	1	2	3	4	5	6
1	1,72	0,4	0,21	0,11	0,00	0,00
2	3,26	1,02	0,39	0,9	0,08	0,00
3	4,41	1,53	0,78	0,35	0,15	0,03
4	6,02	2,19	1,26	0,63	0,25	0,05
5	7,23	3,04	1,71	1,00	0,45	0,09
6	8,56	3,89	2,30	1,38	0,61	0,14
7	10,00	4,71	2,98	1,67	0,73	0,18
8	11,07	5,48	3,69	2,22	1,04	0,25
9	11,62	6,52	4,52	2,59	1,15	0,30
10	12,11	7,47	5,31	3,12	1,38	0,35
11	12,34	8,28	6,14	3,58	1,63	0,42
12	12,68	9,01	6,82	3,97	1,81	0,51
13	12,73	9,49	7,65	4,52	2,05	0,58
14	12,78	9,06	8,48	4,98	2,34	0,64

Как видно из таблиц насыщение фильтров с алюмогелем идет с такой же закономерностью, как и насыщение силикагельных фильтров.

Что касается разных глин (земель) как сорбентов, то их весьма трудно использовать для газов ввиду

слабой физической прочности зерен, слабой химической стойкости, ввиду специфического отношения глин к воде (размокание) и т. д. и, наконец, ввиду более низких сорбционных свойств. Зато они с успехом могут быть использованы на очистке бензолных фракций.

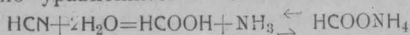
Цианистый газ.

Циан содержится в коксовом газе в количестве от 0,3 до 1,5 г/м³. В коксовой печи он образуется в результате реакций между аммиаком и раскаленным коксом. В обратном газе содержится только часть циана. Часть его растворяется в надсмольной и скрубберной воде в виде цианистого и роданистого аммония, более значительная часть остается в газе и проходит с ним бензолные скрубберы, причем большая часть задерживается в охлаждающей и рекуперационной системе химзавода, меньшая остается в обратном газе. Содержание циана в обратном газе в нашем случае составляло 0,19 г/м³ газа. При улавливании бензола из обратного газа твердыми сорбентами вместе с бензолом поглощается и циан. При последующей отгонке бензола водяным паром пары цианистого водорода летели и конденсировались вместе с последним.

Концентрация цианистого водорода в водном конденсате составляла 58 г/л. Извлечение циана из конденсата осуществлялось чрезвычайно просто и заключалось в простом нагревании конденсата до температуры 100° С. Отгонка начиналась с 56° С (проба бумажкой, пропитанной пикриновой кислотой) и заканчивалась при температуре 100° С. Продолжительность отгонки зависела от интенсивности нагрева и кипения. При энергичном кипении она заканчивалась через

10—12 минут, при тихом кипении требовала около часа. Наиболее энергичное выделение циана наблюдалось в начале кипения конденсата. Практически выгоднее довести конденсат до кипения и закончить выделение циана в 10 минут при энергичном нагреве, чем затягивать эту операцию на час-полтора. Труднее отгоняются последние остатки циана, поэтому имеет смысл прекращать отгонку с известного момента. При бурном кипении удаление циана более полное, если не затягивать процесс отгонки. При тихой отгонке при удалении циана отгонялось 41% всего конденсата, при энергичном нагреве — всего 26%. При нагреве конденсата острым паром отгонка заканчивалась быстрее, так как сопровождалась бурным размешиванием конденсата. Если учесть лучшее использование тепла при остром паре — этот способ отгонки циана следует рекомендовать.

Водный конденсат, получаемый при отгонке бензола из фильтра с сорбентом должен сейчас же идти на переработку. При продолжительном хранении его, содержащийся в нем HCN немедленно превращается в аммиак и муравьиную кислоту, которые при взаимодействии между собой образуют аммонийную соль муравьиной кислоты по уравнению:



Из двух порций водного конденсата одной и той же партии при отгонке циана сейчас же после получения конденсата одна показала 58 г/л, другая после трехмесячного хранения в хорошо закупоренной посуде 10,32 г/л. Таким образом за три месяца $58 - 10,32 = 47,68$ г/л превратилось в результате приведенной выше реакции в муравьинокислый аммоний.

Описанные данные относятся к

случаю поглощения циана силикагелем. Активированный уголь также хорошо поглощает циан и требует примерно тех же условий отгонки его паром. Так при сорбции силикагелем проскоки циана можно было обнаружить только после того, как силикагель был насыщен парами воды настолько, что концентрация их после фильтра сравнялась с концентрацией до фильтра, т. е. при полном динамическом насыщении фильтра. Возможно, что проскоки циана начались ранее, но не были обнаружены ввиду малых концентраций его по сравнению с парами воды и даже бензолом.

При пропускании паров кипящего конденсата, содержащего 0,32 г. в литре циана, проскоки последнего обнаруживались только после того, как фильтры были насыщены парами воды.

Поведение алюмогеля в отношении сероводорода и циана аналогично поведению силикагеля, если не принимать во внимание более низкой сорбционной способности алюмогеля по сравнению с силикагелем, что можно объяснить в данном случае не сорбционными свойствами алюмогеля вообще, а свойствами взятого сорта алюмогеля. Автору приходилось иметь дело с алюмогелем высокой активности, что объяснялось качеством алюмогеля, полученного в особо тщательных условиях его приготовления.

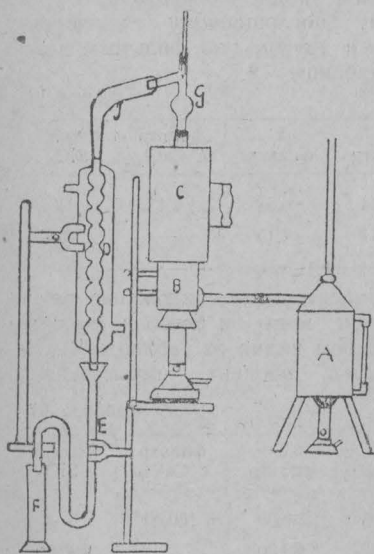
Десорбция твердых поглощителей

Десорбция есть процесс, обратный сорбции. При десорбции поглощенные пары и газы вытесняются из сорбента водяным паром и улавливаются далее тем или иным способом.

При сорбции из обратного коксового газа поглощаются, главным образом, пары воды, бензолные углеводороды, цианистый водород. При пропаривании во время десорб-

гии эти компоненты вместе с водяным паром оставляют сорбент и конденсируются в холодильнике. Конденсат представляет два слоя: нижний—водный раствор синильной кислоты и верхний — сырой бензол. Бензол слегка окрашен в желтовато-зеленый цвет. Нижний слой мутновато-молочного цвета, сильно пахнет цианом и представляет собой повидимому чрезвычайно тонкую и прочную эмульсию. Достаточно сказать, что расслоения этой эмульсии не произошло даже через 3 месяца, хотя жидкость несколько и посветлела за это время.

В лаборатории десорбция производилась в аппарате Катвинкеля, куда переносился насыщенный в трубах сорбент (рис. 7). Сущность действия этого аппарата состоит в отгонке поглощенных сорбентом компонентов обратного газа при соответствующих температурах. Эти последние несколько различаются для разных сорбентов. Так, для уг-

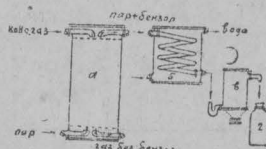


фиг. 7.

ля рекомендуется применять перегретый до 240° водяной пар, для силикагеля по нашим наблюдениям достаточно острого насыщенного пара с последующей сушкой фильтра перегретым паром или горячим воздухом с температурой выше ста градусов, причем, чем выше температура, тем быстрее идет просушивание силикагеля.

На рис. 7 показано, что водяной пар из парообразователя А идет в змеевиковый пароперегреватель В, откуда направляется в патрон с сорбентом, устанавливаемый в кожухе С. Отсюда смесь паров через насадку S с термометром поступает в вертикальный шариковый холодильник, из которого конденсат стекает в бюретку N. Отгонка при угле заканчивается после того, как количество конденсирующегося бензола перестает увеличиваться, при постепенном повышении температуры до 240° , при гидрофильных сорбентах — до постоянного объема бензола.

Десорбция силикагеля в модельном фильтре производилась очень легко и просто. Модельная установка имела вид изображенный на



фиг. 8.

рис. 8. Фильтр А представляет собой сварной железный бак из 4 мм. листового железа. Дно бака приварено наглухо, верхняя крышка укреплена на флянце, для снятия крышки при загрузке силикагеля или другого сорбента. На расстоянии 250 мм. от нижнего и верхнего края фильтра укреплены с помощью полосового железа мед-

ные сетки с отверстием в 1 мм., между которыми засыпается сорбент. В нашем случае бралось дробление силикагеля 2—7 мм. Коксовый газ подводился в верхней части, проходил слой сорбента высотой 1000 мм и выходил внизу уже обезбензоленным. Снизу подводился водяной пар, необходимый для отгонки бензола. Пар, пройдя снизу вверх слой фильтрующего материала, выходил вместе с отогнанным бензолом и цианистым водородом вверху фильтра и поступал в змеевиковый холодильник Б, охлаждаемый водой, поступающей снизу и уходящей сверху холодильника как показано на схеме.

Сконденсировавшиеся в холодильнике пары воды, бензола и цианистого водорода перепускались в отстойник В, где после расслоения бензол сливался в бутылку Г, а водный конденсат (эмульсия) собирался в особый приемник для извлечения из него циана. С помощью соответствующего переключения по паровой линии фильтра можно было пустить перегретый воздух для сушки сорбента. Во всех местах,

лученного водяного конденсата с учетом поглощенной сорбентом влаги при сорбции и оставшейся влаги в фильтре после десорбции. Расход пара на десорбцию в аппарате Катвинкеля и в модельном аппарате подсчитывался по количеству испаренной воды в испарителе, количеству полученного конденсата и влажности сорбента перед и после дегазации.

Десорбция силикагельных фильтров.

Десорбция силикагельных фильтров производилась после 14 часовой работы системы из пяти фильтров. К этому времени первый фильтр был насыщен на 23,07% от собственного веса силикагеля; последующие фильтры ниже (см. табл. 6). Чтобы проследить распределение бензола в этот момент, preparивался каждый фильтр отдельно с отдельным собиранием поглощенного им бензола. Распределение поглощенной воды и бензола в % кó всему поглощенному количеству того и другого по фильтрам видно из таблицы 12.

Таблица 12.

Сорбтив	1 фильтр	2 фильтр	3 фильтр	4 фильтр	5 фильтр	фильтр с CaCl ₂	6 фил. с SiO ₂
Вода . . .	47,6	20,0	10,30	7,44	6,63	6,45	1,61
Бензол . .	23,58	19,81	14,15	18,11	14,15	—	10,56

где требовались замеры температуры, устанавливались термометры. Расход пара на десорбцию рассчитывался грубо из количества по-

Относительное содержание поглощенной воды и бензола каждым фильтром видно из таблицы 13. Небольшой процент поглощенного

Таблица 13.

Сорбтив	1 фильтр	2 фильтр	3 фильтр	4 фильтр	5 фильтр	фильтр с CaCl ₂	6 фил. с SiO ₂
Вода . . .	94,89	89,80	79,66	78,03	80,00	100,00	—
Бенз л . .	5,11	10,20	19,94	21,97	20,00	—	100,00

фильтрами бензола по сравнению с водой соответствует малому содержанию бензола в газе в противоположность большому содержанию воды.

Распределение воды и бензола по фильтрам в процентах к общему количеству поглощенных воды и бензола дано в таблице 14.

таким образом вхолостую по крайней мере в отношении поглощения бензола. Последний перемещается к концу системы. Может наступить момент, когда первый фильтр будет практически насыщен только водяным паром, бензол же из него вытеснится и поглотится вновь последующими фильтрами, что в прак-

Таблица 14.

Сорбтив	1 фильтр	2 фильтр	3 фильтр	4 фильтр	5 фильтр	фильтр с	6 фил. с
Вода . . .	44,27	17,92	9,21	6,66	5,95	2,91	—
Бензол . . .	2,44	2,44	1,47	1,84	1,47	—	1,09

Мы подробно остановились на распределении воды и бензола по фильтрам потому, что знание этого распределения очень важно в отношении расчета количества фильтров при прочих неизменных условиях, которое прямо подсказывается этим распределением. Если бы вместо 6-го фильтра с хлористым кальцием был силикагельный фильтр—пары воды и бензола проникли бы и в 7 и даже 8-й фильтр. Как видно из последней таблицы убывание количеств, поглощенных фильтрами воды и бензола, идет непропорционально. Если 4-й фильтр поглотил воды почти в семь раз менее, чем первый, то тот же четвертый фильтр бензола поглотил только в 2½ раза менее. Здесь сказались и гидрофильные свойства силикагеля и малые концентрации бензола.

Приведенные данные показывают также, что при сорбции бензола силикагелем из очень влажного газа полное использование сорбционной мощности силикагельного фильтра не только не имеет смысла, но даже вредно, так как сорбированный фильтром вначале бензол начинает постепенно вытесняться водяным паром и фильтр работает

тике работы и наблюдалось, хотя до полного обезбензоливания фильтров никогда не доходило.

По законам сорбции, последняя всегда выше для индивидуальных сорбентов, чем для смеси их, причем чем сложнее эта смесь, тем ниже сорбция. На сорбции сильно сказывается и процентное соотношение компонентов смеси. Так величины сорбции из обратного и прямого газа сильно различаются. Соответственно этому различается и распределение воды и бензола в фильтрах, как это можно видеть, например, при сравнении сорбции бензола из прямого и обратного газа.

При пуске острого пара в силикагельный фильтр в первый момент происходит охлаждение и конденсация пара. Конденсат поглощается силикагелем, при этом последний нагревается. Следующие порции пара идут дальше по фильтру уже не конденсируясь в нагретом слое и прогревая, таким образом, последующие слои сорбента. Этот постепенный прогрев острым паром хорошо можно проследить, прикладывая руку к наружным стенкам фильтра. Пока не прогреется фильтр — пар

целиком конденсируется (и сорбируется) в слое силикагеля и только к концу прогрева фильтра, из него начинают лететь пары воды и бензола; последние вначале интенсивнее, чем пары воды. Продолжительность прогрева зависит от количества поступающего в фильтр пара, охлаждения фильтра и т. д.

Первые потоки конденсата представляют собой почти чистый бензол, затем с падением концентрации паров бензола в смеси скорость конденсации бензола уменьшается, а паров воды наоборот увеличивается. Интересно отметить, что еще раньше чем начинают конденсироваться пары бензола и воды, начинают лететь очень легкие углеводороды, которые проскакивают холодильник не конденсируясь.

Таблица 15.

Время в минут.	H ₂ O см ³	C ₆ H ₆ см ³	Температура насадки
0,5	2,0	1,0	} 99°
1,0	4,0	1,5	
1,5	5,0	2,0	
2,5	11,0	2,5	
3,5	21,0	3,0	
4,0	29,0	3,5	
5,0	36,0	3,5	
6,0	43,0	3,5	

В таблице 15 приведены данные о скорости отгонки бензола из силикагельных фильтров острым паром. Началом отсчета времени считалось появление в приемнике первой капли конденсата и концом — время, когда пары бензола перестают конденсироваться, что видно из отсчетов объема бензола. Данные таблицы 15 относятся к первой трубке из системы в 6 трубок. Отгонка бензола из последней трубки, где бензола было поглощено значительно меньше, показан таблицей 16, т. е. почти не отличается от отгонки бензола из первой трубки.

Замечено, что фильтр, насыщенный парами чистого бензола, отдает бензол при пропаривании несколько медленнее, чем фильтр, насыщенный смесью паров воды и

Таблица 16.

Время в минут.	H ₂ O см ³	C ₆ H ₆ см ³	Темп-ра насадки
0,5	3,0	0,5	} 99°
1,5	9,0	1,0	
2,5	18,0	1,5	
3,5	26,0	1,5	
4,5	34,0	1,5	

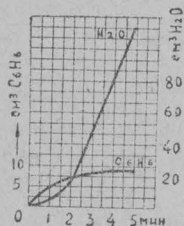
бензола, особенно при отгонке последних порций бензола. Из таб. 17 и фиг. 9, видно, что главная масса бензола отгоняется также в первые 2—3 минуты, затем несколько затягивается. Соотношение объемов, полученных конденсатов паров бензола и воды лежит недалеко от 1:10.

Несмотря на отгонку бензола до постоянного объема его в приемнике после холодильника, нельзя утверждать, что он нацело отогнан. Для внесения ясности в этот вопрос наблюдения были проведены над десорбцией силикагеля в большом модельном (200 кг силикагеля) фильтре. Температура пара при вхо-

Таблица 17.

Время в минут.	H ₂ O см ³	C ₆ H ₆ см ³	Тем-ра насадки
0,5	1	4,0	} 99°
1,0	6	4,5	
1,5	10	5,0	
2,0	15	5,5	
2,5	20	5,7	
3,0	25	6,0	
3,5	30	6,2	
4,0	35	6,4	
4,5	40	6,5	
5,0	47	6,7	
5,5	50	7,0	
6,0	57	7,5	
6,5	64	7,5	
7,0	70	7,5	

де в фильтр = 100°C , при выходе — 80° . Скорость пара так же, как и в предыдущих лабораторных опытах была небольшой (0,15—0,20 м/с). Время на отгонку бензола, считая от первой капли конденсата, здесь уже составило 15 минут. Концом отгонки считалось практическое прекращение увеличения объема отогнанного бензола. На самом деле бензолные углеводороды продолжали еще отгоняться хотя и в очень



фиг. 9.

малых количествах. При под'еме температуры пара до 90 — 100° на выходе (добавка к концу отгонки перегретого пара) отгонялось еще некоторое количество бензола, которое составляло около 5—7% ранее отогнанного бензола. На этом отгонка не заканчивалась. При открывании крышки фильтра силикагель имел еще заметный запах бензолных углеводородов, количеством которых пренебрегалось.

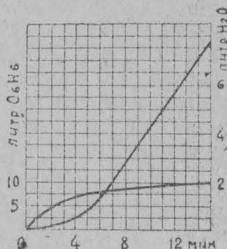
При пропаривании большого фильтра скорость отгонки бензола вначале также, как и при лабораторной установке, была больше, чем для воды. Кривые отгонки приведены на рис. 10. Как видно из рисунка, главная масса бензола отгоняется небольшим количеством пара. Главный расход пара ложится на отгонку небольшой части бензола трудно удаляемой из силикагеля.

Интересно отметить, что отгонка бензола из большого фильтра закончилась практически при соотношении объемов конденсатов бензола

к воде как 1 : 3, вместо 1 : 10 при лабораторной установке.

Как уже говорилось выше водный конденсат содержал значительное количество циана, концентрация которого в конденсате доходила до 58 г/л.

Увеличение скорости пара для отгонки от 0,2 до 0,3 м/с, а следовательно и количества его снижало



фиг. 10.

время отгонки от 15 до 10 и даже до 8 минут. При этом несколько повышалась и температура на выходе пара из фильтра, достигая 88° вместо 80° при меньшей скорости. Однако при большей скорости отгонки следует помнить о достаточном для конденсации охлаждении паров воды и бензола, особенно вначале отгонки, когда отгоняются, главным образом, бензолные углеводороды и особенно их легкие фракции.

После отгонки бензола водяным паром силикагель должен быть освобожден от воды, которой насыщен фильтр. Количество этой воды в силикагеле зависит от температуры фильтра при его десорбции, от скорости пара в фильтре, от сорта силикагеля. Отдельные сорта силикагеля удерживают влагу очень прочно. Это особенно заметно на мелкопористых образцах. Один такой образец был насыщен парами воды до содержания 9, 10% от веса силикагеля, и подвергнут сушке горячим воздухом, нагретым до тем-

пературы 310°C со скоростью 0,4 м/с в свободном сечении фильтра. Удаление влаги определялось по потере веса фильтра. Через 7 минут продувания воздуха в силикагеле осталось 4,37% воды. После этого подвергались сушке еще три образца того же сорта силикагеля, насыщенные до такой же степени, но уже с разными скоростями, именно: 0,4; 1,0 и 1,5 м/с. Время продувания 20 минут. Остаточная влага в силикагеле соответственно оказалась 4,53; 4,48 и 4,65%, что подтвердило первый результат — 4,37%, причем эти опыты показывают, что обезвоживание силикагеля при определенных условиях идет до определенного предела, после которого дальнейшего обезвоживания не происходит. Чтобы его продолжить, нужно резко менять условия обезвоживания и в первую очередь температуру воздуха. Так образец силикагеля, в котором остаточная влага после сушки воздухом составляла 4,37%, прокаливался в течение часа при 650°C, причем остаточная влага в нем после этой прокалики показывала 2,2%.

В крупнопористых сортах силикагеля влага удерживается менее прочно, но также до определенных пределов, после которых ее удаление требует таких же высоких температур, как и при применении мелкопористых образцов. При одинаковых условиях десорбции и прокаливания (сушки) процент остаточной влаги в мелкопористых образцах всегда несколько выше, чем в крупнопористых, например, 4,37 и 3,72%. Наблюдения показали, что количество воздуха на сушку силикагеля может сильно меняться в зависимости от скорости его пропускания через фильтр. Для уточнения этих наблюдений был поставлен следующий лабораторный опыт.

Кварцевая трубка заполнялась 200 г силикагеля, насыщенного до одной степени влажности и продувалась нагретым до 210°C воздухом. Трубка была помещена в электрическую трубчатую печь, в которой поддерживалась температура также в 210°C. Таким образом, при входе и выходе из трубки устанавливалась почти одинаковая температура. Воздух пропускался с разной скоростью. Результаты этого опыта видны из таблицы 18.

Таблица 18.

Скорость в м/с в свободном сечении фильтра	Время в минутах	Количество воздуха в литрах	Температура воздуха в °С
0,27	30	149	} 210°
0,48	23	203	
0,75	17	238	
1,34	13	325	
1,76	10	338	

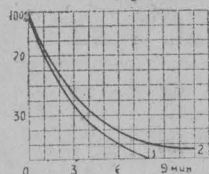
Согласно этих данных оказывается, что при прочих равных условиях выгоднее пропускать воздух с меньшей скоростью. Повидимому при больших скоростях воздух проскакивает с меньшим коэффициентом осушающего действия, если так можно выразиться. Однако такое заключение действительно для описанного случая, когда температура по всей длине слоя силикагеля поддерживалась одинаковой. Если же фильтр не подогревать, пропуская только горячий воздух, то при малых скоростях получается значительная разница в температурах при входе и выходе воздуха из фильтра. В этом случае время сушки сорбента несколько замедляется. В силу этих соображений в практике фильтры и снабжаются обычно змеевиками, играющими двойную роль: при сорбции во избежание нагрева за счет теплоты сорбции и

после сушки сорбента; через змеовики пускается охлаждающая вода, при сушке горячий воздух или пар для добавочного подогрева.

Говоря о десорбции и сушке силикагеля, мы все время имеем ввиду пары воды, так как бензол отгоняется практически значительно раньше последних.

Десорбция активированного угля

Отгонка паром бензола, поглощенного активированным углем несколько отличается от отгонки при силикагельном фильтре. Как в одном, так и в другом случае главная масса бензола отгоняется в первые минуты после прогрева фильтра паром, затем отгонка замедляется и последние остатки поглощенного бензола отгоняются при температуре более высокой, чем вначале. Однако при силикагеле этот процесс идет легче, чем при угле. Если при силикагеле для отгонки бензола достаточно насыщенного пара, то при угле требуется перегретый пар. Уголь поглощает кроме бензола сероводород, нафталин, смолу и т. д., в то время как силикагель хорошо улавливает только смолу. Уголь, следовательно, скорее загрязняется, чем силикагель. Бензол, полученный при десорбции активированного угля хуже по виду и запаху, чем бензол из силикагельного фильтра.



фиг. 11.

На рис. 11 показаны кривые отгонки бензола из силикагельного (I) и угольного (II) фильтров. Из кри-

вых видно, что если для практически полной отгонки бензола из силикагеля достаточно острого пара, то при угольном фильтре часть бензола (5—8%) оставалась в фильтре и для ее отгонки требовался перегрев пара до 180—230°.

Также, как и при силикагеле, отгонка бензола из угля протекает очень быстро, особенно в первые минуты и в лабораторной установке требует пара значительно больше, чем в укрупненной модельной установке. Иначе говоря, чем крупнее установка, тем экономичнее она должна быть. Так по Мюллеру ⁴⁾ необходимое на практике количество пара оказалось равным только 1/40 того количества, которое показали лабораторные исследования. Это несоответствие является следствием того, что при продувании водяным паром через высокий слой угля из фильтра выходят сначала до появления водяного пара почти чистые пары бензола. В нашем случае, при отгонке бензола из лабораторных фильтров (200 гр угля) и модельных фильтров (100 кг) это соотношение было несколько другим (см. таблицы 19 и 20) чем приведенное Мюллером, хотя также достаточно большим.

Эта разница объясняется, повидимому, тем, что в лабораторной установке теряется больше тепла, больше имеется «холостых» проскоков пара и т. д. Как видно и здесь, так же как и при силикагельном фильтре отношение бензола к водному конденсату не превышает 1:3—1:4.

Имеется ряд патентов, в которых предлагаются разные способы десорбции насыщенного угля. Так патент фирмы Байера предлагает проводить десорбцию при любой температуре газом или газовыми смесями, вместо водяного пара. В другом патенте той же фирмы описы-

вается способ десорбции угля перегретым водяным паром или перегретыми парами органических растворителей.

Одним патентом предлагается выпаривать поглощенный продукт из сорбента, пропуская последний через ванну из жидкого металла, с учетом соответствующей температуры или применением нескольких последовательно расположенных ванн с повышающейся температурой.

Баденские анилиновые и содовые фабрики рекомендуют оставлять в сорбенте часть десорбирующего вещества (пара или газа) в таких количествах, которые не влияют заметно на величину сорбции, способствуют быстрой и легкой регенерации.

Некоторые авторы используют для десорбции ту же смесь, из которой производится и сорбция, применяя одновременный нагрев угля и газа. Один из патентов рекомендует десорбцию в вакууме водяным паром, который вводится под небольшим давлением. Согласно патенту французской фирмы, насыщенный уголь подогревается током газа и пара, циркулирующими между углем и нагретыми поверхностями. В другом случае предлагается первые слои

(по ходу поступления сорбтива) подвергать при десорбции непрямому обогреву и т. д.

Все эти способы в принципе сходны между собой. Все они складываются из двух операций: подогрев и продувание газа или пара, или одной — продувание горячего пара. Все они имеют мало преимуществ или совсем не имеют перед широко распространенным способом отгонки сорбтива из угля острым водяным паром с последующей продувкой фильтра горячим воздухом, газом или перегретым паром для осушки угля.

При всех способах десорбции угля все же остается некоторая часть сорбтива, так называемое остаточное поглощение, которое измеряется одним-двумя или даже долями процента. Для отгонки этих малых количеств требуется большой расход пара, поэтому имеет смысл пренебрегать их отгонкой, оставляя их в качестве «переходящих количеств», тем более, что это мало сказывается на общей сорбционной емкости сорбента.

Что касается десорбции бензола поглощенного другими сорбентами, как алюмогель, феррогель, хромогель и т. д., то мы опускаем их по

Таблица 19.

Время в минут.	Лабораторная установка		Темпера- тура °С
	H ₂ O см ³	C ₆ H ₆ см ³	
1,0	1,4	5,8	На выходе 98
1,5	8,9	6,8	
2,0	18,0	7,4	
3,0	45,0	8,4	
4,0	81,0	9,0	
5,0	120,0	9,0	
10,0	—	—	
—	—	—	
—	—	—	
—	—	—	

Таблица 2

Время в минут.	Модельная установка		Темпера- тура °С
	H ₂ O литр	C ₆ H ₆ литр	
1	0,4	2,9	На выходе 80
2	1,5	4,8	
3	2,8	6,2	
4	5,2	7,0	
6	13,7	8,2	
8	24,5	8,7	
10	36,7	9,4	
12	50,3	9,6	
14	63,1	9,8	
15	75,4	9,8	

той причине, о которой выше уже упоминалось т. е. поведение этих сорбентов мало отличается от поведения взятого нами в качестве главного представителя гидрофильных сорбентов—силикагеля.

Приведение всех опытных материалов в отношении этих сорбентов было бы настолько же лишним, насколько лишним является, наприм., приведение опытных данных для силикагеля разной активности. В этом случае можно говорить о количественном, а не о качественном различии сорбентов, о поглотительной способности, а не о природе и свойстве их.

Понижение сорбционной способности сорбентов.

Работоспособность сорбентов в значительной мере зависит от правильно проведенной десорбции. Практикой установлено, что поглотительная способность силикагеля и особенно активного угля понижается со временем. Это понижение объясняется тем, что в парах сорбентов остается часть поглощенных продуктов, не отогнанных водяным паром. С каждой последующей операцией этих остаточных продуктов накапливается все больше и понижение поглотительной способности сорбента выступает все заметнее, эксплуатационные возможности все ниже.

При улавливании бензола из коксового газа как правило сорбент загрязняется смолой. Правда, в фильтр попадают только очень легкие фракции смолы, которые сравнительно легко отгоняются, тем не менее с ними приходится считаться. Даже при очень хорошей очистке газа и тщательной десорбции силикагель со временем темнеет, что говорит за накопление в нем трудно удаляемых продуктов. В этих случаях прибегают к обработке сорбен-

тов горячим воздухом, перегретым паром и даже просто к прокаливанию, где это возможно, при соответственно повышенных температурах. В этом случае удобным является силикагель, на который в широких пределах не действуют высокие температуры. Воздух и пар окисляют поглощенные загрязнения, разрушают их, после чего они легко удаляются из сорбента.

В тех случаях, когда высококипящие «загрязнения» являются ценным продуктом, потерей которого нельзя пренебрегать, прибегают к извлечению его из сорбента промыванием последнего растворителями.

Иногда такие загрязнения оказываются полезными. Замечено, наприм., что сера отлагаясь в сорбенте, увеличивала его сорбционную способность по извлечению бензола из светильного газа, при рекуперации растворителей, испаряющихся при производстве сернистых красителей и т. д. Когда содержание серы в угле повышалось до 50%, уголь подтвергался обработке сероуглеродом, сера экстрагировалась.

При правильно поставленной десорбции угля и особенно силикагеля сколько нибудь заметного понижения сорбционной способности их не наблюдается. Повидимому этот вопрос нужно решать на основе продолжительных наблюдений за правильно работающей установкой, т. е. установкой, где производится тщательная десорбция с строгим учетом возможных загрязнений и контроль за качеством десорбции.

Практика показала, что при этих условиях сорбенты годами работают без смены (но с добавкой сорбента).

* При рекуперации бензола из обратного коксового газа силикагелем вряд ли нужно говорить о возможности пожаров, образовании взрыв-

чатых смесей и т. д. Даже в установках, работающих на угле, опасность взрывов и пожаров сведена до минимума, а при правильном режиме исключена совсем. Здесь имеются ввиду специфические причины, вызывающие огне-взрывоопасность сорбционных установок. Эта относительная безопасность обуславливается на современных установках строгим контролем за состоянием работающей установки и газовых смесей, использованием особо физически прочных углей, исключая возможность образования угольной пыли, пониженными температурами сорбции и десорбции.

