

257
26273

КУЗНЕЦУЖСТРОЙ

1935 г.

№ 3-4

ПОДАЛЕНО

„КУЗНЕЦКСТРОЙ“

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ
ЖУРНАЛ—1935 ГОДА

Вниманию подписчиков

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

Журнал освещает:

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

Журнал рассчитан

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

Журнал имеет следующие отделы:

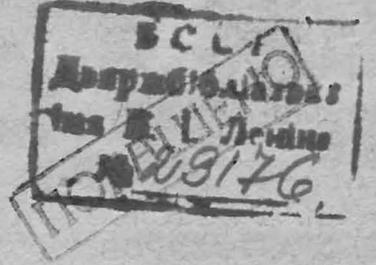
- | | |
|---------------------|---|
| 1. Доменный. | 7. Огнеупорный. |
| 2. Сталеплавильный. | 8. Энергетический. |
| 3. Прокатный. | 9. Строительный. |
| 4. Литейный. | 10. Горно-рудный и геолого-разведочный. |
| 5. Коксовый. | 11. Общезаводский. |
| 6. Отдел сырья. | |

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ
редакцией журнала.

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



Пролетарии всех стран, соединяйтесь!



КУЗНЕЦКСТРОЙ

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

26243

Орган ВАРНИТСО и НИТОМ

Кузнецкого металлургического завода
Сибирского металлургического института
Сибирского института металлов



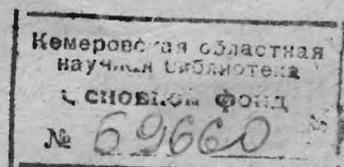
РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

- В. Александров
- П. Бардин (ответственный редактор)
- И. Бутенко
- Ласов
- В. Грдина
- Н. Злотников
- Н. А. Костылев
- А. Фомичев
- В. Черноусов (зам. ответствен. редактора)

№ 3-4 (16-17)



ИЗД. КУЗНЕЦКСТРОЙ
г. Сталинск



1 9 3 5
4-й год издания

СОДЕРЖАНИЕ

Акад. И. П. БАРДИН

— Перспективы промышленного развития южного Кузбасса.

ДОМЕННЫЙ ОТДЕЛ

Проф. И. А. СОКОЛОВ

Инж. С. А. ТОФОРОВ

Инж. И. Д. НИКУЛИНСКИЙ

— Metallургические свойства тощих углей Кузбасса.

— Из опыта работы доменных печей Кузнецкого завода на цинксодержащих рудах.

ПРОКАТНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. И. В. ГУСАРЕВИЧ

— Нагрев горячих слитков осевой стали.

„ Н. Р. ЛАПТЕВ

Инж. Т. М. ГОЛУБЕВ

— Изучение влияния деформации металла на возникновение поверхностных дефектов при прокатке заготовки.

Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ

— Сорбитизация тракторного башмака

„ В. Н. ШЕЛЕМИН

Инж. М. И. БОЯРШИНОВ

— К вопросу о стандарте на рельсы.

„ Н. Р. ЛАПТЕВ

„ К. В. ЧЕРНОУСОВ

„ С. И. ФИЛИМОНОВ

Инж. М. И. БОЯРШИНОВ

— К вопросу о стандартном профиле железнодорожных рельсов.

ЛИТЕЙНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. В. А. ГРАЧЕВ

— Физико-механические свойства формовочных земель литейного цеха Кузнецкого завода.

КОКСОВЫЙ ОТДЕЛ

Проф. И. В. ГЕБЛЕР

— Определение коксующих свойств углей методом лабораторного коксования с механическим опробованием кокса.

Инж. П. Ф. ВОЛОДИН

— Опыт сравнительной характеристики степени плавления углей методом „эквивалентных количеств“ битумов

МАРТЕНОВСКИЙ ОТДЕЛ

Инж. С. И. ДОБРУШСКАЯ

— Сифонная разливка осевой стали.

ОГНЕУПОРНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. Т. В. МЕМНОНОВА

— К вопросу аттестации магнетитовых руд минералогическим методом.

СТРОИТЕЛЬНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. В. А. НОВОХАТСКИЙ

— Опыт применения Кузнецкстроем нестандартных портланд-цементов.

ГЕОЛОГО-РАЗВЕДОЧНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. А. М. КУЗЬМИН

— К вопросу о генезисе Мазульского месторождения марганца.

„ А. И. СВИРИДОВ

„ Я. П. ТУНИН

Инж. И. А. ФОМИЧЕВ

— К вопросу разрешения марганцевой проблемы для черной металлургии Зап. Сиб. края.

ОБЩЕЗАВОДСКИЙ ОТДЕЛ

Инж. С. Н. НИКИТИН

— Применение силикагеля в металлургии.

Ю. В. СУЛЬЦЕВ

— Литье из доменного шлака.

Л. Г. СТАДЛЕР

— Новое в экспресс-методах контроля производства.

38.72

К 89

Проф. И. А. СОКОЛОВ
Инж. С. А. ТОФОРОВ
Сибирский институт металлов

Металлургические свойства тощих углей Кузбасса

Данный вопрос был выдвинут проф. И. А. Соколовым и, по его предложению, включен в тематику Сибирского института металлов. Эта работа выполнялась под непосредственным руководством проф. И. А. Соколова, причем часть ее была сделана в 1932—1933 г. и опубликована в известиях СИМ^а за 1933 год. Она заключалась в сравнительном изучении механических свойств каменного угля и кокса при раздавливании и разбивании под копром при обыкновенной и высокой (1000°С) температурах. Кроме того, производилось наблюдение за выделением летучих веществ в пределах от 100 до 900°С.

Результаты этой работы показали, что механическая прочность углей пласта „Мощного“ почти не уступает прочности взятого для сопоставления образца кокса при обыкновенной и высокой температурах. Угли пласта „Безымянного“ оказались слабее кокса на 15—20%, а угли пласта „Волковского“ слабее кокса на 20—30%. Прочность углей изучаемых пластов при обыкновенной температуре оказалась выше, чем при 1000°С на 10—15%, только угли пласта „Волковского“ оказались при высокой температуре прочнее, чем при нормальной.

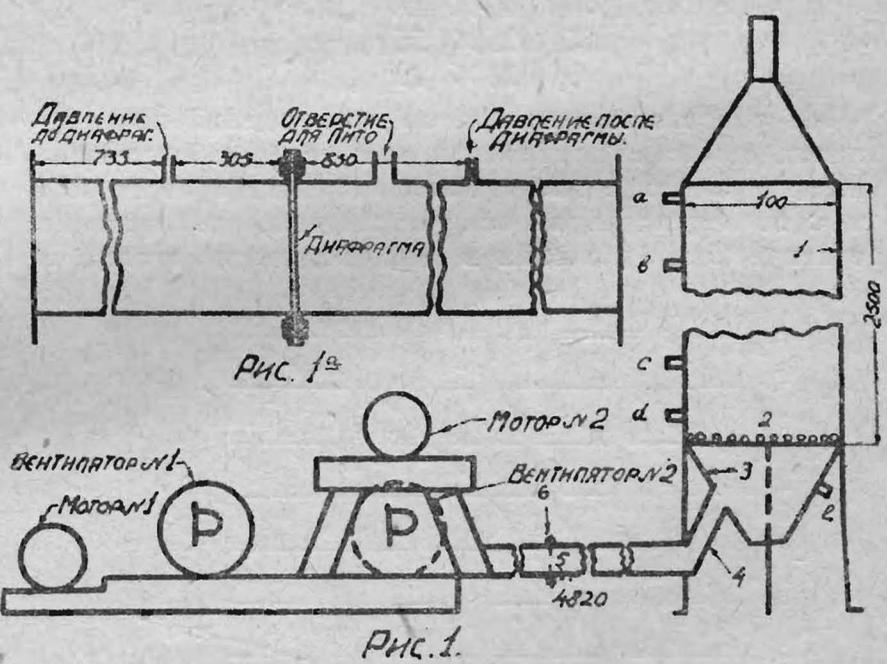
Отсюда был сделан вывод, что применение тощих углей в доменных печах в смеси с коксом, вполне возможно, а пропорция смеси угля и кокса должна устанавливаться в каждом отдельном случае непосредственно на заводах.

Содержание предлагаемой работы охватывало следующие вопросы:

- 1) исследование газопроницаемости шихт из тощих углей по сравнению с коксовой шихтой;
- 2) изучение сравнительной скорости прогревания кусков угля и кокса;
- 3) изучение условий горения угля и кокса;
- 4) петрографическое исследование тощих углей или неподвергнутых ранее этому исследованию, или требовавших дополнительных испытаний;
- 5) механические испытания углей (включая вновь обнаруженные пласты тощих углей) для выяснения причины повышения механической прочности при высокой температуре углей пласта „Мощного“ по Зиминской штольне и пласта „Волковского“.

Газопроницаемость шихт из тощих углей по сравнению с коксом¹⁾

Для этой цели была сделана установка, изображенная на рис. 1 и 1-а. Состоит она из следующих частей: 1—шахта, 2—решетка, 3—нижний конус, 3—верхний конус 4—



газопровод. Дутье давалось двумя вентиляторами системы „Шиле“, соединенными последовательно для увеличения упругости, ввиду того, что не было более мощного вентилятора.

Каждый вентилятор приводился в движение отдельным мотором. При этом необходимо заметить, что число оборотов вентиляторов в единицу времени при всех опытах было одинаковым.

На ровном участке газопровода была установлена диафрагма (обозначенная на рис. 1 цифрой 5). 6—отверстие для трубки „Пито“, которая градуировалась, причем во время градуировки диафрагма убиралась. Этот участок газопровода в де-

¹⁾ Данная работа проделана в металлургической лаборатории СИМ^а под руководством проф. И. А. Соколова инженером С. А. Тофоровым.

талях показан на рис. 1-а. Трубочки *a, в, с* — в шахте и *d* трубочка — в нижнем конусе шахты установлены для измерения давления.

Производство опытов и результаты

В шахту загружался уголь или кокс высотой 0,5 м, затем производилась продувка и измерялась упругость дутья в газопроводе под решеткой (в нижнем конусе) и над материалом посредством трубочки (*d*), после этого загрузка продолжалась до одного метра высоты и опять пускало в ход дутье, с измерением давления в тех же точках, только теперь место измерения над материалом было в трубочке *c*.

Так поступали через каждые полметра до двухметровой высоты. В результате измерения давления под решеткой и над материалом, мы получили падение давления в м/м водяного столба при данной высоте слоя шихты.

Подсчет количества дутья производился при помощи острой диафрагмы.

Продувке подвергался уголь и кокс не сортированные и рассортированные по крупности кусков на классы.

Сортировка производилась на лабораторном грохоте „Феррарис“ на 5 классов. Размеры отверстий в ситах были следующие:

- 1) 150 × 150 м/м.
- 2) 120 × 120 "
- 3) 80 × 80 "
- 4) 40 × 40 "
- 5) 25 × 25 "
- 6) 10 × 10 "

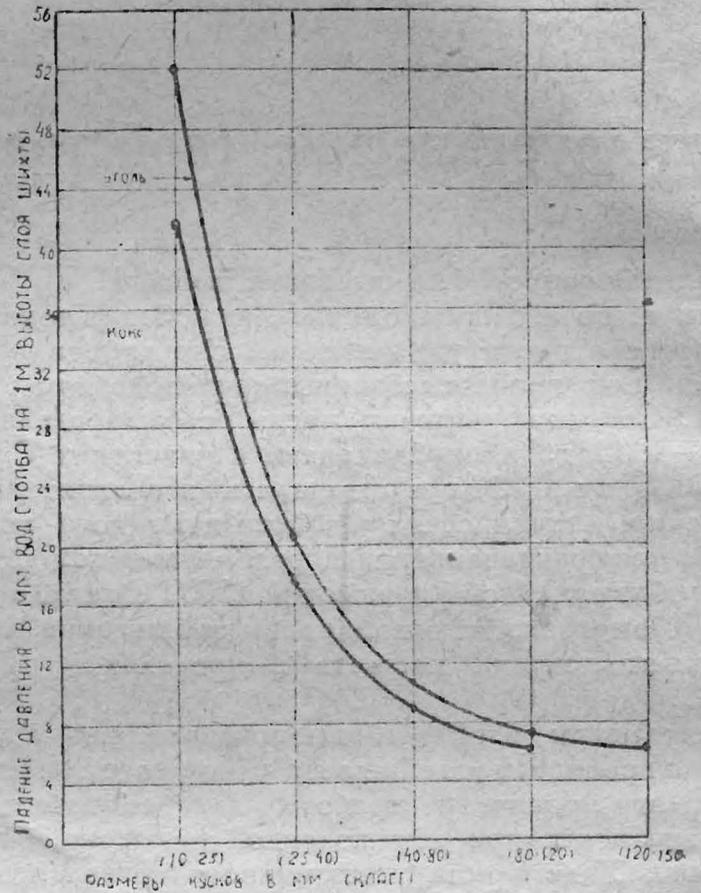
На основании результатов наблюдений по газопроницаемости построены кривые, изображенные на диаграммах 1 и 2. Кривые диаграммы 1 строились так: по вертикальной оси откладывалось падение статического давления в м.м. водяного столба, а

вых). Из диаграммы видно, что мелочь (класс +10 — 25 мм.) имеет меньшую газопроницаемость, как для угля, так и для кокса раза в два-три против класса +25 — 40 мм. и более крупных классов и чем крупнее шихта, тем менее падение давления.

Эти кривые показывают также разницу газопроницаемости угля и кокса.

Более наглядно эта разница показана на диаграмме 2, где по вертикальной оси отложено падение давления в м.м. водяного столба на 1 м. высоты слоя шихты. Эти величины получены как средние арифметические из опытных данных. По горизонтальной оси отложена крупность кусков, т.е. классы.

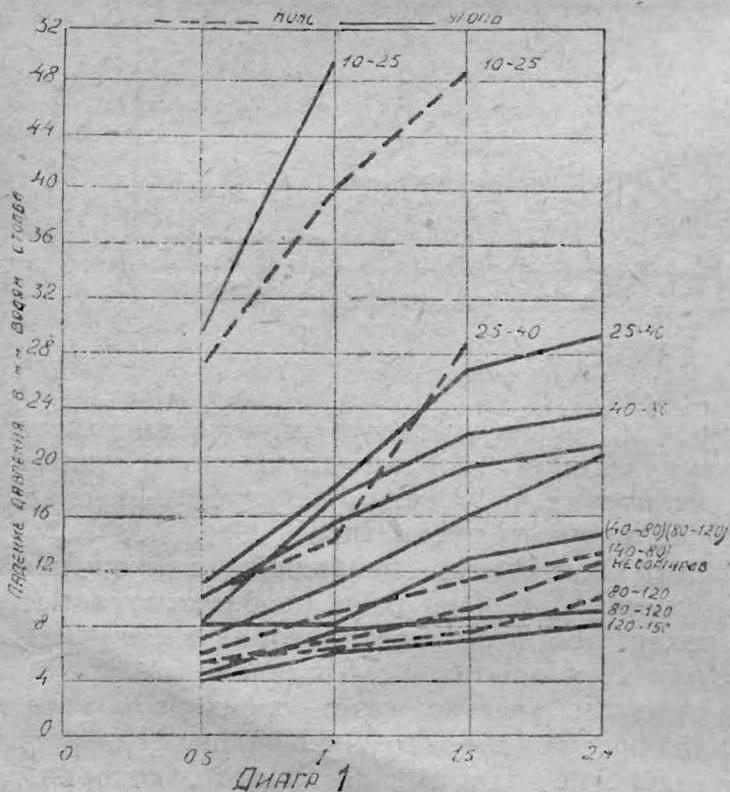
ДИАГРАММА 2



Из этой диаграммы видно, что разница в газопроницаемости для тождественных более крупных классов угля и кокса сравнительно невелика. В самом деле, если мы возьмем для сравнения класс +25 — 40 мм., то увидим, что уголь дает падение давления 19,6 м.м. вод. столба, а кокс 17,8 м.м. Для более мелких классов эта разница значительно возрастает и для класса +10 — 25 мм. достигает 10 м.м. водяного столба.

В нашем распоряжении, к сожалению, не было мощного вентилятора, и, нужно думать, что при значительно большем напряжении дутья, разница в падении давления между тождественными классами угля и кокса должна значительно возрасти. В дальнейшем предстоит задача установления этой разницы для больших давлений.

Если мы будем сравнивать неклассифицированный кокс и уголь, то увидим, что падение давления для угля больше, чем для кокса и это падение тем больше, чем меньше сравниваемые классы (неклассифицированным углем является смесь кусков крупностью от 40 до 150 мм., ибо рудник поставляет доменный уголь, грохоченный на сите в 40 мм.).



на горизонтальной оси высота слоя шихты. В результате получены кривые, показывающие зависимость газопроницаемости от высоты слоя шихты и от крупности кусков (обозначенной цифрами при кри-

Что касается шихт несортированных по крупности, то при смеси 2-х классов + 80 — 120 мм. с классом + 40 — 80 мм. и 3-х классов + 40 — 80 мм, + 80 — 120 мм и + 120 — 150 мм, наблюдается большее падение давления, чем у наиболее мелкого из них. Падения эти невелики в пределах, примерно, одного миллиметра водяного столба на 1 м. высоты слоя шихты.

Общий вывод отсюда таков, что смешение классов крупных и даже достаточно различных по размерам кусков не создает существенной разницы в условиях проницаемости шихты, что имеет значение при ее классификации. Очевидно, гораздо большее внимание при классификации нужно уделять разделению мелких классов. При мелких же классах приобретает значение и пористость самого кокса, меньше сказывающаяся в крупных классах.

Математический характер кривых диаграммы 2 отвечает уравнению политропы с небольшой погрешностью (примерно $\pm 4\%$)

$$UX^n = \text{constans}$$

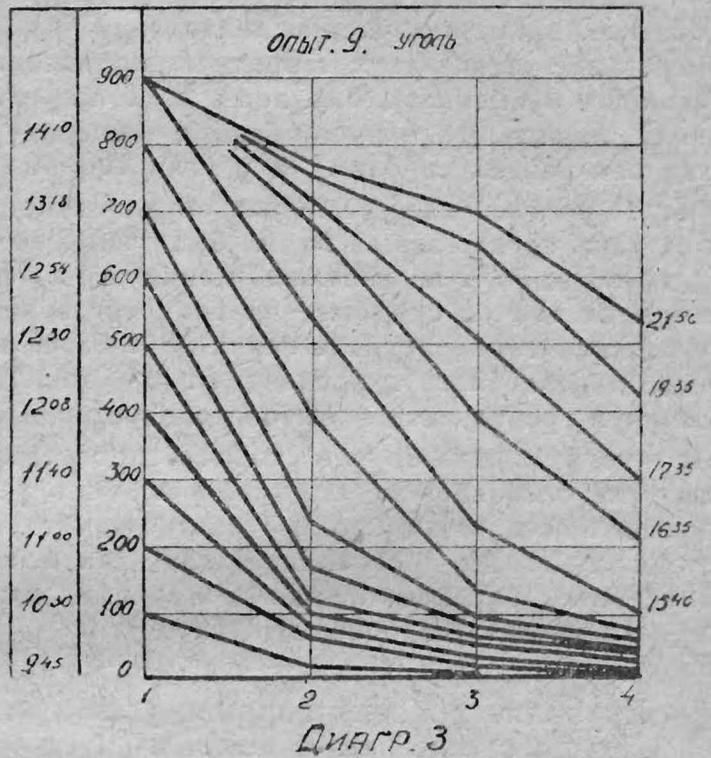
для кривой угла $n = 1,32$.

Скорость прогревания кусков угля по сравнению с коксом

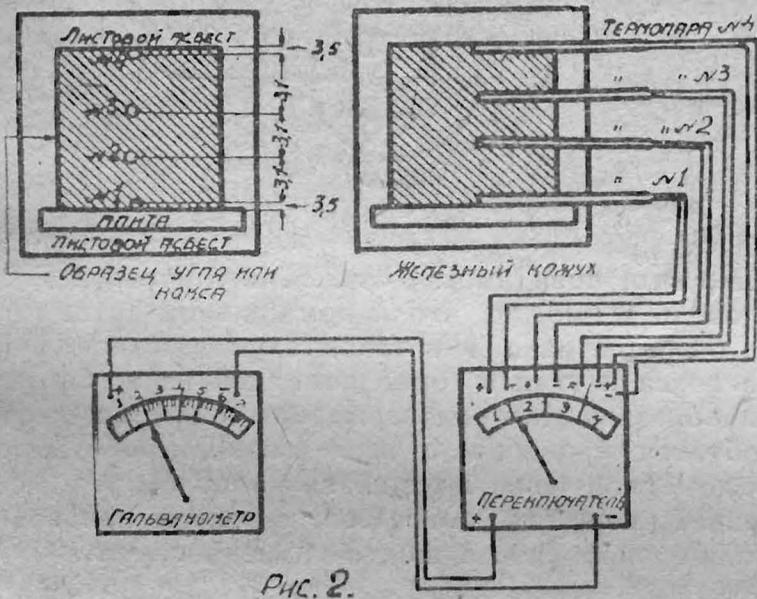
Для исследования скорости была сделана установка, изображенная на рис. 2. Она состоит из следующих деталей: плита с платиновой обмоткой, на которую ставился образец угля или кокса во время

Скорость нагревания плиты была 50°C в 10-15 минут по термопаре № 1.

На основании результатов наблюдений составлены для угля (опыт № 9) диаграмма 3 и для кокса (опыт № 12) диаграмма 4. Эти опыты взяты для диаграмм потому, что они являются более характерными, чем другие. Опыт № 9 (уголь) является



более характерным потому, что образец угля после опыта был без трещин, следовательно, нагревание его происходило равномерно. Все остальные образцы имели трещины разной степени, следовательно, их прогревание могло происходить при помощи

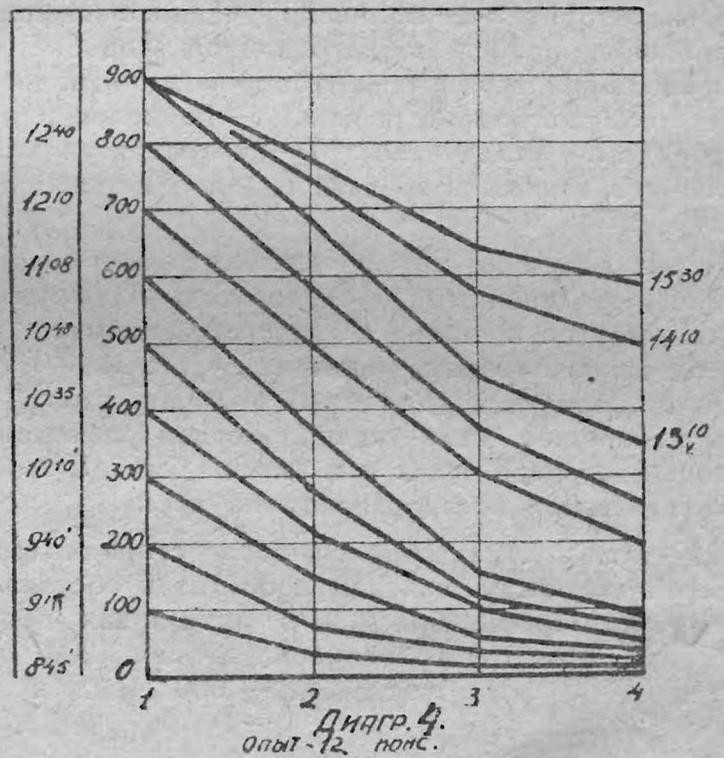


опыта, железный кожух, вернее ящик без крышки и листовой асбест для теплоизоляции, гальванометр с четырьмя платиновыми термопарами и переключатель.

Образец испытываемого угля или кокса представлял из себя кубик, сторона которого равна 100 мм. Посредине одной стороны просверливались отверстия до центральной плоскости кубика (см. рис. 2), то-есть глубиной 50 мм для термопар; нижнее отверстие просверливалось так, что защитная трубка термопары касалась плиты; точно также просверливалось верхнее отверстие. Термопары располагались на равном расстоянии друг от друга.

Нумерация зон сделана от нижней термопары к верхней, то-есть, нижняя термопара, соприкасающаяся с плитой, обозначена № 1, а верхняя № 4.

Образец угля или кокса устанавливался на плиту и обматывался листовым асбестом, после чего включался электроток.



горячих газов, идущих по трещине от нижних (более горячих) слоев к верхним, более холодным. Опыт № 12 (кокс) является более характерным потому, что образец кокса был средней пористости.

Диаграммы построены так: по оси абсцисс откладывались зоны (номера зон те-же, что и термопар,

см. рис. 2), по оси ординат—температура в градусах С. Время отсчета записано против каждой кривой. Сила тока во время опытов в обоих случаях была одинаковой. Сравнивая результаты данных опытов, видим, что образец кокса в зоне № 1 нагрелся до 900°C быстрее, чем уголь в той же зоне на 54 мин., а если учесть, что при температуре 600°C во время опыта с коксовым образцом был выключен ток в течение 45 мин., то эту разницу нужно считать, примерно, часа в полтора.

Прогревание этих двух образцов происходило неодинаково, а именно: когда зоны № 1 нагрелись до 900°C, то зоны № 4 имели разные температуры, у кокса она равнялась 348°C, а у угля 100°C.

Вообще прогревание угольных образцов происходило так: когда зоны № 1 были нагреты до 900°C, то зоны № 4 нагревались минимум на 75° и максимум на 188°, в среднем—на 130°, тогда как у кокса средняя температура в зонах № 4 была равна 376°C и колебалась в пределах от 326° до 426°C.

Суммируя результаты опытов, следует сделать вывод, что в данном случае скорость прогревания кусков угля оказалась меньше скорости прогревания кусков кокса, примерно, в 3 раза. Размягчение блестящих прослоек происходит также, как и прогревание—неодновременно, что сохраняет достаточно механическую прочность кусков угля.

Изучение условий горения угля по сравнению с коксом

Для этой цели была сделана установка, изображенная на рис. 3. Состоит она из следующих частей: 1—шахта из двухмиллиметрового железа, облицованная внутри огнеупорным кирпичем, диаметр шахты 700 мм, высота 2000 мм; 2—колосники, расположенные в нижней части шахты; 3—загрузочная коробочка, аналогичная загрузочной коробке в газогенераторах; 3а—балансир, уравнивающий уголь, находящийся в загрузочной коробочке; 4—газоотводящая труба; 5—трубопровод, подводящий воздух под колосники шахты; 6—подколосниковое пространство (поддувало); 7—отверстия в стене шахты для взятия проб газа и для измерения температуры.

Дутье давалось двумя вентиляторами системы „Шиле“, соединенными последовательно для увеличения упругости дутья и употреблявшимися при опытах по газопроницаемости (см. рис. 1).

Опыт производился так: на колосники загружалось небольшое количество дров для разжигания. Высота загрузки угля или кокса была 1500 мм. Дутье давалось после разжигания дров.

Газ для анализа брался после сгорания дров. Интервалы между взятием проб газов составляли 15 минут. Пробы брались в пяти зонах: первая зона 50 мм. от колосников, вторая 200 мм., третья—400 мм., четвертая—600 мм. и пятая—800 мм.

Пробы брались в литровые склянки с тубулусом. Взятие производилось в первых двух опытах при помощи железной трубки, а в последующих при помощи фарфоровой, так как железные быстро сгорали. Склянки наполнялись газом полностью, т.е. воды в них не оставалось. Это делалось, чтобы не происходило поглощения углекислоты. Анализ газа производился на аппаратах Орса тотчас же.

Температуру измерить платиновой термопарой оказалось невозможным, так как она была выше 1600°C.

Состав газа колебался весьма разнообразно и незакономерно, как в течение всего опыта, так и в отдельно взятых зонах. Разницы в составе угольного и коксового газа почти не замечалось. При-

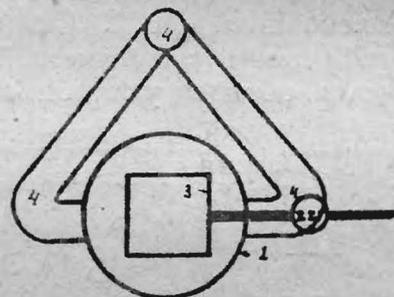
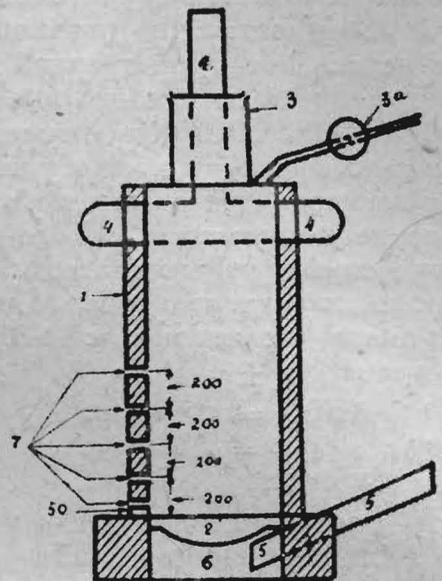


Рис. 3

зошло это, повидимому, от слабой упругости дутья, но очень возможно, что и при сильном дутье таковая была бы мала. и в таком случае условия горения кокса и угля в горне доменной печи были бы однообразны. Для подтверждения такого положения требуется проверка с исследованием работы горна доменной печи, идущей на каменном угле и по крайней мере на смеси его с коксом при значительном проценте в шихте каменного угля.

Механические испытания тощих углей

Описание аппаратуры и техники производства опытов не приводится, так как это сделано в первой работе по данному вопросу*).

Испытанию подвергались пласты Прокопьевского месторождения: Ударный, Спорный и Садовый, Нижележащей свиты и пласт Мощный. Испытывались в небольшом количестве и барнаульские антрациты.

Характеристика изучаемых пластов такова.

Пласт „Спорный“—нормальная мощность 0,90 м. В 0,06 м. от кровли наблюдается выдерживающаяся прослойка глинистого железистого сланца, мощностью в 0,03 м. Кроме того, в разных местах пласта периодически появляются мелкие прослойки углистого железняка до 0,05 м. мощностью. Кровлей пласта служит песчаник, почвой—углистый сла-

* Известия СИМ'а № 5 1934 г. проф. И. А. Соколов инж. С. А. Тофоров.

нец (0,13 м.), переходящий ниже в глинистый сланец (0,32 м.), а затем—в песчаник.

В месте опробования пласт грубо можно разделить на две пачки: верхняя в 0,55—0,60 м. и нижняя в 0,35—0,30 м. Уголь верхней пачки однородный, крепкий и плотный, цвет его матовый. Принадлежит приблизительно к IV разновидности дуритового угля по номенклатуре, установленной ранее для некоторых прокопьевских углей*).

Нижняя пачка имеет менее однородный петрографический состав. Уголь ее более блестящий, менее крепкий и сильно тектонически нарушенный.

Технический анализ пробы угля, набранный в начале проходки основного штрека:

Влага	0,43 ⁰ / ₀
Зола	11,13 ⁰ / ₀
Летуч. вещества	13,53 ⁰ / ₀
Калорийность	7585 кал.

Пласт „Ударный“ был опробован на юге в забой начатого проходкой основного штрека на расстояние 10 м. от квершлага. Глубина залегания пласта от дневной поверхности равняется в этом месте 46 м. (по нормали). Пласт же по Гаусу Р. Л. характеризуется отсутствием пустых пород и сильными колебаниями в нормальной мощности от 1,15 м. до 2,19 м., средняя мощность 1,90 м.

Кровля пласта—аргилит, почва—глинистый сланец (0,12 м.), переходящий в сильно глинистый песчаник.

В месте отбора проб пласт разделяется на две петрографические пачки: верхняя более матовая и более прочная, и нижняя более блестящая, механически слабая.

Технический анализ, данный химической лабораторией рудника:

Влага	3,92 ⁰ / ₀
Зола	6,26 ⁰ / ₀
Летуч. вещества	14,90 ⁰ / ₀
Калорийность	8387 кал.

Анализ дан, как среднее арифметическое с 7 декабря 1933 г. по 10 февраля 1934 г.

Пласт „Садовый“ опробован на глубине м. 47 в основном штреке на севере, в устье первой печи

*) Амосов И. И. петрографическое исследование пластов 1 и 1—внутреннего Прокопьевского месторождения 1931 г.

на расстоянии 12-15 м. от квершлага.

Характеристика его следующая.

Почва—глинистый сланец, кровля—углистый сланец. Нормальная мощность в месте взятия пробы 2,24 м. Пласт, подобно двум предыдущим, имеет у почвы пачку более блестящего угля, которая является наиболее разрушенной, чем другие. Этот пласт в отличие от вышеописанных, содержит значительно больше прослоек пустых пород, а также слабых прослоек угля, к которым относятся прослойки мелкозернистого угля блестящей разновидности.

Технический анализ средних пластовых проб пласта Садового:

Средний арифметический с 4 декабря 1933 г. по 5 февраля 1934 г.

Влага	2,98 ⁰ / ₀
Зола	10,47 ⁰ / ₀
Летуч. вещества	14,20 ⁰ / ₀
Калорийность	8590
Спекаемость	6, 7 и 9.

Сравнение результатов показало, что угли пласта „Мощного“ занимают первое место по прочности, как показавшие при обыкновенной температуре 218 кг/см.² и при 1000°С 129 кг/см.²

Второе место по прочности занимает пласт „Ударный“, давший средние результаты 171,6 кг/см.² при обыкновенной температуре и 72,5 кг/см.² при 900°С. На третьем месте стоит пласт „Спорный“, давший соответственно 111 кг/см.² и 19,3 кг/см.². Затем идут барнаульские антрациты, давшие средние результаты 108 кг/см.² и 85,5 кг/см.². Пласт „Садовый“ хотя и дал удовлетворительные результаты, но как доменный уголь применяться не может, ибо для механических испытаний была взята четвертая разновидность угля (механически наиболее прочная), все же оказавшаяся при высоких температурах слабой. Испытать другие разновидности этого пласта или же кусок, состоящий из двух или трех разновидностей, не представлялось возможным, потому что такой уголь весьма хрупок и легко измельчается. При выпиливании проб он крошится (дробится).

Кроме механических испытаний были произведены технические анализы разновидностей испытанных углей, результаты чего представлены в ниже-следующей таблице

Таблица технического анализа разновидностей исследованных углей

№№ п/п.	Название пластов	Название выработки	Разновидность угля	Летуч. вещества	Зола	Влага	S	Нелетучий углерод	Спекаемость
1	Пл. Мощный	Штольня Черн Гора	Блестящий	14,34	2,47	1,33	0,32	82,67	Спекается.
2	„	„	Матовый	11,71	2,80	0,96	1,00	84,49	Н е т.
3	„	Шт. Зиминская	Блестящий	28,31	2,82	0,66	0,79	69,08	Спекается вспученный.
4	„	„	Матовый	19,87	4,62	1,84	0,19	75,32	Слабоспекающийся.
5	Пл. Ударный	Шт. Черная Гора	Блестящий	18,77	4,61	1,29	0,78	75,84	Слабоспекающийся.
6	„	„	Матовый	11,87	10,84	1,46	0,75	76,54	Сильноспекающийся.
7	Пл. Спорный	„	Блестящий	14,91	5,35	1,42	1,65	78,11	Спекается вспученный.
8	„	„	Матовый	11,40	7,89	3,30	1,53	79,37	Спекается.
9	Пл. Садовый	„	Блестящий	14,32	2,71	1,33	1,23	81,78	Спекается вспученный.
10	„	„	Матовый	10,67	4,23	1,4	0,71	84,39	Слабо спекается.

На основании результатов механических испытаний и технического анализа можно сделать вывод, что угли пластов „Мощного“ из Зиминской штольни и „Ударного“ могут быть применяемы в доменных печах. Уголь пласта „Ударного“ при высоких температурах значительно слабее и потому требует к себе более осторожного отношения.

Уголь пласта „Спорного“ по содержанию серы является менее желательным для доменной печи. Пласт „Садовый“ негоден, как механически слабый, и кроме того по содержанию серы не может быть признан хорошим.

На основании всех опытных данных работы необходимо сделать следующий вывод: угли пластов „Мощного“ и „Безымянного“ могут быть применяемы в доменных печах Кузнецкого завода в количестве 10-15% от общего веса кокса, а может быть и выше, что должно быть установлено практикой, ибо механическая прочность их достаточна. Газопроницаемость угля в худшем случае будет равна газопроницаемо-

сти коксика, если предположить, что весь уголь в домне весьма быстро измельчится в куски диаметром в 10 мм. Исходя из этого, повидимому, при введении в шихту каменного угля, потребуется увеличение упругости дутья.

Скорость горения угля несколько меньше скорости горения кокса, но в домне это уменьшение скорости горения сильно не скажется, так как, во-первых, количество его будет небольшим, а во-вторых, уголь благодаря большему удельному весу займет меньший объем в домне и содержание нелетучего углерода останется тем же, что и в коксе (если не увеличится) вследствие того, что тощие угли содержат его до 80%.

Необходимо указать, что для полного завершения данной работы безусловно необходимо исследовать условия горения тощих углей в горне доменной печи и только тогда можно будет определенно сказать, как повлияет уголь на ход доменного процесса в горне,

Инж. И. Д. НИКУЛИНСКИЙ

Центральная лаборатория НКМ.

(Доложено на заседании НИТО металлургов 4 ноября 1935 г.)

Из опыта работы доменных печей Кузнецкого завода на цинксодержащих рудах

1.

В данной работе нами делается попытка, на основе изучения целого ряда материалов осветить вопрос—насколько наличие цинка в рудах Темир-Тау может оказать пагубное влияние на работу и состояние мощной доменной печи.

В истории работы доменных печей имеются довольно редкие случаи работы на рудах, содержащих цинк, при чем эти случаи плавки наблюдались, обычно, на печах с малыми размерами и совсем не имеют при меров работы в этих условиях мощных доменных печей современного типа.

В 1876 году Фермстон, изучая поведение в доменной печи красного железняка из месторождения Виргинии, содержащего в небольшом количестве цинк, установил, что на огнеупорной кладке образуется налет, содержащий окиси цинка до 93,89%.

В 1899 году Тэйлор описал проплавку Орисканских железных руд из старой Виргинии, которые обычно содержали цинка не больше 0,10%. Тэйлор установил, что как бы не казался ничтожным столь малый процент цинка, тем не менее он часто вызывает большие расстройства в печах, работающих на подобных рудах. При нормальном ходе печи цинк не уходит ни со шлаком, ни с отходящими газами, большая часть цинка отлагается на более холодных частях стенок печи в виде настыва, а остальной уносится в виде мельчайшей пыли и осаждается в виде хрупких налетов. Тэйлор установил, что наиболее благоприятным условием для образования настыва на стенках печи является „сырой ход“ печи. Кроме того, отмечается, что часто уже после немногих месяцев эксплуатации цинк накапливается на верхних стенках печи в ко-

личествах, мешающих правильному распределению шихтовых материалов; кроме того, цинковые настывы верхней части шахты неожиданно отделяются от стенки и спускаются вместе с шихтой в фурменную зону. Это случается довольно часто и производит охлаждающее действие в горне

В 1904 году Д. Портер описал проплавку руд из Аллеганских гор в Виргинии, содержащих от 0,1 до 0,6% цинка. Портер констатировал, что после повторных переходов в шихту и улетучивания из них, цинк в конце концов осаждается где-либо на стенках шахты в виде настыва, особенно в нисходящих газопроводах.

Кроме того, Портером установлено, что значительная часть цинка поглощается огнеупорной кладкой и в особенности в горне печи, а выше зоны плавления это явление наблюдается реже.

Так, образцы кирпича, взятые из верхних слоев кладки, показали 25% цинковой окиси. Необходимо отметить утверждение Портера, что различный профиль печи различно действует на отложение цинка над уровнем шихты; одни печи имеют гораздо большую склонность к образованию цинковых отложений, чем другие.

В 1907 году Портер снова опубликовал несколько заметок, основанных на личных наблюдениях по влиянию цинка на доменную печь, где он подтверждает ранее высказанную мысль о том, что цинк, поступая через колошник в виде окиси цинка, распыленный в массе руды, без изменений доходит до зоны плавления, так как для восстановления его требуется температура в 1000°C и более. В зоне плавления окись цинка твердым углеродом восстанавливается в металлический цинк, который выделяется в виде паров и поднимается вместе с отходящими газами в более холодные ча-

сти печи. Охлаждаясь от 1000°C до 500°C , цинк снова окисляется и образовавшаяся цинковая окись в виде тончайшей пыли легко уносится потоком отходящих газов. Но некоторая часть этой пыли задерживается опускающейся шихтой и вместе с нею идет вниз, чтобы снова пройти тот-же самый цикл превращений. Другая часть отлагается на кирпичной кладке, образуя настлы.

Влияние цинка на огнеупорную кладку доменной печи изучалось П. Менке; полученные результаты были опубликованы в 1922 году. Автор установил, что цинк чрезвычайно громадное действие оказывает на разрушение огнеупорной кладки. Так, в одной печи наблюдалось полное разрыхление всей кладки вследствие работы на цинксодержащем агломерате; кроме того, в печи получились боковые выпучивания и коробления. Анализ огнеупорного кирпича из кладки показал присутствие цинка от $49,8\%$ до $40,0\%$.

В годы мировой войны опыты проплавки цинксодержащих руд, в частности, Мегейских пиритных сгарков, были предприняты в широком масштабе в Германии. Эти опыты также убедили, что вредное влияние цинка в доменной печи сказывается: в повышении расхода горючего, в ухудшении хода печи вследствие образования настлы и зависании колош, в ухудшении качества чугуна и, наконец, в усиленном разрушении кладки. Российская доменная практика нам не оставила никаких сведений о подобной работе доменных печей.

Таким образом, на основании рассмотренных исследований общая схема поведения цинка в доменной печи при плавке цинксодержащих руд, может быть представлена в следующем виде.

Цинк находится в рудах в виде цинковой обманки ZnS , или в виде окиси ZnO . Сернистый цинк в верхних горизонтах доменной печи, реагируя с водяными парами, образует окись цинка. Таким образом, по существу восстанавливающие газы доменной печи реагируют с окисью цинка или в чистом виде или в виде углекислого цинка, но так как ZnCO_3 легко диссоциирует с выделением CO_2 , то в конечном счете имеет значение только вопрос о восстановлении цинка из ZnO . Значит, окись цинка в распыленном виде в массе руды без изменений доходит до зоны плавления, так как для восстановления цинка требуется температура порядка 1027°C . В этой зоне окись цинка восстанавливается до металлического цинка, но так как металлический цинк кипит уже при 907°C , то он возгоняется и частично уносится колошниковыми газами, большею же частью осаждается в более холодных зонах печи, на стенках и на свежезагруженных материалах. При этом поры руды и кокса могут закупориваться.

Руда при отложении на ней слоя окиси цинка может потерять свою газопроницаемость, вследствие чего непрямое восстановление становится менее доступным.

Поэтому последние причины, а также восстановление и постоянное испарение, опускающегося с шихтой цинка, требуют повышенного расхода кокса. Наиболее значительными отложениями надо считать на высоте от 3-х до 5-ти метров ниже уровня засыпи.

Пары цинка, отлагающиеся на кладке печи, смешиваясь с сажистым углеродом и рудной пылью, образуют настлы, которые быстро увеличиваются

в размерах и ведут к явлениям зависания, пока не обрушиваются опускающимися сверху материалами и не уносятся. Эти массы настлы снова приходят в горн и так как требуют большого количества тепла для восстановления, то ведут к усиленному похолоданию горна. Шлаки становятся вязкими и камневидными. Чугуны при выпусках бывают холодными.

Часть паров цинка проникает в поры огнеупорного кирпича, осаждается и в дальнейшем окисляется; последнее обстоятельство ведет к значительному увеличению объема. Кирпич дает трещины, что позволяет тонкому и объемистому сажи-стому углероду проникнуть внутрь кирпича, а последнее ведет к дальнейшему и очень быстрому разрушению кладки.

Приведенная нами схема поведения цинка в доменной печи пригодна для печей с малым объемом и медленным ходом. В этой схеме также большим недостатком является отсутствие цифровых данных, характеризующих степень удаления цинка из печи и количественное его влияние на указанные функциональные расстройства печи.

Обследование 2-ой печи Кузнецкого завода, проплавлявшей в небольших количествах цинксодержащие руды Темир-Тау, дает возможность установить степень влияния цинка на ее работу. Приведенный ниже анализ работы этой печи на протяжении всей ее кампании до некоторой степени объясняет, что нарушения правильного профиля печи, плохой ход ее и т. д. стали заметны, именно, после усиленного питания печи местной цинксодержащей рудой. До этого же периода, как это видно из того же анализа, печь работала вполне удовлетворительно, обеспечивая высокую производительность.

До остановки на ремонт печь № 2 проработала 2 года 4 месяца и 3 дня с момента ее задувки, произведя чугуна в условном передельном всего 663251 тонну, израсходовав кокса порядка 606235 тн. и проплавив 1366738 тонн железных руд с расходом флюсов около 182832 тонн.

II.

Удельный расход железной руды Темир-Тау в плавку и баланс цинка в доменной печи.

Насколько велико наличие цинка в проплавляемой в настоящее время Темирской руде говорит ниже приводимая таблица 1.

Данные, приведенные в таблице, относятся к руде окисленной верхней зоны. Иные данные сообщает инж. Фомичев для более глубоких горизонтов этого месторождения. Так, из разведывательных шахт за № 2 на глубине 60 метров содержание цинка колеблется от $2,02\%$ до $4,97\%$. Среднее содержание цинка по всему месторождению равняется приблизительно $2,5\%$.

О динамике нарастания расхода Темирской руды в шихте по 2-й печи говорит приводимая таблица 2.

Всего руды Темир-Тау за указанное время работы печи было израсходовано 174719 тонн или $14,6\%$ ко всей проплавленной железной руде,

В связи с нарастанием расхода Темирской руды интересным становится вопрос, а как реагировали доменные печи на это обстоятельство?

Таблица 1.

Среднее значение за шестидневку	1934 г.				1935 г.						Средний итог за 10 месяц.
	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь	Январь	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	
С 1 по 6-е . . .	—	0,46	—	За декабрь и январь данных нет.	—	0,63	—	—	—	0,47	0,54
С 7 по 12-е . . .	0,39	0,37	0,43		—	0,71	—	—	—	0,88	
С 13 по 18-е . . .	—	0,45	0,47	Берем среднее значение между ноябрем и февралем.	0,60	—	0,54	0,59	—		
С 19 по 24-е . . .	0,43	—	—		0,50	—	—	0,55	—		
С 25 по 30-е . . .	0,44	—	0,50		—	—	—	—	0,80		
Среднее	0,42	0,43	0,47	0,51	0,52	0,55	0,67	0,57	0,57	0,71	

Таблица 2.

Месяцы	1932 год		1933 год		1934 год		1935 год	
	Месячный расход в тн.	% Темирской ко всей руде	Месячный расход в тн.	% Темирской ко всей руде.	Месячный расход в тн.	% Темирской ко всей руде.	Месячный расход в тн.	% Темирской ко всей руде
Январь	—	—	288	0,34	881,0	2,07	17640	77,60
Февраль	—	—	—	—	5073	20,30	19467	39,90
Март	—	—	—	—	8071	48,60	11859	30,0
Апрель	—	—	—	—	8998	33,60	4942	14,0
Май	—	—	—	—	11224	30,75	—	—
Июнь	—	—	—	—	10017	28,50	—	—
Июль	—	—	—	—	13835	36,50	—	—
Август	107,3	0,45	7828	7,10	9716	23,75	—	—
Сентябрь	1753,3	5,60	—	—	8629	20,00	—	—
Октябрь	2899,2	8,30	—	—	7952	18,30	—	—
Ноябрь	1267,9	3,56	2647	2,20	4848	10,50	—	—
Декабрь	915,0	2,45	—	—	3328	1,80	—	—
Всего	6942,7	4,60	10763	3,21	92507	20,30	65615,8	46,26

Во-первых, как дальше нами отмечаются, наибольшими расстройствами на 2-й печи был период с января по май месяц 1935 г., т.е. период, совпадающий с увеличенным питанием этой печи Темирской рудой. Наиболее характерны расстройства в это время при работе печи на передельном чугуна. Расстройства эти всегда приходили неожиданно и получали быстрое развитие. Так, если после первого выпуска чугуна замечается некоторое похолодание на фурмах, то уже следующий выпуск приходится проводить с большой осторожностью и не всегда удается провести его без прогара сопел, амбразур, а иногда и всего фурменного колена.

В таких случаях обычно еще задолго до выпуска резко повышается температура дутья, сбавляется его количество, а на самом выпуске устанавливается максимальная температура дутья. Тем не менее при незначительном снижении дутья на

выпуске, а часто даже на полном ходу, фурмы заваливаются густым железистым шлаком, который ползет на фурму, доходит до сопла и моментально его сжигает, а затем сжигает и амбразуру с внешней стороны. Благополучно произведенный выпуск чугуна еще не дает уверенности в дальнейшей работе. Чаще всего дальнейшая работа в таких случаях заканчивается аварией. После некоторой стоянки печь выправляется быстро, но как правило при этом сбавляется рудная сыпь на 20 - 30% в течение 2—3-х объемов печи и дается 10—15 холостых колш, после которых снова увеличивается рудная сыпь, увеличивается количество дутья, снижается температура дутья. После такого расстройства в течение нескольких дней печь идет, обычно, нормально, а затем снова прибегают к срочным мерам, чтобы не допускать аварий.

Ориентировочный баланс цинка в доменной печи № 2

Наименование статей	1934 год			1935 год				ВСЕГО за октябрь — апрель
	Октябрь	Ноябрь	Декабрь	Январь	Февраль	Март	Апрель	
1. Расход руды Темир-Тау в тн.	7952	4848	3328	17640	19467	11859	4942	69016
2. Внесено цинка рудой в печь в тн.	34,19	22,77	16,97	90,73	107,07	79,46	26,69	387,90
3. Получено колошников пыли в тн.	8413	12100	12563	11487	12400	13880	11400	82243
4. Содержание цинка в колошник пыли в ‰, среднее за месяц	0,32	0,22	0,16	0,43	0,26	0,15	0,15	0,24
5. Вынесено цинка с колошн. пылью из печи в тн.	26,92	15,62	20,10	49,39	32,24	20,82	17,10	192,09
6. Остаток цинка в печи в тн.	+7,27	+7,17	-3,03	+41,34	+74,83	+58,64	+9,59	+195,81
7. Тоже в ‰	21,3	31,5	—	45,50	69,8	73,8	35,9	50,40

Характерным является тот факт, что каждый раз через 10—15 дней после прекращения подачи в печь Темирской руды печь работала, не имея указанных расстройств.

Отмеченные ненормальные явления в работе печи за этот период времени, очевидно, можно объяснить только наличием цинка в Темирской руде. Образующиеся настывы обрывались, неожиданно приходили в горн и в сильной степени вызывали холодание его. Приведенный в таблице 3 ориентировочный баланс цинка в доменной печи как раз характеризует то обстоятельство, что в течение месяца в доменной печи происходит довольно внушительная аккумуляция цинка, могущая, несомненно, вызвать указанные расстройства. Конечно, при форсированном ходе большой печи, при наличии больших скоростей газа, при равном содержании в рудах цинка, в этой печи вынесется цинка больше, нежели в малой. Но несмотря на эти условия, его все таки остается достаточно, чтобы сказаться на работе печи.

Приведенный баланс цинка в доменной печи за семь месяцев ее работы является ориентировочным, так как здесь далеко не учтены все факторы; если по балансу получается, что цинка за рассматриваемый промежуток времени остается в печи до 50% от вносимого рудой, то в действительности это должно быть несколько меньше. И в самом деле, проведенные исследования показывают, что не весь цинк осаждается в пылеуловителях; мельчайшие частицы окиси цинка уносятся в скрубера и дезинтеграторы. Анализы показывают, что в шламах от скруберов цинка содержится в пределах от 3,2 до 9,8 м/граммов на литр; в шламах от дезинтеграторов 4,0—5,0 м/граммов на литр. Конечно, эти величины незначительны и они не могут умалить ту картину, которую можно видеть из балансов. За все месяцы, в которые нами сведены балансы, только в декабре не оказалось никакого накапливания цинка в печи, объясняется это, очевидно, тем, что расход Темирской руды в это время был не-

значительный, всего 1,80% и кроме того за этот месяц вынос пыли был очень большим. Это не могло не сказаться на вынос и цинка. Так или иначе, а в связи с высоким расходом Темирской руды в шихту, начиная с января, приход цинка значительно вырос, а вынос его остается почти одинаковым, поэтому к концу апреля в печи должно было остаться довольно солидная величина цинка даже с поправкой на цинк из мокрых газоочистителей.

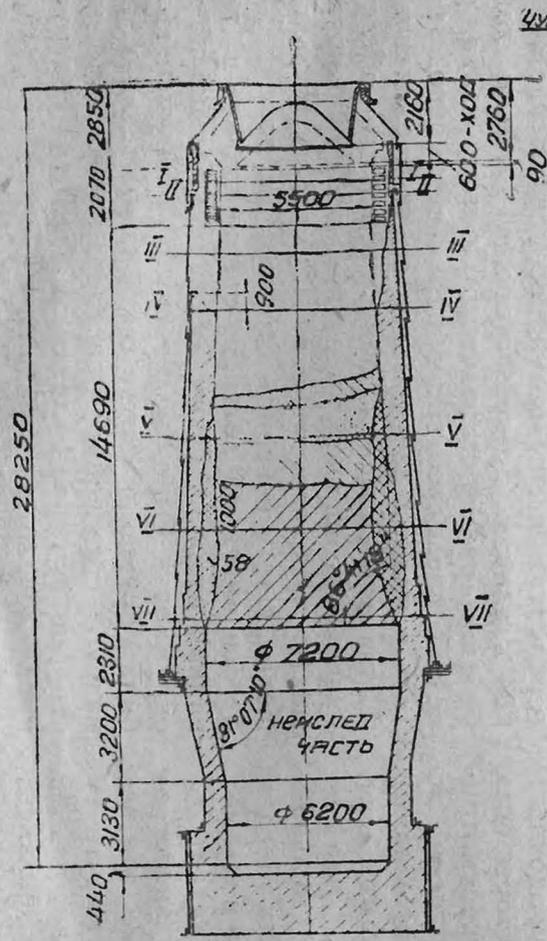
III.

Влияние цинка на искажение профиля шахты доменной печи № 2

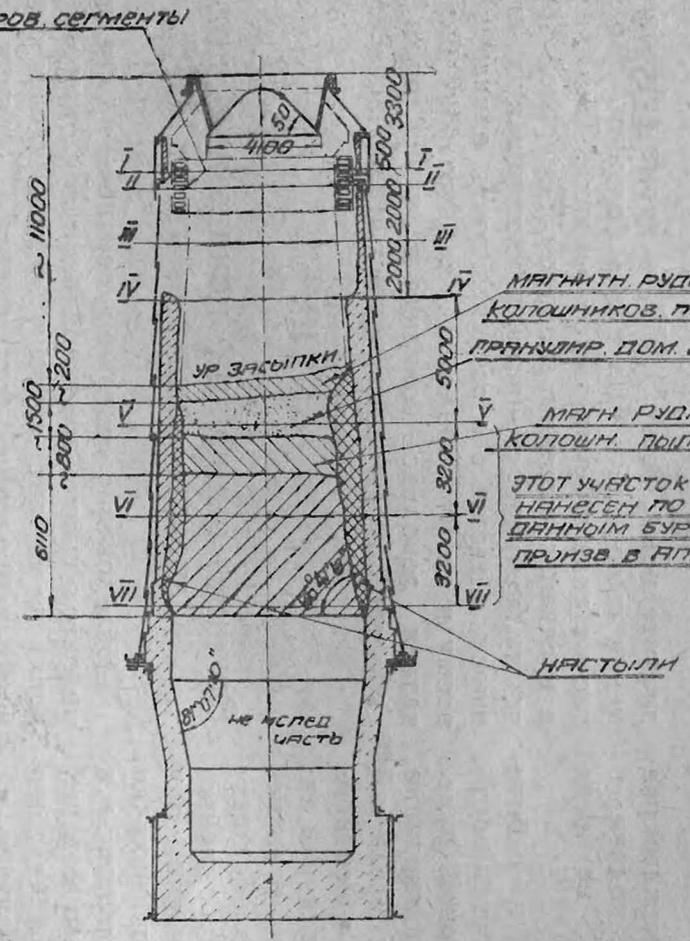
Обследование состояния верхних и средних горизонтов шахты доменной печи № 2 при ее остановке на ремонт также убеждает нас в правильности приведенных соображений. К концу апреля месяца 1935 года печь № 2 имела чрезвычайно уродливый профиль: с одной стороны в верхних горизонтах шахты громадное разрушение огнеупорной кладки; с другой стороны наличие довольно больших размеров настывы. Поэтому плохая работа печи в последнее время перед остановкой находилась в прямой зависимости от этих элементов.

При обследовании обнаружено, что область обрушения кирпичей простиралась по окружности шахты приблизительно на 12 метров. Начало обрушения шло с северной стороны, не доходя 1300 мм от оси чугунной летки и заканчивалась в юго-западной стороне; таким образом, больше половины окружности было подвергнуто разрушению. Глубина обрушения также была значительная. Максимальное обрушение простиралось до 4000 мм на стороне чугунной летки, а граница разрушения имела довольно неправильную форму, как, например, изображено на фиг. 1. Вид В—В.

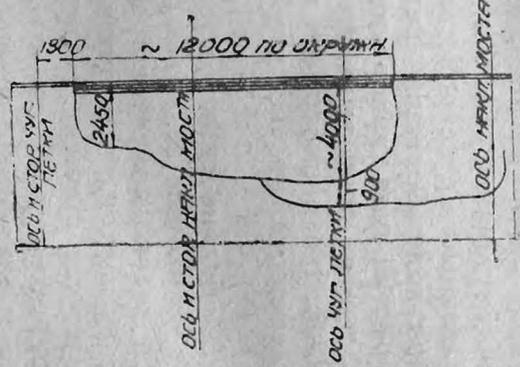
Разрушение по всей окружности шахты начинается на уровне температурного шва, т.е. выше



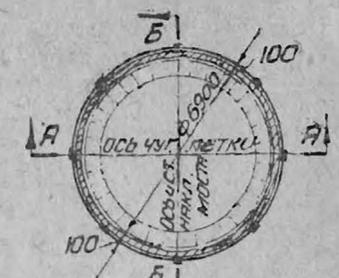
РАЗРЕЗ А-А
(ПО ОСИ ЧУГУН ЛЕТКИ)



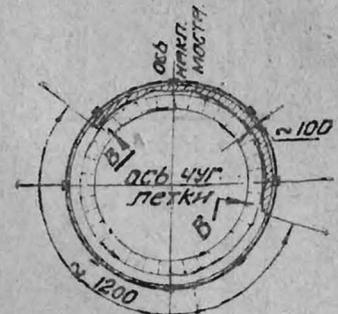
РАЗРЕЗ Б-Б
(ПО ОСИ НАКЛОМ МОСТ)



РАЗВЕРНУТ. ВИД В-В.



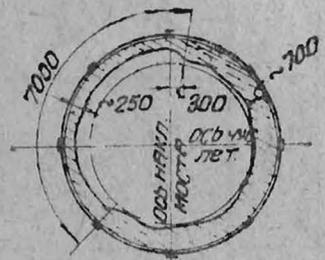
Сечение I-I.



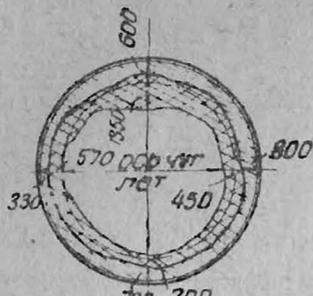
Сечение II-II.



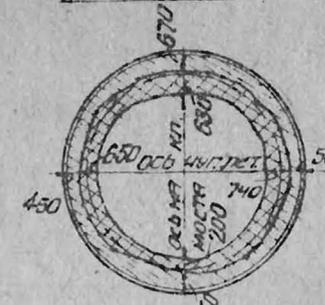
Сечение III-III.



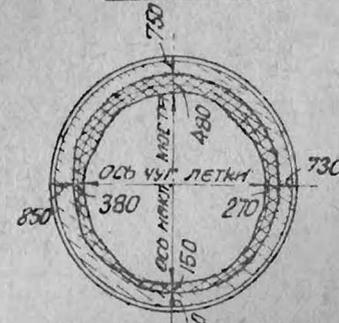
Сечение IV-IV.



Сечение V-V.



Сечение VI-VI.



Сечение VII-VII.

МАГНИТН. РУДА 12ТН
КОЛОШНИКОВ. ПОИЛЬ 12Т.
ПРАКЦИДР. ДОМ. ШЛАК 42Т.
МАГН. РУДА 83Т
КОЛОШН. ПОИЛЬ 35Т
ЭТОТ УЧАСТОК
НАНЕСЕН ПО
ДАННОМ БУРЕНИЯ
ПРИЗВ. В АПР. 1935г.

МАСШТАБ 1:200

ГОРН И ШАХТА Д.П. №2
МЗНОС КЛАДКИ ШАХТЫ
И НАЛИЧИЕ НАСТИЛЫ
НА 8 IV-35г. ОБЩИЙ ВИД

Фиг. 1

нормального уровня засыпи на 1200 мм. Кроме того оказалась разрушенной кладка в подкупольном пространстве между газоотводных отверстий.

За то пояс выше температурного шва до начала купола шахты кладку сохранил. Кладка в этом поясе оказалась сильно механически изношенной, толщина ее составляла всего 100 мм.

Участок сохранившейся кладки ниже температурного шва также сильно изношен, толщина кирпича в этом месте колеблется от 100 до 400 мм, при чем начало берет от температурного шва. Дальше вниз кладка шахты толще, так, на расстоянии 3-х метров от уровня засыпи (последний везде принимается нами в 2 м от конуса в нижнем его положении) толщина доходит до 700 мм, но на участке, не доходя до оси наклонного моста на 300 мм, с западной стороны и по окружности на 7000 мм, кладка сильно изношена, толщина ее в этом месте равняется около 250 мм. Если взять еще ниже, то на расстоянии 7500 мм от уровня засыпи имеем толщину: на стороне чугунной летки—330 мм; на противоположной стороне кладка почти сохранившаяся, а именно 800 мм. Со стороны наклонного моста толщина шахты 700 мм, а с противоположной 600 мм. Заметно, что на этих горизонтах сильный разгар шахты на стороне летки. Кроме того, характерным является здесь то, что, начиная с границы обрушения, масса кирпича в сохранившейся кладке сильно разрушена, а в трещинах и на некоторых других участках совершенно превращена в рыхлый рассыпающийся материал. На этом же уровне получает наибольшее свое образование и настель, которая кольцом тянется по всей окружности печи. Ниже этих горизонтов уже бурением шахты извне установлено, что на горизонте 11 м от уровня засыпи кладка значительно изношена почти по всей окружности. Так, со стороны чугунной летки в этом месте толщина 450 мм, противоположная сторона 500 мм, со стороны наклонного моста 750 мм и противоположная сторона 650 мм. Дальше бурение показало, что на горизонте, примерно, 13,5 м от уровня засыпи кладка значительно сохранена. Ниже этого горизонта шахта не исследовалась, но при сменах холодильников замечалось, что эта часть еще вполне здорова.

Во всяком случае, обследование состояния огнеупорной кладки шахты показывает, что помимо разгара кладки, особенно на стороне чугунной летки, имелись, очевидно, какие-то другие причины, которые способствовали прямому разрушению.

На качество огнеупорного кирпича сетовать не приходится, так как кирпич применялся импортный, лучших марок. Кладка производилась довольно тщательно при наблюдении американской консультации.

Произведенный химический анализ образцов кирпича с различных горизонтов шахты показал следующие данные (см. табл. 4)

Знаменательным здесь является то, что в кирпичах имеется в наличии цинк и углерод, причем, с понижением горизонтов в шахте, как это видно из приведенной таблицы, содержание цинка в огнеупорной массе сильно увеличивается. Необходимо заметить, что данные анализов получены с образцов, взятых с неразрушенных участков кладки.

На горизонте 7500 мм. ниже уровня засыпи по данным бурения шахты в кирпичной кладке цинка в среднем содержится 1,33%; на горизонте 10.500 мм содержание цинка достигает до 4,02% и, наконец, на горизонте 13.500 мм из 4-х точек в среднем 3,13%, доходя до 6,04% в области противоположной стороне наклонного моста.

Очевидно, такое явление можно объяснить исключительно теми обстоятельствами, что работа мощной печи сопровождается наличием больших скоростей газов в верхних горизонтах шахты и благодаря отсутствию каких-либо препятствий частицы окиси цинка легко уносятся с газами, тогда как в средних и нижних горизонтах окись цинка, поднимающаяся с газами в больших количествах, задерживается шихтовыми материалами, кроме того, в этих областях наличие более высоких температур также способствует насыщению огнеупорного кирпича цинком. Высказанная ранее уверенность, что цинк способствует разрушению кладки, находит свое подтверждение в данном обследовании. Взятые образцы на границах обрушения кладки шахты на горизонте 5000 мм. ниже уровня засыпи, содержат в среднем 3,53% цинка. Еще характернее является наличие цинка в швах огнеупорной кладки. Взятые

Таблица 4

Место взятия образцов кирпича для анализа	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe	C	Zn
1. Горизонт 2 м. от температурного шва	55,66	37,64	0,58	0,47	3,56	0,54	0,53
2. Горизонт 3 м. от температурного шва	56,16	32,48	0,46	0,33	1,96	0,26	0,36
3. Горизонт 3,5 м от температурного шва (необрушенный уч.)	51,68	39,56	0,58	0,32	2,84	0,57	0,80
4. Горизонт 4,5 м. от температурного шва (средняя из 3-х уч.)	51,40	31,92	0,87	0,53	6,35	0,67	1,21
5. Горизонт 5 м. от температурного шва на границе разрушения кладки	51,49	35,93	0,43	0,38	3,30	0,86	3,53
6. Горизонт 4,5 м. от температурного шва. Материал из швов кирпичной кладки из 4-х точек по окружности	Не определялись			—	3,56	—	19,40

материалы на горизонтах в 4,5 м. ниже уровня засыпи показывают содержание цинка в 19,40%. Кроме того, на границах кирпичей, обращенных внутрь шва, при осмотре их заметны многочисленные капельки белого металла. Вот это-то наличие цинка и способствует растрескиванию отдельных кирпичей, распылению всей кладки.

Кроме всего прочего убедительным признаком таких разрушений является наличие целых участков, где кирпичи превращены в „труху“, т.е. как мы уже отмечали, превращены в рыхлую, рассыпающуюся массу. Конечно, этому в немалой степени способствовал оседающий сажистый углерод, которого в кирпичах с этих участков обнаружено до 2,67%.

Обрушение части кладки в верхних горизонтах находит свое объяснение в двух причинах, во-первых, благодаря большим скоростям газа на колошнике и большому выносу, а также ударами при загрузке материалов в печь кладка была сильно изношена; во-вторых, можно предполагать, что первоначальным обвалом кладки был участок между газоотводящими трубами, где скорее возможно образование настыва. Под тяжестью массы настыва и благодаря неровному ходу печи (крупные обвалы шихты), а кроме того близость температурного шва, где кирпичи кладки ни чем не скрепляются, все это дало обрушение. Дальше процесс обрушения расширялся как по окружности, так и в глубину.

Такое явление можно было наблюдать еще в половине апреля, когда нагрев шахты снаружи в этих горизонтах стал наиболее заметным. Что касается наличия настыва в верхних горизонтах в это время, то об этом свидетельствует работа печи во второй половине марта, когда щупами и по сходу колош ощущалась в этих горизонтах некая „горловина“, а в апреле она исчезла.

Область, занятая настывами, довольно значительна, но благодаря тому, что в этих местах кладка шахты изношена, а настыв простирается кольцеобразно по окружности шахты, то значительная часть этих настывов является просто на-просто гарнисажем. Но имеется довольно значительный участок, где масса настыва выдается глубоко внутрь шахты печи, что, конечно, дает себя знать в работе.

По произведенному обследованию можно констатировать, что настыв главной своей массой сосредоточена на противоположной стороне наклонного моста и начало свое берет от места разрушения кладки, т.е., примерно, на 5000 мм ниже уровня засыпи и опускается на значительную глубину шахты. Можно предполагать, что настыв распространялась вверх гораздо выше, чем она была обнаружена к моменту обследования, но эту границу определить трудно вследствие обрушения.

Произведенные замеры как внутри печи, так и посредством бурения снаружи, дает возможность говорить, насколько далеко вглубь шахты выпячивается наибольшая масса настыва. Так, на горизонте около 7,5 метров от уровня засыпи толщина настыва от кладки шахты составляет 1200-1350 мм. Это самая утолщенная часть. Дальше вниз и по сторонам она значительно утончается и на горизонте 10,5 метров она составляет 650-700 мм. Образцы настыва, изъятые с двух участков шахты, а именно на уровне 7000 мм и по сторонам от более утолщенной ее части при наружном осмотре дают воз-

можность установить, что эта масса неоднородная: с внутренней стороны, обращенной к огнеупорной кладке, довольно плотная серого цвета с заметными металлическими включениями белого цвета; со стороны же, обращенной внутрь шахты к шихтовым материалам, ноздреватая пропитана в сильной степени сажистым углеродом, отполирована шихтовыми материалами, по внешнему виду похожа на губчатое железо (см. фотогр. фиг. 2). Необходимо дать характеристику образцам настыва, как это подписано на фиг. 2 для а), в), б).

В целом масса настыва довольно тяжелого веса и очень прочная. При попытке разбить кусок требуется применять кувалду и зубило и то с большим трудом. Произведенный химический анализ этих образцов (правда не совсем удачный) показывает следующее:

Таблица 5

Место взятия образцов для анализа	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	CaO	MnO	S	N ₂ O	Zn
1. Сторона против чугунной летки	21,84	9,64	33,22	16,52	1,09	0,51	4,94	0,70
2. Со стороны чугунной летки	27,64	13,40	19,33	15,18	1,07	0,97	10,74	0,95

По существу эти образцы не могут характеризовать всей массы настыва, так как из-за большой трудности их изъятия из печи (прочность, высокая температура, газ и т. д.) они взяты в наиболее тонких местах там, где по существу кончается масса настыва. Этим только и можно объяснить такой невысокий процент цинка.

Бурение же основной массы настыва, особенно ее утолщенной части, дает совершенно другое представление. Приведенные данные в таблице 6 по цинку и железу отчетливо характеризуют это положение.

Таблица 6

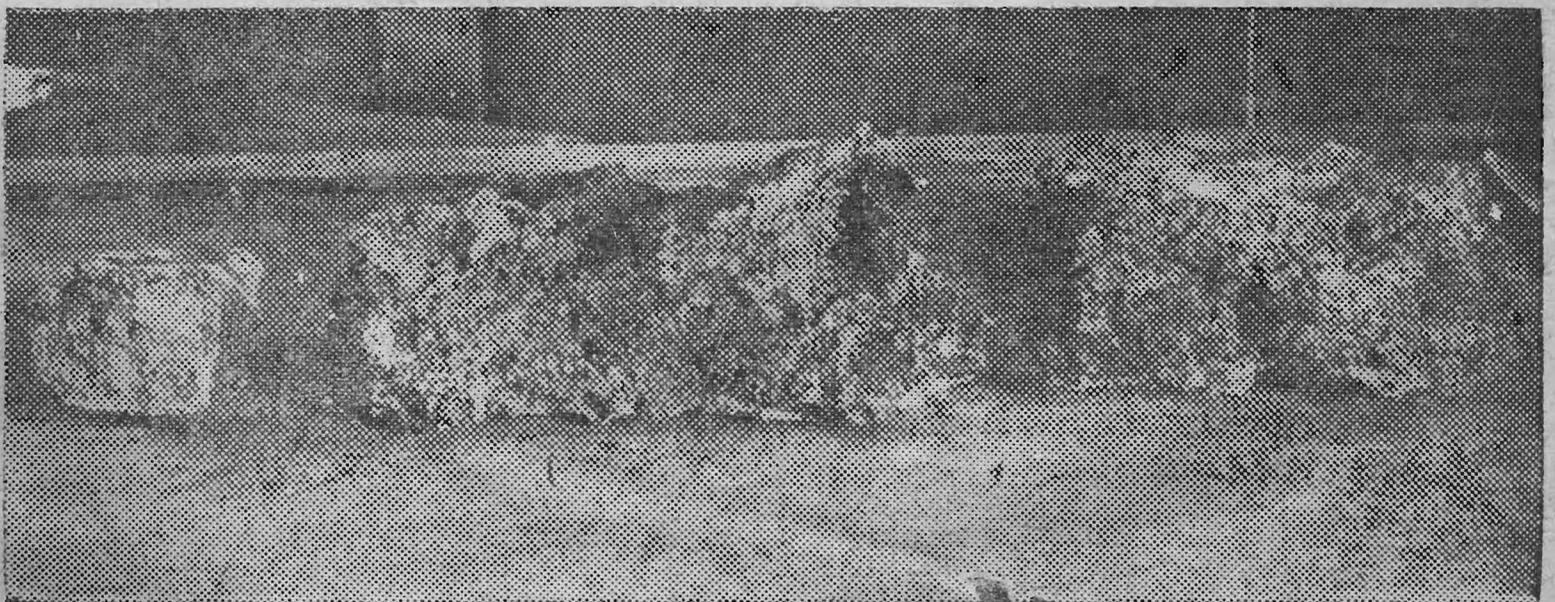
Место скважины при бурении шахты печи для взятия проб	Zn	Fe
1. Горизонт 7,5 м от уровня засыпи против чугунной летки	16,13	2,30
2. Тот же горизонт на стороне против наклонного моста	11,44—6,16	3,06
3. Тот же горизонт сторона чугунной летки	4,13—1,24	2,18
4. Тот же горизонт сторона наклонного моста	8,22—3,22	5,96
5. Горизонт 10,5 м. сторона против наклонного моста	9,69	—
6. Тот же горизонт, на стороне против чугунной летки	9,62	3,75
7. Тот же горизонт на стороне чугунной летки	1,33	7,96
8. Тот же горизонт на стороне наклонного моста	5,41	—
9. Горизонт 13,5 м. на стороне против наклонного моста	4,98—3,61	9,24
10. Тот же горизонт на стороне чугунной летки	0,72—0,56	47,842
11. Тот же горизонт на стороне против чугунной летки	2,16—0,91	47,62



Фиг. 2-а)



Фиг. 2-б)



Фиг. 2-в)

Таблица 7.