Таким образом, в смысле удобства, простоты операций и безопасности от огня и взрыва при десорбции и сушке фильтров, силикагель имеет ряд преимуществ перед активированным углем, однако следует помнить, что активированный уголь обладает специфическими сорбционными свойствами (гидрофобность), которые могут быть очень выгодно использованы в комбинации с силикагелем.

Вопросы конструкции фильтров и экономическая сторона вопроса разобраны в другом месте и здесь опускаются.

Бензол из обратного коксового газа.

Конденсат, полученный при десорбции силикагельных и угольных фильтров с помощью острого водяного пара, представляет собой жидкость, очень легко разделяющуюся на два слоя: верхний — сырой бензол, нижний — вода. Верхний слой слабо желтого цвета жидкость удельного веса 0,935, с температурой застывания —47—(-55°С). Для сравнения напомним, что сырец-бензол получаемый из прямого газа соляровым маслом имел удельный

вес 0,906 и температуру —15° С, а бензол полученный силикагелем из прямого газа имел удельный вес 0,908 и температуру застывания —17° С.

Водная часть конденсата имела вид сильно разбавленного водой молока, с резким запахом циана и бензольных углеводородов.

Бросающаяся в глаза разница в удельном весе и температуре замерзания говорит за различный состав бензола из прямого и обратного газа. Эта разница в составе чрезвычайно интересна по тем выводам, которые она может вызвать. Из трех основных компонентов сырого бензола — бензола, толуола и ксилола — самую низкую температуру замерзания имеет толуол, следовательно за его счет в первую очередь и нужно отнести понижение температуры замерзания сырья-бензола, полученного из обратного газа с помощью твердых сорбентов.

Какие же причины обусловили изменение содержания компонентов сырого бензола из обратного газа относительно друг друга по сравнению со скрубберным бензолом? Можно было предполагать наличие двух причин:

1. Избирательная сорбция бензольных углеводородов твердыми сорбентами из обратного газа.

2. Избирательное поглощение бензольных углеводородов соляровым маслом из прямого газа.

Первое предположение было проверено следующим образом. Количество бензольных углеводородов определялось в коксовом газе до и после силикагельных фильтров, сравнивалось с фактически отогнанным из фильтров количеством, давая, таким образом «бензольный баланс». Практически весь сырой бензол из коксового газа задерживался фильтрами. Силикагель этих фильтров имел «остаточный бен-

зол» предыдущего насыщения, который также учитывался.

Баланс бензольных углеводородов показал, что избирательного поглощения не наблюдается, что фильтрами поглощаются все имеющиеся в обратном газе бензольные углеводороды (имеются в виду — бензол, толуол, ксилол); следовательно это предположение отпадает. Такого сильного изменения состава сырого бензола, которое наблюдается при сравнении продукта полученного с помощью сорбента из обратного газа и продукта полученного с помощью солярового масла из прямого газа, не может произойти, если только исключить возможность проскоков через сорбент большей части легкой бензольной фракции. Против наличия этих проскоков говорят баланс бензола. Допустить возможность проскока легкой фракции бензольных углеводородов через сорбент и этим объяснить изменение состава сырого бензола из обратного газа можно только в том случае, если существующие аналитические методы недостаточно точны и сам бензольный баланс составлен неправильно.

Правда, при десорбции силикагеля всегда наблюдается отгонка легкой углеводородной фракции ранее, чем появляется конденсат в холодильнике, но количество этой «добензольной» фракции не настолько велико, чтобы произвести полученное изменение состава сырого бензола.

Остается второе предположение — об избирательном поглощении ком-

понентов сырого бензола соляровым маслом. Если это предположение верно, значит соляровое масло полнее поглощает из прямого газа бензол чем толуол, ксилол и более тяжелые углеводороды.

Автору не пришлось, к сожалению, наблюдать результатов поглощения хвостов бензола из коксового газа на установках, работающих на каменноугольном масле. Может оказаться, что при этом последнем состав сырого бензола из прямого газа не будет отличаться от бензола из обратного газа. Если бы это оказалось так — значит каменноугольное масло не обладает избирательным поглощением. Этим самым был бы разрешен вопрос о выборе

Таблица 21.

Компонент	Из прямого газа соляровым маслом в %	Из обратного силикагелем в %
Бензол	80,0	43,63
Толуол	16,3	45,48
Ксилол	3,7	18,69

поглотительных масел для бензола и прекращен спор между сторонниками солярового и каменноугольного масла.

В таблице 21. приведены в процентах к общей сумме количества основных компонентов сырого бензола, полученного соляровым маслом из прямого газа и силикагелем — из обратного. Как видно из таблицы соотношения компонентов в одном и другом случае сильно различаются.

Если количество бензольной фракции снизилось в два раза, то количество толуола увеличилось в два с половиной раза, а ксилола даже более чем в четыре раза. Соответ-

Таблица 22.

I. Анализ сырого бензола после десорбции силикагелевого фильтра.

	На сырой продукт, %	На отгон до 180°, %
Сероуглерод+легкий бензол	7,5	12,05
Чистый бензол	9,5	15,27
Чистый толуол	11,9	19,1
Чистый ксилол	4,78	7,6
Сольвент 1 и 2	3,7	5,9
Остатки 1-й дистилляции до 180°	37,8	—
Потери 1-й дистилляции	1,0	1,6
Остатки 2-й дистилляции после 180°	18,7	30,1
Потери 2-й дистилляции	0,82	1,3
Потери мойки	4,3	7,08
	100	100

щенного фильтра острым водяным паром. Условия десорбции, температура пара при выходе из фильтра и т. д. приводились выше. Удельный вес разгоняемого сырого бензола 0,933, температура замерзания — 47° С.

Высокое содержание в сыром бензоле толуольной фракции придает особый смысл улавливанию хвостов бензола из обратного газа, так как эта фракция является наиболее ценной в бензоле при использовании его в качестве моторного топлива. Характеризуясь малым содержанием сернистых соединений, смол, низкой температурой замерзания—бензол полученный твердыми сорбентами может быть прямо использован в качестве горючего в моторах. Если бы появилась необходимость осушки этого бензола от остатков влаги, то этого очень легко можно достигнуть простым

II. Разгонка остатка 1-й дистилляции выше 180°

1. Температура . . .	180°	190°	200°	210°	220°	230°	240°	250°	254°
% отгона	2	64	84,5	91,5	93	94	94,5	95,5	Разложен.

ПРИМЕЧАНИЕ: первая капля при 172°.

III. Определение фенолов и пиридинов в „хвостах“.

Фенолов — 0,65%

Пиридинов — 1,1%

ственно увеличился и выход кумароновой смолы. Лучше всего впрочем это видно из результатов разгонки сырого бензола и очистки фракций. Приводимые ниже данные разгонки (таблица 22) относятся к сырому бензолу, поглощенному из смеси обратного коксового газа (85%) с доменным (15%). Бензол получен в результате десорбции на-

фильтрованием через слой силикагеля, который при этом задерживает не только воду, но и смолу, а также значительную часть оставшихся в бензоле сернистых соединений и нестойких углеводородов (диолефины), которые при сорбции силикагелем подвергаются полимеризации, причем продукты последней (смолы) задерживаются полностью при последующем фильтровании через слой сорбента.

Величина зерен силикагеля может быть крупнее или мельче, но необ-

ходимо помнить, что чем мельче зерно, тем больше его насыпной вес для одного и того же сорта и тем выше поглотительная емкость фильтра.

Фильтрация лучше вести снизу вверх, а не наоборот, в целях лучшего распределения фильтруемой жидкости между зёрнами геля. Чем больше размеры фильтра, тем меньше скорость прохождения бензола через фильтр, тем больше время соприкосновения его с сорбентом и выше эффект осушки и очистки.

Способ смешения бензола с силикагелем (контактный), более эффективен, чем способ фильтрации (перколяционный), однако последний удобнее и проще в смысле регенерации силикагеля. В случае

работы по методу фильтрации через зернистый силикагель регенерация последнего производится при помощи продувки паром или горячим воздухом без выгрузки силикагеля; при перколяционном же методе загрязненный силикагель приходится для прокаливания перегружать в другой аппарат, так как для этого метода обычно применяется порошкообразный силикагель, регенерацию которого паром или воздухом уже нельзя провести по тому же способу как зернистый гель, и тем более в том же сосуде, где происходило смешение с бензолом.

Сырой бензол, полученный из обратного коксового газа с помощью силикагеля в момент, когда бензольное отделение работало неполностью

Таблица 23.

Разгонка сырого бензола № 1 полученного с помощью силикагеля.

Название продукта	На сырой бензол в %	На отгон до 180° в %
Сероуглерод+легкий бензол	1,2	2,0
Чистый бензол	19,9	33,2
" толуол	13,3	22,2
" ксилол	4,4	7,3
Сольвент 1	2,0	3,3
" 2	2,2	3,6
Остаток 1 дистилляции	4,0	—
Потери 1 дистилляции	—	—
Остаток 2 дистилляции	11,8	19,7
Потери 2 дистилляции	1,2	2,0
Потери мойки	4	6,7
	103	100

Таблица 24.

Разгонка сырого бензола № 2 полученного с помощью силикагеля.

Название продукта	На сырой бензол в %	На отгон до 180° в %
Сероуглерод+легкий бензол	2,0	3,0
Чистый бензол	21,2	32,1
" толуол	14,3	21,6
" ксилол	10,2	15,6
Сольвент 1	0,1	0,2
" 2	1,7	2,6
Кубовые остатки	13,4	20,2
Потери 1 дистилляции	0,3	—
Потери 2 дистилляции	0,7	1,2
Потери мойки	2,3	3,5
Остаток 1 дистилляции	33,8	—
	100	100

и в обратном газе оставалось 15 — 20 г/м² бензола, дал при разгонке фракции уже в другом соотношении между собою. (См. анализ т-ц 23 и 24). Это как будто подтверждает высказанное замечание в отношении избирательного поглощения углеводородов соляровым маслом, однако это замечание должно быть еще тщательно проверено в части точности аналитических определений, вернее точности существующих способов определения бензола в газе активированным углем. Это тем более необходимо иметь в виду, что в литературе *) имеются данные относительно состава сырого бензола полученного из обратного газа

вымораживанием, которые сильно разнятся от приведенных данных для бензола полученного при помощи силикагеля. (таблица 25).

Таблица 25.

Анализ бензола, полученного вымораживанием на Горловском заводе Синтеза аммиака в 1936-37 г.

Легкие погоны типс серо- углерода	Бензол	Толуол	Ксилолм	Соль- вент
60%	81%	80%	2,50%	2,50%

Надо учитывать также и то, что эти данные относятся к совершенно другой установке, с другим режимом и другими производственными показателями.

*) Кокс и химия № 4—5, (1940 г.), стр. 49.

Работа доменной печи № 4 в марте 1940 года и корректировка шихты по полному выносу пыли

Доменная печь № 4 имеет одинаковый объем с доменной печью № 3. Однако ход д. п. 4 значительно экономичнее чем 3-й д. п. Так, например, начиная с марта 1938 года по сентябрь 1939 года доменная печь № 4 выплавляла чугун с меньшим расходом кокса и при минимальном выносе пыли. Средний расход кокса по доменной печи № 4 за 1938 г. составил 0,856, а по д. п. № 3 — 0,884. Расход кок-

койный выход газа из шахты. Кроме этого д. п. № 4 имеет увеличенное сечение фурм d—фурм 200 мм против 180 мм на 3-ей печи, что в сочетании с более широким колошником благоприятствует экономическому ходу ее. Однако известно, что выгоду от такого сочетания фурм и широкого колошника можно получить лишь при условии соответствующей газопроницаемости шихты. Как видно из кривых фиг. 1, с сентября 1939 года по март 1940 г. ход доменной печи № 4 изменился в невыгодную сторону: расход кокса стал выше чем для 3-ей д. п., а это указывает на ухудшившуюся газопроницаемость шихты.

Начиная с сентября 1939 года уменьшилась крупность кокса и увеличилась его замусоренность, о чем свидетельствуют кривые фиг. 1: 1) падение барабанной пробы кокса; 2) непостоянство и высокая общая трещиноватость кокса, 3) возрастание усадки коксовой шихты. Уменьшение крупности кокса и увеличение замусоренности привело к уменьшению газопроницаемости шихты, вследствие чего уменьшилось количество кокса, доходящего до фурм, о чем можно заключить по падению кривой (фиг. 1), характеризующей количество дутья на тн сжигаемого кокса и минутный расход дутья в печь.



Условные обозначения.

— данные работы дом. печи № 3,
 - - - - - " " " № 4.

фиг. 1

са по месяцам 1939 г. виден из кривых фиг. 1. Д. п. № 4 в сравнении с д. п. № 3 имеет более широкий колошник, обеспечивающий спо-

Дата	Производ. в т/сутки	Расх. кокса т/т чугун.	Вынос пыли в %		Нагрузки на тн. кокса		Si в чугуне	% Fe в ко-лоши. пыли	Дутье		Тем-ра ОС	CO ₂ в га-зе в %	Дутья в м ³ на тн. кокса	Вынос пыли в т.		Количество полад
			Учтен.	Балан.	Учтен.	Балан.			Колич. м ³ /мин.	Упруг. атм.				Учтен.	Балан.	
20/II	1287	0,817	24,3	34,8	1,980	1,851	0,99	53,42	2087	1,20	500	11,0	2859	312	448	153
21/II	1264	0,878	24,9	65,3	2,144	1,683	1,15	55,83	2113	1,25	500	12,6	2743	314	825	154
22/II	1221	0,885	26,2	47,5	2,062	1,822	1,25	55,19	2031	1,37	500	12,6	2748	32	580	150
23/II	1314	0,817	15,8	17,9	2,048	2,023	0,82	56,49	2053	1,29	500	12,0	2640	208	235	149
24/II	1200	0,924	18,4	87,1	1,212	1,233	0,95	56,82	2117	1,37	490	12,0	2540	220	1045	154
25/II	1218	0,905	24,7	49,3	2,016	1,744	1,18	55,85	1985	1,29	470	12,4	2594	301	600	153
26/II	896	0,942	32,0	25,2	2,160	2,231	1,24	57,08	1954	1,10	480	11,6	2986	286	226	137
27/II	1354	0,776	14,5	18,5	2,091	2,039	0,83	55,11	2136	1,25	500	11,2	2845	196	250	147
28/II	1180	0,890	17,7	39,6	2,022	1,777	1,00	56,63	2071	1,29	49	11,4	2837	209	467	146
29/II	1207	0,875	17,4	42,9	2,074	1,796	0,86	55,64	2181	1,35	500	11,8	2832	210	518	157
Средн. . .	1214	0,871	21,6	42,7	2,052	1,820	1,02	55,80	2076	1,27	493	11,8	2762	257	519	150
1/III	1313	0,900	18,7	48,2	2,077	1,749	1,08	54,77	2196	1,38	500	11,8	2677	245	633	161
2/III	1239	0,860	21,1	46,8	2,081	1,808	1,04	53,55	2033	1,32	495	13,0	2746	261	579	148
3/III	993	0,931	29,0	59,6	2,034	1,705	1,07	54,22	180	1,15	490	12,2	2807	288	592	142
4/III	1212	0,850	17,2	16,2	1,892	1,903	0,80	55,14	2014	1,30	470	11,8	2816	208	196	144
5/III	1228	0,908	20,5	46,6	1,992	1,705	0,99	53,56	2169	1,30	500	11,6	2799	231	572	155
6/III	1321	0,807	20,8	24,2	1,984	1,943	0,91	54,64	2195	1,30	500	11,6	2965	275	319	148
7/III	1180	0,923	24,9	20,2	1,630	1,686	1,21	53,21	2063	1,25	480	11,0	2728	293	238	138
Средн. . .	1212	0,883	21,8	37,4	1,956	1,785	1,1	54,44	2067	1,30	490	11,2	2791	260	447	148
8/III	1379	0,784	21,6	33,7	2,122	1,968	0,94	54,95	2158	1,30	500	11,0	2877	298	465	150
9/III	1343	0,842	19,6	45,0	2,139	1,837	0,80	55,76	2203	1,27	520	11,0	2808	263	605	157
10/III	1225	0,906	22,2	63,4	2,102	1,647	0,85	55,46	2205	1,21	515	7,8	2863	272	777	154
11/III	1297	0,816	21,1	42,3	2,166	1,845	1,02	54,54	2185	1,39	425	11,2	2974	273	613	147
12/III	1312	0,845	22,0	87,7	2,224	1,441	0,86	54,72	218	1,30	520	11,2	2967	289	1150	154
13/III	1300	0,820	22,9	50,9	2,050	1,640	1,06	55,97	2157	1,35	510	11,4	2914	299	661	148
14/III	1255	0,810	26,2	41,0	2,180	1,923	1,00	54,51	2074	1,25	520	11,4	2842	262	470	116
15/III	1277	0,835	18,5	39,6	2,100	1,903	0,67	53,87	2099	1,27	520	14,0	2827	236	502	154
Средн. . .	1298	0,832	21,8	50,4	2,135	1,775	0,90	54,97	2158	1,28	504	11,1	2884	274	665	151
Средн. за 15 дней	1258	0,869	21,8	44,3	2,052	1,779	0,95	54,72	2115	1,28	497	11,4	2840	267	558	149

Таблица 1.

Пластомерия			Тех. анализ, кокса в %		Летучих в %	Пористость в %	Трещ. кокса общ.	Рассев кокса в %		Велич. приведен. к нагрузке 2,00			Изменение загрузки	
X	X	У	Влажн.	Зола				75 мм	25 мм	Колич. полад	Вынос пыли на подачу	Чугун на под.		
29	21	18	—	—	—	—	0,266	12,81	5,83	152	2,05	2,95	8,45	
30,9	24	17	4,2	12,1	0,9	40,1	0,263	13,84	2,98	165	1,90	5,00	7,65	
28,9	23	18	4,3	11,4	1,2	39,8	0,271	10,11	5,36	155	2,06	3,67	7,87	ККК × РР × — 5
30,5	23	16	4,9	11,4	1,0	40,5	0,247	12,66	4,34	153	1,36	1,54	8,6	"
30	27	17	4,4	11,9	1,1	38,8	0,261	11,82	4,2	163	1,35	6,42	7,37	"
26	23	17	4,5	11,7	1,1	38,0	0,282	12,22	4,0	153	1,56	3,96	7,96	III 15 п ККК РР × — 5
27	23	18	4,8	12,2	1,0	40,0	0,280	14,8	4,6	148	1,93	1,53	6,05	II 30 п ККК × РР — 5
28	23	17	4,8	12,4	1,0	38,3	0,291	21,0	3,9	154	1,27	1,62	8,80	III 43 РР × ККК × — 5
30,0	23	17	4,6	13,0	1,0	38,4	0,217	13,0	2,4	147	1,42	3,18	8,00	I—10 ККК × РР × — 5
28	26	17	4,3	11,8	1,0	40,8	0,271	14,59	2,51	162	1,30	3,20	7,45	
28,8	236	17	4,5	12,0	1,0	39,5	0,265	13,58	4,03	155	1,66	3,31	7,82	
26	24	17	5,4	13,1	1,2	40,3	0,294	10,4	4,6	167	1,47	3,78	7,85	ККК × РР × — 5
26	25	17	4,3	11,3	1,0	41,6	0,248	9,5	5,1	154	1,69	3,75	8,03	II 45 п РР × ККК × — 5
28	27	17	4,3	11,3	1,0	41,6	0,248	11,5	3,6	144	2,00	4,10	6,90	III 14 ККК × РР × — 5
29	28	18	4,6	11,7	1,3	37,3	0,255	12,6	3,2	136	1,53	1,44	8,95	
26	23	18	4,1	12,0	1,3	38,3	0,237	15,6	3,4	154	1,63	3,72	8,00	
24	22	18	5,2	12,1	1,2	39,1	0,220	15,3	3,2	147	1,87	2,17	9,00	III 11 п ККК × РР × Р × — 5
24	22	17	4,5	12,9	1,1	40,0	0,240	14,6	2,8	113	2,60	2,10	10,51	I 5 п ККК × РР × — 5
26	24	18	4,9	12,1	1,2	39,1	0,251	12,8	3,9	145	1,82	3,08	8,45	
26	22	18	4,5	11,9	1,3	38,0	0,244	15,4	2,4	159	1,87	2,92	8,65	ККК × РР × — 5
28	26	17	4,2	12,6	1,2	36,4	0,214	15,5	3,5	168	1,56	3,60	8,00	II 48 КПКР × РР × — 5
28	—	—	4,1	12,7	1,1	40,4	0,244	16,7	2,1	162	1,68	4,80	7,57	III 1 ККК × РР × 5
28	24	18	4,3	12,3	1,1	39,1	0,247	15,3	2,3	159	1,72	3,86	8,16	"
25	24	18	4,0	12,6	1,0	40,6	0,257	15,2	3,6	171	1,69	6,74	7,7	"
30	27	17	4,6	12,2	1,2	40,7	0,210	15,4	2,2	152	1,97	4,35	8,56	II 48 КПКР × РР × — 5
23	20	19	4,8	12,2	1,2	40,2	0,215	15,8	4,3	159	2,08	4,15	7,90	31 ККК × РР × — 5
31	27	18	4,0	12,2	1,2	39,2	0,230	19,0	2,1	163	1,45	3,08	7,84	III 34 (КККРР) × — 5
														I 24 ККК × РР × — 5
27	24	18	4,3	12,3	1,2	39,3	0,233	16,0	2,8	162	1,75	4,18	8,05	
26,4	24	18	4,6	12,2	1,2	39,2	0,241	14,5	3,2	154	1,79	3,64	8,24	

В таблице 1 приведены данные работы д. п. № 4 за период с 20-го февраля 1938 г. по 15 марта 1940 года. Из этих данных и кривых фиг. 2 видно, что количество дутья, принимаемое печью, находится в прямой зависимости от крупности кокса, (остаток на сите 75 мм.) и в обратной зависимости от замусоренности кокса, (фракция кокса, прошедшая через сито 25 мм).

В таблице 1 приведены средние данные по ходу печи и качеству кокса за отдельные периоды работы печи. По ним вычерчены кривые, представленные на фиг. 3, из которых видно, что максимальное дутье, даваемое в печь в последний период, и наибольшая производительность были получены на коксе имеющем более низкую трещиноватость, наибольший процент крупных кусков при наименьшем проценте мусора. На ряду с повышенным качеством кокса были приняты меры для улучшения качества скипового кокса путем: 1) повышения эффективности грохочения его на гризлях и 2) путем исключе-

вает ровная работа печи на нормальном дутье.

Из таблицы 1 и фиг. 3 следует, что скиповому коксу состава $+75 -12,75\% -25 4,03\%$ со. отвечает дутье 2076 куб. метр. в минуту или на тн кокса 2762 куб



фиг. 3

метр., а коксу состава $+75 16\% -25 2,8\%$ 2158 куб. метр в мин.

В начале рассматриваемого периода работы печи имелось стремление поднять дутье до максимального предела -2300 куб. метр., что приводило затем к тихому ходу, а в сумме получала печь дутья значительно меньше того, какое позволяло данное качество кокса. Следует считать максимально возможное дутье для кокса состава $+75 10-12\%$ и $-25 4-6\%$ равным 2150 куб. метр. при условии постоянства в наполнении коксового силоса и работы гризлей.

Для кокса после гризлей с составом: на сите $+75 15-20\%$ и -25 в количестве 2-3%, максимально возможным дутьем следует считать 2250 куб. метр. Благодаря тому, что в марте было значительно меньше попыток достигнуть дутье в 2300 куб. метр., среднее количество дутья оказалось гораздо ближе к тому, какое позволяет проплавление в этот период кокс.

Зависимость между кол. дутья в мин. в тн. кокса.



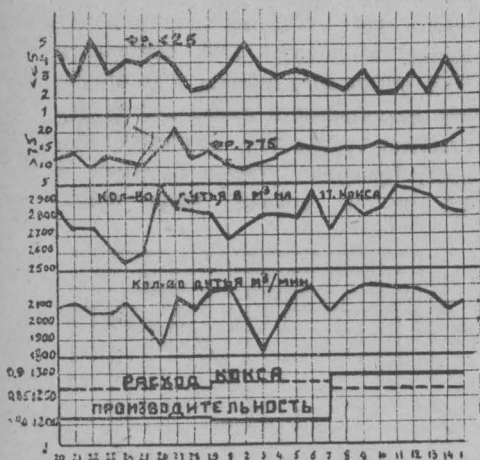
фиг. 2

ния из употребления кокса с рудного двора, имеющего большой процент мусора.

Фиг. 4 показывает, что увеличению крупности кокса и уменьшению его замусоренности соответст-

Особую важность приобретает сохранение кусковатости кокса в процессе его транспортировки. Следует считать, что кокс, поступающий из полного силоса и груженный

т. к. после загрузки печи на перекошенный уровень наступало расстройство ее. После того как скорость высыпания из правого скипа была увеличена, уровень засыпки выравнился.



фиг. 4

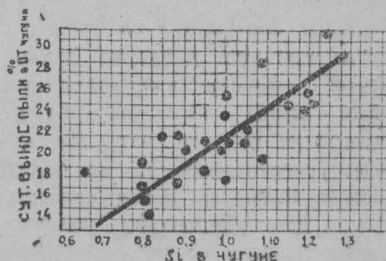
в полные бункера, благодаря большой крупности и меньшей замусоренности позволяет увеличить дутье на 50 — 100 куб. метр по сравнению с коксом, который грузился из низко наполненного силоса и в плохо заполненные бункера. Однако это положение правильно только для кокса близкого по качеству в том и другом случаях.

К моменту детального изучения хода доменной печи № 4 она имела резко выраженный односторонний ход на чугунную летку, чему способствовало меняющееся качество кокса и замедленная скорость высыпания правого скипа по сравнению с левым.

Однобокий ход печи препятствовал ее раздувке на полный ход,

В период наблюдения в печь давалась руда второго и первого сорта. С целью улучшения процесса шлакообразования процент мартевского шлака был увеличен в шихте с 10 до 15%.

Одним из важнейших факторов, препятствующих нормальному ходу печи, являлись частые продолжительно-прогрессирующие разогревы или похолодания ее. Эти разогревы печи и похолодания вызывались переменным качеством кокса и усугублялись слабым управлением хода печи со стороны обслуживающего персонала. Из таблицы 2 и кривой фигуры 5 видно, что с увеличением наг-



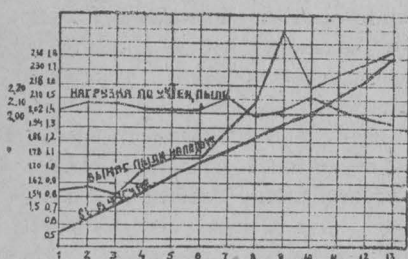
Зависимость суточного выноса пыли от нагрева печи по среднесуточному содержанию Si в чугуне.

фиг. 5

рева печи увеличивался вынос пыли. Это объясняется тем, что с возрастанием нагрева печи возникают горячие обрывы в печи, вызываемые изменением газорас-

пределения и загромождением горна коксом. С увеличением выноса возрастает неучтенный вынос, который в расчет нагрузки руды на кокс при шихтовке не принимается.

В результате этого действительная нагрузка руды на кокс значительно снижается, что в свою очередь усугубляет разогрев печи. На фиг. 6 построена зависимость между нагревом чугуна, определяемым по содержанию в нем кремния



фиг. 6

и выносом пыли на подачу. Из кривых фигуры 6-а видно, что с ростом кремния в чугуне в одинаковой степени возрастает учтенный вынос пыли на подачу, несмотря на то, что нагрузки, которые рассчитывались по этим выносам, остаются неизменными. Так как пропорционально учтенному выносу пыли на нагрев чугуна может оказывать влияние только неучтенный вынос, то графически зависимость (фиг. 6-а) неучтенного выноса пыли от учтенного выразится прямой, имеющей следующее уравнение.

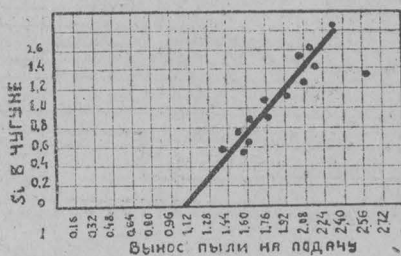
$$y = 1,25(x - 1)$$

где:

y — неучтенный вынос на подачу

x — учтенный вынос на подачу

По данному уравнению составлена таблица 2, пользуясь которой можно находить по каждому учтенному выносу полный вынос на подачу. Из таблицы 2 видно, что приведенный в ней учтенный минимальный вынос на подачу 1,05 составляет 95% от полного выноса, в то время, как максимальный вынос в 3 тн составляет только 50% от полного выноса. Средний учтенный вынос в 1,5 тн, на подачу, чаще всего



Влияние неучтенного выноса на нагрев чугуна по содержанию Si в чугуне.

фиг. 6-а.

встречающийся на домнах КМЗ, составляет 70% от полного выноса и 20 — 25% на тонну чугуна. Он характеризует еще недостаточное совершенство доменного процесса.

При использовании данной таблицы своевременно предупреждается разогрев и похолодание печи возникающее от изменения в выносе пыли. В тех случаях, когда ход печи выравнивается, вынос пыли становится минимальным и постоянным, таблицей пользоваться не приходится, так как проценты неучтенной пыли становятся настолько незначительными, что на корректирование шихты не отража-

ются. Минимальный вынос, приведенный в таблице 2, составляет 1,05. Учетный вынос имеющий меньшее значение не корректирует-

Таблица 2.

Определение полного выноса пыли на подачу по учетному выносу (для подачи 7,2 тн.)

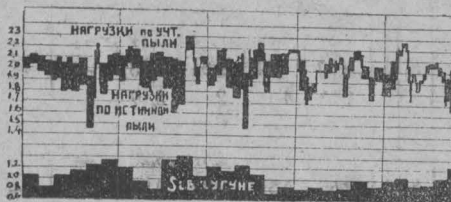
Учетный вынос на подачу	Полный вынос на подачу	Учетный	Полный	Учетный	Полный	Учетный	Полный	Учетный	Полный	Учетный	Полный	Учетный	Полный
1,05	1,11	1,37	1,83	1,69	2,55	2,02	3,27	2,34	3,99	2,65	4,41	2,97	5,43
1,06	1,13	1,38	1,85	1,70	2,57	2,03	3,29	2,35	4,01	2,66	4,73	2,98	5,45
1,07	1,16	1,39	1,87	1,71	2,59	2,04	3,32	2,36	4,03	2,67	4,75	2,99	5,47
1,08	1,18	1,40	1,90	1,72	2,61	2,05	3,34	2,37	4,06	2,68	4,77	3,00	5,50
1,09	1,20	1,41	1,92	1,73	2,63	2,06	3,36	2,38	4,08	2,69	4,80	—	—
1,10	1,22	1,42	1,94	1,74	2,65	2,07	3,38	2,39	4,10	2,70	4,82	—	—
1,11	1,25	1,43	1,96	1,75	2,68	2,08	3,41	2,40	4,12	2,71	4,84	—	—
1,12	1,27	1,44	1,99	1,70	2,70	2,09	3,43	2,41	4,15	2,72	4,86	—	—
1,13	1,29	1,45	2,01	1,78	2,72	2,10	3,45	2,42	4,17	2,73	4,89	—	—
1,14	1,31	1,46	2,03	1,79	2,74	2,11	3,47	2,42	4,19	2,74	4,91	—	—
1,15	1,34	1,47	2,05	1,80	2,77	2,12	3,50	2,43	4,21	2,75	4,93	—	—
1,16	1,36	1,48	2,08	1,81	2,79	2,13	3,52	2,44	4,24	2,76	4,95	—	—
1,17	1,38	1,49	2,10	1,82	2,81	2,14	3,54	2,45	4,26	2,77	4,98	—	—
1,18	1,40	1,50	2,12	1,83	2,83	2,15	3,56	2,46	4,28	2,78	5,00	—	—
1,19	1,43	1,51	2,15	1,84	2,86	2,16	3,59	2,47	4,30	2,79	5,02	—	—
1,20	1,45	1,52	2,17	1,85	2,88	2,17	3,61	2,48	4,33	2,80	5,04	—	—
1,21	1,47	1,53	2,19	1,80	2,90	2,18	3,63	2,49	4,35	2,81	5,07	—	—
1,22	1,49	1,54	2,21	1,87	2,92	2,19	3,65	2,50	4,37	2,82	5,09	—	—
1,23	1,51	1,55	2,24	1,88	2,95	2,20	3,68	2,51	4,39	2,83	5,11	—	—
1,24	1,51	1,56	2,26	1,89	2,97	2,21	3,70	2,52	4,42	2,84	5,13	—	—
1,25	1,56	1,57	2,28	1,90	2,99	2,22	3,72	2,53	4,44	2,85	5,16	—	—
1,26	1,58	1,58	2,30	1,91	3,01	2,23	3,74	2,54	4,46	2,86	5,18	—	—
1,27	1,60	1,59	2,33	1,92	3,04	2,24	3,76	2,55	4,48	2,87	5,20	—	—
1,28	1,63	1,60	2,35	1,93	3,06	2,25	3,79	2,56	4,51	2,88	5,22	—	—
1,29	1,65	1,61	2,37	1,94	3,08	2,26	3,81	2,57	4,53	2,89	5,25	—	—
1,30	1,67	1,62	2,39	1,95	3,10	2,27	3,83	2,58	4,55	2,90	5,27	—	—
1,31	1,69	1,63	2,42	1,96	3,13	2,28	3,85	2,59	4,57	2,91	5,29	—	—
1,32	1,72	1,64	2,44	1,97	3,15	2,29	3,88	2,60	4,60	2,92	5,31	—	—
1,33	1,74	1,65	2,46	1,98	3,17	2,30	3,90	2,61	4,62	2,93	5,34	—	—
1,34	1,76	1,66	2,48	1,99	3,20	2,31	3,92	2,62	4,69	2,94	5,36	—	—
1,35	1,78	1,67	2,51	2,00	3,23	2,32	3,94	2,63	4,66	2,95	5,38	—	—
1,36	1,81	1,68	2,53	2,01	3,25	2,33	3,97	2,69	4,69	2,96	5,40	—	—

ся, ввиду того, что он находится в пределах ошибок, возможных при определении веса учтенной пыли на глаз.

На фиг. 7 построен график изменения нагрузок руды на кокс по учтенному выносу и соответственно им нанесен кремний чугунов по каждому выпуску с 20 по 25 февраля. Из этого графика видно, что нагрев чугуна увеличивается в течение суток. Сопоставляя соответствующие этим чугунам учтенные нагрузки, видим, что рост нагрева чугуна не следует учтенным нагрузкам.

Снятие нагрева производилось, как видно из кривых, режим, по сравнению с нормальными, повышенным нагрузкам.

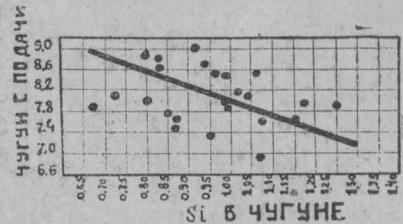
Сопоставляя нагрев чугуна с нагрузками по истинной пыли, легко заметить, что даже незначительное разогревание чугуна по кремнию, заметно по уменьшающимся при этом нагрузкам. При чем, для чугунов, полученных при низких и ровных выносах, учтенные нагрузки и ис-



фиг. 7

тинные приближаются по величине, но при всяких, даже незначительных отклонениях по выносу, истинные нагрузки тот час же указывают о приближающемся разогреве печи.

Таким образом, ведя расчет нагрузок по истинному выносу, легче достичь выравнивания нагрева печи и в течение короткого промежутка времени, легко предупредить вывод печи из теплового равновесия, ко-

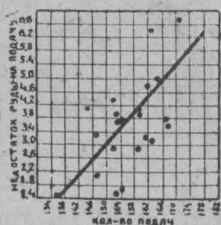


Зависимость выхода чугуна с подачи от нагрева печи по содержанию Si в чугуне.

фиг. 8

торое имеет огромное значение для получения—высококачественного чугуна не только по химсоставу, но, главным образом, по его наследственным качествам. Данные работы печи с 20 февраля по 15 марта позволили выявить ряд расстройств печи, связанных исключительно с неравномерным нагревом ее. Эти данные представлены на фиг. 8 и 8-а. Из кривых видно, что с возрастанием нагрева печи уменьшается выход чугуна с нормальной подачи, увеличивается недостаток руды (по балансу) на подачу, хотя печь при этом берет большее количество подач. При похолодании, наоборот, увеличивается выход чугуна с нормальной подачи, уменьшается недостаток руды (по балансу) на подачу и печь при этом принимает меньшее количество подач. Эти явления объясняются влиянием двух

основных факторов: с одной стороны, при разогреве печи возрастает вынос пыли с подачи, отчего уменьшается выход чугуна с нормальной подачи, с другой стороны



Зависимость выхода чугуна с подачи от нагрева печи по содержанию Si в чугуне.

фиг. 8-а.

с возрастанием нагрева сокращается область горения кокса. Последний загромождает горн и заплекики, задерживает часть железного шлака на своей поверхности, препятствует нормальному выходу чугуна с подачи.

При похолодании печи, наоборот, увеличивается область горения кокса, который освобождает с своей поверхности железистые силикаты и шлак, благодаря чему возрастает выход чугуна с подачи.

Более резкое похолодание может также способствовать спуску гарнисажа со стенок печи, что приносит существенный вред ходу печи. Таким образом, неравномерно прогрессирующие нагрев или похолодание печи вызывают тугой ход ее, способствуют подвисаниям шихты, и иногда расстраивают ход печи.

Выводы:

1. Увеличение зазора колошника для доменной печи № 4 сыграло

положительную роль на экономичности выплавки чугуна.

2. Для ведения хода печи в соответствии с качеством кокса необходимо устанавливать максимально возможный расход дутья для различного по крупности и замусоренности кокса, учитывая при этом абсолютную величину его трещиноватости.

При трещиноватости кокса в пределах 0,23 — 0,26 для доменной печи № 4 следует ориентироваться на следующие расходы дутья в зависимости от крупности кокса:

а) Для кокса, крупностью на сите +75 — 10 — 13%, под ситом —25 более 5% — расход дутья 2150 куб. метр.

б) Для кокса, крупностью на сите +75, 15 — 25%, под ситом —25 3% — расход дутья 2200—2250 куб. метр.

в) при более низкой, чем 0,23 — 0,26 трещиноватости кокса данные нормы по расходу дутья и крупности кокса отпадают.

3. Для предотвращения развития одностороннего хода печи необходимо увеличивать скорость высыпания скипа, противоположно расположенного стороне с более низким уровнем засыпи.

4. Размер гризли в 25 мм вместо 15 обеспечивает экономию кокса.

5. Печи с ненормальным ходом необходимо снабжать коксом из полного силоса при полных бункерах.

6. При опускании уровня засыпки кокса в силосе ниже 5 м и в бункерах необходимо снимать 50 — 100 куб. метр. дутья на печах.

7. С целью обеспечения ровного нагрева печи, необходимо шихтовку производить по таблице № 2 с учетом неучтенного выноса пыли.

8. Необходимо иметь в шихте мартеновского шлака в количестве 15 — 17%, особенно на печах, имеющих ненормальный ход.

Новый состав массы для заделки желобов и леток доменных печей

От массы, которая употребляется при заделке желобов и футляра летки, не требуется устойчивости во влажном виде, так как служба массы в этих местах происходит в предварительно высушенном виде. Для заделки желобов допустимы более тощие составы масс, чем представляется больше возможностей для увеличения сроков службы их.

На ряду с проводимыми опытами по улучшению качества масс на южных заводах, в 1936 году на КМК был предложен состав массы для заделки желобов из коксика с присадкой глины и пека в высушенном полуобожженном виде.

Гранулометрический состав порошков всех материалов при приготовлении смесей был одинаков (не более 1 мм). Предварительные испытания образцов различных составов, на механическую прочность и химическую устойчивость показали, что процентное содержание огнеупорной глины должно быть не более 40%. С увеличением количества глины в составе, масса, при ее обжиге в пламени бунзеновской горелки, растрескивалась. На основании этих исследований были подобраны ориентировочные составы опытных коксиковых масс, для заделки желобов, приготовлены и испытаны в производственных условиях.

Первая опытная коксиковая масса (из коксика, огнеупорной глины и пека), заформованная в центральном желобе у доменных печей в июне месяце 1937 года, выдержала 30 выпусков чугуна.

Вторая опытная коксиковая масса была приготовлена в начале 1938 года, из коксика и огнеупорной глины, без пека; заделанные ею желоба простояли 12 выпусков.

Для лабораторных испытаний были отобраны из всех составов масс только те, которые после предварительных испытаний требовали более точного выяснения их качества. В таблице 1 приводятся результаты испытаний*).

При определении пластичности коксиковых масс получается только консистенция получилась лишь при влажности массы в 20—25%, тогда как для «глеевых» составов влажность рабочей консистенции, требовалась до 15—17%.

Избыточная влажность даже в очень небольших количествах превращает коксиковую массу в состояние напоминающее грязь, при котором определение пластичности затрудняется. Как видно из данных таблицы для пластичности коксиковых масс требуется увеличенная присадка огнеупорной глины по сравнению с массами имеющими в своем составе «глеевую» породу. Удовлетворительная пластичность коксиковых масс получается только при добавке 30 — 35% огнеупорной

*) Методика конгольс-технических испытаний описана в отчете по исследовательской работе «Улучшение качества массы для заделки желобов и леток д. п.».

Таблица 1. Данные испытаний составов коксовых и глеевых масс.

№ № масс	Состав в % (в весов. коллич.)					Кокс	Огнеупор. глины	Пек	Гли	Шамот	Кварц	% влаги в рабочем состоянии	Указат. пластичности по Зинг	Воздушная усадка как в промывках ка в промывках матицискому	Объемная усадка при 1300°С в воздухе	Объем. вес. пористости	Терм. устойч. в коллич. тепло-смен.	Времен. сопрот. тил. ск. кг/см. в восстан. атмос. после обжига в окисл. атмосф. 1300°С	Времен. сопрот. тил. ск. кг/см. в восстан. атмос. 1300°С	Врем. сопрот. сж. кг/см. при обжиге 600°С	Врем. сопрот. тил. ск. кг/см. при обжиге 800°С	Врем. сопрот. против. сж. при обжиге 800°С	Врем. сопрот. в конце при обжиге 800°С	
	1	3	4	5	6																			
1	68	30	10	—	—	—	—	—	—	—	—	26,8	4,83	4,0	7,0	52,9	3	23	25,9	56,0	78,43	—	—	—
3	35	35	—	—	—	—	—	—	—	—	—	13,6	7,88	3,3	4,5	19,7	1	111,5	6,5	43,8	37,0	—	—	—
4	30	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	23,4	7,84	3,0	10,8	38,7	1	30	21,7	9,0	61,75	10,04	—	—
5	30	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	23,8	3,58	4,06	7,08	48,7	1	25	7,3	6,0	46,26	8,25	—	—
6	30	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	24,0	2,46	4,0	7,2	53,1	1	12,3	15,4	7,0	79,65	—	—	—
7	30	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	24,0	3,70	3,7	8,7	43,2	1	—	6,4	7,0	61,15	14,12	—	—
8	20	20	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27,8	0,37	2,3	5,0	58,2	1	—	26,1	52,0	65,5	33,0	—	—
13	35	35	—	—	—	—	—	—	—	—	—	21,6	3,85	3,6	6,8	33,0	2	19	41,5	72,0	43,8	46,6	—	—
18	35	35	—	—	—	—	—	—	—	—	—	26,1	1,41	4,2	7,0	26,1	п. в п.	89	62,5	43,8	49,1	—	—	—
30	30	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	23,8	3,65	3,6	6,7	63,3	3	13,3	57,8	95,0	89	76,6	—	—
31	30	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	23,8	3,65	3,6	6,7	63,3	3	—	40,8	95,0	89	76,6	—	—
32	30	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	22,4	4,79	3,5	6,4	57,9	—	—	—	95,0	59,8	51,8	42,7	—

глины, что определяется показателями пластичности проф. Зяматчинского от 3 до 5 при влажности от 23 до 27%.

Воздушная усадка при высыхании и огневая усадка при обжиге у коксовых масс, с увеличением коксика в них, уменьшается. (Определение огневой усадки для коксовых масс проводилось без доступа воздуха в среде состоящей из продуктов горения летучих пека).

На фиг. 1, 2, 3 и 4 приведены кривые скорости высыхания отдельных материалов и составов масс при температуре 70°С и 150°С показывающие, что в коксовых массах полное удаление влаги совершается быстрее по сравнению с массами не содержащими коксика (на 30%). *

На фиг. 5 приведены кривые потери веса при прокаливании в окислительной атмосфере с температурой 500°С.

Из приведенных в таблице данных по объемному весу водопоглощаемости и кажущейся пористости по различным составам, обратил на себя внимание состав 18, который обладая наименьшей пористостью, равной пористости состава 3, имеет объемный вес в 1,67 раза меньший. Это следует объяснить тем, что состав 18 в сравнении с другими коксовыми составами имеет такое взаиморасположение зерен материалов, при котором свободные поры заполнились с большим совершенством.

Термоустойчивость коксовых составов, без пека, не ниже обычной глеевой массы. Применение же пека в составах значительно повышает их термоустойчивость.

Механическая прочность. Коксовые массы без пека обладают пониженной механической прочностью. Добавка к ним 5% пека, и больше, придает им высокую механическую прочность.

* На фиг. 4 под № 34 обозначен глией, под № 35—36—37—38—39—глеевые массы.

Для установления механических качеств коксовых масс после длительного воздействия высокой температуры, был проведен обжиг в восстановительной атмосфере. Для этого, в печи Гофмана исследуемые образцы (с пересыпкой коксиком) были замурованы в ящик из шамотного кирпича и подвергнуты в таком виде обжигу при температуре 1300—1400°C в течение 9-ти суток. Результаты показали, что увеличение количества огнеупорной глины не повышает механической прочности черепка, так как в этом случае не выгоревший коксик, являясь прослойкой между частицами огнеупорной глины, мешает полному спеканию ее.

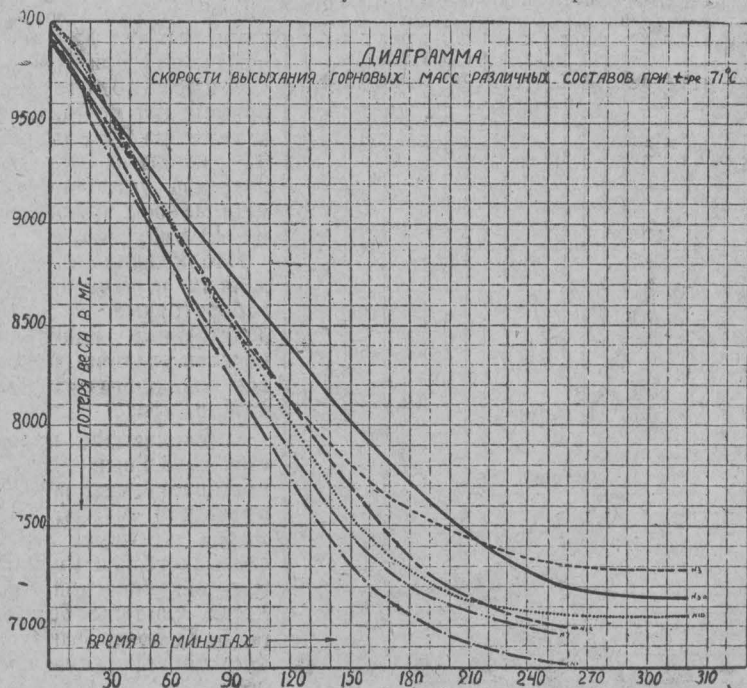
Как видно из таблицы, массы 1 и 18, по испытаниям на механическую

прочность в полубоженном виде, дают показатели близкие к показателям прочности обожженного огнеупора. Интересно отметить, что механическая прочность на-срез образцов коксовых масс с пеком, получалась в 4—5 раз выше прочности на-срез образцов из «глеевых» масс.

Термическая устойчивость этих коксовых масс в 2—3 раза больше глеевых масс.

Благодаря хорошей способности отдавать влагу при сушке, несмотря на повышенную водопоглощаемость, время на высыхание массы не увеличивается.

Для полноты представления о качестве масс 1 и 18 они были в дальнейшем подвергнуты испытаниям на шлакоразъедание и на тер-



фиг. 1

моустойчивость высушенной массы, в струе жидкого чугуна и шлака.

(Образец № 1-41 выдерживался только в чугуне в течение 25 минут).

На фиг. 6 и 7 представлены фотоснимки образцов, наиболее устойчивых «глеевых» и коксовых масс 1, 18, подверженных сначала действию струи чугуна в течение струи шлака в течение 30 чени 25 минут, а после этого, дей- минут (условия выпуска чугуна).

Как видно из этих фотоснимков коксовые составы 1 и 18, из коксика, глины и пека, в отличие от остальных, даже наиболее устойчи- вых глеевых масс (42—43) не под-

вергаются раз'еданию шлаками и чугуном. Кроме того, видно, что коксовые массы даже не смачива- ются чугуном и шлаком, только, на поверхности непогруженной в струю части кирпича, прилипло не- сколько капель шлака.

Термоустойчивость коксовых массе 1 и 18 после погружения в чугу и шлак, определяемая по трещи- новатости на поверхности непогру- женной в струю, оказалась значи- тельно выше термоустойчивости лучших составов глеевых масс.

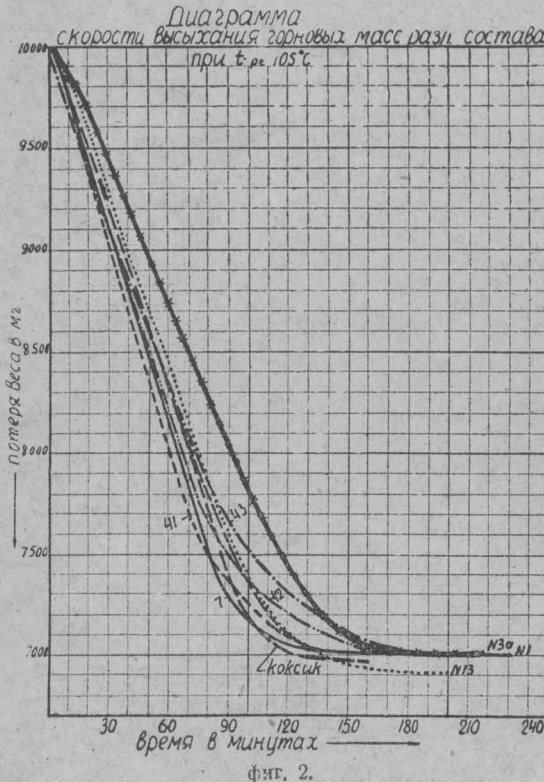
Таким образом, коксовые массы 1 и 18, в которые входит от 55 до 60% коксика, 30 — 35% огнеупор- ной глины и 10% пека обладают: самой лучшей механиче- ской прочностью и термоустойчивостью, совершенно не раз'едаемы шла- ками, быстрее других от- длют влагу при сушке.

В производственном применении масса, состав- ленная из 60% коксика, 30% глины и 10% пека, показала устойчивость в центральном желобе свы- ше 40 выпусков.

Наблюдения и анализ данных в течение всех лабораторных и произ- водственных испытаний, качеств различных соста- вов коксовых масс, по- казали, что:

1. Увеличение количе- ства пека свыше 10% не повышает механической прочности массы; пони- жение же ниже 10% — сказывается на уменьше- ние механической проч- ности. Составы без пека (4, 5, 6) показывают сла- бую механическую проч- ность.

2. Понижение количе-



ства огнеупорной глины Ариничевского месторождения ниже 35% и Павлодарской — ниже 25%, резко понижает пластичность рабочего состояния массы, необходимую для удобства формовки желобов. Кроме того, уменьшение огнеупорной глины, ухудшает показатели механической прочности высушенной полубоженной массы. Наряду с этим повышается способность коксика к выгоранию.

Новый состав массы для заделки чугунной летки.

При употреблении коксиковой массы для заделки чугунной летки, как показали опыты применения массы 1 и 18 в производственных

условиях, требовалось повышение ее пластичности, так как при той пластичности, которую имеет масса 1 — для заделки желобов, она в летку не проходит, а при пластичности массы 18 — идет плохо.

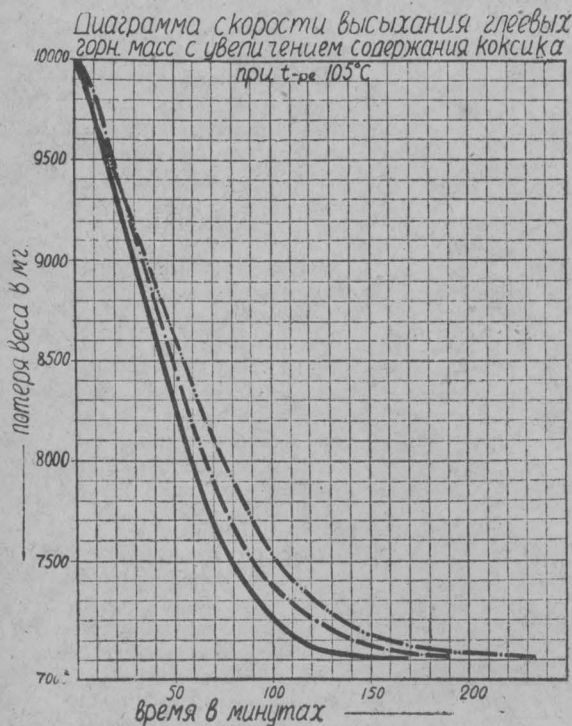
Повышение пластичности за счет одной глины нежелательно, ввиду того, что масса, особенно если в ней имеется пек, при высоких температурах начинает в этом случае растрескиваться.

В целях нахождения наиболее устойчивой леточной массы, обладающей и при высокой температуре удовлетворительной пластичностью, были произведены испытания ряда составов с меняющимся количеством огнеупорной глины и с заменой части коксика менее тощими материалами.

Были также составлены и испытаны бинарные смеси огнеупорной глины с тощими материалами: коксиком, шамотом и глеевой породой.

Исследования показали, что замена части коксика глеевой породой или шамотом в количестве от 20 до 30% дает хорошие результаты, понижая все же несколько механическую и химическую стойкость по сравнению с составами 1 и 18, а также, что количество пека для массы, идущей в употребление на заделку чугунной летки, должно быть уменьшено.

В сравнении с ранее применяемыми массами для заделки чугунной летки, коксиковая масса: из 30—35% коксика, 25—30% „глей“, 32—35% глины и 5—8% пека дает лучшие показатели по



фиг. 3.

механической и химической устойчивости.

Замена в массе коксика шамотом в пределах 25% незначительно ухудшает механическую прочность. Химическая устойчивость от разедания чугуном и шлаком остается высокой близкой к массам 1 — 18. Для получения хорошей пластичности глины требуется в составе до 40%.

Производственные опыты и работа доменных печей с августа 1939 года с применением состава массы, состоящей из 40% огнеупорной глины, 25% шамота, 25% коксика и 10% пека для заделки летки показывают высокое качество этой массы. Расстройство летки из-за качества массы на доменных печах

КМЗ нет. Расход массы сократился в 2,5 раза.

Огнеупорные глины Павлодарского и Ариничевского месторождений различно влияют на поведение массы при сушке. Сушка огнеупорной глины Павлодарского месторождения даже в среде с температурой 400 — 500°C сопровождается взрывами и разрушением глины на мелкие кусочки. Огнеупорная глина Ариничевского месторождения в этих условиях высыхает без взрывов и без образования трещин.

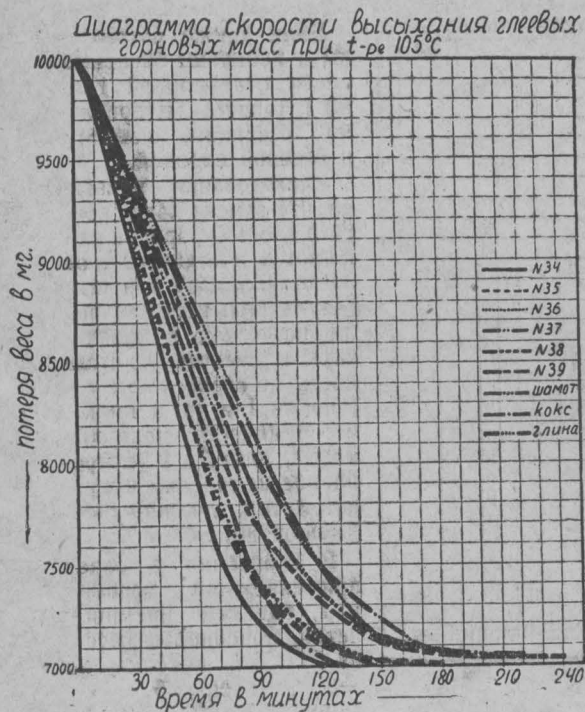
Различное поведение этих глин при сушке объясняется тем, что Ариничевская глина обладает большей пористостью.

Замена огнеупорной глины Павлодарского месторождения (хотя она и обладает большей пластичностью), Ариничевской при изготовлении массы не ухудшает устойчивости ее особенно при работе в чугунной летке.

ВЫВОДЫ.

Обслуживание горна, доменных печей, при регламентированной работе по графику решается подбором качества масс, идущих на горновые работы. Подача в летку излишних количеств массы плохого качества приносит только ухудшение состояния летки.

Масса с плохой устойчивостью, при соприкосновении с жидким чугуном, шлаком, раскаленным коксом и газовой средой горна — сколько бы ее не давали — не обеспечит длинной крепкой летки и всегда будет наблю-



фиг. 4.

даться явление — „отъедания летки“, взрывание массы при соприкосновении с жидким чугуном и шлаками.

Если же она при этом еще обладает слабой механической, химической устойчивостью и огнеупорностью, то неизбежны сильные разъедания отверстия летки при выпусках чугуна и шлака.

Колоссальный расход массы на частую смену футеровки желобов и

связанные с этим затраты, не могут быть терпимы.

Правильное представление о качестве той или иной горновой массы дают контрольно-технические испытания. Хорошие массы должны удовлетворять следующим требованиям:

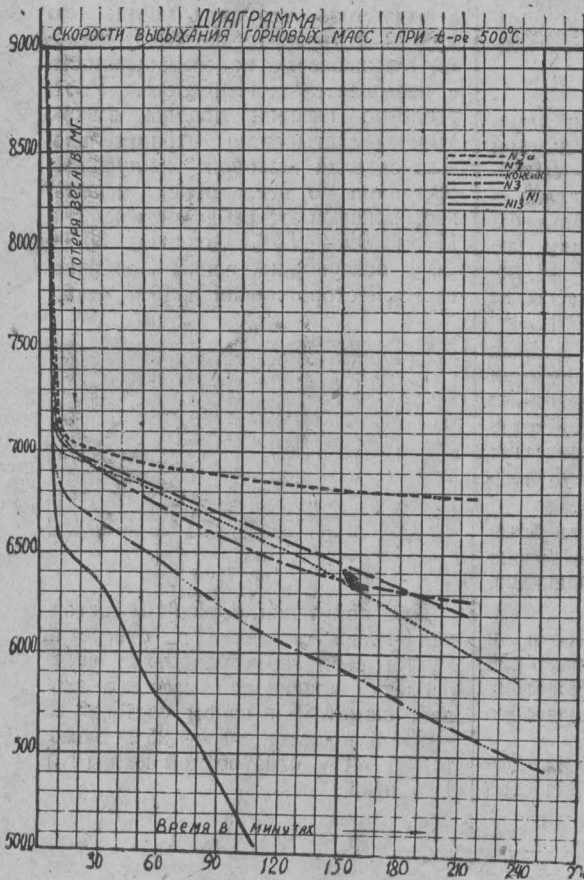
1. Пластичность по методу проф. Змятчинского должна находиться в пределах 4—6 для масс чугунной летки и 3—4 для желобов.

2. Продолжительность высыхания массы при 105°C до полного удаления влаги из образца весом 10 грамм, должна ограничиваться 120 минутами.

3. Устойчивость образца при сушке в среде с температурой 350°C характеризуется полным сохранением формы. Трещиноватость для массы, идущей на заделку летки, допустима в пределах не более 0,1 см/см² только с мелкими и средн. трещинами шириной не более 0,5 мм.

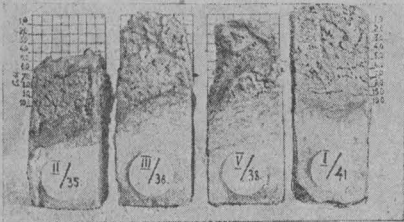
4. Термическая устойчивость массы должна характеризоваться не менее 3-мя теплосменами, причем при этих теплосменах образования трещин не должно быть.

5. По механической прочности, образец после обжига в течении одного часа при температуре 800°C, для массы идущей на заделку летки, должен выдерживать на сжатие не менее 40 кг/см² и на срез — не менее,



фиг. 5.

10 кг/см². Масса идущая на заделку желобов в этих же условиях, должна выдерживать на сжатие не менее 80 кг/см², на срез — не менее 30 кг/см².



фиг. 6.

6. По шлако-устойчивости требуется, чтобы образец — кирпич при выдержке в струе шлака, протекающего в желобах верхнего шлака в течение 30-ти минут, не давал бы для массы, идущей на заделку леток более 10% раз'едания от погруженного объема и для массы на заделку желобов не более 2%.

7. Огнеупорность массы должна быть не ниже 1650°С. Наилучшими материалами для масс, идущих на заделку желобов, следует считать коксик при небольшом количестве огнеупорной глины и связующего вещества — пека.