Место точек по окруж. шахты	Горизонт скваж. от ур. засыпи	Номер точек	Глубина скваж по горизонтали	Потери при прокалив.	Fe	FeO	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Из суммы Fe ₂ O ₃	Mn	C	Пересчет Fe ₂ O ₃	Zn	N ₂ O ₃
Против чугунной летки	7,5	1	500	—	—	—	52,8	—	—	—	—	—	—	—	0,07	—
	"	1	750	—	3,7	—	60,8	3,40	1,50	25,12	—	0,21	1,1	—	0,04	—
	"	1	850	—	2,3	—	25,2	—	1,55	—	—	0,21	10,1	—	16,13	—
	"	1	950	—	3,2	—	25,7	26,9	1,90	12,44	—	2,45	14,15	—	0,77	—
	"	1	1050	—	—	—	—	—	—	—	—	—	12,0	—	0,67	—
	"	1	1150	—	12,65	—	29,5	15,5	1,90	13,0	—	1,73	11,0	—	0,78	—
Сторона наклонного моста	7,5	2	500	—	3,71	—	—	—	2,67	—	—	0,66	0,48	—	0,97	—
	"	2	750	—	7,47	—	27,8	—	4,48	13,70	—	0,14	10,80	—	—	—
	"	2	850	—	5,96	—	34,30	—	3,25	11,49	—	0,18	12,0	—	3,22	—
	"	2	950	—	5,97	—	34,30	—	3,62	17,87	—	0,46	14,50	—	8,22	—
Сторона чугунной летки	7,5	3	500	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,15	—
	"	3	750	—	2,18	—	31,40	—	—	—	—	—	13,10	—	1,24	—
	"	3	1050	—	7,10	—	29,7	—	—	—	—	—	—	—	4,13	—
Сторона против наклонного моста	7,5	4	500	—	5,96	—	52,2	—	—	—	—	—	2,0	—	1,33	—
	"	4	750	—	2,27	—	32,1	—	4,85	5,20	—	0,38	16,0	—	6,16	—
	"	4	850	—	3,06	—	23,1	—	4,80	—	—	0,63	—	—	11,44	—
	"	4	950	—	17,40	—	15,7	—	4,20	—	—	0,50	23,30	—	2,14	—
Сторона чугунной летки	10,5	5	500	—	4,09	—	51,3	2,80	—	—	—	—	—	—	0,79	—
	"	5	750	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,24	—
	"	5	850	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,35	—	0,31	—
	"	5	950	—	5,70	—	—	—	—	—	—	0,29	—	—	0,72	—
	"	5	1050	—	7,96	—	13,8	32,5	—	—	—	0,34	—	—	1,33	—
Сторона против наклонного моста	10,5	6	500	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,11	—
	"	6	750	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,61	—
	"	6	850	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	9,69	—
	"	6	950	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,14	—
	"	6	1050	46,32	3,29	16,64	18,38	2,62	0,37	15,84	5,84	0,10	45,08	—	0,29	18,24
Сторона против чугунной летки	10,5	7	500	—	3,75	—	41,5	—	—	—	—	—	—	—	9,62	—
	"	7	750	—	6,13	—	—	—	—	—	—	—	5,83	—	0,11	—
	"	7	850	—	9,9	—	29,0	—	—	—	—	—	0,36	—	0,07	—
	"	7	950	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,20	—
	"	7	950	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Сторона наклонного моста	10,5	8	500	—	2,7	—	42,0	3,70	—	—	—	—	—	—	4,02	—
	"	8	750	—	—	—	50,5	—	—	—	—	0,57	—	—	5,41	—
Сторона наклонного моста	13,5	9	500	5,16	3,84	4,82	61,16	1,12	0,20	19,08	5,52	0,08	6,15	—	6,04	9,87
	"	9	950	10,66	4,99	7,46	52,04	1,24	0,08	30,18	6,18	0,08	11,04	—	0,91	—
Сторона против наклонного моста	13,5	10	500	0,92	2,95	3,64	56,88	0,90	0,11	12,76	5,72	0,24	1,73	0,06	5,31	—
	"	10	750	23,76	6,99	7,27	35,48	3,15	0,59	24,19	10,29	—	26,03	1,90	1,23	—
	"	10	950	1,68	10,04	11,84	52,04	3,40	0,60	25,24	14,96	0,30	1,83	1,78	0,50	—
	"	10	1050	7,26	17,08	22,64	28,12	12,42	1,72	16,56	24,88	0,30	12,19	—	0,91	—
	"	10	1150	9,24	11,32	14,92	32,92	9,22	1,83	17,42	17,14	0,40	10,10	—	4,98	—
	"	10	1250	2,90	10,04	12,28	44,88	2,50	0,80	27,88	14,80	0,24	3,35	1,23	2,61	11,74
Сторона чугунной летки	13,5	11	500	0,32	4,06	3,64	32,64	0,90	0,31	26,24	5,68	След.	0,20	1,80	0,33	—
	"	11	750	2,00	5,02	4,49	53,40	1,44	0,59	34,96	7,20	—	0,45	2,19	1,88	—
	"	11	850	0,04	1,50	2,04	64,24	2,50	0,47	30,0	2,76	0,06	0,42	—	0,15	—
	"	11	950	—	16,6	21,17	34,64	15,57	2,04	21,49	23,67	—	0,4	0,21	0,18	—
	"	11	1050	—	33,20	30,43	25,04	10,72	2,3	15,97	47,20	—	0,36	13,66	0,20	—
	"	11	1250	0,52	47,84	8,99	16,92	2,68	1,03	11,33	68,41	—	0,65	58,36	0,72	—
	"	11	1350	9,12	48,98	14,92	18,32	2,82	3,30	15,88	65,44	0,44	0,33	53,38	0,56	—
Сторона против чугунной летки	13,5	12	500	9,60	4,48	4,24	44,36	1,12	0,20	32,46	6,50	Нет	0,40	1,70	0,84	—
	"	12	750	0,52	1,06	1,29	57,24	0,67	0,31	36,82	2,94	0,09	0,40	1,48	2,16	—
	"	12	850	—	24,25	12,84	32,62	8,31	2,41	20,10	39,54	—	3,76	20,40	—	—
	"	12	950	2,68	47,62	12,68	13,40	2,33	1,98	10,01	68,23	—	1,35	53,96	0,91	—
	"	12	1050	—	31,89	—	—	—	—	—	—	—	0,45	—	0,67	—
	"	12	1150	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,56	—
	"	12	1250	0,88	44,26	4,64	19,88	5,12	3,93	8,70	63,26	0,26	0,45	58,02	0,29	—

Таблица 9

МЕСЯЦЫ	1 9 3 2 г о д								1 9 3 3 г о д							
	Месячная выплавка натурального чугуна	Среднесуточная выплавка в тон.	Коэф. использования объема пещи	Расход на тонну чугуна					Месячная выплавка натурального чугуна	Среднесуточная выплавка в тон.	Коэф. использования объема пещи	Расход на тонну чугуна				
				Кокса	Магнитогорской руды	Темирской руды	Тельбеской руды	Всего руды				Кокса	Магнитогорской руды	Темирской руды	Тельбеской руды	Всего руды
Январь	—	—	—	—	—	—	—	—	6002	193,6	4,245	1,378	2,266	0,046	—	2,312
Февраль	—	—	—	—	—	—	—	—	11993	429	1,914	1,003	1,940	—	—	1,940
Март	—	—	—	—	—	—	—	—	21967	708	1,160	0,877	1,954	—	—	1,954
Апрель	—	—	—	—	—	—	—	—	20407	680	1,209	0,850	1,815	—	—	1,815
Май	—	—	—	—	—	—	—	—	19907	642	1,279	0,902	1,868	—	—	1,868
Июнь	—	—	—	—	—	—	—	—	23120	770	1,066	0,857	1,704	—	—	1,704
Июль	4275	285	2,900	1,101	1,850	—	—	1,850	21195	683	1,202	0,941	—	—	—	—
Август	13538	451	1,835	0,820	1,685	0,008	0,040	1,733	19307	622	1,319	0,934	1,768	0,128	0,030	1,926
Сентябрь	17891	596	1,390	0,943	1,703	0,098	0,020	1,803	20878	695	1,182	0,926	—	—	—	—
Октябрь	18949	611	1,355	0,958	1,819	0,153	—	1,972	19148	617	1,330	0,881	—	—	—	—
Ноябрь	18376	612	1,355	0,957	1,901	0,069	—	1,970	16929	564	1,462	1,050	1,792	0,044	0,204	2,040
Декабрь	19469	678	1,320	0,900	1,864	0,047	—	1,911	22829	736	1,116	0,949	—	—	—	—
За год	92500	550	1,505	0,948	1,604	0,075	0,021	1,873	224687	615	1,336	0,962	1,829	0,048	0,065	1,942

(Продолжение табл. 9)

МЕСЯЦЫ	1 9 3 4 г о д								1 9 3 5 г о д							
	Месячная выплавка натурального чугуна	Среднесуточная выплавка в тон.	Коэф. использования объема пещи	Расход на тонну чугуна					Месячная выплавка натурального чугуна	Среднесуточная выплавка в тон.	Коэф. использования объема пещи	Расход на тонну чугуна				
				Кокса	Магнитогорской руды	Темирской руды	Тельбеской руды	Всего руды				Кокса	Магнитогорской руды	Темирской руды	Тельбеской руды	Всего руды
Январь	20796	671	1,230	0,920	1,822	0,042	0,203	2,067	19925	643	1,277	1,328	1,145	1,115	0,294	2,554
Февраль	15379	549	1,510	0,983	1,277	0,330	0,346	1,953	17677	630	1,300	1,499	1,664	0,812	0,369	2,845
Март	18515	597	1,390	1,117	1,121	0,736	0,395	2,252	21610	697	1,117	1,362	1,935	0,649	0,228	2,812
Апрель	17706	590	1,410	1,076	1,325	0,557	0,330	2,212	19743	658	1,248	1,271	1,605	0,733	0,318	2,656
Май	22840	736	1,111	0,976	1,554	0,536	0,183	2,273	12568	598	2,024	1,335	1,577	0,561	0,381	2,519
Июнь	23206	773	1,063	0,924	1,393	0,495	0,338	2,224	—	—	—	—	—	—	—	—
Июль	24475	689	1,041	1,040	1,508	0,649	0,266	2,433	—	—	—	—	—	—	—	—
Август	25568	824	0,997	0,959	1,554	0,437	0,279	2,270	—	—	—	—	—	—	—	—
Сентябрь	23684	782	1,041	1,001	1,661	0,418	0,428	2,507	—	—	—	—	—	—	—	—
Октябрь	24118	778	1,055	0,917	1,635	0,353	0,345	2,333	—	—	—	—	—	—	—	—
Ноябрь	21520	717	1,444	1,058	1,949	0,225	0,187	2,291	—	—	—	—	—	—	—	—
Декабрь	22985	741	1,110	1,086	2,280	0,041	0,041	2,479	—	—	—	—	—	—	—	—
За год	260795	685	1,249	1,006	1,623	0,385	0,276	2,284	91493	647	1,268	1,359	1,585	0,774	0,318	2,677

Настыль не является целиком цинковой. Она все же значительно перемешана с другими массами и в частности, с губчатым железом и с различными шлакообразующими; но что цинк послужил для ее образования в этом не может быть сомнения. Об этом очень убедительно говорит наличие большого содержания цинка, как раз на границах соприкосновения массы настыли и огнеупорной кладки шахты. Приводимая таблица 7 анализов проб взятых на различных глубинах в скважинах при бурении стен шахты, лишней раз подтверждает сказанное. (См. стр. 16)

Еще до остановки печи на ремонт уже в середине апреля было обнаружено, что на печи № 2 на стороне противоположной чугунной летки газоспускная труба, начиная от „свечей“ и до пылеуловителя, оказалась целиком забитой.

Материал в трубах настолько был прочен и тверд, что его вручную удалить не удалось; попытка организовать промывку струей воды под большими давлениями тоже не удалась, так как струя не действовала на спрессовавшуюся массу. Удалить стало возможным только подрывными работами. Взрывали участок за участком. Величина заряда применялась в 230-300 грамм на один шнур. Многие утверждали, что причиной закупорки газопровода был цинк. Это мнение оказалось неверным. Взятые нами образцы через каждый метр из трубы показывают, что эта самая обыкновенная колошниковая пыль. В таблице 8 приводится несколько характерных анализов.

Таблица 8

Место взятия пробы	Fe	C	Zn
1. После взрыва на 4 м. от пылеулов.	42,48	7,54	0,03
2. После взрыва на 6 м. —“—	46,44	10,44	0,25
3. После взрыва на 10 м —“—	48,20	8,28	0,23
4. Вертикальная труба от свечи № 2	45,34	11,34	0,24
5. Вертикальная труба от свечи № 3	44,45	12,46	0,27

В мощных печах при таком форсированном ходе, каким работала печь № 2, естественно, что задержка на стенках частиц окиси цинка не может иметь места. Слишком большие скорости газа в газопроводах. Об этом свидетельствует также и то, что проанализированный налет, взятый со стенок свечей показывает увеличенный процент цинка. Так, данные этого анализа оказались следующие: Zn—2,53%; SiO₂—23,07%; Al₂O₃—12,34%. Значит, частицы окиси цинка только с трудом задерживаются, образуя довольно тонкий налет. Надо предполагать, что основной причиной послужила неровная работа печи, с многочисленными осадками и перегрузка первичного пылеуловителя.

Так или иначе, а известный промежуток времени печь работала больше одной стороной. Это также, между прочим, послужило к сказанному ранее причиной того большого разрушения кладки и освобождения от той „горловины“ в верхних горизонтах шахты, образованной настылями, так как газы ударяли, именно, в сторону, где после было обнаружено разрушение.

Таким образом, благодаря перечисленным факторам, обнаруженным в печи № 2, профиль ее, очевидно, уже к началу апреля, а может быть и раньше, был чрезвычайно искажен. Это обусловило чрезвычайно неровный ход печи и низкую ее производительность. Поэтому она и была остановлена на ремонт.

Работа доменной печи № 2 с момента ее задувки характеризуется цифрами таблицы 9 (см. стр. 17).

IV. Выводы

Сведенный за 7 месяцев баланс цинка в доменной печи № 2, обследование состояния ее шахты во время ремонта, а также детальный анализ работы этой печи позволяют сделать следующие основные выводы:

1. При увеличенном питании доменных печей Темирской рудой (до 77,6% к рудной сыпи) накопление цинка в доменной печи настолько велико (по балансу + 195,8 тонн), что он оказывает очень большое влияние на весь ход печи.

2. Доменная печь № 2, считавшаяся лучшей работающей печью на протяжении своей кампании, обеспечивая высокую производительность, резко ухудшила свою работу после усиленного питания ее Темирской цинксодержащей рудой.

3. Нарушение нормального профиля печи—разрушение огнеупорной кладки в верхних горизонтах шахты, образование большой настыли и т. д.—является следствием применения цинксодержащих руд.

4. Схема поведения цинка в доменных печах, разработанная рядом авторов для малых печей, в основном остается верной и для мощных печей, но с поправками.

5. Этими поправками для большой печи служат прежде всего большие скорости газового потока на колошнике и отсутствие какого-либо оседания в этих местах окиси цинка, а также и в газопроводах.

6. Применение в шихту Темирской руды до 20% не может вызывать каких-либо опасений относительно влияния цинка, так как последний почти целиком, при этих количествах, выносится; применение же свыше этого процента становится заметным.

7. Увеличение удельного расхода местных руд в проплавке упирается в проблему удаления цинка из этих руд или до доменной печи или в последней. В противном случае, дальнейшая плавка этих руд может стать под сомнение.

Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ
Инж. И. В. ГУСАРЕВИЧ

Металлургический отдел
Центральной лаборатории НКМ.

Нагрев слитков осевой стали

Вступление

В то время, как в отношении нагрева стали, поступающей в нагревательную печь в холодном состоянии, имеется большая литература и выработаны более или менее определенные нормы (например формула Яницкого, правило Тринкса и т. д.), то для слитков горячей посадки этот вопрос значительно менее изучен. Между тем в условиях нагрева слитков холодной и горячей посадки имеется принципиальное различие, заключающееся в различном распределении температур по поперечному сечению слитка и в различной степени пластичности металла во время процесса нагрева.

В случае горячих слитков, мы имеем высокую температуру в средних зонах и более или менее значительное падение ее к периферии.

Точных данных о температурах, господствующих в центральных зонах слитка, развеса 6—7 тонн, мы не имеем, но надо думать, что перепад температур между наружными и центральными зонами весьма значителен, порядка 300°—400° и что он особенно усиливается при неблагоприятных внешних атмосферных условиях. Термические напряжения, вызванные этой разностью температур вместе с напряжениями, обусловленными объемными изменениями при переходе через критические точки (для захлаждавшего слитка), могут вызвать разрушение металла и образование трещин. Термические трещины этого типа имеют продольное направление и склонны в наших условиях располагаться на ребрах слитка, чему, видимо, способствует весьма большой радиус закругления на ребрах ($r=90$ мм при среднем сечении слитка 700×700).

Можно, таким образом, говорить о том, что горячий слиток, поступающий после разлива к нагревательным колодцам, имеет в наружных зонах значительные растягивающие напряжения.

Таким образом, первый, и относительно значительный по времени, период нагрева горячего слитка состоит в выравнивании температуры между внутренними и наружными зонами и, следовательно, в это время будут гаситься имеющиеся в слитке термические напряжения. Следует указать еще, что прогрев наружных зон происходит, как за счет теплоты, поступающей извне, так и изнутри. Это

обстоятельство должно сказываться благоприятно, так как способствует большей плавности объемных изменений и нагрева. Роль теплоты внутренних зон слитка нельзя недооценивать, так как она может дать скорость нагрева наружных зон до 100° в час, а иногда и выше.

В подтверждение этого мы приводим в таблице 1 некоторые данные, полученные нами в процессе настоящей работы.

Таблица 1.

№ плавки и партии.	Температура стенок колодцев при посадке слитка.	Температура слитка при посадке.	Продолжительность выдержки без газа после посадки (в часах).	Температура слитка после выдержки без газа.	Скорость нагрева слитка за время выдержки в град/час.
1916—1	980	870	0,9	980	122 град/ч.
" 2	1000	850	0,8	940	112 "
" 3	840	800	0,6	860	100 "
4691—1	950	870	1,5	940	47 "
" 2	1020	820	1,1	910	82 "
" 3	970	840	1,2	900	50 "
5493—1	960	860	1,1	1050	172 "
" 2	900	850	0,9	1000	166 "
" 3	960	820	0,8	970	187 "
" 4	900	750	0,9	860	122 "
5505—1	1060	810	1	880	70 "
" 2	900	820	1,1	920	91 "
" 3	980	800	0,8	870	87 "
" 4	810	820	1,2	860	33 "
Среднее	950°	827°	—	930°	100 град/час.

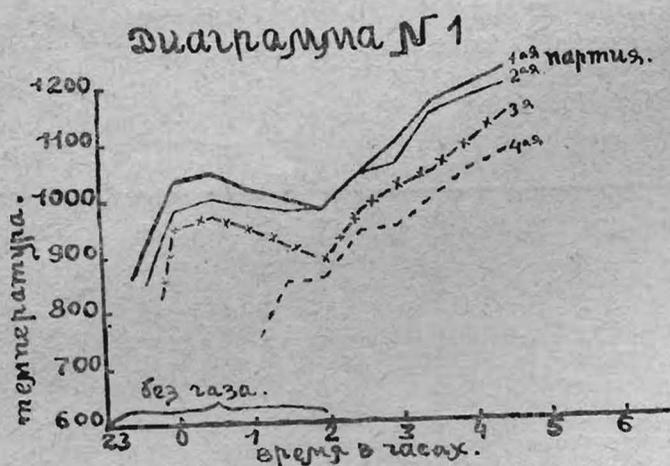
Внимательно просматривая эту таблицу, мы видим следующее:

1. Имеется ряд случаев, когда температура слитка после выдержки без газа стала больше, чем температура стенок во время посадки. Кроме того, есть случай, когда температура слитка при посадке была выше температуры стенок и несмотря на это происходил нагрев слитка;

2. Средняя температура слитков после выдержки мало отличается от температуры стенок, которая была при посадке. Если учесть потерю теплоты стенами ячейки во время выдержки, то следует думать, что температура слитков к концу выдержки была больше, чем температура стенок;

3. Таким образом, не отрицая известного значения лучеиспускания стенок во время 1-го периода прогрева посаженных слитков, можно все же считать, что основным фактором нагрева слитков при выдержке их без газа и воздуха в 1-й период нагрева является внутренняя теплота слитка, которая дает весьма значительную скорость нагрева поверхностных зон, приближающихся к 100 град./час.

На диаграмме № 1 нами даны кривые нагрева слитков плавки № 5493, которая по причинам производственного порядка 3 часа выдерживалась без газа. Мы видим здесь, что у первой партии, посаженной в ячейку наиболее горячей, температура наружных зон поднялась до 1050° и затем начала



Кривая нагрева стали п. 5493.

снижаться за счет охлаждения всей системы. Отсюда следует, что при соответствующих условиях эта температура могла быть и выше. Таким образом, наружные зоны могут нагреваться за счет внутренней теплоты более чем на 200°.

В дополнение к изложенному следует еще указать, что весь процесс нагрева идет в области значительной пластичности металла, что допускает возможность более резких температурных изменений.

В совершенно противоположных условиях происходит нагрев слитков холодной посадки.

В этом случае мы имеем:

а) первый период нагрева происходит в области пониженной пластичности, особенно вблизи +300°;

б) при высокой температуре окружающей среды и низкой температуре слитка имеет место значительный перепад температур между ними, что обуславливает неизбежную большую скорость нагрева у поверхности и, отсюда, значительную разницу температур между внутренними и наружными зонами. Действительно, тепловой поток внутри слитка

будет пропорционален первой степени разности температур между внутренними и наружными зонами, тогда как количество поступающего тепла к поверхности будет сложной функцией, в состав которой в качестве основного члена входит разность температур между окружающей средой и поверхностью слитка в четвертой степени (закон Стефана-Больцмана).

На основании изложенного можно предположить, что быстрый нагрев слитков горячей посадки является несравненно более безопасной операцией, чем быстрый нагрев холодных слитков и что резкое охлаждение наружных зон слитка при движении его мартен-колodцы является относительно более важным фактором, определяющим качество слитка.

Часть 1.

Получение нейтральной атмосферы в колodцах

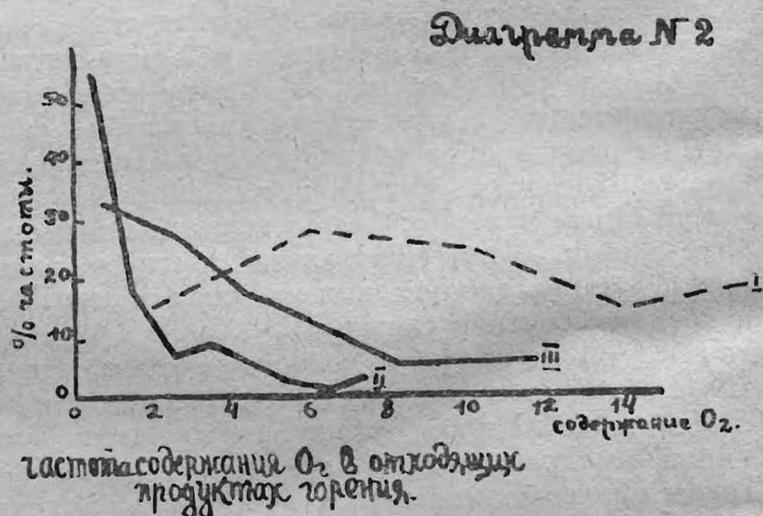
Работы по вопросу о нагреве слитков осевой стали слагались из следующих периодов:

1. Установление нейтральной атмосферы в колodцах;
2. Изучение различных вариантов нагрева слитков в сопоставлении с действующей инструкцией по нагреву и выходом годного;
3. Комбинированный по партиям нагрев плавки.

Первый период проведенного исследования, относящийся к августу и сентябрю месяцам 1934 года, заключался в том, чтобы исправить грубые ненормальности в работе колodцев, которые выражались в неправильной регулировке системы управления колodцами, при которых имело место избыточное количество подаваемого воздуха и засосы, в результате чего получался неравномерный нагрев слитков и резко окислительная атмосфера в колodцах.

Положение вещей до начала работы отчетливо рисуется анализами продуктов горения на кислород. Пробы для анализа брались под насадками регенераторов.

Результаты анализов 152 проб представлены в виде кривой (1) на диаграмме частот № 2.



Основными особенностями этого периода работы колodцев является:

1. Большое разряжение у главного шибера (порядка 20 — 30 мм), благодаря чему во всей вытяжной системе, включая сюда и ячейку, создавалось

большое разряжение, вызывающее значительные засосы, особенно под крышки, перекрывающие рабочее пространство;

2. Вся сложная система каналов и управления была в неудовлетворительном состоянии, благодаря чему имел место значительный засос газа в центральный дымовой боров и горение газа как в борове, так и дымовой трубе. У отдельных групп засос газа был настолько значителен, что огромный сноп пламени вырывался из дымовой трубы.

Все вышеизложенное делало работу колодцев ненормальной и потому некоторые группы были остановлены на капитальный ремонт, а исследование было перенесено на одну из групп, которая находилась в относительно благополучном состоянии.

Продолжение исследовательских работ имело целью путем постепенных изменений в методике управления печью создать нормальные условия работы их. Основные мероприятия сводились к снижению разряжения у шибера за счет его меньшего подъема и к регулировке давления газа и воздуха перед регулировочными клапанами, а также в определении степени открытия регулировочных клапанов.

В результате этих мероприятий произошло резкое изменение в составе продуктов горения, что видно по частотной кривой (II), представленной на диаграмме № 2. Характер этой кривой существенно отличен от первой (I) и указывает уже на известное благополучие.

Основные мероприятия, которые указаны нами в заключительной части настоящей работы (в инструкции), сводились к тому, что было уменьшено разряжение у дымового бора до 10—13 мм.

Чтобы избежать засоса воздуха в рабочее пространство через щели между крышкой и кладкой необходимо иметь в верхней зоне ячейки небольшое положительное давление, выражающееся в легком выбивании пламени из под крышек.

На этот признак, как практически основной, и нужно ориентироваться при регулировке разряжения у дымовой трубы.

Вторым мероприятием является более четкая работа с регулировочными клапанами. Экспериментальный материал показывает, что давление газа и воздуха перед регулировочными клапанами должно быть приблизительно одинаковым, а открытие регулировочных клапанов должно быть, примерно, одним и тем же, допуская несколько большее открытие для газового клапана.

Здесь следует указать, что вышеприведенное соотношение в открытии клапанов в первую голову зависит от количества коксового и доменного газа в подаваемой смеси. Так как специальных систематических наблюдений по этому вопросу не делалось, а строгого соотношения между коксовым и доменным газом в смеси не было, то увязки изменения в регулировке в зависимости от количества коксового газа в смеси пока не сделано и этот вопрос подлежит еще дополнительному изучению.

В результате зарегистрированных 333 наблюдений средние цифры, обеспечивающие относительно нормальную работу колодцев, были получены следующие:

	Среднее	При минимальном количестве O_2
Разряжение у шибера	12 мм.	12 мм.
Давление газа перед регулировочными клапанами	10,7 мм.	14,8 мм.
„ воздуха „ „	12,1 мм.	12,5 мм.
Открытие газового регулировочного клапана в витках . . .	9,8	9,3
„ воздушного „ „	10,2	8,8

Причем наиболее хорошие анализы соответствующие минимальному количеству O_2 в продуктах горения были получены при соотношениях обеспечивающих несколько большую подачу газа в колодцы.

Здесь уместно обратить внимание на необходимость тщательного контроля за состоянием регенераторов, особенно газового, так как они нередко заливаются шлаком и, благодаря увеличенному сопротивлению нарушают нормальную работу системы.

Касаясь условий регулировки колодцев, мы должны подчеркнуть, что основной фактор регулировки—разряжение у шибера является общим для всей группы, состоящей из 4-х ячеек; отсюда следует, что нормальный нагрев может быть осуществлен при посадке целой плавки в одну группу.

В противном случае, получить нормальный режим нагрева для разнородных слитков по температуре и по составу, посаженных в различные группы, будет затруднительно.

Часть II.

Литературные данные по вопросу нагрева слитков и действующая в период исследования инструкция

После того, как вопрос с получением относительно нормальной атмосферы в колодцах был более или менее разрешен,—исследование было продолжено с целью установить оптимальный режим нагрева слитков горячей посадки.

К этому времени была составлена производственная инструкция по нагреву слитков осевой стали, основные положения которой можно охарактеризовать, как весьма осторожное нащупывание норм нагрева.

Выдержки из этой инструкции приводятся нами ниже:

1. Осевые плавки, поступившие к колодцам с температурой 850° и выше, садятся в нагревательные колодцы при условии:

а) предварительного снижения температуры колодцев до 1000° ;

б) выдержки (томления) в продолжении не менее часа при закрытом воздухе и сниженном газе и разряжении в борове не более 5-6 мм.

2. Указанные выше слитки нагреваются до температуры 1130° — 1200° в продолжении не менее 3-х часов, при условии плавного подъема температуры слитков в течении $2\frac{1}{2}$ часов

3. Слитки, имеющие при посадке температуру 700 — 850° , сажаются в подогревательные колодцы,

температура которых к моменту посадки устанавливается в тех же пределах 700—850°.

4. В подогревательных колодцах слитки нагреваются до температуры 950—1000° при условии:

а) нагрев в интервале от 700 до 850° в течении 2-х часов;

б) в интервале от 850° до 950—1000° в течении 1½ часов.

5. Подогретые слитки пересаживаются в нагревательные колодцы и греются до температуры 1130—1200° в течении 3-х часов при условии плавного подъема температуры в течении не менее 2½ часов.

6. Осевые слитки, поданные холодными, сажаются в подогревательные колодцы, температура которых должна быть не выше 600° и нагреваются до температуры 950°—1000° в течении 10 часов при условии:

а) плавного нагрева до температуры 700° в течении 6½ часов,

б) нагрев в интервале 700°—850° в течение 2-х часов,

в) нагрев от 850° до 950°—1000° в течение 1½ часов.

7. После подогрева слитки пересаживаются в нагревательные группы и греются также, как указано в пункте 5.

8. Нагрев слитков вести в нейтральной атмосфере при слабо положительном давлении в ячейке (слабое выбивание пламени из под крышек).

В противоположность этому проектное задание, составленное американской консультацией для Мосгипромеза, предусматривало следующие нормы: при нагреве до температуры 1300° скорость нагрева для слитков горячей посадки должна быть 3 часа, а для слитков холодной посадки—5 часов.

Эти нормы несравненно более жесткие и, видимо, в некоторой степени отражают американскую практику нагрева углеродистой стали.

Можно констатировать, что в отличие от холодных слитков, нормы нагрева слитков горячей посадки в литературе весьма мало разработаны как с практической, так и с теоретической стороны.

По данным Гинзбурга, собранным в его курсе прокатки специальных сталей, нагрев среднеуглеродистой конструкционной стали особых предосторожностей не требует, однако из приведенных им материалов видно, что:

1. По Simidu для углеродистой стали холодной посадки скорость нагрева может быть принята 1 час на 1" радиуса, что составляет для слитков сечением 700×700 мм.—14 часов;

2. На заводах Allis Chalmers Manufacturing Co для диаметра слитка 29" при холодной посадке продолжительность нагрева составляет 36 часов;

3. Для слитков горячей посадки развеса 750—1000 кг., нагрев может производиться в течение 3-4 часов.

По Trinks'у для углеродистой стали холодной посадки скорость нагрева может быть принята 20 минут на 1" толщины, что составит для слитков сечением 700×700—9 час. 30 минут.

По данным Элинсона (см. Качественная сталь № 1, 1934 год) нагрев слитков шарикоподшипниковой стали развесом 920 кг. при холодной посадке производится следующим образом:

нагрев до температуры 800° 6—8 часов

" " " 800—1150° 2 часа

выдержка при 1150° 2 часа

Залесский (см. Вестник металлопромышленности №11, 1934 г.) указывает, что достаточно обоснованных данных расчета времени нагрева слитков, а тем более слитков горячей посадки в настоящее время еще нет, так как учесть все многообразие факторов обуславливающих нагрев является очень сложной задачей. Он указывает, что нагрев слитков с температурой выше критических точек можно вести быстро, но весьма опасным является интервал 720—800°, в котором лежат критические точки для среднеуглеродистой стали.

Залесский принимает, что длительность нагрева до температуры 750° составляет 1,7 продолжительности нагрева от 750° до конечной температуры. Введя эту поправку, он определяет, что для слитка сечением 700×700 мм. при горячей посадке (750°):

по Доброхотову продолжительность нагрева должна составлять 9 часов,

по Яницкому, в соответствии с формулой $Z \text{ час.} = 0,00165 D$, где D —диаметр в мм.,

это время будет—11 часов 30 минут.

По Stein'у, который отражает американскую практику и работу с нагревательными колодцами, где нагрев происходит со всех сторон, для слитков горячей посадки сечением 700×700 мм. дает—

4,5 часа для углеродистой стали и

7,5 " " легированной стали.

Krebs (см. Дomez № 4, 1934 г.) указывает в своем обзоре работы колодцев, что слитки развесом 4—5 тонн при посадке с температурой ~500° греются до 1100—1350° от 1 до 4-х часов, а при посадке с температурой ~800° от 0,5 до 2-х часов.

Слитки холодной посадки того же тоннажа нагреваются в течение 6-8 часов.

Как видно из этого обзора, который можно было бы продолжить и дальше, вопрос о скорости нагрева слитков горячей посадки (особенно) еще очень мало разработан, чтобы только на основании литературных данных можно было сделать определенные выводы.

Эта неясность, между прочим, кроется в том, что различные данные относятся к печам разной конструкции.

Часть III.

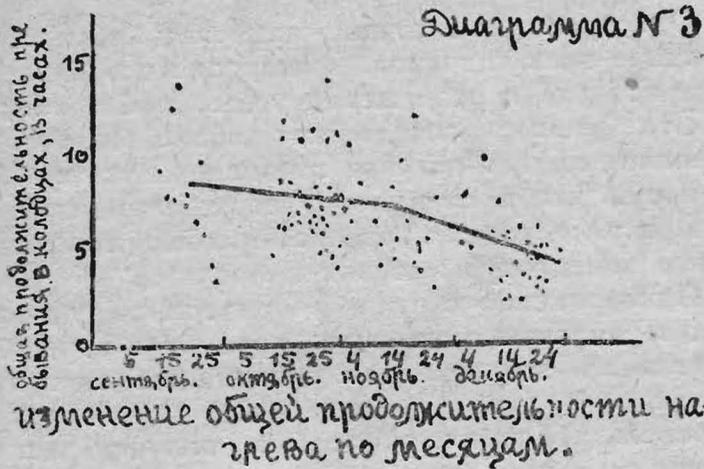
Дальнейшие цеховые работы

Первый период дальнейших работ в цехе состоял в проверке на практике принятой инструкции по нагреву слитков. На основании материалов наблюдений, которые накопились за определенный промежуток времени, можно было установить возможность и целесообразность изменения некоторых пунктов инструкции в сторону увеличения скоростей и температуры нагрева и поэтому следующий период характеризуется несколькими другими методами работы на колодцах. Сопоставление по общей продолжительности нагрева и скоростям нагрева представлены нами в точечных диаграммах за №№ 3, 4, из которых видно, что декабрь месяц характеризуется значительными изменениями в методике работы.

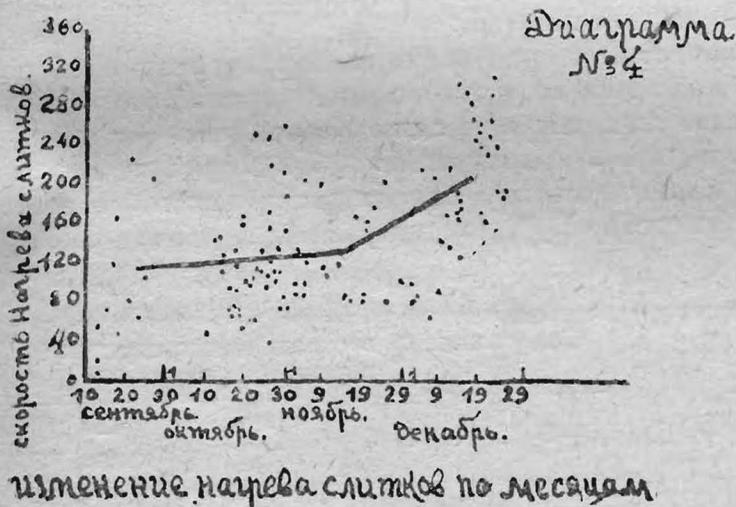
Одновременно с этим значительно изменились условия разлива в мартеновском цехе, благодаря чему качество слитка стало значительно лучше. Таким образом во времени совпали два независи-

мых фактора, каждый из которых наложил свой отпечаток на получаемые результаты.

Мы считаем необходимым привести здесь некоторые соображения о влиянии условий нагрева на качество слитка.



Если слиток имеет подкорковые пузыри, расположенные на некотором расстоянии от поверхности, то роль нагрева в колодцах будет заключаться в том—насколько сильно стенки этих пузырей окислятся, насколько поверхностный дефектный слой обгорит и, наконец, насколько эти пузыри как неокисленные, так и окисленные будут способны свариваться.



Таким образом, решающим фактором, определяющим роль нагрева в отношении поведения подкорковых пузырей при прокатке, является температура нагрева, продолжительность нагрева и окислительная способность атмосферы печи. Для ориентировки можно подсчитать толщину слоя металла, удаляемого с поверхности в виде окалины.

Обозначим сторону квадратного слитка „а“, высоту через „в“, а толщину сгоревшего слоя через „х“.

В таком случае объем сгоревшего металла, учитывая торцевые поверхности слитка, будет:

$$U = 4xав + 2xа^2 = 2xа(а + 2в),$$

а полный объем слитка $а^2в$

Отсюда угар в % выразится $\frac{2xа(а + 2в) \cdot 100}{а^2в}$

Для размеров слитка $700 \times 700 \times 2000$ мм. найдем толщину сгоревшего слоя при угаре в 1%:

$$1 = \frac{2xа(а + 2в) \cdot 100}{а^2в}$$

Отсюда:

$$X = \frac{а^2 в}{2а(а + 2в) \cdot 100} = \frac{700 \times 700 \times 2000}{2 \cdot 700 (700 + 2 \cdot 2000) \cdot 100} = \frac{98 \cdot 10^7}{658 \cdot 10^6} = 1,5 \text{ мм.}$$

или в гр. на кв. см.

$$= \frac{1,5 \cdot 7,8 \cdot 10}{100} = 1,07 \text{ гр/см}^2.$$

При угаре в 2% толщина сгоревшего слоя будет 3 мм = 2,14 гр/см².

Толщина слоя металла, пораженного подкорковым пузырем бывает в среднем до 10 мм. и иногда больше. Таким образом, говорить о полном удалении пораженного пузырями слоя за счет сгорания его в колодцах нельзя, так как это потребовало бы в наших условиях угара больше чем в 6%, что потребовало бы длительной выдержки металла в печи, особенно принимая во внимание предохраняющую роль слоя окалины.

Практически угар металла горячей посадки составляет 1—2%. Увеличение угара до 2% и выше невыгодно, так как вскрываются слои металла наиболее сильно пораженные пузырями. В этом отношении более выгодным является быстрый нагрев с минимальным количеством угара, так как при этом не так резко вскроется слой поверхностных пузырей. Для иллюстрации этого мы приводим результаты замеров распределения подкорковых пузырей на различной глубине от поверхности (см. табл. 2).

Таблица 2

№№ слитков по разливке № плавки 6381	Род смазки	Количество пузырей по высоте слитка на различных глубинах от поверхности								
		На глубине 2 мм.			На глубине 4 мм.			На глубине 6 мм.		
		Верх.	Сред.	Низ.	Верх.	Сред.	Низ.	Верх.	Сред.	Низ.
13	Обезвоженная смола	27	62	48	5	52	23	4	12	2

Примечание 1. Дальнейшая вырубка не производилась, так как глубже количество пузырей было уже незначительным.

Примечание 2. Приведенные цифры иллюстрируют относительное количество пузырей по высоте слитка.

Что касается влияния температуры нагрева слитков перед прокаткой, то здесь до известного предела можно говорить о благотворной роли более высоких температур, так как это будет способствовать лучшей свариваемости пузырей с чистой поверхностью, а также и частично пораженных окислами, что иногда приходится наблюдать. На фото 5 мы видим частичную заварку по месту значительно окисленного газового подкоркового пузыря. Здесь следует оговориться, что частично заваренный подкорковый пузырь не является здоровым участком металла, так как получающиеся ферритовые прослойки, загрязненные кислородными включениями, являются явными местами слабину.

Таким образом, задача заключается в отыскании среднего режима, так как противоположная крайность—высокий перегрев—будет вреден, особенно при резко окисленной атмосфере благодаря возможности пережога.

В этом отношении неблагоприятна работа с большим количеством коксового газа благодаря возможности получения местных значительных пирометрических эффектов, а также благодаря большому количеству образующих паров воды, которые будут усиливать окислительную способность газов.

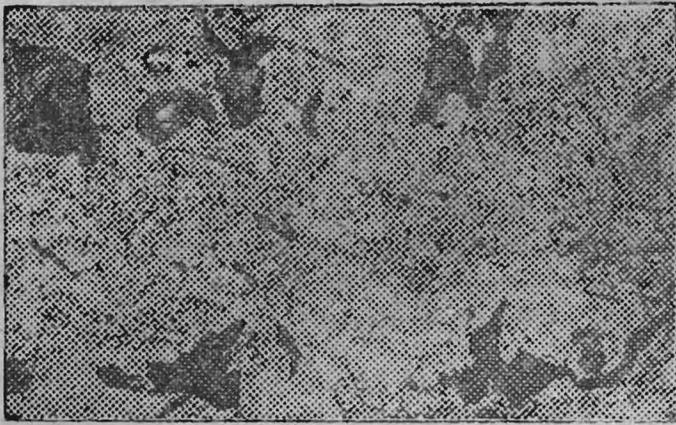


Фото 5

(См. Hoff und Kuschmann. Stahle und Eis. №45 1933 г.)

Поэтому же будет неблагоприятной и длительная выдержка при высокой температуре, так как при этом будет усиливаться степень окисленности подкорковых пузырей и, следовательно, уменьшится их свариваемость. Кроме того высокая температура окончания прокатки будет давать грубое перегретое зерно, которое обладает пониженными механическими свойствами.

Оптимальная выдержка, о которой можно говорить в случае нагрева слитков горячей посадки, должна быть принципиально отлична от выдержки после нагрева слитков холодной посадки, так как для горячих слитков равномерность прогрева обеспечивается в несравненно большей степени высокой температурой средних зон слитка.

Вопрос о скорости нагрева и разности температур между стенками печи и слитком, как уже отмечалось нами выше, принципиально различен для слитков холодной и горячей посадки. Быстрый нагрев слитков холодной посадки может вызвать появление трещин (скворечников), особенно для легированных сталей.

Что касается слитков горячей посадки, то этот вопрос по литературным данным и данным практики не имеет еще законченного решения и требует дополнительного изучения. Можно сказать только, что горячие слитки находятся здесь в несравненно более выгодных условиях, чем слитки холодные. Что касается влияния этого фактора на дефекты слитка типа плен, подкорковых пузырей, то здесь имеет значение не скорость сама по себе, а продолжительность пребывания в печи, которая определенным образом зависит от скорости.

Для подбора достаточно большого материала, который дал бы возможность последующих суждений, были поставлены следующие наблюдения:

1. Температура слитков, начиная с посадки, замерялась через каждые $1/2$ часа с помощью оптического пирометра через смотровые окна при прикрытом газе;

2. Одновременно с этими замерами замечалось положение всех клапанов, фиксировалось давление газа и воздуха и разряжения у дымовой трубы;

3. Эти данные немедленно использовались для построения кривой нагрева в координатах температура-время, что и служило паспортом по нагреву;

4. При посадке, как правило, производилось определение температуры стенок колодца;

5. Одновременно с этим 3-4 раза в смену производились анализы отходящих продуктов горения и определялась теплотворная способность поступающего газа.

В результате этих работ был получен весьма большой материал, который дает возможность сделать несколько достаточно обоснованных выводов.

Каждая кривая—паспорт определяет собою нагрев 1 партии из 6 слитков, для которой, по данным отдела технического контроля, имеется выход годного в процентах от осмотренных блюмсов и результаты механических испытаний. Общее число таких наблюдений, зафиксированных в виде кривых, составляет 450. Весьма часто в пределах одной плавки получались различные условия нагрева для отдельных партий, что делает материал более сравнимым и достоверным.

В качестве общей картины, характеризующей работу колодцев в продолжении проводимого нами исследования, мы приводим следующее.

В таблице 2 и диаграмме № 2 (кривая III) мы даем характеристику отходящих продуктов горения по количеству O_2 . (см. диаграмму 2, кривая III).

Таблица 3.

	Содержание O_2 в отходящих продуктах горения						Всего
	0—2	2—4	4—6	6—8	8—10	10—выше	
CO_2	18,1	15,7	14,9	12,7	10,9	7,6	
O_2	0,77	2,67	4,5	6,57	8,3	11,8	
CO	1,17	1,17	0,83	0,6	0,38	0,87	
Количество случаев	75	63	39	25	13	15	230
% частоты.	32,6	27,4	17	10,9	5,6	6,5	100

В таблице 4 и в диаграмме № 6 приводятся данные о теплотворной способности смеси доменного и коксового газа, на которой работали колодцы в течение периода исследований (см. диаграмму № 6).

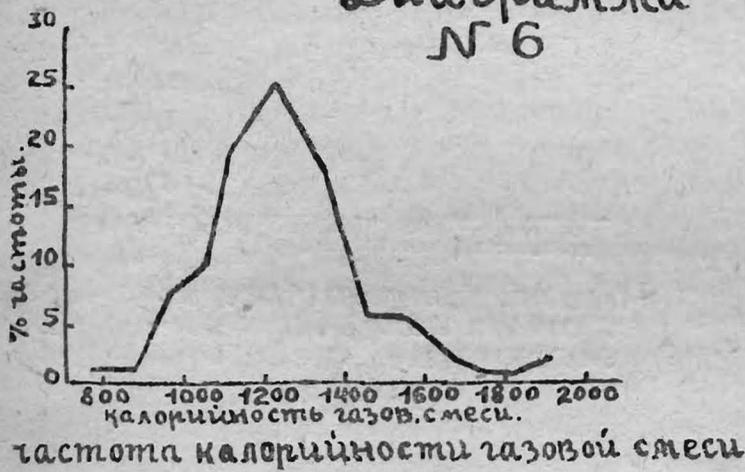
Таблица 4.

	Калорийность газовой смеси													Всего
	700—800	800—900	900—1000	1000—1100	1100—1200	1200—1300	1300—1400	1400—1500	1500—1600	1600—1700	1700—1800	1800—1900	1900—2000	
Средняя калорийность	750,7	874	963,7	1048,5	1113,3	1215	1342	1448	1547	1667	1732	1823	1920	
Количество случаев	2	2	11	15	28	36	26	8	7	3	2	1	3	144
% частоты	1,4	1,4	7,6	10,3	19,4	25	18	5,6	5,2	2	1,4	0,7	2	100

Таблица 5.

	Процентное содержание коксового газа в смеси						Всего
	3—5	5—7	7—9	9—11	11—13	13—выше	
Среднее 50%ное содержание .	3,8	6,1	7,8	9,6	11,8	14,4	
Количество случаев .	11	11	30	45	22	19	138
0/0 частоты.	8	8	21,7	32,6	15,9	13,8	100

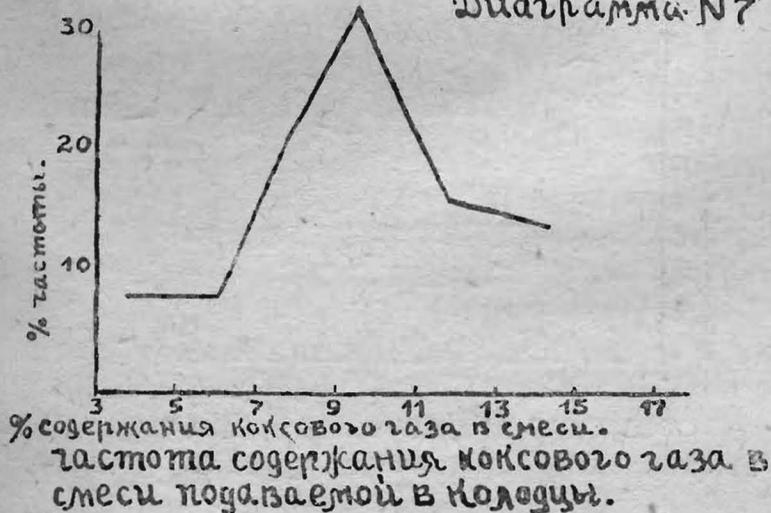
Диаграмма № 6



В процессе работы были получены разнообразные типы кривых нагрева, основные из которых приводятся нами в диаграмме № 8.

Кривая I, II и III характеризуются резким подъемом температуры слитков с последующей короткой и длительной выдержками металла после нагрева и без выдержки.

Диаграмма № 7



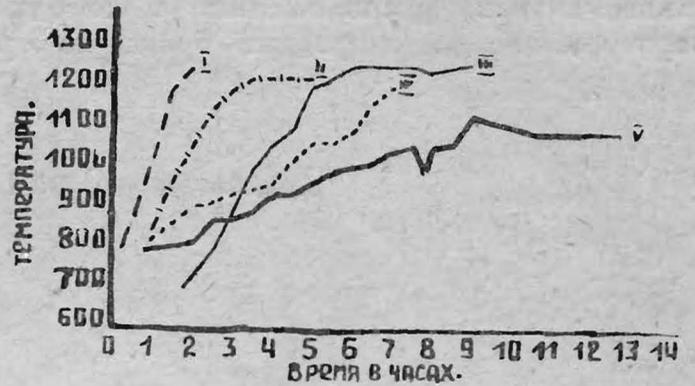
Кривая IV дает представление о весьма длительном и плавном нагреве. Наконец, кривая V представляет очень замедленный нагрев с последующей длительной выдержкой и низкой температурой нагрева.

Почти для всех кривых характерно, как это нами и отмечено выше, отсутствие остановки на кривой нагрева после посадки, несмотря на прекращение подачи газа в первый период нагрева.

Полученные результаты

Результаты проведенных нами исследований представлены в таблицах и диаграммах, приведенных ниже.

Диаграмма № 8

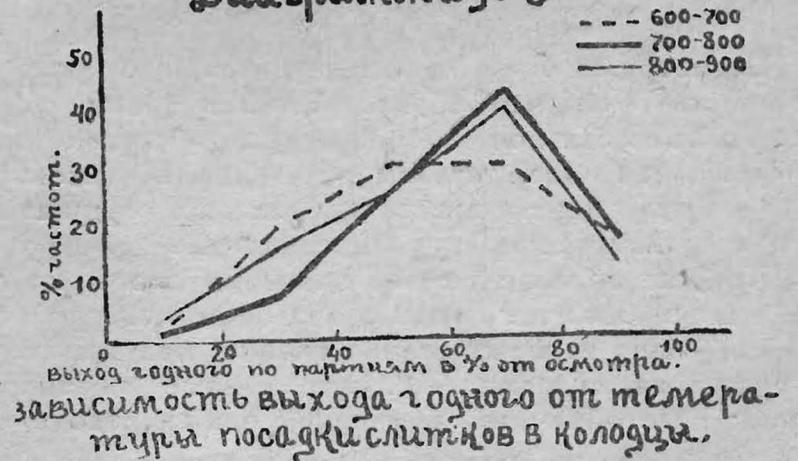


ТИПЫ КРИВЫХ НАГРЕВА ОСЕВЫХ СЛИТКОВ.

Температура посадки

В таблице 5 и диаграмме частот № 9 сопоставлен общий выход годного по партиям в процентах от количества осмотренных блюмсов и температурой посадки слитков в колодцы.

Диаграмма № 9



Выход годного по партиям при различной температуре посадки слитков в колодцы

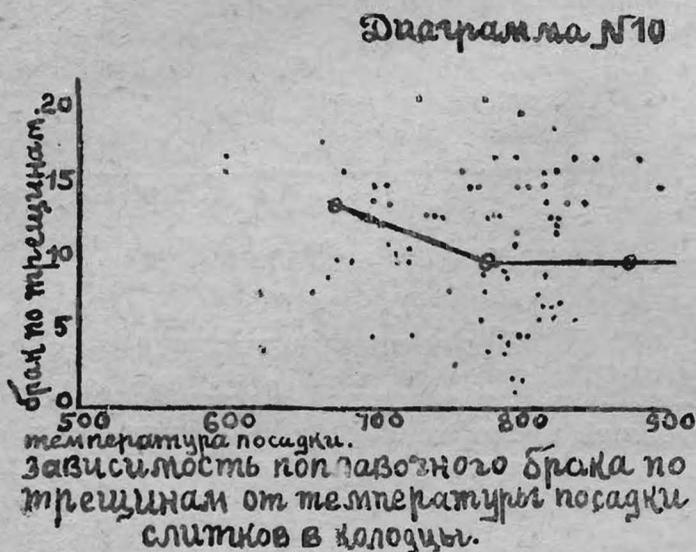
Таблица 6.

Выход годного в 0/0	Температура слитков при посадке						Общее количество партий
	до 700°		от 700 до 800°		Выше 800°		
	Количество партий.	0/0 частоты.	Количество партий.	0/0 частоты.	Количество партий.	0/0 частоты.	
0—20	1	2	4	2,3	9	3,8	14
20—40	10	20,4	16	9	36	15,6	62
40—60	15	30,7	49	27,7	63	27,2	127
60—80	15	30,7	79	44,5	95	41	189
80—100	8	16,2	29	16,5	28	12,4	65
Итого . .	49	100	177	100	231	100	457

Делая эти сопоставления, мы предполагали выявить значение термических напряжений в поверхностных зонах, обуславливающих возникновение продольных трещин на ребрах, чему особенно способствует охлаждение ниже критических точек.

Рассмотрение диаграммы указывает нам, что слитки с температурой посадки ниже 700° дали кривую частот более рассеянную и общий сниженный процент выхода годного.

В диаграмме № 10 в виде точек представлены отдельные плавки, расположенные в координатах температуры посадки и процент брака по трещинам.



Несмотря на понятную и значительную разбросанность точек, что обуславливается прежде всего состоянием слитков, поступающих из мартеновского цеха, мы обнаруживаем отчетливо выраженную тенденцию общего снижения брака по трещинам с увеличением температуры посадки.

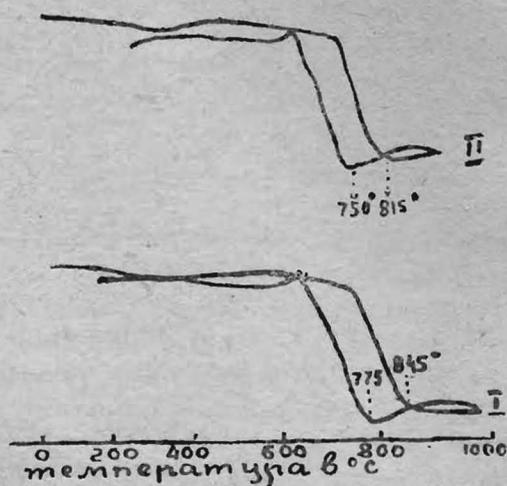
Средние арифметические значения этого брака, взятые в различных интервалах температуры посадки, дают ясное снижение трещин при температурах посадки выше 770° . Эти данные подтверждают роль объемных изменений при переходе через критические точки в отношении образования брака по трещинам.

Следует отметить здесь, что принятая на заводе номенклатура брака, по которой трещинами именуются и волосины, получающиеся за счет раскатанного пузыря и трещина от слитка, несколько затемняет картину, так как для возникновения волосин температура посадки не имеет существенного значения, тогда как трещиноватость на слитке, особенно ребровая, прежде всего обуславливается температурными напряжениями и объемными изменениями при переходе через критические точки во время охлаждения слитка.

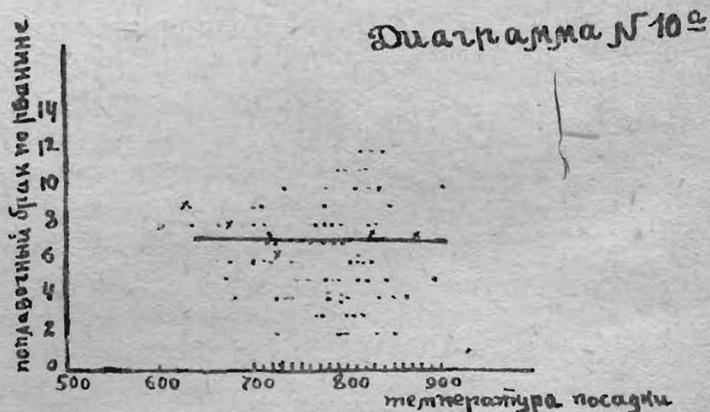
В подтверждение этого положения мы приводим кривые охлаждения и нагрева для осевой стали, полученные на механическом дифференциальном дилатометре Шовенара. Образцы для испытания взяты от одного и того-же блюмса по диагонали в различных участках по поперечному сечению. Кривая I относится к образцу № 1 с мелким залеганием,

тогда как кривая II относится к образцу № 4, взятому, приблизительно, на одной трети диагонали, где мы имеем за счет ликвации повышенное содержание примесей. Эти кривые указывают, что критические точки при охлаждении (A_{r3}) находятся при температурах $775 - 750^{\circ}$ (диагр. № 10-б).

Диаграмма № 10 б



В отличие от изложенного, сделанные нами сопоставления между поплавоным браком по рванине и температурой посадки, не дали никакой зависимости. Это указывает, что поперечная трещина на слитке, которая является одной из причин возникновения рванин, не зависит от термических напряжений в стынущем слитке (диагр. № 10-а).



Таким образом, вывод в этой части может быть сделан следующий: слитки необходимо подавать колодцы с наружной температурой выше 800° .

В следующих таблицах 7 и 8 и частотных диаграммах №№ 11 и 12 нами сделаны сопоставления между выходом годного по партиям, скоростью нагрева слитков с одной стороны и разностью температур между стенками ячейки и поверхностью сажаемых слитков, — с другой стороны.

Выход годного по партиям в зависимости от скорости нагрева слитков

Таблица 7.

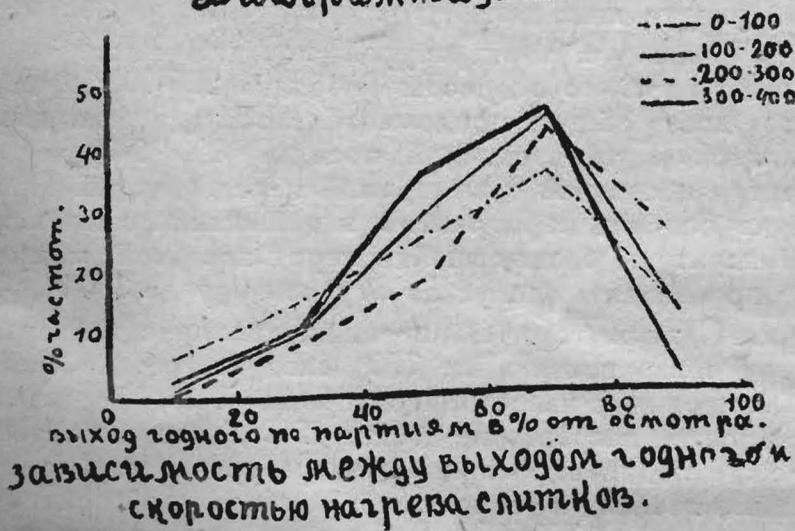
Выход годного в %	Скорость нагрева слитка в градус/час.								Общее количество партий.
	От 0 до 100		От 100 до 200		От 200 до 300		От 300 до 400		
	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	
0—20	8	6,9	3	1,5	1	1,2	1	2,9	13
20—40	20	16,1	22	11,4	7	8,7	4	11,8	53
40—60	33	26	58	30	16	19,3	12	35,4	119
60—80	47	37	89	45,5	36	44,5	16	47	188
80-100	19	14	22	14,6	21	26,3	1	2,9	63
Итого	127	100	194	100	81	100	34	100	436

Выход годного по партиям в зависимости от разности температур между температурой стенок при посадке и температурой слитка

Таблица 8.

Выход годного в %	Разность температур между стенками ячеек и слитков при посадке								Общее количество партий.
	От 0 до 100		От 100 до 200		От 200 до 300		От 300 до 400		
	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	
0—20	1	3,3	—	—	1	1,1	—	—	2
20—40	9	27,2	12	9,1	8	9,2	2	4,5	31
40—60	9	27,2	29	22,1	18	21,1	11	25	67
60—80	8	24,2	64	49	44	52	25	57	141
80-100	6	18,1	26	19,8	14	16,6	6	13,5	52
Итого.	33	100	131	100	85	100	44	100	293

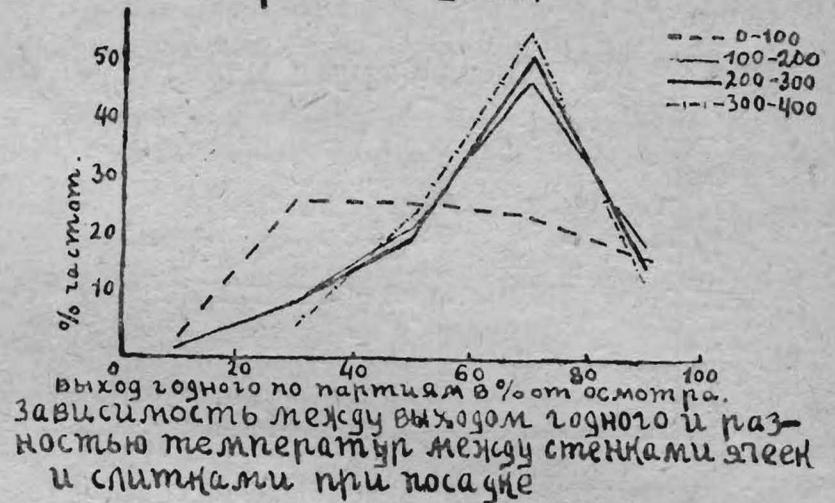
Диаграмма № 11



В обоих этих сопоставлениях мы стремились установить, как сказывается термический удар, выражающийся в резком подъеме температуры наружных слоев на качество слитка.

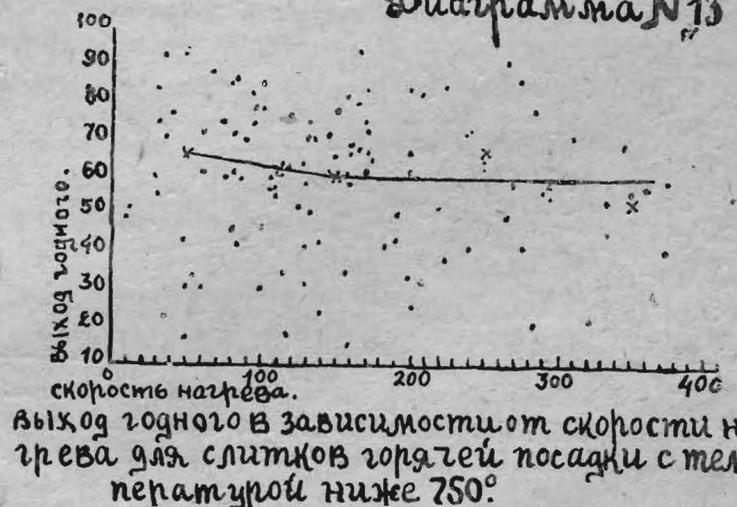
Зависимости, которые нами при этом получены, указывают в основном на то, что слитки горячей посадки мало чувствительны к резким термическим ударам и даже можно заметить обратную тенденцию некоторого снижения выхода годного в случае замедленных скоростей нагрева.

Диаграмма № 12.



Диаграммы показывают, что наиболее благоприятной скоростью нагрева следует считать 200-300° в час, так как при скорости нагрева выше 300° в час имеется снижение процента высокого выхода (80—100%). Так как можно ожидать, что влияние термического удара будет сказываться, главным образом, для слитков с температурой посадки ниже или вблизи критических температур, то мы сделали в диаграмме № 13 сопоставление выхода годного по партиям, в зависимости от скорости нагрева для слитков, которые сажаются с температурой ниже 750°. При относительном постоянстве средних значений выхода, наблюдается все же некоторое снижение при скорости выше 300° в час.

Диаграмма № 13

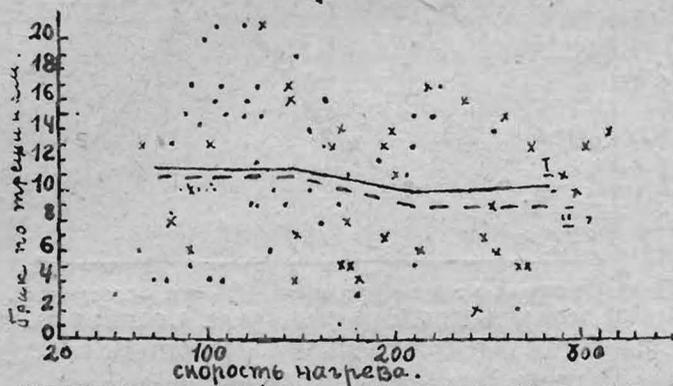


В диаграммах № 14 и № 15 собран поплавоочный брак по трещинам и рванинам, в зависимости от средней плавочной скорости нагрева слитков. Для обоих случаев мы получаем некоторое снижение брака при скорости нагрева выше 200°.

Из диаграммы № 14 мы видим, что скорость нагрева слитков в течении опытного периода посте-

ленно возрастала. Выше мы отмечали, что качество слитков, поступающих из мартеновского цеха в течении опытного периода так-же улучшалось. Поэтому сделанные выше выводы могут быть подвергнуты сомнению, так как уменьшение брака можно с большими основаниями связать не со скоростью нагрева, а с лучшим качеством слитка в декабре месяце. Поэтому на диаграммах №№ 14 и 15 мы нанесли две кривые, из которых I—I относятся ко всем наблюдаемым плавкам, а II—II только к декабрьским плавкам. В обеих диаграммах мы получили следующее:

Диаграмма №14

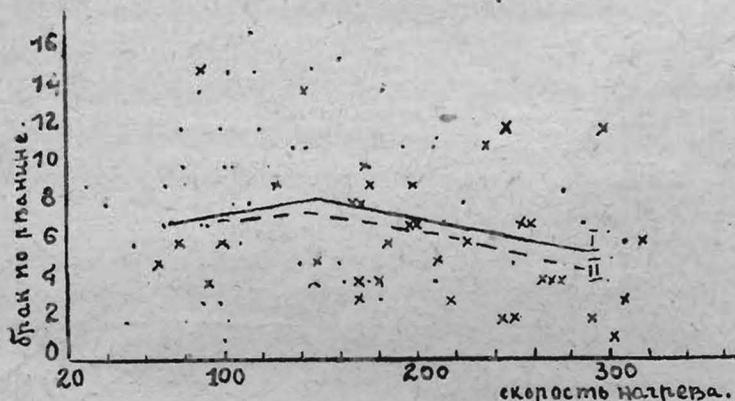


Зависимость между скоростью нагрева стали и поплавочным браком по трещинам.

1. Общее снижение брака по трещинам и рванинам для декабрьских плавков;

2. Параллельный характер обеих кривых. Таким образом, для декабрьских плавков, которые все грелись относительно ускоренно и имели более высокое качество слитка, мы получили зависимости того-же порядка, то-есть уменьшение брака по трещине и рванине с увеличением скорости нагрева выше 200° в час. Следует еще отметить, что декабрьские плавки, которые вообще характеризуются лучшим выходом, имели повышенную скорость нагрева.

Диаграмма №15



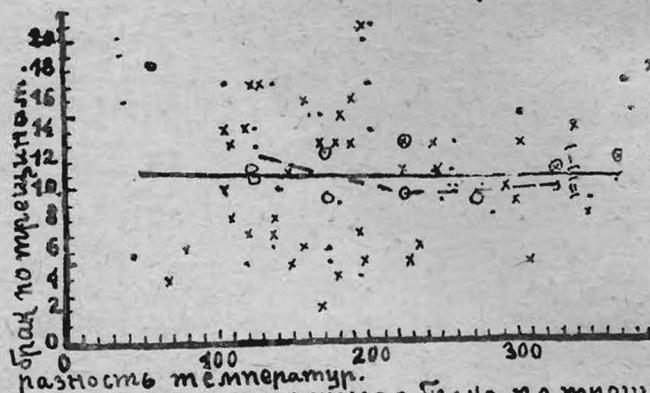
сопоставление поплавочного брака по рванине со скоростью нагрева слитков.

Причину этого явления, которое необычно для слитков холодной посадки и, тем более, легированных, следует подвергнуть углубленному, специальному исследованию с тем, чтобы получить картину термических напряжений для слитков горячей посадки.

Как будто можно думать на основании полученных результатов, что слитки горячей посадки в

условиях более быстрого нагрева скорее освобождаются от напряжений, вызываемых неравномерными температурами по поперечному сечению слитка, что и сказывается благоприятно. Помимо этого быстрый нагрев оставляет меньше времени для окисления подкорковых пороков слитка, что так-

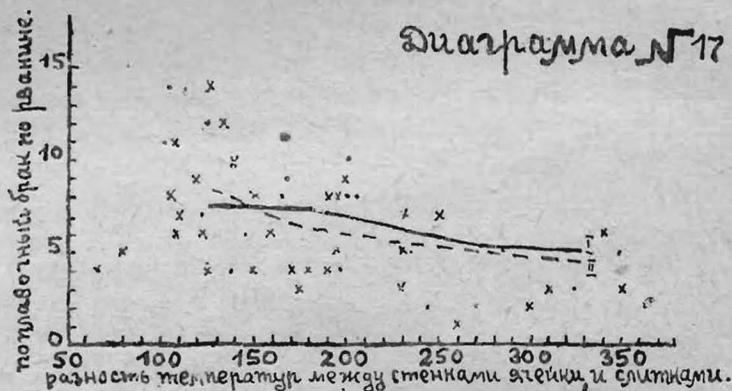
Диаграмма №16



сопоставление поплавочного брака по трещинам с разностью температур между стенками колодцев и слитками при посадке

же действует благотворно. Разница температур между стенками колодцев и слитками при посадке, является фактором того же порядка, что и скорость нагрева и потому влияние их должно сказаться в том же направлении. Как видно из диаграмм за №№ 16 и 17 это положение достаточно отчетливо подтверждается как по данным декабрьских плавков (кривые II-II), так и по данным всего периода работы (кривые I-I).

Диаграмма №17



Зависимость между рваниной и разностью температур между стенками колодцев и слитками

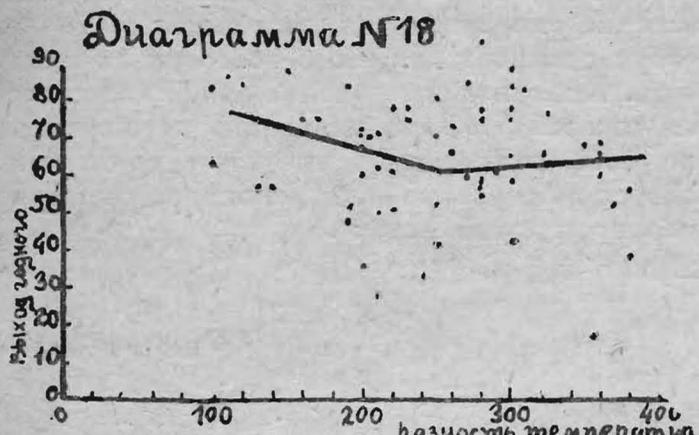
Из вышеприведенного материала можно сделать следующие выводы:

1. Слитки с температурой посадки выше 750° можно греть со скоростью порядка $200-300^{\circ}$ в час, что дает общую продолжительность нагрева для слитков с температурой посадки 800° 2-3 часа, считая последнее с выдержкой перед выдачей. При этом особых мероприятий в отношении снижения температуры стенок ячейки перед посадкой можно не производить, допуская эту разницу до 300° ;

2. Слитки горячей посадки, имеющие температуру поверхности ниже 750° , следует греть в первый период с известной осторожностью, допуская скорости нагрева не выше 200° , которую затем можно поднять. Разница температур между стенками ячейки и слитками с температурой при посадке ниже 750° не обнаруживает отчетливого

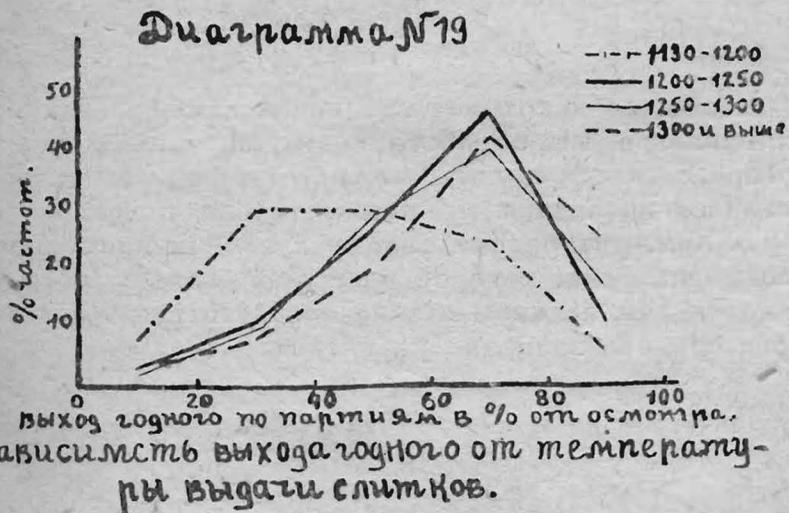
влияния на выход годного (см. диаграмму № 18), но все же и здесь так-же уместна некоторая осторожность.

Температура нагрева слитков в колодцах считается одним из решающих факторов, определяющих качество проката и его механические свойства.



Выход годного по партиям в зависимости от разности температур между стенками колодцев и слитками при посадке.

Высокие температуры прокатки экономически выгодны, так как снижают расход энергии, дают возможность применять более высокие обжатия и, следовательно, ускоряют процесс. Отрицательное влияние высоких температур прокатки сводится:



зависимость выхода годного от температуры выдачи слитков.

- а) к получению грубой структуры после прокатки, что снижает механические свойства металла;
- б) к появлению рванин за счет возможного пережога металла;

Выход годного по партиям в зависимости от температуры выдачи металла

Таблица 9

Выход годного в %	Температура выдачи слитка								Общее количество партий
	От 1130-1200		От 1200-1250		От 1250-1300		От 1300-выше		
	Количество партий	% частоты	Количество партий	% частоты	Количество партий	% частоты	Количество партий	% частоты	
0-20	3	8,3	4	2,4	4	2	1	2,8	12
20-40	11	30,5	19	11,2	21	10,6	3	8,6	54
40-60	11	30,5	46	27,2	58	29,3	7	20,6	122
60-80	9	25	81	48,0	81	41	15	43,0	186
80-100	2	5,7	19	11,2	34	17,2	9	25,9	64
Итого	36	100	169	100	198	100	35	100	438

в) увеличение угара металла и окисления поверхности подкорковых пузырей, что препятствует их возможной свариваемости.