8. Павлодарская глина, при больших количествах ее в массе (выше 40%) способствует растрескиванию при сушке.

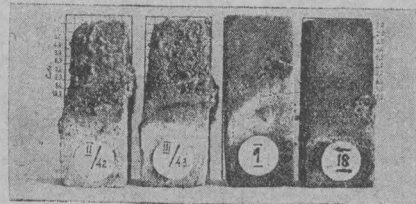
Для придания пластичности и связи массам, предназначенным для заделки летки, лучше употреблять огнеупорную глину Ариничевского месторождения.

При применении небольших количеств пека (5 — 8%), количество

коксика в массе полезно доводить до 35%. Когда масса приготавливается без пека, коксик плохо связывается в ней.

Применение шамота возможно в количестве не более 26%, так как он в смеси с глиной при большем количестве его способствует растрескиванию масс.

Глеевая порода (чистый оргилит) для масс, идущих на заделку летки, может являться составной частью в виду того, что при замене ею других материалов: коксика, шамота, уменьшается водозатворяемость и повышается пластичность. Употребление глеевой породы вместо шамота сказывается отрицательно. Для заделки желобов наилучшими составами по всем видам испытаний, показывают себя составы I и 18 из 60 — 55% коксика, 30 — 35% огнеупорной глины Ариничевского месторождения и 10% пека.



фиг. 7.

Для получения хорошего состояния горна у летки и отверстий вполне себя зарекомендовало употребление коксиковой массы с глиной, шамотом и пеком состава: 25 — 30% коксика, 20 — 25% шамота, 35—40% огнеупорной глины и 10% пека.

Пути уменьшения брака осевой заготовки

Кузнецкий металлургический завод является крупным поставщиком металла для заводов транспортного машиностроения.

Значительный удельный вес в поставках этого металла занимают сорта стали, идущие на изготовление паровозных и вагонных осей, с химическим составом: $C=0,30-0,39\%$; $Mn\ 0,50-0,80\%$; $Si=0,15-0,3\%$; P не более $0,05\%$, S не более $0,05\%$. Изготавливается сталь в основных маргеновских печах с садкой 190 и 300 тонн. Разливка производится со 2-го полугодия 1940 года только через промежуточное корыто в изложницы, уширенные сверху, с развесом слитка около 6 тонн. До июля 1940 года разливка производилась также в сквозные, волнистые изложницы, уширенные книзу, с развесом слитка около 8 тонн. Осевой металл отгружается с завода в виде заготовок преимущественно сечением 170×170 мм и 200×200 мм.

Основным видом брака осевой заготовки являются рванины и трещины. В первом полугодии 1940 года брак возрос, как это видно из следующих цифр, до угрожающих размеров:

	1. Рванины:	
	1 кв.	II кв.
1 Маргеновский цех	15,20%	17,33%
2 Маргеновский цех	15,06%	13,33%
	2. Трещины:	
1 Маргеновский цех	11,60%	6,80%
2 Маргеновский цех	10,70%	8,90%

Значительно возросли за это время расходы на вырубку поверхностных пороков на заготовках.

Настоящая работа имела целью выяснить влияние на образование рванин и трещин:

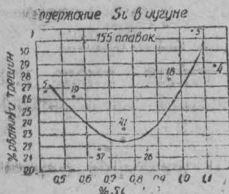
- 1) некоторых факторов маргеновского производства;
- 2) технологии нагрева слитков перед прокаткой и
- 3) режима обжатий на блюминге, т. е. выяснение причин возникновения дефектов является необходимой предпосылкой для успешной борьбы с ними.

Маргеновское производство

Для установления зависимости образования рванин и трещин на готовом прокате, от условий производства стали, был применен метод больших чисел. С помощью его были обработаны за полгода паспорта осевых плавок. В тех случаях, когда ясной зависимости между названными дефектами и каким-либо технологическим фактором не обна-

руживалось, за показатель качества принимался расходный коэффициент металла на тонну годной продукции от осмотренного готового проката.

Содержание кремния в чугунах, как показывает фиг. 1, имеет существенное значение на образование интересующих нас пороков. Наименьший процент рвани и трещин получается при переделе чугунов, имеющих кремния в пределах 0,6—0,9%. Однако, по своему абсолютному значению брак остается все же высоким, т. к. он зависит еще от ряда других причин.



Фиг. 1.



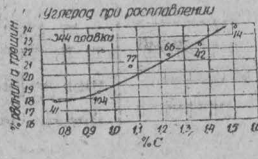
Фиг. 2.



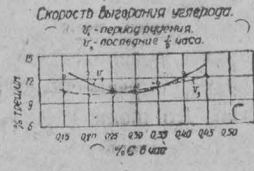
Фиг. 3.



Фиг. 4.



Фиг. 5.



Фиг. 6.

Режим марганца играет в образовании трещин и рвани большую роль.

Фиг. 2 показывает почти линейную зависимость качества осевой стали от содержания марганца в шихте, что справедливо, конечно, только для рассматриваемых пределов по марганцу. Нужно считать желательным, при ведении плавки на

осевую сталь, содержание марганца в шихте не меньше 1,8%. По ходу плавки содержание марганца не должно опускаться ниже 0,2% (фиг. 3), т. к. это будет свидетельствовать о большом окислении ванны, резко увеличивающем брак. Перед раскислением необходимо иметь приблизительно 0,3 — 0,35% марганца (фиг. 4). Высокое содержание его в шихте (больше 2,3%) и в течение всего времени плавки приводит к недостаточной интенсивности обезуглероживания, уменьшает интервал, в котором происходит вос-

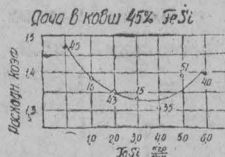
становление марганца и ухудшает качество металла. Следует добиваться, чтобы количество восстановленного марганца составляло 0,15 — 0,2%. Наличие марганца в стали перед раскислением свыше 0,45% будет свидетельствовать о перегреве стали, а это влечет за собою повышение склонности ее к образованию трещин,

Следующим очень важным фактором, влияющим на образование трещин, является содержание углерода при расплавлении. Как видно из фиг. 5 минимум трещин дают плавки, имеющие при расплавлении 0,8 — 1,0% углерода, т. е. плавки с превышением углерода над заданным по анализу в готовой стали порядка 0,5 — 0,6%. Более значительное превышение удлиняет период доводки и резко сказывается на увеличении брака. Скорость выгорания углерода в период рудения Y_1 лучше всего поддерживать в пределах 0,25 — 0,35% С в час и в последние полчаса перед раскисле-

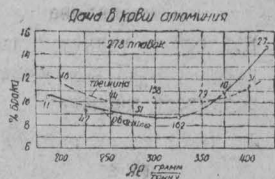
Общеизвестно, что недостаточно раскисленный металл дает при прокатке много рванин и трещин, поэтому нахождение оптимальных условий раскисления является особенно важным. Фиг. 7 показывает, что выдержке плавки в печи после дачи ферросилиция, до выпуска в ковш в пределах 17 — 25 минут соответствует наименьший % брака. Для последующего раскисления в ковше, как видно из фиг. 8 и 9, следует давать 45% FeSi из расчета 3 — 4 кг на тонну стали и алюминия 300 гр/тн.



Фиг. 7.



Фиг. 8.



Фиг. 9.



Фиг. 10.



Фиг. 11.



Фиг. 12.

нием Y_2 в пределах 0,15 — 0,25% С в час (фиг. 6). Некоторое повышение скоростей выгорания углерода, против указанных, можно допустить, если оно происходит не за счет увеличенной присадки руды в полировку, а благодаря горячему ходу печи.

Температура разливки стали в изложнице сказывается на образовании трещин, как это видно из фиг. 10. Оптимальной температурой разливки среднего слитка является, очевидно, $t=1420^{\circ}\text{C}$. Фиг. 11 показывает зависимость брака от скоростей разливки.

Можно ожидать, что придерживаясь по рассмотренным факторам мартеновского производства, найденных оптимальных пределов, склонность стали к образованию рванин и трещин при прокатке удастся понизить. Мы не говорим здесь о поперечных трещинах на слитке, появившихся в результате подвешивания его в изложнице, которые являются очевидным источником пороков и на заготовке.

Нагрев слитков.

Для 6-тонных слитков в колодцах блюминга, в результате специального исследования, была установлена в зависимости от температуры посадки следующая продолжительность нагрева:

t посадки (в °С) . . .	1000	950	900	850	800	750	700	650	600	550
Время нагрева (в час/мин.) . . .	1—10	1—20	1—35	1—55	2—10	2—35	3—00	3—15	3—25	3—50

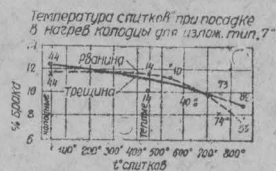
Расход газа и воздуха изменяется по мере нагрева.

Пока температура поверхности слитков не достигла 950°С, подается в час на две ячейки нагревательных колодцев 7000 м³ доменного газа и 5000 м³ воздуха. В период когда температура на поверхности слитков поднимается с 950 до 1200° следует давать 5000 м³ в час доменного газа и 3000 м³ воздуха. При достижении на поверхности слитков температуры в 1200°С начинается томление. В это время дается 4000 м³ газа и 1500 м³ воздуха. Неоднократный нагрев опытных плавок показал, что точное соблюдение этого

режима гарантирует нормальный без оплавления нагрев металла. На фиг. 12 видно, что оплавление, помимо больших потерь металла, увеличивает брак по рванинам и трещинам, т. к. оно может повлечь за собою местные пережоги, а также вскрытие подкорковых газовых пузырей, которые раскатываясь дают трещины и волосовины.

Температура слитков при посадке в колодцы играет существенную роль. Низкая температура посадки при форсированном нагреве может привести к температурным напряжениям в слитке, превышающим временное сопротивление для данного сорта стали, к образованию надрывов в слитке, и возникновению по-

роков в готовом прокате. На фиг. 13 видно, что наименьший % брака



Фиг. 13.

дают плавки с температурой посадки выше 800°С. Поэтому график прохождения составов от разливочного пролета мартеновского цеха до нагревательных колодцев должен быть построен таким образом, чтобы слитки перед посадкой имели

температуру на поверхности не ниже 800°С.

Прокатка.

Прокатка слитков осевой стали производится на стане «1100» до сечения 300×300мм и затем на стане «900» до конечного профиля. В зависимости от степени прогрева слитков прокатка на стане «1100» производится в 11, 13 или 15 пропусков. Отсутствие твердо установленной инструкции по режиму обжатий ведет к тому, что каждый вальцовщик прокатку ведет по собственным соображениям, стараясь, в целях повышения производительности стана, уменьшить число пропусков и кантовок. Продолжительным наблюдением установлено, что наиболее употребительными схемами прокатки на стане «1100» являются следующие две схемы (см. табл. 1).

В схеме 1 обращают на себя внимание недостаточное количество кантовок и значительные обжатия в последнем пропуске во 2 калибре, доходящие до 140 мм. Такие обжатия являются в последнем пропуске недопустимыми. Несколько остывший к концу прокатки металл (1000°) при больших обжатиях испытывает большие напряжения, тонкий слой его, прикрывающий незаварившиеся газовые пузыри, может разорваться, обнажить пузыри и при дальнейшей прокатке на стане «900» дать волосовину.

Металлографическое исследование волосовин показывает, что около 1/3 их имеют сильно обезуглероженные границы. Это обстоятельство указывает на то, что нездоровый подкорковый слой, если только слиток не имел трещины еще до посадки в колотцы, был вскрыт во время на-

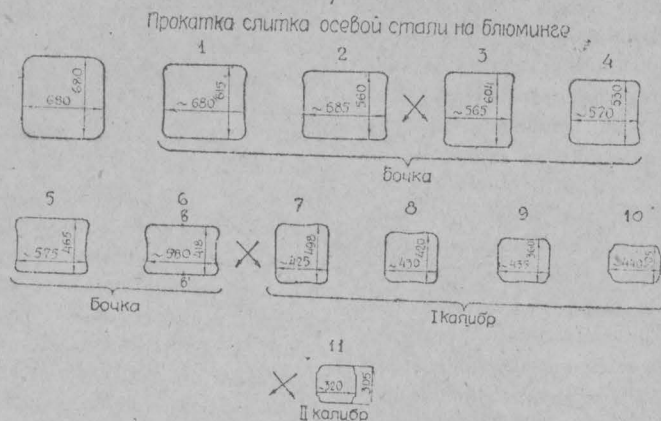
Таблица 1.

Схемы прокатки слитков на стане 1100

№ про- пуск.	С х е м а 1					№ про- пуск.	С х е м а 2				
	Калибр	Размер		Обжа- тие мм	Пока- зат. цифр блата		Калибр	Размер		Обжа- тия мм	Пока- зан. цифр блата
		Высота Н мм	Ши- рина В мм					Высота Н мм	Ши- рина В мм		
0	Б о ч к а	680	680	—	—	0	680	680	—	—	
1		615	687	70	495	1	610	687	70	490	
2		550	694	65	430	2	550	693	60	430	
		к а н т о в к а					к а н т о в к а				
3		600	560	94	480	3	610	558	73	490	
4		530	567	70	410	4	520	567	90	400	
5		470	574	70	350	5	450	574	70	330	
6		40	580	70	260	6	290	580	60	270	
		к а н т о в к а					к а н т о в к а				
7		500	408	80	290	7	560	392	20	350	
8		420	413	80	210	8	500	398	60	330	
9	300	422	60	150	9	440	404	60	230		
10	300	426	60	90	10	400	408	40	190		
	к а н т о в к а					к а н т о в к а					
11	2 кал.	300	310	128	120	11	330	400	58	140	
						12	390	412	60	80	
						13	330	298	82	150	

грева в результате оплавления или большого образования окалины при нагреве в сильно окислительной атмосфере. Основная масса волосо-

виденные схемы обжатий страдают серьезными недостатками. Для разработки рациональной калибровки необходимо знать истинные ушире-



Фиг. 14.

вин имеет границы со слабо выраженным обезуглероживанием, и возникла, очевидно, уже во время прокатки, в результате больших обжатий, которые при нездоровом подкорковом слое являются особенно опасным.

Большие обжатия в последнем пропуске ведут к переполнению калибра и образованию лампас. Лампасы образуются также после 10-го пропуска в I калибре. На фиг. 14 показано изменение сечения слитка при прокатке в 11 пропусков.

Схема 2, по которой главным образом ведется прокатка, имеет также значительные обжатия в последнем пропуске, которые могут явиться причиной возникновения трещин. После 13 пропуска на боковых сторонах полосы образуются лампасы. Таким образом, обе при-

ния при прокатке на блюминге, определение которых является темой специального исследования.

• Прокатка на стане «900» производится по схеме 3.

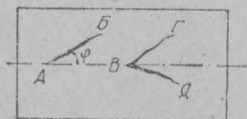
Схема 3

№ пропуска	Калибр	Размеры полосы мм.		Обжатие мм.	Показан. шифр-блага
		Высота Н	Ширинз В		
0	Бочка	330	300		
1		300	315	30	230
2		275	310	25	295
3	I кал.	кантовка			
4		280	273	30	100
5		255	280	25	75
6		кантовка			
7	2 кал.	255	257	25	75
8		220	260	35	40
9		кантовка			
7		225	224	35	60
8		190	228	35	25
9	кантовка				
9		200	200	28	35

Эту схему можно считать удовлетворительной: обжатия распределены достаточно равномерно, кантовка производится через каждые два пропуска. Однако, не исключена возможность образования трещин и на стане «900», когда в результате скопления полос, поступающих со стана «1100» перед станом «900», температура металла значительно понижается, особенно на углах полосы и прокатка происходит при повышенных внутренних напряжениях в заготовке. Существует мнение, что поперечная трещина на слитке не может явиться причиной продольной трещины на блюмсе. Ошибочность такой точки зрения показать очень легко. Трещина на слитке в случае наклона ее в одну сторону (фиг. 15 линия АБ) дает при прокатке трещину, наклон которой на блюмсе можно подсчитать по формуле

$$\operatorname{tg} \varphi_2 = \frac{h}{H} \cdot \frac{L_1}{L_2} \cdot \operatorname{tg} \varphi_1$$

где φ_1 ; H и L_1 — угол наклона трещины на слитке, высота



Фиг. 15

стороны и длина слитка.

φ_2 ; h ; L_2 — то же для блюмса*).

Для случая прокатки заготовки сечением 180×180 мм имеем

$$\operatorname{tg} \varphi_2 = \frac{\operatorname{tg} \varphi_1}{54,3}$$

Ниже приведены положения трещины на блюмсе при различных углах наклона трещины на слитке.

Угол наклона трещины к оси слитка φ_1	85°	75°	60°	45°
Угол наклона трещины к оси блюмса φ_2	5° 05'	2° 16'	1° 15'	1° 01'

Как видно из этих цифр даже при $\varphi_1 = 75^\circ$ трещина на блюмсе идет под углом только в $2^\circ 16'$, т. е. практически параллельно оси заготовки. Если трещина на слитке имеет V-образную форму (линия ГВД фиг. 15), то на блюмсе она примет Y-образный вид (фиг. 16).



Фиг. 16.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выяснение причин, способствующих образованию трещин позволяет наметить пути борьбы с этим видом брака. Борьба должна проводиться по двум линиям:

1. По линии получения здорового слитка, в частности, здорового под-

*) Иг. М. Павлов «Теория прокатки и основы пластической деформации металлов» 1938 год. стр. 226.

коркового слоя. Этому должно способствовать соблюдение оптимальных пределов найденных выше для некоторых важнейших факторов мартеновского производства стали и

2. по линии устранения причин, могущих обнажить подкорковый слой или нарушить целостность поверхности прокатываемой штуки (устранение возможности подвисяния

слитков в изложнице, оплавление при нагреве, отказ от слишком больших обжатий при прокатке).

Непременным условием для успешной борьбы с браком, является повышение общей технологической дисциплины на всех участках производства осевой стали, точное соблюдение производственных инструкций.

Стойкость легированных и среднемарганцовистых изложниц для восьмитонных слитков на КМЗ

Производство изложниц на Кузнецком металлургическом заводе поставлено в широких размерах. Литейный цех ежедневно отливает 22—23 изложницы, весом 8 — 10 тонн.

Стойкость открытых изложниц с уширением книзу в 1,5—2 раза выше по сравнению с закрытым типом изложниц с уширением кверху.

За последние годы наблюдается два пути для улучшения качества чугуна для изложниц:

а) легирование хромом и никелем путем присадки в шихту Халиловских чугунов;

б) легирование Mn в пределах 1 — 2%.

Имеются мнения об отрицательном влиянии этих добавок. Так например, по исследованию инж. В. Я. Антена завода «Баррикады» добавка 0,3% хрома в чугун для изложниц дала плохой результат. Б. Шейнин*) приводит противоречивые данные о службе легированных изложниц трех иностранных заводов.

Тем не менее, у нас в СССР добавки хрома и никеля в чугун для изложниц в большинстве своем оправдали ожидания исследователей; стойкость последних значительно увеличивалась.

Суждение о влиянии указанных

элементов на стойкость изложниц приводилась на основе единичных отливок в различных условиях, для разных типов изложниц.

Наши наблюдения в 1938 г. за работой легированных изложниц указывали на то, что присадка в шихту Халиловских и других природно-легированных чугунов дает положительный результат при условии содержания хрома 0,1—0,2% и таком же содержании никеля.

Увеличение хрома до 0,4—0,6%, без отжига изложниц, приводило к выходу их на первой же плавке по сквозным трещинам.

Литейщики с большой осторожностью подходят к вопросу использования марганцовистых чугунов для изложниц, считая, что последние всегда более склонны к образованию трещин. Несмотря на это, некоторые отливки марганцовистых изложниц показывают их высокую стойкость.

Из первого доклада подкомиссии по изложницам конференции Британского института железа и стали, 29 апреля 1937 г. в Лондоне, видно, что увеличение Mn с 0,75% до 1% повышает среднюю стойкость изложниц с 78 до 89 плавов.

У нас в СССР усиленно рекомендуют марганцовистые изложницы

*) „Сталь“ № 5, 1938 год.

работники Украинского института металлов, которые в течение ряда лет ведут исследования на южных заводах.

Инж. В. Г. Мах*), приводит данные о стойкости марганцовистых изложниц в сравнении с обычными. Например, Макеевский завод имени Кирова на марганцовистых изложницах 7-тонного развеса имеет среднюю стойкость 109 плавков и на обычных 43 плавки. Автор статьи рекомендует химический состав для крупных изложниц:

C—3,80—3,20⁰/₀; Si—2,00—1,40⁰/₀;
Mn—2,00—1,20⁰/₀.

На Кузнецком металлургическом заводе несколько раз делались попытки отливать небольшими партиями изложницы с повышенным содержанием марганца, однако такие изложницы быстро выходили из строя из-за трещин.

Влияние условий эксплуатации изложниц показано А. С. Куш-

нирским**). Так, например, изложницы Лутугинского завода на Магнитогорском заводе дают 90 плавков, а на заводе им. Дзержинского 30—40 плавков. Точно такая же картина с изложницами Дебальцовского завода: на Магнитогорском заводе они имеют стойкость на 30—40% выше, чем на заводе Запорожстали.

Отливка опытных изложниц.

Для изготовления изложниц на КМЗ употребляют в шихту свои чугуны различного химсостава. Чаще всего берут литейные марки №№ 0, 1, 2 и 3 с перешихкой передельных чугунов и добавкой 10% стали. В период отливки опытных изложниц для выравнивания химического состава употребляли в шихту шпигель, доменный ферросилиций и высокопроцентные ферросплавы.

Нельзя отрицать того, что отсутствие постоянных марок чугунов и специального агрегата для плавки

Таблица 1.

Поряд. № выливки	№ изложниц	Тем-ра чугуна при заливке (в °C)	Химический состав %			Тип изложниц	Стойкость в плавках	Причина выхода из строя
			C	Si	Mn			
1	4388	1215	3,13	0,75	0,49	7 ребр.	34	Привар
2	4604	1210	3,42	1,75	1,46	"	57	Сетка
3	4471	1200	3,50	1,81	1,26	7 длин.	42	Привар
4	4700	1240	3,35	1,20	0,79	7 ребр.	—	
5	4392	1210	3,31	1,26	0,80	"	16	Привар
6	453	120	3,24	1,47	0,81	"	42	Сетка
7	3698	1235	3,42	1,86	1,17	"	16	Привар
8	4607	1220	3,24	1,69	1,46	"	28	"
9	3695	1230	3,46	1,34	1,52	"	8	"
10	4390	1235	3,61	1,93	2,15	7 длин.	43	Трещина
11	4476	1250	3,46	2,12	2,36	"	23	Привар к слитку
12	4391	1230	3,46	2,15	2,43	"	2	Трещина
13	4534	1210	3,42	2,30	2,22	7 ребр.	14	Отбит край верхн. торца.
14	4472	—	3,42	1,57	2,65	"	32	
15	4535	—	3,46	1,39	2,46	св.	3	Трещина

*) Газета „Кировец“, 6 июля 1939 г., № 153, статья „Внедрить изложницы с повышенным содержанием марганца“ В. Г. Мах.

**) „Литейное дело“ № 1, 1939 г., статья „Изложницы для стальных слитков“.

сильно сказывается на качестве изложниц.

Шихтовка магнитом, замена одних чугунов другими в период одной плавки, колебания и неточность химанализа шихтовых материалов, недоброкачественный кокс, сливы остатков металла от валков и переходный чугун от них (приготовление металла производится в одной вагранке), в значительной

степени отклоняют химический состав жидкого чугуна за время одной плавки. К примеру приводим плавку 22/X-39 г. для огливки марганцовистых изложниц (таблица 1).

Шихтовка магнитом может быть допустима лишь в силу необходимости для чушковых чугунов, идущих в шихту в большом % отношении, при условии тщательной их рассортировки. Все остальные добавки в шихту, составляющие

Таблица 2.

Влияние шихтовых материалов на качество изложниц.

№ плавки	Дата	Ш И Х Т А	Отливо изложниц		Стойкость средн	
			Сввозных волн.	С ушрен. кверху	Св.	Т-7
6	15/IX	Перед. чугун 0,74/2,14 = 100% Fe-Si 45% 56 кг. на калашу в 1600 кг.	6	7	87	27
7	19/XI	Литейный 2,20/0,8—100% Шпигель 180 кг на калашу	4	7	64	38
3	26/X	Литейный 3,07/0,80—50% 2,16/1,0 —25% Перед. 0,33/2,00—25% } Халиловский чугун 120 кг на калашу.	1	8	39	41
1	17/X	Литейный 2,10/0,8 —50% Перед. 0,75/1,9 —30% Железо 0,2/0,5 —10% Бой изл. 1,3/0,8 —10% } Халиловский чугун 80% Fe-Si 16 кг на калашу.	1	12	97	27
2	22/X	Перед. 0,5/1,8 —80% Дом. 9,0/1,8 —20% } 14 кг. Fe-Mn 75% е	1	9	3	26,5
10	28/II	Литейный 3,19/1,1 —30% 1,74/0,8 —40% Перед. 0,67/1,8 —10% Сталь —10% } Халиловский чугун 120 кг на калашу.	5	8	53	37
12	9/I	Литейный 1,69/0,7 —90% Перед. 0,84/2,0 —10% } 150 кг Халиловский	3	2	62	3
13	11/I	Литейн.+передельн. 60% Бой изложниц 20% Стали 10% } Fe-Si 10% 210 кг на калашу, Халиловский на 1 калашу 170 кг (1800 кг)	3	3	72	27
15	12/I	Перед. 1,32/1,6 —55% Сталь —10% Бой изложниц —20% FeSi 10% —10% Халиловск. чугун —5% } 150 кг Халилов. чугуна на калашу	1	3	60	18
16	14/I	Литейный 2,65/0,8 —70% Перед. 0,3/1,8 —20% FeSi —10% } 150 кг Халилов. чугуна на калашу	6	5	55	25
18	17/II	Передельн. чугун 90% FeSi 10% } 150 кг Халилов. чугуна на калашу	3	5	8	

меньше 10 процентов, следует своевременно поднимать на площадку и шихтовать вручную с весов. Регулировать химический анализ чугуна в процессе плавки также весьма затруднительно, так как экспресс-лаборатория дает результат через 1,5—2 часа. Коже за весь период отливки опытных изложниц был разного качества. Были случаи, когда работать приходилось почти на коксике, с размером кусков 15—20—25 мм.

Попытки установить влияние шихтовых материалов на стойкость изложниц не дали ожидаемых результатов. Однако, некоторые выводы (табл. 2) сделать оказалось все же возможным:

Во-первых, из приведенных данных видно, что в группе легированных изложниц (пл. 3, 1, 10, 12, 13, 15, 16) добавка в шихту боя изложниц до 10 — 20% и стали до 10% не оказывает заметного влияния на стойкость.

Во-вторых, в марганцовистых изложницах:

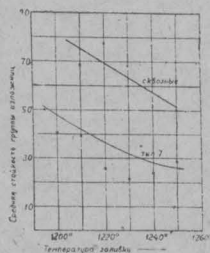
а) лучшие результаты получаются при работе с низкопроцентными ферросплавами (шпигель, доменный ферросилиций или смеси литейных и передельных чугунов);

б) следует избегать применения ферромарганца или ферросилиция, ввиду их большого угара в вагранке.

Приготовление металла для отливки опытных изложниц проводилось в 14-тонной вагранке с передним горном. Металлическая калаша вначале была установлена в 1400 кг, но в дальнейшем была увеличена до 1600 кг, причем, добавка Халиловского чугуна проводилась отдельно от 120 кг до 170 кг на

калошу. Чугун этот заблаговременно поднимался на шихтовую площадку, взвешивался для каждой калаша и вручную забрасывался через загрузочное окно (основная шихта подается скипом по наклонному мосту). Период проведения первых опытных плавов был особенно труден, так как литейный цех в это время испытывал перебои в снабжении коксом и чугунами. Вагранки работали неудовлетворительно. Температура металла при выпуске в ковш была около 1280—1290°, редко 1300°C по Пирропо без поправок, что не позволяло выдерживать металл в ковше перед заливкой более 10—15 минут.

Заливка форм изложниц, производилась в большом интервале температур, что по нашим наблюдениям имело влияние на стойкость. В приводимой таблице 3, учтены лишь те изложницы, для которых измерялась температура заливки чугуна, поэтому, отмеченная стойкость будет несколько отличаться от данных, приведенных в последующих таблицах.



Фиг. 1. Зависимость стойкости изложниц от температуры заливки чугуна

Фиг. 1.

Из таблицы 3 и графика фиг. 1 видно, что чем ниже температура металла при заливке форм изложниц, тем выше стойкость последних. Особенно это относится к из-

ложницам закрытого типа с уширением сверху.

Замечание работников литейного цеха, что низкая температура металла вызывает опасение получить «заворот корки» при наполнении формы имеет основание. Однако, это явление встречается редко при сравнительно большой скорости заливки 1,5 — 2 м. Закрытые изложницы менее опасны в этом отношении.

Вопрос этот, тем не менее, заслуживает внимания, так как снижение температуры заливки на 20—30° увеличивает стойкость изложниц на 30—50%.

Состояние формы перед заливкой не всегда соответствует данным инструкции. Сборка стержней с большими трещинами имеет место, что подтверждается наличием изложниц с «ужимами».

Охлаждение изложниц в цехе (в земляной рубашке) в течение 32 — 36 часов, обеспечивает получение перлитовой структуры с незначительным выделением феррита. Иногда изложницы выбрасываются еще красными из цеха на двор даже зимой. Можно ожидать, что такие изложницы скорее других дадут

трещины, ибо внутренние напряжения в них будут значительны.

Пробы для химического анализа металла отбирались от каждой изложницы. Анализ чугуна проводился на углерод, кремний, марганец, хром и никель; фосфор и сера проверялись лишь от партии, так как содержание их в кузнечных чугунах более или менее постоянно, фосфора в пределах 0,15 — 0,28%, серы 0,045 — 0,066%.

Наблюдаемые изложницы были разбиты на 6 групп:

1-я группа — изложницы легированные присадкой в шихту халиловских чугунов и с пониженным содержанием кремния (Si—1,5—2,0%).

2-я группа — изложницы легированные присадкой в шихту халиловских чугунов и с пониженным содержанием кремния (Si—1,02—1,5%).

3-я группа — изложницы среднемарганцовые с содержанием марганца 1,0—2,0%.

4-я группа — изложницы с повышенным содержанием марганца (более 2,0%).

5-я группа — изложницы с перлитовой структурой и с малым содержанием углерода.

Таблица 3.

Группы опытных изложниц	Температура чугуна								
	1260—1240°		1240—1220		1220—1200°		1200° и ниже		
	Колич. изложниц	Сред. стойкость	Колич. изложниц	Сред. стойкость	Колич. изложниц	Сред. стойкость	Колич. изложниц	Сред. стойкость	
1 гр. легиров	Тип 7	4	30	5	35	4	34	2	66
	Сквозн.	4	53	5	67	—	—	—	—
2 гр. легиров.	Тип 7	—	—	9	21	11	26	4	41
	Сквозн.	2	54	6	55	4	64	—	—
3 гр. среднемарг.	Тип 7	—	—	9	28	9	33	2	40
	Сквозн.	—	—	8	81	3	76	—	—
4 гр. повыш. содержан.	Тип 7	1	23	4	21	2	23	—	—
	Сквозн.	2	30	—	—	—	—	—	—
5 гр. цехов. изложн.	Тип 7	1	6	1	23	4	28	4	25
	Сквозн.	—	—	1	48	1	62	—	—

6-я группа — изложницы принятого в цехе состава (кремнистые). Всего подвергались наблюдению 164 изложницы. Химический состав и другие данные каждой группы в отдельности приводятся в таблицах 5 — 10.

При отливке нами намечалось получить эвтектический состав чугунов, независимо от количества и вида легирующего элемента. Однако, добиться при имеющихся условиях большого содержания углерода нам не удалось.

Группа 4 нами для отливки не намечалась. Она появилась благодаря неточности шихтовки, представляя все же интерес в связи с тем, что опыты Симского завода, с

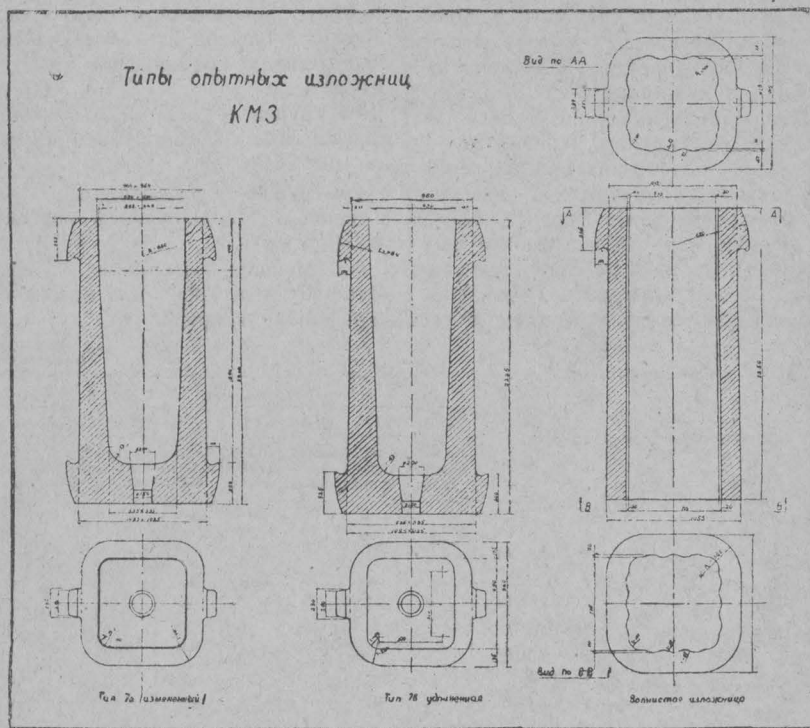
содержанием марганца в чугунах для изложниц до 3% показали хорошие результаты.

Эксплуатация изложниц.

Опытные изложницы по конструкции представляли 3 типа:

- Сквозные-волнистые с уширением книзу, весом 8,650 тн.
- Тип 7, ребристые, с уширением кверху, вес 8 тн. и
- Тип 7, удлиненные, вес 10,75 тн (фиг. 2).

Первый тип изложниц более стойкий, выходит из строя чаще всего по причине внутренних разрушений или сквозных трещин. Более низкую стойкость дает закрытый тип изложниц с уширением



Фиг. 2.

На стр. 107, 1-й столбец, 11-я строка
сверху, напечатано: "...стойкость заправ-
ки изложниц"; следует читать: "...стой-
кость заправка изложниц".

кверху, так как он в большей степени подвержен разрушающему действию струи стали при косом положении стаканчика в ковше или плохом центрировании ее.

Недостатком эксплуатации является отсутствие подогрева изложниц поставленных первый раз под заливку.

Большое влияние оказывает на стойкость заправки изложниц. Изложницы с уширением кверху должны заправляться чугуной пробкой, однако, уже в течение нескольких месяцев это не соблюдается. Недостаток стальных заклепок принуждает стрипер резать слябовую заготовку толщиной в 40—50 мм на прямоугольные куски и ею заправлять изложницы под заливку. Такие куски не соответствуя форме дна изложницы, ложатся неправильно, под некоторым углом и не закрывают полностью площадки дна, что приводит к массовому размыву и привару изложниц. Эксплуатация опытных изложниц проходила в течение 5 зимних месяцев. За это время 62 из 110 изложниц «типа 7» вышли по привару; не редки случаи, когда одна и та же изложница за время своей работы приваривалась 4—5 раз к слитку.

Разливка металла, без промежуточного устройства, в сильной степени содействовала разрушению изложниц.

Сильная струя металла, особенно для первых изложниц, из 180 тн ковша, выбивает слабу и удар воспринимается непосредственно дном изложницы. Построенная на заводе машина для выдавливания приварившихся слитков (обратный стрипер) удовлетворительно работает лишь при небольшой площади привара. Сильно приварившиеся слитки отпавляются в парк, где бросанием

с высоты 3 метров на устланный слитками пол их стараются раздеть. При этом большинство изложниц получает много трещин, которые при дальнейшей эксплуатации быстро увеличиваются.

Со временем на внутренних стенках изложниц появляются мелкие трещины (сетка). У волнистых изложниц (сквозных) начальные разрушения появляются на гребне волны, и они быстрее выходят из строя, чем изложницы с гладкой поверхностью.

Закрытые изложницы типа 7, помимо размыва дна струей стали и привара в этом месте, склонны образовывать в нижней своей части «поясок», который, надо полагать, образуется от неправильной заправки. В тех случаях, когда заклепка лежит наклонно, струя металла бьет от нее на стенку изложницы и разрушает ее. Один-два десятка таких заливок образует поясовую трещину и по этой причине изложница должна браковаться, так как заливки стали в нее, затрудняют высвобождение слитка.

Сквозные трещины на изложницах появляются, когда прочность чугуна изложницы ниже напряжений при заливке (остаточных литейных напряжений и термических напряже-

Таблица 4

Группа изложниц, вышедших на первые заливки по причине трещин.

Sal. № изложн.	Химический состав					Стойкость	Замечания
	C	Si	Mn	P	Cr		
834	3,59	1,24	1,29	—	0,55	1	Исследована структура (см. в металлограф. анализе).
924	3,41	1,76	1,68	0,29	—	1	
5483	3,58	1,67	0,80	—	0,05	3	
5658	3,50	1,58	0,66	—	—	1	
836	3,45	1,28	0,96	—	—	1	
153	—	1,60	0,88	—	—	1	
289	—	1,39	0,76	—	—	1	

ний от разности температур изложницы и стали), а также при раздвигании приварившихся изложниц (бросание с высоты 3 метров, как было сказано выше).

Нами была взята для исследования группа таких изложниц (таблица 4), которые вышли из строя на первых плавках.

Здесь видно у всех изложниц низкое содержание углерода, легирующие элементы влияния не оказали. Исключение составляет плавка № 834, где повышенное содержание хрома, — (0,55) сказалось на структуре чугуна.

Влияние химического состава на стойкость изложниц.

В первую группу опытных изложниц с присадкой естественно легированных чугунов входило 26 изложниц, из которых 17 «типа 7» и 9 сквозных (таблица 5). Изложницы «типа 7» имели максимальную стойкость 82 плавки и минимальную 12 плавок, средняя скорость 38 плавок. Выдержать химический состав по углероду не удалось, поэтому большая часть этих изложниц довольно далека от эвтектического состава. Мало отличаются в этом отношении сквозные изложницы, стойкость ко-

Таблица 5.

Химический состав 1-й группы легированных изложниц с повышенным содержанием кремния. Si > 1,5%.

№ п. п.	Заводской № изложн	Химический состав					Тем-ра заливки	Тип изложниц	Стойкость	Замечания в период работы	Причина выхода из строя
		C	Si	Mn	Cr	Ni					
1	4,83	3,53	1,71	0,66	0,12	0,13	1250	7 ребр	33	Сетка на 12--15 плавке	Привар
2	43,14	3,46	1,62	0,86	0,22	0,23	1210	45	Появл. сетки на 15 пл.	„	
3	4548	3,61	1,83	0,85	0,09	0,17	1205	12	Имела 4 привара	„	
4	4618	3,54	1,82	0,83	0,23	0,20	1115	50	Имела 3 привара	„	
5	4806	3,54	1,60	0,75	0,06	0,22	1200	82	Появл. сетки на 20 пл.	Разгар	
6	165	3,63	1,6	0,82	0,12	—	—	41	—	—	
7	5390	3,60	1,50	0,76	0,05	—	1235	64	Сетка на 15 пл.	Разгар внутр.	
8	5642	3,58	1,54	0,73	0,09	—	1230	41	Мелкие трещины от ударов при раздв.	Привар	
9	5389	3,58	1,62	0,79	0,11	—	1250	26	Сетка на 15 пл.	„	
10	5483	3,58	1,67	0,80	0,05	—	1250	23	Трещины и внутр. разруш.	„	
11	5616	3,62	1,68	0,80	0,08	—	1220	39	Привар 1	Трещ. св рху	
12	5803	3,74	1,71	0,74	0,06	—	1240	34	Приварка 2	Привар	
13	5603	3,68	1,65	0,72	0,06	—	1250	38	—	Трещина	
14	126	3,41	1,55	0,67	0,05	—	1220	41	—	Привар	
15	622	3,46	1,74	1,03	0,18	—	1240	20	—	Стр. на склад	
16	533	3,51	1,62	0,72	0,14	—	1230	18	—	ривар к слит.	
17	562	3,49	1,98	0,84	0,12	—	—	17	—	Привар	
18	5237	3,54	1,63	0,76	0,05	—	1245	скв.	2 привара	Привар к слит.	
19	5479	3,80	1,64	0,66	0,04	—	1245	66	—	сетка крупн.	
20	5487	3,72	1,81	0,76	0,08	—	1260	81	Появл. сетки на 18 пл.	Разгар и внутр. трещины	
21	35	3,40	1,59	0,80	0,08	—	1230	37	2 привара	Трещина	
22	522	3,59	1,54	0,82	0,06	—	1235	88	Сетка на 16--18 пл.	„	
23	336	3,42	1,67	0,98	0,11	—	1240	60	Имела 3 привара	Привар	
24	344	3,48	1,64	0,58	0,12	—	1240	61	Имела 2 привара	„	
25	247	3,56	1,97	0,86	0,14	—	1250	44	—	„	
26	386	3,57	1,74	0,84	0,12	—	1235	87	—	Внутр. разруш.	

торых несколько выше: максимальная 88 плавков, минимальная 22 плавки, средняя 61 плавка. Приваривание слитков в этой группе изложниц несколько не меньше, чем у обычных. Появление же сетки на

внутренней стороне стенок отмечается позднее. Если у обычных изложниц сетка замечается через 10 заливок, то в данном случае она наблюдается через 15—20 заливок.

Таблица 6.

Химический состав 2-й группы легированных изложниц с низким содержанием кремния $Si < 1,5\%$

№ п. п.	Заводский № изложн.	Химический состав					Тем-ра заливки	Тип изложниц	Стойкость	Замечания в период работы	Причины выхода из строя
		C	Si	Mn	Cr	Ni					
1	4510	3,65	1,23	0,63	0,12	—	1220	7 ребр.	22	2 привара	Утеря а
2	4512	3,60	1,35	0,66	0,12	—	1230	7 ребр.	36	2 привара	Привар
3	4513	3,63	1,35	0,64	0,11	—	1215	„	63	Появл. сетк. на 20 пл	Привар с недолив
4	4371	3,39	1,36	0,70	0,05	0,11	1220	„	7	Нач. сетки на 39 пл.	Привар к слитку
5	4452	3,61	1,15	0,63	0,12	—	1210	„	27	2 привара	—
6	4155	3,63	1,43	0,68	0,12	—	1240	„	31	—	—
7	4385	3,68	1,29	0,70	0,10	—	1240	„	38	4 привара	Привар к слитку
8	3979	3,79	1,35	0,68	0,16	0,14	1210	„	5	—	—
9	4286	3,68	1,29	0,68	0,15	—	1213	„	24	Привар 2 раза	—
10	4372	3,68	1,41	0,80	0,10	—	1220	7 длин.	30	2 привара	—
11	4713	3,50	1,29	0,90	0,06	0,09	1200	„	34	Появл. сетки 25-30 пл.	Приварена к тележке
12	4716	3,56	1,45	0,81	0,11	0,09	1210	„	7	—	—
13	4709	3,39	1,09	1,26	0,11	—	1200	7 ребр.	40	Сетка на 25-30 плав.	—
14	4803	3,35	1,34	0,95	0,03	—	1200	„	60	Сетка на 15 плав.	Привар
15	4556	3,56	1,27	0,64	0,18	0,20	1200	„	52	—	Привар к слитку
16	3977	3,49	0,99	0,64	0,15	0,16	1230	„	8	—	Привар
17	61	3,74	1,39	0,82	0,07	—	1215	„	33	—	—
18	564:	3,44	1,15	0,65	0,08	—	1240	„	30	—	Привар
19	21	3,53	1,28	0,68	0,05	—	1225	„	2	—	—
20	120	3,51	1,28	0,80	0,12	—	1230	7 длин.	3	—	—
21	125	3,35	1,39	0,68	0,02	—	1230	7 ребр.	20	3 привара	—
22	330	3,38	1,35	0,80	0,05	—	1200	7 длин.	20	—	Трещина
23	342	3,53	1,10	0,60	0,06	—	1235	7 ребр.	8	—	—
24	45	3,55	1,28	0,70	0,14	—	1235	„	35	—	Привар
25	130	3,40	1,59	0,80	0,13	—	1200	7 длин.	34	—	—
26	4450	3,63	1,34	0,70	0,17	0,13	1220	скв.	97	Появл. сетки на 20 пл.	Разгар внутр.
27	4546	3,46	1,34	0,94	0,06	0,09	1220	„	39	2 привара	Привар
28	4816	3,56	1,28	0,70	0,18	0,14	1205	„	70	Сетка на 20 плавке	—
29	5295	3,28	0,90	0,60	0,12	—	1230	„	72	Сетка на 16 плавке	Внутр. разгар
30	5756	3,44	1,20	0,61	0,07	—	1250	„	23	Произв. при раздеван. с приваром.	Привар
31	323	3,56	1,36	0,71	0,11	—	1225	„	98	Сетка на 18-20 плавке	Привар, недолив.
32	25	3,76	1,20	0,65	0,15	—	1200	„	47	Сетка на 16-18 плавке	Привар к тележке. (авар. разливка)
33	321	3,64	1,25	0,72	0,05	—	1230	„	40	—	Трещина
34	331	3,50	1,40	0,72	0,06	—	1235	„	3	Получ. трещину при раздевании	—
35	31	3,44	1,51	1,02	0,09	—	1235	„	91	Сетка на 15-17 плавке	Привар, недолив.
36	617	3,40	1,42	0,88	0,07	—	1240	„	11	—	Утерян
37	217	3,62	1,23	0,74	0,15	—	1255	„	85	—	Внутр. разруш.
38	216	3,51	1,34	0,66	0,15	—	1240	„	26	—	Отпр. на склад

Вторая группа, такого же химического состава, но с содержанием кремния меньше 1,5% имела 25 изложниц типа «7» и 13 изложниц.

Таблица 7.

Химический состав 3-й группы среднемарганцовых изложниц (Mn 1,0—2,0%)

№ п. п.	Заводской № изложн.	Химический состав					Тем-ра заливки	Тип изложниц	Стойкость	Замечания в период работы	Причины выхода из строя
		C	Si	Mn	P	S					
1	4498	3,24	1,20	1,28	—	—	1190	7 ребр.	37	Сетка появилась на 10-12 плавке.	Привар
2	4 62	3,86	1,27	1,36	—	—	1230	—	60	—	—
3	5003	3,88	1,40	1,36	—	—	1240	—	24	—	—
4	4832	3,82	1,40	1,48	—	—	1220	—	58	Сетка появл. на 23 пл.	—
5	4644	3,88	1,45	1,30	0,17	0,06	1210	—	33	На 15 плавке имела 3 привара.	—
6	4770	3,78	1,64	1,40	—	—	1240	—	9	Привар к тележке.	(Авар. плав)
7	4774	3,82	1,68	1,42	—	—	1230	—	29	—	Привар
8	4833	3,82	1,45	1,22	—	—	1210	—	19	Сетка появл. на 9 пл.	—
9	4740	3,75	1,77	1,38	—	—	1216	—	33	—	—
10	4471	3,50	1,81	1,26	—	—	1200	7 дни.	42	Сетка появл. на 12 пл.	—
11	3698	3,42	1,86	1,17	—	—	1235	7 ребр.	16	Имела 2 привара.	—
12	4941	3,78	1,86	1,23	—	—	1220	—	13	Привар к тележке.	(Авар. плав)
13	4765	3,78	1,80	1,30	—	—	1230	—	43	—	Привар
14	4771	3,75	1,80	1,32	—	—	1220	—	7	—	—
15	4942	3,78	1,80	1,20	—	—	1230	—	11	—	—
16	245	3,55	1,57	1,30	—	—	1210	—	44	Имела трещины в углах от ударов.	—
17	252	—	1,50	1,17	—	—	—	—	30	Имела 3 привара.	Трещины
18	666	—	1,47	1,13	—	—	—	—	55	—	Привар
19	152	—	1,41	1,25	—	—	—	—	28	" 4 "	"
20	582	—	1,44	1,34	—	—	—	—	—	" 3 "	Отпр. на склад
21	831	3,71	1,87	0,90	—	—	—	—	20	—	—
22	4604	3,02	1,75	1,46	—	—	1210	—	57	2 привара.	Привар
23	4607	3,24	1,69	1,46	—	—	1220	—	28	—	—
24	3695	3,46	1,31	1,52	—	—	1230	—	8	2 привара.	—
25	4561	3,24	1,67	1,70	—	—	—	—	25	1 привар.	—
26	4877	3,75	1,81	1,64	—	—	1235	—	52	(Изн. технодела).	—
1	4769	3,82	1,73	1,24	—	—	1220	скв.	87	—	Внутр. разр.
2	4768	3,82	1,48	1,32	—	—	1240	—	76	—	Трещина
3	5002	3,88	0,97	1,16	0,26	0,039	1230	—	108	—	Привар
4	5004	3,86	1,75	1,36	—	—	1230	—	78	—	Сильн. разгар
5	4670	3,82	1,61	1,40	—	—	1235	—	96	—	—
6	4664	3,82	1,58	1,30	—	—	1240	—	93	—	Трещина
7	4860	3,80	1,28	1,28	—	—	1230	—	78	—	Трещ. сверху
8	4682	3,60	1,70	1,12	—	—	1240	—	44	—	—
9	4873	3,62	1,53	1,18	—	—	1220	—	56	—	Привар
10	383	3,65	1,81	1,25	—	—	—	—	59	—	—
11	387	3,53	1,31	1,17	—	—	—	—	72	—	Сетка
12	382	3,63	1,74	1,12	0,18	—	—	—	41	—	Трещ. снизу
13	244	3,51	1,90	1,15	—	—	—	—	65	—	Трещина
14	169	3,60	1,62	1,70	—	—	—	—	30	—	Привар
15	254	3,50	1,87	1,40	—	—	—	—	13	2 привара.	—
16	924	3,41	1,76	1,80	0,025	0,015	—	—	1	—	—
17	835	—	1,23	1,00	—	—	—	—	25	—	Трещина
18	5016	3,92	1,72	1,76	—	—	1220	—	83	—	Раковина
19	5017	3,80	1,61	1,77	—	—	1230	—	74	—	Разгар и трещ. Внутр. разр.

сквозных волнистых (таблица 6). Стойкость первых значительно ниже, по сравнению с первой группой, большинство из них вышли по причине привара. Очевидно, низкое содержание углерода и кремния сказалось на этом. Но точно так же, как и в первой группе, сетка появилась гораздо позднее — на 25 и 30-й плавке.

Несколько лучше работали сквозные волнистые изложницы, которые при нормальной эксплуатации становились негодными лишь после 90—95 заливо.

Третья группа среднемарганцовых изложниц в количестве 49 штук, из которых 30 шт. «типа 7» и 19 сквозных волнистых, показали среднюю стойкость 30 плавков для закрытых и 71 плавку сквозных волнистых (табл. 7). Привар в данной группе достигает 90 % всех изложниц, поэтому трудно установить влияние того или иного элемента на стойкость. Опасения за склонность такого вида изложниц давать сквозные трещины напрасны. Марганец в колич. до 2 % свободно может быть введен в чугун изложниц, отчет стойкость их значительно возрастет.

Разрушение чугуна в среднемар-

Таблица 8.

Химический состав 4-й группы марганцовых изложниц (Mn > 2%).

№ п. п.	Завод. № изложниц	Химический состав:					Тем-ра заливки	Тип изложниц	Стойкость	Замечания в период эксплуатации	Причины выхода из строя
		C	Si	Mn	P	S					
1	439	3,61	1,93	2,15	—	—	1235	7 дил.	43	—	Трещина
2	4476	3,46	2,12	2,36	—	—	1250	„	23	Сетка на 10 плавков	Привар
3	4391	3,46	2,15	2,43	—	—	1230	„	2	2 привара	Трещина
4	4534	3,42	2,30	2,22	0,17	0,06	1210	7 ребр.	14	Отбит верхний торец при разделении	—
5	4472	3,42	1,53	2,65	—	—	1210	„	32	—	Трещина
6	4680	3,84	1,74	2,12	—	—	1240	„	7	2 привара	Привар
7	5015	3,90	1,80	2,26	—	—	1230	„	31	Сетка на 19 плавке	„
8	4783	3,92	1,69	2,10	—	—	1250	скв.	57	—	Трещина
9	4535	3,46	1,39	2,46	—	—	1250	„	3	1 привар	„

Таблица 9.

Химсостав 5-й группы малоуглеродистых изложниц с перлитовой структурой.

№ п. п.	Завод. № изложниц	Химический состав:					Тем-ра заливки	Тип изложниц	Стойкость	Замечания в период эксплуатации	Причина выхода из строя
		C	Si	Mn	P	S					
1	4877	3,25	1,08	0,56	0,17	0,045	1240	7 ребр.	38	—	Привар Литейн. брак Привар в тележке Сетка Привар
2	4880	3,33	1,05	0,6			1250		0	—	
3	4881	3,30	1,07	0,55			1230		1	—	
4	5020	3,28	1,03	0,56			1255		93	—	
5	5023	3,28	1,10	0,62			1250		7 ребр.	1	

ганцовых изложницах, от действия переменных температур меньше чем в кремнистых изложницах и при нормальной работе без привара они выдерживают до 60 плавки в закрытом типе и до 108 плавки в сквозных, что видно из таблицы 7.

Кроме этого, данная группа выгодно отличается от других по дешевизне своей шихты.

Увеличение марганца выше 2 %, как видно из 4-й группы изложниц, ухудшает стойкость их и уменьшает прочность металла. Из 7 излож-

Таблица 10.

Кремнистые изложницы цехового анализа.

№ п. п.	Завод. № изложниц	Химический состав:					Температура заливки	Тип	Стойкость	Замечания при эксплуатации	Причина выхода из строя
		C	Si	Mn	P	S					
1	4554	3,42	1,30	0,88	—	—	—	7 ребр.	6	—	Привар
2	4497	3,56	1,57	0,94	—	—	—	”	32	—	Утеряна
3	4727	3,46	1,80	0,80	—	—	—	”	25	—	Привар
4	4555	3,42	1,57	0,73	—	—	—	”	39	Сетка на 10 плавке	”
5	4562	3,24	1,39	0,60	—	—	—	”	22	” ” 10 ”	”
6	4388	3,13	0,75	0,49	0,17	0,045	1215	”	34	” ” 10 ”	”
7	4709	3,35	1,20	0,79	—	—	1240	”	23	” ” 8 ”	”
8	4392	3,31	1,26	0,80	—	—	1210	”	16	—	Утеряна
9	4536	3,24	1,47	0,81	—	—	1220	”	42	Внутри сетка	—
10	4532	3,35	1,27	0,76	—	—	1200	”	21	—	Привар
11	4469	3,46	1,45	0,83	—	—	1200	”	1	—	”
12	4605	3,45	1,46	0,77	—	—	—	”	15	—	”
13	4282	3,62	1,05	0,74	—	—	1210	”	64	—	”
14	4369	3,60	1,36	0,67	—	—	1200	”	1	—	”
15	3673	3,64	1,08	0,68	—	—	1200	”	33	—	Крупн. сетка
16	4284	3,59	1,13	0,70	—	—	1200	”	11	—	Трещина
17	4449	3,65	1,18	0,61	—	—	1200	”	33	—	Утеряна
18	5001	3,45	1,33	0,65	—	—	—	”	43	—	—
19	4899	3,47	1,31	0,63	—	—	—	”	9	—	Привар
20	4950	3,45	1,52	0,80	—	—	—	”	41	—	—
21	4760	3,53	1,52	0,80	—	—	—	”	3	Получ. трещ. при раз- дев. в верхн. торце.	—
22	4780	3,53	1,70	0,80	—	—	—	”	52	—	Привар
23	4683	3,45	1,87	0,80	—	—	—	7 длин.	25	—	—
24	4370	3,60	1,16	0,65	—	—	1250	7 ребр.	6	—	Утеряна
25	4468	3,46	0,75	0,53	—	—	1220	”	21	Разгар и больш. сетка	—
26	3685	3,50	1,70	0,80	—	—	—	”	33	—	Привар
27	4786	—	0,68	0,36	—	—	—	”	10	—	”
28	4789	—	0,75	0,36	—	—	—	”	2	—	Привар к тележке
29	5019	—	1,74	0,43	—	—	—	”	1	—	Трещина
30	5018	—	0,97	0,50	—	—	—	”	38	—	Привар
31	4874	—	0,86	0,53	—	—	—	”	36	—	”
32	4575	3,70	1,73	0,84	—	—	1215	скв.	62	—	Трещ. вверху
33	4886	3,50	1,33	0,65	0,18	0,035	1230	”	48	—	Привар
34	238	3,55	0,78	0,65	—	—	—	”	34	—	”
35	652	3,51	0,91	0,82	—	—	—	”	6	Привар	”
36	28	3,90	1,53	1,05	0,22	0,064	—	”	43	—	Трещина
37	140	3,87	1,47	0,80	—	—	—	”	48	—	Привар
38	254	3,52	1,90	1,15	—	—	—	”	39	—	Раковина
39	549	3,27	1,47	0,75	—	—	—	”	63	—	Внутр. разр.
40	551	3,40	2,07	1,04	—	—	—	”	44	—	Трещина
41	648	3,35	1,42	0,76	—	—	—	”	50	—	Размыв

ниц «типа 7» и 2-х сквозных волнистых в данной группе 6 штук вышли по причине трещин (таблица 8). Точно также не показали положительных результатов изложницы с пониженным содержанием углерода (таблица 9), где средняя стойкость составляет всего лишь 13 плавков.

Для сопоставления работы опытных изложниц, с работой обычных были отобраны 41 изложница (6 группа) цехового состава, отливка и эксплуатация которых проходила одновременно. Изложницы 6-й группы были тех же типов. Химический состав колебался в широких пределах так, например: С—3,20—3,80⁰/₁₀; Si—0,75—2,0⁰/₁₀; Mn—0,36—1,1⁰/₁₀. В работе они показали значительно худшие результаты. 31 изложн. типа 7 имеют среднюю стойкость 25 плавков, причем исключены изложн. № 4469 и 4369, как вышедшие по привару с первых плавков, 10 изложниц сквозных-волнистых имеют среднюю стойкость 44 плавки, что значительно ниже стойкости, опытных изложниц.

Добавка в шихту естественно легированных чугунов увеличивает

стойкость на 48% по группе изложниц с уширением кверху и на 40% по типу сквозных-волнистых, как это видно из табл. 11.

Привар и трещины встречаются у легированных изложниц не чаще чем у кремнистых изложниц. Среднемарганцовые изложницы показали повышенный привар. В силу этого по «типу 7» увеличение стойкости выражается всего на 8%, однако стойкость сквозных-волнистых изложниц выше на 68% по сравнению с цеховыми.

Надо полагать, что с освоением разливки стали через промежуточное устройство стойкость изложниц значительно увеличится. В тех случаях, когда отсутствуют естественно легированные чугуны, можно вполне рекомендовать отливку среднемарганцовых изложниц.

Структурные изменения чугуна изложниц после работы.

Для металлографических исследований отбирались образцы от каждой группы изложниц, после их работы. Анализом преследовалась цель: а) дать характеристику графит-

Таблица 11.

Сравнительные данные работы опытных изложниц.

№№ групп	Отлито изложниц			Средняя стойкость		Вышло из строя по причине							
	Тип 7	Св.	Всего	Тип 7	Св.	Привара		Трещин		Внут. разр.		Невыявл.	
						Кол.	%	Кол.	%	Кол.	%	Кол.	%
1 груп.	17	9	26	37	61	14	54	5	19,3	6	23	1	3,7
2 груп.	25	13	38	27	62	20	53	3	7,9	3	7,9	12	31,6
3 груп.	26	19	45	30	71	27	60	7	15,5	7	15,5	4	9,0
4 груп.	7	2	9	22	30	3	33,3	6	66,7	—	—	—	—
5 груп.	4	1	5	13	93	3	60	—	—	1	20	—	—
6 груп.	31	10	41	25	44	22	53,7	6	14,6	5	12,2	8	9,5
	110	54	164	—	—	89	54	27	16,4	22	13,4	25	15,2

товых включений; б) основной металлической массы и ее изменений в процессе работы; в) определить влияние структуры на образование сквозных трещин. Вполне понятно, что в такой большой отливке, как изложница, полного представления по одной точке получить нельзя. При 150 мм толщине стенки и 2-х метровой высоте отливки в одной и той же изложнице можно встретить резко отличающиеся структуры. Все же, подметить те или иные изменения или разницу в структуре вполне возможно.

Легированные изложницы из группы № 1 и 2 (фиг. 3, 4, 5, 6, 16) все имели повышенную стойкость. Графит изложниц типа «7» № 4804 и 4709 соответствует № 4—5 по шкале Мейхина и Гамильтона. Пластинки весьма тонкого строения, равномерно и в большом количестве разбросаны по всему полю шлифа. Особенно выделяется этим изложница № 4804. Основная металлическая масса изложниц мелкопластинчатый перлит. В изложнице № 4709 после сорока заливок оказалось феррита не более 25%, но видно, что со временем работы, область его увеличивается.

Несколько другой формы, более крупные графитовые выделения имеют сквозные—волнистые изложницы № 522, 31, 323 первой и второй группы. Графит их в виде крупных пластин 2—3 класса по шкале ASTM, распределен равномерно. Кроме этого имеются небольшие точечные включения графита, очевидно, вторичного образования при повторных нагревах. Основная металлическая масса — перлит.