С другой стороны, с повышением температуры прокатки можно ожидать некоторых улучшений, а именно:

- а) лучшая свариваемость усадочной раковины;
- б) возможно лучшая завариваемость подкорковых пузырей, поверхность которых не будет окислена.

В этих направлениях и произведена обработка полученного нами опытного материала.

В таблице 9 и диаграмме частот № 19 собраны нами данные о выходе годного по партиям в сопоставлении с температурой выдачи (табл. 9). Мы видим здесь, что выход годного систематически растет с увеличением температуры выдачи, вплоть до температуры равной 1300°.



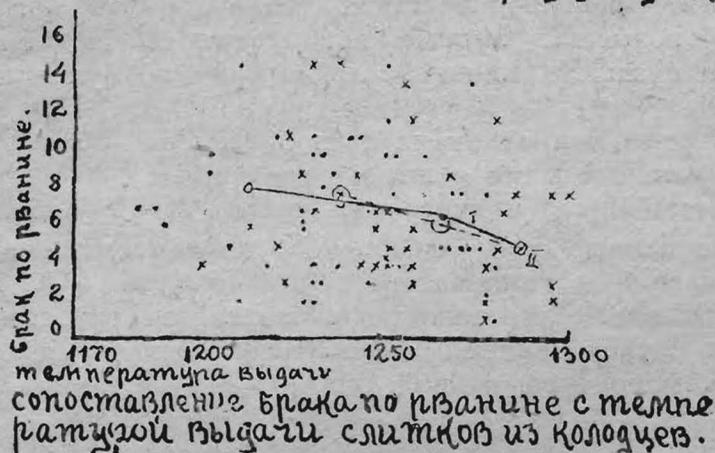
брак по трещинам в зависимости от температуры выдачи.

За время настоящей работы постепенно выяснялась полезная роль более высокой температуры выдачи и поэтому цех шел на постепенное увеличение ее. В то-же время, как это отмечено выше, в мартеновском цехе произошел перелом в сторону получения более доброкачественного слитка. Поэтому представляло интерес установить, как изменялась картина выхода по месяцам. Для этого в диаграммах за №№ 20, 21 и 22 мы сопоставили поплавоочный брак по трещине, рванине и усадке для всех обследованных плавков и отдельно за декабрь месяц.

Рассмотрим отдельно эти диаграммы.

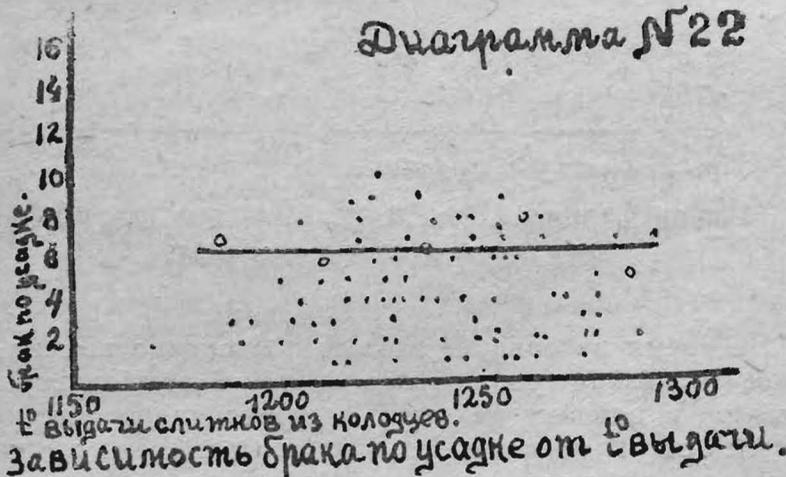
В диаграмме № 20 сопоставлен поплавочный брак по трещинам в зависимости от температуры нагрева слитков. Из диаграммы следует, что если общий брак по трещинам (кривая 1) за все время

Диаграмма № 21



исследования остался без изменений, то в декабре кривая 2) заметно увеличение этого брака по мере увеличения температуры выдачи. Между тем в отношении брака по рванине поплавочные сопоставления с теми же плавками дали обратную кар-

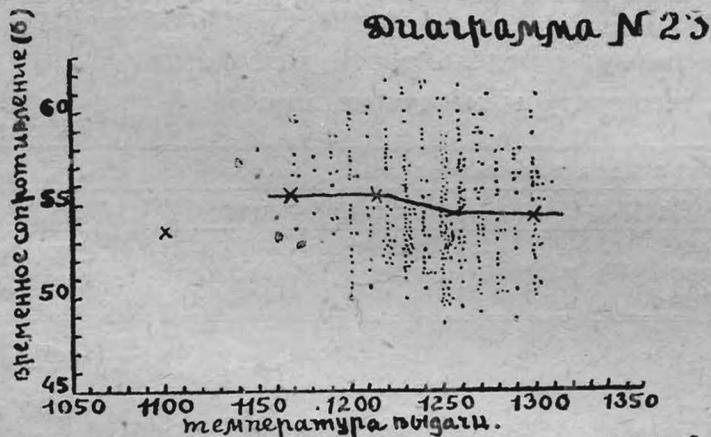
Диаграмма № 22



тину: уменьшение рванин с увеличением температуры выдачи (см. диаграмму № 21).

Что касается брака по усадке, то здесь отчетливой зависимости не было получено (см. диаграм-

Диаграмма № 23



зависимость временного сопротивления от температуры выдачи.

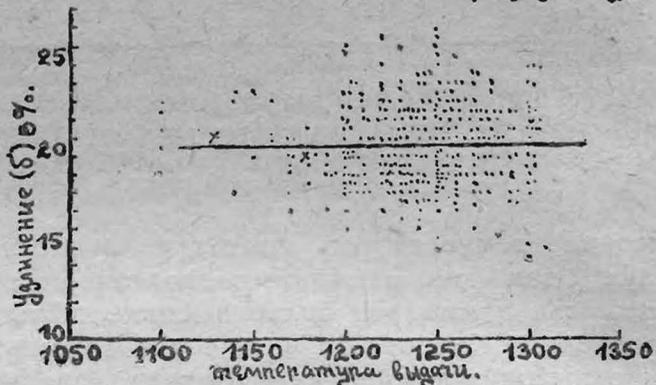
му № 22), хотя некоторое снижение ее к температуре 1300° все же наблюдается.

Рост зерна по мере повышения температуры нагрева металла представляет собой нежелательное

явление, так как при этом снижаются механические свойства металла. Поэтому мы считали необходимым сделать сопоставления по партиям между средней температурой нагрева и результатами механических испытаний.

Эти сопоставления даны нами в точечных диаграммах за №№ 23 и 24. Для этих диаграмм характерна значительная разбросанность точек, что обуславливается прежде всего различием химанализа. Подсчитанные средне-арифметические значения показывают, что удлинение держится равномерно для различных температур, тогда как временное сопротивление дает некоторое снижение для температуры выше 1250°.

Диаграмма № 24.

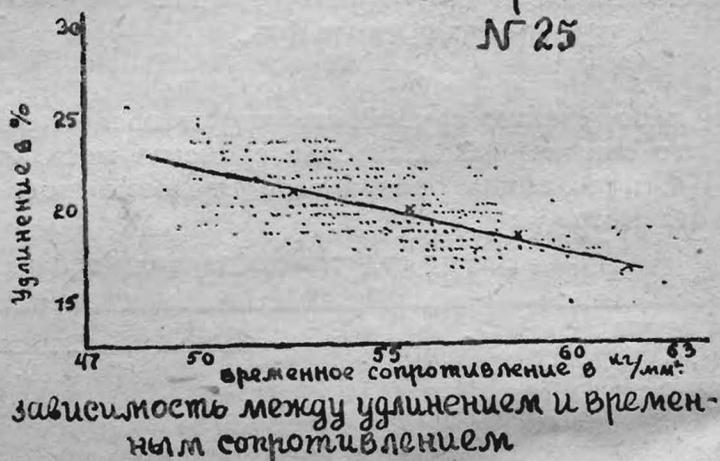


зависимость удлинения от температуры выдачи.

Чтобы до некоторой степени исключить влияние химанализа, мы обработали этот материал в другом разрезе, введя новое понятие — коэффициент качества. Под последним мы понимаем следующее.

1. Каждому определенному значению временного сопротивления, которое в первую голову определяется химанализом стали, соответствует некоторое среднее значение удлинения;

Диаграмма № 25



2. Между временным сопротивлением и средними значениями удлинения существует линейная зависимость, которая нами представлена в диаграмме № 25. Аналитически эта зависимость в пределах исследуемого материала выражается уравнением $\sigma = -0,496 \delta + 47,1$;

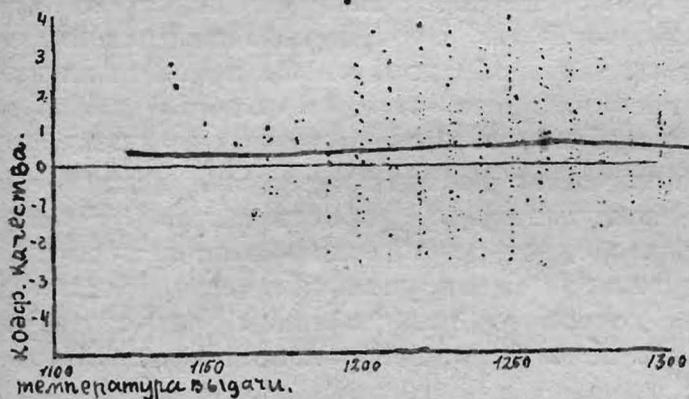
3. Мы можем считать, что если δ при данном значении σ лежит выше среднего уровня на $n\%$, то этот образец дал повышенную против средних значений пластичность и обратно;

4. Эту величину ($\pm n \%$) — превышение или снижение δ против среднего уровня при данном σ , мы и называем коэффициентом качества.

Зависимость между температурой выдачи и коэффициентом качества представлена нами в диаграмме № 26, из которой следует, что коэффициент качества не снижается с повышением температуры. Из этих данных можно установить следующее:

1. Нагрев до температуры 1300° , в имевшихся цеховых условиях работы, не вызывал случаев значительного пережога металла, так как увеличение рванины с увеличением температуры нагрева не наблюдается. Полученная обратная зависимость, видимо, обуславливается большей пластичностью металла с повышением температуры и лучшей завариваемостью поверхностных дефектов.

Диаграмма № 26.



Зависимость коэффициента качества от температуры выдачи.

2. Увеличение количества трещин следует истолковать, видимо, большей окисленностью подкорковых пузырей с увеличением температуры нагрева.

3. Высокие температуры нагрева незначительно сказываются на завариваемости усадочной раковины, что обуславливается, видимо, повышенной окисленностью ее стенок при высоких температурах.

4. Механические свойства с повышением температуры нагрева не дали резких отклонений в худшую сторону.

Диаграмма № 27



зависимость выхода годного от продолжительности пребывания слитков в колодузах.

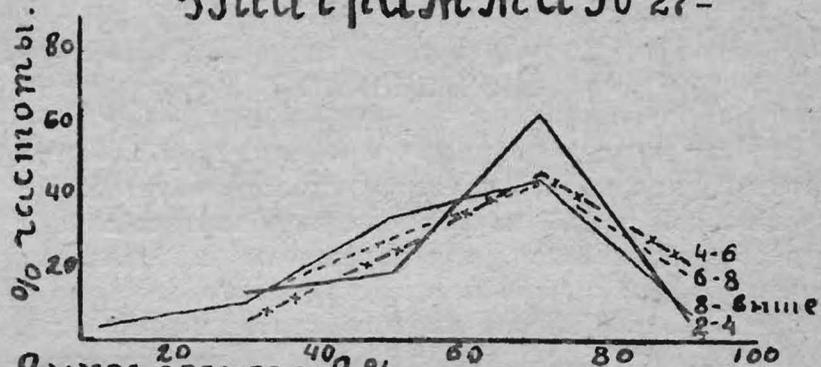
На основании всего изложенного мы должны прийти к заключению, что оптимальная температура нагрева слитков осевой стали является 1250° . Регламентировать 1300° мы считаем невозможным, так как это таит в себе опасность пережога и снижения механических свойств.

Последний вопрос, который мы считали необходимым рассмотреть, это влияние общей продолжительности нагрева на выход годного и качество продукции.

Примечание: Следовало бы в большей степени эти сопоставления сделать для времени выдержки после нагрева перед выдачей, но эта последняя величина обычно получается недостаточно отчетливой, так как к концу процесса нагрева скорость его значительно падает и установить точную границу начала выдержки становится затруднительным.

Полученные нами данные представлены в таблице 10-11 и диаграмме № 27 — 27-а

Диаграмма № 27-а



зависимость выхода годного от продолжительности нагрева при посадке слитков с t° от 700° до 800°

Сопоставление общей продолжительности нагрева с выходом годного по партиям

Таблица 10.

Выход годного в %	Общая продолжительность нагрева в часах								Общее количество партий.
	От 2 до 4		От 4 до 6		От 6 до 8		От 8 и выше		
	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	Количество партий.	% частоты.	
0—20	2	3,6	3	2,6	5	3,9	2	1,6	12
20—40	4	7,3	17	14,6	13	10,2	26	17,3	60
40—60	11	20	27	23,3	44	34,6	45	30,3	127
60—80	32	58,2	49	42,2	50	39,5	56	38	187
80-100	6	10,9	20	17,3	15	11,8	19	12,8	60
Итого.	55	100	116	100	127	100	148	100	446

Таблица 11.

Слитки с t° посадки от 700° до 800°

Общий % выхода годного.	Общая продолжительность нагрева								Количество случаев общес.
	0—4		4—6		6—8		8—выше		
	Количество случаев.	%	Количество случаев.	%	Количество случаев.	%	Количество случаев.	%	
0—20	—	—	1	2,4	—	—	2	3,4	3
20—40	2	12,5	2	4,9	6	11,1	6	10,2	16
40—60	3	18,5	10	24,4	15	27,8	20	33,9	48
60—80	10	62,5	19	46,3	23	42,6	26	44,1	78
80-100	1	6,5	9	22,0	10	18,5	5	8,4	25
Итого.	16	100%	41	100%	54	100%	59	100%	170

Из приведенных данных видно, что длительный нагрев для слитков горячей посадки является нежелательным; наилучшие выходы получаются при нагреве 2—4 и затем 4—6 часов. Дальнейшее увеличение снижает выход.

В диаграмме № 3 нами приводится изменение общей продолжительности нагрева по месяцам, которая меняется обратно скорости нагрева (сравни диаграмму № 4).

Таким образом, те рассуждения и выводы, которые мы привели в отношении скорости нагрева, приложимы и к этому случаю.

Сопоставление брака по плене и трещине с продолжительностью нагрева отчетливой зависимости не обнаружило.

Заключение

1. Исходным фактором, определяющим качество готового продукта, является качество слитка. Неправильный режим нагрева может испортить слиток, что обуславливается или пережогом металла, или значительным окислением подкоркового дефектного слоя. Хороший нагрев плохого слитка может, однако, несколько улучшить положение за счет относительно меньшего окисления дефектного подкоркового слоя, увеличения пластичности металла и лучшей способности его к сварке по месту различных дефектов.

Примечание: Рассчитывать на удаление дефектного слоя слитка, как-то: плены, подкорковых пузырей и проч. за счет сторания их при нагреве в колодцах нельзя.

2. Слиток горячей посадки среднеуглеродистой стали мало чуток к быстрому увеличению температуры и вполне допускает нагрев со скоростью 300° в час, чем он существенно отличается от нагрева слитков холодной посадки.

3. К числу необходимых мероприятий, обеспечивающих хороший нагрев слитков, относятся:

а) нейтральная атмосфера в колодцах и равномерное пламя без резких местных пирометрических эффектов, при хорошем перемешивании газа с воздухом, так как это дает равномерный прогрев в различных зонах ячейки и меньше окисляет поверхностный слой слитка;

б) относительно быстрый нагрев и непродолжительное пребывание слитка в колодцах, так как при этом лучше сохраняется подкорковый слой;

в) достаточно высокая температура нагрева, обеспечивающая хорошую свариваемость подкорковых пузырей и других дефектов;

г) посадка слитков в колодцы выше критических точек, то-есть с температурой равной 800° и выше.

В соответствии со всем вышеизложенным считаем возможным сделать следующие выводы.

I. Подачу осевых слитков к колодцам и посадку их вести с таким расчетом, чтобы температура поверхности не спускалась ниже 800-770°.

II. В этих условиях посадку можно вести в горячие ячейки, допуская разность температур между стенками ячейки и температурой слитка до 300°.

1)* Примечание: Дальнейшими исследованиями в ноябре и декабре м-цах 1935 г. установлена возможность снизить время нагрева для слитков горячей посадки с температурой 800° и выше до 2-х часов.

III. Нагрев слитков вести со скоростью 200-300° в час.

IV. Нормальной температурой нагрева слитков считать 1250°.

V. Общая продолжительность пребывания слитков в колодцах должна быть в пределах 3-5 час. 1)*

VI. Во время ведения процесса нагрева и дальнейшего пребывания слитков в колодцах в ожидании выдачи поддерживать нейтральное пламя, не допуская острого, сильно светящегося пламени.

VII. Не допускать засоса воздуха под крышки, для чего работать так, чтобы было легкое выбивание пламени из под крышек. Обращать внимание на плотность перекрытия шлаковых леток.

VIII. При удовлетворительном состоянии всей системы управления вышеуказанный режим работы может быть получен при следующих условиях:

а) разряжение перед главным шибером должно быть около 13 мм. Это разряжение должно регулироваться таким образом, чтобы при данном количестве поступающего газа и воздуха имело место легкое выбивание пламени из под крышек;

б) количество поступающего газа должно обеспечить вышеуказанную скорость нагрева. Количество воздуха следует регулировать в зависимости от состава газовой смеси, увеличивая при большом количестве коксового газа с таким расчетом, чтобы пламя в печи было нейтральным и заполняло всю печь;

а) ориентировочно в качестве средних норм можно принять:

1) давление газа и воздуха перед регулировочными клапанами держать, примерно, одинаковым или с небольшим превышением для газа в зависимости от количества коксового газа в смеси;

2) открытие регулировочных клапанов в среднем иметь на 9-10 витков.

IX. При посадке слитков в колодцы дать небольшое количество газа при остановленном вентиляторе. После нагрева газ держать на уровне, обеспечивающем постоянство температуры слитков.

X. Контроль за температурой посадки слитков и режимом нагрева и температурой выданных пирометрист ОТК, предупреждая старшего сварщика и если потребуется сменного начальника о случаях ненормального ведения процесса. Контролер ОТК обращает внимание на температуру слитков при посадке, всемерно форсируя последнюю, если температура слитков падает ниже регламентированной нормы.

Примечание: Замеры температуры слитка производятся через смотровое окно оптическим пирометром при прикрытом газе, через каждый час.

XI. В случае, если температура слитка перед посадкой опустилась ниже 750° до 650° (как крайний предел), скорость нагрева понижается до 125-200° в час, а разность между температурой стенок и слитком снижается до 200-250°. Начиная с 800°, слитки можно греть, как указано выше.

В связи с тем, что нормальная работа колодцев во многом зависит от хорошего состояния их и правильного проведения ремонтов, мы даем ниже инструкцию по приемке колодцев после ремонта.

В проведении работы принимали участие техники-исследователи Карцев и Бочаров.

Инструкция по приему нагревательных колодцев после ремонта

I. Во время ремонта колодцев крышки должны быть полностью отремонтированы, сводики составлены из притертого кирпича. Обратит внимание на отсутствие выпучивания кладки сводика во внутрь в особенности в замковой части. Расстояние между арматурой крышек и поверхностью стенок ячеек должно быть самым минимальным, позволяющим свободному проходу крышки ~ 15 мм.

II. При ремонте рабочего пространства восстанавливать верхние ряды его путем разборки выгоревшей и разрушенной кладки и возведение новой в соответствии с требованиями огнеупорной кладки (шов 3 мм.).

III. Подина рабочего пространства должна быть выложена на уровне кромки стакана шлаковой летки.

IV. Между магнезитовыми кирпичами в верхних 3-х рядах перевала должны быть оставлены вертикальные зазоры 5-7 мм., заполненные магнезитовым порошком.

V. Проверить динасовые своды над насадками, не допуская в работу свода с выпавшими и нависшими кирпичами.

VI. Проверить треппельную набойку над сводами регенераторов, не допуская выпучивания ее.

VII. Проверить проходимость вертикальных каналов газовых и воздушных насадок, путем просвечивания снизу или путем забрасывания горячей бумаги, смоченной в керосине или пакли.

VIII. Не допускается повреждений в кирпичах арочек под регенераторными насадками в виде грубых трещин и выкрашиваний.

IX. Просмотреть все газовые и воздушные каналы и сборные борозки, проверив чертежные размеры каналов у регенеративных насадок, в случае, если они были залиты шлаком. Нарушенная кладка должна быть разобрана и выложена заново. Не допускаются механические выпрямления выпученных после хлопков стенок сборных борозков.

X. При всех ремонтах или кладках заново не допускается замазывание швов, так как при этом теряется возможность оценивать качество кладки. Необходимо следить за тем, чтобы толщина швов не превышала 3-5 мм. Заделка в виде разбутки кирпичной мелочью не допускается.

XI. Проверить плотность прилегания к кирпичной кладке арматуры клапанов и рам блау-ноксов при помощи металлического щупа, не допуская зазоров между кирпичной кладкой и арматурой. Проверить тщательность цементной подливки у клапанов и рам блау-ноксов.

XII. Обратит особое внимание на точную центровку газовых и воздушных впускных клапанов, проверяя точность установки и прилегания с помощью металлического щупа и ход клапанов путем последовательных перекидок. Проверить гнезда регулировочных клапанов, не допуская в работу разрушенных гнезд.

XIII. Проверить кладку стен регенераторов. Исправить грубые дефекты в виде сквозных трещин.

XIV. Проверить главный дымовой шибер на отсутствие заедания при подъеме и опускании, а также установить его сохранность и возможность к дальнейшей работе.

XV. Газовые задвижки очищать и проверять во время плановых ремонтов цеха и во время остановок в подаче газа.

XVI. Приемку фиксировать актом. Приемку ведет Энергбюро и старший сварщик.

Инж. Т. М. ГОЛУБЕВ
Сибирский институт металлов

Изучение влияния деформации металла на возникновение поверхностных дефектов при прокатке заготовки

Каждому заводу приходится иметь дело с крайне неприятным обстоятельством—значительным количеством брака по чисто внешним дефектам, резко снижающим выход годного продукта. Внешние дефекты иногда настолько распространены в некоторых видах прокатываемого сортамента, что являются настоящим бичем производства, вследствие чего заводы вынуждены содержать специальный штат людей, задача которых заключается в вырубке и устранении наружных дефектов и в выявлении глубины их простирания. Такой способ, правда, увеличивает количество годной продукции, но опять таки является мероприятием, повышающим себестои-

мость и выпуск в оборот неполноценного качества продукта.

Поверхностные дефекты особенно остро сказываются при производстве качественной и высококачественной стали.

В нашу задачу не входит рассмотрение дефектов материала последней категории, а поэтому мы ограничимся лишь сортаментом проката Кузнецкого металлургического завода.

По отчетным данным отбраковка материала по внешним дефектам за II-й квартал 1934 года составляла следующую картину по отдельным сортам заготовок:

№№ п/п	Сорт заготовки.	II-й сорт.	Отбраковано по наружному виду.	Отбраковано по вырубке	Дефекты брака						Дефект II-го сорта					б. № плавка и крив.
					Плена	Рванина	Усадочная раковина	Трещина	Перегрев	Растреска	Плена	Рванина	Усадочная раковина	Трещина	Перегрев	
1	Трубная заготовка .	65,1	24,7	—	2,1	14,1	5,3	0,3	2,9	—	9,7	32,4	17,1	2,2	3,7	
2	Мягкая 150×150×2 м.	33,5	14,5	—	0,4	3,4	8,3	1,3	1,1	—	2,3	6,7	15,5	7,8	1,2	
3	„ 150×170×3 м.	32,2	17,7	—	0,9	4,3	8,7	2,2	1,6	—	2,0	7,6	15,2	6,5	0,9	
4	Слябы	5,3	14,9	5,9	0,2	7,2	6,3	0,8	—	0,4	—	—	—	—	—	
5	Осевая сталь	—	14,9	35,4	2,0	2,1	4,5	3,8	—	1,7	—	—	—	—	—	

Таким образом, наибольшее количество поверхностных дефектов приходится на осевую сталь, несмотря на то, что подбор шихты, выбор и смазка изложниц, а также и разливка на мартеновском цехе производится с большей тщательностью, чем при производстве других сортов стали. В соответствии с этим и в прокатном цехе прокатке осевой заготовки уделяется повышенное внимание, как со стороны цехового руководства, так и обслуживающего персонала.

Безуспешное применение ряда рационализаторских мероприятий по производству осевой стали породило среди некоторых специалистов убеждение, что осевая сталь по своему химическому составу является средней между мягкой и рельсовой сталью и, следовательно, требует какого то особого режима разливки и прокатки.

Для проверки такого мнения нами было произведено тщательное наблюдение при прокатке различных сортов заготовок, исключая осевую: рельсовой, тракторной, кузнечной, трубной и торговыми сортами. При этом оказалось, что встречающиеся дефекты по осевой стали в равной степени имеют место и в остальных сортах заготовок, за исключением разве торговой, где они в среднем несколько даже выше, чем в осевой заготовке.

Благодаря указанному обстоятельству можно думать, что повышенный процент брака осевой заготовки по наружным дефектам в сравнении с остальными сортами проката нужно отнести за счет более серьезного и более внимательного контроля при приеме—сдаче осевого материала, что в свою очередь диктуется специфичностью работы этого материала в условиях его эксплуатации.

1. Классификация поверхностных дефектов

Из непосредственного наблюдения процесса термического режима и прокатки и дальнейшего осмотра на складе прокатанного продукта нам удалось установить следующие основные поверхностные дефекты на заготовках, присущие всем без исключения сортам кузнечной стали: а) закат, б) плена, в) волосовина, г) трещина и д) рванина.

Ввиду того, что в определениях каждого отдельного вида дефекта не существует единой принятой, твердо установившейся терминологии, и что на ряде заводов существуют специфические определения, необходимо указать, что под отдельными видами перечисленных дефектов мы понимаем следующее.

1. — Закатом мы называем такой вид дефекта, когда на поперечном сечении заготовки имеется складка металла, ясно видимая невооруженным глазом и выходящая на поверхность.

2. — Под пленой разумеется поверхностный дефект, представляющий собою характерный вид металлической чешуи, самой разнообразной формы и приваренной местами к металлу. Толщина плен бывает от доли мм до 10 мм, причем плена приваривается в большинстве случаев своей утолщенной частью, а остальные ее части либо отстают от металла или находятся в полуприваренном виде.

3. — Волосовина представляет собою узкую, в виде нити, трещину, простирающуюся по длине от нескольких миллиметров до 0,20 метра, иногда с некоторыми перерывами, всегда в продольном направлении.

4. — Трещины встречаются в наклонном, перпендикулярном и, как правило, продольном направлениях прокатки, располагаясь в средней части грани заготовки. При продольном направлении трещина напоминает волосовину с той лишь разницей, что она шире и простирается глубже, чем волосовина. Поперечные трещины, если они имеют расплывчатый ракообразный, но не занозистый вид, с широко разветвленными гранями, в практике обычно называют „скворешниками“.

5. — Рванины—те же поперечные трещины, расположенные, как правило, на углах заготовки в сравнительно близком друг от друга расстоянии, всегда с характерным занозистым видом.

Не трудно видеть, что последние три вида дефектов обнаруживаются в процессе разрушения поверхностного слоя заготовки.

Кроме того, часто встречаются по всей поверхности заготовки трещины елкообразной формы (с большим зевом), которые распространяются на большую глубину. Такой порок нельзя даже назвать дефектом, так как заготовка не может быть использована в дальнейшем переделе и идет в полный брак.

Встречающиеся другие виды брака—по расслоению, усадочной раковине, кривизне и недокату, оставляем без рассмотрения, ввиду очевидности причин их возникновения.

В практике нашей и зарубежной литературы нет еще единой точки зрения на установление причин образования поверхностных пороков. Сложность этого вопроса чрезвычайно обостряется существованием в процессе производства различных факторов, накладывающихся в последовательности операций друг на друга и совершенно затушевывающих

всю картину. Отсюда и возникает та неуверенность при определении причин образования того или иного вида дефекта, которая царит и в производстве и отражается весьма скудно в литературе.

Г. КРАМЕР (Cramer) в своем докладе комиссии по прокатке*), посвященном специальному разбору поверхностных дефектов, не приходит к определенному выводу о причине трещин, вызываемых или прокаткой или газовыми пузырями. Он указывает, что принятые в практике способы определения причин появления трещин с помощью травления по методу ОБЕРГОФЕРА, по наличию длинных шлаковых включений и окалины, а также и отклонения трещин от радиального направления, могут быть приложимы не только к накату.

Необходимо указать, что КРАМЕР занимался изучением дефектов легированных сталей, а потому он уделяет достаточно внимания дефектам, образовавшимся в результате царапин прокатываемого металла о скамейки и линейки, среза и истирания буртами валков и т. д., т.-е. таким дефектам, которые получают чисто механическим воздействием на полосу при прокатке.

Заслуживает внимания его замечание относительно возникновения „обжимочных складчатых трещин“, в результате обжима в черновых пропусках и неровностей боковых граней со свободным уширением благодаря недостаткам калибровки. Последнее обстоятельство может сыграть немаловажную роль в деле образования многочисленных складок (закатов) в виде сравнительно коротких линий, распространяющихся по длине полосы.

ШПЕЦЛЕР в своем исследовании о браке рельсов по наружным дефектам**) приходит к выводу, что первопричину в образовании трещин и рванин надо искать в газовых пузырях, отмечая, однако, что: „о настоящей более глубокой причине рванины на блюминге ничего определенного неизвестно“.

II. Деформация металла и возникновение трещин при продольной прокатке

Известно, что полоса, будучи прокатываемая в цилиндрических валках, деформируется в трех направлениях: она уменьшается по высоте, что достигается обжатием и, как следствие этого, увеличивается в длину и ширину, создавая удлинение и уширение.

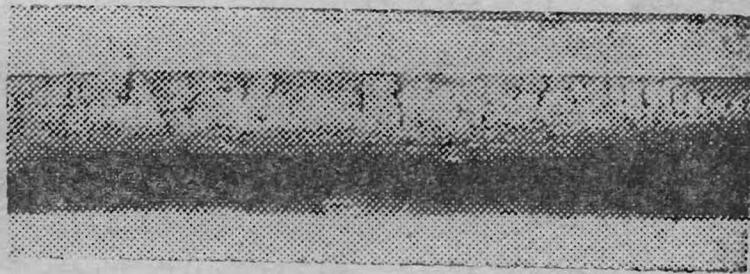
Последние два явления находятся в определенной зависимости от многих факторов прокатки и, являясь чрезвычайно сложным процессом, до последнего времени, к сожалению, еще не получили полного объяснения. Тем не менее, в литературе и в практике известно, что характер явления самого уширения далеко неодинаков при прокатке полос различного сечения с различными обжатиями.

При небольшом обжатии слитка с большой высотой деформация не успевает за сравнительно короткий промежуток времени распространиться на всю толщину слитка и производит уширение металла только в близких к поверхности границах, образуя, так называемое, **местное уширение**.

В то время, как при установившемся процессе прокатки верхние слои слитка, соприкасающиеся с

валками, благодаря наличию трения уже вытягиваются, внутренняя часть слитка или еще не подвергается деформации или деформируется в весьма незначительной степени. Естественно, что благодаря сцеплению частиц металла поверхностные слои, вытягиваясь, увлекают за собой и свои близлежащие, свободные от непосредственного воздействия внешней силы тяги валков. Наличие вследствие этой разности скоростей по продольному движению периферических и внутренних слоев и создает напряжения в зонах **местного уширения**, где у частиц имеется стремление перемещаться как вдоль оси валков, так и в перпендикулярном к этому направлению, т.-е. вдоль оси прокатки. Таким образом суммарное движение частиц материала происходит, вероятно, по какой-то кривой сложного порядка, которая до сих пор ни кем еще не построена, хотя бы даже в порядке рабочей гипотезы.

По достижении момента, когда напряжение превысит силу сцепления частиц металла, в местах опасного сечения неизбежно возникнет разрыв и образуется трещина, которая при последующих аналогичных пропусках будет все время увеличиваться. В результате мы будем иметь на боковых гранях слитка большое количество трещин, расположенных преимущественно вблизи углов в поперечном направлении, как это видно на фиг. 1.

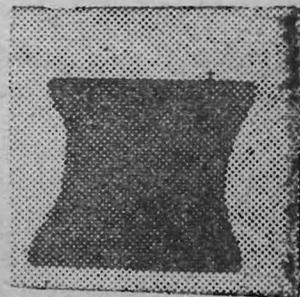


Фиг. 1—I

Несомненно, на скорость возникновения и разновидность трещин очень влияет природа материала, его структура и характер термического режима в нагревательных колодцах.

Процесс деформации при большей величине обжатия, распространяясь от поверхностных слоев к внутренним, встретится с противоположным действием деформации от нижнего валка где-то в середине сечения слитка*). При этом направление усилий идет по конусам скольжения, как это было показано РИДЕЛЕМ (Riedel), вызывая внутри металла большие напряжения, благодаря которым частую и происходят разрушения материала в местах наименьшего сопротивления, т.-е. по конусам скольжения**).

Это разрушение обуславливается природой прокатываемого материала, величиной обжатия за пропуск, наличием разности скоростей у периферических и внутренних зон и, вероятно, существованием,



Фиг. 1—II

*) Г. КРАМЕР „Поверхностные дефекты на прокатываемом материале“ St. u. Eis 1933 г. № 38.

**) ШПЕЦЛЕР. „Исследование о браке рельсов по наружным дефектам“ St. u. Eis. 1933 г. № 22

*) Диаметры валков принимаются одинаковыми.

**) РИДЕЛЬ. Отдельн. оттиск. Die Lösung des Walzproblems und die Rutschflächentheorie.

так называемого, жесткого конца по терминологии инж. ПАВЛОВА (Ж. Р. М. О. 1927 г., № 1).

Существование только двух условий: разности скоростей периферических и внутренних слоев и жесткого конца, повидимому, еще не является решающим фактором образования трещин внутри полосы, ибо для этого необходима также соответствующая структура материала и увеличенное обжатие, позволяющее создать большой объем очага деформации. К такому заключению приводит нас, например, опыт с прокаткой пластических образцов, который при сохранении прочих равных условий, показал увеличение уширения только на краях полосы. Последние же, как было указано выше, при продолжении процесса прокатки, могут дать трещины только на углах слитка, а не на их середине.

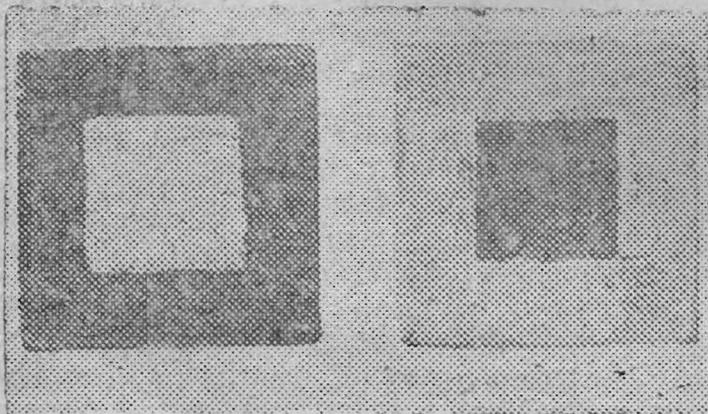
Благодаря совокупности приведенных факторов разрывы должны зарождаться в средних слоях, „так как именно здесь проявляются наибольшие напряжения, и так как сопротивление металла на разрыв будет всего ниже в наиболее горячих частях полосы, т.-е. как раз на ее оси*).

Чем грубее прокатываемый материал или чем больше обжатие, тем сильнее скалываются на материале действующие усилия механизмов и тем больше будет возможностей к скалыванию-разрушению. На фиг. 2 представлен образец из хрупкого материала - парафина, подвергнутого весьма незначительному сжатию на прессе.



Фиг. 2

Для грубой аналогии с материалом, подвергнутым ненормальному режиму нагрева в колодцах, были произведены опыты прокатки с образцами, состав-



Фиг. 3

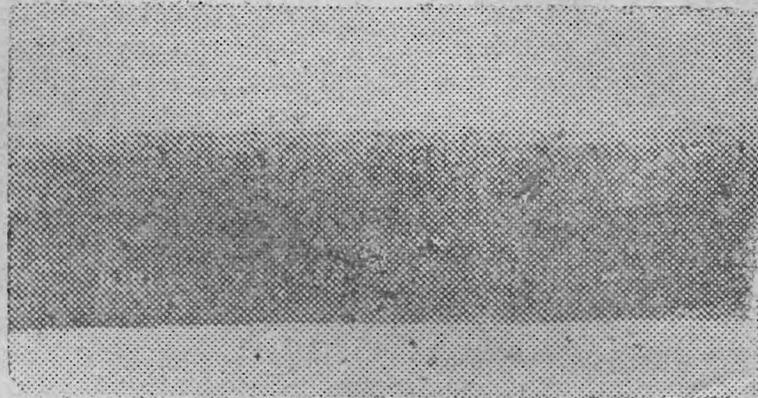
ленными из двух различных по плотности видов пластилина: пластичный материал был расположен по середине, а малопластичный**)) по краям и наоборот, как это видно из фиг. 3. При прокатке пер-

*) Инж. ПАВЛОВ. „Прокатка, волочение и выдавливание металлов в связи с теорией образования трещин“. Ж. Р. М. О. 1927 г., стр. 303.

***) Термины условные для характеристики свойств материала.

вый образец разрушился, не успев пройти и 8-ми пропусков, так что дальнейшая прокатка его стала невозможной, тогда как второй образец был прокатан в 23 пропуска на 20 мм. Поверхность его оказалась совершенно без трещин, но зато внутренняя часть была вся разрушена и исковеркана.

Образцы из материала средней пластичности, будучи прокатаны с сохранением тех же условий, разрушаются только лишь по середине грани, образуя поперечные трещины, которые при наличии благоприятных условий могут, увеличившись, совершенно развалить заготовку на части, что мы и наблюдали при прокатке на кузнечном блюминге, или при дальнейшем развитии трещин в продольном направлении дадут так называемые „скворешники“.



Фиг. 4

На фиг. 4 представлен снимок с образца, покрытого трещинами в виде елок. Так как прокатка происходила в одинаковых условиях с предыдущим образцом, то такое большое и разнообразное распространение трещин объясняется лишь природой материала.

Глубина распространения возникающих от механического воздействия усилий, производящих процесс разрушения, зависит от диаметра валков, скорости прокатки, величины трения между металлом и поверхностью валков и от величины обжатия за пропуск, т.-е. от величины объема очага деформации.

Знание законов распространения последней на глубину прокатываемого материала, уширения (в особенности при прокатке слитка большего сечения и с большим $\frac{h}{b}$) и их зависимости от сложнейших факторов прокатки позволило бы выбирать соответствующие обжатия и устанавливать надлежащую конфигурацию калибров (о чем будет указано позднее).

Ввиду того, что сопротивление деформации в поступающем в прокатку слитке слабее, нежели в слитке, уже прошедшем несколько пропусков, возникновение трещин в результате действия местного уширения главным образом встречается при первых пропусках на бочке блюминга. Естественно, что такие трещины окисляются, не всегда заварятся и сохраняются при дальнейшей прокатке.

Поэтому весьма нерационально продолжительное катать слиток на бочке блюминга без перемены плоскостей давлений, без кантования, как это наблюдалось при прокатке заготовок в прокатном цехе Кузнечного завода.

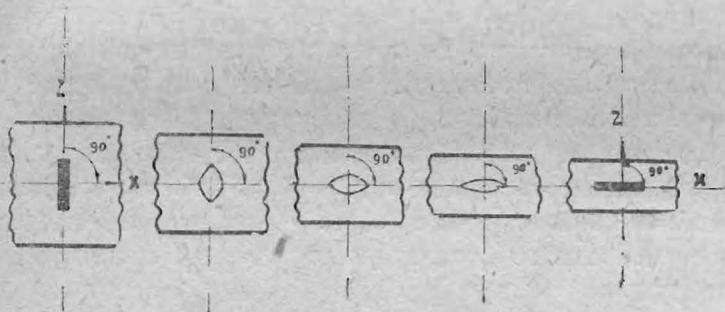
III. Расположение трещин и включений в слитке в результате продольной прокатки на цилиндрических валках

Слиток, обжимаемый валками, благодаря наличию трения увлекается верхними слоями материала по направлению оси прокатки. При этом перпендикулярное направление трещин и структурных составляющих материалов, находящихся в зоне тянущих от механического воздействия усилий, будет смещено от своего первоначального положения в сторону прокатки в направлении близком к радиальному.

Нечего говорить, что объем материала слитка, подвергнутого за пропуск действию сил зависит от величины объема очага деформации.

Каждый последующий пропуск повторяет процесс операции первого, вследствие чего перемещение участков слитка, смена направления трещин и дробления кристаллов продолжают до конца прокатки, когда все кристаллиты, раздробившись и перепутавшись между собою и окружающей их средой (в особенности при реверсивной прокатке на блюминге), будут ориентированы в виде волокон вдоль оси прокатки и сами трещины вытянутся в продольном направлении.

В случае же возникновения трещин строго по середине грани слитка в перпендикулярном направлении, последние в конечном итоге также вытянут-



Фиг. 4-а

ся в продольном направлении. При этом процесс перехода таких трещин из перпендикулярного положения в горизонтальное происходит не в виде постепенного отклонения оси Z от своей вертикали, как многие думают, а за счет расширения зева в продольном направлении по оси X с одновременным уменьшением высоты трещины в направлении вертикальной оси, как это схематически изображено на фиг. 4а. Естественно, что и все примеси и включения, увлекаясь соседними частями, не в меньшей степени, чем основной материал, должны быть вытянуты точно также по направлению прокатки, изменяя свое первоначальное расстояние от грани, которое по мере сокращения сечения слитка будет уменьшаться пропорционально сокращению этого сечения слитка.

Так, например, для слитка квадратного сечения высотой h , в котором шлаковое включение расположено от верхней грани на расстоянии X в точке M (фиг. 5) в результате прокатки с обжатием до высоты h_1 , будем иметь относительное обжатие

$$\frac{h - h_1}{h} = \frac{\Delta h}{h}$$

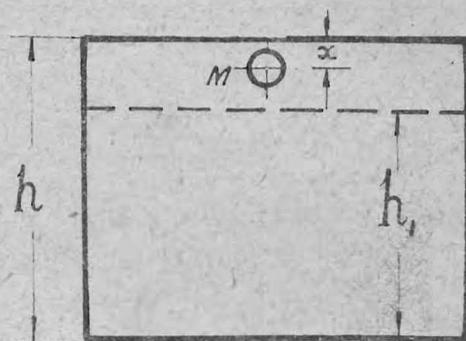
Принимая распространение процесса деформации равномерным на всю глубину слитка и пренебрегая уширением, будем иметь для зоны шлакового

включения относительное обжатие $\frac{x - x_1}{x}$, которое в данных условиях будет пропорционально обжатию всего слитка, т.е. $\frac{x - x_1}{x} = \frac{\Delta h}{h}$ откуда

$$x_1 = x \left(1 - \frac{\Delta h}{h} \right) = \frac{x h_1}{h}$$

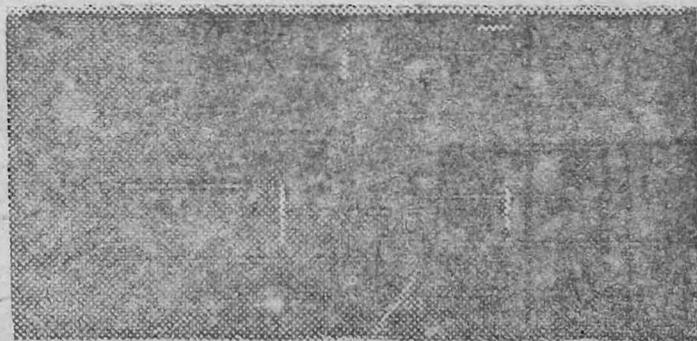
При максимально допустимом x , равном половине первоначальной высоты $\left(\frac{h}{2} \right)$, место нахождения сегрегата будет на середине высоты полосы после прокатки, т.е. $x_1 = \frac{h_1}{2}$

Нами ради упрощения схемы было исключено из расчета явление уширения. На самом деле процесс перемещения каждой данной точки значительно сложнее, так как полоса, уширяясь, передвигает точку M в направлении перпендикулярном к оси прокатки, что в общей совокупности с удлинением создает сложный вид перемещения.



Фиг. 5

Тем не менее, в наших опытах приведенные теоретические подсчеты показали почти полное совпадение с действительными результатами. Для этой цели брались образцы из пластилина, внутри которого на расстояниях 1, 2, 5, 10 мм от грани и в различных направлениях к ним (перпендикулярном, под углом 45° , 60° и т. д.) были заложены листочки из бумаги или бороздки, засыпанные тальком толщиной 0,5 мм и 10 — 15 мм длиной. На фиг. 6 показан разрез образца.



Фиг. 6

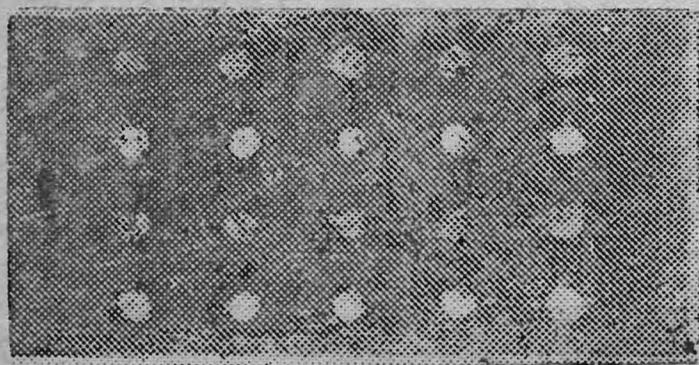
После прокатки оказалось, что все бороздки, вставленные к граням под углом, вытянулись в горизонтальные линии и, оставляя след в виде расслоения, порвались, что свидетельствует о стремлении к вытяжке, удлинению, (оставляя след в виде расслоя). Бороздки же, вставленные вертикально по отношению к оси прокатки, при первых пропусках превратились в гармонiku и образовали поперечную трещину, которая в следующих пропусках перешла в эллипс, увеличивающийся по большей оси, и, наконец, в последних пропусках появились узкие продольные трещины. На фиг. 7 представлен поперечный разрез образца с включением талька, находившимся в нем до прокатки на рас-

стоянии до 5 мм от грани, которое после 19 пропусков оказалось на расстоянии $x_1 = 1,5$ мм, причем по длине оно увеличилось соответственно общей вытяжке, т.-е. в 10 раз.



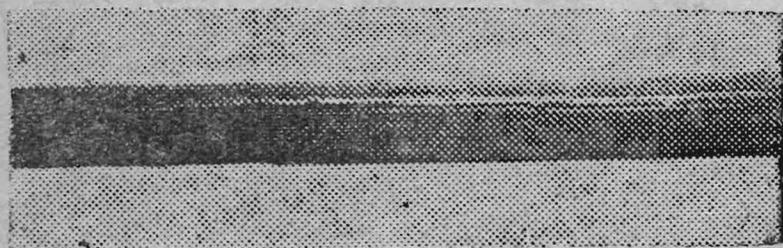
Фиг. 7

После кантования полосы наружные слои металла, находящиеся за шлаковым включением М, будучи вынуждены деформированной массой, стремятся передвинуться в перпендикулярном к прокатке направлении, что дает уширение, но удерживаемые благодаря трению валками, совершают противоположные друг другу движения по отношению к валкам, создавая в конечном результате растягивающие усилия, как это показано на схеме (фиг. 9).



Фиг. 8—I

В результате возникновения этих усилий слой будет растягиваться, уменьшаясь в толщине, и тем самым приближать точку М к наружному покрову, а разрывающая сила продолжит свое действие на следующие внутри лежащие слои, которые будут распространяться тем дальше, чем менее прочен будет участок металла за точкой М. Этим и объясняется раскрывающийся характер зева трещин на боковых гранях слитка, явления всегда наблюдаемого в прокатке и подтвержденного опытами МЕТЦА.



Фиг. 8—II

Таким образом, можно заключить, что:

а) преимущественное расположение шлаковых включений, сегрегатов и трещин слитка после прокатки надо считать продольным, вне зависимости от их первоначальной формы и ориентации;

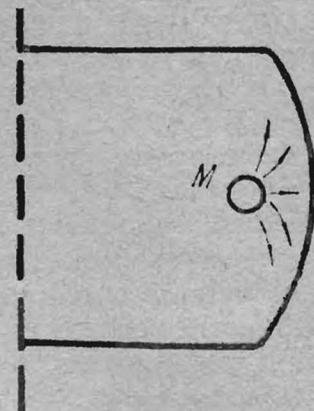
б) механически разрушающее действие поверхностных пороков сказывается на боковых гранях материала во время пропуска его в валках, а не на горизонтальных плоскостях, где оно вообще не распространяется на глубину;

в) в целях уменьшения разрушающего действия явления местных уширений и уже возникнувших

трещин необходимо, по нашему мнению, при прокатке слитка на бочке валков применять более частое кантование и

г) шлаковые включения имеют тенденцию в процессе прокатки приближаться к поверхности продукта. Опасная зона расположения шлаковых включений на кузнечном слитке, как видно из вышеприведенной геометрической пропорции, будет простирается в 10—20 мм.

Отсюда видно, что эксперименты, проведенные на пластине и подтвержденные наблюдениями при прокатке металла, в известной степени создают предпосылки и дают отправной материал для первых опытов по построению гипотетической кривой перемещения материала при формоизменении продольной прокаткой, в результате чего уже можно и должно сделать в этом направлении первые шаги.



Фиг. 9

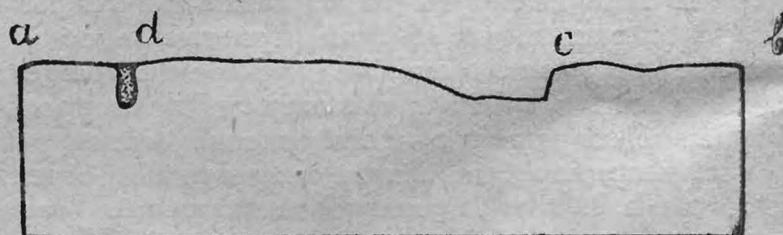
IV. Опыты с металлом

В наше распоряжение был доставлен кусок металла от слитка кузнечной осевой стали с химическим содержанием: $C = 0,31\%$, $Mn = 0,59\%$, $Si = 0,22\%$, $P = 0,004\%$ и $S = 0,01\%$. Кусок имел размеры 120×300 мм и был вырезан из угла слитка, поданного из нагревательных колодцев для прокатки, но по каким то причинам не поступившего на блюминг.

Следовательно, можно считать, что все факторы термического режима, в той или иной степени влияющие на структурное изменение стали, произвели свое действие. С наружных сторон слитков (после очистки от окалины) был покрыт большим количеством свищей различной глубины в пределах 10 мм и формы, заполненных неметаллической массой и большими углубленными впадинами.

а) Образование волосовины

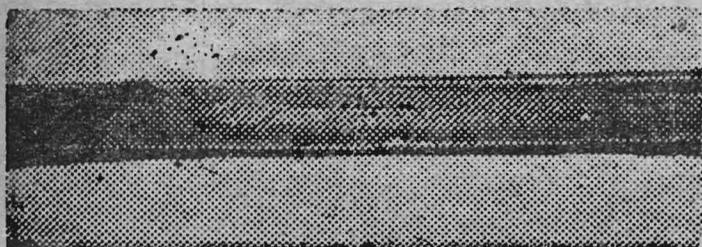
Так как ориентация шлаковых включений, трещин и надразов вне зависимости от их первоначального положения должна быть направлена по оси прокатки, то мы и произвели опытную прокатку с отдельными образцами, изготовленными из упомянутого слитка. Прокатка производилась при $T = 1000^\circ C$ на лабораторном стане по калибров-



Фиг. 10

ке, составленной применительно к кузнечной. Образцы брались с поверхности слитка с наличием свищей (d) и впадин (c) (фиг. 10). Ввиду ограниченной возможности подъема верхнего валка мы вынуждены были взять сечение образца 20×20 мм.

Во время прокатки свищ „d“, как и следовало ожидать, вытянулся в узкую, хорошо заметную для невооруженного глаза, трещину (фиг. 11), которая была заполнена неметаллической массой.



Фиг. 11

Эта масса под микроскопом оказалась серого цвета и носила ясно выраженное кристаллическое строение и представляла собою оплавленную окалину. Металл, примыкавший к волосовине, оказался сильно окисленным. При малом увеличении была хорошо видна зона обезуглероженного материала, в котором располагается большое количество окисных включений.

Непосредственно под концом трещины располагаются крупные включения того же самого материала, которым заполнена сама трещина. При этом



Фиг. 12—1

пораженная зона, составляя продолжение трещины, распространяется на значительную глубину (фиг. 12—1—2).

Здесь необходимо указать, что в зависимости от того, будет ли данный свищ в процессе прокатки больше находится на боковой грани или на грани, соприкасающейся с валками, он окажет и различное действие на металл. Так, свищи, находясь большую часть пропусков на боковой грани, приняли форму раскрытого зева, а следовательно, и действие их на внутренние части металла оказа-

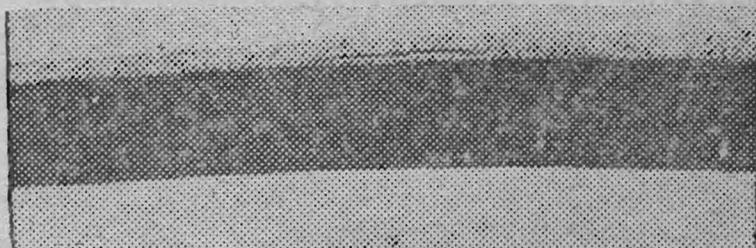
лось сильнее, вызывая трещину с вкраплениями элементов шлаковых включений фиг. 13 (I—II—III).

Что такие нездоровые включения распространяются на глубину материала лишь при наличии определенных примесей и включений, присущих са-



Фиг. 12—II

мому материалу, можно судить по следующему опыту, произведенному в тех же условиях, по той же калибровке, когда материал был взят из внутренней части слитка образца. На последнем были высверлены отверстия диаметром в 5 мм. и глубиной в 2,3 и 5 мм.



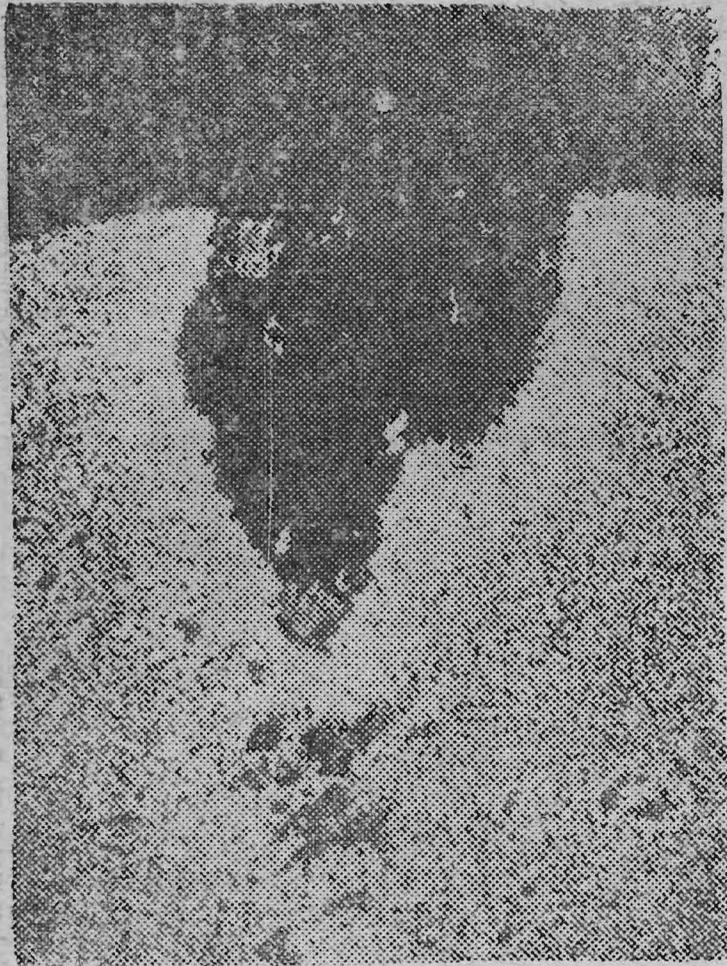
Фиг. 13—I

После прокатки отверстия, находившиеся на боковой грани, дали развернутый зев, произвели разрушение лежащего за этой гранью слоя, но весь участок, окаймлявший зону отверстия, характеризовался, как и следовало ожидать, вполне здоровым материалом фиг. 14—(1—II)

Из всего сказанного следует, что материал в области непосредственно прилегающей к свищу, неизбежно должен быть испорченным и что помимо чисто-механического действия раскрытого зева, пораженная зона благоприятствует значительному дальнейшему углублению трещин.

Нами был произведен химический анализ содержимого налета на стенках свища, *) после предва-

*) Методика анализа шлаковых включений. T. R. Cunningham a. R. J. Prie, Ind. Eng. Chem, Analyt. Ed. 5 (1933), 27/29.



Фиг. 13—II

рительной очистки этого налета от прилипшей сверху грязи, которые, по нашему мнению, должны были закатываться в материале.



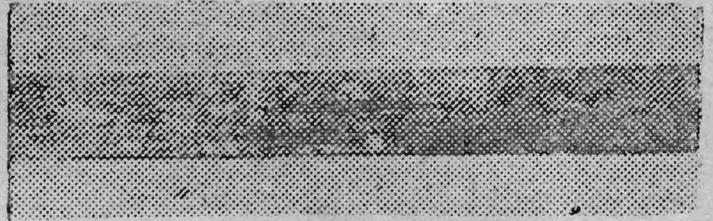
Фиг. 13—III

Анализ показал следующее:

Общий вес налета	0,0136 г.	100 ⁰ / ₀
Органические вещества	20,58 ⁰ / ₀	
Кремнезем	4,41 ⁰ / ₀	
Железо	51,47 ⁰ / ₀	
Кислород (по разности)	23,54 ⁰ / ₀	

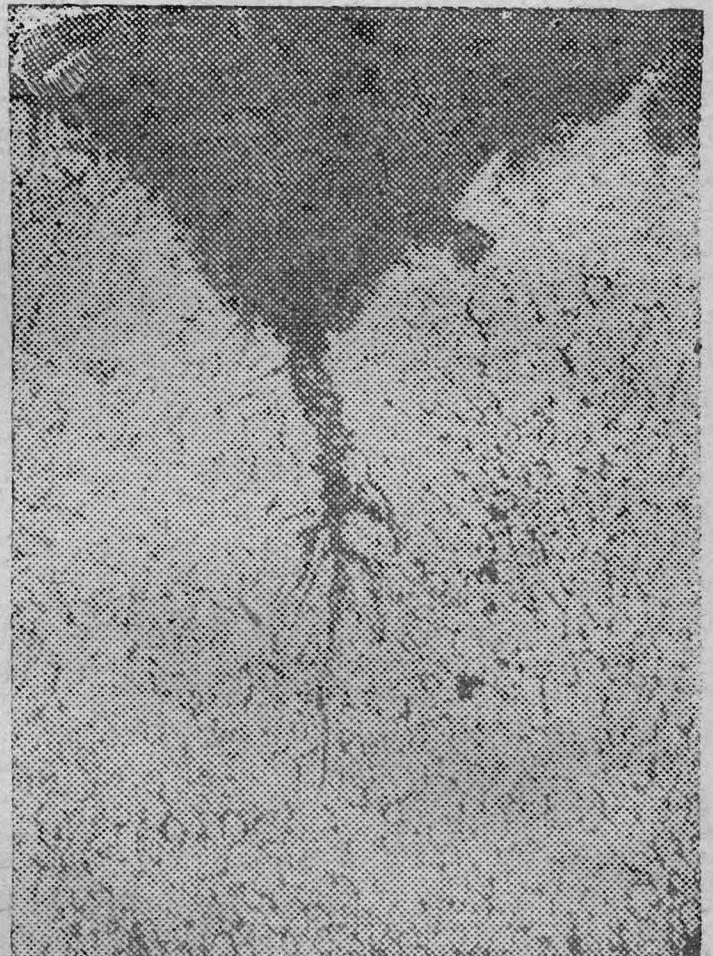
т. е. обнаружил элементы, могущие попасть лишь в результате подготовки изложниц и разливки металла.

т



Фиг. 14—I

Существует теория, что причина образования волосовин кроется в междендритной прослойке слитка, богатого вообще не только крупными дендритами, но и большой неоднородностью по химическому составу. **)



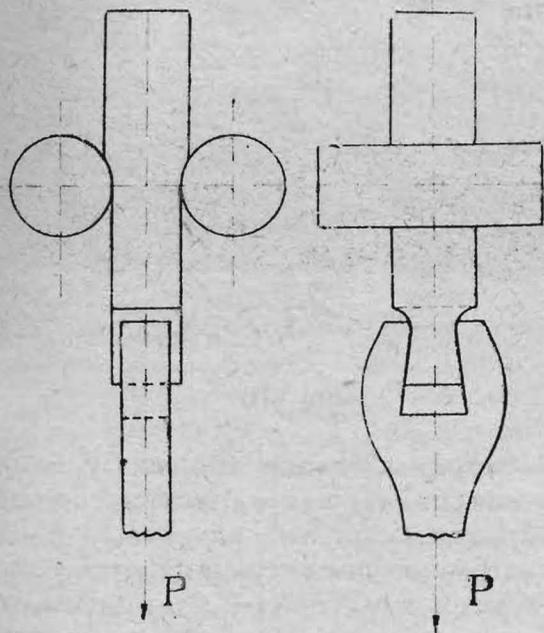
Фиг. 14—II

Эта прослойка при обжати, испытывая напряжение дает трещину, которая в последующей операции якобы переходит в волосовину.

Для проверки данной гипотезы мы произвели следующие опыты: вырезанные из внутренней и наружной частей нашего куска стали образцы после подогрева их до 1000⁰ С были подвергнуты процессу протяжки через вращающиеся цилиндрические валки, как это указано на схеме. (фиг. 15).

**) Проф. Штейнберг. Слиток стали 1933 г.

При этом было взято соотношение диаметра валков к испытываемому образцу пропорциональное отношению валков блюминга к слитку.



Фиг. 15

Валки в нашем опыте играли роль лишь обжимного фактора, а сила тяги Р осуществлялась на разрывной машине Амслера при помощи устроен-

ного приспособления. Обжатия давались от 5 до 22,5% при прочих равных условиях (см. табл. 2.)

Кроме того, несколько образцов в виде кубиков, призм и прямоугольников было подвергнуто сжатию при температурах от 950 до 1000°C. с обжатием их от 15,4% до 66%, (см. табл. 3) в различных направлениях по отношению к ориентации зерен, для чего предварительно часть образцов протравливалась и определялось направление кристаллитов.

Нам казалось, что такое утрирование процесса прокатки, когда действуют и сила волочения и сила сжатия, далеко превышающая обжатие, применяемое на блюминге, в особенности в его первых пропусках, даст нам ожидаемый разрыв полос или разрушения кубиков.

При проверке же при помощи сильного увеличения по всей длине и в различных направлениях структуры, как тех, так и других образцов не было обнаружено заметных трещин, причем было выявлено лишь общее улучшение структуры материалов. (фиг. 16).

В силу этого мы не получили нашими опытами подтверждения теории некоторых специалистов о зарождении волосян в межкристаллической прослойке.

Однако, и газовый пузырь, подобно свищу, создает нездоровый материал. При раскатке тонкий

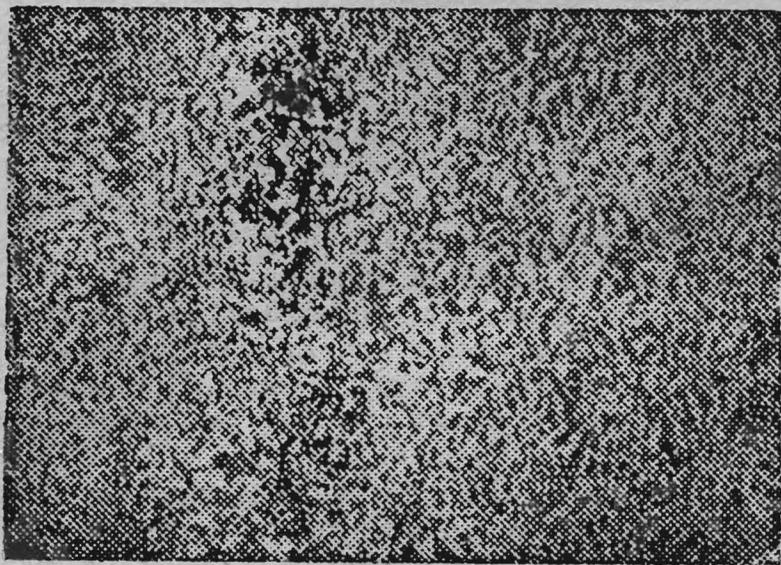
Таблица 2.

№№ п/п образцов.	Высота до проп. в мм.	Ширина до проп. в мм.	Высота после пропуска мм.	Обжатие в %	Температура начала пропуска.	Расположение зерен к оси силы Р	Дефекты	ПРИМЕЧАНИЕ
1	20	20	19	5	1000	Перпендикулярное	Не обнаружено	Исследована поверхность и шлиф разреза
2	20	20	19	5	1000	Параллельное	"	То же
3	20	22	18,2	9	1000	"	"	Исследована поверхность
4	20	21	17,6	12	1000	"	"	То же
5	20	15,0	15,5	22,5	1000	Перпендикулярное	"	Исследована поверхность и шлиф разреза

Таблица 3.

№ образц.	Форма сечения	Высота до сжатия.	Высота после сжатия.	% сжатия.	Температура начала сжатия	Расположение кристаллов по отношению силы сжатия	Дефекты	ПРИМЕЧАНИЕ
1	Куб.	21,5	18,2	15,4	1000	Перпендикулярное	Не обнаружено	—
2	Куб.	21,5	18,2	15,4	1000	Параллельное	То же	—
3	Призма	26,0	21,2	18,16	1000	Перпендик.	"	Произведен удар молотом
4	Призма	25,4	17,2	32,3	950	"	"	—
5	Куб.	20	12,6	37	1000	Параллельное	"	Произведен удар молотом
6	Прямоугольн.	20	10,5	42,5	980	"	"	—
7	Призма	26,4	14,3	54,1	980	"	"	—
8	Призма	26,0	8,8	66,1	1000	"	"	—

слой металла, прикрывающий газовый пузырь, во время обжатия благодаря созданному давлению может разорваться, а вскрывшиеся внутренние его стенки немедленно окислятся. В зависимости от величины газового пузыря и формы разрыва прикрывающего слоя мы и будем иметь в результате прокатки или волосовины или плены (о плене будет сказано особо).



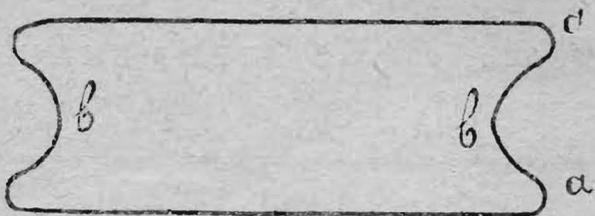
Фиг. 16

Таким образом, на основании проведенных опытов можно считать, что возникновению волосовин должно предшествовать наличие отверстий на поверхности слитка типа свищей, а также газовых пузырей и шлаковых включений, скопившихся на поверхности при кристаллизации слитка, т. е. то, что обычно имеет место в больших количествах в процессе производства мартеновского цеха.

б) Образование заката

Профиль, полученный прокаткой на бочке блюминга с неравномерной боковой поверхностью (в результате местного уширения), после кантования будет обжиматься неодинаково по поперечному сечению полосы.

Выступившие части „а“ (фиг. 17), благодаря наличию трения, в свою очередь будут уширяться и в зависимости от величины обжатия могут встретиться, закатывая собою элементы „в“, и образуя

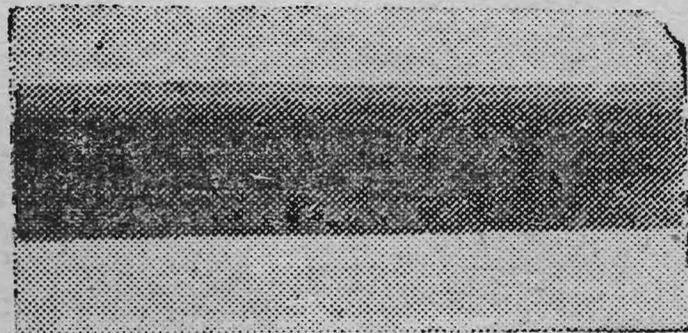


Фиг. 17

складку. Последние в процессе дальнейшей прокатки дают узкие линии по всей длине слитка, местами на глаз незаметные, но при разрезке дающие трещины.

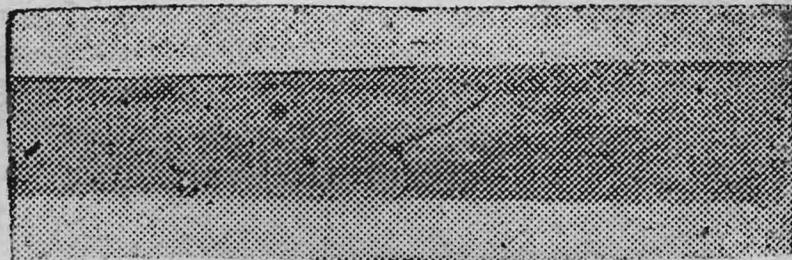
Особенно большую роль в образовании заката может сыграть первый калибр блюминга, у которого несоответствие размеров закруглений с получающейся в процессе прокатки на бочке формой и величиной уширения во многом способствует образованию подобных складок-закатов.

На фигуре 18 представлен образец с ясно видимым посередине закатом, полученным при прокатке заготовки по калибровке, аналогичной кузнечкой. Закат начал образовываться при кантовании в первом калибре и получил завершение во втором ручье.



Фиг. 18

С другой стороны, валки своими буртами производят срез материала, как следствие переполнения калибра, образуя хорошо известные в практике заусенки, которые в последующих пропусках с кантовкой внедрятся в материал, но, будучи окислены, местами не заварятся и дадут тоже хорошо видимые на глаз закаты, количество которых, очевидно, будет больше, чем в первом случае.



Фиг. 19—I

Шероховатая поверхность слитка, ее волнообразность, впадины на подобие уступа „С“, полученного благодаря недостаточно гладкой поверхности изложниц, при раскатке точно также дадут закат.

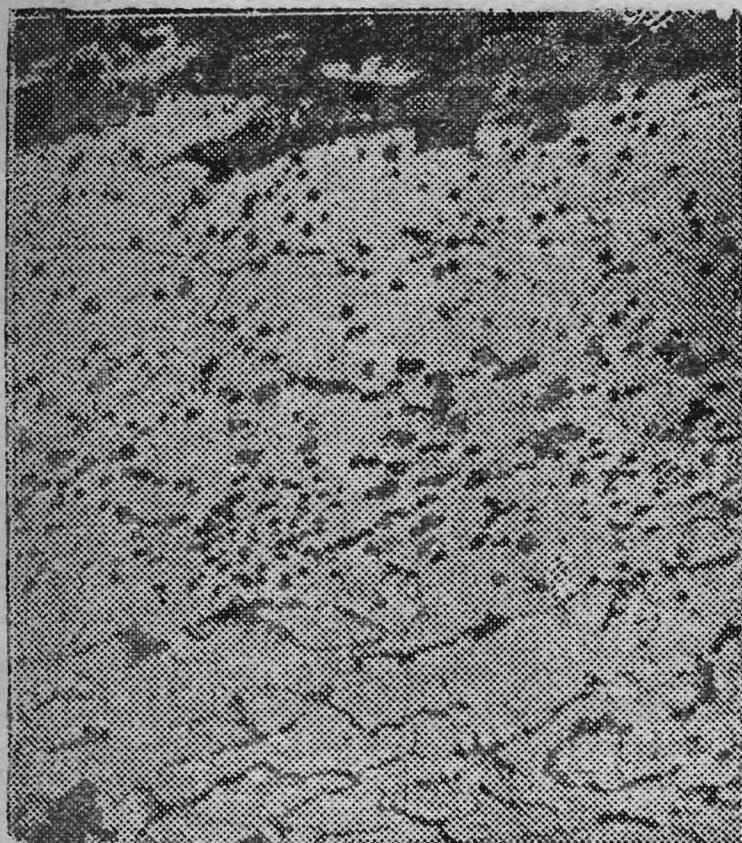


Фиг. 19—II

На фиг. 19 показан полученный в лабораторных условиях закат на металлическом образце, вырезанном из вышеупомянутого куска осевой стали. Микрофото характеризует картину распространения заката и концентрирующихся около него окислов. (фиг. 19—1—II—III).

Появление такого вида дефекта на поверхности полосы после прокатки—явление довольно частое.

Здесь также большое влияние может оказать износ валков, приварка к ним окалины, так как, вдавливаясь в металл, привар оставит след на полосе в виде углубления, который затем неминуемо даст закат.



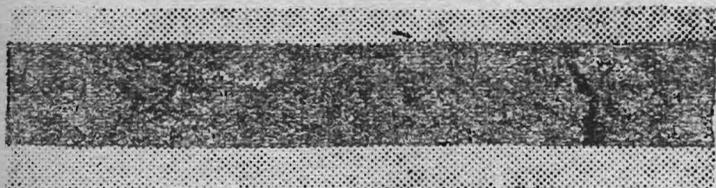
Фиг. 19—III

Таким образом, закат может образоваться и по причинам разливки (изложницы) и по причинам калибровки (прокатка). Неправильную установку валков и неправильную задачу металла в валки оставляем без рассмотрения.

в) Образование плены

Как уже было указано, шлаковые включения и газовые пузыри в слитке в результате прокатки простираются на большую длину и как бы приближаются к поверхности, уменьшая толщину промежуточного слоя нередко до 1—2 мм.

Ввиду того, что этот промежуточный слой становится тонким и сила сцепления его с внутренним участком благодаря залеганию несварившегося включения (тальк в наших опытах) понижена, то сила тяги валков, увеличенная захватывающим, обжимающим и растягивающим по бокам действием



Фиг. 20

буртов калибра, значительно превышает и без того ослабленную силу сопротивления материала, вследствие чего этот промежуточный слой металла разрывается на отдельные куски, которые отскакивают местами от полосы и покрывают ее по углам в виде чешуи. В результате мы получаем известный в практике брак—плены. На фиг. 20

мы имеем полученный таким путем бракованный образец по плене.

В практике часто наблюдается случай, когда прокатываемая снаружи без порока заготовка в последних пропусках неожиданно покрывается пленой.