У изложницы № 31 начальная структура, как видно, была сорбитообразный перлит, стойкость которого против распада от повторных на-

гревов, как мы полагаем, является повышенной. Перлит изложниц № 522 и 323 после 88 и 98 заливок находится на грани окончательного распада, у последней он почти полностью коагулировался (фиг. 4, 16).

Интересно заметить, что графитовые выделения этих изложниц тем мельче, чем ниже температура заливки чугуна и наоборот. Такое положение можно объяснить большим прогревом формы при высокой температуре заливки, и более медленным прохождением интервала графитизации изложницы, благоприятствующим выделению крупнопластинчатого графита.

Металлографическому анализу из среднемарганцовой группы изложниц было подвергнуто 10 образцов: у 8 из них строение графита оказалось мелким — соответствует V классу по ASTM. Пластинки разбросаны по шлифу в различных направлениях и пронизаны большим количеством точечных включений графита (фиг. 7, 9, 15). Значительно отличается по структуре изложница № 5002 (фиг. 8), где пластинки графита крупнее и имеют ветвистое строение, а основная металлическая масса, состоящая из мелкого перлита находится в начальной стадии распада.

Изложница № 244 (фиг. 9) имела структуру сорбитообразного перлита. После 65 заливок большая часть основной металлической массы, по середине изложницы составляет феррит, с отдельными островками перлита. Границы такого перлита, расположенного, очевидно, по граням зерен, имеют резкие очертания.

У изложницы № 4534 из 4-й группы, с повышенным содержанием марганца ($Mn > 2\%$) структура мало отличается от среднемарганцовой.

стых фиг. 10. Перлит за 14 плавов не получил никакого изменения, но большое количество марганца оказало свое влияние на прочность чугуна и при ударе с приварившимся слитком изложница получила большую трещину.

Содержание марганца больше 1% в чугунах для изложниц содействует образованию мелкого сорбитообразного перлита, стойкого против температурных влияний, но склонного к образованию трещин при сильных ударах. Последнее особенно сказывается в том случае, когда марганца больше 2%.

Структура малоуглеродистых изложниц из 5-й группы представлена на фиг. 11. Шлиф приготовлен из изложницы № 4880 не бывшей под заливкой, а разбитой как литейный брак. Несмотря на малое содержание углерода, как видно получить чисто перлитовую структуру не удалось. 36-часовое охлаждение в форме, при высокой температуре заливок (1250°C), создали условия получения крупного графита 2—3 класса по ASTM и перлит-феррита в основной металлической массе.

У изложницы цехового состава № 4886 с начальной структурой перлит-феррит, при довольно крупном графите 2—1 класса, как видно на фиг. 12, уже через 48 заливок произошли крупные изменения, перлит целиком коагулировался и внутренние разрушения были довольно значительны.

На фигур. 13, 14, 15 приведена структура изложниц вышедших из строя по причине сквозных трещин, причем последние две вышли на первом заливке. В основном, надо полагать, причина появления трещин заключается во внутренних напряжениях. Кроме этого, в излож-

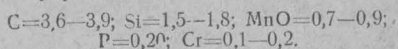
нице № 924 по всему полю шлифа располагаются большие включения стедита (фиг. 15) образуя прерывистую сетку. Химическим анализом обнаружено, что содержание фосфора в чугуне данной изложницы превышает 0,28%, явление для кузнечных чугунов довольно редкое.

ВЫВОДЫ.

1. Добавка в ваграночную шихту Халиловских чугунов (8 — 10%) улучшает стойкость чугунных изложниц, на 40—45%.

2. Использование в качестве шихтовых материалов боя изложниц до 15% и стальных обрезков до 10% не сказывается на сроке службы изложниц.

3. При шихтовке для легированных изложниц следует стремиться получить химический состав жидкого чугуна:



4. Температура чугуна на желобе должна быть не ниже 1300°C.

5. Заливка форм должна производиться при возможно низкой температуре чугуна, благодаря этого улучшается структура и увеличивается стойкость изложниц. Мы рекомендуем заливку вести при температуре 1200°C.

6. Легированные изложницы более стойки против внутренних разрушений, сетка появляется позднее чем у обычных.

7. Среднемарганцовые изложницы показали повышенную стойкость, но в условиях эксплуатации КМЗ отмечена большая склонность их к привару (60%).

8. При шихтовке среднемарганцовых изложниц следует пользоваться литейными и передельными чугунами с добавкой низко-процентных ферросплавов, при этом химический

состав жидкого чугуна держать в пределах:

$C = 3,6-3,9$; $Si = 1,5-1,8$;

$Mn = 1,4-1,8$; $P = 0,2$.

9. Повышение марганца больше 2% снижает стойкость изложниц.

10. В условиях КМЗ следует перейти на отливку легированных изложниц, а во время отсутствия Халиловских чугунов практиковать отливку таковых из среднемарганцового состава.

Предварительные итоги по работе вагранок на каменном угле

Выяснение возможности применения каменного угля в вагранках представляет определенный интерес, поскольку такая замена может высвободить дефицитный кокс, перебой в снабжении которого испытывают не только мелкие литейные, но даже такой крупный литейный цех, каким является литейный цех КМЗ.

В настоящей статье сообщаются предварительные итоги опытов по ведению вагранок, с частичной заменой кокса каменным углем пласта «мощный» Прокопьевского месторождения. Технический и элементарный анализы и калорийность угля, кокса и коксика приведены в таблице 1.

Из нее видно, что качество угля Прокопьевского пласта «мощный» несколько не ниже качества кокса 1-го сорта, а пониженное содержание золы и большая калорийность даже ставят уголь несколько выше кокса.

Очень важной характеристикой для угля является его прочность,

как при нормальных, так и при высоких температурах. Работами доменной группы центральной лаборатории КМК относительно механической прочности данного угля установлено следующее:

1. Подавляющее большинство проб подвергнутых испытанию показали высокую прочность на раздавливание (100—300 кг/см²), что значительно превосходит прочность кокса.

2. Сопротивление раздавливанию образцов сырого угля, по направлению волокон, как правило, ниже чем поперек их, но все же выше, чем у кокса.

3. Образцы проб угля после постепенного прокаливания в течение 6 часов до температуры 900° показали в большинстве случаев, более высокую прочность на раздавливание по сравнению с образцами проб сырого угля, как в направлении слоев, так и поперек их, несмотря на образование трещин при прокаливании. Более быстрое нагревание угля

Таблица 1

№ № п. п.		Элементарный анализ %					Калорий- ность Q_p^B	Техническ. анализ %		
		C	H ₂	N ₂	O ₂	S		Влага	Зола	Летучие
1	Каменный уголь . . .	88,59	3,62	1,92	3,27	0,37	8300	3,1	2,22	11,17
2	Кокс . . .	79,48	2,00	2,09	3,14	0,59	7155	1,3	12,94	2,59
3	Коксик . . .	77,96	1,14	—	—	—	6698	1,5	16,85	4,94

снижает его прочность на раздавливание и тем больше, чем быстрее нагревается образец. Так например:

Сырой уголь имеет прочность . 210 кг/см²
 Прокален. уголь до 900° в теч. 6 ч. 258 " "
 " " " " 4 ч. 202 " "
 " " " " 2 ч. 175 " "

Результаты опытов.

Работа проводилась на вагранках литейного цеха КМЗ с проектной мощностью 10 тн/час. Основные размеры вагранки:

1. Расстояние от нижнего края колошника до верхней кромки фурм 4800 мм;
2. Высота фурм 150 мм;
3. Высота горна 500 мм;
4. Количество фурм 6.

Результаты опытов, проводившихся 20 дней, сведены в таблицу 2. Цифры этой таблицы являются средними из нескольких плавов с одинаковым составом топливной колоши. Из нее видно, что упругость дутья, при работе вагранки на смеси кокса с углем не повышается. Следовательно опасаться, что уголь при высоких температурах будет растре-

скиваться, забивать отверстия в столбе шихтовых материалов и тем самым увеличивать упругость дутья не приходится.

Вагранки за все время испытания работали, на 50% своего рабочего времени, с заниженным столбом шихтовых материалов, что естественно отрицательно отразилось на ходе их.

Измерение температуры отходящих ваграночных газов имеет большое значение, для суждения о правильности хода вагранки. Если температура колошниковых газов слишком высока это говорит об уходе столба шихтовых материалов. Замер температуры колошниковых газов, производится при помощи Fe—const термомпары на уровне нижнего края завалочного окна. Конец термомпары входил в вагранку на 200 мм. Колошниковые газы в дни работы вагранки на смеси угля с коксом (табл. 2) имели несколько повышенную температуру, чем при работе вагранки на одном коксе. Это объясняется тем, что температура воспламенения угля лежит ниже температуры воспламенения кокса. Очень часто во время испытаний

Показатели работы вагранки

Таблица 2.

	Топливная колоша							
	Кокс 1 сорта	Кокс 2 сорта	+ 67% 33% кокса угля	+ 60% 40% кокса угля	+ 58% 42% кокса угля	+ 50% 50% кокса угля	2 67% 33% кокса + угля	2 55% 45% кокса + угля
1. Упругость дутья в м. вод. столба	950	1150	940	900	875	—	1150	1150
2. Темпер. колошниковых газов °С								
минимальная	270	200	375	250	330	—	—	300
максимальная	400	300	405	300	425	—	—	400
3. Вес металлической колоши кг.	1235	1100	1000	1365	1500	1200	1025	1900
4. Вес топливной колоши кг.	170	180	132	280	235	150	160	310
5. Темпер. металла на жодобе °С	1300	1280	1300	1290	1290	1320	1290	1290
6. Время работы вагранки час. мин.	6—00	5—00	5—10	4—30	6—00	6—00	5—15	5—30
7. Выдача металла тн.	43,5	32,0	37,0	35,0	54,0	37,0	34,0	44,0
8. Производительность тн/час.	7,25	6,4	7,2	7,8	9,0	6,2	6,4	8,0
9. Уд. расхода топлива в %	13,6	18,0	12,3	15,0	15,3	12,5	12,6	16,0

На стр. 119, 2-й столбец, 24-ю строку
снизу следует читать:

$$x = 0,226(470x_1 + 900x_2).$$

температура колошниковых газов достигала 500 — 600°С в результате ухода столба шихтовых материалов в вагранке, что говорит о неправильной организации работы, как на шихтовом дворе, так и на завалочной площадке.

Перегрев металла имеет очень большое значение для качества литейного изделия. На температуру металла влияет помимо конструкции вагранки, качество топлива, вес металлической и топливной колоши, количество воздуха и ход вагранки. Вагранки литейного цеха КМЗ не оборудованы приборами определяющими расход воздуха, поэтому влияние количества дутья на температуру металла и на производительность вагранки, в связи с добавкой угля, нами не изучалось. Как видно из табл. 2 температура металла при различных добавках угля в топливную колошу поддерживалась практически на одном уровне (—1300°С)

Значительное колебание веса металлической шихты (см. табл. 2) объясняется отсутствием весов при шихтовке. Шихтовка производится при помощи магнитного крана, а дозировка по количеству подач магнитом. Топливо учитывается по количеству подач вилами. Как металлическая шихта, так и топливная колоша, после шихтовки, взвешивались на специальных весах установленных около вагранок.

Следует отметить, что были случаи заливания шлаком фурм. Приходилось останавливать вагранку, для чистки фурм.

Удельный расход топлива при добавках угля в шихту остается примерно, на уровне удельных расходов при работе только на одном коксе 1 сорта (см. табл. 2). По сравнению же с работой вагранки на коксе 2 сорта, добавки угля обеспечивают более экономичную работу. Колоши

из смеси угля с коксом рассчитывались по формуле

$$x = F_v \cdot h \cdot G \quad (1)$$

где F_v — площадь поперечного сечения вагранки
 h — высота плавильного пояса
 G — вес 1 м³ топлива.

Площадь поперечного сечения вагранки при диаметре $d = 1,2$ метра $F_v = 1,13$ м²

Высоту плавильного пояса принимаем равной 200 мм.

Вследствие разности объемных весов угля и кокса формула (1) примет вид

$$x = F_v \cdot h (G_1 \alpha_1 + G_2 \alpha_2) \quad (2)$$

где G_1 — объемный вес кокса, G_2 — тоже угля.
 α_1 — процентное содержание кокса в колоше
 α_2 — процентное содержание угля в колоше.

Примем $G_1 = 470$ кг и $G_2 = 900$ кг тогда формула для расчета колоши из угля и кокса примет вид

$$x = 0,226 (470 \alpha_1 + 900 \alpha_2)$$

Из таблицы 2 видно, что производительность вагранки находится в прямой зависимости от веса металлической шихты. С увеличением веса металлической шихты увеличивается и производительность вагранки. Отсюда, казалось бы можно сделать вывод, что желательнее работать на увеличенной металлической колоше. Однако, большое увеличение веса металлической колоши ведет к понижению температуры металла. Очень часто цеховой персонал, пренебрегая температурой выпускаемого металла и стараясь повысить производительность вагранки, работает на увеличенной металлической колоше (2000 кг). Это приводит к понижению качества выпускаемой продукции. Опасаться снижения производительности вагранки (чего именно и опасается цеховой персонал) при работе ее на

смеси угля с коксом не приходится. При одинаковом весе металлической шихты, производительность вагранки при работе на смеси кокса с углем не ниже, чем при работе на одном коксе. Можно даже отметить некоторое повышение производительности вагранки при увеличении процента содержания угля в смеси.

Шлаки на продолжении всего исследования, были слишком густыми, что очень сильно отражалось на ходе вагранки. Открытие шлаковой летки, вследствие густых шлаков, происходило с большим трудом. Шлак спускался не во время и неравномерно, отчего заливало фурмы. Для открытия шлаковой летки в одном случае применялся, даже кислород. Несмотря на это, цеховой персонал, продолжает давать в шихту заниженное количество флюсов, расстраивая тем самым ход вагранки. Известняк в вагранку дается обычно в количестве 30 — 60% от веса топливной колоши. В литейном цехе КМЗ его дают только 15—20%. Введение мартеновского шлака в вагранку очень сильно повышает жидкотекучесть шлака. В количественном отношении его расходуется меньше, чем известняка и извести. В условиях КМЗ, при неограниченных запасах мартеновского шлака, использование его в вагранках, является желательным. Дача угля в вагранку уменьшает количество шлака, цвет его становится черным.

После каждой проведенной плавки производился осмотр вагранки. При работе ее на коксе над фурмами образовывались настывы. Настывы были очень большие и мешали нормальной работе вагранки. Опыты

с добавками каменного угля в топливную колошу показали, что с увеличением процента содержания угля в смеси эти настывы уменьшаются и при достижении 45% угля эти настывы исчезли совершенно. При работе вагранки на смеси угля с коксом, фурмы, в течении всей смены, находятся чистыми, зашлаковываются меньше, чем при работе вагранки при одном коксе.

Выводы.

1. Упругость дутья при работе вагранки на смеси кокса с углем не повышается.
2. Температура колошниковых газов при работе вагранки на смеси угля с коксом несколько выше, чем при работе вагранки на одном коксе.
3. Температура выпускаемого металла, практически равна температуре металла при работе вагранки на коксе 1-го сорта.
4. Производительность вагранки не ниже, чем при работе ее на одном коксе.
5. Загрузка угля в вагранку уменьшает количество шлака, причем, цвет его становится черным. Для получения нормальных шлаков необходимо давать 40% известняка от веса топлива.
6. При работе вагранки на смеси угля с коксом настывы над фурмами исчезают и сами фурмы во время работы находятся в лучшем состоянии, чем при работе вагранки на коксе.
7. Работу необходимо продолжить доведя содержание угля в смеси до 100%.

На стр. 121, 2-й столбец, 24-я строка
снизу, напечатано: „железа и алюми-
ний“; следует читать: „железа и алю-
миния“.

THE UNIVERSITY OF CHICAGO
LIBRARY
540 EAST 57TH STREET
CHICAGO, ILL. 60637

Потенциометрическое определение цинка

В связи с наличием в железных рудах Кузнецкого района цинка, вопрос о надежном методе определения его является, с металлургической точки зрения, чрезвычайно важным.

Несколько лет практической работы по анализам цинкосодержащих материалов показали, что этот вопрос надлежащего разрешения не получил. Химическая лаборатория КМК пользовалась в разное время несколькими методами определения цинка (Люу-Галетти, лимонно-уксуснокислый, гипосульфитно-уксуснокислый и др.), но все они, по ряду причин, оказывались малопригодными. В течение 1939 года цинк определялся по ускоренному электролитическому методу А. М. Ручушкина и Н. Д. Таганович (1).

Несмотря на ряд несомненных достоинств в смысле быстроты и точности определения, этот метод имеет ряд недостатков, ограничивающих возможность использования его для массовых работ. К основным недостаткам метода следует отнести применение цианистого калия и значительный износ платиновых электродов. В связи с этим лаборатория поставила перед собой задачу разработать достаточно точный и удобный для массовых работ метод, не требующий применения дефицитных реактивов и позволяющий получать результаты не позднее, чем на второй день.

Статистическая обработка имеющегося материала показала, что в 75% всех проб содержание цинка ниже 1%; в отдельных, редко встречающихся случаях содержание цинка достигает 10–20%.

Содержание меди обычно очень мало и измеряется сотыми долями процента; во многих случаях медь совершенно отсутствует, и очень редко содержание ее достигает 0,2–0,3%. Наряду с этим при определении цинка приходится считаться с большими количествами железа и алюминий и во многих случаях марганца.

Наиболее желательным представлялся объемный или потенциометрический метод определения цинка. Обширная литература, посвященная различным вариантам объемного метода, основанного на реакции между цинком и ферроцианидом калия, указывает на несовершенство этих методов. Наиболее распространенные из этих методов—метод Галетти—Фальберга (2) и метод Кони и Кэйди (3) не дают удовлетворительных результатов при малых содержаниях цинка.

Представляющий значительно больший интерес ртутно-родановый метод (4, 5, 6) не мог быть проверен из-за отсутствия необходимых реактивов. Некоторое возражение встречается и вопрос о применении хлороформа при массовых работах. Потенциометрические методы, осно-

ванные на прямом титровании цинка ферроцианидом калия, чрезвычайно неудобны, т. к. потенциал вблизи эквивалентной точки устанавливается очень медленно. Даже при температуре 65°С, титрование требует не менее 30 минут (7).

С этой точки зрения значительно выгоднее потенциометрические методы, основанные на обратном титровании избытка ферроцианида калия, т. к. в этом случае, потенциал устанавливается очень быстро.

Для титрования избытка ферроцианида калия предложен целый ряд реактивов: раствор цинка (7); перманганат калия (8, 9), сульфат церия (10). Титрование проводится в самых разнообразных условиях.

И. Тапанаев (9) рекомендует 2 N сернистый раствор, добавку бисульфата калия и осаждение ферроцианидом в нагретом до кипения растворе. Sturger (10) производит осаждение в 1,5 N сернистом растворе на холоду и титрует перманганатом калия или сульфатом церия после 15-минутной выдержки, учитывая незначительную скорость, с которой устанавливается электрохимическое равновесие системы: ферроцианид—цинк. Разноречивы и данные относительно влияния солей на точность титрования.

Экспериментальная часть

Первоначальный вариант метода определения цинка был намечен в следующем виде: навеска в 1—2 гр., в зависимости от содержания цинка, разлагается в смеси азотной и соляной кислот. Раствор выпаривается досуха, сухой остаток растворяется в соляной кислоте. Сумма полуторных окислов осаждается аммиаком в присутствии хлористого аммония. В раствор добавляется (осадок не отфильтровывается) ам-

миак, углекислый аммоний и персульфат аммония. Избыток последнего разрушается кипячением. Раствор вместе с осадком, после добавления аммиака, переносится в мерную колбу на 250 мл. Для анализа отфильтровывается 100 мл. Раствор подкисляется серной кислотой с таким расчетом, чтобы кислотность была не выше 1,5 N. В холодном растворе цинк осаждается $\frac{1}{40}$ M раствором ферроцианида калия, избыток последнего через 15 минут оттитровывается раствором перманганата калия.

Титр раствора перманганата калия был установлен по сернистому цинку. Раствор последнего был приготовлен из химически-чистого металлического цинка Кальбаума и установлен весовым путем через фосфат цинка. Установка титра перманганата калия производилась потенциометрическим путем в вышеуказанных условиях, на приборе для некомпенсационного титрования с биметаллической системой: платина вольфрам. Для первых опытов был взят стандартный образец УИМа № 49 (хвосты медной флотации). Навески обрабатывались по вышеописанному методу с дополнительным отделением меди через сероводород.

Титрование дало резко повышенные результаты (в процентах): 0,42, 0,42, 0,36, 0,36, 0,34, вместо указанных в свидетельстве 0,28%. Неправильные результаты были отнесены за счет вредного влияния большого количества аммонийных солей, накапливающихся в растворе в процессе подготовки пробы.

Для проверки этого предположения была проведена серия титрований раствора ферроцианида калия перманганатом в присутствии различных количеств солей аммония. Результаты приведены в таблице 1.

Во всех опытах присутствие солей аммония вызывало пониженный расход перманганата. Необходимо отметить особенность, наблюдавшуюся только при титровании в присутствии аммонийных солей: в совершенно прозрачном растворе после добавления части перманганата калия, появлялся осадок, который очень медленно растворялся в избытке перманганата.

Повидимому, присутствие аммонийных солей способствует образованию трудно-растворимого двойного ферроцианида калия и марганца, который искажает результаты титрования. Аналогичное явление наблюдалось и при добавке сульфата аммония. Чтобы окончательно убедиться во вредном влиянии солей аммония, был поставлен ряд опытов с предварительным удалением этих солей до осаждения ферроцианидом калия.

Для опыта была взята железная руда, заведомо не содержащая ни цинка, ни меди. К этой руде добавлялись точно отмеренные количества титрованного раствора сернокислого цинка. Перед осаждением ферроцианидом содержащие цинк растворы, обрабатывались азотной и

серной кислотами и упаривались до появления густых паров серной кислоты. Для полного удаления азотной кислоты стенки колбы обмывались затем водой и раствор снова упаривался до густых паров. Последняя операция повторялась дважды. После такой обработки были получены вполне удовлетворительные результаты (см. табл. 2).

Таблица 2.

Добавлено цинка в %	Получено цинка в %
0,34	0,33
0,81	0,78
0,97	0,99
0,00	0,00
1,25	1,25
0,75	0,76
0,90	0,87
0,00	0,00
1,50	1,52
0,46	0,44

Для дальнейших опытов титр раствора перманганата калия устанавливался в условиях анализа по железной руде (без меди и цинка), к которой добавлялся титрованный раствор сернокислого цинка. В таблице 3 показаны результаты, полученные при определениях цинка в

Таблица 1.

Кол-во, раств. ферроцианида калия в мл	Добавка	Количество добавляемой соли в гр	Расход перманганата калия в мл
50	—	—	28,30
50	—	—	28,30
50	—	—	28,30
50	Хлор. аммоний	5	25,50
50	" "	5	26,30
50	" "	10	25,05
50	" "	25	25,60
50	Азотнокислый аммоний	5	25,60
50	" "	15	25,00
50	" "	25	24,80

Таблица 3.

Материал.	Содержан. цинка в ‰	Получено цинка в %
С/О 49	0,28	0,26
"	"	0,26
"	"	0,28
"	"	0,29
"	"	0,7
"	"	0,26
"	"	0,29
"	"	0,28
"	"	0,29
С/О 45	9,62	9,83
"	"	9,85
"	"	9,86

стандартных образцах УИМа № 49 (хвосты медной флотации) и № 45 (медно-цинковая руда).

Подготовка проб проводилась обычным порядком, но с отделением меди и кадмия сероводородом. Для оценки точности метода несколько проб анализировались параллельно двумя методами. (табл. 4)

Таблица 4.

Материал	Потенциометрический метод	Ускоренный электролит. метод Гучукина	Весовой в виде окисл. шлама через сероводород
Жел. руда № 4602	3,10 ⁰ / ₀	3,17 ⁰ / ₀	—
„ „ № 4603	3,10 ⁰ / ₀	3,14 ⁰ / ₀	—
„ „ № 4755	0,95 ⁰ / ₀	0,94 ⁰ / ₀	—
Агломерат № 1	0,78 ⁰ / ₀	—	0,79 ⁰ / ₀
„ „	0,78 ⁰ / ₀	—	0,78 ⁰ / ₀
„ „	0,79 ⁰ / ₀	—	0,80 ⁰ / ₀

Результаты, приведенные в таблицах 2, 3, 4, указывают на совершенно достаточную для обычных производственных анализов точность метода. Необходимо отметить большую четкость конечного пункта титрования, особенно при небольших содержаниях цинка. На основе проведенных опытов была разработана нижеследующая методика определения цинка:

Ход анализа:

а) *В отсутствие меди.* Навеску в 2,5 гр (при высоких содержаниях цинка навеска уменьшается до 1 гр) обрабатывают 25 мл соляной кислоты у. в. 1,19 и 10 мл азотной

кислоты у. в. 1,40. Раствор выпаривают досуха. Сухой остаток растворяют в 15 мл соляной кислоты 1,19, прибавляют 20 мл насыщенного раствора хлористого аммония и осаждают сумму полуторных окислов аммиаком (до резкого запаха), затем прибавляют 10 мл насыщенного раствора углекислого аммония, 10 мл 25%-го аммиака и 25 мл 10%-го раствора персульфата аммония.

Раствор кипятят до разрушения избытка персульфата, наблюдая все время за сохранением резкого запаха аммиака. Добавляют 10 мл 25%-го аммиака, переносят раствор с осадком в мерную колбу на 250 мл, охлаждают и доводят дистиллированной водой до метки; отфильтровывают через сухой фильтр 100 мл раствора, отбрасывая первые порции фильтрата. Отмеренный объем, отвечающий навеске в 1 г.*), переносят в стакан для титрования на 400 мл, приливают 25 мл азотной кислоты у. в. 1,40 и 6,5 мл серной кислоты у. в. 1,84. Упаривают до густых паров серного ангидрида. Обмывают стенки стакана водой и снова упаривают до густых, белых паров. Охлаждают, приливают 50 мл дистиллированной воды, снова охлаждают и осаждают цинк 50 мл $\frac{1}{40}$ М ферроцианида калия; дают стоять 15 минут, доводят объем до 150 мл (метка на стакане), ставят стакан в прибор для потенциометрического титрования и титруют избыток ферроцианида калия раствором перманганата калия до резкого скачка потенциала (система: платина—вольфрам).

*) Отмеренные 100 мл раствора отвечают навеске несколько большей, чем 1 грамм. Ошибка, вызываемая этим приемом, зависит от объема осадка гидроокисей. Для рядовых анализов можно, без особой погрешности, считать, что эта ошибка компенсируется адсорбцией незначительных количеств цинка осадком гидроокисей.

После каждого титрования электрода промывают 10%-ым раствором едкого натра и затем тщательно ополаскивают их дистиллированной водой. Перед началом серии титрований платиновый электрод прокалывают. Ежедневно устанавливают соотношение между растворами ферроцианида калия и перманганата калия: к 25 мл 4 N раствора серной кислоты прибавляют 75 мл воды, 50 мл ферроцианида калия и титруют потенциометрически перманганатом калия до резкого скачка потенциала.

Титр раствора перманганата калия (готовится с таким расчетом, чтобы 1 мл его отвечал 1,436 мл $1/10$ M ферроцианида калия) устанавливают в условиях анализа по железной руде (заведомо не содержащей ни цинка, ни меди), к которой добавляют точно отмеренные количества титрованного раствора сернокислого цинка. Раствор ферроцианида готовится из перекристаллизованной соли и хранится в темной бутылке не более 3 дней.

Расчет содержания цинка производится по формуле:

$$(A-B) \cdot T \cdot 100 = \% \text{ Zn,}$$

где:

A — количество мл перманганата калия, затраченных на соотношение.

B — количество мл перманганата калия, затраченных на титрование пробы.

T — титр раствора перманганата калия по цинку.

б) *В присутствии меди.* Если в пробе присутствует медь, то оба компонента (цинк и медь) определяют из одной навески. В этом случае, полученный после первого упаривания раствора сухой остаток обрабатывают 10 мл соляной кислоты 1,19 и опять

выпаривают досуха. Растворяют остаток в 15 мл соляной кислоты 1,19, разбавляют водой до 150 — 200 мл, нагревают до кипения и осаждают медь сероводородом. Осадок фильтруют, промывают подкисленной сероводородной водой.

В осадке определяют медь колориметрическим методом. Фильтрат упаривают, удаляют сероводород, приливают 5 мл азотной кислоты 1,40 и кипятят до удаления окислов азота. Приливают 20 мл насыщенного раствора хлористого аммония и ведут анализ дальше, как в отсутствии меди.

Потенциометрический метод определения цинка внедрен в лаборатории с ноября месяца 1939 года. Огромное количество контрольных определений, выполненных из шифрованных проб, показывает воспроизводимость результатов у различных аналитиков. Партия из 20 проб (в отсутствие меди) заканчивается через 10 часов.

ВЫВОДЫ:

1. Разработан достаточно точный для рядовых анализов метод определения цинка в материалах, богатых железом, алюминием и марганцем.
2. Аммонийные соли мешают потенциометрическому титрованию цинка и должны быть удалены перед осаждением ферроцианидом калия.
3. Ошибка, вызываемая адсорбцией незначительных количеств цинка осадком гидроокисей, компенсируется тем, что отмериваемый, для окончательного определения цинка объем отвечает навеске несколько большей, чем 1 грамм (за счет объема, занимаемого осадком).

ЛИТЕРАТУРА:

1. Известия Сибирского института металлов (1937), т. II вып. 1.
 2. Анализ минерального сырья, — 1939 г., II, вып. I, стр. 85.
 3. Гиллебранд и Лендель «Практическое руководство по неорганическому анализу», стр. 372.
 4. «Минеральное сырье», 1931 г., № 7.
 5. «Заводская лаборатория», 1934 год, № 3, стр. 222.
 6. То же, 1935 г., № 10, стр. 1174.
 7. Кольтгоф. и Фурман «Потенциометрическое титрование», стр. 258.
 8. То же, стр. 258.
 9. «Журнал прикладной химии», 5, вып. 1, стр. 86 (1932 г.).
 10. „Industrial and Engineering chemistry“. Anal. Ed., 1939 год, май стр. 267.
-

О расширении динаса из Анжеро-Судженского кварцита в обжиге

По своему химическому составу Анжеро-Судженский кварцит представляет кремнеземистое сырье, идущее на изготовление динаса, но имеет крипто-кристаллическую структуру, составленную из микро-волоконец халцедона (ниже 0,01—0,001 мм), чем резко и отличается от обычного сырья. Наблюдаемые в породе трещинки заполнены крупно-зернистым кварцем, реже крупным радиально-лучистым халцедоном и окислами железа с глинистым веществом.

Название — кварцит для этого халцедонового роговика или кремнистого сланца сохраняется для краткости и как общеупотребительное для динасового сырья (из работы инж. — петрографа Т. В. Мемноновой).