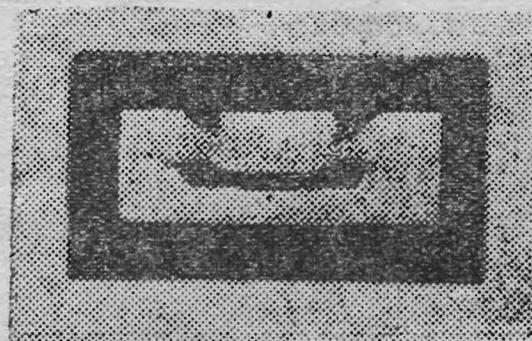
Уместно отметить опыты, проведенные для выявления резкой смены температуры нагрева образцов. Для этой цели были изготовлены два образца сечением 20 мм из той же стали, но вырезанные из заведомо здорового участка. Подогрев производился до 1000°C, после чего один из образцов был опущен в холодную воду со льдом на несколько секунд и затем прокатан вместе со вторым, неподвергнутым охлаждению в воде. После прокатки оба образца оказались с внешней стороны одинаково здоровыми, совершенно без трещин.*)

Дополнительные опыты для проверки поведения искусственных включений были произведены на образцах с сечением 20×20 мм, взятых из той же стали. В образцы были ввинчены три винта диаметром 3 мм. на глубину, неходящую до нижней грани 1 мм., 2,5 мм. и 5 мм. На дно отверстий была насыпана размолотая окалина, которая была спрессована винтом (фиг. 21).

После прокатки с четырьмя кантовками до высоты $h_1 = 6,8$ мм. мы получили такие результаты:

- а) окалина, находившаяся от грани 1 мм., разорвала поверхностный слой и выступила наружу,
- б) окалина среднего отверстия—болта приблизилась к поверхности в месте разреза до 1 мм. и последняя ($x = 5$ мм) приблизилась до 2-х мм.

Материал вокруг болтов и окалины оказался, как и в предыдущем опыте, совершенно здоровым (фиг. 22-1 II).



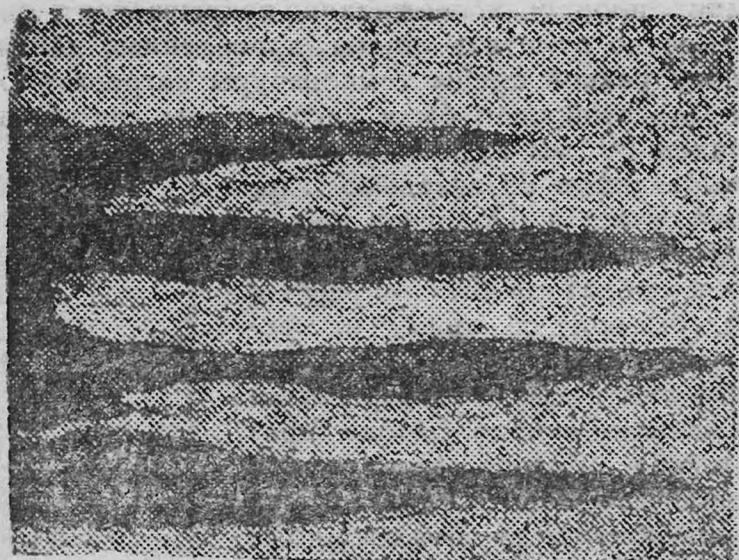
Фиг. 22—I

Необходимо иметь ввиду, что на поверхности слитка помимо окалины, плен, шлака и различной толщины смолы или графита, всегда встречаются в разных местах слитка в различных количествах поперечные и продольные трещины. Эти трещины, по свидетельству инж. Татарова,**) несмотря ни на тщательную подготовку материала и изложниц,

*) Возможно в данном опыте охлаждение водой ввиду кратковременности было недостаточным, да и сама масса была мала.

**) Инж. Татаров, „Производство осевой стали в новом мартиновском цехе Макиевского завода“. Домез 1934 г. № 7.

ни на получение чистой поверхности слитка (не говоря уже о попадании в анализ), нередко выступают довольно отчетливо.



Фиг. 22—11

Причину возникновения подобных трещин надо искать в результате внутренних напряжений в слитке при остывании, как на это указывает проф. Штейнберг. *)

Заключение

На основании произведенных нами опытов и всего сказанного выше мы пришли к следующему заключению:

1. Метод калибровки и условия прокатки не вызывают появления волосовин на здоровом материале слитка.

2. Причинами образования волосовин надо считать свищи на поверхности слитка и подкорковые пузыри.

3. В образовании волосовин существенную роль играет зона больного металла, расположенная под свищем или газовым пузырем.

4. Искусственно вызванные свищи дают образование менее глубоких волосовин.

*) Проф. Штейнберг. „Слиток стали“ 1933 г. стр. 54.

5. Внутренние слои металла в процессе прокатки приближаются к поверхности, при чем для слитков кузнецкой стали зону опасного сечения, могущую дать поверхностный дефект, надо считать глубиной до 20 мм.

6. Вследствие этого, газовые пузыри, расположенные в указанной зоне, тоже могут вызвать волосовины.

7. Опыт прокатки кузнецкой стали при чрезвычайно высоких обжатиях и в различных направлениях к осям дендритов при даже микроскопическом исследовании не выявил трещин. Поэтому теорию о зарождении трещин в дендритах при прокатке надо считать маловероятной.

8. Закал может быть получен не только в условиях прокатки, но просто и вследствие неровной поверхности слитка.

9. В образовании плен существенную роль играют газовые пузыри.

10. Появление трещин обуславливается природой материала, причем на возникновение их большое влияние оказывает продолжительная прокатка на бочке блюминга без кантования. Мерой, предохраняющей образование и распространение трещин, может служить, по нашему мнению, частая кантовка.

11. Для того, чтобы иметь полное подтверждение сказанного и разрешить спорные вопросы между заинтересованными цехами, необходимо прокатать заведомо здоровый слиток.

В заключении пользуюсь случаем выразить глубокую благодарность научному руководителю института Ю. В. Грдина за научное руководство в постановке работы, а также и инж. Д. А. Попову за предоставление сведений по дефектам.

Примечание редакции

Статья инж. Т. М. Голубева затрагивает весьма интересный вопрос о влиянии деформации металла на образование поверхностных дефектов на заготовке.

Выводы автора основаны на его убеждении в подобии наблюдаемых им явлений на моделях с производственными.

Не разделяя этих убеждений, редакция, тем не менее, помещает работу, полагая, что проверка основных положений автора в производстве позволит сделать выводы о применимости метода автора к решению подобных вопросов.

К. Ч.

Сорбитизация тракторного башмака

В настоящей работе изучалась возможность повышения механических свойств тракторного башмака путем термической обработки.

Получение тракторного башмака высоких механических качеств представляет большой интерес не только потому, что это может обеспечить спокойную, бесперебойную работу гусеницы трактора, но еще и потому, что это может дать возможность дальнейшего использования гусеницы даже после выхода самого трактора в негодность.

Настоящая работа ставила себе целью дать методику, т. е. наилучший режим термической обработки тракторного башмака.

Тракторный башмак, выпускаемый Кузнецким металлургическим заводом для Челябинского тракторного завода, изготавливается из стали марки 1045 (по спецификации SAE), имеющей химический анализ:

C	—	от 0.40	до 0.50
Mn	—	0.60	0.80
Si	—	0.15	0.30
P	—	не более	0.045
S	—	—	0.050

Механические свойства тракторного башмака непосредственно после прокатки имеют (по данным механической лаборатории) значения для:

σ	—	от 54	до 89	кг/мм ²
σ_1	—	19	40	—
δ	—	5	24	%
H _v	—	159	228	—

Довольно резкие колебания значений механических показателей являются следствием, с одной стороны, несоблюдения при изготовлении стали более суженных значений химанализа, а с другой

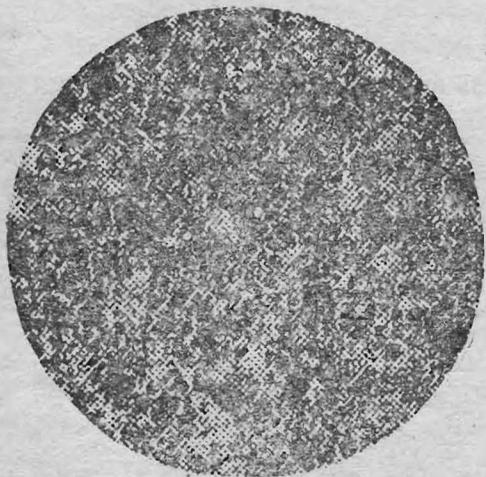


Фото 1 $\times 100$
Конец длинной полки

стороны являются следствием довольно пестрых температурных условий прокатки башмака.

Весьма характерным является неоднородность микроструктуры, выражающаяся в различных размерах зерна в разных участках профиля башмака. Так, например, тонкие, быстро охлаждающиеся при

прокатке участки профиля, каковыми являются концы полек и конец шпоры башмака, имеют мелкое зерно (фото 1,2), в то время как средняя

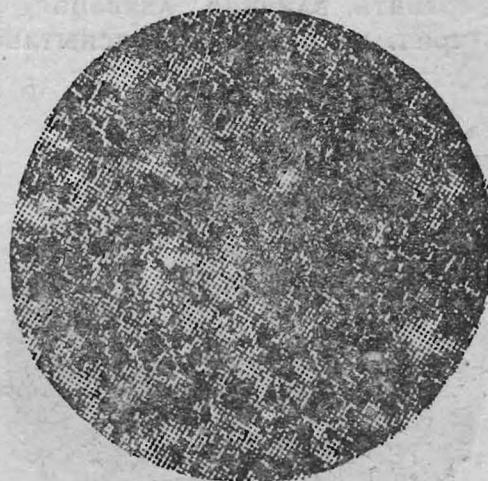


Фото 2 $\times 100$
Конец шпоры

часть полки и особенно основание шпоры имеют очень крупное зерно, во много раз превышающее размеры зерна в тонких участках профиля (фото 3,4). Этот сильный контраст в размерах зерна

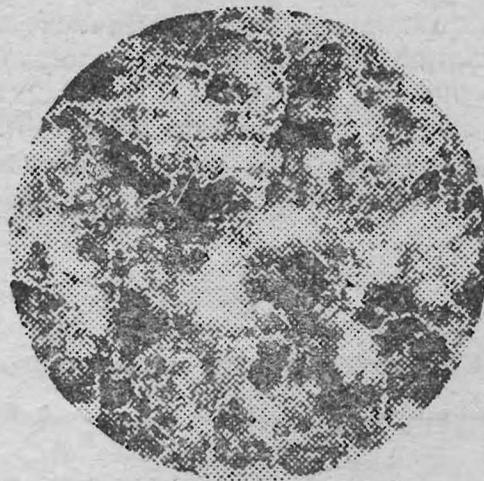


Фото 3 $\times 100$
Средина длинной полки

объясняется как особенностями и несимметричностью профиля башмака, так и особенностями принятой на заводе калибровки. Очень крупное зерно в более толстых участках профиля является следствием высокой температуры конца прокатки, что обуславливается трудностью выполнения профиля.

Отмеченные ненормальности структуры имеют следствием как снижение механических свойств, так и их неоднородность по профилю. Поэтому проведение термической обработки тракторного башмака, помимо повышения механических качеств, будет иметь следствием и выравнивание их по профилю.

Материалом для проведения настоящего исследования послужил тракторный башмак плавки № 5341, имеющей химический анализ:

C — 0.45
Mn — 0.77
Si — 0.20
P — 0.02
S — 0.01

и соответствующие механические испытания

σ — 69.9 кг/мм²
 σ_1 — 28.6 " "
 δ — 19.0%
 ψ — 40.3%

Чтобы устранить влияние ликвации, усадочной раковины и проч. на результаты испытания, полоса

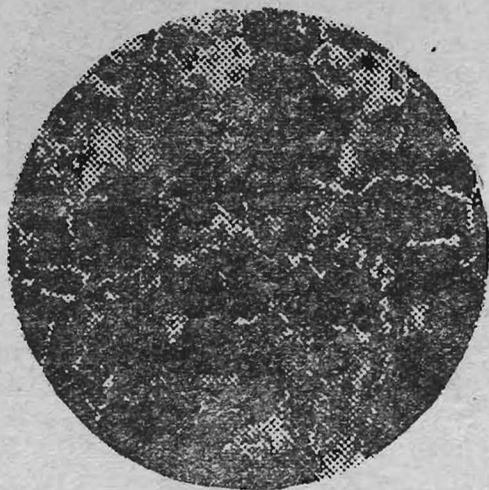


Фото 4 ×100
Основание шпору

прокатанного башмака была взята из нижней части прокатанного слитка, в месте соответствующем приблизительно 85—90% обрезки сверху.

Образцы, подвергавшиеся термической обработке и испытаниям, вырезались из профиля так, как это указано на фиг. 5, т. е. образцы для испытания на растяжение вырезались из шпору башмака а образцы для определения ударной вязкости (вдоль и поперек прокатки) вырезались из полки башмака.

Образцы для испытания на растяжение брались $d = 10$ мм, при расчетной длине $l = 10 d = 100$ мм. Образцы для испытания на ударную вязкость брались 10×10 мм с надрезом Менаже.

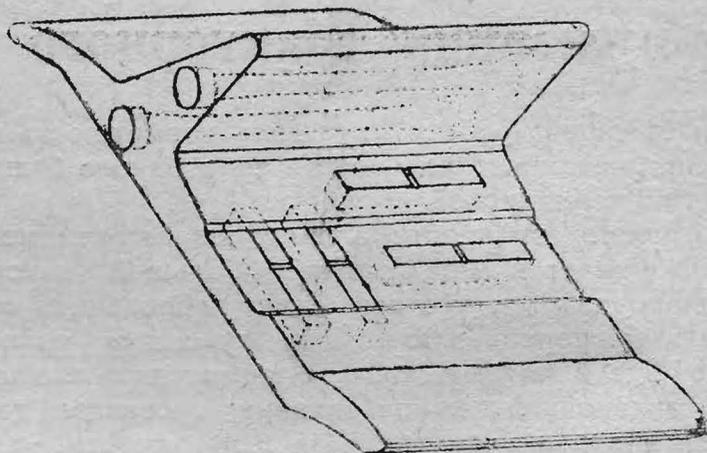


Рис. 5
Схема отбора образцов

Для установления режима закалки было проведено на dilatометре Chovenatd' a определение критических точек. Двойным определением точка A_{C_2} была установлена в 800° и в соответствии с этим температуры закалки были выбраны в 825° и 850° , т. е. на 25° и 50° выше точки A_{C_2} .

Нагрев образцов до температуры закалки продолжался 30 минут. Выдержка—30 минут при температуре закалки. В качестве закалывающей среды были выбраны вода при комнатной температуре и турбинное масло марки М—1. Для отпуска были выбраны температуры в 500 , 550 , 600 и 650° . Нагрев до температуры отпуска и выдержка при температуре отпуска продолжались по 30 минут.

Таким образом всего было опробовано 16 вариантов термической обработки. В таблице 1 сосредоточены результаты испытаний образцов на растяжение. Приводимые данные являются средним арифметическим из двух испытаний.

Таблица 1.

Средние значения временного сопротивления, относительного удлинения и сужения

Температура отпуска	Закалка при 825°						Закалка при 850°					
	В воде			В масле			В воде			В масле		
	σ кг/мм ²	δ %	ψ %	σ кг/мм ²	δ %	ψ %	σ кг/мм ²	δ %	ψ %	σ кг/мм ²	δ %	ψ %
Без термической обработки	69.9	19.0	40.3	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Нормализация при 870°	70.3	21.2	47.2	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Отжиг при 850°	65.3	20.2	45.0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Закалка и отпуск:												
500°	114.9	4.7	37.6	93.5	11.4	43.3	108.6	7.5	49.8	93.5	9.1	43.4
550°	105.0	9.6	45.6	94.1	12.9	41.4	104.7	9.1	46.3	86.7	9.8	42.5
600°	92.0	11.3	55.2	84.4	12.9	48.6	101.8	11.4	53.1	85.7	13.1	47.2
650°	83.1	11.8	53.8	86.0	14.2	53.5	113.0	13.0	53.8	83.8	13.8	50.9

Средние значения ударной вязкости в кг/см²

	Закалка при 825°				Закалка при 850°			
	В воде		В масле		В воде		В масле	
	Вдоль прокатки	Поперек прокатки	Вдоль прокатки	Поперек прокатки	Вдоль прокатки	Поперек прокатки	Вдоль прокатки	Поперек прокатки
Без термической обработки	3.75	3.52	—	—	—	—	—	—
Нормализация при 870°	5.38	4.17	—	—	—	—	—	—
Отжиг при 850°	4.85	3.68	—	—	—	—	—	—
Закалка и отпуск при:								
500°	6.84	3.88	2.76	3.13	8.25	3.6	5.48	3.40
550°	6.85	3.93	4.80	3.75	9.20	4.15	7.75	4.02
600°	9.10	4.63	3.52	36.3	11.50	4.80	7.20	3.50
650°	11.10	5.85	6.03	4.00	10.40	6.15	7.85	3.84

Из данных таблицы 1 следует, что наилучшие результаты получаются при закалке башмака при 850° в воде и последующем отпуске при температуре в 550°—650°. Временное сопротивление металла башмака, подвергнутого такому варианту обработки, доходит до 113 кг/мм² против 69,9 кг/мм² для необработанного башмака, т. е. в результате термообработки последовало увеличение временного сопротивления на 62%. При этом металл сохранил достаточную пластичность, имея относительное удлинение в 11—13% и высокое значение относительного сужения в 53%.

Закалка при 825° в воде дала более низкие значения временного сопротивления при удлинении почти таком же как и в случае закалки при 850°.

Закалка в масле дала значения временного сопротивления более низкие, чем закалка в воде. Кроме этого для закалки в масле характерна сравнительная устойчивость механических показателей независимо от температур закалки и отпуска.

В таблице 2 приведены результаты испытаний образцов на ударную вязкость, подвергнутых тем же вариантам термообработки. Образцы были 10×10 мм, с надрезом Менаже и испытывались на копре Шарпи в 30 кг., при зарядке копра в 11.4 кг. и расстоянии между опорами в 40 мм. Приводимые данные являются средними из 4-х испытаний.

Из данных таблицы 2 видно, что наилучшие результаты, как и в случае испытания образцов на растяжение, дает закалка при 850° в воде с последующим отпуском в 600°—650°. Ударная вязкость при этом варианте термообработки увеличивается для образцов вдоль прокатки на 180—210% против ударной вязкости сырых образцов. Весьма характерным является неоднородность ударной вязкости вдоль и поперек прокатки, особенно резко выявляющаяся в образцах, подвергнутых термической обработке. Во всех случаях термообработки ударная вязкость металла поперек прокатки ниже чем вдоль прокатки. Для образцов без термической обработки значения ударной вязкости поперек прокатки ниже на 6,5% вязкости образцов вдоль прокатки. При увеличении с термической обработкой ударной вязкости образцов вдоль прокатки, рост ударной вязкости образцов поперек прокатки силь-

но отстает. В то время как ударная вязкость образцов вдоль прокатки при наилучшем варианте термообработки увеличивается на 200—210% против сырых образцов, вязкость образцов поперек прокатки увеличивается лишь на 80—90% против сырых образцов, составляя 40—60% вязкости образцов вдоль прокатки.

Другим характерным обстоятельством для образцов поперек прокатки является слоистый характер излома образцов (фото 6).

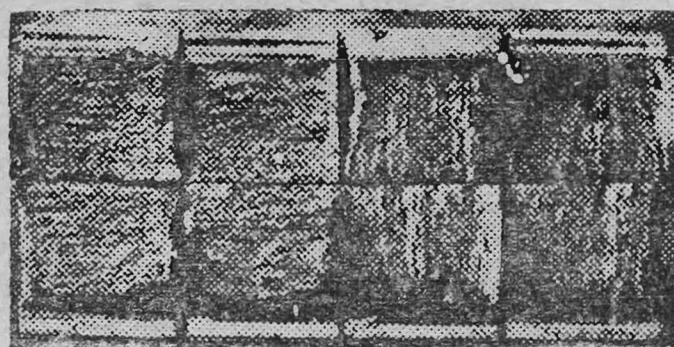


Фото 6 ×2
Слоистый излом образцов на ударную вязкость поперек прокатки

Причиной неоднородности значений вязкости образцов вдоль и поперек прокатки, следует полагать, служит с одной стороны наличие дендритной ликвации и повышенного количества неметаллических включений, а с другой стороны сильная односторонняя поперечная деформация при прокатке, увеличивающая контраст в значениях ударной вязкости вдоль и поперек прокатки.

Микроскопическое исследование образцов на ударную вязкость поперек прокатки, имевших слоистый излом, подтвердило наличие большого количества вытянутых неметаллических включений (фото 7).

Для микроструктуры этих образцов после закалки и отпуска характерна полосчатость (фото 8 и 9), заключающаяся в наличии на общем темном фоне сорбитовой структуры тонких вытянутых более светлых полос, которые состоят из более светлого сорбита и зачастую ассоциируют с неметалли-

ческими включениями. Травление реактивом Стэда этих образцов выявило довольно отчетливую полосчатость, состоящую из темных и более светлых вытянутых участков, т. е. имеется неравномерное



Фото 7 $\times 100$
Шлаковые включения вдоль прокатки

распределение фосфора, что следует отнести на счет дендритной ликвации.

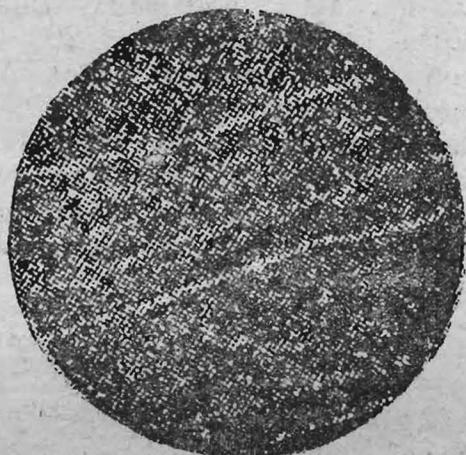


Фото 8 $\times 100$
Полосчатая микроструктура образцов на ударную вязкость поперек прокатки
Закалка при 825° в воде, отпуск— 650°

Микроструктура образцов, подвергнутых наилучшему варианту обработки (закалка при 850° в во-

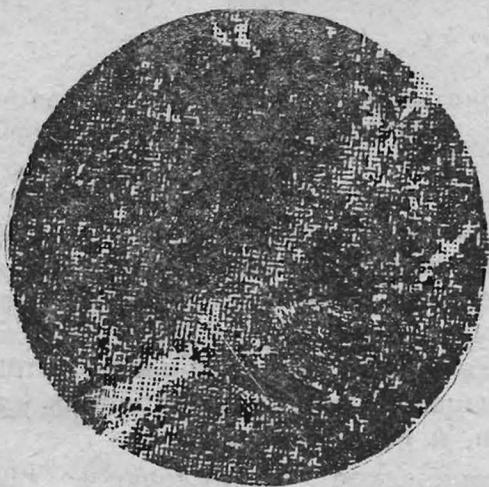


Фото 9 $\times 400$
Полосчатая микроструктура образцов на ударную вязкость поперек прокатки
Закалка при 825° в воде, отпуск— 650°

де, отпуск $600-650^\circ$) состоит из не крупного сорбита, сохранившего ориентацию мартенсита (фото 10).

Микроструктура образцов, подвергавшихся закалке при 825° в воде и последующему отпуску при $600^\circ-650^\circ$, аналогична представленной на фото 10,

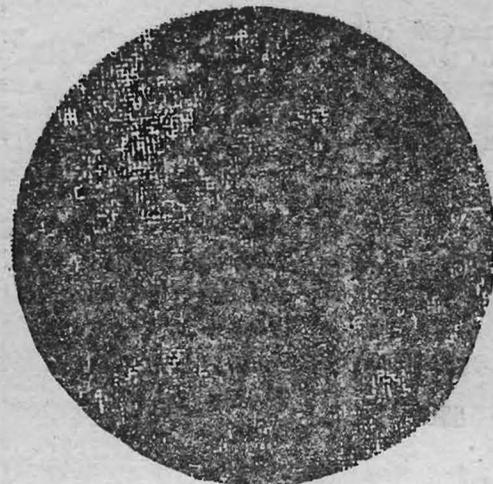


Фото 10 $\times 100$
Закалка при— 850° в воде, отпуск— 650°

только наряду с сорбитом местами имеются небольшие участки перлита, т. е. закалка была несколько неполной.

Выводы

1. Тракторный башмак, изготавливаемый Кузнецким заводом имеет в состоянии после прокатки неоднородную по профилю микроструктуру, что обуславливает и неоднородность по профилю механических свойств. Неоднородность структуры (различная величина зерна) по профилю обуславливается как особенностями самого профиля, так и особенностями принятой на заводе калибровки.

2. Проведенное исследование установило возможность повышения механических свойств выпускаемого тракторного башмака, подвергнув его термической обработке.

3. Наилучшим режимом термической обработки является закалка при 850° в воде с последующим отпуском при $600-650^\circ$. Металл башмака, подвергнутого такой обработке повышает σ до 113 кг./мм^2 (на 62% выше металла сырого башмака), при достаточной пластичности. Ударная вязкость вдоль прокатки увеличивается на $180-210\%$, а поперек прокатки на $80-90\%$ против ударной вязкости металла без термообработки.

4. Практически проведение сорбитизации тракторного башмака возможно на заводе-потребителе. При правильной организации термообработки (например, в печи конвейерного типа), последняя будет являться недорогой операцией, обеспечивающей получение стойкого к износу башмака.

К вопросу о стандарте на рельсы*

ВСТУПЛЕНИЕ

Отдел металлов института транспорта НКПС в настоящее время выдвигает взамен ОСТ-4118 новый проект стандарта на железнодорожные рельсы широкой колеи, а именно: для рельсов типа IVA—IA и для рельсов более тяжелого типа, весом от 44 до 50 кг. на погонный метр. Ныне действующий ОСТ 4118, разработанный в 1931 году и частично введенный в эксплуатацию в 1933 году, подвергается институтом пересмотру по ряду весьма существенных и важных пунктов.

История развития русских технических условий характеризуется:

а) Относительным постоянством копровой пробы при температуре выше 0° , которая, будучи введена в 1908 году, оправдала себя как очень ценное и надежное испытание, весьма чутко отражающее и вязкость и прочность металла. Достоинством этого испытания является также то, что испытанию подвергаются все изделия в целом.

б) Копровые испытания при пониженной температуре, будучи в первый период основным испытанием, постепенно теряли свое значение и только в настоящее время вновь проектируются. В иностранных стандартах этот метод испытания не фигурирует.

в) Изгиб при статической нагрузке также постепенно исчез из русских технических условий.

г) Наиболее интересной частью технических условий были разрывные испытания. Здесь мы имеем постепенное увеличение временного сопротивления до 70 кг/кв. мм. (что представляет среднюю величину из числа различных зарубежных условий) и постоянные попытки в факультативном порядке учитывать упругие свойства металла, что из зарубежных стандартов имеется в Бельгии. Последнее обуславливается известной способностью марте-новских рельсов к смятию и вызвало много споров и исследований.

Говоря о последних, нужно отметить, что несмотря на их лабораторную основательность, они проводились с относительно небольшим числом рельсов, история службы которых и производственные условия изготовления не были известны и точно учтены. Поэтому то выводы большого числа комиссий и отдельных авторитетных ученых, работавших в этой области, были обычно половинчаты и вызывали бесконечные споры. В результате, так называемая рельсовая проблема; становится запутанной, а результаты отдельных исследований противоречивы. Огромное многообразие действующих причин требует массовых наблюдений, хорошо поставленных статистических работ и солидно поставленных опытных участков, на которых должно

проводится широкое и смелое экспериментирование. В этой области, больше чем где бы то ни было, должны быть приложены совместные усилия и производителя и потребителя.

д) Новый проект технических условий выдвигает требование о полном удалении ликвационной части слитка, что имеет то или иное отражение в ряде зарубежных стандартов, как то: в Бельгийском, Английском, но наиболее резко ставится в новом проекте.

е) Русские технические условия 1931 года и разбираемый проект стандарта весьма отчетливо нормируют браковочные признаки, связанные с внешним видом рельсов, его изломом и характером правки.

Мы считаем уместным отметить, что по состоянию наших знаний было бы правильным в настоящее время не пересмотр действующего стандарта, а введение в факультативном порядке ряда дополнительных испытаний, всемерное усиление экспериментальных работ с широким привлечением к этому делу работников и промышленности и транспорта с тем, чтобы накопить действительно солидный опытный материал для составления нового стандарта. Однако, поскольку проект стандарта имеется, мы позволим себе сделать ряд замечаний, базируясь на еще молодой практике Кузнецкого металлургического завода.

Разбраковка на основании действующего стандарта по КМЗ представлена нами в таблице 1, из которой видно, что основные цифры брака падают на поверхностные дефекты и расслой и значительно меньшее на неудовлетворительность металла по механическим испытаниям.

* * *

Качественная характеристика рельсового металла, определяющая его отношение к службе, должна удовлетворять следующим требованиям:

1) Высокая вязкость и предел усталости и металла и изделия в целом, обеспечивающая рельсы от изломов при движении железнодорожных составов.

2) Высокое сопротивление смятию, особенно на стыках, где имеет место ударная нагрузка. Марте-новские рельсы показывают себя в этом отношении мало удовлетворительным материалом.

3) Высокое сопротивление истиранию. При современных нагрузках на ось и скоростях движения, сопротивление рельсов износу явно недостаточно, что ведет к уменьшению срока службы их, особенно на кривых участках с малым радиусом, где имеется усиленный боковой износ.

Сделаем попытку подробнее разобраться в этих вопросах и попутно осветить ряд свойств рельсового металла КМЗ.

* Доложено на заседании Н. И. Т. О.—КМЗ 28/IV-1935 г. инженером Лаптевым Н. Р.

Таблица 1

Разбраковка рельсовой продукции в 1934-1935 г.г.

Виды дефектов	1934 г.			II кв. 1935 г.		
	Всего	II сорт	Брак	Всего	II сорт	Брак
1. Плена %	6,6	3,4	3,2	3,8	2,2	1,6
2. Рванина %	1,3	0,1	1,2	0,4	—	0,4
3. Расслой %	6,1	—	6,1	7	—	7
4. Волосовина %	0,5	0,4	0,1	0,6	0,6	—
5. Трещина	2,4	—	2,4	1,1	—	1,1
6. Газов. пузырь	0,4	—	0,4	0,1	—	0,1
7. Химанализ	4,5	2,7	1,8	1,2	1,1	0,1
8. Брак по копровым испытаниям	2,6	—	2,6	0,6	—	0,6
9. Неудовлетвор. механич. свойства	0,1	0,1	—	0,1	0,1	—

Внутренние напряжения в рельсах

Практика КМЗ показала, что металл, взятый после прокатки, особенно рельсы и тракторный башмак, обладают значительно заниженными механическими свойствами, которые улучшаются с течением времени. *)

Продолжительность этого периода при обычной температуре один месяц, снижается до 10 часов, если металл нагревать при $t^0 = 100^0$.

Количественная сторона этого явления представлена на диаграмме (см. фиг. № 1 и таблицу 2) и характеризуется значительным увеличением средних значений σ и ψ и более слабым увеличением δ , Нв и 1-й стрелы прогиба.

Таблица 2

Изменения механических свойств рельсовой стали КМЗ в продолжении месяца

№№ по пор.	№№ плавок	Механические свойства									
		σ кг/мм ²		δ %		ψ %		Нв		F ₁ (I стрела)	
		до	после	до	после	до	после	до	после	до	после
1	2755	91,7	92,4	8,0	9,5	12,9	22,6	241	255	42	44
2	8142	88,6	90,6	5,3	12,0	7,8	20,1	269	288	36	39
3	6207	93,3	93,1	5,3	11,1	7,8	17,9	228	241	37	38
4	5427	76,2	77,1	9,3	13,6	12,8	22,4	207	228	40	42
5	1812	80,1	79,9	9,3	14,6	16,7	28,2	207	228	39	42

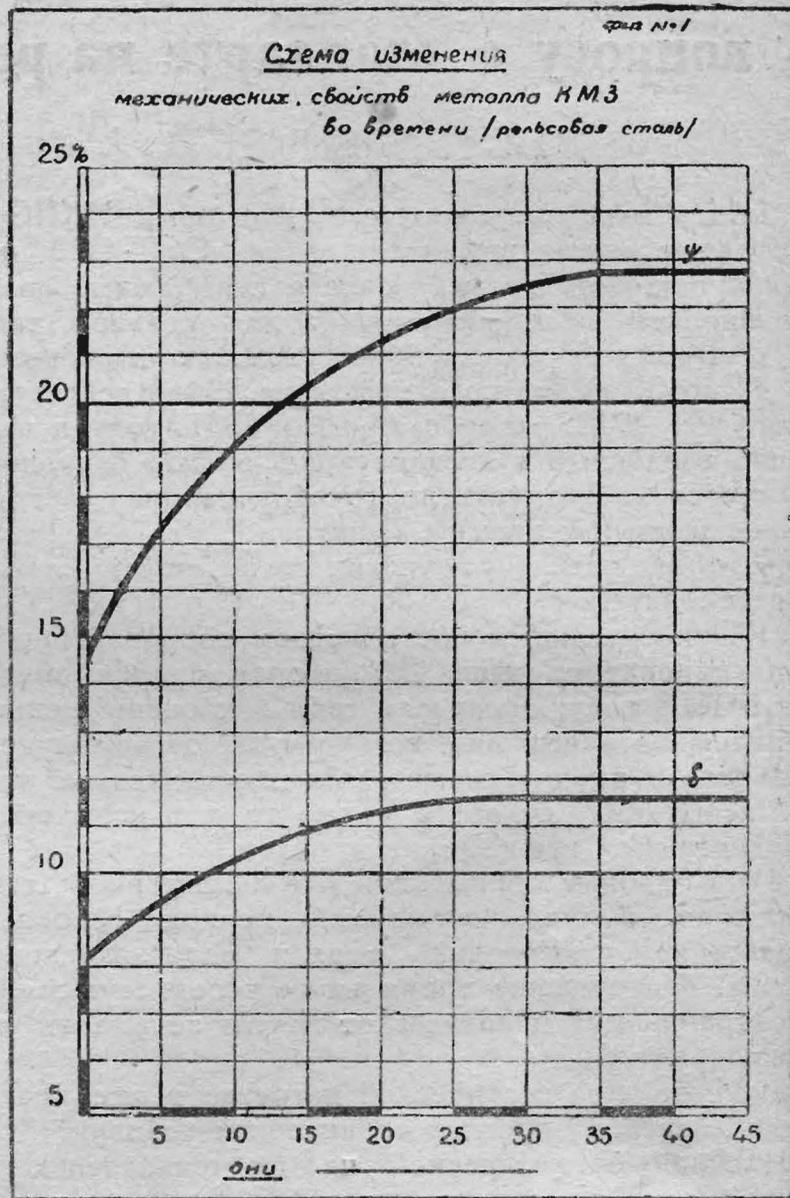
Нв—твердость по Бринелю.

F₁—стрела прогиба рельса при копровых испытаниях после первого удара бабы весом 500 кг. с высоты Н—7,3 м,

На основании этих данных мы считаем необходимым включить в будущий стандарт пункт, оговаривающий право заводов производить испытание с образцами предварительно выдержанными при $t=100^0$ в течение 10 часов, так как после такой обработки металл будет испытываться в нормаль-

ном состоянии, к которому он подходит после месяца при обычной температуре.

Этот процесс противоположен обычному явлению старения, так как здесь происходит одновременное увеличение и прочности и пластичности тогда как обычное старение металла, обусловленное выделением новой мелкодисперсной фазы, со-



провождается падением пластических свойств. Это явление, наблюдаемое в рельсовом металле, прошедшем правку на ролевой машине и не правленном, следует объяснить присутствием в остывшем рельсе остаточных напряжений термического порядка, возникающих при остывании рельсовой полосы.

Резко неравномерное распределение металла между головкой и подошвой в рельсах типа ПА создает разницу температур при остывании в 100^0 и выше, которая выравнивается только к 100^0 , что видно из диаграмм, приведенных на фиг. 2 и 3.

Конечно, такая неравномерность обуславливает изгиб рельса, что требует усиленной правки и влечет за собой появление вредных внутренних напряжений.

Правка в горячем состоянии может дать относительно прямой рельс после остывания, но это не изменит положения с внутренними напряжениями термического порядка, так как относительная термическая усадка головки и подошвы остается без изменения. Подсчет напряжений этого типа сделать не представляется возможным, так как в области высоких температур значительная часть их исчезает. Однако при умеренно высоких темпера-

*) См. Кузнецкстрой № 4—5, 1934 год С. И. Филимонов

турах, в условиях относительно быстрого охлаждения, какая то часть их сохранится в уже остывшем рельсе. Далее следует указать, что в условиях производства при изменчивости t конца прокатки, химанализа и др. факторов, добиться полной эффективности и однородности горячей правки, при ко-

в Америке, показали себя в этом отношении хорошо и потому должны быть в самый короткий срок опробованы в СССР.

Роль химанализа, ликвации и усадки

Для выяснения вопроса о влиянии химанализа на хрупкость рельсов мы воспользовались данными текущего контроля за 1934 год и построили ряд диаграмм, в которых нашли отражение плавки, выдержавшие копровые испытания и забракованные по копру.

Для удовлетворительных плавков мы использовали обычный поплавоочный анализ, что же касается плавков забракованных, то, помимо плавочного анализа, мы располагали еще анализами металла из ликвационной зоны копрового образца.

Обработанные материалы, представлены нами в ряде последующих диаграмм частот. (См фиг. 4—11). Диаграммы частот по содержанию Суказывают:

1) Наиболее типичное содержание углерода в нормальных плавках составляет 0,56—0,60%. Плавки с содержанием углерода выше 0,60% встречаются значительно реже и для них становится существенным брак по копру.

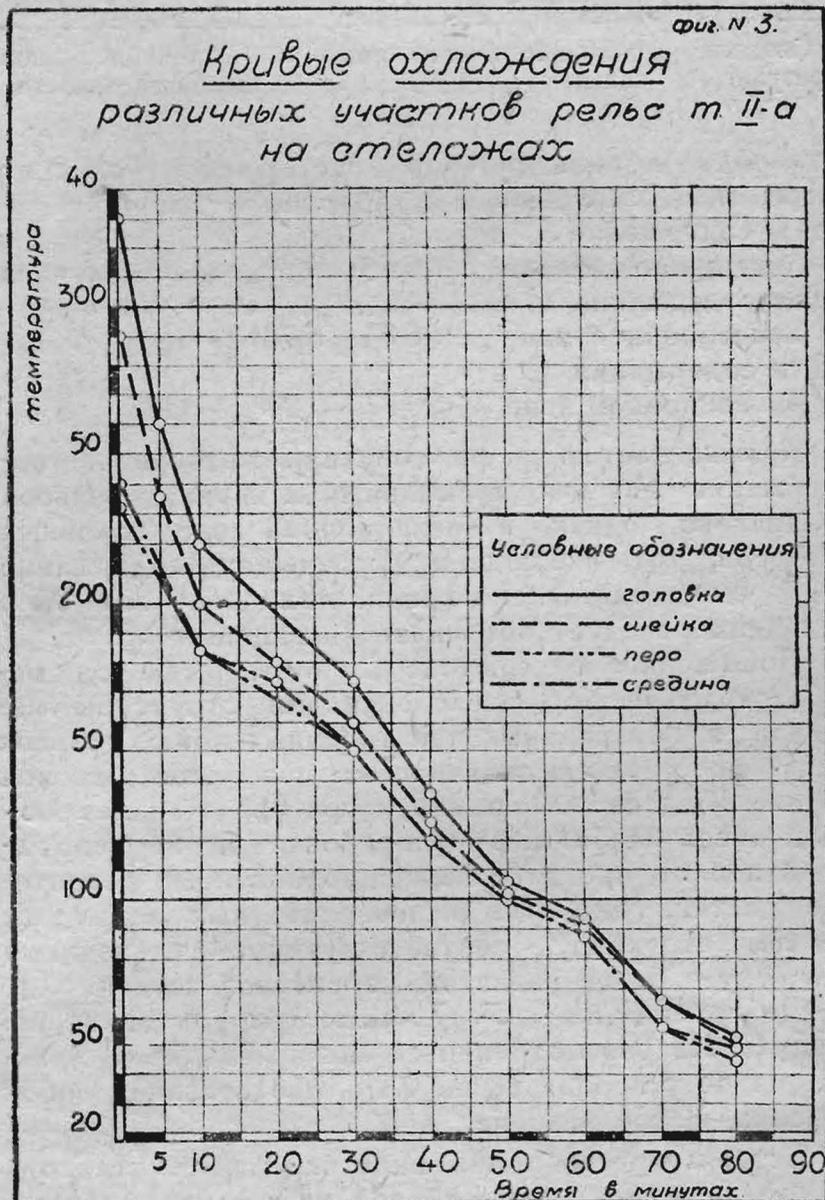
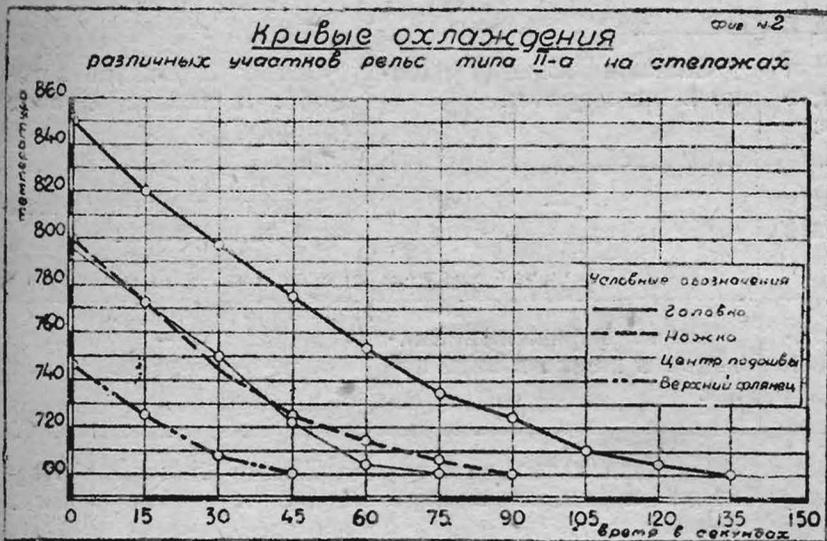
торой бы получалась небольшая и однородная стрела изгиба, представляет значительную трудность.

Если завод применяет правку под прессами, то, конечно, минимальная стрела прогиба остывшего рельса, даст минимальные напряжения при правке и в этом отношении регламентация стрелы остывшего рельса, как это предусмотрено проектом, правильна.

Картина получается иной при правке на ролевой машине, так как величина знакопеременной деформации, которую претерпевает рельс, зависит прежде всего от настройки машины, ибо характер и величина деформации при правке на ролевой машине имеет большую относительную величину и значение, чем простое выпрямление искривленного рельса после остывания на прессах.

Вышеизложенное указывает, что в случае правки на ролевой машине, большое значение имеет не стрела прогиба остывшего рельса, а такая настройка машины при правке которая, обеспечив правку, дала бы в то же время минимум деформации металла и минимум напряжений. Это последнее должно быть, по нашему мнению, четко указано в стандарте или в инструкции к стандарту. *) Требование ОСТ'а и американского стандарта о недопустимости резкого треска при правке следует считать принципиально правильным, однако в этом вопросе требуется наметить какие то количественные характеристики, так как качественные и субъективные признаки вообще нежелательны в стандарте.

В заключении мы еще раз хотим подчеркнуть, что неравномерность распределения металла в головке и подошве в принятых типах рельсов I—IV А, а также и в проектируемых НКПС новых типах, по нашему мнению, ошибочна, следствием чего является изгиб рельса при остывании, появление вредных напряжений в металле, а также необходимость усиленной правки. По свидетельству Кушинга **) рельсы с толстой подошвой, изготавливаемые



2) В интервале 0,56—0,60% отношение забракованных плавков к годным составляет 23%, тогда как для интервала 0,61—0,65 это отношение поднимается до 10,9%.

Кривая на фиг. 5 указывает, что для большинства забракованных по копру плавков с содержанием

*) Лященко: „К вопросу о настройке ролевой правильной машины. Кузнецкстрой, № 1—2, 1935 г

**) Мерклен. Вестник Металлопромышленности № 1-2, 1927 г.

Ликвационные явления на длине рельсовой полосы

№№ плавки	% обрезки от головного конца			
	5—7%	22—28%	53—60%	88—93,6%
8494	—	Ликвация в головке и шейке в виде полос	Ликвации нет	Слабая ликвация в шейке в виде полос
3481	—	Ликвация в головке и шейке в виде грибка, в подошве в виде полос	Сильная ликвация в шейке в виде грибка	Слабая ликвация в головке и шейке в виде грибка
1542	Имеется ликвация в шейке в виде полос	Имеется ликвация внизу головки в виде пятен и в шейке—в виде полос	—	Имеется ликвация в шейке в виде грибка
2500	Сильная ликвация по всему темплету в виде пятен и полос	Сильная ликвация в головке шейки и подошвы	Слабо выраженная ликвация в шейке в виде полос	—
5187	Имеется ликвация в головке и шейке в виде полос	—	Сильная ликвация в головке и шейке в виде грибка	Слабая ликвация в головке и шейке в виде грибка
4356	Сильная ликвация по всему темплету в виде пятен и полос	Слабая ликвация в головке и шейке в виде полос	Слабая ликвация в головке и шейке в виде полос	Ликвации нет
Сводные результаты	Ликвация отчетливая и сильная	Ликвация разнообразная по интенсивности	Ликвация разнообразная по интенсивности	Ликвация или отсутствует или слабо выражена

углерода в ликвационной зоне далеко уходит от норм, предусмотренных стандартом а именно:

Для содержания С в ликвационной зоне . . 0,65—0,70%—34% случаев

Для содержания С в ликвационной зоне . . 0,71—0,76%—18% „

Для содержания С в ликвационной зоне . . 0,77—0,82%—11% „

Кривые частот на фиг. 6 указывают среднее содержание Мп для нормальных и хрупких рельсов одинаково, однако в ликвационной зоне головных рельсов, мы наблюдали повышенное содержание Мп, что представлено кривой III на диаграмме № 6 и, видимо, следует объяснить ликвацией МпS.

Повышенное содержание С подтверждается металлографическими исследованиями структуры металла в центральных ликвационных зонах рельсов (см. фото 1). В отличие от поверхностных зон (фото 2) здесь обычно структура представляет собой очень слабо дифференцированный неоднородный перлит, иногда совершенно лишенный ферритовой сетки, тогда как в поверхностных зонах мы имеем структуру, соответствующую плавочному анализу с более развитой ферритовой сеткой.

Диаграмма на фиг. 7 иллюстрирует ликвацию Мп, С. Из рассмотрения ее можно видеть, что ликвация по углероду выше 0,1% представляет собой весьма частое явление.

Встречающееся пониженное содержание углерода в ликвационной зоне объясняется случаями сильного обезуглероживания, которое, как правило, наблюдается по месту незаварившейся усадочной раковины

Наиболее четкой величиной, определяющей влияние химанализа, является выражение $C+0,5Mn$.

Диаграмма на фиг. 8 представляет частоты значений этой величины для плавок годных и забракованных по копру.

Мы можем отметить здесь, что увеличение ее выше 1% становится нежелательным, так как при этом значительно увеличивается удельное значение брака.

Фиг. 9, 10 и 11 дают представление о роли Р и S. Из рассмотрения их видно, что:

а) Содержание Р и S по плавочным анализам редко выходит из норм, предусмотренных ОСТ'ом 4118

б) Значительного расхождения в химанализе по Р и S между нормальными забракованными плавками нет.

в) Ликвация по Р и S для 1-х головных рельсов в сравнении с плавочным относительно часто достигает величины 0,02%, причем, как это видно из таблицы 3, развитие ликвации в дальнейших рельсах принимает даже более отчетливый характер, так как эти рельсы соответствуют нижней части усадочной раковины, где ликвация имеет наибольшее развитие.

Таблица 4.

Содержание Р и S у поверхности и в ликвационной зоне перед головными рельсами:

Количество плавок	Содержание в плавочной пробе среднее	Темплет перед 1-м рельсом		Темплет перед 2-м рельсом		Темплет перед 3-м рельсом	
		У поверхности	В середине головки	У поверхности	В середине головки	У поверхности	В середине головки
6	P 0,024	0,026	0,028	0,028	0,030	0,031	0,035
6	S 0,023	0,033	0,034	0,038	0,035	0,033	0,041

Примечание: таблица 4 дает средние анализы по 6 плавкам, табл. 3 дает картину ликвации по всей рельсовой полосе.

Что касается ликвации по углероду в головных рельсах, то представление об этом вопросе дает таблица 5, которая составлена на основании массовых травлений по Гейну

Таблица 5

Место отбора темплетов	Имеется ликвация	Ликвация не обнаружена
Перед I-м рельсом	74,8	25,2
" II-м	87,3	12,7
" III-м	93,7	6,3

Примечание: количество исследованных темплетов: перед I-ым рельсом—215 шт.; II и III—79 шт.

Мы обсуждали здесь, как неразрывно связанное, не только химанализ стали по плавочным анализам, но также и характер ликвации, который имеется в рельсах. Дело в том, что предлагаемый НКПС проект стандарта предусматривает, что „серный отпечаток по Бауману с поперечного сечения рельса может иметь только самые легкие следы сегрегации“ и что в об. езку должна поступать голов-

дарт, представляет собой практически невыполнимую операцию, так как еще на 50-60% по высоте слитка мы встречаем весьма резко выраженную внецентренную ликвацию за счет, так называемых, усов. Видимо, здесь необходим одновременный учет и ликвационных и, главным образом, усадочных явлений, так как совместное влияние обоих факторов представляет наибольшую опасность, причем присутствие грубых пороков усадочного происхождения является несравненно более важным и опасным фактором и потому норма обрезки головного конца должна, в первую голову, базироваться на исследовании явлений усадки.

Усадочная раковина простирается в слитках шести семитонного развеса до 25—30%, а иногда и больше, а усадочная рыхлость может встречаться иногда и на 70% по высоте слитка, считая от головы.

Между тем значительная часть рельсов из усадочной части слитка получается вполне удовлетворительной, благодаря заварке усадочной раковины.

Проведенный в 1933 и 1934 году текущий металлографический контроль рельсов показал следующую картину распространения отчетливой незаварившейся усадки по длине рельсовой полосы.

Таблица 6

Распространение макро усадки по длине рельсовой полосы

Место отбора темплетов	Количество исследован. темплетов	Имеется темплетов с незаварившейся усадочной раковинной	
		шт.	%
Перед I-м рельсом	215	93	43,2
" II-м	79	12	15,2
" III-м	79	7	8,9

Что касается микроскопических пороков, связанных с усадкой, то данные по этому вопросу для тех же рельсов даны в таблице 7.

Таблица 7

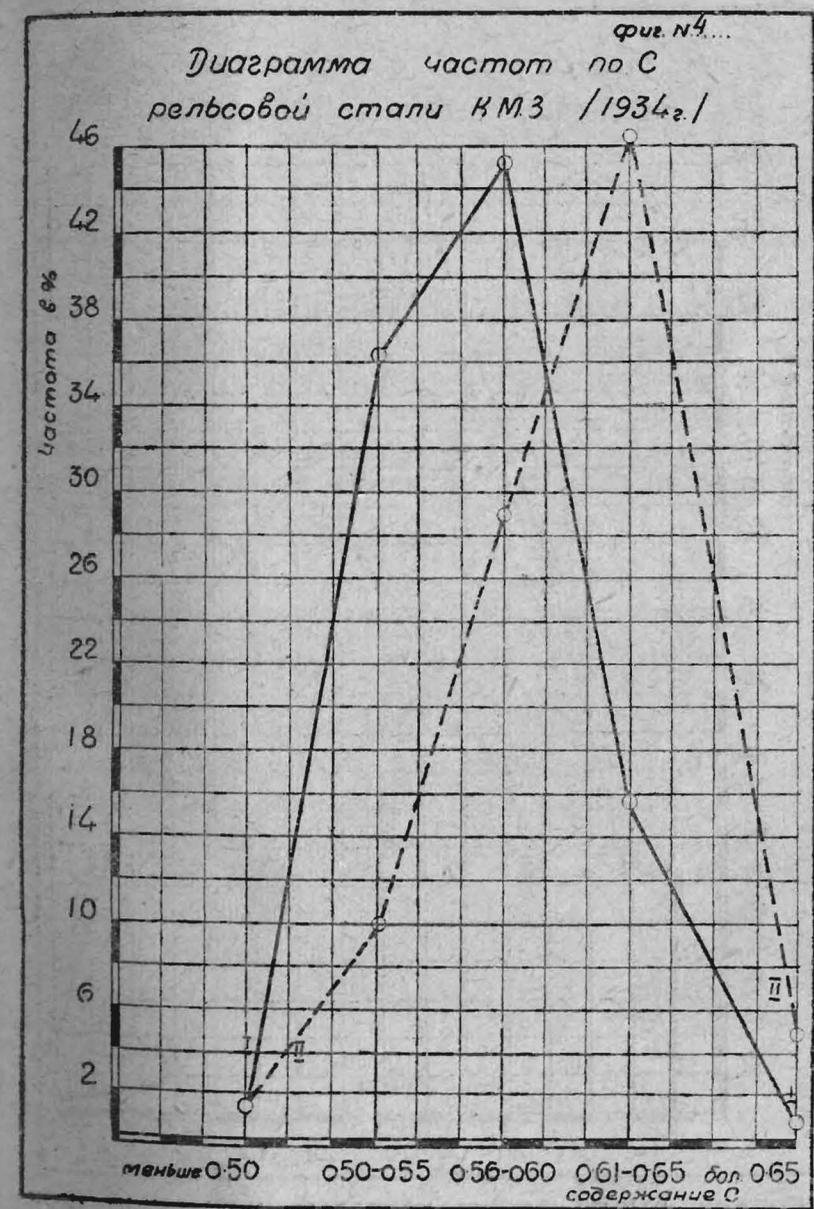
Распространение микроскопических пороков, связанных с усадкой

Место отбора темплетов	Количество исследов. темплет	Имеются микроскопические пороки усадочного происхождения		Без пороков	
		шт.	%	шт.	%
Перед I-м рельсом	215	57	26,5	65	30,3
" II-м	79	48	60,8	19	24
" III-м	79	52	65,8	20	25,3

Примечание: процент обрезки перед I-м рельсом составляет для этого периода 6—10%.

Годовое количество рельсов, получаемых из усадочной части слитка, составляет для Ку нецкого завода величину порядка 150000 тн. (при годовой производительности в 600000 тн). Если учесть далее, что 6—8% всех рельсов отбраковывается по усадке, что составит около 40-50 тысяч тонн, то около 100.000 тн. остается годных рельсов только по одному Кузнецкому заводу.

Рельсы этого типа во всей своей массе, конечно, нельзя отнести к вполне здоровым рельсам, так как различные случайности приемки могут обусло-



Плавки, выдержавшие копровые испытания (кривая I плавочные анализы)

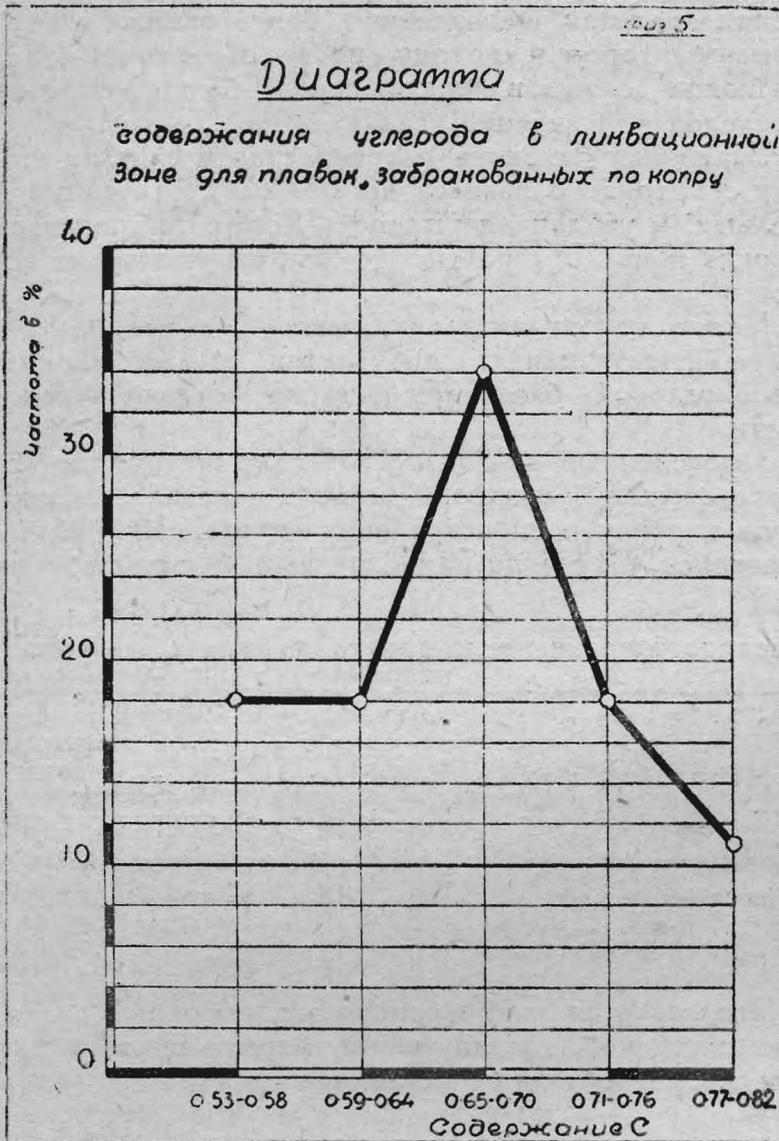
Плавки, не выдержавшие копровые испытания (кривая II плавочные анализы)

ная часть слитка не только по признаку усадки, но и по признаку ликвации и ликвационной неоднородности металла.

Рассмотрение вышеприведенных материалов указывает, что в условиях большого шести-семитонного слитка обрезка для получения „самых легких следов сегрегации“, как этого требует проект стан-

вить попадание усадочных рельсов с негрубой усадкой в счет годных и потому укладка их на ответственные магистрали нежелательна.

Однако в народном хозяйстве имеются, конечно, неограниченные возможности использования и головных рельсов с хорошо заварившейся усадкой, как то: станционные пути, линии второстепенного значения, неответственные заводские пути и т. д.



Имея все это в виду, мы предлагаем вместо существующих в настоящее время трех сортов, а именно: I сорт, II сорт и брак ввести следующие сорта: I сорт А, I сорт Б, II сорт и брак.

Под I-м сортом „А“ мы предлагаем понимать рельсы, полученные из заведомо здоровой части слитка, в котором усадки нет, а ливационные явления не имеют особо резкого развития.

I-м сортом „Б“ следует считать головные рельсы, которые прошли обычные испытания и при осмотре не обнаружили расслоения по усадке. В остальном они должны удовлетворять нормам I-го сорта. Стоимость I сорта, „Б“ должна быть, очевидно, ниже.

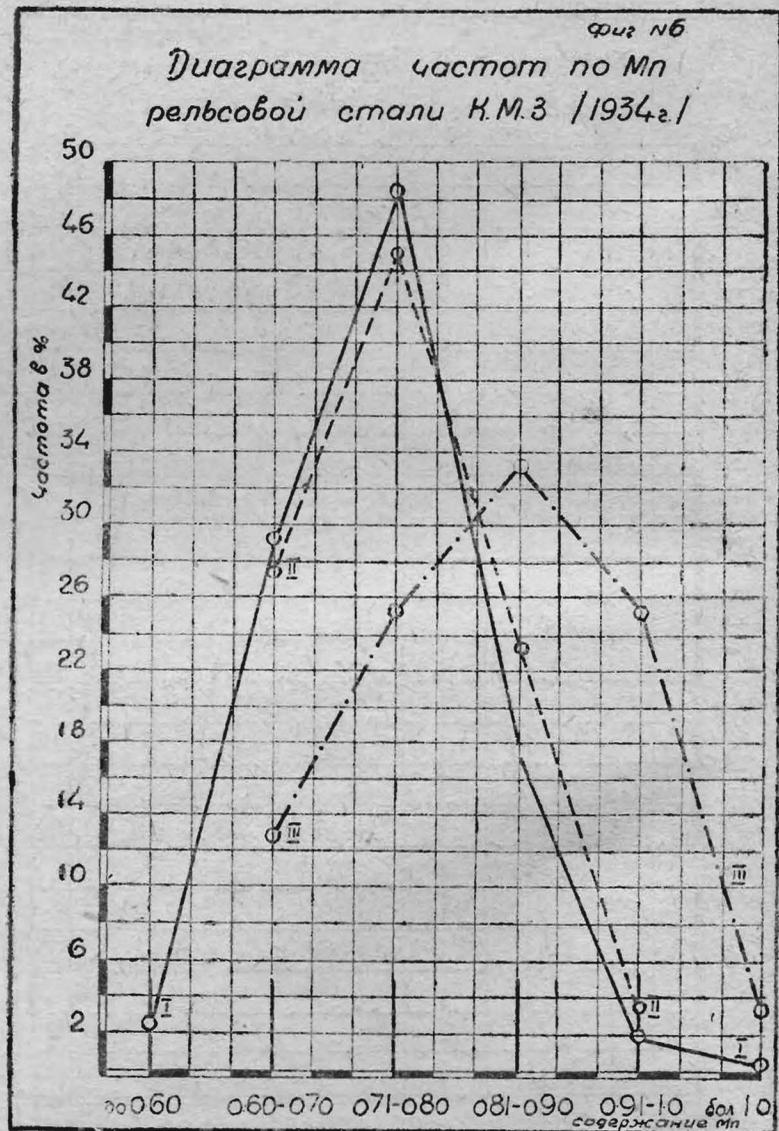
Что касается II-го сорта и брака, то здесь браковочные признаки остаются обычными.

Вводя два класса первого сорта, мы одновременно предлагаем вести копровые испытания для обоих классов по отдельности, так как при этом будет получаться более точная характеристика, особенно для ответственного сорта „А“.

Кроме того, необходимость такого разделения диктуется тем обстоятельством, что, примерно, в 30% случаев брак по копру сопровождается при-

сутствием незаварившейся усадки в копровом образце и почти во всех случаях в этих пробах обнаруживались более или менее отчетливые следы заварившейся усадки в виде шлаковых прослоек, а иногда обезуглероживания и т. д. Очевидно, конечно, что испытание заведомо здоровых проб для рельсов I-го сорта „А“ исключит влияние грубых пороков в пробе, а потому они будут более точными и исключаются случаи перевода в брак здоровых плавок из-за случайностей копровых испытаний.

Такое деление оправдывается и тем, что усадочная раковина, особенно если она не заварилась, представляет собой, конечно, очень грубый порок, опасный в эксплуатации, которым часто объясняются случаи поломки рельсов. Предлагаемая нами классификация исключает случаи попадания в ответственный I-й сорт „А“ рельсов с усадкой. Что касается I-го сорта „Б“, то тщательно поставленная приемка уловит случаи незаварившейся усадки, что же касается проявления ее в виде микроскопических пороков, то они для класса „Б“ серьезной опасности представлять не могут, так как эти



Плавки, выдержавшие копровые испытания (кривая I плавочные анализы) — — — — —

Плавки, не выдержавшие копровые испытания (кривая II плавочные анализы) — — — — —

Плавки, не выдержавшие копровые испытания (кривая III — анализы металла из ливацион. зоны) — — — — —

рельсы будут укладываться на менее груженные и менее ответственные участки пути.

Обсуждая этот вопрос, мы должны указать, что при заливке рельсовых слитков водой, сразу после наполнения изложницы сталью, сверху слитка получается более плотная корка, при которой окисле-

ние усадочной раковины при нагреве слитков в ко- лодцах уменьшается. Это создает лучшую способ- ность усадочной раковины к заварке, что мы и на- блюдаем в настоящее время. До введения этого мероприятия часто можно было встречать случаи сильного обезуглероживания металла и большого количества шлаковых прослоек по месту усадочной раковины в центральных зонах головки и шейки. В настоящее время эти явления наблюдаются ре- же. Здесь же уместно указать, что при условии прокатки с 2 х нагревов, как это имеет место на КМЗ, можно вести прокатку на блюминге более горячо и этим способствовать заварке усадочной раковины на блюминге.

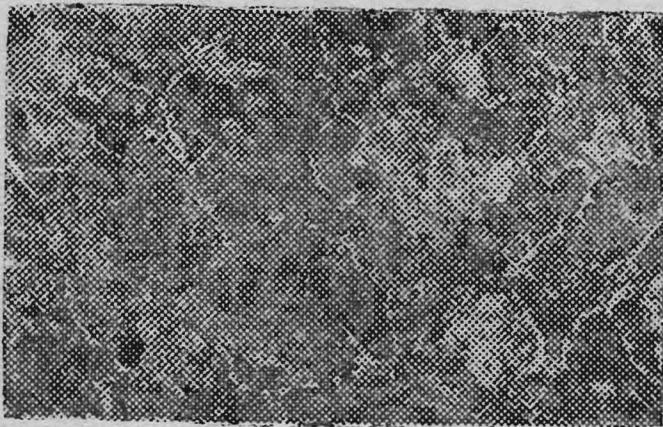


Фото 1 × 100

Структура металла по месту ликвации из шейки

Решение вопроса борьбы с усадкой в рельсовом металле путем применения теплой головы, а также изложниц, расширяющихся кверху, встречает труд- ности в новых мартеновских цехах, которые на этот метод работы не рассчитаны и при введении этого метода массовой работы потребуют дополнитель- ного оборудования.

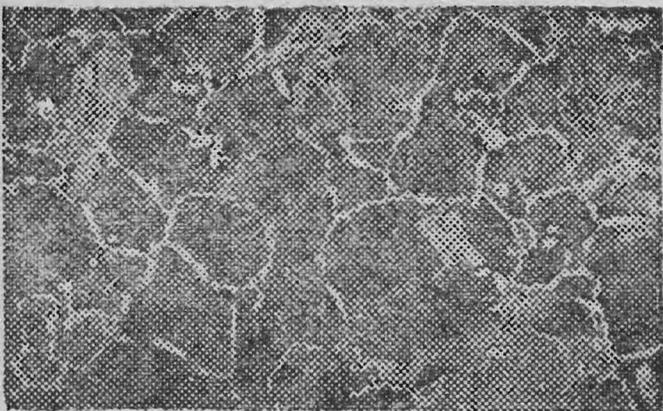


Фото 2 × 100

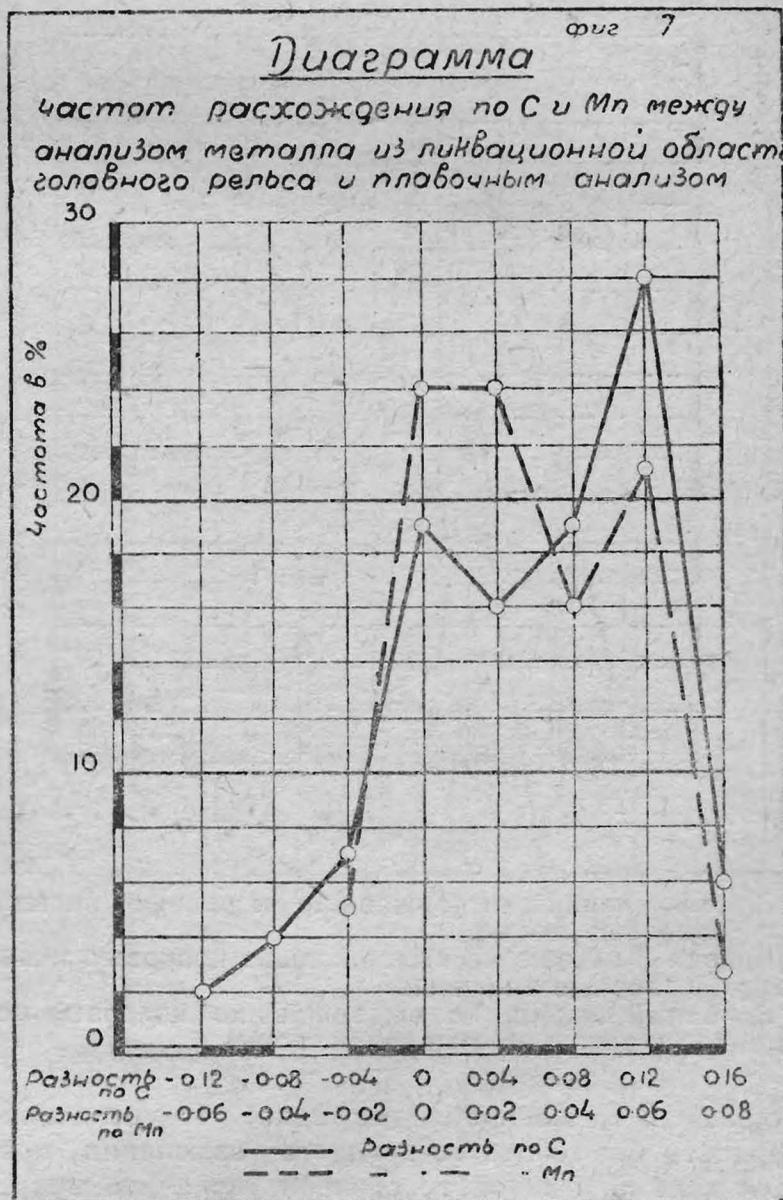
Структура металла в поверхностной зоне головки

Такое решение вопроса делает излишним введе- ние класса „Б“, однако, необходимая при этом об- резка порядка 15—18% означает известную по- терю рельсов класса „Б“, которые останутся как годные при обычном методе работы. В этом слу- чае, однако, мы все рельсы имели бы годными по усадке, что же касается ликвации, то значительных перемен этот метод работы не внесет.

Примечание: введение в стандарт классов А и Б не предпринимает вопроса о методе работы. В слу- чае работы завода на изложницах с теплой головой, класс „Б“ из рельсовой продукции исключается.

Возвращаясь к вопросу о нормах допустимой ликвации для класса „I сорт А“, мы можем ска- зать, на основании приведенных выше материалов, что, пожалуй, большее значение имеет ликвация не серы, а углерода и фосфора. Проект стандарта НКПС предлагает считать отпечаток на серу по Бауману браковочным признаком. Такое суждение отлича- ется известной субъективностью, поэтому мы считаем, что следует учитывать и в будущем количествен- но нормировать ликвацию не только по S, но и по С и Р для рельсов „I сорта А“.

В качестве нормы допустимых расхождений меж- ду плавочным анализом и анализом металла из лик- вационной зоны для рельса типа „I сорт А“ мы считаем возможным предложить цифры порядка: по углероду до 0,1%, по сере и фосфору до 0,015%, которые должны быть еще уточнены последующи- ми исследованиями. Что касается отпечатка по Бауману, то он может остаться только ориентирую- щим признаком. Контрольные анализы на ликвацию



следует проводить факультативно раз в десяти- дневку. Необходимо отметить, что фактором опре- деляющим границы между классами „А“ и „Б“ яв- ляется глубина проникновения усадочной ракови- ны, а нормы ликвации пока вводить не следует, так как этот вопрос подлежит уточнению.

Теперь уместно окончательно обсудить вопрос о химанализе.

Предлагаемое проектом повышение углерода с 0,5—0,65% до 0,55—0,65%, как это видно из выше изложенных материалов, может вызвать значитель- ное увеличение брака по копру, или, вернее, заво-

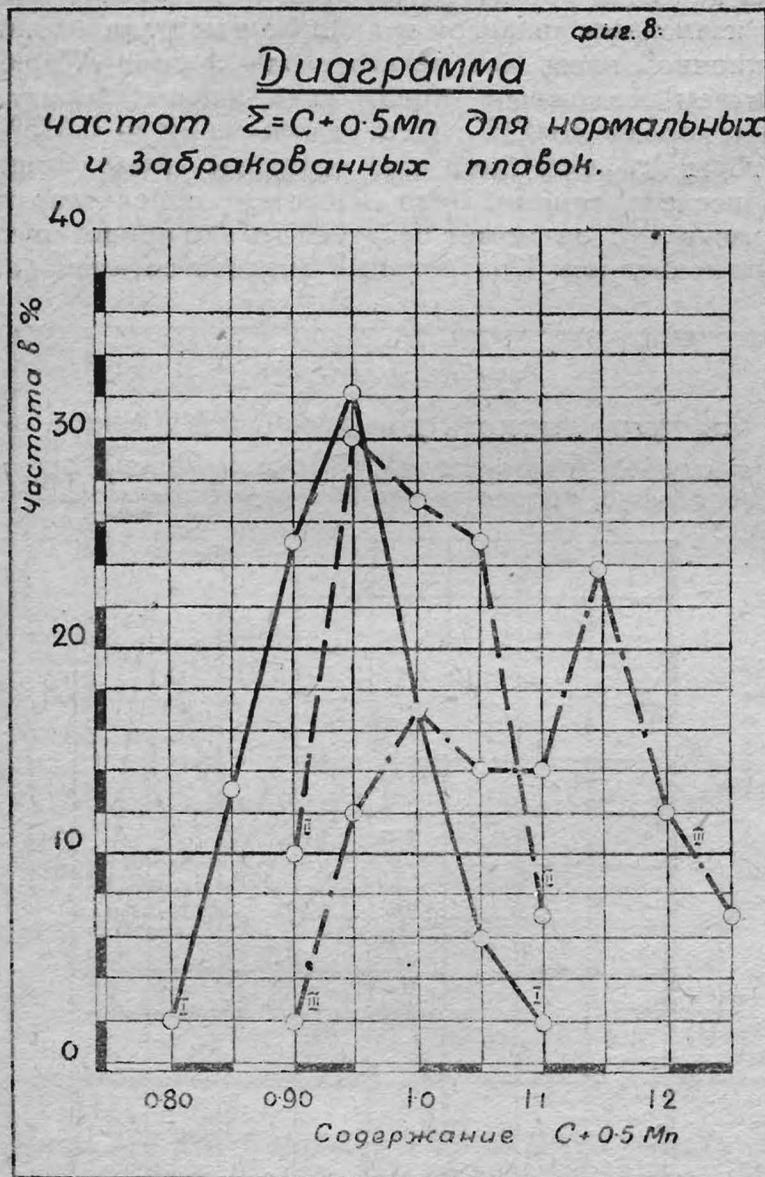
ды вынуждены будут работать на нижнем пределе углерода и марганца, что вызовет увеличение брака по непопаданию в анализ, тогда как по ОСТ'у 4118 работа ведется в средних областях. Обсуждая эти вопросы, мы имеем в виду указать, что с увеличением твердости рельсов по химанализу, мы можем получить разрыв соответствия между ударной пробой и химанализом. Мы должны также отметить, что вопрос с химанализом следует решать в совокупности с профилем, так как увеличение хрупкости следует компенсировать за счет

одновременно сопровождается снижением M_n до 0,8.