Испытания, проводимые научно-исследовательскими институтами Союза обычно касаются сырья, на котором шamoto-динасовый цех Кузнецкого металлургического завода не работает. Специфичность же динасового сырья, исключает уверенное использование для технологии выводов испытания по другому какому-либо почти аналогичному сырью.

Предпринятая керамическим отделом центральной лаборатории

КМЗ попытка изучения поведения изделий из анжеро-судженского кварцита в обжиге была направлена к улучшению сортности динасовых изделий и форсирования обжига. Были проведены испытания

- 1) На dilatометре Шевенара.
- 2) На приборе Штегера, предназначенном для испытания огнеупорных материалов на деформацию под нагрузкой при высоких температурах.
- 3) В камере цеховой печи (22-х камерной) над всей садкой.

1. Испытание в dilatометре Шевенара.

Печь — трубчатая с платиновой обмоткой. Температура замерялась платино — платино-родиевой термопарой, горячий спай которой касался середины образца.

Было приготовлено из производственной массы семь образцов размером 65 × 10 × 10 мм и испытаны при обжиге до 900—950°C при разных скоростях нагрева от 25°/мин. до 6°/мин.; все они показали аналогичный ход расширения по типу (фиг. 1). Решено было подвергнуть наблюдению один образец при нагреве до более высокой конечной температуры.

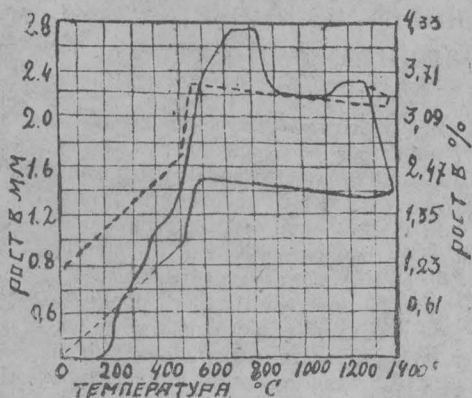
Режим нагревания и охлаждения был следующий:

	до 350°	около 16°/мин.	всего 20 мин.
от 350° до 1380°	„	5,9°/мин.	„ 2 часа 56 мин.
от 1380° до 600°	„	14,5°/мин.	„ 54 мин.
от 600° до 400°	„	6,5°/мин.	„ 31 мин.

Итого 4 часа 41 мин.

Кривая расширения в зависимости от температуры приведена на фиг. 1. Расширение кварцевой лодочки не могло быть учтено. Место соответствующее кварцевому эффекту,

Дальнейший параллельный участок и рост от 900° до 1270° объясняется уже начавшимся перерождением кварца в модификации низкого удельного веса.



фиг. 1.

при нагревании обнаруживалось очень слабо. Наличие параллельного участка в кривой роста между 700 и 800° и усадка между 800 и 900° могут быть предположительно объяснены тем, что присутствующий здесь — кварц, имеющий отрицательный термический коэффициент линейного расширения, при нагревании дает уменьшение, а при охлаждении — увеличение размеров. Последнее особенно четко видно на участке охлаждения от 1380 до 560°. Значительная резкость усадки при нагревании, очевидно, может быть отнесена за счет внутренних процессов уплотнения структуры волоконца халцедона анжеро-судженского кварцита (см. Эйгель. Физико-химия силикатов, стр. 281 — 282—О природе и свойствах халцедона).

Характер роста образца, указанный на фигуре 1, аналогичен другим шести испытаниям, проведенным с нагревом до 900 — 950°С.

Резкое понижение кривой роста от температуры 1270° до 1380° вызвано было деформацией кварцевой лодочки дилатометра, что заставило прекратить нагревание.

Резкое падение кривой роста в пределах 500 — 570° (на участке охлаждения) вызвано явно кварцевым эффектом при переходе кварца из α - в β -форму. Величина этого эффекта равная 0,832% линейных, хорошо согласуется с литературными данными для чистого кварца.

Пунктирная линия на фиг. 1 построена на основе графического сложения роста образца с величиной деформации лодочки, исходя из следующих соображений. Кривая изменения линейных размеров образца, записанная пером дилатометра, пришла к концу испытания к первоначальному положению, тогда как длина образца до испытания была 64,86 мм, а после испытания 65,60 мм, т. е. увеличение длины произошло на 0,74 мм. Эта величина и принята за величину деформации лодочки. Если это так, то выше 1300° имеющееся падение кривой роста (по пунктирной линии, фиг. 1) может быть объяснено только появлением жидкой фазы, вызвавшей сжатие образца. Непродолжительное время нагревания было причиной незначительного конечного роста, т. е. незначительного количества переродившегося кремнезема в модификации низкого удельного веса (часть конечного роста приходится еще на разрыхление образца). Незначительное же время нагревания

(особенно выше 1200°) предохранило кварцевую лодочку дилатометра от растрескивания и тем самым не внесло новых неизвестных в наблюдения.

Таким образом ценность опыта ограничилась лишь наблюдением поведения кремнезема в форме халцедонового роговика в обжиге.

Характер кривой роста, именно:

1) отсутствие ясного кварцевого эффекта при нагревании.

2) резкое уплотнение структуры при 800 — 900°;

3) наличие ясного кварцевого эффекта и характерное термическое поведение α — и β — форм кварца при охлаждении после нагревания выше 900°, довольно точно соответствующее нашим знаниям о кварце, ясно говорит о специфичности поведения анжеро-судженского кварцита при нагревании.

С точки зрения изучения самого кварцитного сырья проведенные наблюдения на дилатометре Шевенара представляет ценность, но на вопросы образования динаса в обжиге они ответов не дают.

2. Испытание на приборе Штегера.

Первое испытание из производственной массы (нагрев до 1450° — 6 часов) показало, что перерожденные кремнезема полностью не произошло.

Значительное удлинение нагрева и выдержки при максимальной температуре обжига для достижения полноты перерождения оказалось невозможным из-за выгорания графитовых частей и криптовой засыпки печи. Решено было сохранить время нагрева, примерно прежним, уменьшить величину мак-

имального зерна, именно был взят гранулосостав.

50% зерен 1—0,5 мм.
50% „ „ ниже 0,5 мм.

Щелочность массы доведена до 2,32% и влажность до 6,0%. Вручную масса была перемешана и из нее отформован цилиндр, имевший высоту после сушки 70,42 мм.

Для преодоления трения в частях прибора, могущего вызвать отставание нажимного стержня от образца при усадке последнего, была дана нагрузка на нажимной стержень в 2 кг. или 200 гр/см² площади образца.

Замер температуры в печи производился платино—платино-родиевый термопарой; горячий спай помещался около середины образца. Скорость нагрева и охлаждения была следующей:

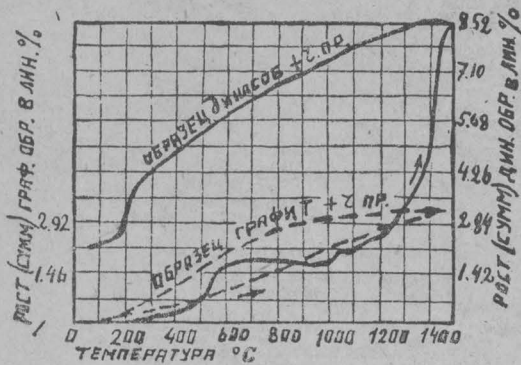
	до 500°	1,7 часов
	от 500 до 1200°	5,7 „
	от 1200 до 1500°	2,1 „
выдержка при 1500°		0,5 „
	от 1500 до 1450°	1,0 „
	от 1450 до 800°	2,6 „
	от 800 до 300°	5,6 „
	от 300 до 400°	9,3 „

Всего . 28,5 часов.

Изменение линейных размеров образца (+ частей прибора) с температурой изображено на фиг. 2. Высота образца после испытания оказалась 72,20 мм., т. е. остаточный линейный рост от начального размера составляет 1,78 мм. или 2,53%, что примерно совпадает с отчетом на барабане самописца — 1,5 мм. или 2,13%. Анализ под микроскопом показал полное перерождение кварца в мето-кristобалит.

Из-за отсутствия эталонного образца, расширение которого с температурой было бы известно заранее, невозможно было внести поправку в кривую роста образца

на рост частей прибора. Проведенное испытание роста куска графитного стержня, равного по размерам динасовому образцу, показывает



фиг. 2

что графит дает плавное и довольно большое изменение своей длины с температурой и, значит, все точки перегиба роста динасового образца + частей прибора нужно относить за счет динасового сырья.

Кривая роста довольно хорошо отмечает температурный интервал отсутствия роста (600—1000°), начало интенсивного роста 200° и кристобалитовый эффект (200°). Кварцевый эффект (575°) при нагревании оформился лучше, чем при испытании в дилатометре, что, очевидно, связано с изменением гранулометрии.

Уклон кривой роста при охлаждении и величина максимального роста увеличены за счет влияния неучтенного поведения частей прибора.

3. Испытания в цеховых камерах.

Через среднее отверстие в своде над горелками камеры 22-камерной печи на садку сырья (точнее

— на выложенный выступ в переловальной стенке) был установлен кварцевый стержень — чехол от термопары, верхний конец которого выступал наружу камеры. Отсчеты вертикальных перемещений стержня делались от неподвижной точки, жестко связанной с деревянными фермами крыши здания печного цеха.

В камере № 15 стержень устанавливался к стороне включения первого огня, а в камере № 3 — к стороне второго огня. Таким образом, взяты как бы два предельных случая поведения садки в обжиге.

Грануло-состав массы изделий в камерах:

Зерен 6	мм.	0,7—1,9%
„ 3	мм.	14,6—19,1%
„ 2	мм.	9,5—12,2%
„ 0,75	мм.	20,0—23,4%
„ 0,49	мм.	5,0—6,5%
ниже 0,49	мм.	42,9—49,4%

Температура в камере оценивалась по среднему арифметическому из температур в глазках двух дверей, т. е., из мест практического замера температуры.

Время нагрева и охлаждения следующее:

	Камера № 15.	Камера № 3.
до 200°	28 часов.	52 час.
от 200 до 1200°	71 „	80 „
от 1200 до 1430°	105 „	86 „
от 1430 до 250°	198 „	214 „
от 250 до 90°	132 „	100 „
Всего .	534 часа	532 часа.

Кривые роста приведены на фиг. 3 и 4. Они имеют один и тот же общий характер, а различия в положениях отдельных участков нужно, очевидно, объяснить тем, что замеры роста произведены в 2-х

пределных точек камер. В общем для всего объема камеры можно с достаточной степенью приближения брать среднее из этих показаний. Наблюдающаяся незначительная

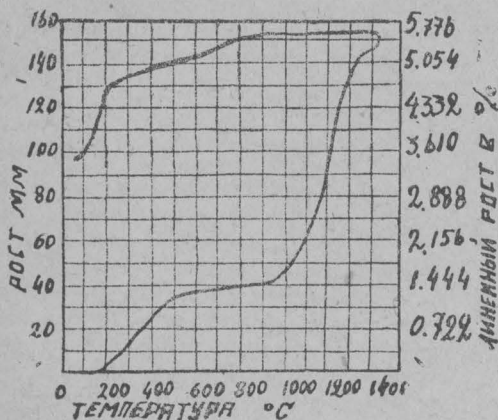
показал видимых сдвигов. С температуры 1000° до 300° кривая очень медленно снижается. От 300° до $140-150^{\circ}$ происходит резкое сокращение высоты садки, вызванное, как известно, переходом кристобалита из α в β -форму. Затем кривая идет с меньшим, но еще значительным уклоном.

Разница между величинами конечного роста и максимального (при конечной температуре обжига) лежит, очевидно, в различиях, главным образом, температурного режима обжига предельных мест садки в камере (включение первого огня и второго).

ВЫВОДЫ:

1) Цифровые значения и характер кривой роста динасы сырца очень зависят от granulometрии массы и температурного режима.

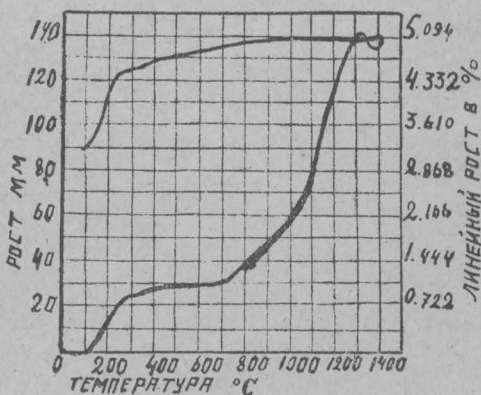
2) При первичном обжиге сырец из анжеро-судженского кварцита показывает отсутствие четкого кварцевого эффекта (особенно при цеховом грануло-составе).



фиг. 3.

усадка при нагреве до 120° в камере № 15 может быть объяснена подсушкой сырца. На кривых роста кварцевого эффекта совершенно незаметно. Отсутствие изменения высоты садки в среднем начинается около 500° и заканчивается при 800° . Начало интенсивного роста в среднем приходится около 1100° . Выше $1300-1350^{\circ}$ плавный до сих пор рост получает искривления — в одном случае (камера № 3) задержку, а в другом (камера № 15) даже усадку, после чего в обоих случаях до конечной температуры обжига происходит дальнейший рост. Произошла ли эта резкая усадка от деформации стержней, от внезапного образования жидкой фазы, в динасе или еще каких-либо причин — установить не удалось.

Стержни к концу испытания разрушались, осмотр садки не



фиг. 4.

3) При нагревании температурный участок 500—800°, характеризуемый полным отсутствием роста в садке, позволяет как будто вести очень интенсивный нагрев материала, но необходимо помнить, что границы этого участка зависят от гранулометрии массы, от режима нагревания и, очевидно, от величины изделий.

4) С началом интенсивного роста (примерно с 1100°) необходимо уменьшать скорость подъема температуры для снижения напряжений в сырце.

5) Так как в начальный период охлаждения (примерно до 1300—1350°) еще продолжается рост, то не рекомендуется резко снижать температуру в этот период.

6) Начиная примерно с 1300 до 250° можно проводить форсированное охлаждение, т. к. динасовая садка в этом температурном интервале претерпевает очень малые изменения размеров.

7) В интервале 250—150° нужно

проводить очень осторожное охлаждение, так как в этом участке садка по своей высоте испытывает резкое сокращение.

Как показывает характер трещин и наблюдение за их образованием в динасе огнеупорного цеха КМЗ, наибольшее количество трещин получается как раз от резкого охлаждения в конце остывания садки.

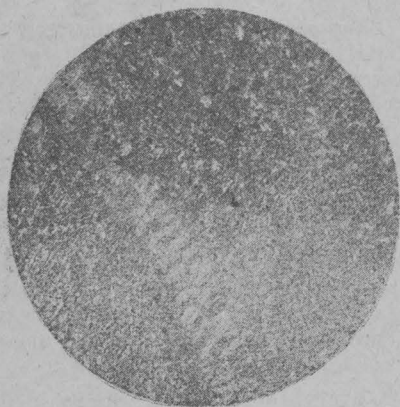
8) Охлаждение ниже 150°, как показывает характер усадки, тоже требует достаточной осторожности.

9) Характер изменения линейных размеров динаса в обжиге показывает, что имеются большие возможности для форсирования работы камер на отдельных участках нагревания и охлаждения. Метод непрерывного наблюдения роста может с успехом применяться не только для рационализации кривой обжига огнеупоров, но и для рационализации разогрева огнеупора в службе, например, свода мартеновской печи.

Исследование Анжеро-Судженского кварцита

Огнеупорный цех Кузнецкого металлургического комбината изготавливает динасовые изделия из микрокварцитов Анжеро-Судженского месторождения, расположенного вблизи (5—7 км.) от ст. Судженка.

ными трещинами в различных направлениях заполненных вторичным крупно-зернистым кварцем, халцедоном, глинистым веществом и окислами железа. Кварцит имеет раковистый излом с острорежущи-



фиг. 1.



фиг. 2.

По данным геологов запасы месторождения огромны; кварциты имеют широкое распространение в районе, образуют мощные (от 25 до 300 метров), круто-падающие пласты, слагающие целые горы высотой до 248 м.

Микроскопически кварцит однороден, характеризуется опаловидным строением, местами плотным, слоистого характера, с многочислен-

ми краями, цвет серый, часто окрашен органическими соединениями в охряно-желтые, красные и лиловые тона.

Микроскопически кварцит резко отличается от обычного кварцевого сырья для динаса, своей криптокристаллической, роговиковой структурой, состоявшей из микро-волоконца халцедона¹⁾ (фиг. 1) со светопреломлением 1,536. Местами раз-

¹⁾ Халцедон — это тот же кварц, отличающийся от обычного волокнистым строением.

виты крупные радиально-лучистые сферолиты, розетковидные скопления и прожилки халцедона и реже скопления и прожилки кварца (фиг. 2). Глинистое вещество и окислы железа или заполняют трещинки в породе или местами, наблюдаются в тонко-дисперсном состоянии, в виде тонкой сыпи.

Из других минералов встречаются единичные зерна циркона и гематита. Интересно отметить волнистое погасание зерен вторичного кварца, наличие жилок вторичного кварца и халцедона, пересекающихся друг с другом, разрывы и сдвиги их (см. фиг. 3). Такие факты указывают



фиг. 3.

на то, что кварцит неоднократно подвергался сильному динамометаморфизму, вызвавшему трещиноватость и слоистость породы.

Физико-химические свойства кварцита.

Огнеупорность кварцита, определенная по конусам из порошка, выше 1750°.

Удельный вес колеблется от 2,649 до 2,667 и в среднем равен

2,660. Объемный вес — 2,59. Водопоглощение — 0,37. Пористость — колеблется от 0,3 до 1,74 и в среднем равна 0,96%. Механические свойства кварцита определялись методом, предложенным профессором Куколевым (см. «Огнеупоры» № 7—1934 г.). Результаты испытаний показали, что кварцит может быть отнесен ко второй группе, т. е. к твердым кварцитам. Химический анализ кварцита показывает содержание:

SiO₂ от 95,0 до 98,5%
 Al₂O₃ от 0,5 до 3,16%
 Fe₂O₃ от 0,34 до 1,76%

и CaO, MgO в ничтожных количествах.

Химический анализ поверхностных загрязнений кварцита показывает, что они представляют собою глину с повышенным содержанием окислов железа. Эта глина легко смывается водой и в кварците, после моечного барабана, содержание SiO₂ поднимается до 97,0 — 98,2%.

Приведенная характеристика физико-химических свойств Анжеро-Судженского кварцита показывает полную пригодность его для изготовления динаса.

В криптовой печи были обожжены куски кварцита при температуре 1000°, 1100°, 1200°, 1300°, 1400°, 1450° и 1500° с 2- часовой выдержкой.

Результаты проведенных испытаний после обжига показывают, что:

1) Кварцит обожженный при температуре 1000—1200° еще плотный без трещин, не отличается от сырого кварцита, только цвет переходит в розовый и красный. Удельный вес изменяется весьма незначительно с 2,65 до 2,62. Пористость увеличивается до 3,0%. Под микроскопом наблюдается неизме-

ненная крипто-кристаллическая масса волокнистого халцедона. Трещинки появляются только на крупных зернах кварцита и халцедона. Изредка наблюдается помутнение халцедона, повидимому, вследствие образования поверхностной стеклообразной пленки, в связи с наличием в кварците тонко-дисперсных окислов железа и глинистого вещества.

2) Кварцит обожженный при 1300° и 1400° , уже показывает значительное перерождение, сильно растрескивается, но не разрыхляется, цвет становится белым фарфоровидным. Удельный вес снижается до 2,466 при 1300° и до 2,393 при 1400° . Пористость увеличивается, в первом случае до 2,97%, а во втором до 4,8%.

Под микроскопом, наряду с неизменными участками крипто-кристаллического халцедона, образовались большие площади изотропного, метакристаллита, количество которого увеличивается в образцах, обожженных при 1400° (см. фиг. 4).

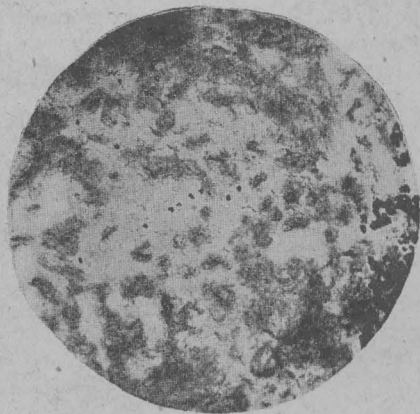


фиг. 4.

В участках и жилках с окислами железа выкристаллизовался мелко-игльчатый тридимит.

3) Кварцит, обожженный при 1450° и 1500° растрескивается, но не разрыхляется. Цвет белый, фарфоровидный, с поверхности — черно-бурые пленки окислов железа. Удельный вес снижается до 2,346 при 1450° и до 2,291 при 1500° . Пористость доходит до 5,7%. Под микроскопом — полное перерождение халцедона в метакристаллит с редкими прожилками неизменного, крупно-зернистого кварца. Тридимит наблюдается редко, только в местах скопления окислов железа, (см. фиг. 5).

4) Светопреломление халцедона не меняется до температуры 1300° . При температуре 1300° происходит превращение халцедона в изотропный метакристаллит, неясно оформленный, со светопреломлением 1,499. При температурах 1450 — 1500° метакристаллит оформляется более четко, приобретает характерное округло-чешуйчатое строе-



фиг. 5.

ние и светопреломление снижается до нормального — 1,482.

Судя по микроскопической картине, процесс преобразования крипто-кристаллического халцедона в метакристаллит (при обжиге кускового кварцита), идет в твердой фазе и лишь при незначительном участии стеклообразной фазы, в виде тонкой пленки, образованной тонко-дисперсными примесями глинозема и окислов железа. В таких местах наблюдается кристаллизация тридимита.

На основании проведенной работы, можно сделать следующие выводы:

1) Анжеро-Судженский кварцит представляет собою крипто-кристаллический халцедоновый роговик с довольно многочисленными трещинками, заполненными вторичным кварцем, халцедоном и реже окислами железа и глиной.

2) По минералогическому и химическому составу, огнеупорности, механическим свойствам и пористости кварцит можно считать перво-сортным сырьем для изготовления динаса.

3) По скорости перерождения кварцит относится к быстроперерождающимся, но не разрыхляющимся в обжиге кварцитам. Быстрота перерождения кварцита обуславливается его крипто-кристаллической структурой и халцедоновым составом.

4) Процесс перерождения Анжеро-Судженского кварцита в мета-

кристаллит идет в твердой фазе и только участками, наблюдается стеклообразная фаза, образованная примесями кварцита и способствующая кристаллизации тридимита.

5) Опасными точками при обжиге, связанными с минералогическими превращениями и изменениями кварцита в объеме, будут:

а) температурный интервал 1300—1400°, при котором происходит интенсивное образование метакристаллита, с возникающими при этом, значительными напряжениями вследствие изменения объема на 17%, вызывающими растрескивание кварцита.

б) Интервал 1400—1500°, когда идет дальнейшее образование метакристаллита и начинается кристаллизоваться тридимит, возникаю также напряжения, но менее опасные, так как здесь имеется некоторое количество жидкой фазы, смягчающей эти напряжения.

в) При охлаждении—опасный интервал — 300 — 180°, при котором метакристаллит изменяется в объеме на 5,6%, что вызывает растрескивание кварцита, при быстром охлаждении.

В заключение следует отметить, что из Анжеро-Судженского кварцево-халцедонового роговика изготавлиются динасовые изделия, кристаллит-тридимитового состава, не содержащие перерожденного халцедона и кварца.

Экспериментальное исследование влияния режима резания на качество поверхности при обработке стали

Зависимость качества обрабатываемой поверхности от факторов режима резания при чистовой обработке представляет существенный интерес для современного производства, так как отсутствие надежного экспериментального материала в этом вопросе нередко ставит производство перед значительными трудностями.

За последние 10—12 лет было проведено большое количество работ по этому вопросу, как за границей, так и в СССР, но все они отличаются крайней бессистемностью, нередко приводя к совершенно неверным и противоречивым выводам.

Учитывая потребность производства иметь вышеуказанную зависимость и принимая во внимание отсутствие необходимых данных для ее установления, автором настоящей работы был проведен (1939 г.) ряд экспериментальных исследований с целью:

1. Установить влияние скорости резания — V , подачи — S и глубины резания — t на чистоту поверхности (характеризуемую величиной неровностей H в микронах) при обработке стали.

2. Дать графическое и аналитическое выражение зависимости

$$H = f(V, S, t)$$

при изменении факторов режима резания в широких пределах.

3. Связать (и объяснить) закономерность изменения качества поверхности с явлениями процесса образования стружки. За недостатком места здесь приводятся только результаты исследования только по двум первым вопросам для стали одной твердости. Последний вопрос излагается автором в отдельной работе.

Условия и методика исследования

Обработка поверхностей проводилась на токарном станке Ижевского завода (типоразмер 175×1000 , с индивидуальным приводом) с тонкой регулировкой чисел оборотов посредством вспомогательного реостата. Объектом исследования являлись образцы из хромистой стали 5120 с характеристикой:

$\sigma_b = 50,3 \text{ кг/мм}^2$; $H_b = 137-143$;
 $R_b = 77-78$; (удлинение $\delta_{10} = 27,5\%$, сжатие $\psi = 70\%$). Размер образцов: длина 200 мм, диаметр 100—120 мм. Резцы (размером $10 \times 10 \times 45$ мм) были изготовлены из быстрорежу-

шей стали с постоянной геометрией: угол резания $\delta = 70^\circ$; углы в плане: $\varphi = 45^\circ$ и $\varphi_1 = 10^\circ$; задний угол $\alpha = 8^\circ$; радиус $R = 1,5$ мм. Заточка и заправка резцов производилась на шлифовальном станке с последующей полировкой режущей кромки мелкозернистым бруском вручную. Для опыта резцы закреплялись в державку с установкой главного лезвия по горизонтали на высоте центров.

Составляющие режима резания изменялись в следующих пределах:

Глубина резания	$t = 0,13 \div 2,9$ мм;	изменение в	22 раза
Скорость	$V = 2 \div 200$ м/мин;	„ „	100 „
Подача	$S = 0,011 \div 1,0$ мм/об.	„ „	91 „

Крайние значения V ограничивались кинематикой станка и размером диаметра образцов. При всех режимах обработка поверхностей велась без применения охлаждающе-смазывающих жидкостей. Были приняты все меры к тому, чтобы устранить вредное влияние дрожания (вибраций) на качество поверхности (размер болванки, жесткий резцедержатель, устранение люфтов в частях станка и т. д.).

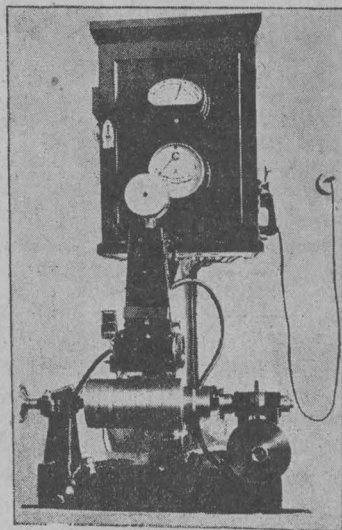
Неровности H на испытуемых поверхностях измерялись в направлении движения подачи, методом прерывистого ощупывания [1], на профилографе конструкции автора (фиг. 1). Прибор имеет следующие данные:

1. Точность измерения $\pm 0,5$ микрона.
2. Увеличение: по вертикали $M = 550 : 1 \div 2000 : 1$;
по горизонтали $m = 12,5 : 1 \div 100 : 1$.
3. Съемка профилограмм на пленку (автоматически и вручную).
4. Длина снимаемого участка — неограниченная.

С каждой поверхности снимались в разных участках 1-3 профилограммы. Результаты испытаний показали, что длина измеряемых участков должна выбираться в зависимости от подачи не более 5-10 мм. Всего было исследовано больше 450 профилограмм с 230 различными поверхностями, обработанными с переменными режимами резания.

Из анализа профилограмм удалось установить, что почти в каждом случае на профиле поверхности имеются случайные выступы и

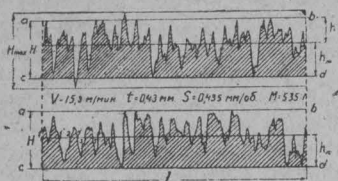
впадины, которые, выступая над общим уровнем большинства неровностей, не характеризуют своей



Фиг. 1.

величиной качества данной поверхности. На рис. 2 показаны две профилограммы, полученные с разных участков одной и той же обрабо-

танной поверхности. Из фиг. 2 видно, что по величине H_{max} верхний профиль отличается от нижнего. Но, если сравнить оба профиля по



Фиг. 2.

микростроению и высоте большинства неровностей, то они мало чем различаются друг от друга, а потому могут быть признаны по качеству равноценными.

Чтобы исключить влияние случайных выступов и шероховатостей на результаты измерения, был принят следующий метод обработки профилограмм.

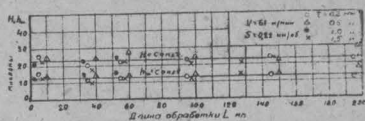
Величина неровностей H (фиг. 2) определялась расстоянием между параллельными линиями ab и cd , проведенными касательно к нескольким вершинам гребешков (линия ab) и впадин (линия cd) с таким расчетом, чтобы линия среза гребешков и впадин (случайно выступающих над уровнем большинства) составляла бы не более 2—3% от длины профилограммы l , принятой за 100%. Определяемые таким образом значения H получаются более сравнимыми друг с другом и приемлемыми для характеристики качества поверхностей.

Результаты опытов

Влияние глубины резания. Были проведены три серии-опытов. Первая—при постоянной $V = 61$ м/мин. и $S = 0,22$ мм/об. Для каждого значения t длина обработанной поверхности $L = 200$ мм. Цель опытов—предусматривалось проверить влияние

на чистоту поверхности одновременно глубины резания и затупления реза в зависимости от длины прохода.

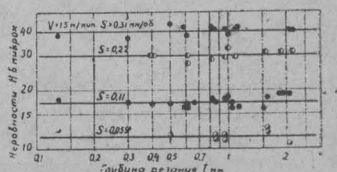
Результат измерения H по отдельным участкам по длине образ-



Фиг. 3.

ца показан на фиг. 3, откуда видно, что с изменением t в 7,5 раз (от 0,2 до 1,5 мм) качество поверхности остается без изменения. Равномерно рассеивание точек в пределах $\pm 10\%$ относительно усредненной величины $H = 22,5$ свидетельствует, что притупление реза также незаметно. На основании этого, во всех дальнейших исследованиях, длина обработки поверхностей принималась 20÷30 мм.

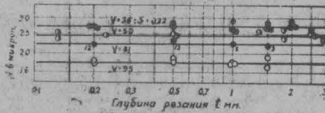
Вторая серия опытов проведена при $V = 15$ метр/мин. с подачами $S = 0,055; 0,11; 0,22; 0,31$ мм/об. (фиг. 4) Цель—проверить насколько изменяется влияние t на величину H в зависимости от S .



Фиг. 4.