Мы считаем уместным высказаться за норму по углероду 0,52—0,65%.

Для утяжеленного типа норма по углероду 0,55—0,70% нуждается в экспериментальной проверке, а пока может быть рассматриваема как временная.

Снижение P до 0,04 в рельсах утяжеленного типа особой необходимостью не вызывается, особенно при существовании классов А и Б, так как более существенное значение для P имеет ликвация, а не плавочный анализ.



Кривая I плавки, выдержавшие копровые испытания (плавочные анализы).

Кривая II плавки, не выдержавшие копровые испытания (плавочные анализы).

Кривая III плавки, не выдержавшие копровые испытания (анализы из ликвацион. зоны).

профиля. В то же время очевидно, что увеличение твердости без соответствующего изменения профиля должно в какой то степени увеличить значение внутренних напряжений, о которых речь шла выше.

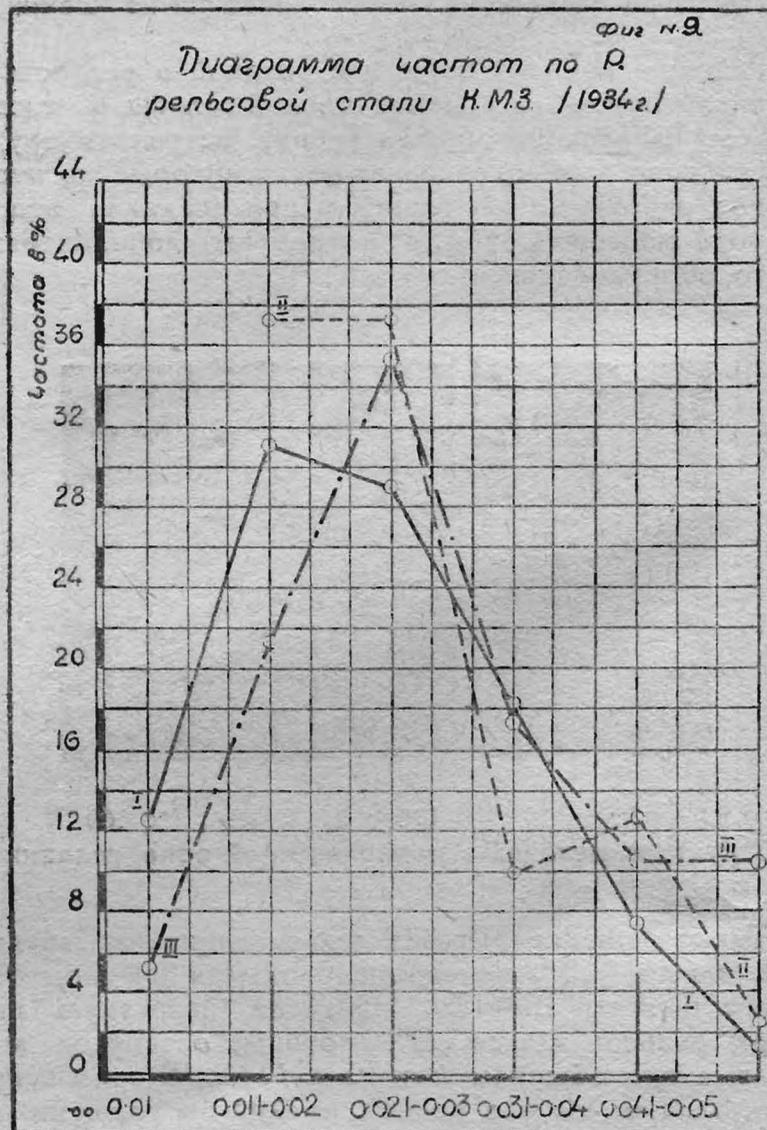
Кроме того, изменение химанализа в сторону большей твердости и потому увеличение роли ликвационных явлений вынуждает также поднять вопрос об изменении условий испытаний для головных рельсов (класс „Б“) в сторону смягчения в сравнении с рельсами класса „А“.

Предлагая увеличение углерода с 0,5—0,65% до 0,55—0,65, проект базируется на американской практике. Однако, там мы имеем содержание углерода 0,53—0,66, что дает больший диапазон. В Англии увеличение содержания углерода до 0,55—0,68%

Микроструктура

Вполне понятное стремление—повысить твердость мартеновского металла за счет увеличения C и этим повысить их способность противостоять смятию, конечно, не единственный путь

Сминаемость рельсов в старых технических условиях, начиная с 1908 года, связывали в той или иной степени с размером зерна и упругими свойствами. Такому воззрению много способствовал проф. Бабошин Французские технические условия также требуют минимальную температуру конца прокатки. В неявной форме наблюдение за температурой прокатки имеется и в американских технических условиях. В новых стандартах СССР этот

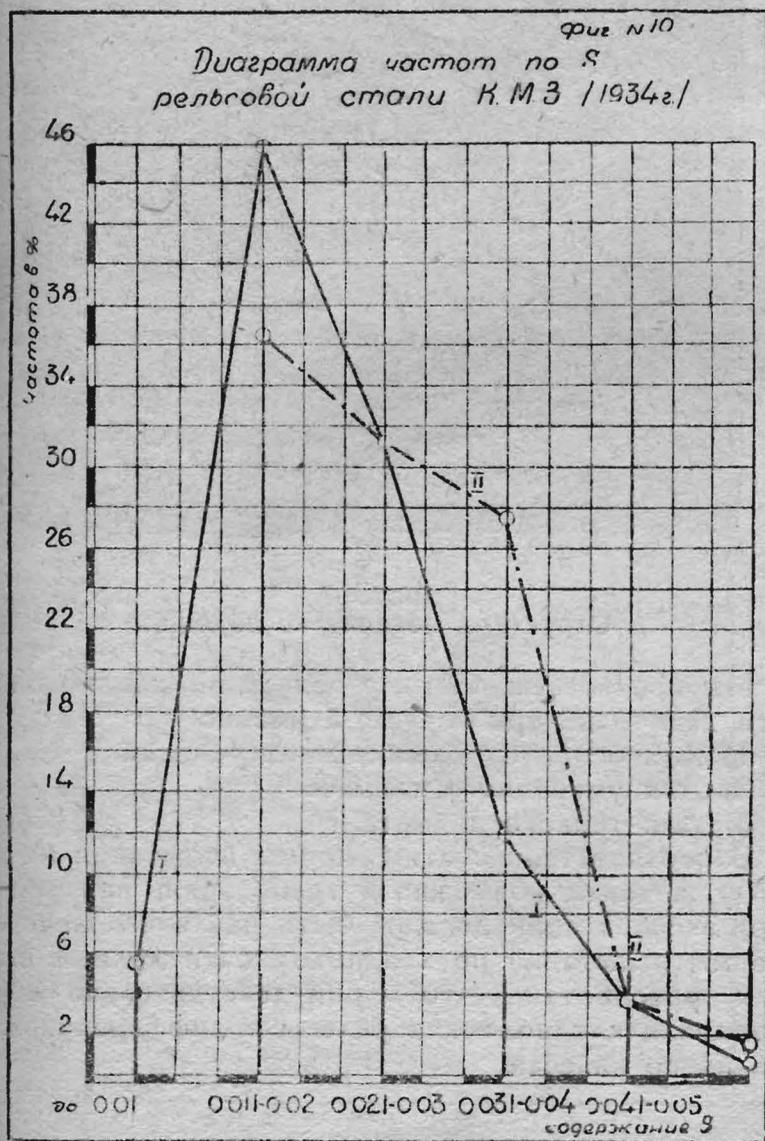


Кривая I плавки, выдержавшие копровые испытания (плавочные анализы) — — — — —

Кривая II плавки, не выдержавшие копровые испытания (плавочные анализы) — — — — —

Кривая III плавки, не выдержавшие копровые испытания (анализы из ликвацион. зоны)

момент упущен и только во втором пункте проекта стандарта имеется требование, что „сталь в изломе должна иметь плотное, однородное и мелкозернистое строение, без шлаковин, раковин, плен, расслоений и пузырей“. Мы считали бы также правильным иметь в изломе мелкое и однородное зерно и контролировать это не только по виду излома, но и систематическими металлографическими исследованиями, но выполнение этого пункта при существующем профиле практически не осуществимо.



Кривая I—I плавки, выдержавшие копровые испытания (плавочные анализы).

Кривая II—II плавки, не выдержавшие копровые испытания (плавочные анализы).

Мы уже указали выше, что температура конца прокатки головки и подошвы резко различна, а отсюда мы имеем и различную величину зерна (см. фото 3 и 4). Стремление к значительному снижению зерна в головке ведет к тому, что подошва будет сильно захлажена. Помимо неприятностей производственных—это, возможно, повлечет за собой появление наклепа в подошве.

Таким образом, мы сталкиваемся здесь с противоречием зависящем от нерационального профиля. Мы еще раз видим, что нужно, наконец испытывать применяемый в Америке профиль с массивной подошвой, что, конечно, можно при желании просто и быстро осуществить.

Что касается существующего в настоящее время положения, то, видимо, наиболее рациональным будет требование о нормировании температуры конца прокатки, ориентируясь на температуру голов-

ки, однако с оговоркой, что температура подошвы в конце прокатки не должна быть ниже 800° — 780° .

Следует дать возможность к широким экспериментам с введением легирующих примесей, как например Cr_1 , что по английским данным*) дает хорошие результаты. Опыты описанные Стародубовым**) с переплавкой Халиловских чугунов дали также обнадеживающие результаты.

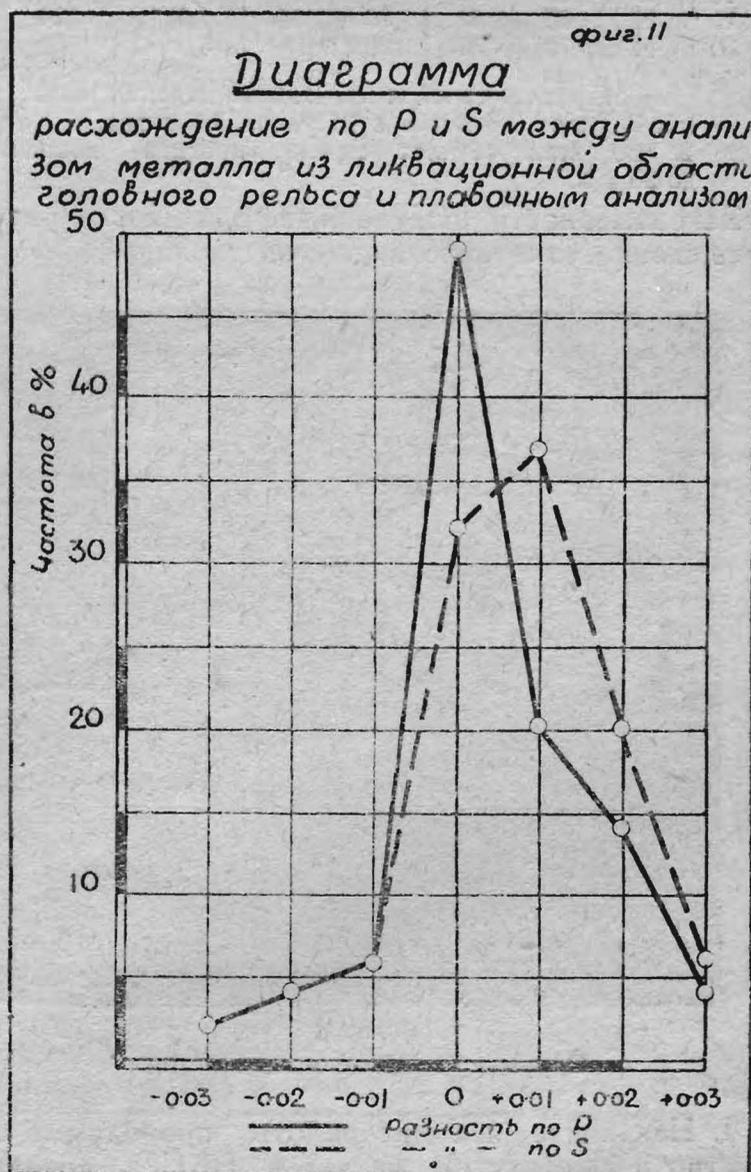
Во всяком случае для проверки влияния легирующих элементов нужно уложить в путь опытные партии рельсов порядка нескольких тысяч тонн.

Хладноломкость рельсов и контроль

Хрупкость рельсов находится в зависимости от температурных условий эксплуатации, что было установлено, в частности, проф. Кузнецовым и Добровидовым.***)

Поэтому копровые испытания при пониженной температуре имеют достаточные основания.

По старым техническим условиям ударные испытания на холоду вначале требовались как обязательные, затем как факультативные и в последнее время выпущены. Заграничными стандартами эти испытания не предусматриваются.



1. Данные по этому вопросу, имеющиеся в лаборатории, сводятся к следующему: среднемесячный брак по копру в 1934 году вполне закономерно меняется с изменением температуры испытания (см. фиг. 12)

*) Вестник Металлопромышленности № 11—1929 г.

**) Домез № 8—1934 г.

***) Сталь № 3—4, 1932 г.

Исключение составляет 9-ый месяц, когда брак по копру возрос по другим причинам (см. тонкий пунктир). Если учесть это, то закономерность в 9-м месяце не нарушается.

Примечание: копер КМЗ не был утеплен до августа 1935 года и испытания производились при температуре наружного воздуха в интервале $+30^{\circ}$ — 40° .

2. Аналогичную картину дают испытания на копре Шарпи, как это видно из диаграммы № 13, которая составлена на основании испытания большого числа образцов, вырезавшихся из головки

3. Лабораторные опыты (в виде средних цифр) большого числа испытаний с обычными копровыми образцами, испытанными при температуре от $+20^{\circ}$ до -30° , представлены в таблице 8.

Таблица 8.

Температура.	Стрелы прогиба					%	Количество испытаний
	I-я	II	III	IV	V		
$+20$	47	87	92	—	—	0	120
$+10$	47	86	91	—	—	1,7	140
0	45	84	91	—	—	1,6	40
-10	45	82	89	90	93	2,3	106
-20	44	80	88	89	90	4,9	124
-30	44	79	87	90	—	6,9	69

Примечание: 1. Высота падения бабы при I и II ударе 7,3 метра с III удара 3,5 метра.

2. Во всех случаях стрела прогиба доводилась до 90 м/м.

Закономерности полученные при исследовании совершенно отчетливо видны из таблицы.



Фото 3 $\times 100$
Структура металла из головки

4. Незаконченные еще работы, проводимые совместно с Институтом металлов НКПС, показали, что рельсы КМЗ в сравнении с бессемеровскими и томассовскими рельсами имеют гораздо большую стойкость при испытании на холоду. Нам думается, что вопрос о хладноломкости рельсов следует поставить шире и глубже, чем он предусмотрен проектом стандарта.

Известно, что процесс изготовления стали, хим-анализ и их термообработка имеют решающее значение в этом вопросе.

Отсюда, естественно, возникает необходимость делить рельсы на хладноломкие и нехладноломкие и в соответствии с этим наметить зоны применения их, приурочивая укладку мартеновских, а так же более мягких рельсов в холодных и резко континентальных полосах СССР.

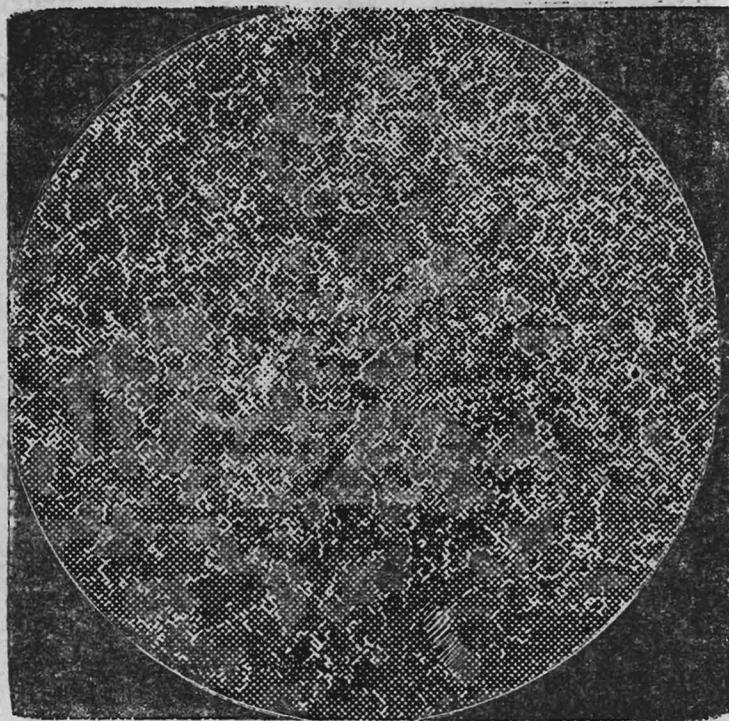
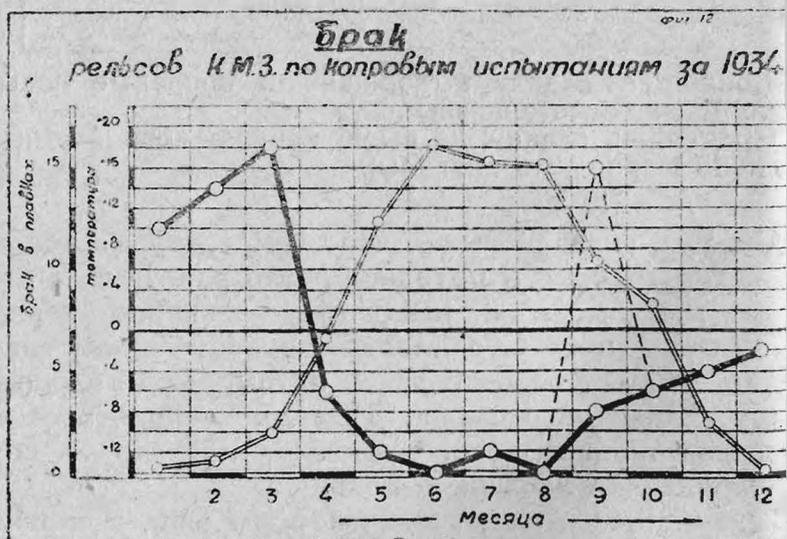


Фото 4 $\times 100$
Структура металла из подошвы

Мы предлагаем поэтому рельсы по хладноломкости делить на три класса, а именно:

- 1) Для особо суровых зимних условий,
- 2) Для умеренного климата.
- 3) Для теплого климата.

В соответствии с этим нормы испытания на лоду, а также возможно и требования по смят при эксплуатации должны быть различны. Конечные нормы испытаний по хладноломкости должны быть так разработаны, чтобы они действительно отбывали хладноломкие рельсы и дифференцировали их по классам.



Брак в пробах ———
Температура в С° ———

Мы считаем поэтому необходимым вести копровые испытания на холоду пока временно, как фактультативные без установления норм с тем, чтобы заинтересованные заводы совместно с институтом металлов НКПС и заводской инспекцией нашли на основании массовых работ, проведенных в виде

следований с привлечением опытных участков и в порядке текущего контроля, приемлемые и убедительные нормы.

Прочие механические свойства

Сопоставление механических характеристик рельсовой стали с браком по копру представлено в диаграммах на фиг. 14, 15, 16 и 17.

Диаграмма № 14 указывает отчетливую связь между браком по копру и временным сопротивлением (σ). Так же как в вышеприведенных сопостав-

действительно, практичные американцы совершенно не пользуются этой характеристикой, ограничиваясь химанализом и копровой пробой, по которой они судят о пластических свойствах металла. Это тем более имеет отношение к новому проекту стандарта, по которому химанализ предусматривает рельсы большей твердости. Возможно становится более актуальным установление для σ верхнего предела, как это предусмотрено в английских и французских технических условиях.

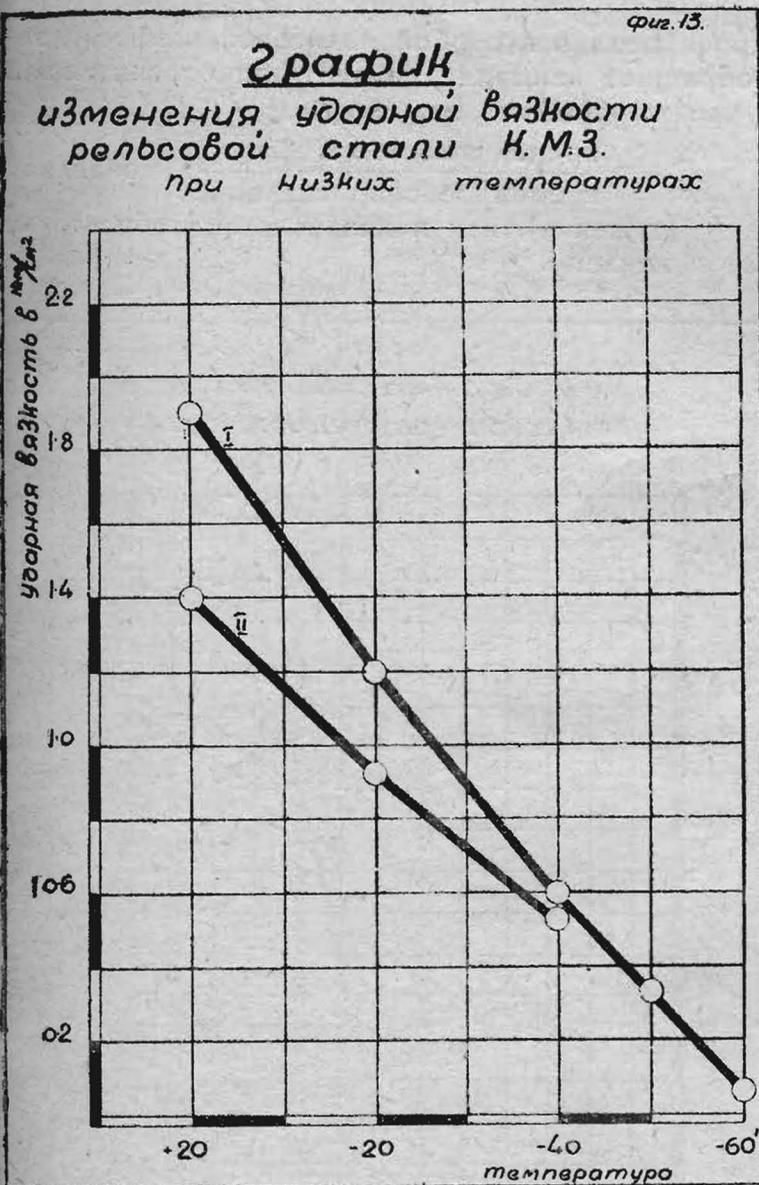
Поэтому мы считаем нужным изъять нормы по σ из будущего стандарта, считая, что нормирование стрелы прогиба и вообще копровая проба совместно с химанализом достаточно хорошо улавливает как мягкие, так и твердые рельсы.

На фиг. 15 приводятся данные о твердости рельсов по Бринелю (H_v) для нормальных и бракованных по копру плавков.

Примечание: H_v определялось по головке, после удаления поверхностного обезуглероженного слоя $R-3000$ кг — 10 мм

Зависимости полученные здесь те же, что и на фиг. 14, но выраженные несравненно слабее.

Немецкий стандарт нормирует H_v не ниже 167. Для мартеновских рельсов принятого анализа эта величина недостаточна.



Кривая I построена по данным механич. лаборатории
Кривая II " " " СИМ'а

лениях по углероду и $C+0,5 Mn$, мы видим, что твердые рельсы при $\sigma > 85$ кг/кв. мм. дают относительно большой процент брака.

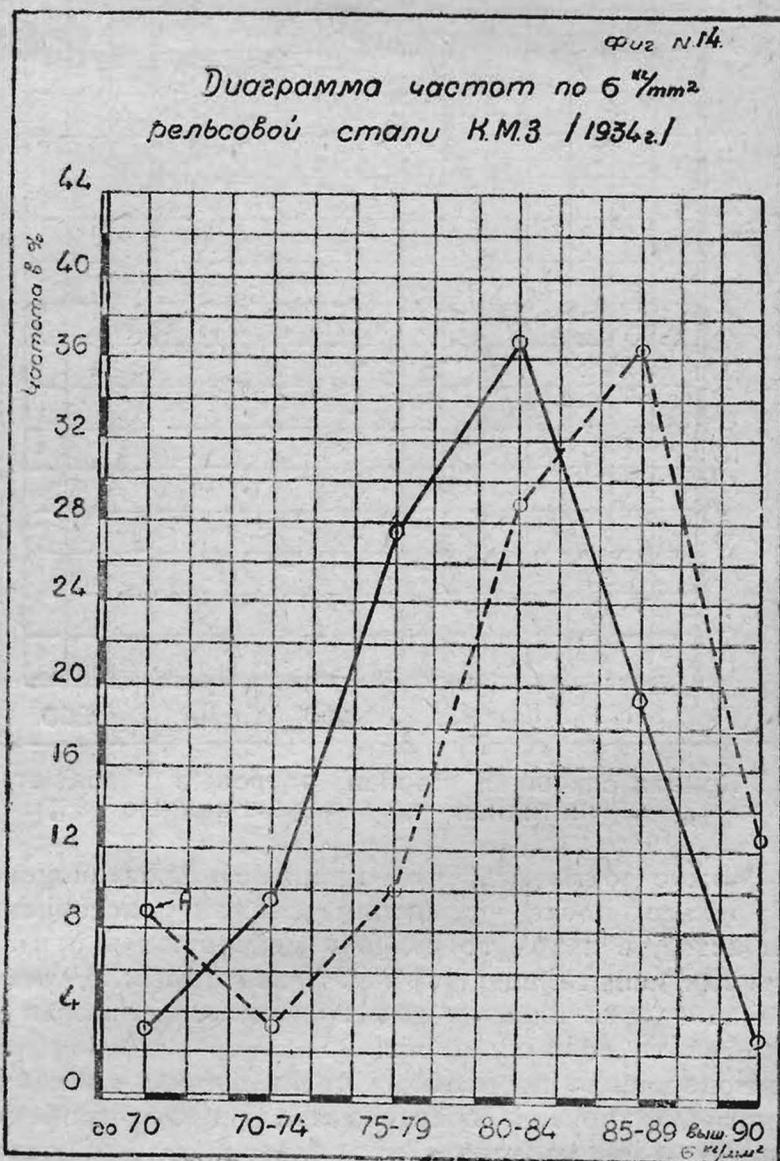
Так, при

$\sigma = 75-79$ кг/кв. мм. брак по копру составляет	1,20%
$\sigma = 80-84$ " " "	2,90%
$\sigma = 85-89$ " " "	7,10%

точка "А" на этой диаграмме соответствует мягким плавкам, переведенным во второй сорт при копровых испытаниях.

В таблице 1 в графе брака по механическим свойствам указывается, что по низкому значению σ (меньше 70 кг. кв. мм) переведено во второй сорт за 1934 год всего 0,1% и это относится, главным образом, к плавкам с заниженным углеродом.

Это указывает, что при нормировании химанализа и при существующих копровых испытаниях по плавочное определение σ теряет всякий смысл и,

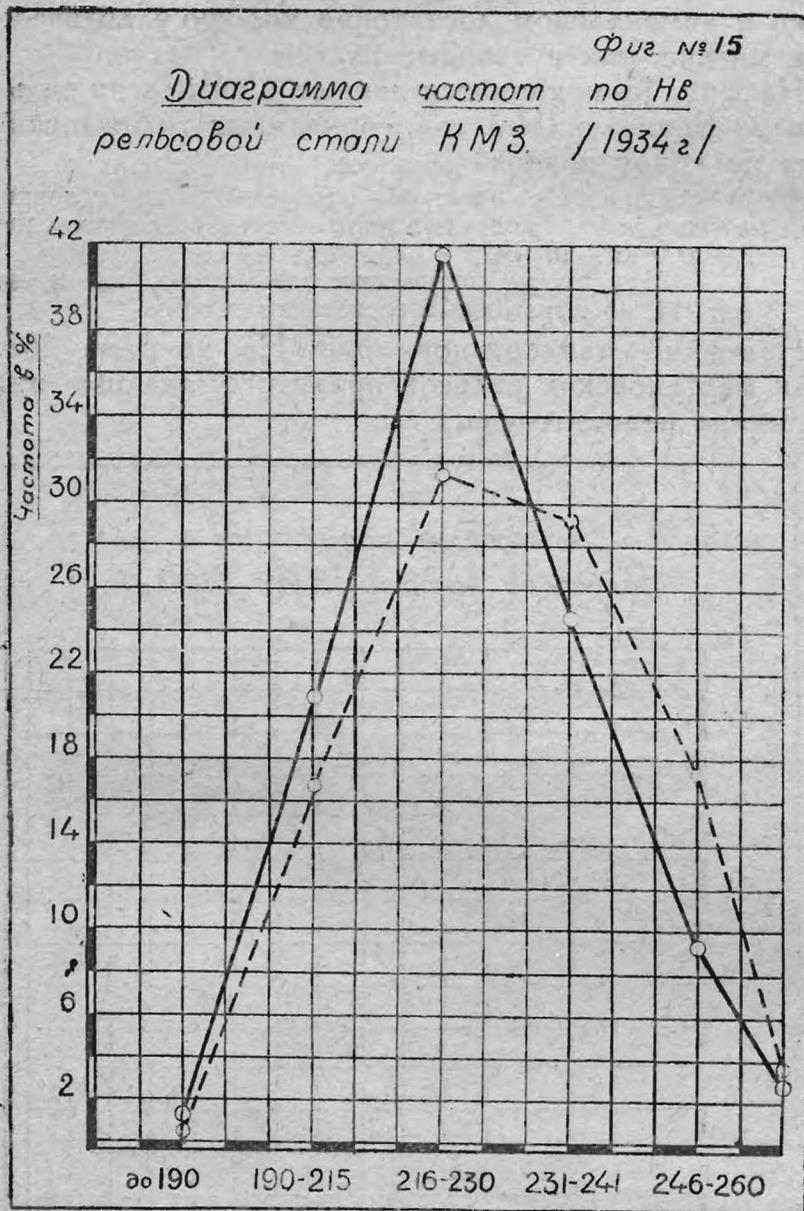


Кривая сплошная черная — здоровые плавки
" пунктирная " — бракованные "

Сопоставление пластических свойств с копровой пробой, представленные на диаграммах 16 и 17, указывают, что особо отчетливой связи здесь не обнаруживается, исключая случаев особо низких значений δ (удлинения) и ψ (сужения), при которых относительно увеличивается брак по копру.

В рельсовом металле КМЗ мы имеем весьма значительный разбой пластических свойств, которые постепенно выравниваются при длительном лежании, как об этом говорилось выше и как это видно на фиг. 1.

Отсюда следует, что δ , ψ , определяемые сразу после прокатки, совершенно не характерны, так как напряжения, остающиеся после прокатки, резко снижают эти показатели и одним изменением химического анализа в сторону повышения С и Mn объяснить отдельные случаи особо низких δ и ψ не представляется возможным.



Кривая сплошная черная — здоровые плавки
 „ пунктирная „ — бракованные „

Можно отметить, что напряжение, остающееся в рельсе после остывания, снижая пластические свойства, в какой то степени действуют и при копровых испытаниях, так как в некоторых случаях не находится никаких факторов, которые могли бы объяснить поломку пробы.

Совершенно по особому стоит вопрос с характеристикой упругих свойств металла и это особенно важно для мартеновских рельсов, отличающихся способностью плохо противостоять смятию.

По нашему мнению работы отдельных участников рельсовых комиссий доказали это достаточно убедительно.

Проф. Бабошин особенно резко ставил этот вопрос, указывая, что рельсы хорошей стойкости против смятия должны быть достаточно упругими. По его данным эти рельсы должны удовлетворять следующим условиям:

$$\frac{\sigma_y}{\sigma} > 0,5 \text{ при } \sigma < 70 \text{ кг/мм}^2$$

$$\frac{\sigma_y}{\sigma} > 0,4 \text{ при } \sigma > 70 \text{ кг/мм}^2$$

(σ_y — предел упругости)

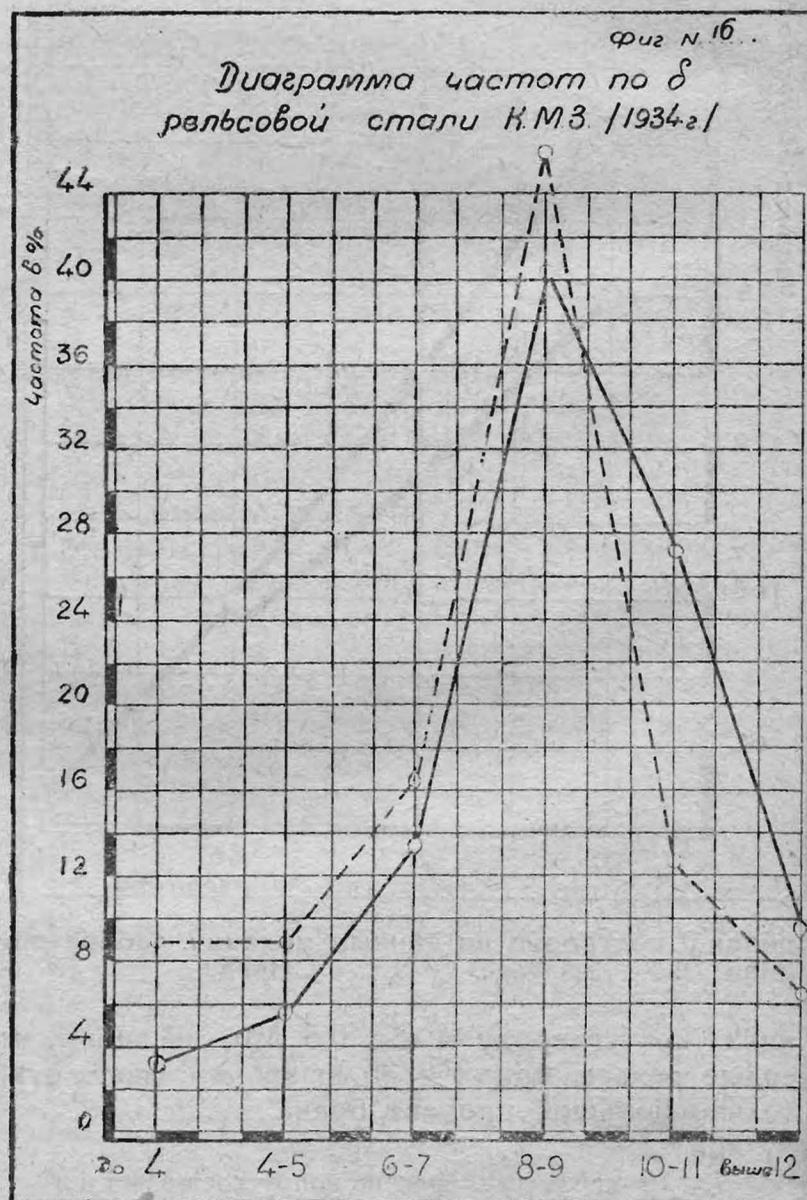
В технических условиях 1908, 1914, 1924 гг. стремление к нормированию упругих свойств получило решение, правда, недостаточно четкое.

К тем же заключениям приходит проф. Любимов (особое рельсовое совещание), который это

отношение рекомендует иметь $\frac{\sigma_y}{\sigma}$ не ниже 0,52

Проф. Беляев в особой рельсовой комиссии так же обращает внимание на этот вопрос, считая важной характеристикой величину:

$\frac{\sigma_T}{\sigma}$ = предел текучести / временное сопротивление, добавляя еще ψ (сужение), как показатель способности металла к наклепу.



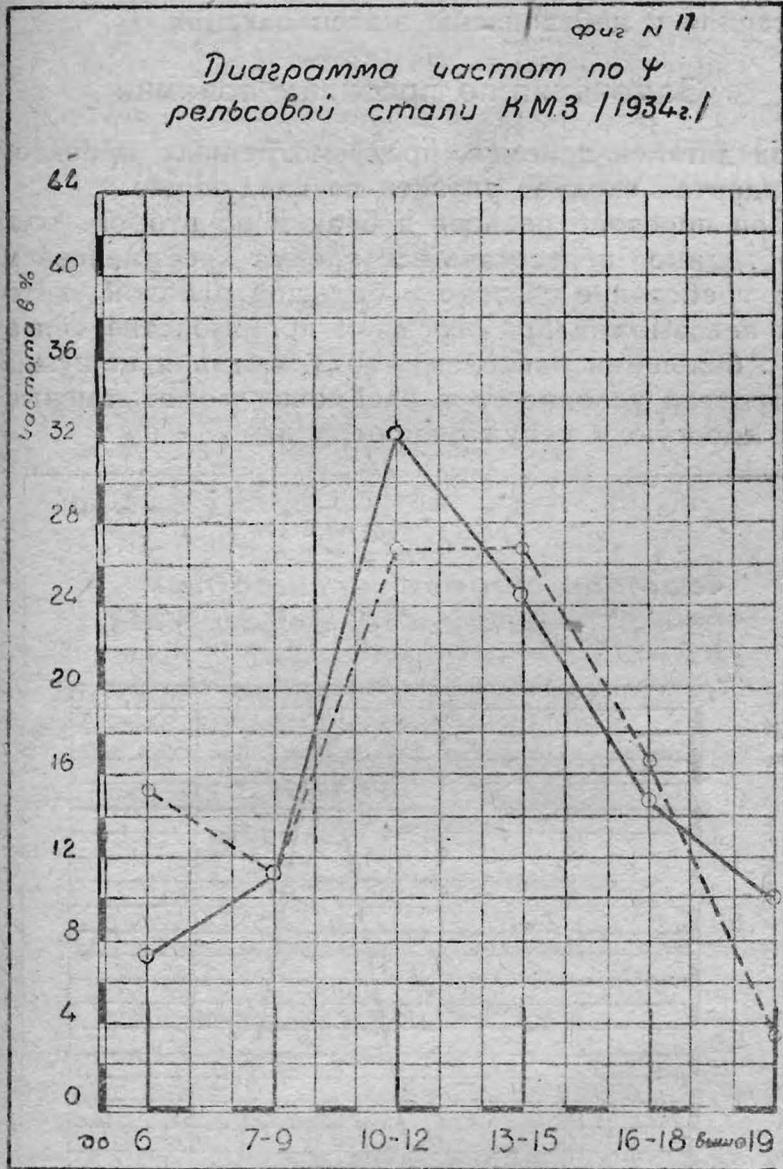
Кривая сплошная черная — здоровые плавки
 „ пунктирная „ — бракованные „

Проф. Сахаров считает показательным особым качественное число: $\frac{\sigma_y}{\sigma} + C\% > 0,85$, которое в неявной и затуманенной форме опять учитывает упругие свойства металла

Проф. Дружинин считал основным испытание на твердость и предлагает в качестве дополнительной характеристики считать σ , σ_y , δ и ψ .

Существует и противоположная точка зрения и случай несовпадения вышеприведенных положений с данными практики, когда при низких упругих свойствах, рельсы обладали хорошей стойкостью. Для таких случаев имеется течение объяснять их способностью металла принимать наклеп.

Последнее предположение пока еще не вышло из стадии гипотезы, весьма вероятной, но требующей глубокого и всестороннего изучения в применении к рельсовому металлу.



Кривая сплошная черная—здоровые плавки
" пунктирная " —бракованные "

Что же касается влияния упругих свойств на смятие рельсов, то здесь с точки зрения металловедения теоретически вопрос, по нашему мнению, ясен, так как в конце концов явление сминаемости рельсов—это деформация, возникающая потому, что напряжения на поверхностных участках головки превосходят упругие свойства металла, которые, конечно, под влиянием наклепа могут в какой то степени измениться.

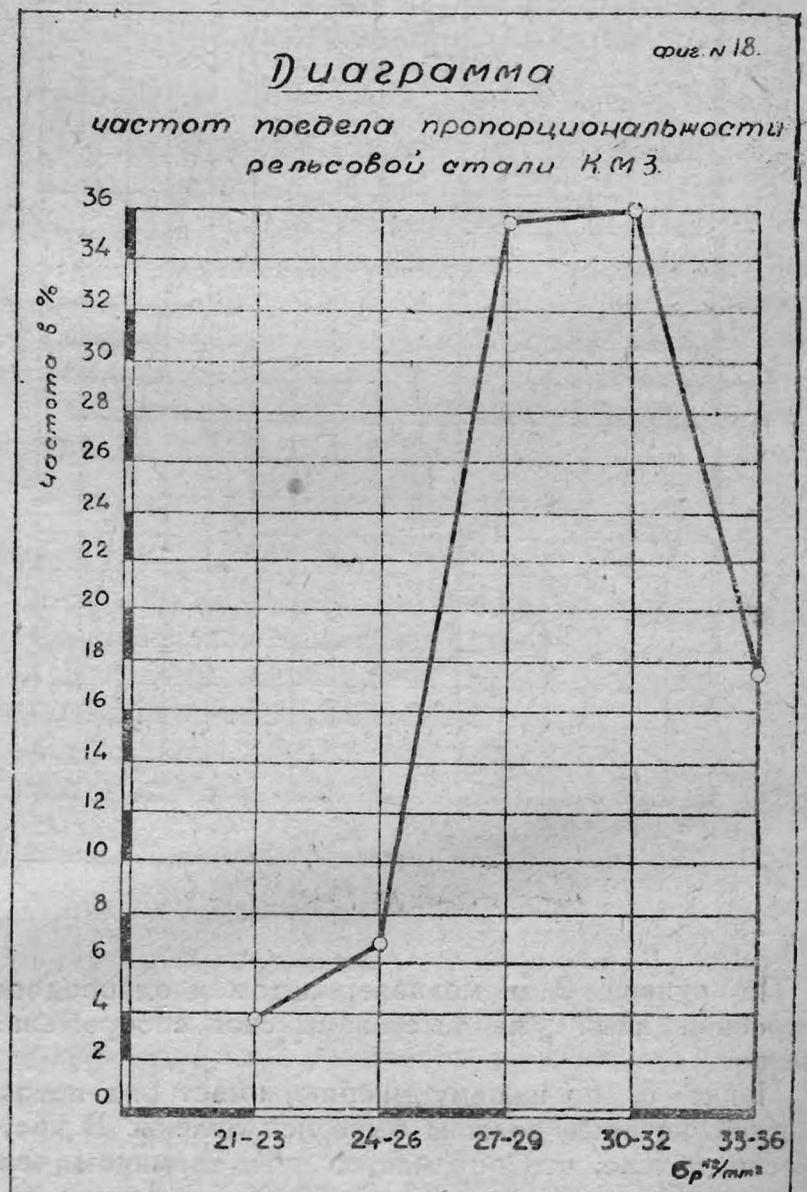
Поэтому мы считаем разумным, отказавшись от определения поплавочного временного сопротивления, всемерно усилить, пока в факультативном порядке, определение упругих свойств не только образцов, но и целого профиля, поставив специальные исследования по этому вопросу с тем, чтобы в ближайшем будущем выработать убедительные нормы. Мы обращаем здесь внимание по методике испытаний на то обстоятельство, что рельсы работают в условиях ударной и быстродействующей нагрузки, а потому, может быть, определение упругих свойств в условиях статической нагрузки неправиль-

но и непоказательно, но все же пока лучшей характеристикой, по нашему мнению, остается предел упругости, или близкая к ней величина—предел пропорциональности. Исследование упругих свойств в условиях быстродействующей и ударной нагрузки следует поставить и разработать методику получения убедительных характеристик.

Рельсовый металл КМЗ имеет малоудовлетворительные упругие свойства, что видно из диаграмм на фиг. 18, 19 и 20, так как для отношения:

$\frac{\sigma_T}{\sigma}$ (предел текучести) / (временное сопротивление) мы имеем величину около 0,5, что же касается отношения $\frac{\sigma_{II}}{\sigma}$ (предел пропорциональности) / (временное сопротивление) то оно составляет около 0,3—0,35.

В то же время мы имеем уже данные, которые позволяют считать рельсовый металл КМЗ как недостаточно устойчивый против смятия. Следует



думать, что основное значение имеет грубоватая микроструктура металла в головке и, как уже указывалось выше, здесь немаловажное значение имеет неудачность профиля.

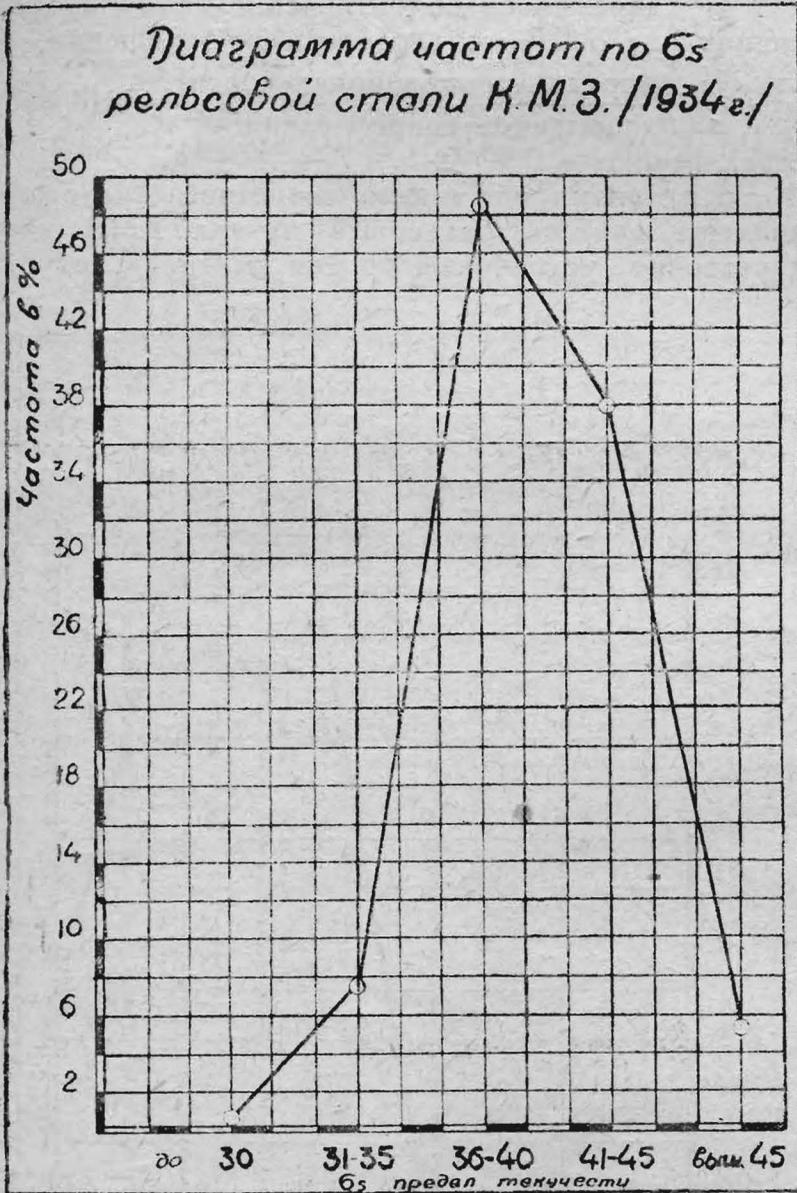
Внешние пороки

Вопросы о допустимых поверхностных и внутренних дефектах регламентируются в проекте следующим образом:

Пункт 2. „В изломе сталь должна иметь плотное, однородное и мелкозернистое строение, без

плен, раковин, шлаковин, расслоений и пузырей. Усадочная раковина, околоусадочная рыхлость, сегрегация должны быть полностью устранены обрезкой при производстве рельсов*.

Пункт 5. „Наружная поверхность рельсов (по подошве, шейке и головке) должна быть гладкая, чистая, без плен, рвани и трещин. Волосовины и черновины в рельсах допускаются, если при пробе зубилом вырубкой на длине не более 20 мм. глубина их не превосходит 1 мм“.



Фиг. № 19

По пункту 2 о мелкозернистом и однородном строении нами уже высказаны свои соображения выше.

Пункт 5, по нашему мнению, имеет ряд неточностей, которые должны быть исправлены. В частности, неясно, что понимается под термином черновина. Обычно принято под черновиной понимать потемнение на поверхности обработанного металла, благодаря окислению по месту скопления неметаллических включений. В такой трактовке—это к рельсам не относится. В практике КМЗ такой термин не употребляется. Под волосовиной обычно, понимается неглубокая трещинка, получившаяся при раскрытии незаварившегося подкоркового пузыря. Длина этой трещины зависит от размеров пузыря, который обычно бывает 3-5 мм. При этих условиях волосовина может достигать для рельса длины 0,5 мт.

Во избежание недоразумений, мы считаем необходимым этот пункт сформулировать, примерно, так:

„Волосовина, получившаяся от раскатанного подкоркового пузыря, допускается длиной не более $1\frac{1}{2}$ метра, при условии, что глубина ее, определяемая зубилом, не превосходит 1 мм“.

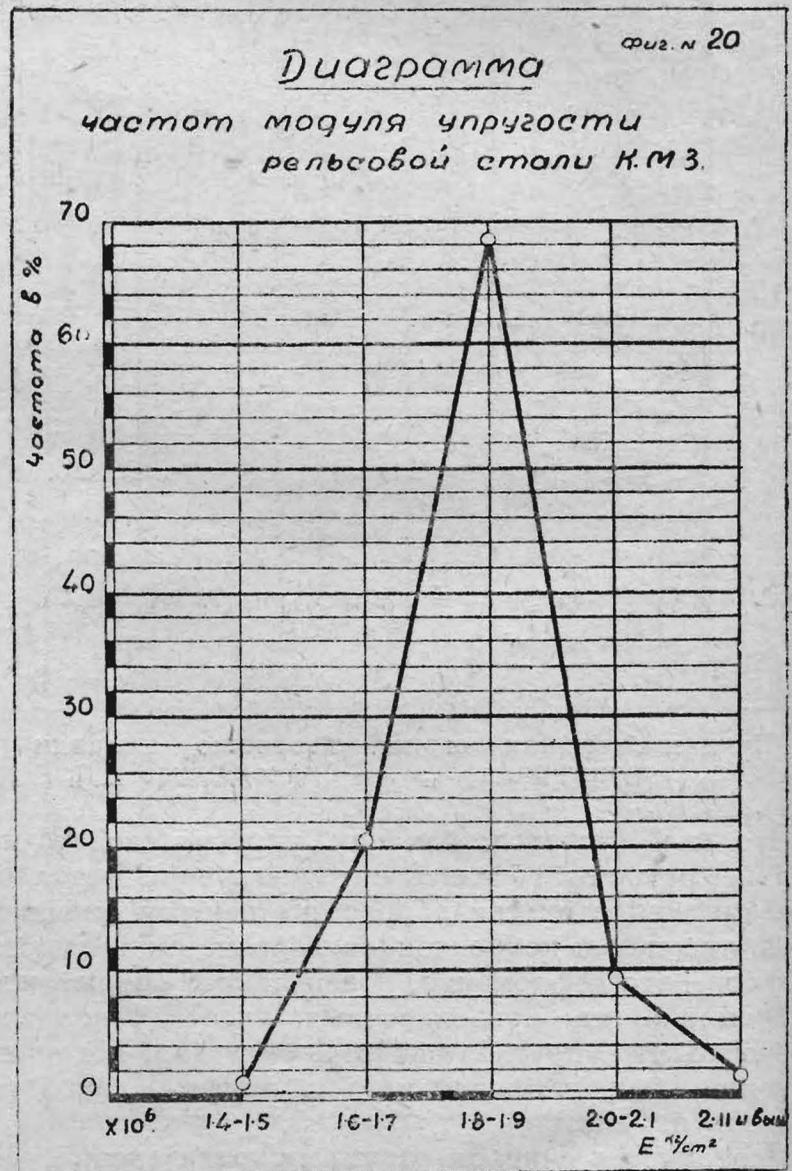
Нам кажется уместным из числа трещин выделить закат, что необходимо для заводской статистики брака и для принятия оперативных мер на заводе. Мы обращаем внимание на случай заката, расположенного в середине подошвы снизу, так как они часто бывают глубокими, имеют существенное значение при выколе подошвы при копровых испытаниях и небезопасны в эксплуатации.

Замечания по правилам приемки

Из деталей приемки, предусмотренных проектом стандарта, следует указать на следующее.

При переводе рельсов в брак и во второй сорт необходимо пересекать все клейма крейцмейселем. Это требование связано с большой работой, которая невозможна при огромном производстве, связана с большими расходами, задержками и не нужна.

Простая условность в клеймовке может заменить эту дорогую и ненужную операцию.



Наши предложения о выделении класса А и Б предусматривают, как это указано выше, отдельные испытания для обоих классов. При чем для класса „Б“ (головных) надлежит вести отбраковку 1-х головных и вторичное испытание последующих рельсов, тоже самое может быть принято для класса „А“.

Предлагаемая в проекте для рельсов утяжеленного типа (44—50 кг/мт.) приемка по отдельным полосам совершенно не приемлема по следующим причинам:

1) При развесе слитков в 6—7 тонн из каждого слитка выкатывается на блюминге 2 или 3 блюмса, которые затем проходят второй нагрев. Таким образом, количество испытаний от каждой плавки будет 50 75, что, по меньшей мере, много, особенно, если учесть переи питания.

2. Такое количество испытаний будет стоить очень дорого, будет сильно задерживать производство, кроме того, рассортировка рельсов по полосам, что естественно вытекает из этого требования, представляет собой совершенно немыслимую операцию в условиях огромного производства, когда на складах скапливаются десятки тысяч тонн.

3. Если говорить об изменении свойств стали по порядку разлива, то для такой характеристики

вполне достаточно двух испытаний, что может быть приемлемо для особо ответственных рельсов тяжелого типа.

Заканчивая настоящую статью, мы приводим ниже предлагаемые нами формулировки отдельных пунктов будущего стандарта, в которых наша точка зрения расходится с проектом.

Мы оговариваемся, что коренной пересмотр стандарта 4118 пока преждевременен, так как вполне убедительных данных практики и теории еще нет.

Нам кажется более правильным пока введение к ОСТ'у 4118 ряда дополнительных соглашений, которые следует проводить в факультативном порядке.

Проект отдела металлов института транспорта НКПС

Изменения к проекту стандарта на рельсы отдела металлов института транспорта НКПС

Мартеновские железнодорожные рельсы
широкой колеи

ТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ

А. Классификация.

1. Настоящий стандарт распространяется на мартеновские рельсы типа IA, II A, III A и IV A из углеродистой стали, предназначенные для укладки на железных дорогах широкой колеи.

2. Рельсы по качеству подразделяются на два сорта—первый с классами А и Б и второй.

Б. Технические условия

1. Рельсы изготавливаются из мартеновской стали*).

2. В изломе рельса сталь не должна иметь никаких пороков, в виде шлаковин, раковин, плен, расслоений и следов усадочной раковины. Степень ликвации определяется в факультативном порядке химическим анализом наиболее загрязненного участка ликвационной зоны, устанавливаемого путем отпечатка по Бауману.

Основным признаком, определяющим деление рельсов на классы А и Б является глубина распространения усадочной раковины в слитке и рельсах.

3. Химический состав стали по нижеперечисленным элементам должен быть следующим:

а) Для рельсов типа III A и IV A из мартеновской стали:

углерода	от 0,48 ⁰ / ₁₀₀	до 0,61 ⁰ / ₁₀₀
марганца	от 0,60 ⁰ / ₁₀₀	до 0,90 ⁰ / ₁₀₀
кремния	от 0,15 ⁰ / ₁₀₀	до 0,30 ⁰ / ₁₀₀
фосфора	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀
серы	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀

б) Для рельсов типа IA и II A из мартеновской стали:

углерода	от 0,52 ⁰ / ₁₀₀	до 0,65 ⁰ / ₁₀₀
марганца	от 0,60 ⁰ / ₁₀₀	до 0,90 ⁰ / ₁₀₀
кремния	от 0,15 ⁰ / ₁₀₀	до 0,30 ⁰ / ₁₀₀
фосфора	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀
серы	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀

*) В настоящем проекте приводятся требования только для рельсов из мартеновской стали.

Общесоюзный стандарт

Рельсы железнодорожной широкой колеи

ТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ.

А. Классификация

1. Настоящий стандарт распространяется на рельсы типа I-A, II A, III-A, и IV-A из углеродистой стали, предназначенные для укладки на железной дороге широкой колеи.

2. Рельсы по качеству подразделяются на два сорта: 1 и 2-й.

Б. Технические условия

Рельсы первого сорта

1. Рельсы изготавливаются из мартеновской, бессемеровской или томассовской стали.

2. В изломе сталь должна иметь плотное, однородное и мелкозернистое строение, без шлаковин, раковин, плен, расслоений и пузырей. Усадочная раковина, околоусадочная рыхлость и сегрегация должны быть полностью устранены обрезкой при производстве рельсов.

Примечание: Требование однородного строения в изломе не относится к рельсам, головка которых подвергалась специальной термической обработке, например, сорбитизации, такие рельсы изготавливаются и принимаются согласно особой инструкции.

3. Химический состав рельсовой стали в отношении перечисленных элементов должен быть следующим:

а) для рельсов, прокатанных из мартеновского металла, типов III-A и IV-A:

Углерода	от 0,48 ⁰ / ₁₀₀	до 0,61 ⁰ / ₁₀₀
Марганца	от 0,60 ⁰ / ₁₀₀	до 0,90 ⁰ / ₁₀₀
Кремния	от 0,15 ⁰ / ₁₀₀	до 0,30 ⁰ / ₁₀₀
Фосфора	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀
Серы	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀

б) для рельсов, прокатанных из мартеновского металла, типов I-A и II-A:

Углерода	от 0,55 ⁰ / ₁₀₀	до 0,65 ⁰ / ₁₀₀
Марганца	от 0,60 ⁰ / ₁₀₀	до 0,90 ⁰ / ₁₀₀
Кремния	от 0,15 ⁰ / ₁₀₀	до 0,30 ⁰ / ₁₀₀
Фосфора	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀
Серы	не более	0,05 ⁰ / ₁₀₀

в) для рельсов, прокатанных из бессемеровской стали типов III-A и IV-A:

Углерода от 0,38% до 0,50%

Марганца от 0,70% до 1,10%

Фосфора не более 0,08%

Серы не более 0,06%

г) для рельсов из бессемеровской стали типов I-A и II-A:

Углерода от 0,42% до 0,52%

Марганца от 0,62% до 1,10%

Фосфора не более 0,08%

Серы не более 0,06%

Для рельсов из томассовской стали химический состав временно, впредь до накопления опыта с чугуном, выплавленным из Керченских агломератов,—не нормируется в отношении содержания углерода, марганца, кремния и мышьяка. Содержание серы в рельсовом томассовском металле должно быть не выше 0,05% и фосфора не выше 0,07%.

4. Предварительная правка рельсов производится к горячем состоянию. Рельсы после окончательной правки должны быть прямые. В горизонтальной плоскости допускается равномерная во всю длину рельса кривизна, со стрелой прогиба не больше $1/2200$ от длины рельса. Изгиб в других плоскостях, скручивание, волнистость и концевые искривления не допускаются.

5. Наружная поверхность рельса (по подошве, шейке и головке) должна быть гладкая, чистая, без плен, рванин, трещин и закатов. Волосовины, получившиеся как следствие раскатанного подкоркового пузыря, а также все поверхностные дефекты, длиной не более $1/2$ метра в рельсах допускаются, если при пробе зубилом вырубкой на выдержку глубина их не превосходит 1 мм. На шейке, вне пределов накладки, допускаются выступы высотой не более 5 мм.

6. Торцевое сечение рельса не должно иметь следов расслоения, трещин и других последствий усадки. В сомнительных случаях наличие расслоений проверяется металлографическими исследованиями и путем вырубki зубилом стружки, раздвоение которой дает указание на наличие расслоения.

7. Поверхность дыр для болтов должна быть гладкая, без рванин, а кромки должны быть ровные без заусениц.

8. Концы должны быть обрезаны под прямым углом к продольной оси рельса. Фрезеровка концов необязательна, но концы должны быть чистые без заусениц, последние должны срубаться или зашлифовываться.

9. Пробный отрезок, подвергаемый копровой пробе при температуре выше 0° , должен выдерживать два удара с полной высоты падения бабы,

4. Предварительная правка рельсов должна производиться обязательно в горячем состоянии. Рельсы после окончательной правки должны быть прямые. В горизонтальной плоскости допускается равномерная на всю длину рельсы кривизна, со стрелой прогиба не больше $1/2200$ от длины рельса. Изгиб в других плоскостях, скручивание, волнистость и концевые искривления не допускаются. Рельсы, имевшие после горячей правки резкие прогибы, сдаются заводом как второй сорт.

5. Наружная поверхность рельса (по подошве, шейке и головке) должна быть гладкая, чистая, без плен, рванин и трещин. Волосовины и черновины в рельсах допускаются, если при пробе зубилом вырубкой на длине не более 20 мм глубина их не превосходит 1 мм. Допускаются на шейке, вне пределов накладки, выступы, не превышающие высотой 5 мм.

6. Торцевое сечение рельса не должно иметь следов расслоений, трещин и других последствий усадки. В сомнительных случаях наличие расслоений проверяется путем вырубki зубилом стружки, раздвоение которой служит указанием на наличие расслоений. Серный отпечаток по Бауману с поперечного сечения рельса может иметь только самые легкие следы сегрегации. Допустимая степень сегрегации, в случае споров, устанавливается путем сравнения с согласованной с заказчиком коллекцией типовых макроструктур по Бауману. Процент обреза устанавливается соглашением между заводом и инспектором, на основе проверки структуры по серным отпечаткам.

7. Поверхность дыр для болтов должна быть гладкая, без рванин, а кромки должны быть ровные без заусениц.

8. Концы рельсов должны быть отрезаны под прямым углом к продольной оси рельса. Фрезеровка концов не обязательна, но концы должны быть чистые, без заусениц; последние должны срубаться или зашлифовываться.

9. Срубка и опиловка заусениц или других случайных выступов на рельсах допускаются при соблюдении размеров и допусков, предусмотренных ОСТ 118.

10. Пробный отрезок, подвергаемый копровой пробе при температуре рельса не ниже 0° , должен выдерживать два удара с полной высоты падения ба-

установленной правилами приемки и иметь после первого удара стрелу прогиба не более 55 мм., если после второго удара стрела прогиба будет менее 90 мм., то повторными ударами с высоты, по усмотрению завода, прогиб должен быть доведен до 90 мм., при чем рельс не должен обнаруживать никаких признаков разрушения

Копровые испытания при температуре ниже 0° производятся в факультативном порядке. Условия испытаний указаны в правилах приемки.

10. Определение механических свойств рельсов путем разрыва образцов размером $d=15$ мм. и $l=150$ мм., вырезанных из головки, производится в факультативном порядке от каждой десятой плавки. При испытании определяется σ_1 σ_{II} (предел пропорциональности), δ ψ и σ (истинное)

11. Рельсы с недовесом не более 2% против теоретического веса (ОСТ 118), а также рельсы с перевесом причисляются к 1-му сорту, если они удовлетворяют во всех остальных отношениях техническим условиям настоящего стандарта.

Класс „Б“

12. К классу „Б“ первого сорта относятся головные рельсы, удовлетворяющие всем требованиям, предъявляемым к первому сорту, но полученные из усадочной части слитка.

13. Число первых головных рельсов подлежащих зачислению в класс Б, устанавливается соглашением между заводом и заказчиком на основании результатов исследований, указанных в пункте 2. Для установления норм обрезки контрольные испытания границ между классами А и Б ведутся инспектором не чаще 1 раз в декаду.

14. Рельсы класса Б принимаются по отдельным испытаниям от класса А.

Рельсы 2-го сорта

15) Ко второму сорту относятся рельсы, удовлетворяющие нижеследующим требованиям:

а) Если рельсы, удовлетворяя по результатам испытаний техническим условиям для первого и второго сортов, имеют трещины, рванины, волосовины или закат глубиной не более 3 мм., или плены и рванины, которые могут быть удалены вырубкой, глубиной также не более 3 мм.

б) С допуском не выше чем вдвое в размерах против указанных в ОСТ 118 и в весе, против указанного в п. 11 настоящего раздела.

в) Если при испытании на удар стрела прогиба оказалась более 55, но менее 65 мм.

г) Если при результатах механических испытаний, отвечающих требованиям, предъявляемым к рельсам 1-го и 2-го сорта, содержание составных элементов в стали по плавочному анализу выхо-

бы, установленной правилами приемки и иметь после первого удара стрелу прогиба не более 55 мм. Если после второго удара стрела прогиба будет менее 90 мм., то повторными ударами с высоты, по усмотрению завода, но не менее $\frac{1}{4}$ полной высоты, прогиб должен быть доведен до 90 мм., при чем рельс не должен обнаруживать никаких признаков разрушения. Выкол подошвы на опорах, безусловно, считается признаком разрушения.

Пробный отрезок, испытанный на копре при температуре не выше чем -20° , должен выдержать два удара бабы с половинной высоты падения бабы, при этом он не должен обнаруживать никаких признаков разрушения, в том числе и выколов.

11. Величина временного сопротивления при пробе на растяжение должна быть не менее 70 кг/мм².

12. Рельсы с недовесом не более 2% против теоретического веса (ОСТ 118), а также рельсы с перевесом причисляются к первому сорту, если, они удовлетворяют во всех остальных отношениях техническим условиям настоящего стандарта.

Рельсы 2-го сорта

13. Ко второму сорту относятся рельсы, удовлетворяющие нижеследующим требованиям:

а) если рельсы, удовлетворяя по результатам испытаний техническим условиям для первого и второго сорта, имеют трещины или волосовины глубиной не более 3 мм., или плены и рванины, которые могут быть удалены вырубкой, глубиной также не более 3-х мм;

б) с допусками не выше, чем вдвое в размерах против указанных в ОСТ 118 и в весе против указанного в п. 12 настоящего раздела.

в) если временное сопротивление меньше 70, но более 60 кг/кв. мм;

г) если после горячей правки остается искривление рельса со стрелой более, чем в $\frac{1}{50}$ от длины той хорды, на которую распространяется эта кривизна. Вторичное нагревание для правки не допускается;

д) если при испытании на удар стрела прогиба оказалась бы более 55 мм., но не более 70 мм;

е) если при результатах химических испытаний, отвечающих требованиям, предъявляемым к рельсам 1-го и второго сорта, содержание составных элементов в стали выходит за пределы установленные

дит за пределы установленные пунктом 2 технических условий не более чем:

по углероду	$\pm 0,02\%$
по марганцу	$\pm 0,03\%$
по кремнию	$+ 0,03\%$
по сере и фосфору	$\pm 0,005\%$

В. Маркировка

Наши замечания касаются следующего:

1 Независимо от маркировки, указанной в пункте I, на шейке каждого рельса вне пределов накладки выбиваются в горячем состоянии цифры, высотой не менее 10 мм., обозначающие номер плавки. На рельсах класса Б кроме того выбиваются на первом рельсе „Б—1“, на втором „Б—2“ и т. д. Номера плавки и знаки рельсов первого сорта и класса по окончании отделки перебиваются в холодном состоянии на торец рельса. Знак инспекторского клейма ставится тоже в торце.

Пункт 3 и 4 проекта НКПС.

2. На всех рельсах, не удовлетворяющих техническим условиям 1-го и 2-го сорта в торце рельса головки ставится три керна, вместо приемочных клейм, противоположный торец окрашивается черной краской.

3. На рельсах второго сорта на головке рельса ставится два керна и закрашивается подошва и половина шейки рельса с противоположного торца красной краской.

4. Рельсы первого сорта класса „А“ отмечаются с одного торца красным кружком на головке рельса. На рельсах класса „Б“ на головке рельса с торца, помимо приемочных клейм, ставится 1 керно, а подошва и шейка с противоположного торца закрашивается зеленой краской.

пунктом 2 технических условий, но не более, чем

по углероду	$0,02\%$
марганцу	$0,03\%$
кремнию	$0,03\%$
сере	$0,005\%$

В. Маркировка

1. На шейке каждого рельса в процессе его изготовления выкатываются выпуклыми в 1 мм. цифрами и буквами, высотой не менее 20 мм, знаки в следующем порядке: номер завода марка завода (принятые в настоящее время буквы, обозначающие наименование завода), последние две цифры года с прописной буквой римскими цифрами: порядковый номер месяца, прописной буквой „Г“ обозначение номера типа рельса и буква, указывающая род металла: заглавное „М“ (мартеновская), заглавное „Б“ (бессемеровская), заглавное „Т“ (томассовская).

Примечание: При смешанной прокатке мартеновских и бессемеровских болванках одновременно допускается постановка букв, указывающих род металла, ручным клейменем в горячем состоянии.

2. Независимо от плавки, выкатанных в порядке указанном выше, на шейке каждого рельса вне пределов накладки, на расстоянии 1 м от конца рельса выбиваются в горячем состоянии цифры высотой не менее 10 мм, номер плавки, которой рельс принадлежит, а затем за ним на расстоянии около 20 мм, на первом рельсе, соответствующем усадочному концу—заглавная буква „А“, а на втором—заглавные буквы „АА“. Номера плавки и знаки первого и второго рельса („А“ или „АА“) по окончании отделки перебиваются в холодном состоянии:

а) на торец головки рельса;

б) на середину рельса, справа от одной из заводских марок цифрами и буквами высотой около 10 мм.

Знак инспекторского клейма в холодном состоянии ставится на шейке рельса, вслед за номером плавки, а на первом и втором рельсах вслед за буквой „А“ или „АА“. Этот же знак выбивается и на подошве торца рельсов.

3. В целях лучшей сохранности знаков, выбитых на шейке рельса, номера плавки, буквы „А“ или „АА“ и знак инспекторского клейма закрашиваются масляной краской.

4. В случае нечеткости горячих клейм, клейма перебиваются в холодном состоянии, а в случае невозможности установить по горячему клейму номера плавки, рельсы бракуются.

5. На всех рельсах, не удовлетворяющих техническим условиям рельсов первого и второго сорта, делается при помощи крейцмейселя пересечение по середине рельса всего комплекта клейм на ширину около 5 мм.

6. На рельсах второго сорта такая же вырубка крейцмейселем делается только на одной марке завода, а подошва и половина шейки с одного торца рельса окрашивается красной краской.

Г. Правила приемки

1. В пределах настоящего стандарта выбор рода металла и способов изготовления рельсов представляется усмотрению завода, однако, при условии соблюдения заводских производственных инструкций, согласованных с заказчиком при подписании договора.

2. Все рельсы до предъявления их к сдаче—приемке, после наружного осмотра со всех сторон, проверки по шаблонам и обмера рассортировываются заводом на рельсы первого сорта по классам А и Б второго сорта и брак. Одновременно с предъявлением рельсов к приемке инспектору предъявляются результаты химического анализа, данные о величине обрезки и числе рельсов переведенных в класс Б.

3. Пункт 3 проекта стандарта.

4. От рельсовых полос каждой плавки в горячем состоянии по указанию приемщика отрезаются два куска длиной около 1,5 м., один от первого рельса класса Б и один от класса А по выбору приемщика. Отрезанные куски клеймятся номером плавки. На куске от рельса класса Б выбивается также буква Б. Испытание на копре проводится после остывания кусков до температуры воздуха, но не ниже 0°.

5. Высота падения бабы при испытании ударом при температуре выше 0° должна быть следующая:

Профиль рельса	Высота падения бабы
I—А	8,2
II—А	7,3
III—А	6,1
IV—А	5,5

Вес падающей бабы равняется 500 кг., расстояние между опорами—1,05 м.

Удар производится на головку рельсовой полосы. Фиксируется число ударов и стрелы прогиба. Стрела прогиба измеряется относительно острого ребра линейки длиной 1,05 м., прикладываемой к поверхности катания, с учетом имевшейся стрелы прогиба рельса до его испытания.

6) В качестве факультативного, устанавливается испытание на удар в замороженном состоянии. Условия испытания устанавливаются для каждого завода в отдельности, в зависимости от сорта металла и температурных условий службы рельса в пути для дорог, на которые поставляются рельсы данным заводом.

7 В случае неудовлетворительности испытаний на удар берутся в двойном количестве новые куски для класса Б от рельсов с клеймом Б—1, для класса А от любого рельса того же класса и плавки и испытываются вновь согласно пунктов 4 и 5 настоящих „правил приемки“.

При неудовлетворительности результатов испытания отбраковываются рельсы Б—1, берутся рельсы с клеймом Б—2 и переиспытанию подвергаются в двойном количестве. При неудовлетворительности всех испытаний по классам А и Б или неудовлетворительности испытаний проб класса А—бракуется вся плавка.

При неудовлетворительности испытаний рельсов класса Б бракуются рельсы только класса Б.

Г. Правила приемки

1. В пределах настоящего стандарта выбор рода металла и способов изготовления рельсов представляется усмотрению завода, однако, при условии соблюдения заводских производственных инструкций, согласованных с заказчиком при подписании договора.

2. Все рельсы до предъявления их к сдаче—приемке после наружного осмотра со всех сторон, проверки по шаблонам, обмера рассортировываются заводом на 1, 2 сорт и брак. Одновременно с предъявлением к приемке инспектору предъявляются результаты химического анализа и данные о размерах обрезки.

3. Длина рельсов проверяется стальной линейкой имеющей температуру равную температуре измеряемого рельса.

4. От одной из рельсовых полос каждой плавки в горячем состоянии по указанию приемщика отрезаются от усадочного конца два куска длиной около 1,5 метра и клеймятся немедленно номером плавки. Испытание на удар для каждой плавки производится после полного остывания куска, до температуры внешнего воздуха, но не ниже 0°, второй кусок испытывается в замороженном состоянии при температуре равной или меньшей—15°С.

5. Высота падения бабы при испытании ударом при температуре не ниже 0° должна быть следующая:

Профиль рельса:	Высота падения бабы:
I—А	8,2 м.
II—А	7,3 м.
III—А	6,1 м.
IV—А	5,5 м.

Для испытания в замороженном состоянии высота падения бабы берется равной 0,5 от указанной в этой таблице.

Вес падающей бабы должен равняться 500 кг., расстояние между опорами—1,05 м.

Удар производится на головку рельсовой полосы, фиксируется число ударов, сделанных для получения требуемой стрелы прогиба. Стрела прогиба измеряется относительно острого ребра линейки длиной—1,05 м, прикладываемой к поверхности катания ребра с учетом имевшейся стрелы прогиба рельса до его испытания.

6 В случае неудовлетворительности результатов испытания на удар, хотя бы для одного из двух испытаний (т. е. при температуре не ниже 0° или в замороженном состоянии) берутся от двух других кусков рельсов той же плавки, имеющих клеймо „А“, с усадочного конца по два новых куска и испытываются вновь, согласно пп. 4 и 5 настоящих „правил приемки“.

При неудовлетворительности результатов испытания хотя бы одного из этих четырех кусков, бракуются все рельсы данной плавки, имеющие клеймо „А“ и переиспытанию подвергаются противоположные концы тех же двух рельсов, согласно пп. 4 и 5, т. е. от каждого рельса один кусок испытывается при температуре не ниже 0°, а другой—в замороженном состоянии. Если при этом хотя бы один из результатов испытания окажется неудов-

8. Прошедшие копровые испытания куски рельсов класса А и Б надрубаются и ломаются. Строение излома должно удовлетворить пункту 2 технических условий.