Третья серия—при постоянной $S = 0,22$ мм/об с изменением t в интервале от 0,13 до 2,9 мм. проведена при трех значениях $V = 36; 50$ и 95 м/мин. Здесь предусматривалось проследить возможно ли изменение влияния t на H с увеличением V . Результаты опытов по-

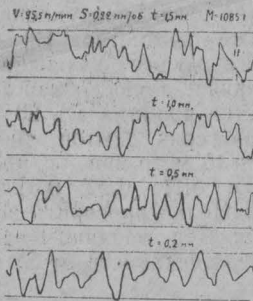
казаны на фиг. 5, где для сравнения нанесены и измерения из 1-й серии опытов при $V = 61$ м/мин. Цифрами отмечено количество замеров.



Фиг. 5.

Из анализа диаграмм (рис. 3—5) следует:

1. При заданных S , V и всех прочих равных условиях высота H не зависит от изменения t в пределах от 0,1 до 3 мм. Это доказывают и приведенные на фиг. 6 профилограммы. Следовательно $H \neq f(t)$.



Фиг. 6.

2. Независимо от глубины резания величина неровностей H изменяется с изменением S и V . При этом H возрастает с увеличением подачи (фиг. 4) и уменьшается с повышением скорости от 15 м/мин и выше.

3. С увеличением V уменьшается и степень рассеивания точек за счет ослабления вредного влияния надрывов и шероховатостей на об-

работанной поверхности. Чистота среза улучшается.

Влияние скорости резания и подачи. Каждая серия опытов проводилась с одной из следующих значений $V = 2, 5, 8, 11, 15, 20, 33$ (40), 60, 75, (80), 105, 150 и 200 м/мин.*) но с различными подачами $S = 0,055; 0,07; 0,11; 0,22; 0,31; 0,435; 0,51; 0,76$ и 1 мм/об. Так как глубина резания не оказывает существенного влияния на качество поверхности, то ее величина выбиралась произвольно: $t = 0,4 \div 0,5$ и $t = 1,0 \div 1,1$ мм.

Резцы применялись как острые, так и несколько притупленные (бывшие в работе), учитывая, что в условиях производства может быть то и другое. Для получения большей надежности в выводах, отдельные серии опытов повторялись 2—5 и более раз. Результаты испытаний представлены на диаграммах фиг. 7—10. Для сравнения на фиг. 10 при $V = 15$ м/мин. нанесены жирными (черными) точками средние значения H , взятые из опытов по глубине резания (фиг. 4), в которых t изменялись от 0,13 до 2,2 мм. Цифрами обозначено число замеров. Относительное расположение указанных точек среди других, отмеченных на фиг. 10 при соответствующей S , еще раз доказывает, что высота неровностей поверхности H не зависит от глубины резания. Из фиг. 7—10 видно, что несмотря на рассеивание отдельных точек, общее направление последних для всех значений V имеет прямолинейный характер с наклоном к оси S . Прямые $V = \text{Const}$, проведенные по точкам, выражают зависимость усредненных значений H от величины подачи. Направление и наклон прямых показывает:

* Значения V в скобках относятся к контрольным опытам, описание которых дано ниже.

1. С увеличением S
(при $V = \text{Const}$)

непрерывно возрастают неровности H , т. е. ухудшается качество поверхности и наоборот.

2. С увеличением скорости резания степень влияния S на качество поверхности уменьшается и тем больше, чем выше V .

Следовательно, прямые $V = \text{Const}$ представляют линии одновременного влияния V и S на величину H и могут быть выражены уравнением:

$$H = C_V S^{X_V} \quad (1)$$

Здесь: C_V — коэффициент, соответствующий данной $V = \text{Const}$

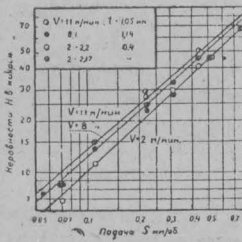
При $S = 1$ мм/об; $C_V = H_V$

X_V — показатель степени влияния S . Зависит от величины $V = \text{Const}$.

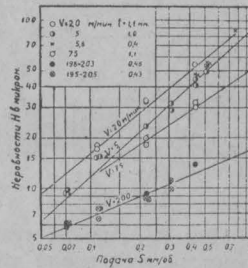
Значения C_V и X_V для всех скоростей резания, указанных на фиг. 7—10, приведены в табл. 1.

Таблица 1.

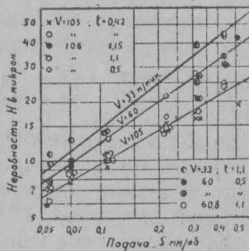
V м/мин.	Угол наклона к оси S α°	$X_V = \text{tg} \alpha$	$C_V = H_V$ при $S = 1$
2	42° 30'	0,916	87
5	41° 30'	0,885	92
8	41° 30'	0,885	96
11	40° 40'	0,854	102
15	39° 30'	0,820	110
20	38° 40'	0,800	103
33	37° 30'	0,767	86
(40)	36° 50'	0,750	(80)
60	34° 30'	0,687	62
75	33° 0'	0,649	52
(80)	32° 0'	0,625	(48)
105	29° 30'	0,566	35
150	24° 0'	0,445	20
200	22° 30'	0,414	17,2



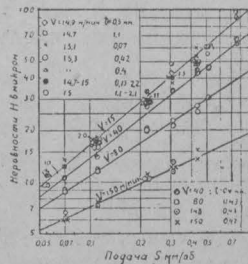
Фиг. 7.



Фиг. 8.



Фиг. 9.



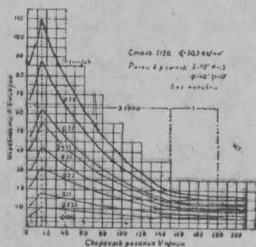
Фиг. 10.

Численно $X_V = \text{tg} \alpha$, где α — угол наклона линии $V = \text{Const}$ к оси S (фиг. 7—10).

Наглядное представление о влиянии V на величину H дает диаграмма $H-V$ фиг. 11. Здесь каждая

кривая $S = \text{Const}$ проведена по точкам усредненных значений H , взятых по линиям $V = \text{Const}$ из фиг. 7—10. Для примера точки нанесены только для верхней кривой $S = 1 \text{ мм/об.}$

По характеру кривых $S = \text{Const}$ на всем диапазоне $V = 2_1 - 200 \text{ м/мин.}$ обращают внимание три резко выраженных области (зоны) влияния скорости резания. В первой зоне — от 2 до 15 м/мин. с повышением V (при $S = \text{Const}$) происходит быстрый рост неровностей, достигающих максимума при $V = 15 \text{ м/мин.}$ Во второй зоне, от 15 до 150—160 м/мин. наблюдается обратное



Фиг. 11.

явление. Чем больше V , тем меньше неровности, тем выше качество поверхности. При этом улучшение поверхности идет интенсивнее для больших значений S , чем для малых, что видно из следующего примера:

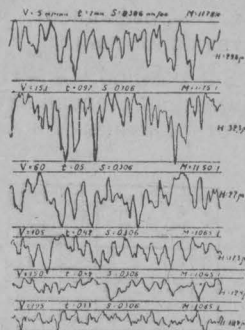
$$\begin{aligned} S = 0,055; & \text{ при } V = 15; & H = 10 \mu; & \text{ при } V = 150; & H = 5 \mu \\ S = 1,000; & \text{ при } V = 15; & H = 110 \mu; & \text{ при } V = 150; & H = 20 \mu. \end{aligned}$$

В первом случае ($S = 0,055$) неровности H уменьшились в 2 раза, во втором в 5,5 раз.

В третьей зоне $V = 150 - 200 \text{ м/мин}$ при постоянной величине подачи, неровности H , а следовательно и чистота поверхности остаются почти постоянными. Это видно по расположению кривых $S = \text{Const}$ на

фиг. 11 и по относительному расположению точек для $V = 150$ и 200 м/мин. на фиг. 8 и 10. Для иллюстрации характера изменения неровностей в зависимости от скорости резания по разным зонам, на фиг. 12 показаны профилограммы поверхностей, обработанных при $S = 0,31 \text{ мм/об.}$ с различными V . При переходе в область $V > 200 \text{ м/мин}$ качество поверхности при $S = \text{Const}$ остается неизменным независимо от дальнейшего повышения скорости резания (фиг. 11).

Представленная на диаграмме фиг.



Фиг. 12.

11 общая картина изменения неровностей поверхности от V и S объясняется кратко следующими причинами*):

В пределах 1-й зоны $V \leq 15 \text{ м/мин.}$ на величину H влияют на резце опережающие тре-

шины. Во 2-й и 3-й зоне $V = 15 - 150 \text{ м/мин.}$ наросты и наслоения на резце и явление срезания вершин неровностей самой стружкой. Последнее происходит вследствие поперечной усадки стружки (уширение стружки) и ее наклепа.

Неизменность величины H (при $S = \text{Const}$) за пределами $V > 200$

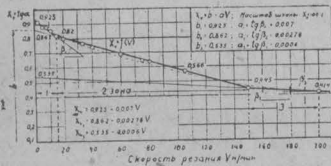
*) Более подробно излагается автором в отдельной статье.

м/мин. объясняется стабильностью в усадке стружки и в чистоте среза.

Диаграммы Н—S (фиг. 7—10) и Н—V (фиг. 11) позволяют выбирать графически режимы резания при любом сочетании V и S в пределах изменения: $V = 2 \div 200$ м/мин. и $S = 0,05 \div 1$ мм/об.

Аналитическое выражение зависимости.

Выбор режима резания, обеспечивающего необходимую чистоту поверхности (по величине Н), можно проводить и аналитически по уравнению (1), если в последнем установить функциональную зависимость X_v и C_v от скорости резания V.



Фиг. 13.

По данным табл. 1 на фиг. 13 построена кривая (ломаная), выражающая зависимость $X_v = f(V)$ в пределах изменения V от 2 до 200 м/мин. По характеру падения прямых участков видно, что в пределах 1-й зоны $V \leq 15$ м/мин, значение X_v имеет более быстрое снижение, чем во 2-й зоне $V = 15 - 150$ м/мин. и очень незначительное в интервале 3-й зоны $V > 150$ м/мин.

Следовательно, чем выше V, тем меньше X_v , тем меньше степень влияния S на величину неровностей Н. Это вполне согласуется и с показаниями кривых $S = Const$ на фиг. 11.

Уравнение прямых участков кри-

вой $X_v = f(V)$ (фиг. 13) в общем виде:

$$X_v = b - aV \quad (2)$$

Значения a и b для всех трех участков указаны на фиг. 13. Подставляя величины a и b в уравнение (2), получаем:

для 1-й зоны $V \leq 15$ м/мин.

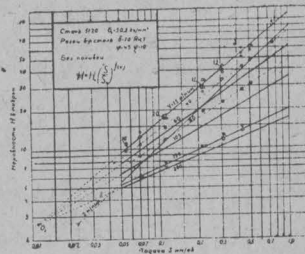
$$X_{v_1} = 0,925 - 0,007V \quad (3)$$

для 2-й зоны $V = 15 - 150$ м/мин.

$$X_{v_2} = 0,862 - 0,00278V \quad (4)$$

для 3-й зоны $V \geq 150$ м/мин.

$$X_{v_3} = 0,535 - 0,0006V \quad (5)$$



Фиг. 14.

Уравнения двух смежных зон дают одно и то же значение X_v , при подстановке пограничных величин $V = 15$ или 150.

Значения коэффициента $C_v = H_v$, при $S = 1$ (ур-ние 1); приведены в таб. 1 для отдельных величин V по фиг 7—10. Непрерывное изменение C_v под влиянием V (в пределах от 2 до 200 м/мин) выражено на фиг. 11 верхней кривой $S = 1$ мм/об. По ходу кривой видно, что зависимость C_v от V имеет в каждой зоне скоростей различный характер. Для упрощения, определение $C_v = f(V)$, проделано по частям, в интервале каждой зоны, для чего была использована сводная диаграмма Н—S (фиг. 14), построенная

по данным фиг. 7—10. Для ясности на фиг. 14 нанесены не все линии $V = \text{Const}$.

Фиг. 14 показывает, что линии $V = \text{Const}$ для 1-й зоны $V \leq 15$ м/мин. сходятся в одну точку O_1 (за пределами фиг. 14) с координатами $H_0 = 960$ и $S'_0 = 14$; наоборот, все линии $V = \text{Const}$ для 2-й и 3-й зоны $V = 15 \div 200$ м/мин. расходятся из общего полюса O_2 с координатами: $H''_0 = 2,7 \mu$; $S''_0 = 0,011$ мм/об. Наличие полюсов O_1 и O_2 позволяет написать для всего диапазона V от 2 до 200 м/мин. единое уравнение вида:

$$H = H_0 \left(\frac{S}{S_0} \right)^{X_V} \quad (6)$$

Здесь: H_0 и S_0 — координаты полюсных точек O_1 или O_2 .

$X_V = tqz = f(V)$ — переменный показатель степени при S в уравнении (1), определяемый для соответствующей зоны V по уравнениям (3, 4 и 5).

Из сравнения уравнений (1) и (6) находим:

$$C_V = H_0 S_0^{-X_V} \quad (7)$$

Подставляя величины H_0 , S_0 и X_V соответствующие определенным зонам V , имеем:

$$1\text{-я зона } V \leq 15; \quad H = 960 (0,0714S)^{0,925-0,007V} \quad (8)$$

$$2\text{-я } ,, \quad V = 15 \div 150; \quad H = 2,7 (91S)^{0,832-0,00278V} \quad (9)$$

$$3\text{-я } ,, \quad V \geq 150; \quad H = 2,7 (91S)^{0,533-0,0006V} \quad (10)$$

где: H — в микронах; S — в мм/об; V — в м/мин.

Выражая зависимость $H = f(V, S)$, уравнения (8, 9 и 10) позволяют определять аналитически величины неровностей H обработанной поверхности при изменении S и V в широких пределах: $S \leq 1$ мм/об. $V = 2 \div 200$ м/мин и выше.

В табл. 2 даны результаты вычислений C_V и X_V по уравнениям (7) и (3, 4, 5) для значений V , принятых в опытах.

Сходство значений C_V и X_V из табл. 2 с соответствующими опытными данными из табл. 1 подтверждает правильность составленных уравнений.

Так как графический метод решения зависимости $H = f(V, S)$ значительно проще и быстрее аналитического, поэтому по уравнению (8—10) можно построить лучевую диаграмму $H-S$, подобную на фиг. 14, с нанесением линий $V = \text{Const}$ через любые интервалы в пределах: $V = 15$; $15 - 150$ и $150 - 200$ м/мин и выше.

Закон рассеивания опытных данных

Величина H , определяемая по диаграммам фиг. 7—10, 11, 14 или по ур—нию (8—10) есть некоторое усредненное значение высоты неровностей обработанной поверхности. Как показывает расположение опытных точек относительно прямых $V = \text{Const}$ на фиг. 7—10, действительная высота H_1 может быть несколько больше, или меньше усредненной H на величину ΔH , где

$$\Delta H = \pm \left(\frac{H_1}{H} - 1 \right) \text{ в долях от } H,$$

$$\Delta H = \pm \left(\frac{H_1}{H} - 1 \right) \text{ в долях от } H, \quad (8)$$

$$\Delta H = \pm \left(\frac{H_1}{H} - 1 \right) \text{ в долях от } H, \quad (9)$$

$$\Delta H = \pm \left(\frac{H_1}{H} - 1 \right) \text{ в долях от } H, \quad (10)$$

Из анализа и сравнения экспериментальных данных установлено.

1. Величина ΔH изменяется в пределах от 0 до $\pm 0,5$.

2. В общем количестве опытных данных ($N = 400$) значения ΔH распределяются по знаку (+ или -) почти равномерно (+ 51,7% и - 48,3% из 100%).

3. Резко выраженного различия влияния V, S и t на пределы и закономерность изменения $\pm \Delta N$ не обнаружено.

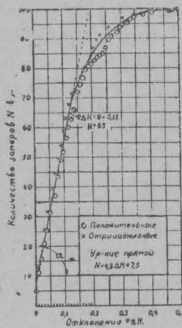
Следовательно, можно предполагать, что рассеивание действительных N_1 получилось главным образом за счет влияния случайных причин: неизбежные ошибки в геометрии резца в плане ($R; \varphi_1$) при заточке и установке

в суппорт; колебания величины V при повторных опытах (фиг. 7—10); изменение степени остроты лезвия резцов и т. д.

Кривая на фиг. 15 показывает, какое количество замеров (опытов) N в $\%_0$, из 100 $\%_0$ возможных, содержит данную величину $\pm \Delta N$, изменяющуюся от 0 до $\pm \Delta N$; где $\pm \Delta N$ есть любое значение ΔN в пределах от 0 до $\pm 0,5$.

Например: $\pm \Delta N = 0$ составляет N = 7,5% из 100%
 „ $0 \div 0,05$ „ „ 32,5 „ „
 „ $0 - 0,1$ „ „ 56,0 „ „
 и т. д.

Перегиб кривой показывает, что все значения $\pm \Delta N = 0 \div 0,12$ составляют 65 $\%_0$ случаев из 100 $\%_0$



Фиг. 15.

возможных замеров, а значения $\pm \Delta N = 0,12 \div 0,5$ укладываются в 35 $\%_0$, т. е. составляют меньшую

долю. На основании этого можно принять в качестве поправки на усредненную высоту

N значение $= \pm 0,12$.

Следовательно, наиболее вероятная, действительная высота неровностей

$$N_1 = (1 \pm 0,12) N \quad (11)$$

и уравнение (6), зависимости $N = f(V, S)$ принимает окончательное выражение:

$$N_1 = (1 \pm 0,12) N_0 \left(\frac{S}{S_0} \right)^{X_V} \quad (12)$$

Контрольные опыты

Особенность диаграммы фиг. 14 заключается в образовании полюс-

Таблица 2.

V м/мин.	2	5	8	11	15	20	33	40	60	75	80	105	150	200
C _v	86,5	92	96,7	102,4	110	102,5	87,5	80	62	51,5	48	34,9	20,1	17,5
X _v	0,911	0,89	0,87	0,848	0,82	0,807	0,77	0,75	0,695	0,654	0,625	0,57	0,445	0,415

ной точки O_2 с координатами: $H''_0 = 2,7\mu$ и $S''_0 = 0,011$ мм/об. Являясь геометрическим местом пересечения прямых $V = \text{Const}$, точка O_2 имеет не только математическое значение для обоснования зависимости (6), но она обладает и определенным физическим свойством, сущность которого сводится к следующему:

При обработке с подачей $S''_0 = 0,011$ мм/об. величина неровностей $H''_0 = 2,7\mu$ остается постоянной, независимо от изменения V в пределах от 15 до 200 м/мин. и выше.

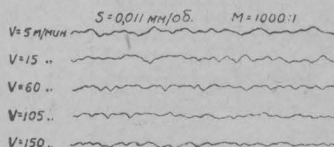
Благодаря этому свойству точку O_2 можно назвать — „критической точкой“ и соответственно $S''_0 = 0,011$ мм/об. — „критической подачей“ и высоту неровностей $H''_0 = 2,7\mu$ — „критической неровностью“. Образование „критической неровности“ (и подачи) хорошо видно из фиг. 11 по сглаживанию изгибов кривых $S = \text{Const}$ при $V = 15$ м/мин. Чем меньше S , тем меньше изгиб кривой, а следовательно, и влияние V на высоту неровностей H . Очевидно, уменьшая S , можно подобрать такую ее величину, когда при любом значении V чистота поверхности (неровности H) будет оставаться неизменной.

Для проверки координат „критической точки“ O_2 была проведена серия опытов — с постоянной $S = 0,011$ мм/об.*), но с различными $V = 5, 15, 60, 105, 150$ м/мин. при $t = 0,4$ мм.

Результаты опытов показаны на фиг. 11 (нижняя линия).

Прямая, проведенная по точкам, соответствует постоянной высоте неровностей $H \approx 3\mu$, которая больше теоретической ($H''_0 = 2,7\mu$) всего на $0,3\mu$. Такое совпадение опытных данных с теоретическими является достаточным доказательством правильности вышеизложенного предположения о свойстве „критической точки“ O_2 .

Кроме того опыты показывают, что при $S = 0,011$ мм/об. скорость резания $V = 15$ м/мин. не оказывает вредного влияния на качество поверхности и высота неровностей $H \approx 3\mu$ остается постоянной для $V \geq 15$ м/мин. Об этом свидетельствует не только положение опытных точек на фиг. 11, но и расположение прямых $V = \text{Const}$ (фиг. 14) для $V \leq 15$ м/мин. а также характер профилограмм на фиг. 16



Фиг. 16.

На основании приведенных доказательств следует:

1. Независимо от изменения V от 2 до 200 м/мин и выше, „критическая“ высота неровностей $H''_0 = 2,7\mu$ при $S''_0 = 0,011$ мм/об. есть величина постоянная и соответствует высшему качеству чистоты поверхности, достижимому при обработке стали 5120. при отсутствии смазки, охлаждения и дрожания.

*) Для этого в гитаре станка был поставлен специальный набор шестерен.

2. В общем случае координаты „критической точки“ O_2 должны зависеть от:

- а) физических свойств обрабатываемого материала,
- б) угла резания и степени остроты лезвия резца,
- в) условий работы (с поливкой, или без поливки).

3. „Критическая“ высота неровности $H''_0 = 2,7\mu$ не зависит от геометрии резца в плане ($R; \varphi; \varphi_1$) при изменении $R \geq 0,1$ мм, так как при $S = 0,011$ мм/об. и $R \geq 0,1$ мм длина дуги контакта вершины резца с обрабатываемой поверхностью практически равна хорде и закругленный резец работает подобно резцу с широким лезвием при $\varphi_1 = 0^\circ$.

4. С уменьшением $S < S''_0$ величина неровностей H остается неизменной и равной H''_0 .

С целью дополнительной проверки координат (H''_0 и S''_0) „критической точки“ O_2 и ур-ния (6) были проведены две серии опытов при $V = 40$ и 80 м/мин. с различными S .

Результаты эксперимента представлены на фиг. 10, где положение соответствующих линий $V = \text{Const}$ (40 и 80 м/мин) были заранее определены аналитически по уравнению (6).

Расположение опытных точек (фиг. 10) относительно теоретических прямых $V = \text{Const}$ в том и другом случае, доказывает практическую пригодность составленной зависимости (6) и подтверждает неизменность координат „критической точки“ O_2 : $H''_0 = 2,7\mu$; $S''_0 = 0,011$ мм/об.

Закключение

1. Широкий диапазон изменения составляющих режима резания ($S = 0,01 - 1$ мм/об, $t = 0,1 - 3$ мм, $V = 2 - 200$ м/мин) позволил охватить исследованием, как область тонкой (алмазной) обточки, так и область грубой чистовой отделки по стали 512Г.

2. Установлено и подтверждено, что при обработке жестких (устойчивых) изделий, при отсутствии дрожания, изменение глубины резания от 0,1 до 3 мм, не оказывает заметного влияния на чистоту поверхности.

3. При заданной геометрии резца на величину неровностей H активно влияет скорость резания и подача. Изменение S от 0,011 до 1 мм/мин. и V от 2 до 200 м/мин. вызывает колебание величины H от 3 до 120 микрон, т. е. в 40 раз.

4. С увеличением $S > 0,011$ мм/об. величина неровностей H возрастает и тем относительно быстрее, чем меньше V .

5. При $S \leq 0,011$ мм/об., независимо от величины V и геометрии резца в плане (при $R \geq 0,1$ мм), величина неровностей $H \approx 3\mu$ остается постоянной и соответствует высшему качеству чистоты поверхности, достижимому при обточке стали 5120 без поливки.

6. По характеру влияния на величину H , диапазон $V = 2 - 200$ м/мин делится на 3 зоны: $V \leq 15$; $V = 15 - 150$ и $V = 150 - 200$ м/мин.

7. Для всех значений $S > 0,01$ мм/об. наибольшая величина неровностей H (худшее качество поверхности) получается при $V = 15$ м/мин. и наименьшая — при $V = 150 - 200$ м/мин. В области малы x подач пос-

леднее осуществимо и при работе с $V \leq 2$ м/мин.

8. С увеличением $V > 200$ м/мин. величина H остается постоянной (при $S = \text{Const}$).

9. Выбор рационального режима резания чистовой обточки стали 5120 можно производить или аналитически по уравнению (6), или графически по диаграммам фиг. 11, 14.

10. Наиболее вероятная высота неровностей, которая может быть

при заданном режиме резания, определяется по уравнению (12).

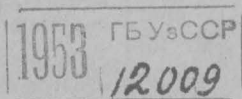
11. Чтобы повысить производительность, оставляя неизменным качество поверхности (по величине H), следует работать (в пределах $V = 2 - 200$ м/мин) с тем большей S , чем соответственно выше выбрана V .

12. При переходе в область $V > 200$ м/мин. (при $H = \text{Const}$) дальнейшее повышение производительности идет только за счет V .

ЛИТЕРАТУРА

Еремин А. Н. — Профилографирование поверхностей методом прерывистого опускания.

Известия Томского индустр. института им. С. М. Кирова, 1940 г.



СО Д Е Р Ж А Н И Е

1. Товарные угли для коксования, составы шихт и качество кокса КМЗ. Инж-ры: С. И. Сухенко, П. И. Турченко, А. И. Молчанова.	3
2. Потери бензола с обратным коксовым газом и борьба с ними. Инж. С. Н. Никитин.	44
3. Работа доменной печи № 4 в марте 1940 года и корректировка шихты по полным выносу пыли. Инж-ры: Н. И. Манзюк, В. Ф. Кабанов.	75
4. Новый состав массы для заделки желобов и леток доменных печей. Инж-ры: В. М. Зудин и Н. И. Манзюк.	85
5. Пути уменьшения брака осевой заготовки. Инж-ры: П. М. Масловский и Б. В. Гясликов.	93
6. Стойкость легированных и среднемарганцовистых изложниц для восьмитонных слитков на КМЗ. Инж. С. И. Мельников.	101
7. Предварительные итоги по работе вагранок на каменном угле. Инж. П. А. Григорьев.	117
8. Потенциометрическое определение цинка. Инж. К. А. Шистерман и техник Е. В. Колесникова.	121
9. О расширении динаса из анжеро-судженского кварцита в обжиге. Инж. И. А. Иванов.	127
10. Исследование анжеро-судженского кварцита. Инж. Т. В. Мемнова.	133
11. Экспериментальное исследование влияния режима резания на качество поверхности при обработке стали. Канд. техн. наук А. Н. Еремин.	137

РЕДАКЦИЯ:

Инж. И. Д. НИКУЛИНСКИЙ—ответственный редактор.

Инж. Н. Е. СКОРОХОВ—технический редактор,

Инж. П. М. МАСЛОВСКИЙ.

Техническое оформление—А. М. ЧИКОВ.

Адрес редакции: г. Сталинск, Центральная лаборатория КМК,
телефон АТС 22—12 (ответ. редактор), АТС 20—47, 21—62 (техн. редакт.)

Сдано в набор 15/VIII-1940 г.

Подписано к печати 12/X-1940 г.

Заказ № 4853.

Тираж 300.

Формат бумаги 53 x 74 см.

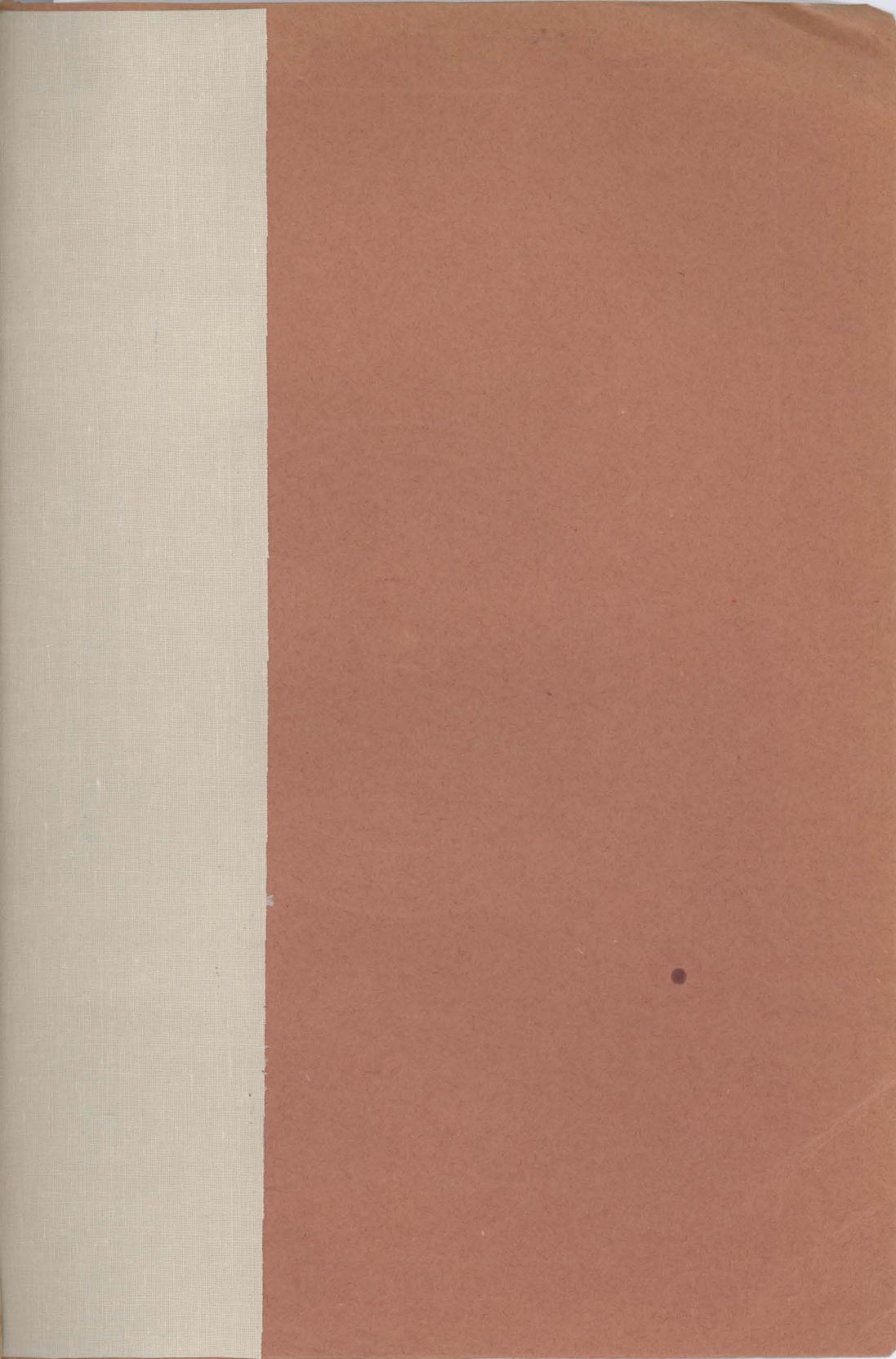
9½ печатн. листа

84 тыс. зн. в 1 печ. листе

Авторск. 19 листов

МН12:9 от 12/X-1940 г.

г. Сталинск, типография издательства газеты „Большевистская сталь“.



Ц. 7 р. 50 к.

- 22354

5

0-75