В случае неудовлетворительности строения излома берутся в двойном количестве новые пробы, для класса Б от рельса Б—1. При неудовлетворительности структуры изломов бракуются все рельсы данной плавки с клеймом Б—1 и исследуются в двойном количестве пробы от рельсов Б—2. В случае неудовлетворительности структуры нормальных рельсов класса А бракуется вся плавка, после двойных повторных испытаний. При неудовлетворительном строении излома рельсов класса Б—бракуются только рельсы класса Б.

9. В качестве факультативного испытания от каждой десятой рельсовой плавки берутся пробы для полных механических испытаний рельсовой стали. Проба берется от рельсов класса А.

Браковочным признаком такое испытание служить не может, но на основании данных полных механических испытаний инспектор может потребовать от завода улучшения производства с целью повышения механических свойств.

Все испытания механических свойств могут производиться при желании завода с образцами, подвергнутыми кипячению или выдержке при температуре 100°, в течение 12 часов, о чем делается пометка в протоколе.

летворительным, то все рельсы данной плавки бракуются.

7. Испытанные согласно пп. 4 и 5 куски рельсов надрубаются, один со стороны подошвы, другой со стороны головки и ломаются. В изломе строение должно удовлетворять пункту 2 технических условий.

В случае неудовлетворительности структуры хотя бы в одном из этих кусков, бракуются все рельсы, имеющие клеймо „А“ и для переиспытания по тому же методу берутся от всех рельсов два куска с противоположных концов рельса. В том же случае, если излом хотя бы в одном из этих кусков не удовлетворяет пункту 2 технических условий, вся плавка бракуется.

8. От одной из рельсовых полос по указанию приемщика берется проба на растяжение для каждой из мартеновских плавки по удалению прибыльного конца с усадочной стороны и после отрезки куска для ударного испытания. Из верхнего угла головки этого куска, ближе к поверхности катания вытачивается круглый образец диаметром 15 мм при расчетной длине 150 мм, который и подвергается испытанию на растяжение.

В случае неудовлетворительности результатов испытания на временное сопротивление разрыву, берутся от двух других рельсов той же плавки таким же образом новые пробные куски и испытываются вновь.

При повторной неудовлетворительности хотя бы одного из результатов переиспытания, в зависимости от полученных при этом величин, рельсы данной плавки бракуются или зачисляются во второй сорт.

9. Для рельсов бессемеровских и томассовских одно испытание на растяжение производится для каждой плавки, для которых стрела прогиба в рельсах, подвергнутых копровой пробе, после первого удара была равной или более 52 мм, но не более чем на 10 мм. Для тех же плавки, для которых при испытании пробного куска рельса стрела прогиба была менее 52 мм, плавки, для которых испытание на удар дало стрелу прогиба более 55 мм, но не более 60 мм зачисляются во второй сорт без производства испытания на разрыв. Суточное производство разбивается на партии, включающие не более 20-ти плавки каждая. Для каждой партии от рельса, по выбору приемщика, отрезается, в порядке указанном в п. 7 настоящего раздела, кусок для изготовления образца на растяжение. При неудовлетворительности результатов испытания на растяжение берутся таким образом от двух других рельсов той же плавки новые куски и повторяются испытания на растяжение.

В случае неудовлетворительности хотя бы одного из этих испытаний, все рельсы плавки в зависимости от результатов испытаний бракуются и зачисляются во второй сорт, и кроме того, из остальных рельсов данной партии отбираются куски от пяти различных плавки и производятся испытания и, если потребуется, переиспытание на растяжение. В случае удовлетворительности всех пяти испытаний, рельсы всей партии, кроме забракованной плавки, принимаются. В случае неудовлетворительности хотя бы одного из этих пяти испытаний, испытание на растяжение производит-

10. Пункт 11 и 12 проекта стандарта.

11. Для рельсов класса А один раз в течение десятидневки исследуется макроструктура и микроструктура рельса и берется контрольный химический анализ из ликвационной зоны. Темплеты для исследования берутся от конца последнего головного рельса, идущего в класс Б, или от начала первого рельса, идущего в класс А. При неудовлетворительности испытаний берутся два темплета от той же плавки и, в случае неудовлетворительности испытания одного из них, испытания повторяются в двойном количестве, для 2-х плавки при неудовлетворительности их завод обязан увеличить число рельсов, идущих в класс Б.

Основным признаком деления по классам А и Б является наличие макро и микроструктурных дефектов, обусловленных усадкой (расслоение, видимое невооруженным глазом, микроскопические раковины по месту усадки, обезуглероживание в центральных зонах головки и шейки по месту усадки), микроскопически грубые шлаковые включения и шлаковые прослойки по месту усадки. Инспектору предоставляется право требовать для установления глубины усадки разреза слитков в количестве не превышающем 6 шт. в год, продольных разрезов блюмсов и поломки всей рельсовой полосы головных рельсов.

12. Пункт 14 проекта стандарта с изменением, указывающим, что контрольные анализы, предусмотренные этим пунктом ведутся отдельно для классов А и Б

Примечание: Что касается стандарта на рельсы утяжеленного типа (44—50 кг. мт.), то все принципы, изложенные нами выше, мы предполагаем применить и здесь. Считаем возможным при этом плавку проверить по двум слиткам, а именно: по третьему от начала и третьему от конца разливки.

Нормы на химический анализ и копровые испытания предлагаем пока считать временными впредь до проверки их на практике.

ся для каждой плавки партии. Плавки, в отношении которых испытание дало неудовлетворительный результат, бракуются или причисляются ко второму сорту без переиспытания.

10. При испытании на разрыв кроме временного сопротивления определяются в факультативном порядке относительное удлинение после разрыва, сужение полное и равномерное, напряжение в момент разрыва и один раз в пятидневку условный предел упругости.

11. В факультативном порядке для одного рельса по каждой плавке определяется по верхней поверхности головки, после зачистки поверхностного слоя, твердость по Бринелю.

12. Заводоуправление обязано представить приемщику до окончания приемки результаты химического анализа каждой плавки на углерод, марганец, фосфор, серу и кремний. Анализ мышьяка, если в рельсовом металле обнаружено его постоянное присутствие, может производиться раз в пятидневку, если колебания в различных плавках по содержанию этого элемента не превышают $0,02\%$ от среднего содержания за предшествующие три декады в случае же больших колебаний анализ на мышьяк производится раз в сутки, результаты испытаний на мышьяк не служат браковочным признаком.

13. Один раз в течение десятидневки определяется макроструктура рельса по Бауману, темплет для этого определения берется от одного из нескольких кусков, подвергнутых испытанию на удар. В случае неудовлетворительности структуры, определенной таким путем, проба по Бауману проводится над двумя другими темплетами, взятыми из двух других кусков рельса. В случае неудовлетворительности результатов этого испытания завод обязан увеличить норму обрезки слитка и согласовать ее с инспектором.

14. В случае сомнения приемщика в правильности химического анализа, приемщик может потребовать производства поверочного химического анализа над стружкой, взятой на строгальном станке по всему поперечному сечению от куска, испытанного на удар. При этом содержание элементов должно оказаться соответствующим пределам, указанным в технических условиях, с допуском расширением установленных техническими условиями пределов: по углероду на $\pm 0,029\%$, по марганцу— $0,03\%$, по кремнию— $0,03\%$, по фосфору— $0,01\%$ и по сере— $0,01\%$.

К вопросу о стандартном профиле железнодорожных рельсов

Улучшение работы железно-дорожного транспорта тесно связано с улучшением верхнего строения железно-дорожного пути и, в первую очередь, с удлинением службы железнодорожных рельсов. Последнее зависит от трех факторов: качества металла, веса рельса и его профиля. Фактор качества металла имеет доминирующее значение. Мы имеем примеры, когда смена рельсов типа III—А на II—А не улучшала, а, напротив, ухудшала работу данного участка железной дороги. Мы не будем останавливаться на этом вопросе, поскольку он широко освещен в ряде статей виднейших металлургов. Но, наряду с этим, немаловажную роль играют и последние два фактора—вес и профиль рельса. Увеличение нагрузки на ось и усиление движения требует увеличения прочности рельса, что в первую очередь отражается на весе рельса. Наши железные дороги Советского Союза работают на рельсах наиболее легких по весу почти из всех стран мира. Лишь в последнее время наши дороги начинают заменять рельсы типа III—А весом 33,48 кг. в пог/метре, на рельсы типа II—А весом 38,416 кг. Рельсы же типа I—А весом 43,567 кг. в погонном метре применяются только на двух-трех магистралях Союза, как например, Октябрьская дорога и Москва-Донбасс. В то же время ни одна магистральная линия Америки не укладывает в путь рельсы весом ниже 45 кг. в погонном метре, а некоторые дороги, как, например, Пенсильванская ж. д., вводят рельсы весом 75 кг. в погонном метре. В то же время грузооборот наших дорог близок, а иногда и значительно превышает грузооборот американских дорог уступая только несколько в нагрузках на ось. К этому нужно прибавить еще плохие качества балласта на 70% железно-дорожного пути нашего Союза. Вследствие всех этих причин, рельсы на наших железных дорогах находятся в тяжелых условиях службы, что заставляет обратить на них серьезное внимание.

В настоящее время научно-исследовательским институтом пути предлагаются три новых стандарта рельсов по весу Р—40, Р—44 и Р—48, т. е. весом 40, 44, и 48 кг. в погонном метре. Таким образом, из ранее имевшегося стандарта, откидываются два веса IV—А и III—А и повышается несколько вес II—А (с 38,416 до 40 кг.). Новый установленный вес—48 кг. в погонном метре. Выбор нижнего предела для стандарта нужно считать правильным. Рельсы Р—40, несомненно, будут нужны при прокладке дорог во вновь развиваемых районах, где в течение некоторого времени (3-4 года) эти рельсы будут удовлетворять условиям эксплуатации. Для всех же наших магистральных дорог минимальным весом рельса, подлежащего укладке при смене рельсов, следует считать 44 кг. в погонном метре.

Это ясно из таблицы 1, где приведен подсчет необходимого веса рельса по различным формулам

при нагрузке 20 тонн на ось, т. е. нагрузке наиболее часто встречающейся сейчас у нас на ряде линий.

Верхний же предел стандарта должен быть, несомненно, повышен до 60 кг. в погонном метре, причем для рельсов нужно сохранить ту же градацию по весу, т. е. иметь рельсы весом Р—52, Р—56 и Р—60. Введение таких весов в стандарт необходимо, учитывая развитие подвижного состава в течение ближайших лет в сторону утяжеления и увеличения нагрузки на ось. Как видно из таблицы 1, увеличение нагрузки до 25 тонн на ось уже требует применения рельсов весом 60 кг. в погонном метре. Кроме того применение более тяжелых рельсов является выгодным и с народнохозяйственной стороны. По данным американских железных дорог рельсы весом 64 кг. служат вдвое больше рельсов весом 49 кг., а последние в свою очередь вдвое больше, чем рельсы весом 42 кг. Это обстоятельство может быть подтверждено и опытом Томской ж. д., где на магистрали Новокузнецк-Новосибирск значительная часть рельсов весом 38,4 кг. служат в основном около 3-4 лет, т. е. не выдерживая гарантийного срока. Особенно это сказывается на участках изобилующих кривыми, где боковой износ быстро выводит легкие рельсы из строя и где, вследствие применения рельсов легкого веса, трудно держать путь в надлежащем состоянии. Поэтому на обычных кривых магистрали при рельсах Р—44 нужно укладывать рельсы Р—48, а на горных участках с уклоном 0,007—0,008 и выше нужно укладывать уже сейчас рельсы Р—52 и Р—56.

Таким образом, введение в стандарт рельсов Р—52, Р—56 и Р—60 необходимо по тем выгодам, которые даст их частичное применение уже сейчас, а в особенности в предвидении дальнейшего развития железных дорог. Непосредственное осуществление прокатки этих весов, конечно, встретит большие трудности при том недостатке рельсов, который мы имеем сейчас. Но нужно учитывать, что в недалеком будущем мы пускаем рельсобалочный стан Азовстали с годовой производительностью 650.000 тонн готовой продукции и начинаем в 1937 году постройку Магнитогорского рельсового стана с производительностью в 1.100.000 тонн готовых рельсов в год, что сразу разрешит полностью тот голод в рельсах, который испытывает сейчас наша страна. Вместе с тем введение сейчас в стандарт этих весов рельсов заставит с ними считаться наши проектирующие организации, которые заблаговременно учтут те изменения в оборудовании рельсовых цехов, которые могут быть при прокатке тяжелых рельсов. Моменты перспективной ориентировки тяжелой промышленности также не должны уходить с поля внимания НКПС при выработке стандарта на такую ответственную продукцию, как рельсы.

Определение веса рельса в погонном метре по различным формулам для нагрузки на ось 20 и 25 тонн.

Наименование формулы	Ф о р м у л а	При 2 P—20 кг.	При 2 P—25 кг.	Примечание
Бельгийская формула (Flamasche)	$q = 2 (2 P) + 12$	52 кг.	62 кг.	
Нидерландская формула (van Dyck)	$q = 2 (2 P) + 10$	50 кг.	60 кг.	
Американская формула (завода Baldwin Locomotive Work)	$q = \frac{(2 P)}{0,4}$	50 кг.	62,5 кг.	
Шведская формула	$q = 25,8 \sqrt[3]{\left[\frac{(2 P) l}{R}\right]^2}$	37—42 кг.	40—49 кг.	При v от 50 до 100 км./час.
Английская формула (Pract. Inst. Civ. Eng.)	$q = \sqrt{55 \left(1 + \frac{v}{90}\right) (2 P)}$	41,5—48	46—54	v от 50 до 100 км./час.
Английская формула (Barker)	$q = 5,6 \sqrt[3]{\left[(2 P) + 0,00004 (2 P) v^2\right]^2}$	44—52 кг.	51—60 кг.	v от 50 до 100 км./час.
Русская формула (Годыцкий-Цвирко)	1. c = 4 $q = \frac{13000 (2 P)}{4100 + n}$ 2. c = 3 $q = \frac{16000 (2 P)}{5100 + n}$	45,5 48	57 60	
Русская формула (Оппенгейм)	1. c = 4 $q = \frac{(90 + 1) (2 P)}{75}$ 2. c = 3 $q = \frac{(100 + 1) (2 P)}{75}$	41 48	51 60	Для v = 50 км./час. при товарном и 100 км./час. при пассажир. для дорог местного значения

Условные обозначения: q — вес погонного метра рельса в кг.
 (2 p) — давление на ось, в тоннах.
 l — расстояние между осями шпал в см.
 v — скорость движения в км/час.
 n — число шпал на км. (принято равным 1600).
 R — допускаемое напряжение = 1100 — 5 V кг/см.
 C — коэф. податливости основания шпал в кг/см³.

Наряду с изменением веса рельсов Институт пути предлагает изменить и профиль рельсов. Конечно, сохранение старых профилей для нового стандарта весов невозможно, так как они обладают рядом существенных дефектов. Из них можно указать как главные (фиг. 1) следующие:

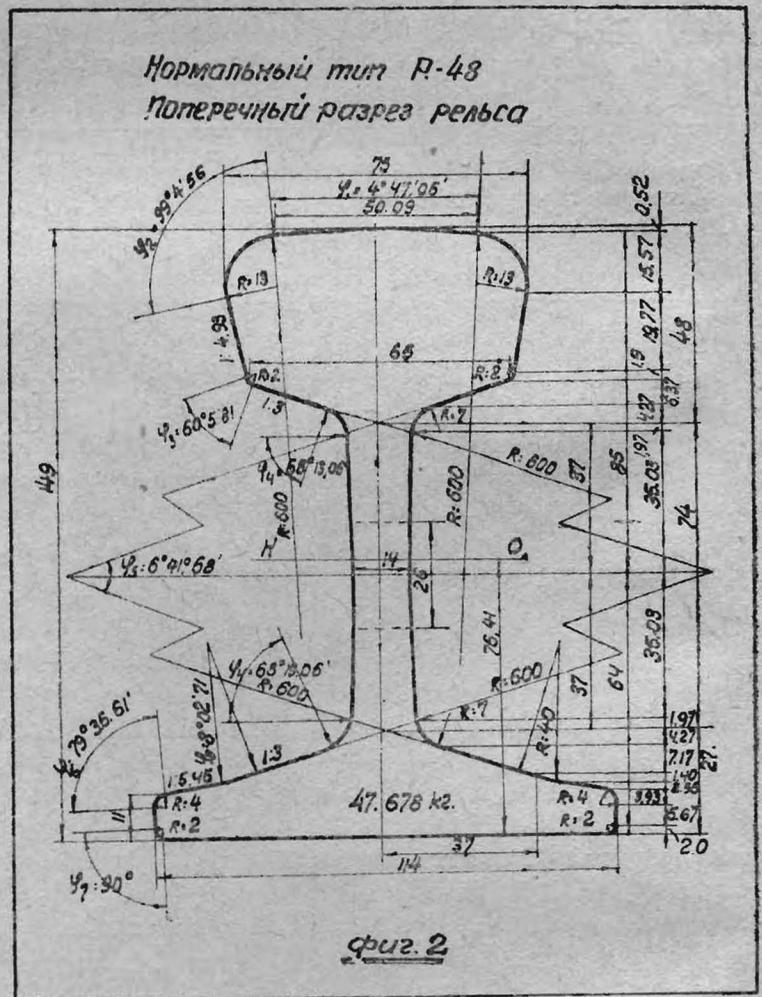
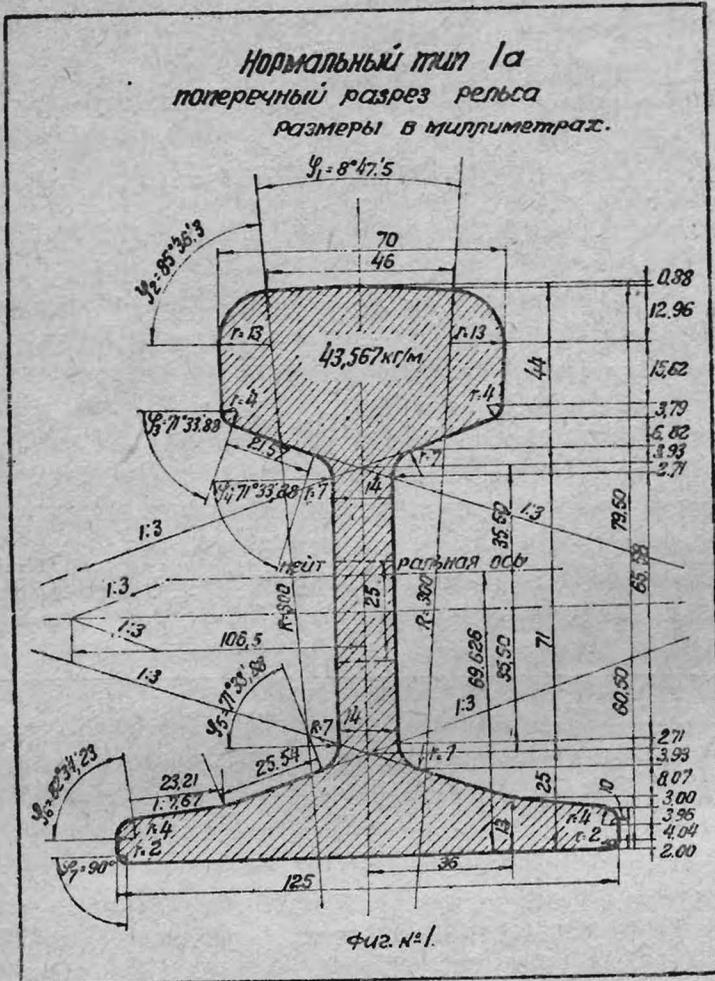
1. Неправильное распределение металла между отдельными частями профиля.
2. Прямолинейное очертание шейки параллельными линиями.
3. Небольшие радиусы закруглений в местах перехода от шейки к головке и подошве.
4. Верхний перелом в очертании подошвы.

Предлагаемый новый стандарт рельса¹⁾ (фиг. 2) имеет несомненные преимущества перед профилем рельса типа I—A. В нем учтен опыт передовых железных дорог мира и, в первую очередь, американских железных дорог. Не касаясь конструктивных его преимуществ, нужно отметить что данный профиль имеет значительные преимущества и с технологической стороны. Учитывать требования производства рельсов, конечно, совершенно необходимо, так как только правильное сочетание конструкторских и технологических требований может дать нашей стране дешевые и прочные рельсы.

Поэтому, несмотря на то, что предлагаемый профиль имеет преимущество с технологической стороны перед старым профилем, все же необходимо по предлагаемому профилю сделать ряд замечаний.

эти профили оказались удовлетворительными только для легких рельсов до 42 кг. в погонном метре. Распределение металла в этих рельсах было следующее: головка 42% , шейка -21% , подошва -37% . Уже в 1905 году Американская железнодорожная ассоциация вновь пересматривает вопрос о стандартных профилях и принимает два типа профиля А и В для рельсов весом от 29, 8 кг. до 49,6 кг. в погонном метре (фиг 4).

Профили А были более прочными и предназначались для главных путей с большими скоростями движения поездов, а профили В для товарных линий с малыми скоростями движения. В обоих типах профилей процент металла в подошве преобладает над процентом металла в головке. Окончательное разрешение вопроса о профилях было вновь предоставлено Американской Ассоциации гражданских инженеров, которая после проверки профилей в работе утвердила в 1915 году профили представленные на фиг. 5.



1. Распределение металла между головкой и подошвой

По предлагаемому проекту для рельсов Р—48 и Р—44 предлагается следующее распределение металла.

Рельс Р—48	головка—	$48,2\%$
	подошва—	$33,6\%$
Рельс Р—44	головка—	46,7
	подошва—	33,5

Сравнение этих рельсов с рельсами типа I-A и II-A, а также с некоторыми рельсами других стран дает таблица 2.

Рассмотрение данных табл. 2 показывает, что мы имеем в типе I-A и II-A один из самых неравномерных профилей по распределению металла в головке и подошве рельса. Рельсы типа Р идут еще дальше в этом направлении, увеличивая преобладание металла в головке над подошвой (1,43). Эта тенденция является обратной тенденцией передовых железных дорог, где распределение металла примерно одинаково или даже наоборот, процент металла в подошве превалирует над процентом металла в головке.

Если проследить с этой точки зрения развитие профилей рельсов на американских железных дорогах²⁾, то мы увидим, как постепенно рельсы с преобладанием металла в головке вытесняются рельсами с преобладанием металла в подошве. На фиг 3 показаны стандартные сечения рельсов, выработанные комиссией американской ассоциации гражданских инженеров в 1893 году.

В этом стандарте еще сказался конструкторский подход к делу проектирования рельсов, и поэтому

Как видно из этой фигуры, оставив основные особенности профиля, выработанного комиссией железно-дорожной ассоциации, ассоциация гражданских инженеров сочла нужным еще более усилить процентное преобладание металла в подошве над металлом в головке.

Таким образом, процент повышения металла в подошве здесь не случайное явление, а вполне закономерная тенденция, вытекающая из изучения службы рельсов в пути. Последний стандарт рельса³⁾ (фиг. 6) весом в 55,6 кг. в погонном метре, утвержденный ассоциацией инженеров вместо рельса 54,6 кг. в 1933 году, имеет также отношение металла головки к металлу подошвы равное 0,92.

Первый момент.—С технологической стороны вопрос о распределении металла в рельсе играет большую роль. Повышение содержания углерода в стали с одновременным большим содержанием мар-

Тип рельса	P-48	P-44	I A	II-A	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
Вес рельса кг./п. м.	47,678	44,07	43,57	38,42	50,8	38,9	50,6	50	49,6	54,5	49,6	52	51,15	55,6	
Распределе- ние металла в %	Головка	48,2	46,7	45,9	45,4	43,7	41,6	41,5	42	38,2	37,4	41	37,2	41,4	35,9
	Шейка	18,2	19,8	19,3	19,8	16,5	19,5	20,1	25	22,6	23,0	18,6	25,3	19,6	25,1
	Подошва	33,6	33,5	34,8	34,8	39,8	38,9	38,4	37	39,2	39,6	40,4	37,5	39,0	39,0
Отношение металла головки к металлу подошвы	1,43	1,39	1,32	1,30	1,0	1,04	1,08	1,13	0,975	0,945	1,02	0,99	1,06	0,92	

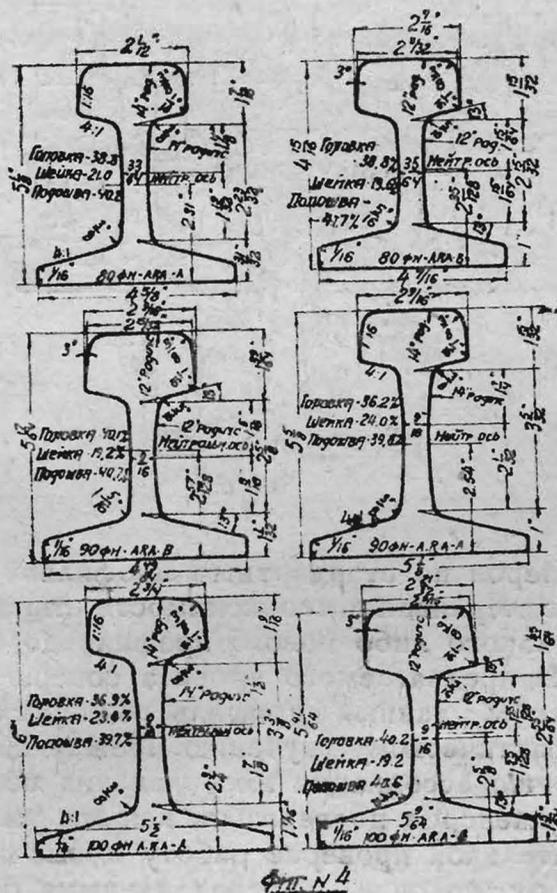
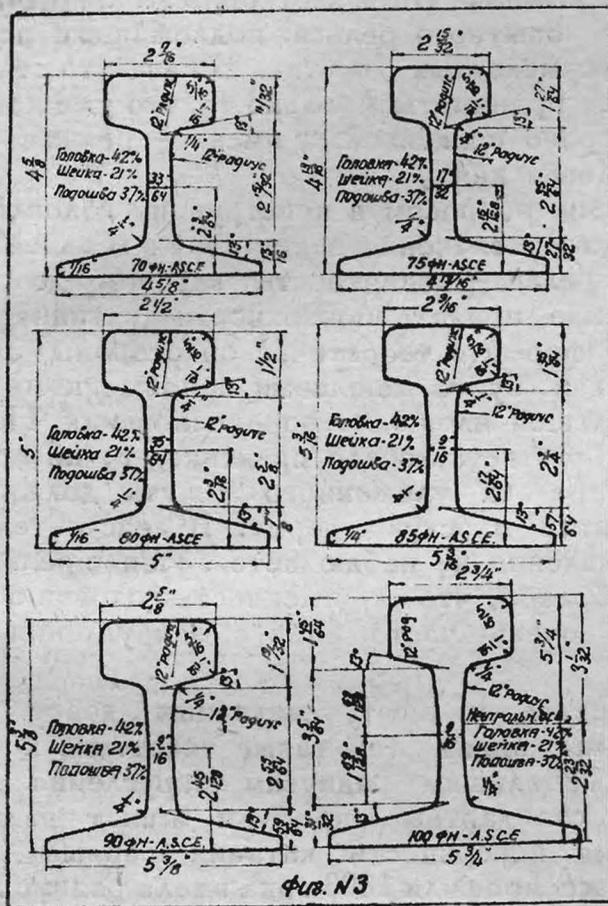
Примечание: 1) Бельгийский 1910 г. 2) Германский 1922 г. 3) Итальянский, 4) Британский, 5 и 6) American Railway Engineering Association 1924 г. 7) Пенсильванская ж. д 1926 г. 8) New-York-Central 9) Оппенгейм (проект), 10) A. R. E. A.—1933 г.

ганда превращает рельсовую сталь в специальную сталь, склонную при обычном охлаждении к большим внутренним напряжениям. Чем неравномернее будет распределение металла, тем выше будет разность температур при самой прокатке и, в особенности, при охлаждении между головкой и подошвой рельса.

вести до 0,70%, т. е. близко подойти по химическому анализу к американским рельсам.

От такого сочетания большой неравномерности распределения металла и повышения содержания углерода без специальных устройств для охлаждения—следует ожидать крупных неприятностей при изготовлении рельса типа P-48.

Второй момент—Увеличение разности температур, благодаря увеличению неравномерности распределения металла, даст большую кривизну рельсов при охлаждении, что вызовет увеличение напряжений при правке. Следовательно, и с этой стороны механические свойства такого рельса будут ухудшаться.



Исследование охлаждения рельсов на стеллажах, проведенное Центральной лабораторией Кузнецкого завода, показало, что разность температур между головкой и подошвой в процессе охлаждения для рельсов типа II-A достигает 200°, благодаря чему в рельсе появляются большие внутренние напряжения, достигающие, примерно, 20 кг/кв. мм.

В свете этого исследования вполне понятна тенденция американских железных дорог к равномерному распределению металла и даже превалированию металла в подошве, так как американские железные дороги работают на высокоуглеродистых рельсах.

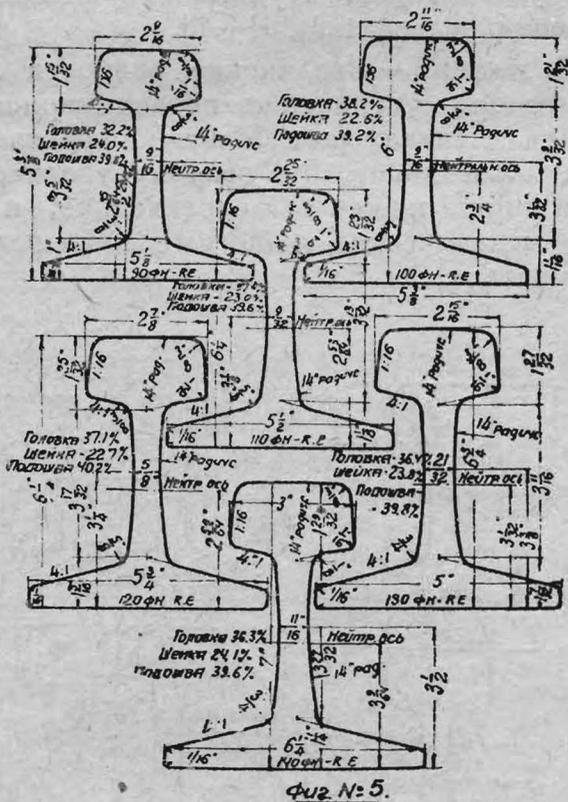
Проект стандарта технических условий на тяжелые рельсы предполагает содержание углерода до-

Третий момент.—Увеличение неравномерности распределения металла вызовет увеличение неравномерности обжати и разности температур при прокатке, что, несомненно, скажется на повышении неравномерности структуры в поперечном сечении рельса, а, следовательно, приведет также к некоторому понижению его механических свойств.

Все это вместе взятое заставляет нас с большой резкостью поставить вопрос перед НКПС о неправильной тенденции в проектировании новых типов рельсов, противоречащей технологическим требованиям и опыту передовых дорог других стран. Мы считаем совершенно необходимым, чтобы при проектировке новых типов рельсов конструктора придерживались принципа равенства металла в головке и подошве, допуская отклонения только в сторону увеличения металла в подошве.

2. О конструкции головки рельса

В предлагаемом проекте стандарта очертание головки принято согласно последнему американскому профилю рельса со „свободной головкой“ (Head-free), введенному в практику рельсовой корпорацией Томсон в Нью-Йорке. Несмотря на то, что с точки зрения износа этот профиль имеет теоретические преимущества, все же он пока еще недостаточно проверен на практике для введения его в стандарт. По этому поводу уместно вспомнить заключение ассоциации американских железнодорож-

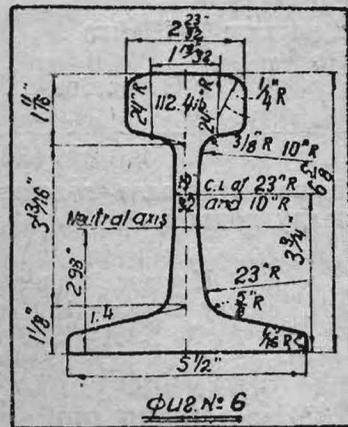


Фиг. № 5.

ных инженеров по стандартным профилям, которые „особо подчеркивают необходимость тщательного изучения какого либо нового профиля до его введения“. Из предлагаемого проекта совершенно не видно, чтобы данный профиль подвергся какому нибудь практическому изучению. Между тем нужно отметить, что ассоциация американских железнодорожных инженеров подвергая, как мы уже указывали, тщательной проверке работу новых профилей рельсов, от головки с параллельными боковыми гранями, бывшей в предварительном стандарте (фиг. 4), перешла к головке трапециодального сечения с уширением книзу (фиг. 5). И, несмотря на уже более чем 10-ти летнее существование профиля рельса со „свободной головкой“, все же в 1933 году ассоциация вновь принимает в качестве стандарта рельс весом 55,6 кг. в погонном метре совершенно такого же профиля (фиг. 6), как и ранее существовавший. К выводу о целесообразности

уширения головки внизу приходят железные дороги и других стран, в том числе Германия, Дания, Швеция и т. д. К этому же выводу приходит и профессор Оппенгейм⁴⁾, разбирая вопрос о стандартных профилях рельсов. Можно еще указать целый ряд авторов, доказывавших целесообразность именно головки с уширением книзу.

Наблюдения за износом рельсов, проведенные автором в 1935 году на Омской и Томской дорогах, показывают, что „естественный профиль рельса, образующийся под влиянием износа, более всего приближается к трапеции с уширением книзу. Всякое другое очертание головки, естественно, будет вызывать большие местные напряжения и как следствие — повышенный износ до тех пор, пока



Фиг. № 6.

рельс не приработается и не примет свою естественную форму. Поэтому, введение сейчас рельса со свободной головкой в стандарт не является целесообразным. Он может быть только принят в качестве опытного рельса, подлежащего проверке на наших железных дорогах. В качестве стандарта же может приниматься только то, что уже достаточно проверено практикой, а именно — рельс с уширением головки книзу.

Спорным вопросом в конструкции головки является также увеличение закругления верхней поверхности рельса — поверхности катания до 600 мм. Стремление придать поверхности катания более плоскую форму с теоретической стороны оправдывается как будто меньшими напряжениями благодаря большой площади соприкосновения. Но если бы это соответствовало практике, то поверхность катания рельса уложенного в путь должна была бы принять плоскую форму. В действительности такого явления не наблюдается. Износ рельса идет таким образом, что округленность головки остается и даже очень часто радиус закругления уменьшается.

Обращаясь к опыту железных дорог других стран, мы видим там также тяготение к сравнительно небольшим радиусам закругления. Американские стандартные профили имеют радиус закругления поверхности катания равный 350 мм. Первые же профили 1893 года имели радиус закругления равный 300 мм, т. е. те же радиусы закруглений, что и наши профили типа I, II и III—А. Правда, нужно отметить что последний стандартный профиль 1933 г. (фиг. 6) имеет уже радиус закругления равный 600 мм. С технологической стороны увеличение радиуса закругления поверхности катания ухудшает работу отделочных валков, приводя к более быстрому износу отделочных калибров. Это уже указывалось ранее проф. Грум-Гржимайло при разборе профиля рельса.⁶⁾

Все это вместе взятое заставляет нас думать, что запроектированный стандартом радиус закругления поверхности катания в 600 мм. слишком велик. Мы предлагаем прежде в его радиус закругления дифференцировать в зависимости от типа рельсов. Для более легких профилей, как Р—40 и Р—44, мы предлагаем оставить радиус закругле-

ния равным 300 мм так, как он был в типе I и II-A. Для рельсов средних профилей как P-48 и P-52 нужно ввести радиус закругления равным 350 мм. И, наконец, для тяжелых рельсов как P-56 и P-60 нужно принять $R=400$ мм. Такое подразделение, принимая во внимание действующие нагрузки на ось, будет более правильным, чем введение одного радиуса закругления для всех рельсов без учета их службы.

Переходя к радиусам закругления для сопряжения поверхности катания с боковыми гранями головки, нужно указать, что величина этого радиуса зависит от радиуса закругления выкружки бандажа и без перемены последнего не может быть изменена, поэтому оставление старого радиуса пока неизбежно.

Нужно только отметить, что практика показывает, что увеличение этого радиуса также возможно и не влечет за собой никаких осложнений в службе рельсов. В качестве примера можно привести работу горного участка линии Новосибирск—Новокузнецк при радиусе кривых 426 мм и скорости поездов весом 1800 тонн до 50 км/час, случаев схода поезда с рельсов, вследствие очень большого увеличения переходного радиуса (благодаря боковому износу рельса до 11 мм.) до сих пор еще не наблюдалось.

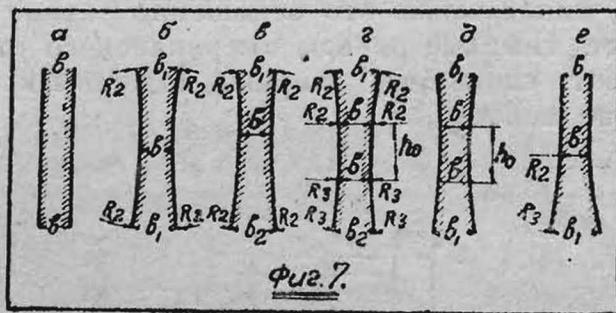
Радиус закругления нижних боков головки по проекту стандарта принят равным 2 мм. Такая величина радиуса может быть взята только для головки с параллельными сторонами или головки с уширением книзу. Для принятой проектом формы головки этот радиус повлечет за собой быстрый износ отделочного калибра и поэтому он должен быть увеличен до 5 мм. Для головки с уширением книзу он может быть взят равным 2 мм. Благодаря малой разнице рабочих диаметров отделочного калибра, износ в этом случае будет незначителен.

Переход от головки к шейке в проекте стандарта предусматривается равным 7 мм. Нужно отметить, что этот переход представляет особую важность с технологической точки зрения. Более плавный переход позволяет избежать появления заката в этом ответственном месте рельса и излишнего накопления термических напряжений при охлаждении рельса. Кроме того в этом месте обычно сосредотачиваются явления ликвации, усадочной раковины и т. д. Поэтому принятую величину нужно считать безусловно малой. Американские стандарты принимают радиус сопряжения головки с шейкой от 9,5 мм до 12,5 мм в зависимости от веса рельса. Безусловно, такое подразделение и величину радиусов перехода нужно принять и в наших стандартных профилях. В частности, мы предлагаем для рельсов P-40, P-44 и P-48 этот радиус иметь равным 10 мм, а для рельсов P-52, P-56 и P-60 радиус иметь 15 мм. Увеличение этого радиуса почти не отразится на величине площади соприкосновения рельса с накладкой и в то же время дает большую прочность рельсу, уменьшив концентрацию внутренних напряжений в опасном сечении.

3. 0 конструкции шейки рельса

На фиг. 7 показаны различные формы шеек рельсов, применяемых в настоящее время. Наши рельсы типа I—IVA имеют форму „а“, ограниченную параллельными плоскими гранями. С точки зре-

ния прочности шейки такая форма невыгодна, так как наименее целесообразно использует металл шейки. Более рациональными являются формы шейки „в“ и „е“, в которых шейка имеет большую толщину у подошвы и меньшую у головки. В предлагаемом проекте стандарта принято очертание шейки по дугам окружностей с радиусом $R=600$ мм. Это дает одинаковую толщину шейки у подошвы



и головки. Такая форма шейки применялась в ранних американских стандартах (фиг. 3 и 4), но в окончательно принятом стандарте, как это можно видеть из фиг 5, принята форма „в“, предусматривающая большую толщину шейки у подошвы, благодаря перенесению оси радиусов выше нейтральной оси рельса. Еще более резко выражено это в последнем стандарте 1933 г. (фиг. 6), где шейка рельса уже очерчивается двумя радиусами: нижним—575 мм и верхним—250 мм, причем линия центров лежит выше нейтральной оси на 20 мм.

Очертание шейки по дугам окружности с технической стороны наиболее целесообразно, так как такая форма обеспечивает более плавный переход от шейки к головке и подошве, что уменьшает возможность концентрации термических напряжений при охлаждении рельса и внутренних напряжений после охлаждения. Форма шейки, предложенная в проекте стандартных профилей проф. Оппенгеймом,⁴⁾ в которой шейка ограничена прямыми линиями с переломом и расширением в нижней части, представляется нам менее рациональной с этой точки зрения, хотя с конструктивной точки зрения она равноценна с шейкой рельса фиг. 6.

Как уже было отмечено раньше, радиусы закруглений при переходе от шейки к головке, а также и от шейки к подошве мы предлагаем увеличить против проекта стандарта, где они приняты равными 7 мм. Для рельсов типа P-40, P-44 и P-48 верхний радиус перехода нужно принять равным 10 мм, а нижний равным 15 мм, для типа P-52, P-56 и P-60 верхний нужно принять равным 15 мм, а нижний 20 мм.

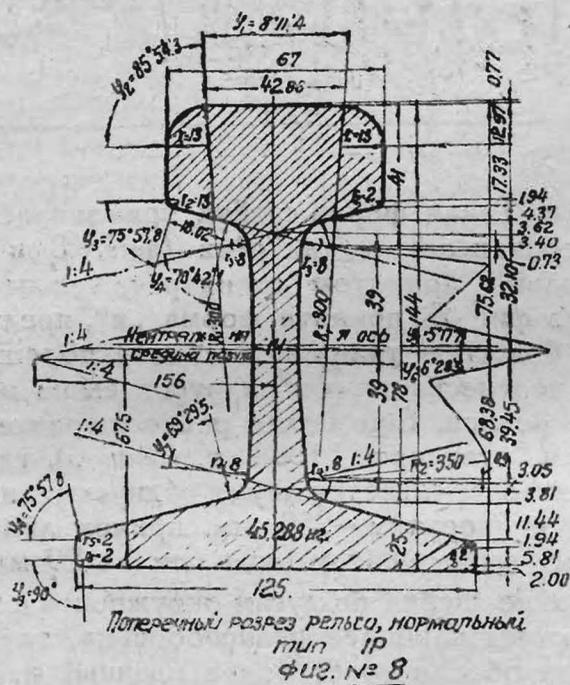
С технологической стороны такое решение уменьшает опасность появления закатов в этом месте и дает лучшее выполнение калибра. С конструкторской же стороны это дает рельсу большую прочность в наиболее опасных местах.

При тех небольших радиусах перехода, которые мы имеем сейчас в рельсах типа I—IVA, можно часто наблюдать случаи откола головки и подошвы, как при производстве копровых испытаний, так и при службе рельсов в пути. Введением больших радиусов закругления в переходах и выполнением шейки по дугам окружностей этот недостаток будет полностью устранен.

4. О конструкции подошвы рельса

Предлагаемый проект стандарта дает подошву рельса Р—48 шириной в 114 мм. Отношение ширины подошвы к высоте рельса при этом составляет 0,76. В американских стандартах отношение ширины подошвы к высоте составляет около 0,9, т. е. значительно выше.

Разработанный ранее стандарт рельса типа 1Р (фиг. 8) имеет также это отношение равное 0,89³⁾. Наиболее тяжелые рельсы американского стандарта имеют отношение ширины подошвы к высоте рельса не менее 0,85.



Таким образом новый проект стандарта предлагает рельсы значительно меньшей устойчивости, чем принято это всеми жел. дорогами. Такое отношение ширины подошвы к высоте рельса допустимо только при наличии раздельного скрепления, увеличивающего опорную площадь подошвы рельса. Но так как пока раздельное скрепление применяется на наших дорогах в небольшом количестве, то ширину подошвы стандартных рельсов нужно увеличить, доведя отношение ширины подошвы к высоте рельса до 0,85.

Проект стандарта предусматривает очертание верхней грани двумя уклонами 1:3 и 1:5,45, что дает перелом в очертании верхней грани. Первый проект стандартных рельсов, например, типа 1Р (фиг. 8) предусматривал однообразный уклон 1:4 всей верхней грани.

Последнюю форму подошвы, принятую на большинстве железных дорог мира и фигурировавшую во всех американских стандартах, мы считаем более целесообразной. Рельс, как ответственный профиль, должен быть запроектирован с минимальным количеством всяких резких переходов во избежание концентрации напряжений. С технологической стороны этот перелом может быть причиной образования заката и очень нежелателен с точки зрения плавного перехода структуры от центра подошвы к краю фланца. Наличие такого перелома в существующих рельсах типа I—IVА вызывает более быстрое охлаждение фланца до перелома, сообщая неравномерность структуре и вызывая концентрацию термических напряжений в месте перелома.

Наличие перелома в подошве способствует также выколу подошвы рельса при службе в пути.

Вследствие всех этих причин мы считаем необходимым верхней грани подошвы рельса дать однообразный уклон.

Применение небольших радиусов закруглений во фланцах подошвы нам представляется мало оправданным мотивом лучшего закрепления рельса в пути. Между тем, такие небольшие радиусы закруглений усложняют производство рельсов, ускоряя износ отделочного калибра. Для упрощения профиля рельса—упрощения не вредящего, ни его прочности, ни закреплению рельса в пути,—нужно фланцы подошвы образовывать одним радиусом, равным половине толщины фланца.

5. Заключение

1) Необходимо иметь в стандарте веса рельсов от 40 кг. до 60 кг. в погонном метре с интервалом веса в 4 кг. между отдельными типами рельсов.

2) Основным недостатком предлагаемого нового стандартного профиля является неправильное распределение металла между головкой и подошвой рельса. Из технологических соображений нужно иметь преобладание металла в подошве и как минимум—равенство между содержанием металла в головке и подошве.

3) Преимущества принятой формы головки еще недостаточно подтверждены практикой. В стандарт же можно ввести форму только проверенную практикой. Такой формой является головка с уширением книзу, принятая для железных дорог большинства стран.

4) Введение плоской головки ухудшает работу отделочных калибров и не дает преимуществ для рельсов в службе. Предлагается дифференциация радиуса закругления поверхности катания в зависимости от типа рельсов: для легких $R=300$ мм, для средних $R=350$ мм, для тяжелых $R=400$ мм.

5) Предлагается шейку рельса образовывать двумя радиусами с тем, чтобы толщина шейки у подошвы была небольшой. Радиусы закруглений перехода от шейки к головке предлагается принять от 10 до 15 мм. и от шейки к подошве от 15 до 20. мм в зависимости от типа рельсов.

6) Отношение ширины подошвы к высоте рельсов должно быть около 0,85. Запроектированная ширина подошвы для рельса Р—48 является недостаточной, не обеспечивая достаточной устойчивости рельса при обычных скреплениях.

7) Верхним граням подошвы нужно придать однообразный уклон.

В заключение нужно отметить, что по вопросам профиля НКПС до сих пор не имеет твердого мнения, доказательством чему может служить, что после утверждения в 1931 г. стандартного профиля рельса весом в 45 кг., в 1934 году предлагается новый профиль, совершенно другого очертания. Этот разноречивый свидетельствует о том, что важнейшие вопросы профиля решаются в кабинетном порядке, на основе абстрактных умозаключений. Было бы правильнее, если бы научно-исследовательский институт пути каждый запроектированный профиль проверял в небольшом количестве на работе (хотя бы на опытных участках НКПС) в пути и после тщательных исследований вводил бы стандарт с соответствующими поправками, внесенными жизнью.

Использованная литература:

1. Проект стандартного рельса 48 кг. в п. м. Объяснительная записка научно-иссл. института пути.
- 2) „Железнодорожный путь“—американские ж. дорожные энциклопедии. Транспортиздат—1935 г.
- 3) **Погумирский**.—Новый стандартный рельс весом 45 кг. в п/мт (Железнодорожное дело № 11—1931 г.)
4. **Оппенгейм**.—Типы новых стандартных рельсов (методы их проектировки)—1929 г.

5) Новый стандартный рельс 112 ф. американской ассоциации ж. д. инженеров (Engineering News-Record Март, 1934 г. № 12).

6) **Грум-Гржимайло**.—Профиль рельса, прокатываемого при пониженной температуре „Исследование рельсового дела в СССР“, часть I, стр. 249—52.

7) **Щукин**.—Выбор рельса для реконструируемых участков. („Ж. д. путь“ № 3—1932 г.).

Литейный отдел

Инж. В. А. ГРАЧЕВ

Центральная лаборатория КМК

Физико-механические свойства формовочных земель литейного цеха Кузнецкого завода

Цель настоящей работы дать—возможно полную характеристику основных физико-механических свойств, как исходных формовочных материалов, так и формовочных смесей, применяющихся для различного вида литья.

По каждой пробе определялись следующие свойства:

I. По пескам

1. Химический состав.
2. Зерновой состав.
3. Огнеупорность.
4. Газопроницаемость.
5. Основная газопроницаемость.
6. Прочность по „Доти“.
7. Величина и форма зерна.

II. По глинам:

1. Химический состав.
2. Огнеупорность.

III. По формовочным смесям:

1. Газопроницаемость в сыром и сухом виде.
2. Прочность по „Доти“.
3. Огнеупорность.

I. Формовочные пески

Цех получает пески из трех месторождений, расположенных на территории Западной Сибири.

1. Песок Антибесского месторождения.
2. Песок местный (Кузнецкий)
3. Песок Беловского месторождения.

По внешнему виду пески резко отличаются друг от друга; Антибесский песок—светло желтого цвета, местный—бурого и Беловский желтого.

Из приведенной ниже таблицы обращает на себя внимание большое содержание примесей у местного песка.

Селиванов в своей книге „Формовочные материалы“ рекомендует для формовки применять пески содержащие примесей:

по стальному литью—1,5—2%
по чугунному литью до 7%

Примерно такие же цифры у Берга.

Фактически же пески для стального литья дают удовлетворительные производственные результаты с несколько более повышенным содержанием примесей.

Дивенский песок содержит количество примесей 3,64%; Германский песок содержит количество примесей 3,5%.

Поэтому можно считать, что несколько повышенное содержание примесей у Антибесского песка не может быть препятствием к применению его для стального литья. Это же подтверждают испытания на огнеупорность (см. табл. 2).

Приведенные цифры для Антибесского песка, как материала идущего на изготовление смесей для стального литья, вполне удовлетворяют техническим требованиям. Беловский песок, применяемый для изготовления форм чугунного литья, имеет также вполне удовлетворительную огнеупорность.

Как и следовало ожидать, по большому количеству примесей у местного песка огнеупорность его очень низка, поэтому местный песок, как основную составляющую смесей даже по чугунному ответственному литью применять не следует.

Зерновой (гранулометрический) анализ песков производился на немецких стандартных ситах. Эти данные приведены на диаграммах 1, 2 и 3.

Таким образом, по зерновому строению и количеству глинистых составляющих Антибесский песок по американской классификации находится в области тощих и очень крупных песков, местный—тощих и средних и Беловский—в области жирных и мелких.

Химический состав песков

Таблица 1

Месторождение	№ пробы	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	п.п.п.	Сумма примесей
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Антибесский (кварцевый)	1	93,28	3,42	2,18	0,62	1,34	0,47	—
	2	93,36	3,50	2,14	0,56	—	—	—
	3	93,20	3,22	2,30	0,58	—	—	—
	4	—	3,16	1,68	0,56	—	—	—
	Сред.	93,28	3,32	2,08	0,58	1,34	0,47	4,47
Местный	1	67,56	14,53	5,63	3,76	3,24	2,28	—
	2	73,00	13,48	5,16	2,96	1,30	2,11	—
	3	—	12,24	6,56	—	—	—	—
	4	—	13,90	4,62	—	—	—	—
	Сред.	70,28	13,71	5,49	3,36	2,74	2,15	13,74
Беловский	1	88,32	6,88	1,74	0,61	0,30	1,83	—
	2	89,64	7,38	1,52	0,86	—	—	—
	3	89,88	6,96	1,68	1,04	—	—	—
	4	—	7,84	—	—	—	—	—
	Сред.	89,28	7,26	1,65	0,83	0,30	1,83	4,11

Надо отметить, как значительный недостаток Антибесского песка, большое количество гравия—17,0% (зерна не проходящие через сито № 8) и сравнительно большой средний диаметр зерна. Рекомендуется для стального литья применять пески с более мелким зерном. Кларк рекомендует для стального литья пески имеющие на сите № 60 (немецкие) не менее 75% зерен¹⁾. Антибесский песок имеет на сите № 60 только 1,32%, а наибольшая концентрация зерен на более крупном сите № 14.

С другой стороны данные американской практики говорят о применении даже более крупных песков чем Антибесский.

Песок месторождения „Охайо“ имеет 73,4% зерен сконцентрированных на сите № 8 и 14. Песок месторождения „Георгия“—75,8% зерен сконцентрированных на сите № 14¹⁾

Судя по имеющимся литературным данным, у нас на этих крупных песках не работают. Таким образом Антибесский песок по величине зерна надо считать вполне подходящим для стального литья, причем в смесях для отливок, у которых требуется иметь очень гладкую поверхность, большое количество Антибесского песка иметь не следует, так как крупные зерна, находящиеся в большем количестве в нем, будут способствовать получению шероховатой поверхности.

Решающим фактором в определении песка как формовочного материала является степень однородности или величина зерен на ситах, так как от этого зависит одно из основных литейных свойств песков—газопроницаемость.

Температура плавления песков

Таблица 2

Месторождение	П Р О Б Ы						
	1		2		3		4
	эталон	проба	эталон	проба	эталон	проба	среднее
Антибесский	КЗ—32	1710°	КЗ—32	1710°	КЗ—32	1710°	1710°
Местный	опт. пиром.	1375°	опт. пиром.	1375°	опт пиром	1375°	1375°
Беловский	КЗ—30	1670°	КЗ—30—31	1680°	КЗ—30—31	1680°	1676°

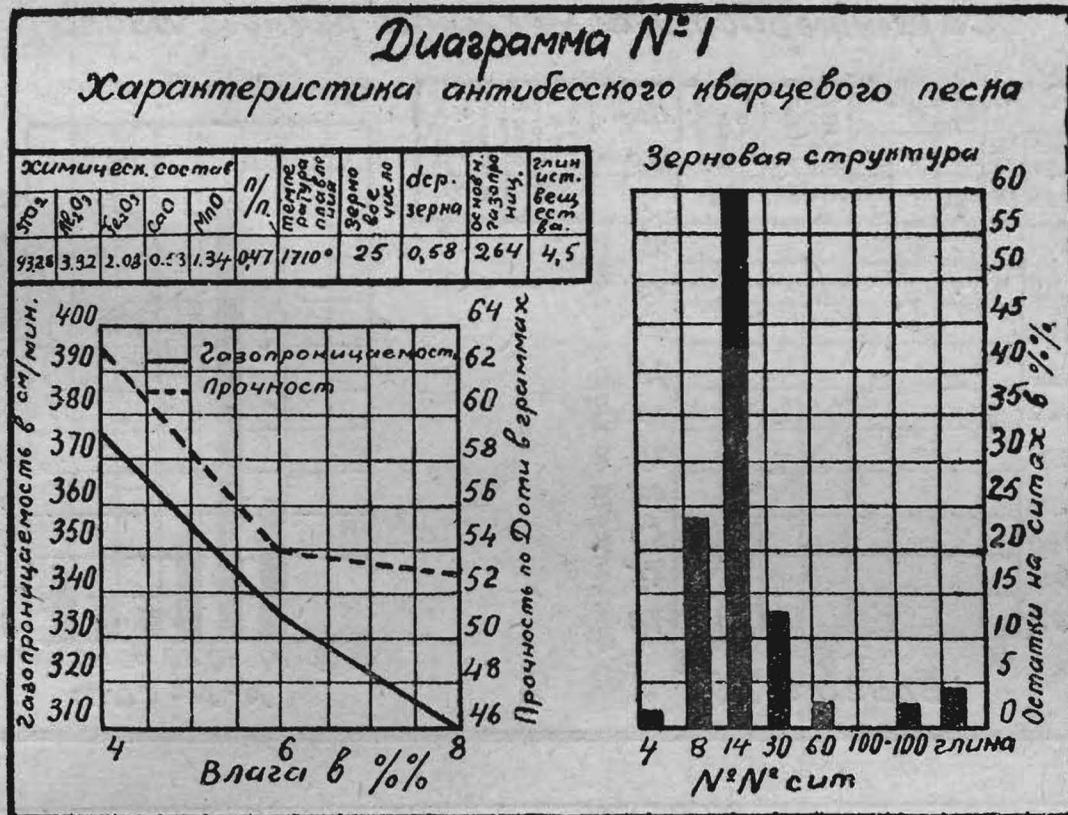
¹⁾ Берг. Курс формочных материалов.

Концентрация зерен исследованных песков подсчитана по способу Берга, предложенного им для технических условий на приемку песков:

Антибесский песок — 79%
 Местный песок — 58%
 Беловский песок — 39%

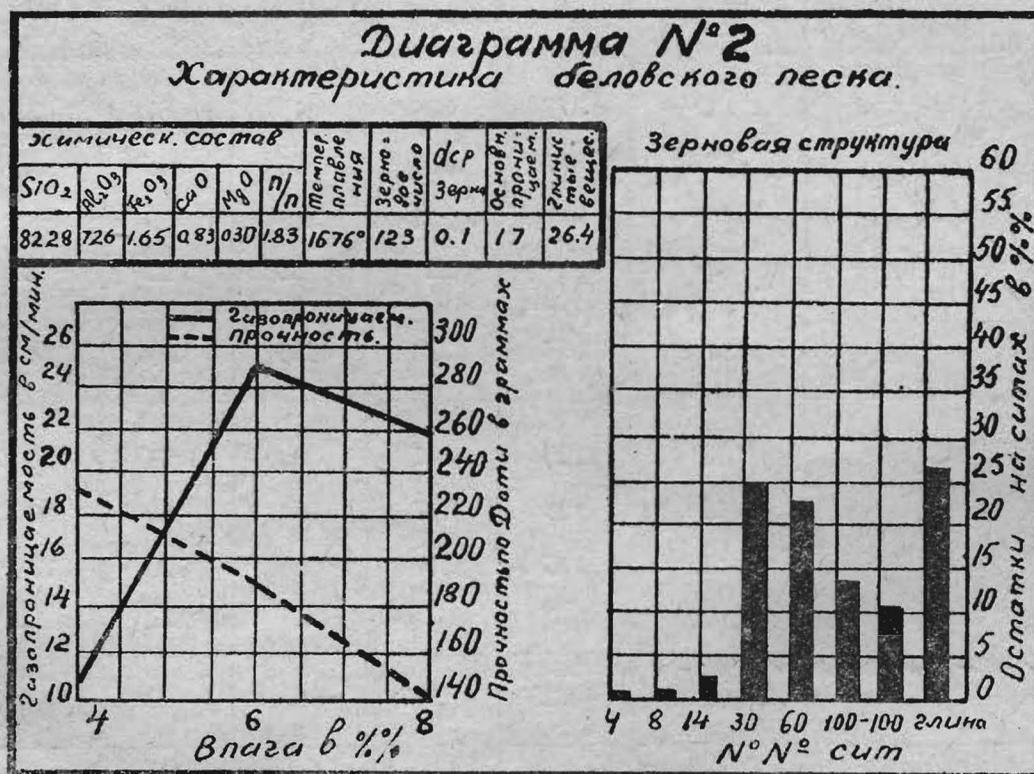
положение зерен у Антибесского песка говорит о высокой его газопроницаемости.

Местный песок имеет 51% зерен одинакового диаметра и большую часть зерен также, как и у Антибесского песка, расположенных на смежных ситах. Но в отличие от Антибесского местный пе-



Приведенные цифры выражают количество остатков на двух ситах, отличающихся друг от друга вдвое большей величиной отверстий.

сок имеет большой остаток на сите № 100 и большое количество пыли. Все же надо считать распределение зерен по ситам у местного песка удовлет-



Цифры показывают довольно высокую концентрацию зерен у Антибесского песка, среднюю у местного и очень низкую у Беловского.

Более подробную и наглядную картину распределения зерен по ситам дают диаграммы № 1, 2, 3.

Как видно из диаграммы 1 Антибесский песок имеет 60% своего состава зерен приблизительно одинакового диаметра и почти все остальные зерна расположены на 2-х смежных ситах. Такое рас-

порительным.

Совершенно неудовлетворительную картину представляет распределение зерен по ситам у Беловского песка, причем главным образом за счет наличия большого количества пыли.

Подтверждением характеристики гранулометрического анализа также являются приводимые ниже цифры средней основной газопроницаемости (пробы без глинистых составляющих),

Антибесский песок 264 см/мин.
 Местный песок 84 см/мин.
 Беловский песок 17 см/мин.

Как и следовало ожидать Антибесский песок по зерновому строению имеет высокую газопроницае-

мость, местный удовлетворительную и Беловский очень низкую.

При составлении формовочных смесей даже для мелкого чугунного литья, Беловский песок вследствие своей низкой основной газопроницаемости

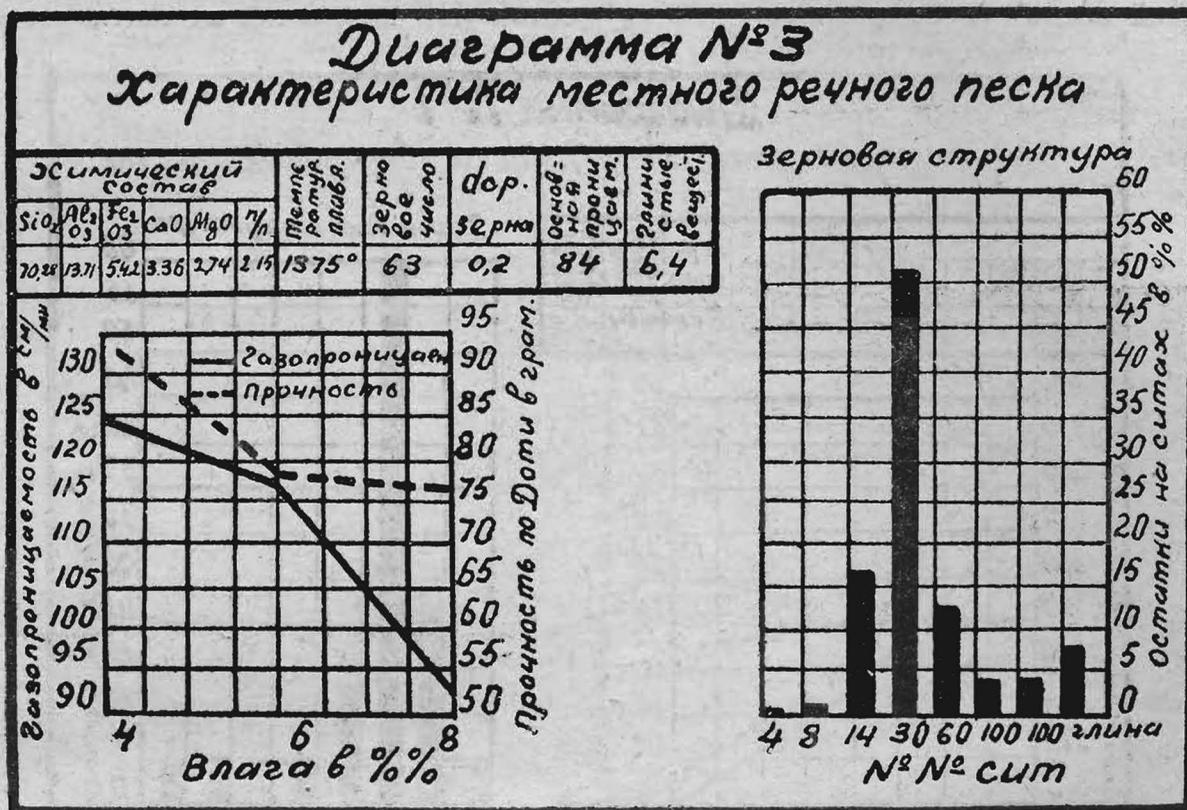


Таблица 3.

Месторождение	№№ проб.	Газопроницаемость в см/мин.			Прочность по Доти в г.			Глинистые составл. %
		Содержание влаги в %			Содержание влаги в %			
		4	6	8	4	6	8	
Антибесский	1	377	334	315	61	53	53	4,7
	2	377	334	315	66	55	54	4,1
	3	377	334	315	55	55	53	4,4
	4	—	—	—	—	—	—	4,6
	Среднее	377	334	315	60,6	54,3	53,3	4,5
Местный	1	125	117	93	88	76	78	6,9
	2	125	117	93	88	80	78	6,6
	3	125	117	93	100	77	75	6,0
	4	—	—	—	—	—	—	6,2
	Среднее	125	117	93	92	77,6	77,0	6,4
Беловский	1	14	26	23	227	195	147	25,6
	2	12	25	21	227	187	148	25,4
	3	13	23	22	230	195	147	28,0
	4	—	—	—	—	—	—	26,6
	Среднее	13	24,6	22	228	192	147	26,4

требует добавки песка с более высокой газопроницаемостью

В таблице 3 приведение газопроницаемость и прочность по „Доти“ песков в зависимости от содержания влаги.

Эти же данные приведены на диаграммах 1, 2, 3, причем определения произведены только при 4, 6, и 8 % влаги

Из диаграмм видно, что прочность у всех песков с повышением влаги падает, максимальная прочность при 4% влаги, причем абсолютная величина ее у всех песков различна. У Беловского песка самая высокая (в 3-4 раза больше чем у Антибесского), у местного средняя и у Антибесского наиболее низкая, что объясняется различным количеством глинистых составляющих и зерновым строением.

II. Огнеупорные глины

Огнеупорные глины цех получает (через шамото-динасовый цех) из трех месторождений: Павлодарского, Ариничевского и Нижне-Увельского.

Состав глин (по данным керамической лаборатории).
Таблица 4.

Месторождение	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	Потери при прокаливании
Павлодарское	52,02	32,3	2,74	0,45	0,3	12,4
Ариничевское	50,2	35,6	2,36	0,65	0,35	10,9
Нижне-Увельское	53,2	29,2	4,2	0,82	0,45	10,8

Температура плавления (по данным керамической лаборатории)
Таблица 5.

Месторождение	Температуры		
	Миним.	Средн.	Максим.
Павлодарское	1708°	1727°	1742°
Ариничевское	1700°	1728°	1734°
Нижне-Увельское	1698°	1714°	1730

Все три глины по своему составу и огнеупорности вполне подходящие для стального литья.

III. Формовочные смеси

а) Стальное литье

По стальному литью цех работает с твердоуставившимися формовочными смесями, которые в течении последнего полугодия изменялись мало.

Все смеси сейчас готовятся на хорошо оборудованных земледелках.

Для исследования были взяты пробы 4-х смесей:

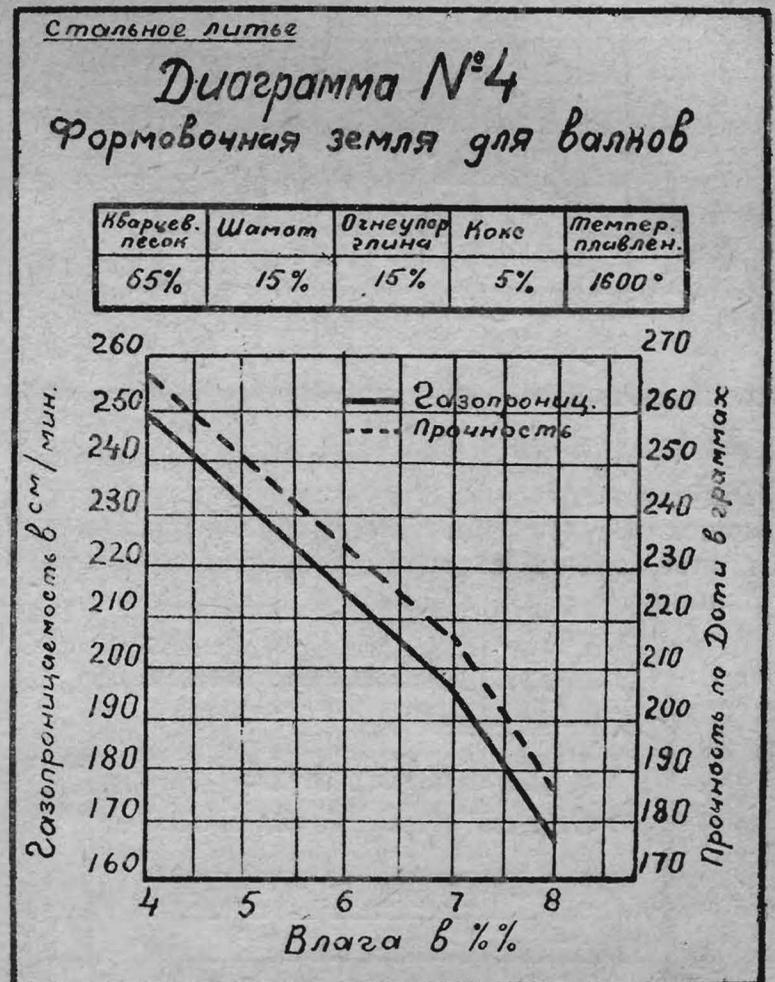
1. Общий формовочный состав.
2. Крепкий формовочный состав.
3. Состав для стержней
4. Состав для прокатных валков.

Состав смеси в % по объему

Таблица 6

№ смеси	Антибес-ский песок	Огнеупорная глина	Шамот	Мука	Кокс	Т-ры плавления
1	90	10	—	—	—	1710°
2	70	15	15	—	—	1600°
3	85	10	—	5	—	1670°
4	65	15	15	—	5	1600°

Полученные температуры плавления смесей показывают, что добавка шамота (смесь 2 и 4) значительно снижает температуру плавления смеси по сравнению со смесью, имеющей в своем составе только один песок и глину (смесь 1).



Обычно шамот вводится в смесь с целью повышения ее огнеупорности, здесь же мы имеем обратное явление, т. к. другие составляющие смеси (песок, глина) имеют температуру плавления выше, чем вводимый шамот.

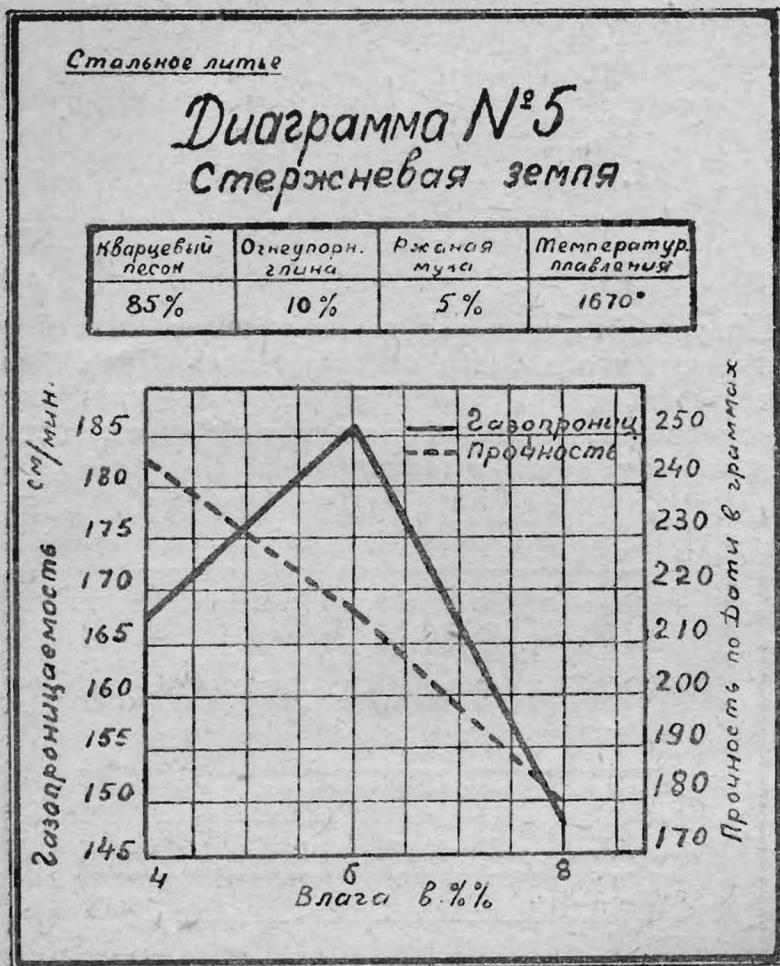
Поэтому при наличии хороших песков и глин целесообразно отказаться от добавки шамота, что значительно повысит огнеупорность смеси и пригораемость земли к отливке будет меньше.

Газопроницаемость и прочность смесей в зависимости от содержания влаги приведены на диаграммах №№ 4, 5, 6, 7.

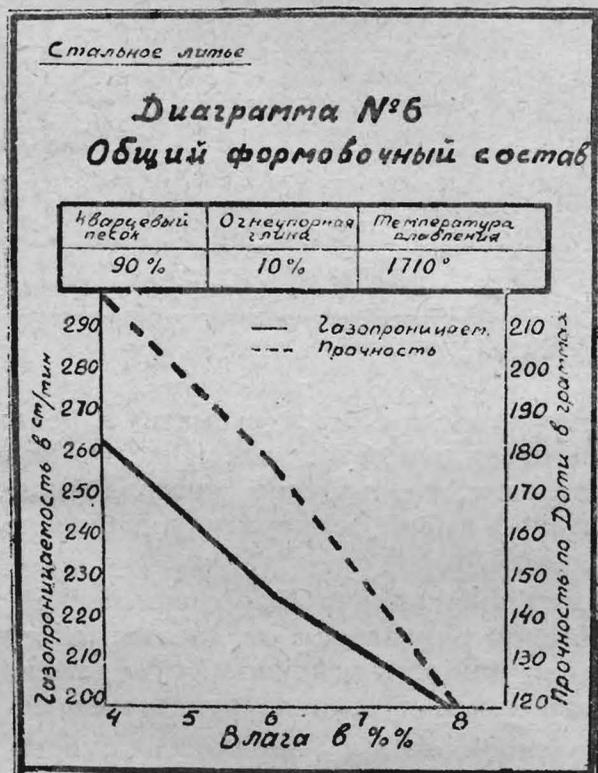
Как видно из диаграмм, все смеси в сыром состоянии имеют высокую газопроницаемость, при чем с увеличением количества влаги газопроницае-

мость падает, за исключением стержневой земли, у которой наиболее высокая газопроницаемость не при 4%, а при 6% влаги, что объясняется наличием в смеси муки.

Смеси	Газопроницаемость в сухом состоянии в см/мин.
1	304
2	270
3	251
4	261



Так как все смеси стального литья идут для формовки всухую, поэтому наиболее важным будет определение газопроницаемости в сухом состоянии.

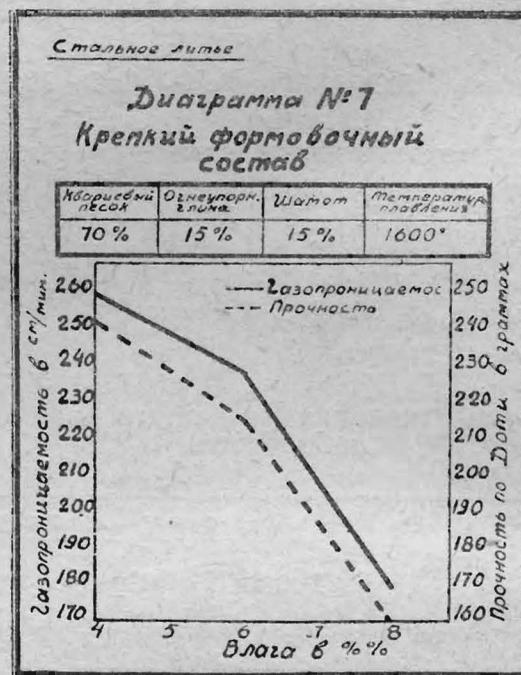


Несомненно, газопроницаемость в сухом состоянии будет значительно выше чем в сыром, что видно из таблицы 7.

Прочность всех смесей в сыром состоянии также высокая, причем наибольшая при 4% влаги и с увеличением влаги падает. Поэтому при приготовлении смесей необходимо держать влагу близко к 4%, а для смеси 3 близко к 6%

в) Чугунное литье

По смесям для чугунного литья такой твердо установленной рецептуры, как по стальному литью, нет. Цех в отношении ряда смесей экспериментирует.



Для исследования были взяты пробы смесей, применяющихся в настоящее время

1. Смесь для крупного литья.
2. Смесь для мелкого литья.
3. Смесь для стержней изложниц.
4. Смесь для стержней чугунного литья.

Состав смесей в % по объему

Таблица 8.

№ смеси	Антибес. песок	Беловск. песок	Местный песок	Обработ. земля	Грунт. глина	Навоз.	Опилки	Уголь	Темпер. плавления
1	50	40	—	—	—	—	—	10	1610°
2	47	—	—	48	—	—	—	5	1610°
3	63	—	—	—	5	16	16	—	1710°
4	21	—	50	—	5	12	—	—	1325°

По огнеупорности неудовлетворительна смесь 4, особенно потому, что стержни обычно окружены металлом почти со всех сторон и имеют в поверх-



Газопроницаемость и прочность смесей в зависимости от содержания влаги приведены на диаграммах 8, 9, 10 и 11.

Так как часть смесей идет под заливку в сухом состоянии, поэтому определялась газопроницаемость сухих образцов при температуре сушки 200—250° в течении одного часа.

Средняя газопроницаемость сухих образцов:

Смесь 3—153 см/мин.

Смесь 4—103 “

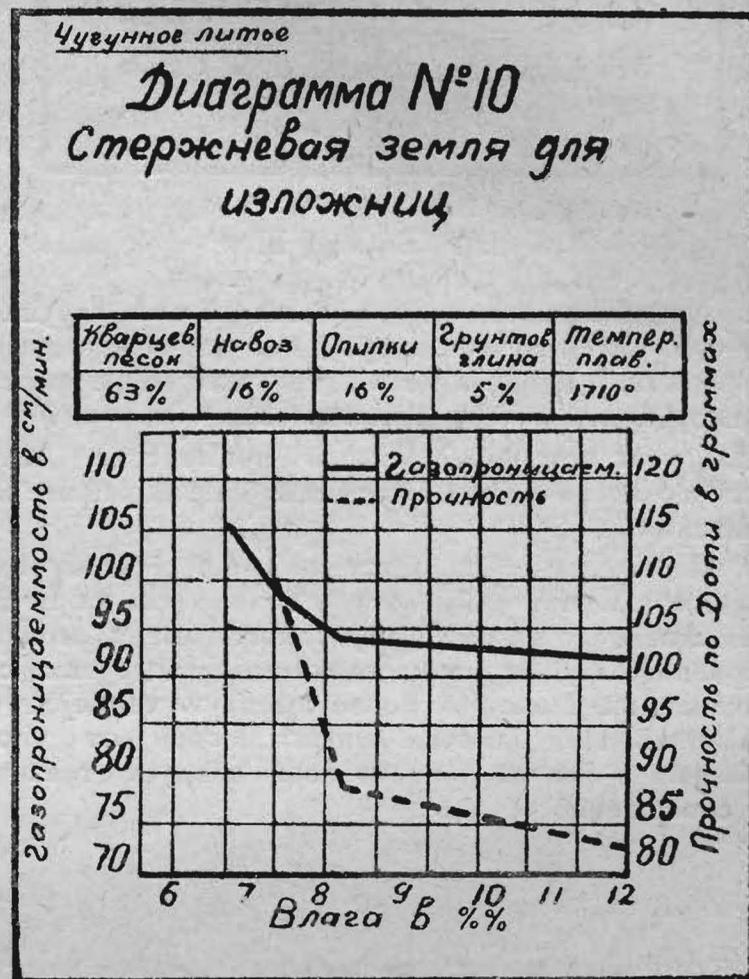
Смесь 1—86 “

Цифры газопроницаемости сухих форм вполне удовлетворительны.

Прочность в сыром состоянии низка у смесей 2 и 4, причем у смеси 4 максимальная при 9,8% влаги.

ностных зонах во время заливки температуру очень близкую к температуре заливаемого металла.

Пригар такой смеси очень большой. По составу смесь 2, идущая на формовку мелкого литья, долж-



Исходя из получения максимальной прочности в сыром состоянии для смесей заливаемых всухую, необходимо держаться следующих пределов содержания влаги:

Смесь 1 около 4%

Смесь 3 не выше—7,5%

Смесь 4 не выше—9,5—10,5%

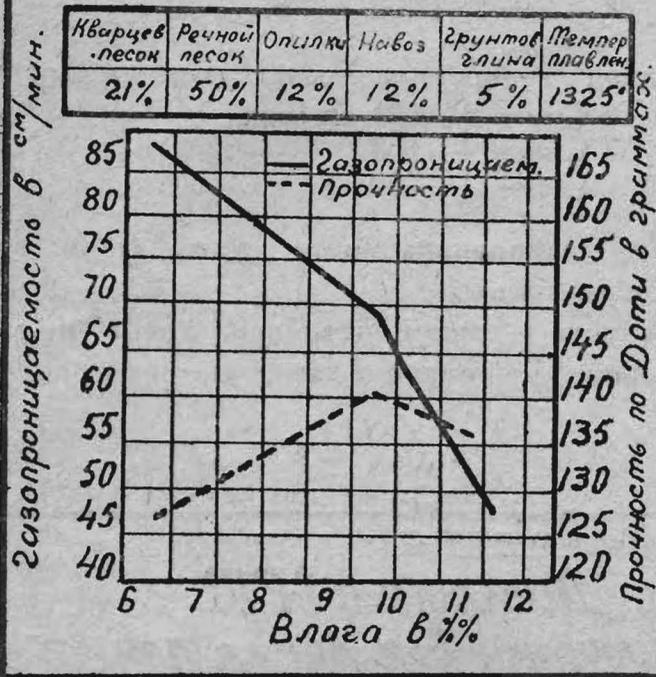
Для смеси 2, идущей на формовку всухую, с точки зрения газопроницаемости и прочности надо держать влагу в пределах 6,5—7,0%.

Данные текущего контроля формовочных материалов в основном подтверждают выводы исследования.

на давать сильно шероховатую поверхность отливок, так как имеет большое количество Антибесского песка с большим диаметром зерна.

Чугунное литье

Диаграмма №11 Стержневая земля



ВЫВОДЫ

1. Антибесский песок, как имеющий очень крупное зерно, не следует применять для смесей идущих на формовку мелкого литья, так как поверхность отливок будет сильно шероховатой.

Для всех остальных смесей применение Антибесского песка обеспечивает высокие литейные показатели.

2. Местный песок вследствие своей низкой огнеупорности может применяться только для форм ответственного мелкого чугунного литья, причем с сравнительно большим добавлением других составляющих, имеющих более высокую температуру плавления. При наличии лучших песков от употребления в смесях речного песка следует отказаться совершенно.

3. Применение Беловского песка, имеющего очень низкую газопроницаемость, возможно для мелкого чугунного литья в смеси с местным. Добавка последнего необходима для повышения газопроницаемости, что возможно, т. к. средние диаметры зерен обоих песков сравнительно близки.

4. Необходимо совершенно отказаться от добавки шамота в смеси 2 и 4 по стальному литью, так как он сильно понижает огнеупорность.

Обе смеси можно заменять смесью 1, имеющей высокую температуру плавления и вполне удовлетворительными остальными литейными свойствами.

5. Все смеси стального литья имеют высокие показатели и являются одновременно дорогими, так как готовятся исключительно из свежих материалов, поэтому цеху необходимо пойти по линии использования в смесях горелой земли, особенно для форм ответственного мелкого литья.

6. Состав смеси 1 из Антибесского и Беловского песков надо считать совершенно неудовлетворительным, так как такое сочетание по вышеприведенным причинам дает очень низкую газопроницаемость.

Лучше по возможности заменить Беловский песок горелой землей стального литья, что даст более высокую газопроницаемость.

7. В порядке опыта в смеси 2 по чугунному литью Антибесский песок заменить смесью местного и Беловского песка, что должно дать, правда, понижение огнеупорности смеси, но улучшит поверхность мел их отливок.

8. Смесью 3 по чугунному литью надо считать вполне удовлетворительной.

9. В смеси 4 необходимо речной песок заменить отработанный землей стального литья, что даст более высокую температуру.

10. Также как и по стальному литью в смесях для чугунного литья мало используется горелая земля, поэтому земельной лаборатории вместе с цехом необходимо заняться подбором смесей с большим использованием горелой земли.

Проф. И. В. ГЕБЛЕР

Углекимическая лаборатория
Томского индустр. института

Определение коксующих свойств углей методом лабораторного коксования с механическим опробованием кокса

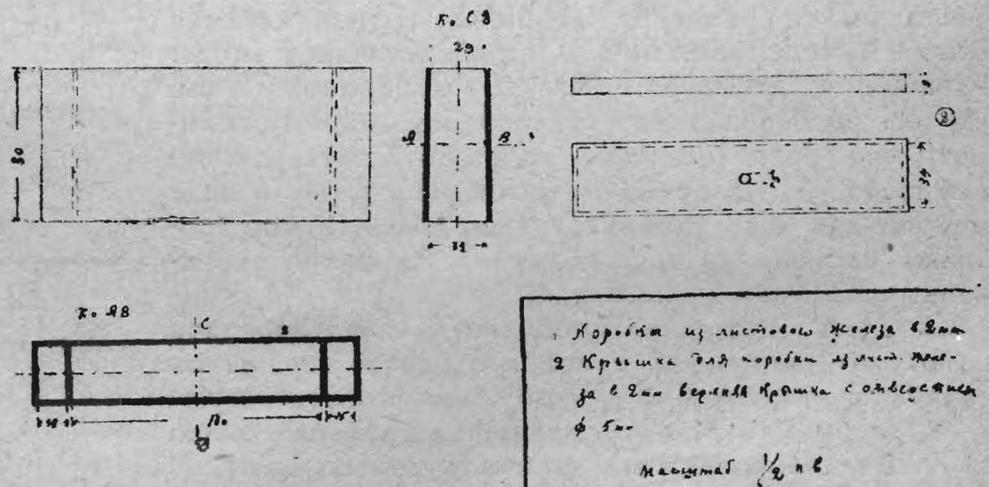
Наилучшим способом определения углей или шихт в отношении качества полученного кокса является, конечно, коксование или в опытных печах, или в печах, выделяемых для опытов в промышленных коксовых установках с дальнейшим механическим опробованием кокса в обычном барабане, применяющимся при производственном контроле, иногда же с применением и других способов опробования (барабан „Micum“, проба сбрасыванием и пр.). Вместе с тем опытное коксование в печах является дорогим и сложным по организации, в связи с чем при массовом изучении отдельных углей и шихт прибегают к полужаводскому их испытанию путем коксования в железных ящиках, вмещающих 50—60 кг. угля и помещаемых в коксовые печи.

Способ ящичного коксования, введенный в практику в Америке Rose¹⁾ для изучения процесса коксообразования, а у нас проф. Рубиным для опробования шихт, не лишен некоторых недостатков. Применение обычных ящиков из листового железа легко удается в печах старых конструкций, в новых же печах, из которых горячий кокс выталкивается в тушильный вагон, ящик, падая вместе с коксом со значительной высоты, иногда сильно деформируется или же вовсе разбивается; это обстоятельство заставляет применять для таких печей более прочные ящики, например, из двухмиллиметрового железа, что удорожает производство опытов. Далее способ коксования в ящиках является все же довольно громоздким при массовом исследовании углей и шихт и требует довольно много времени (до 3 часов) для разделки шихты, зарядки ящика и посадки его в печь, самый же результат опыта становится известным только через 22—24 часа и то лишь в печах с коротким периодом коксования (17-18 часов).

Кроме того опробование кокса на малом барабане не всегда дает результаты достаточно совпадающими с показанием большого барабана для того же кокса²⁾ Поэтому ящичное испытание углей может иметь значение лишь для предварительной ориентировки, будучи в то же время довольно хлопотливым.

При массовом испытании углей в отношении пригодности их для коксования было бы желательно иметь быстрый и простой способ непосредственного опробования углей с получением хотя бы относительных, но сравнимых между собою цифр, характеризующих качество доставляемого ими кокса. В этом направлении были проведены опыты по отношению к некоторым Кузнецким углям, причем угли подвергались коксованию в небольших количествах в лабораторных условиях и кокс, получаемый при этом, подвергался механическому испытанию.

Коксование угля производилось в коробках, изготовленных сваркой из листового железа толщиной в 2 мм (фиг. 1 и 2). Коробки имеют на узких сторонах карманы, наполняемые кизельгуром, или асбестовой шерстью, для создания теплового сопротивления с этих сторон и опережения коксования с боков, во избежание скорлупчатого строения кокса на узких сторонах.



Фиг. 1

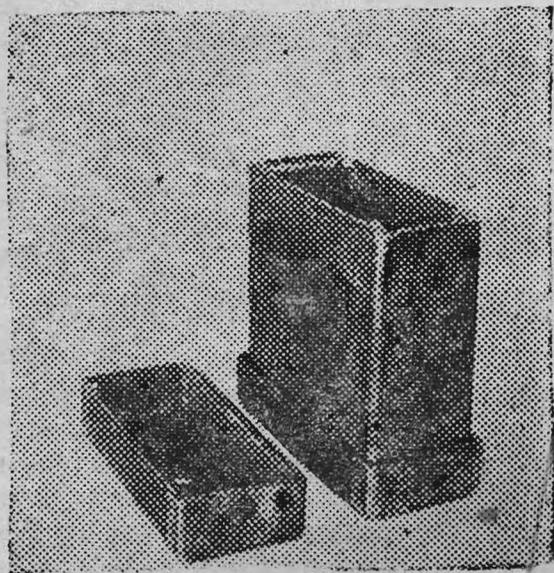
В коробку помещается 200 г. угля при утрясании коробки, с тем, чтобы объемный вес угля всегда составлял около 0,8. Уголь берется в измельчении, соответствующем прохождению через сито с отверстиями в 1 мм. Коробки с углем, закрытые крышкой, помещаются в обыкновенную муфельную печь с муфелем больших размеров, в котором устанавливается температура в 1000° (± 50°). Муфельная печь должна быть с достаточной тепловой мощностью для того, чтобы при открывании муфеля

1) Fuel 1926 г № 12

2) Кокс и химия 1932 г № 10 ст 31.

для установки коробок снижение температуры не превосходило 50°. Коробки остаются в муфеле до прекращения выделения пламени из отверстия в крышке или из щелей под верхней и нижней крышками коробки.

Продолжительность коксования около 20 минут и, следовательно, скорость коксования при ширине



Фиг. 2

коробки внутри в 20 мм. составляет приблизительно
но $\frac{15 \cdot 60}{20} = 45$ мм в час, что значительно пре-

вышает скорость коксования в коксовой печи, но это не имеет большого значения, так как в данном случае требуется лишь получение сравнимых цифр для относительной характеристики качества кокса.

При извлечении кокса из коробки он распадается на куски, причем всегда имеет место хорошо образованная долевая трещина по осевой плоскости коробки.

Для механического испытания лабораторного кокса была применена дробилка, рекомендуемая Broche и Nedelmann³⁾. Она представляет собою барабан с диаметром 200 мм и шириной 75 мм. На внутренней поверхности барабана имеются симметрично расположенные на каждой четверти окружности 4 железных полоски, изогнутых в виде желоба для захватывания кусков кокса. Ротор дробилки состоит из трех молотков, шарнирно укрепленных на валу. (фиг. 3 и 4).

Скорость вращения дробилки и числа передачи несколько изменены. Угловая скорость вращения барабана установлена 70 об/мин., соответствующая угловая скорость вращения ротора—около 950 об/мин., окружная скорость самых молотков около 8 м. сек.

В дробилку загружается 100 г. кокса в кусках, на которые распадается коксовый пирог при извлечении из коробки. После обработки в дробилке в течение определенного времени куски кокса и мелочь подвергаются просеву через сито с отверстиями диаметром 3 мм. Остаток на сите взвешивается и вес этот, выраженный в процентах, характеризует крепость кокса.

Куски кокса в дробилке подвергаются ударам со стороны вращающихся, свободно подвешенных мо-

лотков, раскалываясь при этом, и, вместе с тем, испытывают истирание во вращающемся барабане.

Продолжительность обработки кокса в дробилке выбиралась с таким расчетом, чтобы хороший кокс из коксового угля давал остаток на сите 3 мм. около 75 0/0. Эта продолжительность была установлена в 5 минут, при которой кокс из угля III внутреннего пласта Прокопьевского месторождения дал остатка больше 3 мм. при двух параллельных опытах 77,5 и 76,0 0/0.

Описанным путем были опробованы несколько типичных углей (из рядовых партий), полученных от Сталинского коксохимического завода (в декабре 1934 г.), а также ряд различных смесей из них. В нижеследующих таблицах приведены результаты этого опробования.

Пробы углей

Таблица 1

№ №	Наименование.	Марка	W ⁰ / ₀	A ^c 0/0	V ^c 0/0	Качество кокса
						Остаток 3 мм 0/0
1	Прокопьевский коксовый всех шахт за исключением шахты № 6 (из силоса)	К	1,06	8,82	19,94	71,5
2	Киселевский (из вагона)	ПС	2,29	10,51	30,00	73,6
3	Прокопьевский, шахта № 5 (из силоса)	К	1,60	10,91	23,88	67,6
4	Прокопьевский, шахта № 5 (из вагона)	ПС	1,63	9,73	17,58	58,5
5	Прокопьевский, шахта Ленинская (из вагона)	К	0,95	9,96	19,25	70,8
6	Прокопьевский (из силоса)	ПС	1,56	7,84	16,93	65,0
7	Осиновский (из силоса)	ПЖ	1,97	16,53	24,37	57,2
8	Осиновский (из вагона)	ПЖ	1,37	13,67	28,49	51,5

Смеси углей

Таблица 2

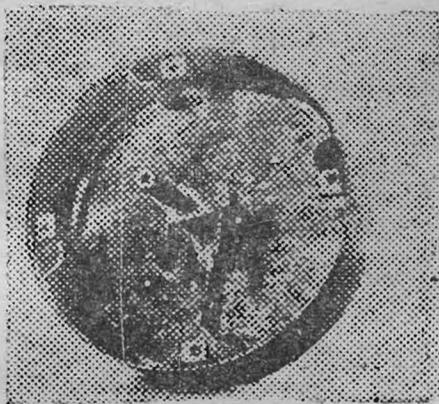
№ №	СОСТАВ СМЕСЕЙ	Качество кокса
		Остаток 3 мм 0/0
I	№ 8: 50 0/0; № 6: 50 0/0	64,0
II	№ 8: 25 0/0; № 6: 75 0/0	67,0
III	№ 8: 20 0/0; № 6: 80 0/0	69,0
IV	№ 8: 15 0/0; № 6: 85 0/0	70,5
V	№ 8: 10 0/0; № 6: 90 0/0	69,7
VI	№ 8: 30 0/0; № 6: 35 0/0 № 1: 35 0/0	70,2
VII	№ 8: 30 0/0; № 6: 35 0/0 № 5: 35 0/0	70,5
VIII	№ 8: 30 0/0; № 4: 35 0/0 № 3: 35 0/0	66,0

³⁾ Gluckauf, 1932 г № 35

Как видно разница в крепости кокса для различных углей выступает достаточно отчетливо и соотв. ствует типу углей. Наиболее крепкий кокс получился из углей марки К (№ 1 и 5), а также из Киселевского угля № 2, который одно время маркировался, как коксовый. Кокс из угля № 3 значительно слабее, что находится в связи с тем обстоятельством, что уголь этот отличается от других углей той же марки, являясь более жирным и вспучивающимся.

Наиболее слабыми оказываются коксы из углей марки ПЖ, что является обычным.

В смесях I-V хорошо заметно постепенное увеличение крепости кокса по мере отощения шихты. Наибольшая крепость получена при 15% угля ПЖ и 85% ПС, такое соотношение в данном случае находится в связи с тем, что уголь № 6 является довольно жирным и сам по себе дает довольно крепкий кокс.



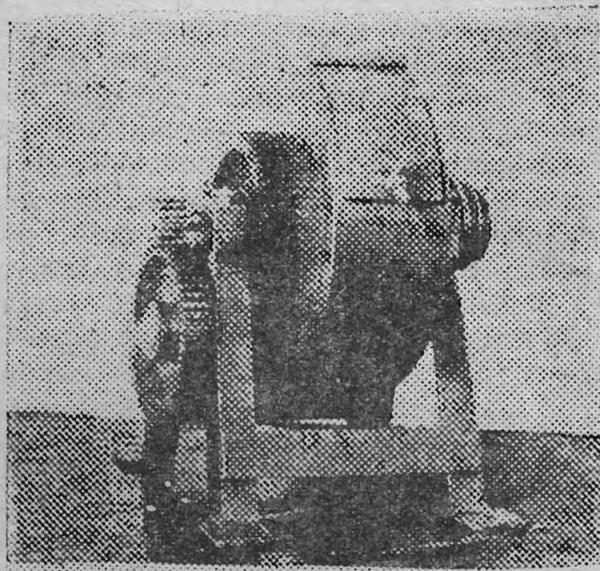
Фиг. 3

Расхождение в величине остатка на сите при параллельных определениях не превышает 5%, при тщательной работе 2—3%.

Изменяя время обработки кокса в дробилке, быть может оказалось бы возможным получать количество остатка близким к остатку в заводском барабане для аналогичного угля или шихты; в таком случае характеристику крепости лабораторного кокса при пересчете остатка выраженного в процентах на 410, можно было бы выразить для

наглядности условным барабаном". При этом для кокса угля № 1 получили бы $\frac{71,5 \times 410}{10} = 293$, для угля № 2—302, для угля № 8—211 и так далее.

Опробование углей по данному способу происходит очень быстро. Коксование в коробках закан-



Фиг. 4

чивается при температуре в муфеле 1000° в 20—22 минуты. Если в муфель одновременно помещаются 2 коробки, то для 10 проб (дублированных, т. е. для 20 определений) при одном работнике— время распределяется приблизительно следующим образом (при заготовленных и разделенных пробах):

Наполнение коробок	50 минут
Коксование	200—220 "
Загрузка кокса в дробилку	100 "
Обработка кокса в дробилке	100 "
Выгрузка, просеивание и взвешивание остатка кокса	100 "
Всего	550—570 минут

и, следовательно, время, затрачиваемое на одну пробу при двух параллельных определениях, составляет около 1 часа.

Инж. П. Ф. ВОЛОДИН

Томский индустриальный институт

Опыт сравнительной характеристики степени плавления углей методом „эквивалентных количеств“ битумов

Согласно определения Ф. Фишера под битумами следует понимать: „составную часть ископаемых горючих, которая при сухой перегонке с размножением или без размножения плавится и при этом дает богатый углеводородами дистиллят“¹⁾.

Под это определение, несомненно, подходят вещества, извлеченные нами из нескольких углей

¹⁾ Приведено у Г. Л. Стадникова „Теория процесса коксования“ жур, „Химия твердого топлива“ № II—12 за 1932 г.

Осиновского и Прокопьевского месторождений нафталином. Способ экстракции, выхода и испытания извлеченных нафталином битумов описаны в № 6 (13) журнала „Кузнецкстрой“ в статье „Битумы и коксуемость некоторых углей Кузбасса“.

В упомянутой статье на фото 1 представлены наряду с корольками тигельной пробы исходных углей корольки остаточных углей почти совершенно неспекшиеся. Последнее обстоятельство каза-

лось бы говорит о полном или почти полном извлечении из углей веществ, обусловливающих собой плавление и спекание. Но можно ли при решении вопроса о полноте извлечения из угля плавких веществ—битумов руководствоваться только одним признаком—потерей спекающей способности остаточным углем?

Прежде всего в расплавленной, распадающейся скопированной массе остаточного угля еще можно было наблюдать отдельные сплавленные зерна. С другой стороны, логично предположить, что зерна мелко измельченного угля (измельчение углей для экстракции производилось до величины зерен, проходящих через сито с 900 отверстий на 1 см^2), у которых с поверхности убраны плавкие вещества, даже и при наличии у них внутри еще значительных количеств плавких веществ, уже не будут хорошо между собой сплавлены. Здесь, кстати, следует также упомянуть о констатированном Ф. Фишером факте огромного увеличения выходов при экстракции для углей, подвергнутых микрон-измельчению. Несомненно, и в наших условиях экстракции нафталином выхода при еще большем измельчении были бы значительно большими.

Таким образом, если бы нафталин в данном случае и являлся бы растворителем, способным воздействовать на весь комплекс содержащихся в углях плавких веществ-битумов (что является вполне вероятным, принимая во внимание его огромную растворяющую способность и достаточно высокую температуру, до которой он нагревался при экстракции), все же вопрос о количественном содержании их в угле остается открытым.

Нам казалось, что более или менее удовлетворительное решение этого вопроса даст следующий метод. Смешивая полученные из углей нафталино-

вую и на ней найти точки, соответствующие приближенно действительному содержанию битумов в исходных углях.

Для сравнительной оценки упомянутых смесей нами был использован предложенный проф. Геблер И. В. метод определения „пластичности“ угля. Идея метода заключается в регистрации различной степени плавкости углей количеством песка, который впрессовывается под давлением в 1 кг см^2 в расплавленную угольную массу и фиксируется в ней. Опыт ведется в приборе, представленном на фото 1. В стальную тонкостенную трубку (толщина стенок $0,5\text{ мм}$) поперечного сечения 1 см^2 , высотой 5 см , с вкладным дырчатым дном, которое

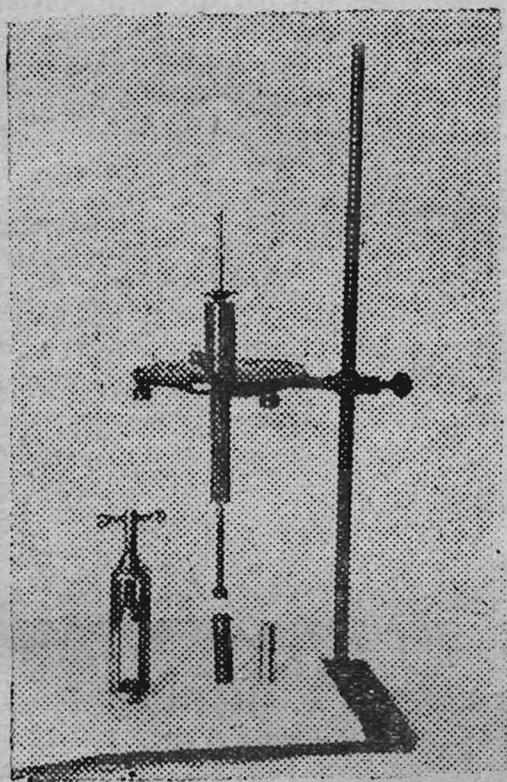


Фото 1

вой экстракцией плавкие вещества—битумы с неплавкими и неспекающимся углем в различных соотношениях, дать каким-либо подходящим методом количественную характеристику этим смесям, построить по полученным числовым величинам кри-

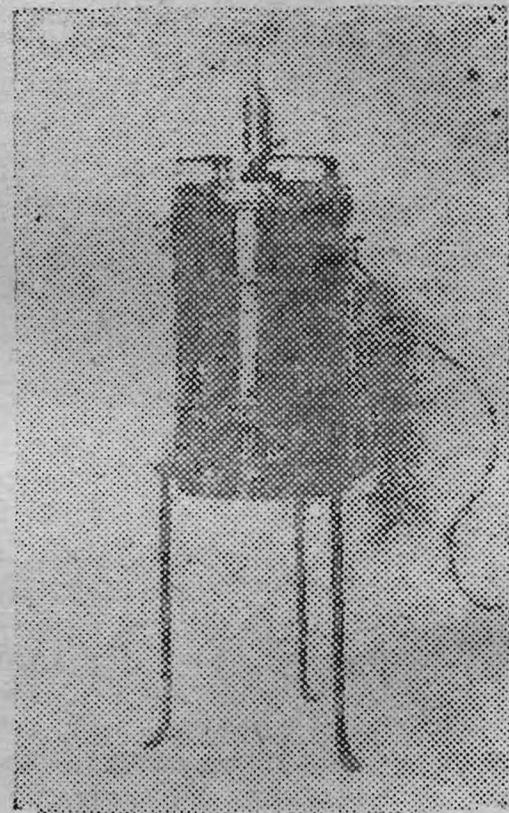


Фото 2

перед засыпкой в трубку угля закрывается тонким слоем азбеста, загружается 1 грамм углей величиной зерен, проходящих через сито в 400 отверстий на 1 см^2 , и спрессовывается до определенного объема. Сверху на спрессованный уголь насыпается 3 грамма определенной крупности промытого и прокаленного песка. Трубка с углем и песком закрепляется в другой трубке, заканчивающейся книзу раструбом, а выше имеющей узкий канал, через который проходит стержень с привернутым на конце „штепселем“, свободно входящим в „заряженную“ трубку. С укрепленным на нем грузом в 1 кг стержень устанавливается на песок и трубка опускается в нагретую до 850° электрическую трубчатую печь. Через 5 минут трубка извлекается из печи; неспекающийся песок высыпается в тарированный тигель и взвешивается. Таким образом по разности неспекающегося и первоначально взятого песка определяется количество его, которое фиксировалось углем. Количество песка фиксированного углем, выраженное в граммах $\times 100$ (т. е. в процентах от взятой на опыт навески угля) и названо проф. Геблер И. В. числом „пластичности“.

На приготовление смесей были использованы битумы, полученные экстракцией нафталином из Осинковского ПЖ и совершенно неспекающийся уголь

Таблица 1.

№№ п/п	Состав смеси в %		Число „пластич- ности“	Значение „у“ из уравнения
	Араличев- ский уголь	Битумы из ПЖ		
1	0	100	245	250
2	20	80	134	135
3	30	70	97	97
4	40	60	69	65
5	50	50	39	41
6	60	40	24	24
7	70	30	11	12
8	80	20	6	5,5

Араличевского месторождения со следующей характеристикой по техническому анализу: $W_l = 1,48$, $A^c = 15,40$; $V^r = 8,79$. Результаты испытания смесей изложены в таблице 1. На рис. 1 зависимость чисел „пластичности“ от количества присаженных к углю битумов (в %) изображена графически. Указанная зависимость может быть выражена уравнением $\lg y = \frac{a}{x} + v \lg x + c$. Здесь „у“ — число „пластичности“, „х“ — процентное содержание в смеси плавких веществ — битумов; а, в и с — постоянные. Кри-

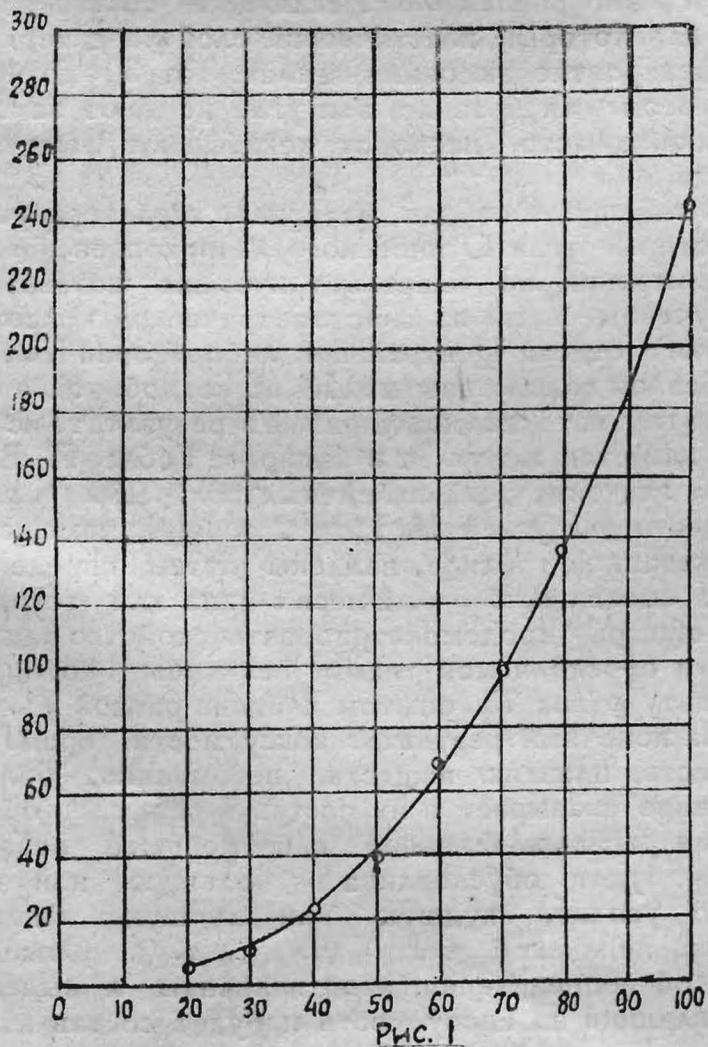


Рис. 1

вая построена по точкам, координаты которых найдены по уравнению при значениях для постоянных: $a = 9,6$, $v = 2,92$ и $c = 3,538$. Точки, найденные экспериментальным путем, отмечены на диаграмме

кружками, они большей частью лежат на самой кривой или очень близко к ней.

В упоминавшейся статье: „Битумы и коксующесть некоторых углей Кузбасса“ в таблице 8 („Кузнецкстрой“ № 6 (13) стр. 69) приведен состав извлеченных из углей битумов по растворимости в петролейном эфире и бензине (фракции „Н“, „П“, „Э“). В трех углях соотношения фракций по растворимости близки между собой, что дает основание предполагать одинаковый эффект равных количеств битумов из этих углей при испытании на пластичность. В таблице 2 приведены наряду с данными выходов битумов экстракцией нафталином из упомянутых углей числа „пластичности“ для них и соответствующее этим числам процентное содержание плавких веществ, найденное с помощью кривой, изображенной на рис. 1. По отношению к найденным значениям содержание плавких веществ — битумов в исходных углях выхода при экстракции составляют всего лишь 27% для угля „ПЖ“, 31% для угля „К“ и 34% для угля ПС.

Таблица 2.

№№ п/п	Марка и происхождение угля	Выход битумов на сухой уголь	Число „пластич- ности“	Соответствующее числу „пластичности“ % содержание плавких веществ
1	ПЖ ₇ Осинковского месторождения	20%	115	75%
2	К ₁ Прокопьевского месторождения	12,5%	25	40%
3	ПС ₆ Прокопьевского месторождения	8,5%	8	25%

Естественно, конечно, что различные угли могут содержать не только разные количества битумов, но с резко различным соотношением фракций как по растворимости, так и по другим признакам, напр., по точкам начала плавления и т. д. В этом случае, найденное с помощью кривой, описанным нами способом, содержание в угле плавких веществ битумов может не соответствовать действительно их количеству. Но это неизвестное процентное содержание в угле плавких веществ „Z“ будет эквивалентно найденному по числу „пластичности“ с помощью кривой количеству их „х“. Иными словами неизвестная величина „Z“ по производимому ей эффекту „пластичности“ будет соответствовать найденному опытом с помощью кривой значению „х“. Можно было предполагать, что найденные таким образом эквивалентные количества плавких веществ — битумов будут обладать свойством аддитивности. В таблице 3 приведены результаты испытания нескольких углей и смесей из них, которые подтверждают правильность такого предположения.

В этой таблице обращает на себя внимание результат испытания витритовой составляющей угля „ПЖ“ Осинковского месторождения. (Витрит из этого угля получен путем тщательной выборки вручную). Число „пластичности“ этой витритовой разновидности соответствует 97% содержания в ней плавких веществ — битумов, при этом количество золы было найдено равным около 3%.

Таблица 3.

№ п/п	УГЛИ И СМЕСИ	„Пластичность“			Количество плавких веществ из опыта	Количество плавких веществ по расчету
		I опр.	II опр.	Среднее из 2-х		
1	ПЖ ₈ Осинковского рудника	182	180	181	89	—
2	ПЖ ₇ Осинковского рудника	114	116	115	75	—
3	Г Ленинского рудника	87	88	87,5	67	—
4	К ₃ Прокопьевского рудника	66	61	63,5	59	—
5	К ₁ Прокопьевского рудника	24	26	25	40	—
6	К ₅ Прокопьевского рудника	23,6	23,8	24	39	—
7	ПС ₂ Прокопьевского рудника	20	19	19,5	36	—
8	ПС ₆ Прокопьевского рудника	8,1	7,5	7,8	25	—
9	ПС ₄ Прокопьевского рудника	6,4	6,6	6,5	23	—
10	50% ПЖ ₇ и 50% ПС ₆	45,9	49	47,5	53	50
11	50% ПЖ ₇ и 50% ПС ₂	57	59	58	57	55,5
12	50% ПЖ ₇ и 50% Г	97	95	96	70	71
13	75% ПЖ ₈ и 25% ПС ₂	102	110	106	73	76
14	50% ПЖ ₈ и 50% ПС ₂	66	68	67	61	62,5
15	25% ПЖ ₈ и 75% ПС ₂	46	42	44	51	49
16	Витритовый уголь из ПЖ	—	—	230	97	—

Таким образом можно предположить, что битумы, взятые для приготовления смесей, соответствуют витритовой составляющей данного угля. Этот факт находится в полном соответствии с теоретическим положением Г. Л. Стадника о тождестве витритовой составляющей в коксовых углях с сапропелитовой его частью, целиком плавкой и имеющей решающее значение для коксуемости.

Установление свойства аддитивности „эквивалентных количеств“ плавких веществ имеет прежде всего большое значение в том смысле, что при испытании некоторых углей значение величин „пластичности“ может выходить за пределы кривой, (тогда „эквивалентное количество“ битумов будет превышать цифру 100), построенной на основании экспериментальных данных. С другой стороны, как показали опыты, при сильно пучащихся углях проведение опыта затруднено тем обстоятельством, что песок из малометровой трубки выталкивается наружу. Кроме того, в некоторых случаях при содержании в угле очень больших количеств дистиллируемых при нагреве смолистых веществ они, проходя успевший нагреться до высокой температуры песок и разлагаясь в его верхних слоях, склеивают самый верхний слой, препятствуя высыпанию расплавленных ниже лежащих слоев. Все эти затруднения легко устраняются при аддитивности „экви-

валентных количеств“ плавких веществ, т. к. определения можно проводить в смесях с углями, характеризующимися умеренными величинами „пластичности“. Устраняется и еще одно затруднение: невозможность регистрировать прямым путем сравнительно небольшие величины „эквивалентных количеств“ (ниже 20%), поскольку значения величин „пластичности“ получаются слишком низкими и также выходят за пределы кривой. В этом случае можно прибегнуть к смесям таких углей с углями, дающими высокие показатели „пластичности“.

Давая теоретическое обоснование разработанному Л. М. Сапожниковым способу характеристики коксуемости углей по толщине пластического слоя и усадке Г. Л. Стадник считает, что ординаты в классификационной диаграмме Сапожникова: „выражают содержание в углях плавких веществ“²⁾.

При этом, смотря по составу этих плавких веществ, одинаковые их количества могут давать различные значения для ординат в зависимости от величины температурного интервала, в который происходит их плавление и который в свою очередь связан с химическим возрастом углей.

Небезынтересно было поэтому сопоставить величины „эквивалентных количеств“, получаемых описанным методом, с величинами пластического слоя, определяемыми в аппарате Л. М. Сапожникова. Такое сопоставление показало, что толщина пластического слоя находится в простом соотношении с величиной „эквивалентного количества“ плавких веществ, а именно, если обозначим толщину пластического слоя через „у“, „эквивалентное количество“ через „х“, $y = ax$, где „а“ — постоянная величина округленно равная 0,3. Исключение составляют угли, для которых пластический слой характеризуется невероятно высокими числами от 30 до 40 мм, при этом, как правило, эти угли не дают заметной усадки, а часто, наоборот, показывают выпучиваемость.

В таблице 4 собран материал, характеризующий некоторые угли Осинковского и Прокопьевского месторождений по пластометрическим показателям, полученные нами из пластометрической коксохимического отдела Центральной лаборатории КМК при любезном содействии инж. Ю. М. Голдобинной, и наряду с этим материал, полученный в результате испытания нами тех же углей в аппарате Геблер И. В. При этом значение „эквивалентных количеств“ плавких веществ для углей № 1, № 2 и № 4, помещенных в указанной таблице, найдены путем определения их в смесях „а“, „б“ и „в“. Смесь „г“ дана для того, чтобы еще раз продемонстрировать свойство аддитивности определяемой нами величины, которая по расчету равна 73, опытом найдена равной 71.

На конечный результат коксуемости кроме количества плавких веществ, несомненно, большое влияние оказывает и их состав в смысле образования расплава большей или меньшей вязкости, что будет обуславливать большую или меньшую усадку, худшую или лучшую смачиваемость неплавкой части угля и т. д. Отыскание способ определения этой величины и выяснение ее влияния на коксуемость и будет составлять, наряду с дальнейшим исследованием вопроса о количественном соотношении плавкой и неплавкой части в коксовых углях, продолжение нашей работы.

²⁾ Г. Л. Стадник „Химия коксовых углей“ стр. 235 издание 1934 г.

№ по поряд	Марка угля	РУДНИК И ШАХТА	Технический анализ			Пластометрич. показатели		„Пластичность“ по Геблеру			Эквивалент. содержание плавленых веществ (х)	ах
			W _a	A _c	V _c	х Усад-ка	у пласт. слой	I опр	II опр.	Средн из 2-х		
1	ПЖ	Осиновский рудник 1 горн. район	0,90	7,9	26,8	8	37	—	—	—	96	29
2	ПЖ	Осиновский рудник штольня № 4	1,5	4,7	28,5	3	37	—	—	—	96	29
3	ПЖ	„ шахта № 9	1,4	9,2	25,7	1	28	201	217	209	94	28
4	ПЖ	Осиновский 1-й горный район	1,06	9,6	25,6	4	29	—	—	—	86	26
5	ПЖ	„ рудник из штабеля (лежалый)	2,0	12,5	25,7	16	22	108	118	113	74	22
6	К	Прокопьевский рудник шахта им. Эйхе . .	0,64	8,0	19,8	18	19	112	120	116	75	22,5
7	К	Прокопьевская шахта 10	0,78	9,2	20,2	20	23	105	109	107	73	22
8	К	„ шахта коксовая	1,04	9,5	19,7	13	20	103	98	100	71	21
9	К	„ „ коксовая	0,80	7,2	20,7	13	23	110	106	108	73	22
10	К	„ шахта им. Эйхе	1,30	7,7	18,8	28	14	51	48	49,5	54	16
11	ПС	„ шахта 9	0,60	7,4	14	28	11	19	22	20,5	38	11
12	ПС	Прокопьевский рудник шахта 5	0,9	9,1	20,2	33	10	32	34	33	46	14
13	ПС	Прокопьевская шахта 9	1,5	7,7	22,3	40	14	—	—	36	37	11
14	ПС	„ шахта 9	1,4	7,6	22	39	13	—	—	34	36	11
а)		Смесь 1:1 из углей № 1 и № 12	—	—	—	—	—	99	101	100	71	—
б)		„ „ „ № 2 и № 12	—	—	—	—	—	100	103	101,5	71	—
в)		„ „ „ № 4 и № 12	—	—	—	—	—	83,3	83,5	83	66	—
г)		„ 1:1:1 „ № 1, № 7 и № 12	—	—	—	—	—	104,9	96,2	100	71	—

Мартеновский отдел

Инж. С. И. ДОБРУШСКАЯ
Центральная лаборатория Н. М. К.

Сифонная разливка осевой стали

Высокие требования предъявляемые к наружной поверхности осевой заготовки вынуждают работников мартеновского цеха с особой внимательностью относиться к разливке стали, предопределяющей качество поверхности слитка.

О преимуществе разливки сверху перед сифонной разливкой до сих пор ни практика, ни литературные данные не дают исчерпывающих сведений, несмотря на то, что этому вопросу посвящено не мало работ. Нередко приходится сталкиваться со взгля-

дами диаметрально противоположными при оценке того или иного способа разливки стали. В то время как на заводе им. Дзержинского с успехом разливают 2,5 т. слитки конструкционной стали сверху, завод „Красный Октябрь“ при переходе на изготовление конструкционных, легированных и углеродистых сталей вынужден был отказаться от разливки стали в слитки такого же развеса сверху. Эйхель указывает, что разливка сифоном томасовской стали неощутимо сказалась на выходе рельсов 1-го

сорта, тогда как Шпецлер утверждает, что разлива сверху повысила брак рельсов той же томасовской стали весьма значительно.

Видимо, в каждом отдельном случае надо считаться со специфическими особенностями и с известными навыками работ того или иного цеха.

Высокий расход металла на токнуну осевой заготовки первого сорта в 1933 года и в первой половине 1934 года побудил работников мартеновского цеха Кузнецкого завода испытать отливку осевой стали через сифон.

Сифонная разливка стали в тяжелые слитки на подвижных тележках вызывает к себе особый интерес тем более, что этот вопрос в литературе вовсе не затронут.

Мощный мартеновский цех Кузнецкого завода с действующими ныне двенадцатью 150-ти тонными печами и одной 300-тонной запроектирован по образцу американских заводов, где вследствие большей загруженности литейного пролета разливка сверху вытеснила сифонную.

Ни рабочая площадь, ни оборудование, казалось, не позволят производить сифонную разливку в широких масштабах.

Однако Кузнецкий завод после первых 3—4 опытных отливок четырех слитков в пределах одной плавки, давших блестящие результаты, вскоре перешел от экспериментов к каждодневной практике отливки сифоном целыми составами.

Организация сборки состава для сифонной разливки

Отсутствие свободной площади в литейном пролете заставило вынести сборку сифона за пределы цеха.

Для этой операции использован парк изложниц, оборудованный пока одним 15 тп краном. В данное

свободные тележки, другой кран несколькими поворотами отрывает раздетый слиток от литника. Продолжительность последней операции ~ 1 мин. Состав с освобожденными от слитков изложницами направляется в здание парка изложниц, где они снимаются краном и устанавливаются на стеллажах, на которых и производится их чистка. Обслуживается парк изложниц пока, к сожалению, одним 15-ти тонным тихоходным краном, вследствие чего как снятие, так и установка изложниц протекает очень медленно. Состав с оторванными от литников слитками и с центровыми литниками направляется со стриппера к нагревательным колодцам. Освобожденный от слитков состав-порожняк с центровыми литниками проходит от колодцев в парк изложниц, где производится очистка поддонов и подготовка к следующей плавке. На все операции задалживается весьма значительное время.

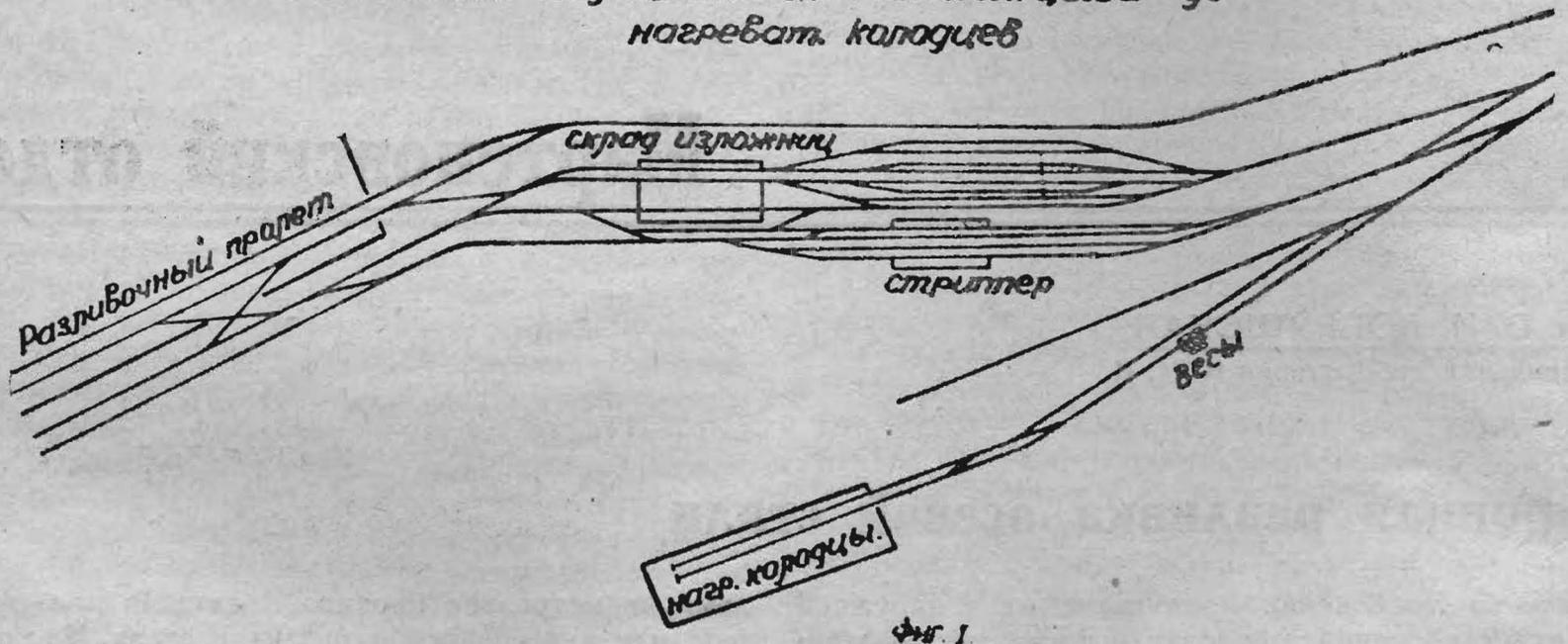
Снятие с состава центр. литника	48,65 м.
Очистка плит от скрапа	48,00 "
Наборка плит	138,70 "
Установка ц. литника на плиты	34,60 "
Засыпка песком ц. литника	95,00 "
Установка воронок на ц. литники	26,90 "
Продувка сифон. воздухом	34,65 "
Установка изложниц	82,70 "

Всего . . . 8,5 часа

Следовательно, существующее оборудование парка изложниц позволяет в течение суток собрать менее трех составов.

В тех случаях, когда наборка плит производится не на тележках, а на земле и собранные ранее поддоны тут же устанавливаются на подвижной состав, после снятия загрязненных от предыдущей плавки плит, можно в течение суток набрать 4 состава.

СХЕМА
РАСПОЛОЖЕНИЯ ж.д. путей от мартен. цеха до
нагреват. колодцев



Фиг. 1

время там проходит один путь, связанный с общей железно-дорожной сетью, соединяющей мартен-стриппер — нагревательные колодцы (см. схему фиг. 1)

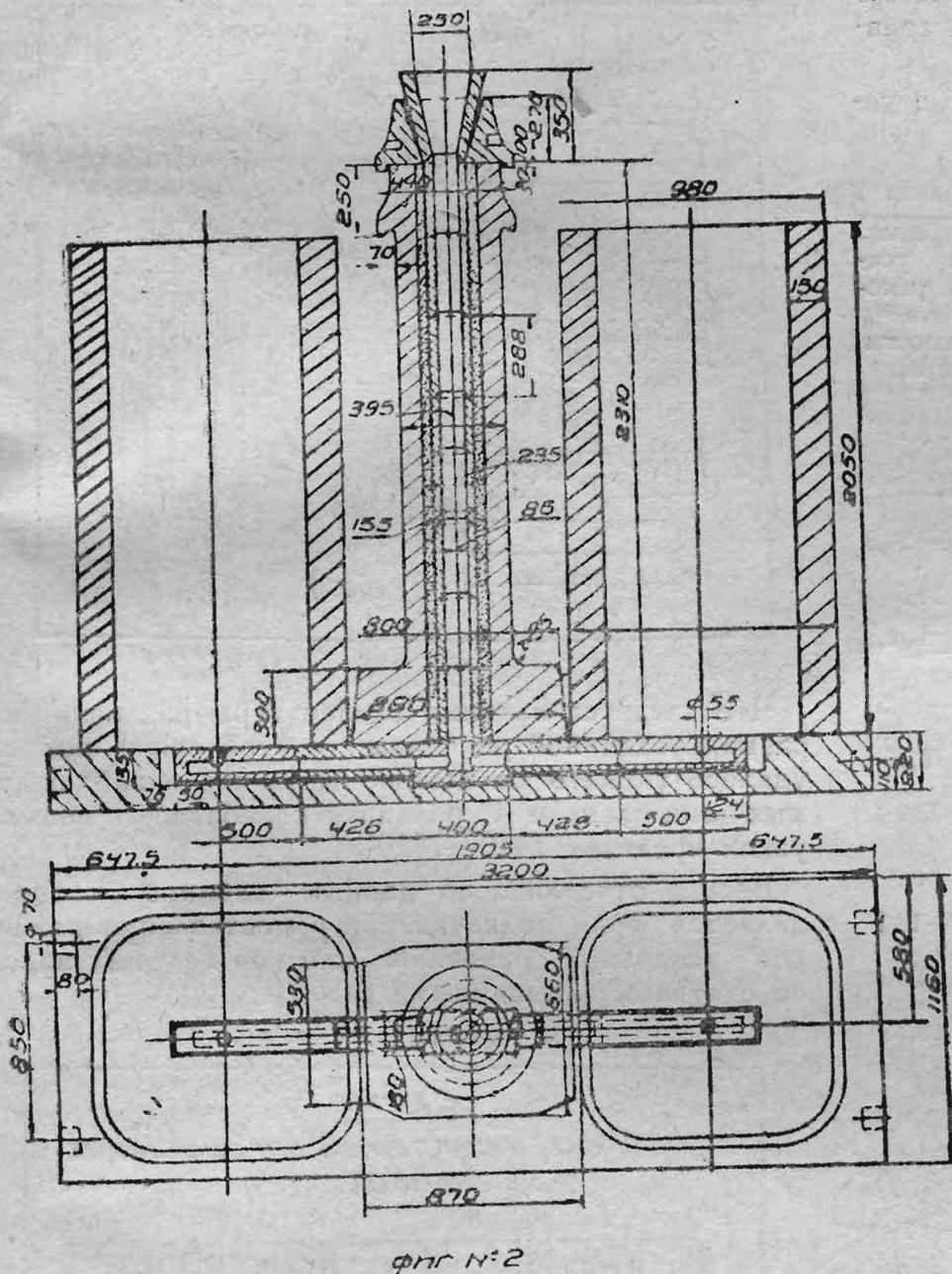
После отливки плавки состав направляется в стрипперное отделение. Один кран снимает со слитков изложницы, которые устанавливаются на

Сборка состава под сифонную разливку

Схема сборки сифона на одной тележке представлена на фиг. 2. Поддоны обычно набираются непосредственно на тележках, после очистки от мусора и сифонных проводок, оставшихся от предыдущей плавки, или на земле тут же у железно-

дорожного пути, по которому проходит „порожняк“. В последнем случае с состава убираются загрязненные поддоны и устанавливаются запасные, набранные на земле.

Вес поддона 5670 кг., основные размеры его $3200 \times 1160 \times 220$; расположение и размеры канавок для сифонной проводки поддона изображено на фиг. 3.



На собранных на тележках поддонах устанавливается центральный литник. Металлический кожух литника для большей устойчивости утяжелен весьма солидным приливом внизу. Вес его 1700 кг. Устанавливается кожух литника после того, как набран шамотовый канал, состоящий из ряда поставленных друг на друга цилиндров. Размеры цилиндров: высота 275 мм, наружный диаметр 165 мм., внутренний — 85 мм. Зазор 75 мм на сторону между кожухом и шамотными цилиндрами центрального литника засыпается обычно сухим песком. Эту операцию следует проводить особенно тщательно. При засыпке рыхлой, неплотной не исключена возможность уплотнения песка при передвижении состава по путям; тогда зазор между шамотным каналом и металлическим кожухом в верхней части останется незаполненным песком. При прорыве металла через швы центральных колец может пострадать металлический кожух и разливка обречена на неуд.чу. Вслед за этим на верх надевается металлическая головка, в которую

на подмазке вставляется шамотовая воронка. Для более высокой плотности сборки проводок, последние равно как и центровые кольца соединяются не впритык, а в замок, благодаря чему можно ограничиться незначительным количеством подмазки, избегнув засорения металла (фиг 4).

Сушка собранного сифона осуществляется за счет теплоты поддона и изложниц. Центральный литник просушивается коксовым газом.

Практика показала, что при тщательной сборке плотность соединений при передвижении не нарушается.

II. Качество блюмсов

Поставив перед собой задачу исследовать качество блюмсов сифонной отливки в зависимости от условий разливки, мы нашу работу построили на изучении следующих вопросов:

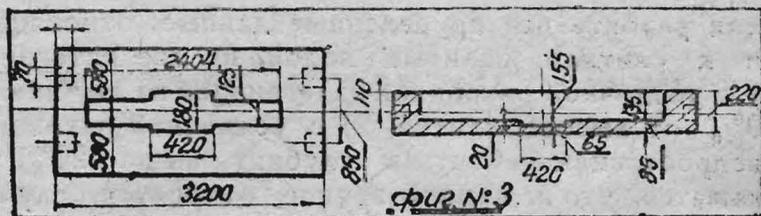
- 1) Глубина залегания усадочной раковины в связи с условиями разливки.
- 2) Степень загрязненности краевой зоны блюмсов ликвантами и условия разливки.
- 3) Неметаллические включения в осевой заготовке сифонной отливки.
- 4) Выход первого сорта заготовки осевой стали отлитой сифоном в сопоставлении с отливкой сверху и анализ брака.

I. Усадочная раковина

На степень развития усадочной раковины в слитке, как известно, помимо всех прочих условий, влияет метод разливки. Раньше господствовало весьма твердое мнение, что разливка сверху уменьшает размеры усадочной раковины, вследствие наличия в головной части слитка более горячего металла.

Современные условия разливки стали через сифон с допрессовкой, достаточный напор металла, достигаемый разностью уровней металла в литнике и изложнице, обеспечивают в должной мере питание усадочной раковины.

Многообразие факторов, влияющих на размеры усадочной раковины, не позволили до сих пор дать исчерпывающих данных относительно наиболее выгодных условий разливки.



Очевидно, путем тщательного изучения этих условий, каждый завод должен сам их находить для себя.

С этой целью с момента внедрения сифонной разливки осевой стали на Кузнецком заводе нами был поставлен тщательный контроль за отливкой ряда плавок, с учетом всех факторов, оказывающих влияние на глубину залегания усадочной раковины,

температуры, скорости заливки, способа охлаждения головы слитка, продолжительности подкачки и. т. д.

От каждой прокатанной полосы, для которой имелся подробный паспорт ведения процесса изготовления стали и разливки ее, были отобраны темплеты по схеме, приведенной на фиг. 5 для микро и марко исследования (фиг. 5)

Для выявления наличия усадочной раковины в темплетях, последние подвергались глубокому травлению 20% H₂SO₄ в течение 24—30 часов.

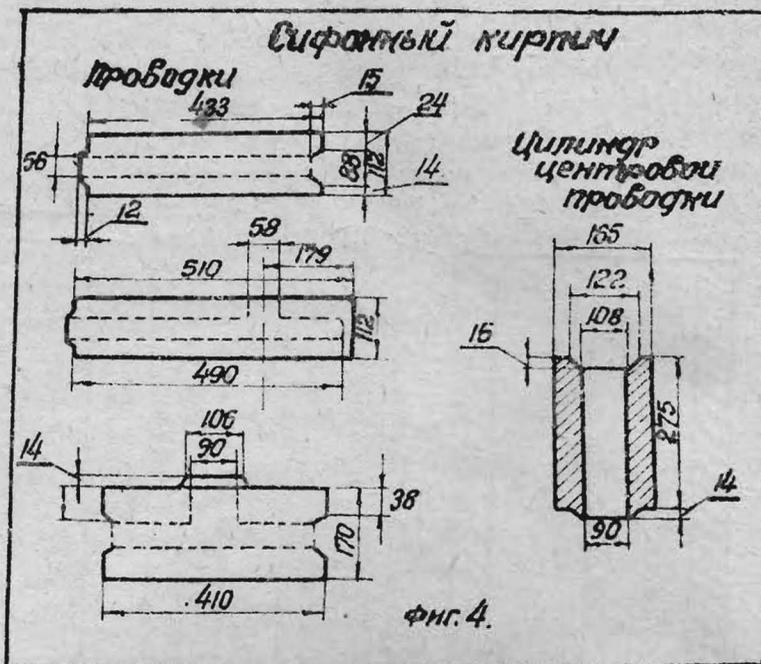
Результаты травления в сопоставлении с условиями разливки представлены в табл. 1.

Таблица 1

№ п/п	№ слитка по порядку разливки	Время на полнение изложницы	Продолжит подкачки	t разливки	Условия охлаждения головы слитка	Глубина распр. усадочн. раковины в % от высоты слитка
9259	2	3'30"	0'50"	1415	водой	> 22,1
11218	4	3'45"	0'25"	1410	"	19,2
4023	6	4'15"	0'35"	1420	"	18,8—24,8
10328	4	4'20"	0'30"	1415	"	< 14,6
9272	4	4'30"	0'35"	1420	"	22—28
7713	8	5'25"	0'40"	1415	"	15,1—17,5
1199	6	5'35"	0'30"	1420	"	< 16,36
4936	4	5'10"	0'20"	1420	"	25,0
21114	5	5'20"	0'15"	1420	"	26
4023	12	5'53"	0'40"	1420	"	16,2—18,2
10328	14	6'10"	0'25"	1415	"	< 14,6
1199	14	6'40"	0'35"	1415	"	< 18,75
1156	4	3'50"	—	1415	Слитки засыпались сажой	> 20
1154	2	4'20"	—	1415	"	20—28
1156	12	4'20"	—	1420	"	23—30
8487	8	5' 5"	—	1420	"	> 44,8 вторичная ус. раков.
31050	11	5' 5"	—	1415	"	37,2

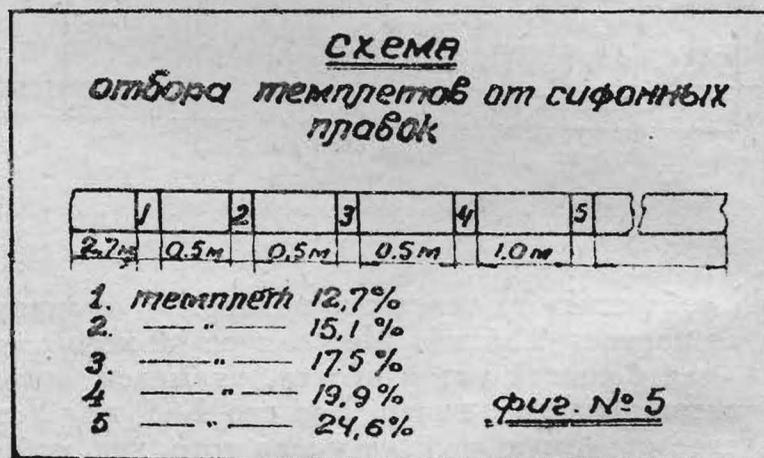
Если разбить все приведенные данные, относящиеся к слиткам залитым водой, на две категории: 1) с усадочной раковинной залегающей на глубине до 20% от высоты слитка, 2) с усадочной раковинной распространяющейся на глубину выше 20%, то окажется, что к первой группе относятся случаи, отвечающие скоростям заполнения изложниц сталью 5'—6' при продолжительности подкачки не менее 30", ко второй—скорости разливки в 3'30"—4'30", при той же продолжительности допрессовки. Слитки № 4 плавки 4934 и № 5 плавки 2124 дали неблагоприятные результаты, хотя скорости наполнения изложниц приближались к оптимальным величинам (5' и 5'20"), но продолжительность подкачки в обоих случаях незначительная—15" и 20". Надо отметить,

что время подкачки не определяет точно количества металла, поступающего в центральный литник для уплотнения слитка, поскольку доливка производится не в один прием, а отдельными небольшими порциями через известные промежутки времени 2"—5". В каждом отдельном случае и паузы между доливками могут быть различными, равно как и порции металла могут быть неодинаковыми.



Что касается влияния температуры разливки на размер усадочной раковины, то этой связи нам не удалось уловить вследствие того, что в наблюдаемых нами плавках t° разливки колебалась в весьма узких пределах 1410—1420°.

Весьма отчетливо по данным таблицы 1 определяется роль подкачки при сопоставлении размеров усадочной раковины слитков залитых водой со слитками засыпанными сажой.



Иванов в своем курсе „Сталь высококачественная“ подвергает резкой критике господствующее среди металлургов мнение, что уменьшение размеров усадочной раковины в слитках отлитых сифоном обязано подкачке. Он считает, что разность уровней металла в центральном литнике и изложнице создает достаточное давление стали в изложнице, чтобы обеспечить необходимое питание усадочной раковины. Конечно, нельзя отрицать значения сравнительно высокого расположения центрального литника над изложницей, но роль допрессовки в отношении уменьшения величины усадочной раковины явно не дооценивается им.

Для этого достаточно сравнить данные приведенные в таблице 1. Правда, число слитков отлитых сифоном без подкачки с засыпкой головной части сажей представлено немного—всего пять, однако можно с полной очевидностью установить, что усадочная раковина поражает слиток в этих случаях на более значительную глубину, чем при допрессовке, сохраняя при этом все прочие условия равными.

Размеры усадочной раковины в слитках засыпанных сажей, примерно, одинаковые для обоих способов разливки: сифоном и сверху через корыта (см. табл. 2).

Таблица 2.

Глубина залегания усадочн. раковины в слитках отлитых сверху засыпан. сажей	Колич темплетов, пораж. ус. раковиной выраж. в процентах
22%	80
29%	50
37%	25

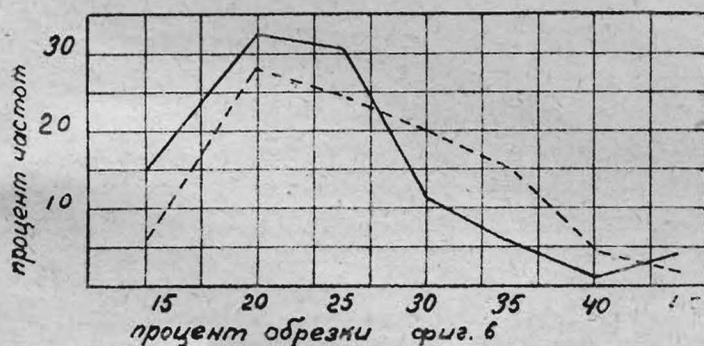
Примечание: Засыпка головной части слитка сажей отлитых сифоном применялась на первых порах, когда еще не был освоен метод разливки с подкачкой, в настоящее время засыпка не имеет места в практике мартеновского цеха.

Сравнивая данные таблиц 1 и 2, нетрудно прийти к выводу, что в отношении величины усадочной раковины, отливка сифоном при осуществлении уплотнения металла подкачкой имеет явные преимущества перед отливкой стали сверху через корыта.

Статистические данные представленные в виде частотных диаграмм (фиг. 6 и 7) и дающие представление о величине обрезков, находятся в полном соответствии с приведенными результатами исследования.

Диаграмма

частот процента обрезки при разливке сифоном (—) и сверху (---)



Несмотря на то, что максимальный процент обрезки для обоих способов разливки (сифоном и сверху) совпадает, все же график отвечающий случаям отливки сверху заметно сдвинут вправо, в сторону повышения процента обрезки от кривой соответствующей случаям отливки стали через сифон.

О том же свидетельствует частотная диаграмма „брака по усадке“ блюмсов, осмотренных на стеллажах.

Максимальное значение брака для блюмсов сифонной отливки 4%, отливки сверху—6%.

2. Степень загрязнения подкорковой зоны и условия разливки

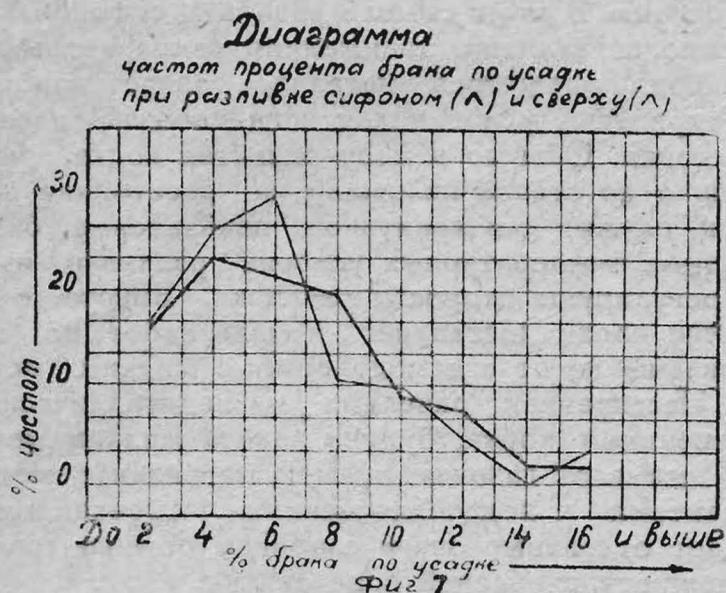
При известных условиях разливки может образоваться на поверхности поднимающейся в изложнице жидкой стали корка застывшего окисленного металла. Чем холоднее металл, тем скорее образуется она. В этом смысле разливка сифоном, неизбежно связанная с понижением температуры зеркала поднимающегося металла, создает наиболее благоприятные условия для возникновения плавающей корки. Обычно в меру развитая корка, недоходящая до стенок изложниц на расстоянии 20—30 мм, служит для практиков показателем благоприятных температурных условий разливки и по ней регулируют скорости разливки. Вместе с тем наличие корки доставляет немало забот по изолированию ее от взаимодействия с жидким металлом. Насыщенная окислами и неметаллическими включениями корка, будучи залита жидким металлом, вызывает газовые пузыри, загрязняет металл ликвантами и неметаллическими включениями и создает отдельные очаги слабины, обычно располагающиеся в краевой зоне слитка.

Насколько, действительно, влияют условия разливки на степень чистоты краевой зоны слитка, а, следовательно, и блюмса, видно из таблицы 3

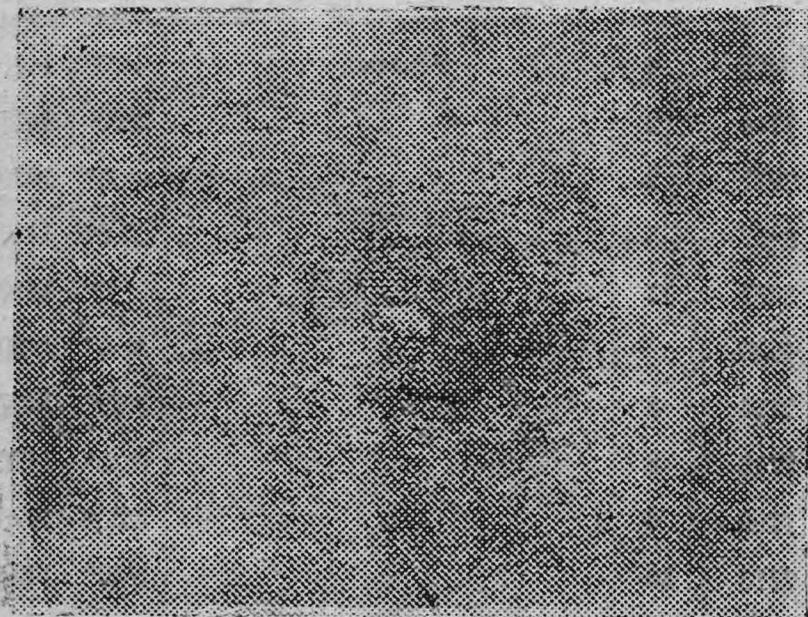
Таблица 3.

№№ плавок.	№№ слитка	Степень загрязнения подкорк. слоя	Время за-полнения изложницы	Температура разли-вки
10326	4	Чистый	4'20"	1415
1154	2	"	4'20"	1415
9271	2	"	4'55"	1420
8487	5	"	5' 0"	1420
8487	13	"	5' 0"	1410
4936	4	"	5' 0"	1420
2114	5	"	5'20"	1420
7713	8	"	5'25"	1420
1199	6	"	5'35"	1420
7713	10	"	5'40"	1420
4936	13	"	6' 0"	1420
10328	14	"	6'10"	1415
2114	11	"	6'15"	1420
1199	13	"	6'40"	1415
1156	4	Частично загрязнен	3'50"	1415
31050	4	"	4'15"	1415
1156	12	"	4'25"	1415
1193	6	Сильно загрязнен	3' 0"	1420
9259	—	"	3'30"	1420
11218	4	"	3'45"	1410
4023	8	"	4'15"	1420
11218	10	"	4'35"	1420

По степени загрязненности подкорковой зоны все исследуемые темплеты по отпечаткам Баумана были разбиты на три группы. К первой группе отнесены темплеты, лишенные ликвационных пятен, ко второй—незначительно загрязненные и, наконец, к третьей сильно загрязненные (см. ф. 8, 9, 10)



Из числа 14 слитков, относящихся к первой группе, только три отливались со скоростью от 4 до 4'50", все остальные от 5' до 6'. Что касается слитков с пораженным подкорковым слоем, то, как это видно из таблицы 3, продолжительность разливки значительно снижена по сравнению с первой группой.



Фиг. 8

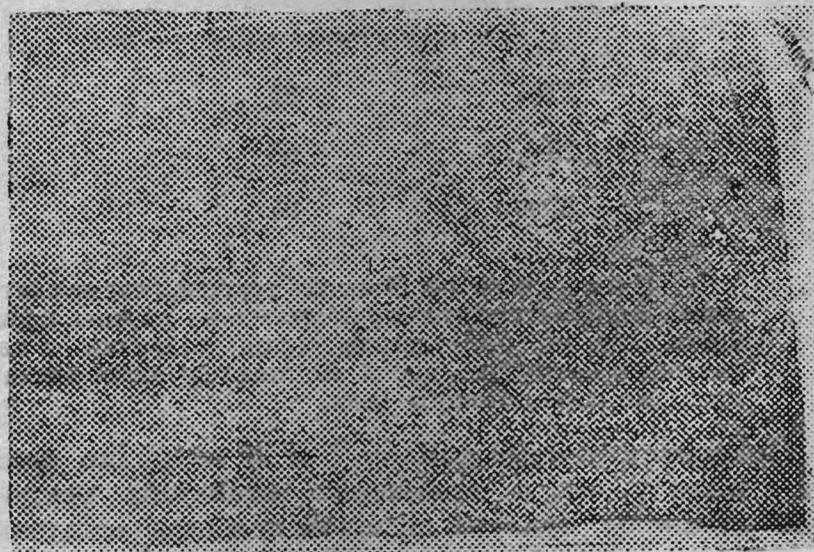
Фотоснимок отпечатка по Бауману с темплета осевой заготовки. Краевая зона свободна от ликвационных пятен.

Принято считать, что замедленная разливка при пониженной температуре металла способствует появлению весьма развитой корки, которая, доходя до стенок изложниц, приваривается к ним и заливается металлом. Наши наблюдения показали обратную картину: быстрая разливка способствует образованию загрязненной краевой зоны.

При значительных скоростях разливки или внезапном усиленном потоке поступающего металла, сталь весьма интенсивно циркулирует в изложнице и набегает на края даже далеко отстающей от стенок изложницы окисленной корки. Контакт плен-

ки с жидким металлом вызывает неприятные явления—образование газовых пузырей, газовой ликвации. В этих случаях загрязняется периферийная зона слитка, удаляющаяся от поверхности заметно вглубь, что может вывести всю плавку в брак.

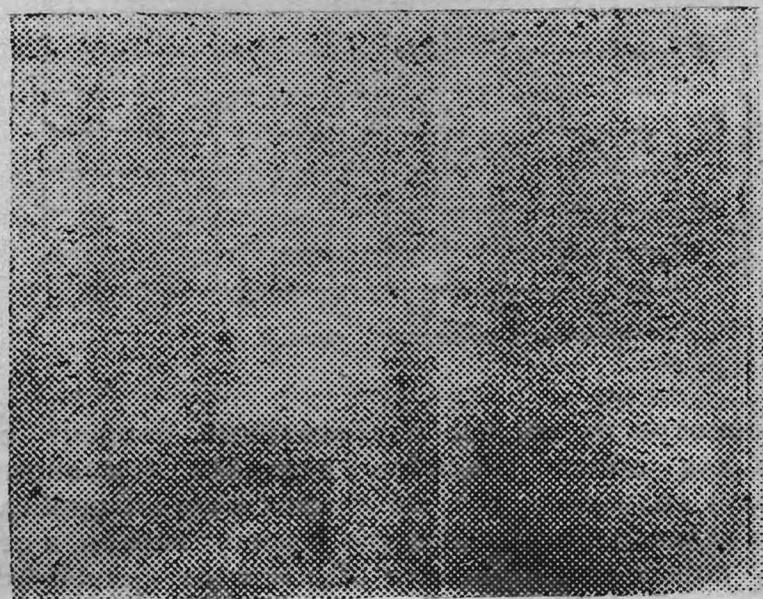
При существующей методике отбора проб для механических испытаний образец окажется пораженным этими случайными пороками, которые снизили удлинение на значительную величину. На фиг. 11 представлен фото-отпечаток по Бауману с темплета блюмса, из которого был отобран образец для испытаний, давший удлинение—16%. Микршлиф по месту разрыва образца дает картину изображенную на фиг. 12: скопление феррита вокруг неметаллического включения, представляющие собой сульфиды и продукты раскисления.



Фиг. 9

Фотоснимок отпечатка по Бауману с темплета осевой заготовки с частичным загрязненным подкорковым слоем

Скорости разливки, обеспечивающие с одной стороны плавный подъем металла в изложнице, с другой—наличие корки, края которой находятся на расстоянии 20—30 м/м от стенок изложниц, в наших условиях лежат в пределах 5'—6'.



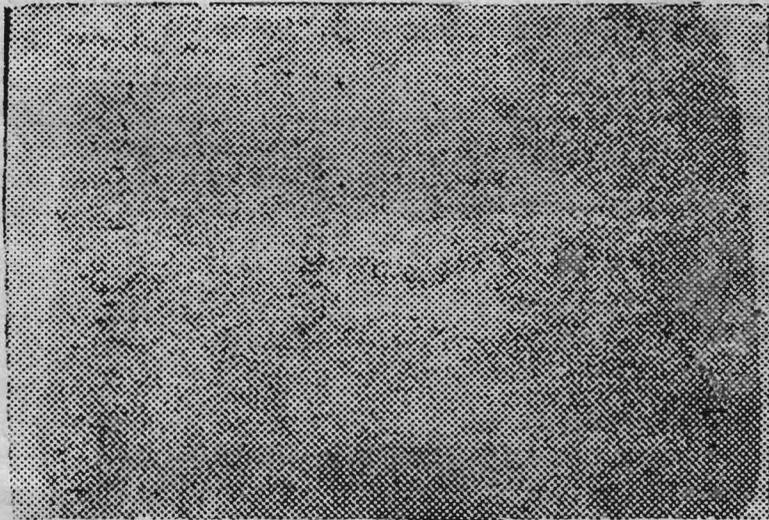
Фиг. 10

Фотоснимок отпечатка по Бауману с темплета осевой заготовки с сильно загрязненным подкорковым слоем

3. Неметаллические включения и ликвационные явления в заготовках

Один из основных недостатков сифонной разливки — загрязнение стали включениями от размывания, отколов огнеупоров сифонных проводок, литника, подмазки сифонных швов.

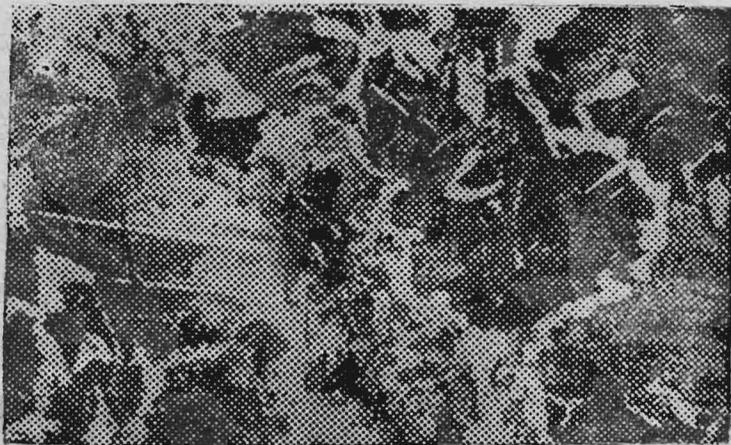
Сторонники разливки сверху не без основания подчеркивают это зло. Однако, высокие качества огнеупоров, весьма тщательная сборка, соедине-



Фиг. 11

Фотоснимок отпечатка по Бауману с темплета осевой заготовки, не выдержавшей испытания по удлинению

ние сифонных проводок в замок, которое позволяет довести до минимума количество подмазки и, наконец, основательная продувка сжатым воздухом собранного уже сифона, могут дать в конечном итоге слиток не грязнее, чем при отливке сверху. Практика отливки осевой стали в семитонные слитки на Кузнецком заводе через сифон показала, что опасения получить сталь с повышенной заг-



Фиг. 12

Микрофотография со шлифа от образца не выдержавшего испытания по удлинению

рязненностью за счет сифона не оправдали себя. Наружный осмотр блюмсов и микроскопическое изучение металла, отлитого сифоном, не обнаружил повышенного количества неметаллических включений по сравнению с отливкой сверху через корыта. Количество неметаллических включений металла отлитого сифоном лежит в пределах $0,12-0,15\%$, по объему, примерно, в тех же, что и при отливке сверху.

Примечание: количество неметаллических включений определялось методом подсчета под микроскопом.

Сборка сифона, как указано было выше, производится в отдельном весьма чистом здании и в ограниченном количестве не более 4-х составов в сутки. При таких условиях тщательность в работе может быть легко осуществима. Наряду с этим сифонный кирпич с фланцами высокого качества в отношении механической прочности и огнеупорности гарантирует получение чистого незагрязненного металла. Не менее важной характеристикой качества металла является степень однородности стали в отношении ликвации и характера распределения ее.

Вопрос о газовой ликвации был нами затронут выше, когда подчеркивалось значение поведения плавающей корки металла и влияния ее на чистоту краевой зоны блюмса.

Немало беспокойств доставляет в практике производства качественной стали внецентренная ликвация, так называемые, „усы“. И, конечно, чем меньше развития она получает и чем больше она отдалена от поверхности слитка, тем благоприятнее скажется это явление на качество изделия.

Если до сих пор современная металлургия не дала вполне ясной, отчетливой трактовки механизма образования усов, то во всяком случае, условия возникновения их установлены. Весьма значительное влияние на развитие внецентренной ликвации оказывают температурные условия головной части слитка; чем дольше поддерживается высокая температура жидкоподвижной головы слитка, тем более резко выразится зональная ликвация—усы.

Отсюда, конечно, нетрудно сделать вывод, что слитки отлитые сифоном и залитые водой будут в смысле развития „усов“ более здоровыми, чем слитки отлитые сверху.

Действительно отпечатки по Бауману с темплетов блюмсов сифонной отливки обнаружили значительно более ограниченную зону распространения ликвационного квадрата, чем темплеты заготовок от слитков разлитых сверху.

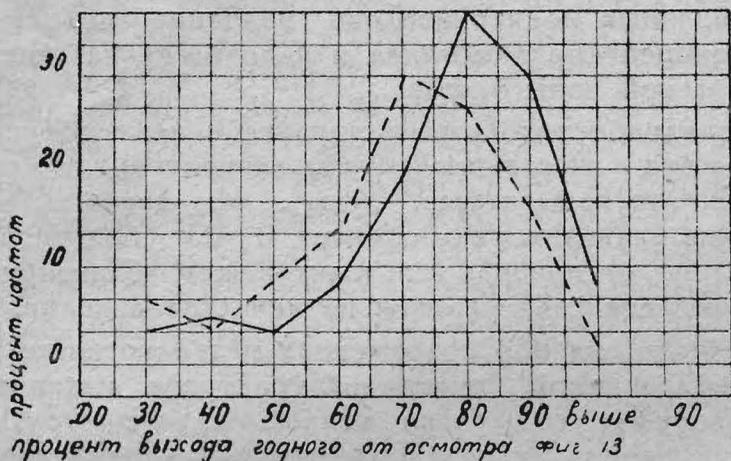
Насколько отражаются температурные условия головной части слитка на степень развития и распространения внецентренной ликвации при одном и том же методе разливки сифоном показывает таблица 4.

Таблица 4.

№№ плавков	№№ слитков	Температура разлива	Условия охлаждения головы слитка		Величина зоны распространения внецентренной ликвации
			Заливка водой	Заливка сажей	
1156	4	1415	Зал. сажей		Большая
31050	4	1415	„		„
31050	11	—	„		„
8487	5	—	„		„
4023	6	1420	Залив. водой		Малая
10328	4	1415	„		„
4936	4	1420	„		„
21114	5	1420	„		„
7713	8	1415	„		„

Таким образом следует подчеркнуть, что в условиях разливки осевой стали на Кузнецком заводе, где высокое качество изготавливаемых сифонных огнеупоров и тщательная сборка изделий обеспечивают получение стали незасоренной неметаллическими включениями,—сифонная разливка способствует получению блюмсов с весьма отдаленной от периферии зональной ликвацией.

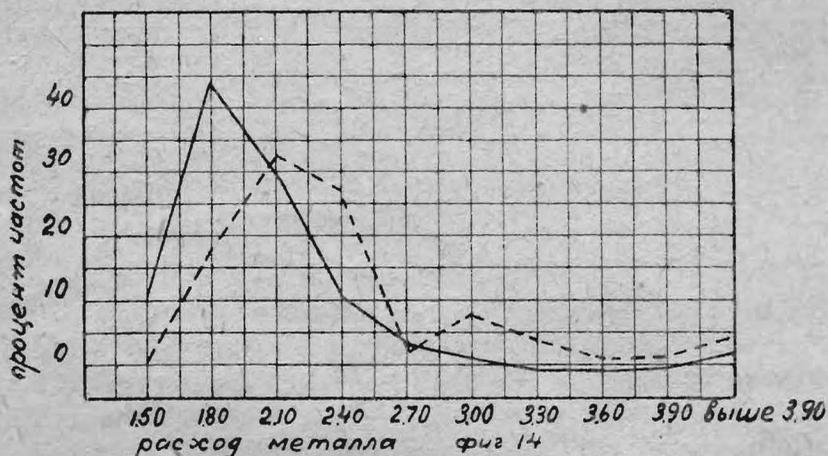
Диаграмма частот % выхода годного при разливке сифонной и сверху.



Выход первого сорта осевой заготовки сифонной отливки

Еще в самом начале мы указывали, что пониженный выход 1-го сорта осевой заготовки побудил перейти к сифонной разливке, так как исключительно наружные дефекты блюмсов являлись главными виновниками брака. Едва ли стоит еще раз останавливаться на вопросе о преимуществах сифонной разливки перед разливкой сверху в отношении получения слитка с более чистой поверхностью. Этот вопрос ни кем не оспаривается и общеизвестен. Обработав статистический материал и представив его в виде частотных диаграмм, мы преследовали цель дать количественную характеристику преимуществ сифонной разливки, перед разливкой сверху в условиях Кузнецкого завода.

Диаграмма частот величины расхода металла при разливке сифонной и сверху.



Как и следовало ожидать выход годного, т. е. первого сорта от осмотренных блюмсов отливки сифонной, значительно выше, чем при разливке сверху: для первых 80% тогда, когда для последних—70%, причем кривая соответствующая

разливке сифоном сильно сдвинута вправо в сторону более высокого выхода первого сорта по сравнению с диаграммой, отвечающей разливке сверху.

Соответственно с этим и расход металла на одну тонну первого сорта заготовок при сифонной разливке значительно ниже, чем при разливке сверху (см. фиг. 14). Максимальное значение при применении первого способа отливки—1,8, для второго—2,10.

Небезынтересно будет сопоставить распределение видов брака заготовок для обоих методов разливки.

Таблица 5.

Виды брака	При разл. сверху	При сифон. разливке
Усадка	6	4
Трещина	6,3	4,1
Рванина (V образная трещина)	3,7	1,5
Плена	4,1	2,4

Снижение брака по усадке для заготовок сифонной отливки обязано удовлетворительному питанию усадочной раковины в слитке за счет долижки стали, наличию разности уровней центрального литника и верха изложниц.

В нашей работе „Поверхностные дефекты осевой заготовки“⁽¹⁾ было указано, что одной из причин образования трещин служит неудовлетворительное состояние подкорковой зоны слитка. Поскольку сифонная разливка способствует получению более здоровой поверхности, заготовка, соответственно, будет в меньшей степени поражена трещинами и рванинами, чем при разливке сверху, что и нашло свое отражение при разбраковке блюмсов сифонной разливки. Уменьшение количества плен на слитках сифонной отливки едва ли нуждается в объяснении.

Выводы

1. Существующее оборудование мартеновского цеха Кузнецкого завода, приспособленное для разливки сверху, позволяет производить разливку осевой стали сифоном в количестве 3-4 плавов в сутки, т. е. 50—60% планового задания по осевой стали.
2. Сифонная разливка стали в семитонные слитки на подвижных тележках протекает безболезненно.
3. Наивыгоднейшие условия разливки сифоном, обеспечивающие надежные качества блюмсов следующие: скорость наполнения стали при температуре разливки 1415—1420° будет 1,17—1,4 т в минуту при продолжительности подкачки не менее 30 секунд.
4. Доброкачественные огнеупоры сифонных пробок и тщательная сборка сифона дают возможность получить заготовку свободную от засорений, связанных с сифонной разливкой.
5. Сифонная разливка обеспечивает более благоприятное распределение ликвантов, чем разливка сверху.
6. Сифонная разливка значительно снижает расход металла на 1 тонну первого сорта осевой заготовки.

Примечание: В проведении данной работы принимали участие инж. Ю. Кабак и техник Кожевников.

¹⁾ Журн. „Кузнецкстрой“ № 1-2 1935 г.

Инж. геолог Т. В. МЕМНОНОВА

Центральная лаборатория КМК

К вопросу аттестации магнитогорских руд минералогическим методом

Руды, употребляемые в доменном цехе для получения чугуна, обычно содержат минералы, в состав которых входят SiO_2 и Al_2O_3 .

Для расчета доменной шихты необходимо знать содержание SiO_2 и Al_2O_3 в руде.

Обычно это определение производится химическим анализом с затратой значительного количества времени (не менее 4 часов на одну пробу).

Нами, для ускорения определения SiO_2 и Al_2O_3 в рудах, был применен количественный минералогический анализ.

Руководящим материалом по применению количественного минералогического анализа послужили работы А. А. Глаголева и Готман: „Количественный минералогический анализ концентратов и других продуктов обогащения окисленных медных руд“ (Ми-

неральное сырье за 1934 г. № 2 и № 3) и статья Волынского „Краткое руководство по минералогическому анализу помощью пуш-интегратора системы Глаголева“.

Подсчет минералов, входящих в состав руды, производился точечным методом с помощью пуш-интегратора¹⁾

Одновременно можно вести подсчет шести компонентов.

Самый пересчет данных анализа ясен из таблицы 1 и 2.

¹⁾ Анализ шлифа точечным методом может быть произведен с любой степенью точности, так, например: при числе точек равно 1000 и при 10% содержании компонента, вероятная погрешность равна 0,63%.

Таблица 1²⁾.

Магнитогорская руда пр. 10359, шлиф 85

Название минерала		I счетчик	II счетчик	III счетчик	4 счетчик	5 счетчик	Сумма
Р а с ч е т		кварц	серицит	хлорит	магн тит и гематит	гранат	
Показания счетчиков	конечные	4874	7123	0386	8510	9890	—
	начальные	4850	7089	0165	7693	9807	—
Число точек		24	34	221	807	83	1169
Удельный вес		2,65	2,8	2,75	5,15	3,86	
Весовое отношение		63,60	95,2	607,75	4156	320,38	5243
Весовой %		1,21%	1,81%	11,59%	79,26%	6,11%	99,9%
% содержание SiO_2 в пробе		1,21	0,81	3,35	—	2,19	7,56
% содержание Al_2O_3 в пробе		—	0,66	1,85	—	1,22	3,73

²⁾ Число точек, приходящихся на долю каждого минерала, получаем вычитанием начальных показаний счетчика из конечных.

Весовые отношения получаем перемножением чисел точек каждого минерала на его удельный вес. Сумму весовых отношений минералов принимаем за 100 % и относительно нее определяем весовые % содержания каждого минерала в руде.

Для определения процента содержания SiO_2 и Al_2O_3 в каждом минерале и затем в пробе производится молекулярный расчет по химическим формулам этих минералов

Таблица 2.

Название минерала	Химическая формула	Молекулярный вес минерала	Молекулярное содержание SiO ₂ в минерале	Молекулярное содержание Al ₂ O ₃ в минерале	Весовой % минерала в руде
Серицит	K ₂ 0.2 H ₂ 0.3 Al ₂ O _{3.6} Si O ₂	796,34	360,36	305,82	1,81
Хлорит	Изоморфная смесь ³⁾				
	H ₄ (Mg, Fe) ₃ Si ₂ O ₉ и H ₄ (Mg, Fe) ₂ Al ₂ SiO ₉	618,92	180,18	101,94	11,59
Гранат	Fe ₃ Al ₂ (SiO ₄) ₃	497,64	180,18	101,94	6,11
Кварц	SiO ₂	60,06	60,06	—	1,21

Расчет:

% SiO₂ в сериците — 796,34 : 360,36 = 1,81 : x;

$$x = \frac{360,36 \cdot 1,81}{796,34} = 0,81$$

% Al₂O₃ в сериците — 796,34 : 305,82 = 1,81 : x:

$$x = \frac{305,82 \cdot 1,81}{796,34} = 0,66$$

Из приведенных таблиц 1 и 2 следует, что анализ базируется на точной минералогической характеристике минералов входящих в состав руды, знании химической формулы и удельного веса каждого минерала.

Поэтому количественному минералогическому анализу должно предшествовать качественное определение минералов.

В данной работе качественная характеристика минералов производилась в тонких шлифах из кусковой и дробленой магнитогорской руды.

1. Изготовление шлифов

Из поступивших от химотдела центральной лаборатории проб мелкоразмолотой магнитогорской руды изготавливались шлифы следующим образом. Небольшая часть пробы (50—30 г.) спрессовывалась в плотную тонкую лепешку гидравлическим прессом, проваривалась в канифоле 15—20 минут и по остывании шлифовалась обычным путем. Главная трудность возникала при окончательной доводке шлифа до нормальной толщины в 0,03—0,027 мм; начиналось выкрашивание небольших участков шлифа, образовывались пустоты, что влияло на точность анализа, так как часто было невозможно решить за счет какого минерала получилась пустота. Пустоты, в которых сохранялись обрывки минерала, включались в подсчет. Во избежание выкрашивания необходимо дольше проваривать спрессованную пробу и доводку шлифа вест

³⁾ Молекулярный вес хлорита подсчитан по формуле, где почти весь Mg замещен Fe, т. к. хим. анализ показывает очень незначительное содержание Mg.

очень осторожно на тонком порошке. Готовые шлифы имели площадку 1—1.5 кв. см. На приготовление шлифа требовался один час.

Для количественного минералогического анализа дробленых руд большое значение имеет крупность размола и равномерно-зернистость анализируемого материала.

Для выяснения данного вопроса были изготовлены и проанализированы шлифы из проб, пропущенных через различные сита, в 144, 900 и 4900 отверстий на кв. см.

Результаты анализа сведены в таблице 3.

Влияние крупности размола на точность анализа

Таблица 3

№№ проб	Колич. минералогический анализ						Химический анализ	
	Сито 144		Сито 900		Сито 4900		% SiO ₂	% Al ₂ O ₃
	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃		
16587	6.27	3.54	7.96	3.72	8.54	3.79	7.55	4.24
16588	5.37	2.85	7.09	3.46	7.05	2.95	7.61	3.73
1156	—	—	8.15	4.23	7.76	4.77	8.84	4.28

Из таблицы 3 видно, что наиболее близкое схождение данных количественного минералогического анализа с химанализом дают пробы, прошедшие сито 900 отв. на кв. см., которые имеют и еще одно преимущество—это сравнительно легкую и быструю определяемость минералов при небольших увеличениях (в 122 р.), что сокращает время анализа в сравнении с тонко-раздробленной рудой, прошедшей сито 4900 отв. на кв. см., качественное определение минералов в которой затрудняется и возможно при больших увеличениях (порядка 370 и выше). Кроме того в последнем случае необходимо иметь еще более тонкий шлиф, чем обычно (ниже 0.027 мм), дабы избежать налегания мельчайших частиц друг на друга.

Грубые расхождения дают пробы крупно-раздробленные, прошедшие сито 144 отв. кв. см., объяснимые тем, что на маленькую площадку шлифа попадает, сравнительно, небольшое количество зерен, так что более редко встречающиеся зерна какого нибудь минерала могут совсем не попасть в шлиф, а значит и в подсчет.

Количественный минералогический анализ шлифа производился 1 час 30 минут. Изготовление шлифа занимает один час. Таким образом весь анализ требует 2 часа 30 мин.

Пересчет данных анализа, приведенный выше, может быть значительно сокращен, путем составления постоянной таблицы, показывающей при данном весовом содержании минерала процентное содержание SiO₂ и Al₂O₃.

2. Петрографическая характеристика

Характеристика магнитогорской руды дана на основании микроскопического анализа 5-ти шлифов из кусковой руды и 20 шлифов из дробленой руды.

Под микроскопом основная масса руды слагается магнетитом с небольшим количеством гематита. Из примесей чаще всего развиты скопления мелко-чешуйчатого и листоватого хлорита зеленой окраски с низким двупреломлением. Скопления чешуек слюды серицита, часто сопровождаемые чешуйками каолинита, распределены в руде неравномерно, участками и встречаются не в каждой пробе.

Буроватый гранат в зернах с высоким рельефом также распределен неравномерно.

Кварц в мелких зернах встречается в каждой пробе. Редко наблюдается эпидот и еще реже диопсид. Из не силикатов в небольшом количестве встречается кальцит.

Таким образом, значительная часть силикатов в магнитогорской руде представлена хлоритом, гранатом, затем слюдой серицитом.

Хлориты дают ряд минералов, представляющих собою изоморфные смеси непостоянного химического состава, причем по одной теории хлориты строятся из серпентина $Sp-H_4Mg_3Si_2O_9$ и амезита $At-H_4Mg_2Al_2SiO_9$, причем MgO частично замещается FeO , а $Al_2O_3-Fe_2O_3$ и Cr_2O_3 . Уинчелл

строит хлориты из 4-х молекул, в двух из них весь Mg замещен Fe . Разновидности хлорита оптически почти неотличимы друг от друга, особенно в мелко-раздробленном состоянии.

Удельный вес хлорита-пеннина колеблется от 2.6—3.00. Примерно, то же самое можно сказать о группе гранатов. Удельные веса их колеблются от 3.51—4.25.

Из сказанного ясно, что, имея в рудах силикаты сложного химического состава, образующие изоморфный ряд минералов оптически не различимых друг от друга, мы будем иметь не совсем точную характеристику минералов, которая несколько может сказаться на результатах количественного минералогического анализа.

В данном случае можно предположить, что в руде развиты наиболее распространенные разновидности из группы хлорита и граната: пеннин и гранат—альмандин, молекулярные веса которых и были взяты при подсчете. Уточнение разновидности минерала из группы хлорита и граната возможно было бы по их удельным весам по методу разделения тяжелыми жидкостями, не имеющимися в лаборатории.

Таблица 4.

№№ п/п	№№ проб	№№ шлифов	Название минералов и %-ное содержание их в магнитогорской руде							Количество, минералогич анализ		Химический анализ		Расхождение в анализах	
			% Кварца	% Серицита	% Каолинита	% Хлорита	% Эпидот	Гранат	Магнетит и гематит ¹	% SiO_2	% Al_2O_3	% SiO_2	% Al_2O_3	SiO_2	Al_2O_3
1	2556	58	2.58	4.70	4.92	2.94	—	0.48	84.35	8.00	4.30	7.44	4.27	+ 0.56	+ 0.03
2	4002	57	2.9	6.5	—	3.4	—	0.3	86.7	6.88	3.11	7.55	4.42	— 0.67	— 1.31
3	1156	56	1.54	—	9.95	4.59	0.32	0.37	83.2	7.76	4.77	8.84	4.28	— 1.08	+ 0.49
4	1156	79	2.52	—	8.42	4.61	0.29	1.03	83.09	8.18	4.32	8.84	4.28	— 0.66	+ 0.04
5	4008	60	1.52	—	11.88	5.3	—	0.4	80.8	8.72	5.54	8.84	4.76	— 0.12	+ 0.78
6	1155	66	4.07	6.89	—	3.19	0.08	0.27	85.4	8.33	3.32	9.15	4.45	— 0.82	— 1.13
7	5740	65	2.67	—	8.33	3.74	—	—	85.1	7.62	3.80	7.27	3.43	+ 0.35	+ 0.37
8	5741	63	4.55	8.28	—	4.62	0.15	0.21	82.15	9.80	4.06	9.31	4.39	+ 0.49	— 0.33
9	2557	59	2.75	9.69	—	6.70	—	0.31	80.52	9.30	4.98	8.33	4.32	+ 0.97	+ 0.66
10	41813	62	1.61	7.0	—	9.38	—	0.14	81.84	7.45	4.38	7.00	4.48	+ 0.45	— 0.10
11	41814	64	2.73	6.80	—	6.67	—	0.3	84.5	7.51	3.47	7.84	4.28	— 0.33	— 0.81
12	10359	77	1.19	1.99	—	6.50	—	9.64	80.8	7.45	3.72	7.20	3.56	+ 0.25	— 0.16
13	10356	78	2.55	2.36	—	9.91	—	4.82	80.38	9.20	4.06	8.83	4.20	+ 0.37	+ 0.14
14	12653	72	2.76	—	3.36	12.95	—	2.65	78.25	9.02	3.98	9.31	3.16	— 0.29	+ 0.82
15	11538	74 и 92	3.27 0.25	2.17 2.09	—	10.83 5.44	—	1.12 3.63	82.89 88.54	5.97	2.58	5.85	2.64	+ 0.12	— 0.06
16	15337	73	1.54	0.76	0.49	12.0	—	1.59	83.59	6.16	2.76	7.93	3.86	— 1.77	— 1.10
17	15338	75	2.98	6.87	—	9.13	—	1.18	77.7	9.90	4.73	10.57	5.27	— 0.67	— 0.54
18	12654	76	1.34	0.62	—	6.07	—	6.67	85.28	5.78	2.53	7.71	3.44	— 1.93	— 0.91
19	16588	98	1.16	1.72	—	7.97	диопсид 0.33	7.82	81.4	7.23	3.48	7.61	3.73	— 0.38	— 0.25
20	16587	99	1.83	2.55	—	12.76	—	3.28	79.29	7.96	3.72	7.55	4.24	+ 0.41	— 0.52

Примечание: 1) магнетит и гематит подсчитывались одним счетчиком, поэтому не пересчитаны на Fe_2O_3 и FeO .

3. Количественный минералогический анализ

Количественный минералогический анализ был произведен в 20 мелко-раздробленных пробах магнетитовой руды точечным методом с помощью пуш-интегратора. Расстояния между линиями были 0.4—0.6 мм., а расстояния между точками в 0,2 мм. линейной подачи салазок.

На площади шлифа распределялось большое число точек от 1000 до 2074.

Результаты анализа сведены в таблице 4, которая кроме содержания кремнезема и глинозема в руде показывает минералогический состав руды и весовое процентное содержание каждого минерала в руде.

Рассматривая эту таблицу, можно прийти к следующему заключению:

1. В магнетитовую руду в качестве силикатов входят главным образом хлорит, гранат, слюда и кварц.

2. Содержание различных минералов в пробах руды неодинаково—отсюда нельзя найти постоянную зависимость в содержании SiO_2 , Al_2O_3 и Fe_3O_4 .

Сравнивая данные минералогического и химического анализа, видим, что:

1. Расхождения в содержании кремнезема колеблются от 0.12—1.93 и глинозема от 0.03—1.31.

2. В большинстве проб (в 15-ти из 20) расхождения в содержании кремнезема колеблются от 0.12—0.67, глинозема от 0.03—0.66

3. Значительные расхождения с химанализом в 3-х пробах (№№ 12654, 15337, 1156). от 1.08—1.93 кремнезема и глинозема от 0.91—1.31 отчасти объясняются наличием выкрошившихся участков в шлифе, которые в подсчет не включались.

Таблица 5.

№№ проб	№№ шлифов	Количество минералогического анализа		Расхождения минералог. анализа в шлифах	
		% SiO_2	% Al_2O_3	% SiO_2	% Al_2O_3
10359	85	7.44	3.71	0.01	0.01
	77	7.45	3.72		
1156	56	7.76	4.77	0.42	0.45
	79	8.18	4.32		
15338	75	9.90	4.73	1.26	0.46
	93	8.64	4.27		

Для выяснения степени расхождения подсчетов количественного содержания минералов в руде из нескольких проб было изготовлено и проанализировано по 2 шлифа.

Результаты минералогического анализа, приведенные в таблице 5, показывают довольно близкое схождение данных в 2-х шлифах одной и той же пробы, поэтому контрольный подсчет был произведен только в 3-х пробах.

Для выяснения степени расхождения в определении SiO_2 и Al_2O_3 аналитическим путем в нескольких пробах был вторично произведен химанализ и определены вышеуказанные компоненты.

В таблице 6 приводятся результаты параллельных химических анализов одних и тех же проб.

Таблица 6.

№№ проб	Химанализ		Контрольный химанализ		Расхождения в анализах	
	% SiO_2	% Al_2O_3	% SiO_2	% Al_2O_3	SiO_2	Al_2O_3
4002	7.55	4.42	7.06	4.69	+0.49	-0.27
2557	8.33	4.32	8.44	5.92	-0.11	-1.60
41814	7.84	4.28	8.86	4.56	-1.02	-0.28
1155	9.15	4.45	8.08	4.36	+1.07	+0.09

Сравнивая таблицы 5 и 6, видим, что расхождения в параллельных химических анализах довольно близко сходятся с расхождениями параллельных минералогических анализов.

Это говорит за достаточную точность количественного минералогического анализа, даже при недостаточно хорошо изготовленных шлифах.

Выводы

1. Количественный минералогический анализ кремнезема и глинозема в железных рудах применим.

2. Получаемые расхождения с химанализом в содержании кремнезема и глинозема вполне приемлемы для производства экспресс-анализа.

3. Количественный минералогический анализ кремнезема, глинозема и окислов железа может быть произведен в два часа 30 минут, включая и изготовление шлифа.

При хорошо поставленной организации изготовления шлифов и постоянной работе над одними и теми же рудами, время анализа может быть сокращено до 2-х часов.

4. Лучшие результаты анализ дает в мелко-раздробленных пробах, прошедших сито 900 отв. на см^2 .

5. Площадь шлифа должна быть не менее 1 кв. см

6. Количественному минералогическому анализу должно предшествовать качественное изучение минералов, входящих в состав руды.

Инж. В. А. НОВОХАТСКИЙ

Строит. лаборатория КМК

Опыт применения Кузнецкстроем нестандартных портланд-цементов

В зиму 1930—31 гг. строительство Кузнецкстроя имело на своих складах весьма ограниченное количество цемента. В это количество входило ~ 2000 тонн цемента Яшкинского завода, невыдерживающего испытания на равномерность изменения объема. Сравнительно небольшой запас нормального цемента и стремление избежать перебоев в бетонных и железобетонных работах заставили рискнуть пустить в дело цемент с неравномерным изменением объема. Основанием к допуску его явилось следующее: как известно, неравномерность изменения объема, главным образом, происходит от содержания в цементе свободной извести „СаО“ (вследствие неправильности шихтовки сырьевой смеси, идущей в обжиг или же недожигания клинкера при производстве цемента*), которая „СаО“ при гидратации цемента, вступая во взаимодействие с водой, сопровождается местным увеличением объема, вызывая разрушения, искривления или появление сети (или радиальных) трещин на испытываемой лепешке. Такой цемент, примененный для изготовления бетона, обычно вызывает образование трещин на последнем.

В условиях постройки о свойстве цемента равномерно изменять свой объем, в подавляющем количестве, судят по результатам горячей пробы (кипячение лепешек). Интересно отметить, что присутствие до 3% свободной извести „СаО“ в цементе еще ничем не сказывается на испытываемых лепешках и только с 3% и выше „СаО“ начинает обнаруживать неравномерное изменение объема на образцах.

Вообще же процент содержания свободной „СаО“ в цементе может быть обнаружен:

а) больше 3%—стандартным испытанием на лепешках;

б) от 1,5 до 3%—по отношению $\frac{\text{активности}}{\text{врем. сопр. растяж}}$ нормального цементного раствора (стандартная методика);

в) от 0% и больше методом акад. А. А. Байкова или методом Лерга и Богга (измененный Эмлея)

Таким образом присутствие в цементе до 3% свободной „СаО“ нашей стандартной методикой испытания на равномерность изменения объема допускается и это количество ни на лепешках, ни на бетоне, изготовленном на таком цементе, отрицательно не сказывается. Если мы возьмем два цемен-

* Значительно реже неравномерность изменения объема вызывает магнезия или серный ангидрид в форме соединений.

та одного завода—один невыдержавший испытания на равномерность изменения объема и другой—выдержавший, то легко можно установить между ними такую дозировку, при которой лепешки приготовленные на смеси этих двух цементов испытание на равномерность изменения объема выдержат, т. е. количество свободной „СаО“ будет не больше 3% и если бы такой цемент был получен любой стройкой, то он был бы (после соответствующих испытаний) признан доброкачественным и пущен на ответственные бетонные и железобетонные работы.

Строительной лабораторией КМК целым рядом предварительных полных испытаний смесей двух цементов в разных соотношениях установлено, что в среднем добавка цемента с неравномерностью изменения объема в количестве 25—30 весовых частей к 75—70 частям нормального цемента ни на механической прочности образцов, ни на качестве лепешек не отражается.

В дальнейшем каждой цеховой полевой лабораторией на Кузнецкстрое брались следующие соотношения и проверялись в каждом отдельном случае равномерность изменения объема:

Портланд цемент нормальный	Цемент с неравномерным изм. объема
100%	—
—	100%
90%	10%
80%	20%
70%	30%
60%	40%

Из осторожности процент добавки цемента с неравномерным изменением объема к нормальному для производства несколько уменьшался и в среднем была принята дозировка 20—25 весовых частей цемента-брака на 80—75 весовых частей нормального (1 : 3 или 1 : 4).

При производстве работ необходимым условием было выставлено иметь у бетономешалки в цементном складе отдельные закрома и мерники для каждого цемента. Отмеренное количество каждого цемента должно загружаться в приемочный ковш бетономешалки по отдельности, отнюдь не допуская приготовления смеси из цементов в сарае заранее.

Бетон должен быть пластичной или литой консистенции (в жестких бетонах трудно равномерно смешать цементы), причем время перемешивания

должно быть увеличено ~ в 1,5 раза против нормального.

Всего строительством Кузнецкстроя было получено и израсходовано цемента невыдерживающего испытания на равномерность изменения объема:

Год	Завод портланд цемента	Общ количество бра-ка (приблизит.)	Израсх на бетон и железобетон (приблиз.)
1930—31	Яшкинский „Красный Строитель“	5000 тн	2000 тн
1932 г.	Яшкинский „Красный Строитель“	4500 тн.	2500 тн.
1933 г.	Гайдуковский „Победа Октября“	1280 тн.	1000 тн.
1934 г.	Яшкинский „Красный Строитель“	3200 тн.	2000 тн.
1935 г.	Яшкинский „Красный Строитель“	8300 тн.	1500 тн.
	Всего	22280 тн.	9000 тн.

Примечание: остальное количество (13280 тн) этого цемента было израсходовано на кирпичную, бутовую и бетонитовую кладки, штукатурки, подготовки и проч., а также часть его, вылежавшись на складах строительства, была пущена на ответственные бетонные и железобетонные работы самостоятельно как нормальный портланд цемент.

Всего уложено бетона ~ 60,000 куб. мт. на основных стройцехах: доменном, коксовом, мартеновском, прокатном и других. Составы бетона рассчитывались обычно как на цемента нормальном „00“. Кубиковая прочность контрольных образцов бетона вполне удовлетворяла проектной прочности.

Некоторые забетонированные элементы работают уже 5-й год и по наружному виду ничем не отличаются от бетона изготовленного на нормальном портланд-цементе.

На основе этого опыта Кузнецкстроя выдвигается следующее предложение: при получении стройкой цемента, невыдержавшего испытания на равномерность изменения объема, при пробе кипячением и при наличии нормального цемента этого же завода, во избежание перебоев в работе, возможно, смешав эти два цемента, пускать их в дело, предварительно установив испытаниями в полевой лаборатории нужную дозировку.

Геолого-разведочный отдел

Инж. А. М. КУЗЬМИН
Инж. А. И. СВИРИДОВ
Инж. Я. П. ТУНИН

(Отдел геолого-разведочных работ
Кузнецкого металлургического комбината)

К вопросу о генезисе Мазульского месторождения марганца

Как известно за последнее время в вопросе о генезисе марганца в Западной Сибири выявились в основном две точки зрения. Одна из них—накопление марганцевых образований в зоне коры выветривания, объясняет как результат длительного выветривания, которое имело место в конце мезозоя и в начале третичного времени. Выразителем этого мнения, господствующего среди работников Западно-Сибирского Края, был А. А. Васильев, который эту точку зрения конкретизировал в своей статье „Мазульское железо-марганцевое месторождение“¹⁾

Другая точка зрения на генезис марганцевых месторождений в Западной Сибири применительно к Бийскому району выявилась за последнее время и сводилась к тому, что образование месторождений марганца связывалось с гидротермальными про-

цессами. Однако, сторонники этого толкования, гидротермальным растворам, как таковым, отводили косвенную роль и считали, что гидротермальные растворы, будучи связанными с кислыми магмами, первоначально могли не содержать марганца, но затем, следуя вдоль основных интрузивных пород, или проникая в них, обмывая, выщелачивают и обогащаются марганцем, а потом отлагают его в виде плотной разности псиломелана. Подобные взгляды на генезис, например, Бостокского месторождения марганца высказал Г. Д. Афанасьев, начальник марганцевой партии Академии наук, который в качестве источника марганца видел жильные габбропорфириты, откуда гидротермальные растворы извлекали марганец.²⁾

¹⁾ Афанасьев Г. Д.—Отчет о результатах работ Бийского отряда Алтайско-Кузнецкой Геохимической Экспедиции Академии наук СССР 1932 г. Он-же: Отчет о результатах работ Ойротского марганцевого отряда за 1933 г.

¹⁾ Известия Зап. Сиб. Отд. Геолком т. IX вып. 3, 1929 года.

Такое представление Г. Д. Афанасьева о возможном генезисе марганца имеет чисто теоретический характер, и, вероятно, имеет место в общей геохимии земной коры, но едва ли подобные процессы могли благоприятствовать крупным накоплениям марганца в верхних зонах. Наоборот, со стороны ряда научных работников Западно-Сибирского Края были высказаны возражения. По крайней мере А. А. Васильев после осмотра ряда месторождений марганца ЮЗ. части Горной Шории в СВ. Ойротии, изученных Г. Д. Афанасьевым, относит их к Никулинскому типу, ибо он не нашел никаких убедительных доказательств в гидротермальном способе их образования³⁾. А. А. Месянинов, производивший геолого-разведочные работы на Бостокском месторождении марганца, также не нашел возможным присоединиться к точке зрения Г. Д. Афанасьева.⁴⁾

А. М. Кузьмин в своей статье „Проблема марганца в Горной Шории“, подвергнув критике соображения Г. Д. Афанасьева, присоединился к общей господствующей точке зрения, но в то же время высказал соображения, что помимо марганца, содержащегося в очень небольших количествах в изверженных и осадочных породах, как первоисточниках марганцевых месторождений коры выветривания, необходимо искать и иные более богатые источники марганца в виде скоплений метасиликатов и карбонатов, которые могут иметь гидротермальное происхождение.

Имеется еще третий взгляд на генезис современных сибирских месторождений марганца, согласно которому источником марганца Мазульского и Никулинского месторождений являются концентрации его типа Чиатур⁵⁾. Эта точка зрения, высказанная почвоведом Р. С. Ильиным, имеет сугубо теоретическое значение, является искусственной и ни в какой мере не вытекает из фактических данных.

Таково было состояние вопроса о генезисе марганца в Западной Сибири до последнего времени. Однако, дополнительные разведки, проведенные в 1934—35 г.г. Кузнецкстроем на Мазульском руднике и эксплуатационные работы на этом же месторождении, дали новые материалы для суждения о генезисе данного месторождения, в прошлом детально изученного А. А. Васильевым, согласно возрению которого месторождение Мазульского марганца относилось к элювиально-метатетическим или к категории месторождений выветривания диалитическим. Источником марганца являлись зеленоватые туфогеновые породы и порфириды основного характера, которые, по немногим анализам, не содержали окиси марганца более одного процента. В результате длительного и глубокого выветривания, имевшего место в течение третичного периода времени, марганец эффузивных образований выщелачивается в виде бикарбонатов, которые спускаются вниз по системе трещин, связанных с расщепкой и общей трещиноватостью пород и при подходящих условиях отлагаются, образуя скопления рудного вещества в массе разрушающихся коренных породах, типичные для этого вида генези-

са в виде неправильных различной величины чашеобразных форм, развивающихся преимущественно в поле порфиритов и их туфогеновых образований. По поводу некоторой односторонности освещения Мазульского месторождения А. А. Васильев справедливо отмечает, что по необходимости немногочисленные анализы пород, развитых в пределах месторождения, не дали ему возможности правильно решить вопрос как в отношении генезиса самого месторождения, так и в отношении первичного источника марганца.

Прежде чем изложить новые данные и соображения о генезисе Мазульского месторождения марганца, вкратце остановимся на геологической обстановке района самого месторождения. В основном этот район слагается мраморами, метаморфическими породами и кварцитами. Кое-где вблизи от месторождения имеются небольшие тела в виде жил и штоков габбродиоритов и габбродиорит-порфиритов. Возраст данных пород, за исключением интрузивных образований, одними определяется как докембрийский, другими как кембрийский.

Основными породами в районе месторождения являются известняки, которые обычно мраморизованы, окрашены в серый, темносерый до черного цвета и обладают мелкозернистым строением. В некоторых участках они явно мелко и тонкослоисты и плейчатоизогнуты; падают на северо-запад.

Метаморфические породы обычно плотны, окрашены в грязнозеленоватый и серый цвет, вследствие появления местами тонкого пропитывания гидратами окиси железа принимают смоляной блеск. Иногда подобные породы принимают брекчиевидный характер. Данные породы А. А. Васильев относил к порфиритам и туфогеновым образованиям основных лав. Детальное изучение этих пород с участка VI—VII гнезд под микроскопом, произведенное нами, показало, что они оказываются метаморфизованными и в главной своей массе сложены тонкочешуйчатым агрегатом серицита с высокой поляризационной окраской. Кроме того, в шлифе из образца аналогичной породы, взятого из шурфа № 240, порода оказалась сложеной нацело чешуйчатым агрегатом серицита, среди массы которого в отдельных участках удается заметить уцелевшие от замещения скопления зерен альбита.

В другом шлифе из образца, полученного из шурфа № 232, видно, что метаморфическая порода слагается тем же агрегатом серицита, в поле которого кое где заметны уцелевшие от полного замещения редкие зерна кварца и альбита.

Таким образом, наблюдения показывают, что принимаемые за порфириты и туфобрекцию породы оказались метаморфизованными, при чем преобразованию, повидимому, подверглись альбититы, или альбитит—порфиры, которые сами образовались в результате сначала аутометаморфизма и первичных интрузивных пород, а затем под влиянием гидротермальных растворов претерпели дальнейшие соответствующие изменения.

Из других особенностей рассматриваемых метаморфических пород отметим, что в них в форме небольших скоплений жилок и одиночных кристаллов встречался пирит в виде кубиков и комбинаций куба, пентагонального додекаэдра и октаэдра, псевдоморфозы бурого железняка и гетита по которому кое-где удается наблюдать. Сами породы

³⁾ Васильев А. А.—Марганцевые руды Зап. Сибири. Полезные ископаемые Зап. Сиб. края. Том 1, 1934 г.

⁴⁾ Месянинов А. А.—Некоторые марганцевые месторождения Северной Ойротии и Горной Шории. Вестник Зап. Сиб. ГГГ Треста.

⁵⁾ Ильин Р. С.—О рыхлой толще области верховой рек Сыды и Шуши. Вестник Зап. Сиб. ГГГ Треста 1934 г. вып. 1.

подвергаются окварцеванию, рассекаются жилками кварца, халцедона и карбонатами тяжелых металлов. Это последнее обстоятельство и последующее выветривание обусловили появление псевдобрекчий. Сами метаморфические породы в значительной степени подверглись каолинизации с превращением, частично, в чистые каолины с содержанием Al_2O_3 —38,18% и SiO_2 —45%, среди которых местами уцелели неразрушенные плотные зеленоватые алюмосиликатовые породы.

Третьей разновидностью пород, которая характерна как для самого месторождения, так и для района Мазульского месторождения, являются микрокварциты. Последние представляют обычно темносерые, серые и беловатые очень плотные породы, под микроскопом представленные субмикроскопическим агрегатом кварца, часто с неравномерным строением, который сечется различной степенью густоты сетью тонких жилок кварца, халцедона, родохрозита сидерита и, возможно, сульфидов. Микрокварциты в данном районе пользуются достаточно широким распространением, но сколько нибудь крупных скоплений непосредственно в районе месторождения они не образуют. В отдельных участках к западу и востоку кварциты встречаются в заметно большем количестве.

Микрокварциты, как показывает изучение ряда шлифов, генетически представляют собой метасоматические образования, при чем силификации подвергаются в одинаковой степени как метаморфизованные породы, так и известняки. Подобный процесс в известняках начинается с того, что порода в отдельных случаях прорезается сетью жилок, которые, раздуваясь, способствуют образованию скоплений кварцевого материала, а местами дают неравномерно распределенные в известняках округлые и овальные скопления зерен кварца, напоминающие кокардовые текстуры. Кроме того, в отдельных участках известняка наблюдаются сплошные массы, представленные тонкозернистым и крипнокристаллическим агрегатом кварца.

Силицификация метаморфических пород в общем имеет тот же характер, что и в известняках, указывая на то, что этот процесс совершался длительно и в несколько приемов. Далее, имеются некоторые основания считать, что сами кремнеземистые гидротермальные растворы не обладали высокими температурами. Так, при изучении шлифа породы из рассечки № 2 шурфа № 237 удалось наблюдать следующее. Силицифицированная метаморфическая порода с обычным для микрокварцитов характером получила сланцеватое строение. Последующие растворы кремнезема, следуя по сланцеватости, подчеркнули сланцеватое строение. Более поздние кремнеземистые растворы, проникая в породу по трещинам, вызывают здесь дополнительную силицификацию, приводящую к образованию неравномерно зернистой структуры и укрупнению отдельных зерен кварца. Кремнеземистые растворы, поступающие позже, способствовали образованию халцедона в виде очень мелких достаточно хорошо различимых сферолитовых образований, как выполняющих нацело трещины, так и выделяющихся в виде каем на поверхности тяжелых карбонатов.

Таким образом, окварцевание, в отличие от представления А. А. Васильева, имеет иной характер

и как показывают разведки, типа сплошного окварцевания пород, залегающих под месторождением, не наблюдается. Кремнеземистые растворы являются тесно связанными с интрузивными породами, которые сами подвергаются в дальнейшем соответствующим изменениям и метасоматозу.

Далее, ряд интересных данных был получен в плоскости разреза (фиг. 1), который проходит через шурфы №№ 236 и 230 гнезда VI, давая несколько иное представление о форме рудного тела этого гнезда, по сравнению с таковой на основании данных работ в 1928 г. Шурфом № 236 (фигура 2) и горными работами на горизонтах 295—285 м. абсолютной высоты вскрыты алюмосиликатовые метаморфические породы, затронутые в различной степени каолинизацией. Под ними и в них непосредственно залегает рудное тело, сложенное кислородными соединениями марганца. Выработка достигла на 253,3 м. уровня грунтовых вод, не выйдя из оруденелой зоны. Данный шурф вместе с тем дает представление о более сложном строении рудного тела, чем это представлялось раньше. По крайней мере, первые 4 м. шурфа № 236 слагаются собственно оруденелыми каолинизированными породами, в которых количество марганца увеличивается сверху вниз от 7,86% до 22,22%. Ниже, на протяжении 12,5 м. шурфом пройдены богатые руды с содержанием марганца от 30,61% до 43,19%. Следующие 15 м. шурф прошел по каолинизированным метаморфическим породам, которые местами силицифицированы, представляя собою плотные микрокварцитовые разности, иногда со струйчато-распределенными чешуйками серицита. Грязнозеленые образования, встреченные на горизонте 260 м. абсолютной высоты в виде какой то глыбы и, принимаемые ранее за эффузивно-туфогеновые образования, в действительности представляют отчасти силицифицированную серицитовую породу, которая рассекается сетью жилок кварца, жилками халцедона и родохрозита с кристалликами родонита. Надо полагать, что пониженное содержание марганца в нижней половине шурфа объясняется наличием небольшого количества жилок родохрозита, который был исходным материалом марганцевого оруденения.

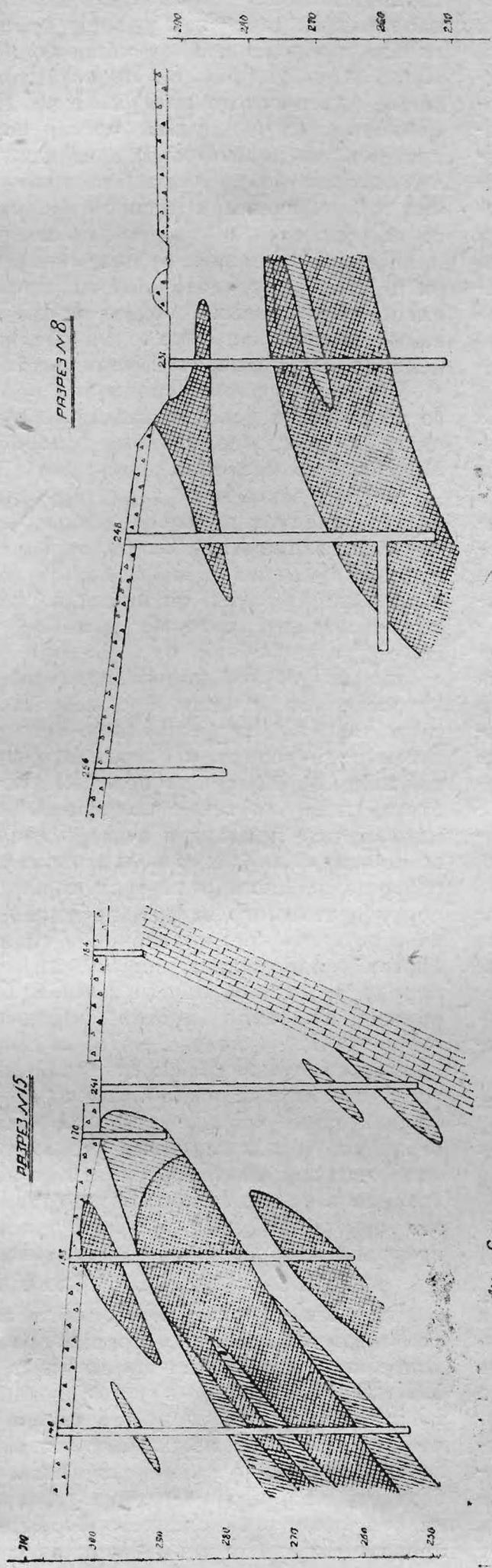
Присутствующее железо, в количестве около 15%, частично было связано в виде сидерита, частично же в виде пирита, отдельные кристаллики которого кое где удается встречать в форме псевдоморфоз.

Рассечка из этого шурфа на горизонте 265 м. прошла по каолинизированным породам, которые несут невысокий процент марганцевых руд.

Шурф № 230 прошел в каолинизированных породах и каолинах, в немногих участках которых сохранились родохрозитовые породы, принимаемые ранее за доломитизированные известняки. Марганцевые руды, главным образом, в виде окислов и гидроокисей распределены неравномерно по всей длине шурфа, который, кстати сказать, из-за грунтовых вод был остановлен в родохрозитах.

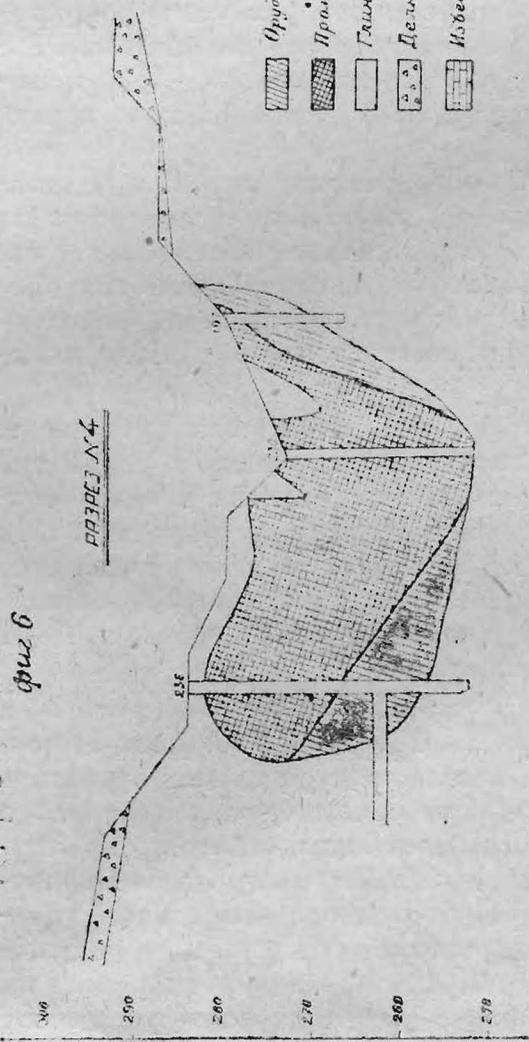
Из рассмотрения формы рудного тела ясно вытекает, что первичное рудное вещество отлагалось под покрывкой, к настоящему времени уничтоженной лишь частично эрозией и открытыми работами, образуя тело падающее на СЗ. Этот мотив выдерживается и в соседних разрезах. Например, шурф

К вопросу о генезисе Магурского м-ния
карташца



Фиг. 6

РАЗРЕЗ № 4



Фиг. 5

Легенда

- Оруденные породы (Ма от 10-15%)
- Промышленные руды Ма > 15% и Мп от 5-10% при Fe-Mn
- Глины, коалинитовые породы
- Доломит
- Известняки

ГЕОЛОГО-РАЗВЕДОЧНЫЙ ЛОСЕЙ МАГУРСКИЙ Г-Р ПАРТИЯ 1955. (карташца)		РАЗРЕЗЫ ПО РАЗВЕДОЧНЫМ ЛИНИЯМ	
Составил:	И.И.И.	Масштаб:	1:10000
Чертил:	В.И.И.	Издана и выпущена:	1955
Проверил:	В.И.И.		
Утвердил:	В.И.И.		

Фиг. 4

№ 234 прошел по каолинизированным породам не менее 7,5 м. прежде чем встретил рудные массы.

Шурф № 237 (фиг. 3), находящийся в линии с шурфами №№ 236 и 234 дает следующую картину. Более богатые марганцевые руды представлены в нижней половине шурфа, начиная с 13 м., причем в интервале 18—20 м. слабо оруденелые на вид породы дали 15% марганца, что ясно указывает на наличие здесь скоплений родохрозита, который на горизонте с 20 м. до 24 м., сохранившись от окисления, как бы в виде шапки прикрывает богатые окисленные марганцевые руды. Отношение кислородных соединений марганца к родохрозитам хорошо видно в рассечке, заданной на горизонте 258,5 м. абсолютной высоты, где среди окисленных участков богатых руд сохранились неправильной формы зернистые массы, нацело сложенные карбонатом марганца. При этом хорошо видно, как окисленные части в виде жилочек встраиваются в сплошной родохрозит.

Очень интересным также является шурф № 248 (фиг. 4), пройденный к северу вне рудного геологического контура, даваемого А. А. Васильевым для гнезда VI. Здесь шурф с 5 до 25 м. прошел в плотных породах, пронизанных тонкой, не особенно привлекающей внимание, сеткой окислов марганца и бурых окислов железа, несущих ржавые пятна и примазки. В интервале с 11 до 14 м. кислородные соединения марганца в форме очень мелких линзочек скапливаются в несколько большем количестве. По этой причине данный горизонт был опробован и средняя проба показала 16,25% марганца и 14,68% железа. Просмотр пород горизонта позволяет установить, что отдельные твердые участки его слагаются сероватобrownым родохрозитом, частичный анализ которого показал: марганца 34,46%, железа 3,28%, глинозема 3,41%, кремнезема 5,81%, фосфора 0,25%, потери при прокаливании 30,64%.

Родохрозит из данного участка шурфа представляет плотную сероватобrownую и желтоватобrownую разновидность. Структура микросферолитовая. Ржавые пятна на образце и в шлифе являются продуктом разложения сидерита, который в родохрозитовых породах присутствует в небольшом количестве.

На 42,5 м. среди богатой руды были встречены останцы мелкозернистого родохрозита с розоватой окраской. Окислы марганца и железа в виде мелких жилочек вторгаются в массу родохрозита. Под микроскопом порода останца, нацело сложенная карбонатом марганца с небольшой примесью сидерита, представляет собой случайно уцелевшее от окисления образование.

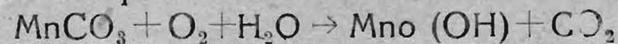
Разрез через шурфы № 248 и № 231 (фиг. 5) и разрез через шурфы № 236 и № 230 (фиг. 1) совместно с другими данными шурфов и разрезов в пределах VI гнезда дают ясное представление о том, что скопления рудных масс, залегающие преимущественно в метаморфизованных породах, образуют формы концентрации рудного вещества, которые не могут быть целиком объяснены поверхностными процессами. Соотношение родохрозита и кислородных соединений марганца ясно указывает на то, что вторые образуются за счет карбоната марганца, как минерального соединения нестойкого в условиях выветривания. Нахождение родохрозита за пределами участков марганца показывает,

что он в свое время имел более широкое и неравномерное распространение, о чем говорят изученные отдельные образцы метаморфизованных пород.

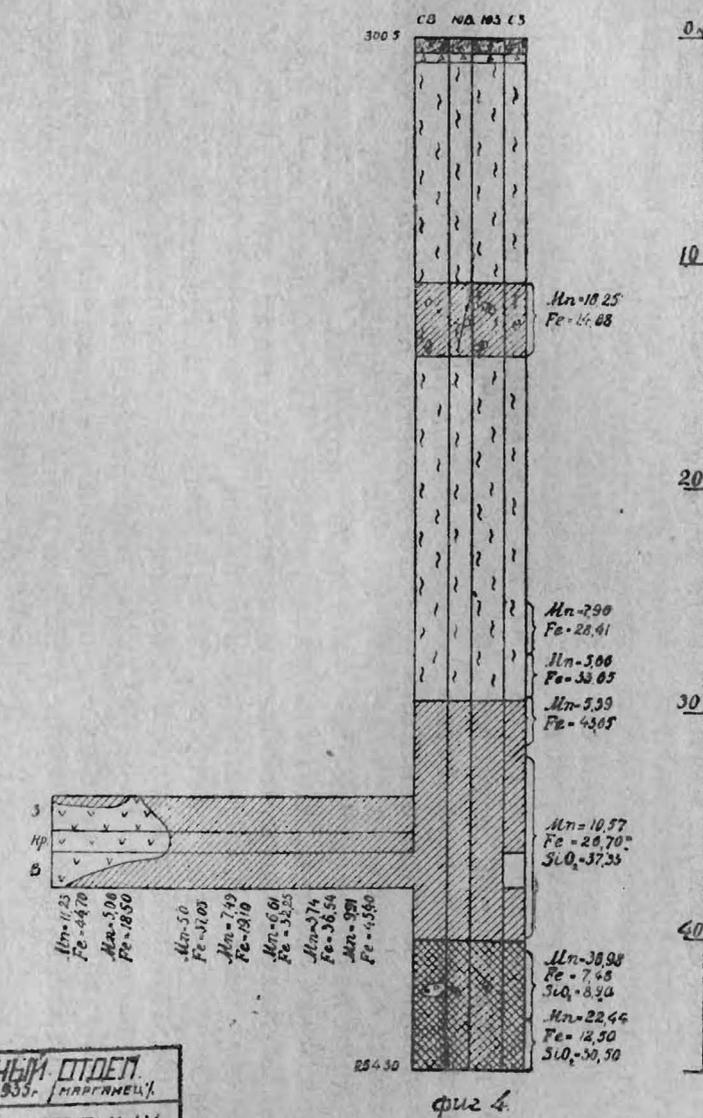
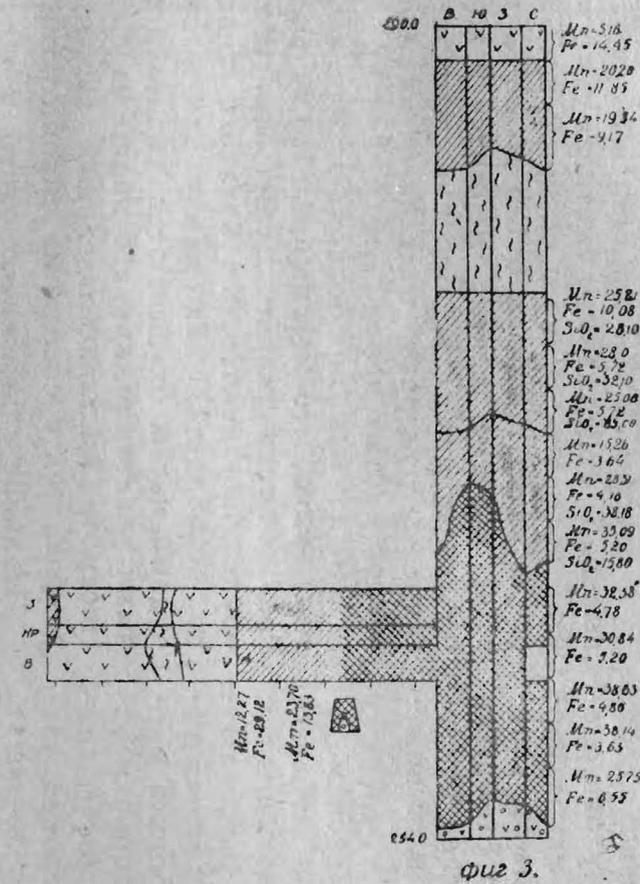
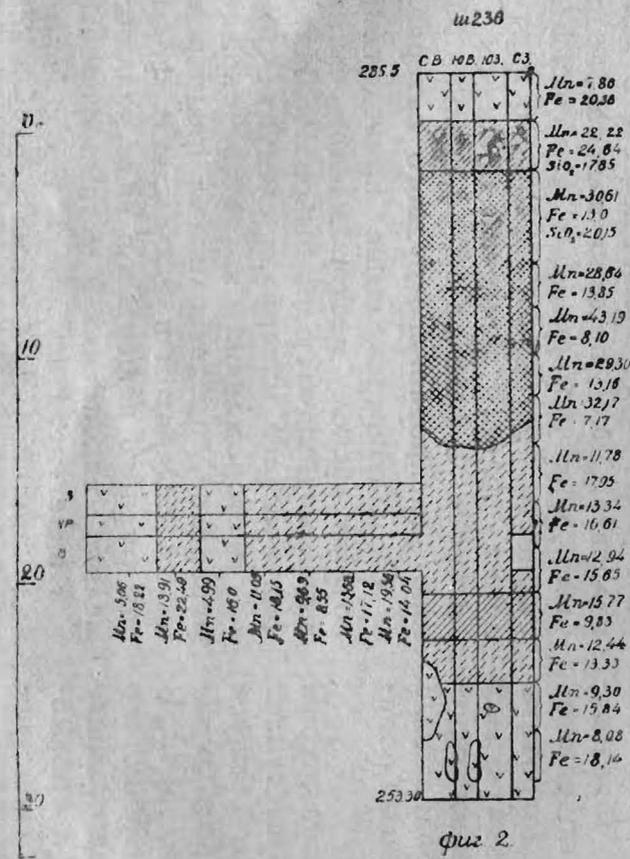
Однако, форма гнезда VI еще далеко недостаточно выявлена. Дополнительный материал в этом направлении дает нам разрез через VII рудное гнездо, проведенный по линии шурфов №№ 140, 153, 170 и 241 (фиг. 6). Не останавливаясь на описании фактического материала по данным выработкам, отметим, что рудные массы, концентрируясь в практически заметных количествах, образуют тела, которые более или менее тупо заканчиваются или заканчивались к дневной поверхности и полого погружаются в северном и северо-западном направлении. Отдельные рудные скопления разделяются и сами сосредоточены в каолинизированных алюмо-силикатовых породах. Кроме того, как показали исследования, гнездо VI соединяется с VII на некоторой глубине от поверхности.

Подобные формы скоплений первичного рудного вещества и условия залегания рудных тел, склоняют к гидротермальному способу образования Мазульского месторождения.

Чтобы закончить характеристику VI рудного гнезда, следует привести данные, на которые обратил внимание А. И. Свиридов. По сообщению последнего в VI гнезде, примерно на горизонте 256 м. абсолютной высоты, он наблюдал вскрытые красноватые породы, которые в забое через короткий промежуток времени, от 2 до 4 месяцев, оказались покрытыми тонкой коркой **манганита**. Сама порода представляет отчасти брекчиевидное образование, сложенное преимущественно мелкозернистым агрегатом родохрозита, пронизанного сетью бурой окиси железа. Подобные породы, как пустые, шли в отвал, где они также покрывались тонкой коркой **манганита** и придавали отвалу черный характер, напоминающий как бы отвалы псиломелановых руд. Быстрое появление марганцевой корки, напоминающей корку пустынного загара, побудило А. И. Свиридова поставить ее появление в связь с возможным марганцесодержащим веществом, находящимся в породе и дать образцы в анализ. Привезенный им образец подобной „пустой“ породы показал: марганца—30,11%, железа—9,78%, глинозема—2,38%, кремнезема—4,46%, окиси фосфора—2,27% и потеря при прокаливании 28,36%. Таким образом, существенная часть образца из карьера гнезда VI оказалась представленной родохрозитом. Отсюда ясно, что карбонат марганца, как нестойкое образование в условиях коры выветривания окисляется; это окисление идет легче в присутствии воды и приводит к образованию **манганита**.



Выделение углекислоты объясняет очень просто и другой факт—„угорание“ рабочих при проходке шурфов, как во время разведочных работ в 1927/28 гг., так и в период разведок с 1933 по 1935 год. „Угорание“ нужно теперь объяснить тем, что при проходке некоторых участков шурфов имело место обильное выделение газа. Едва ли можно считать, что это выделение углекислоты происходило в связи с окислением вскрытых шурфом родохрозитовых участков. Правильнее полагать, что шурфы вскрывали скопившиеся газовые горизонты, образовавшиеся в результате длительного окисления карбонатов марганца и получившийся при этом газ не успевал проникать через каолинизирован-



Легенда.

- Поверхный слой
- Доломит
- Глины
- Метаморфизированные породы
- Кварциты
- Железные породы (Мн от 10% до 15%)
- Марганцевые руды II сорта (Мн от 15% до 30%)
- Марганцевые руды I сорта (Мн от 30% и выше)
- Родохрозитовые руды

ГЕОЛОГО-РАЗВЕДОЧНЫЙ ОТДЕЛ МАЗУЛЬСКАЯ Г-Р ПАРТИЯ 1935. МАРГАНЕЦ.			
ЗАРИСОВКИ ХАРАКТЕРНЫХ ШУРФОВ			
Составлял	Иллюстрировал	Масштаб	
Чертил	Иллюстрировал	27/3	
Проверил	Иллюстрировал	Индекс № 100 00	
Утвердил	Иллюстрировал		

ные породы. Обычно подобные скопления газов, судя по угарным участкам проходным шурфами, располагались над более или менее богатыми участками руд, что, конечно, вполне естественно.

В дополнение к сказанному приведем несколько кратких описаний как самих образцов, так особенно их микроскопической картины. Образец, взятый из шурфа № 248 с глубиной 43 м, как отмечалось уже выше, представляет уцелевший от окисления остаток мелкозернистого родохрозита розоватой окраски. В сплошную массу родохрозита внедряются жилочки окислов марганца и красной окиси железа. В шлифе порода почти нацело слагается родохрозитом с примесью небольшого количества сидерита. Марганцевое вещество в виде окислов замещает местами родохрозит. Красная и буроватая окиси железа в виде жилочек и бесформенных скоплений, беспорядочно распределены в поле шлифа. Возможно, окислы железа частично обязаны сидериту, но большая часть их, вероятно, своим первоисточником имеет сульфиды, которые в виде псевдоморфоз по пириту видны в шлифе. Присутствие меди, устанавливаемое анализом, а иногда в виде малахитовых образований, ясно указывает на возможное присутствие в породах сульфидов.

В шлифе из образца, взятого из рассечки № 2 шурфа № 237 видно, как метаморфизованная серицитовая порода подвергается обычному окварцеванию и образованию кристаллической микрокварцовой разновидности кварцевых роговиков, которая рассекается жилками, существенно сложными халцедоном и карбонатом марганца. Более внимательное изучение данного шлифа вскрывает следующие детали.

Сплошные участки силицифицированной метаморфической породы рассекаются, как обычно, тонкими жилочками кварца и все вместе взятое и участки самой метаморфической породы рассекаются трещинкой, вдоль стенок которой тянется узкая полоска—корочка зернистого карбоната марганца. На внешней поверхности этой корочки отлагается такая же, примерно, узкая полоска, сложенная полурадially лучистым халцедоном. Затем растворы отлагали кремнезем и родохрозит. При этом халцедон, выполняя трещинку, местами выделялся в виде микросферолитовых образований, в массу которого оказались включенными отдельные сферолитовые образования родохрозита. Местами вместо халцедонового вещества жилка представлена таким же мелкозернистым агрегатом родохрозита. И, наконец, вышеописанные образования секутся в свою очередь жилками родохрозита с примесью сидерита.

В шлифе, изготовленном из образца шурфа № 236 взятого на глубине 27 м, ясно выступает субмикроскопический агрегат кварца и чешуек серицита. Породы рассекаются жилками родохрозита с примесью некоторого количества сидерита. В ряде точек шлифа, в массе радиально лучистого агрегата родохрозита, видны хорошо образованные кристаллы и кристаллики в виде таблиц и призмочек минерала, из которых: таблитчатые сидят непосредственно на стенках трещин, а призматические—преимущественно вкраплены в карбонат. Высокий показатель преломления, низкая интерференционная окраска (не выше 0,010), и косое погасание во всех положениях позволяют отнести этот мине-

рал к родониту. Таблитчатые кристаллы родонита в шлифе ясно зональны с малой разницей в угле погасания для каждой зоны.

В шлифе из образца шурфа № 232 с глубины 40,5 м. видно, как неравномерно зернистый агрегат кварца пронизывается сложной сетью карбоната марганца и железа, а местами порода нацело замещается ими, при чем преимущественно замещению подвергаются наиболее мелкозернистые участки породы.

В шлифе из метаморфической породы шурфа № 262 гнезда ясно видны мелкие сферолитовые образования родохрозита, включенные в кварцевосерицитовый агрегат.

Что касается распределения металлов марганца и железа по выработкам, то той закономерности, которую подметил А. А. Васильев, подтвердить не удается. По крайней мере при рассмотрении данных опробования по шурфам №№ 236, 237 и 248 видно, что в шурфе № 236 богатые марганцевые руды на протяжении 17 м. лежат непосредственно под каолинизированными породами; ниже как в вертикальном, так и в горизонтальном направлении содержание марганца спускается ниже 15% и держится более или менее устойчиво. То же следует сказать и о железе, количество которого по всему шурфу более устойчиво, чем марганца.

В шурфе № 237 марганцевые руды отличаются высоким содержанием металла марганца, количество которого, судя по средним пробам, колеблется в узких пределах от 25 до 38%, тогда как на этом участке железо держится в количествах не превышающих 7%. Верхний участок бедных марганцевых руд резко отделен от нижележащих горизонтов пустых пород.

По данным опробования шурфа № 236 (см. чертеж) видно, что марганцевые руды распределяются крайне неравномерно. Дудка № 7 показывает, что оруденение некоторого богатого участка одинаково ослабляется как книзу так и кверху. Чаше рудные массы оказываются разделенными безрудными участками, как это видно на фигурах 5 и 6. Пестрота состава отдельных горизонтов хорошо увязывается с соседними выработками.

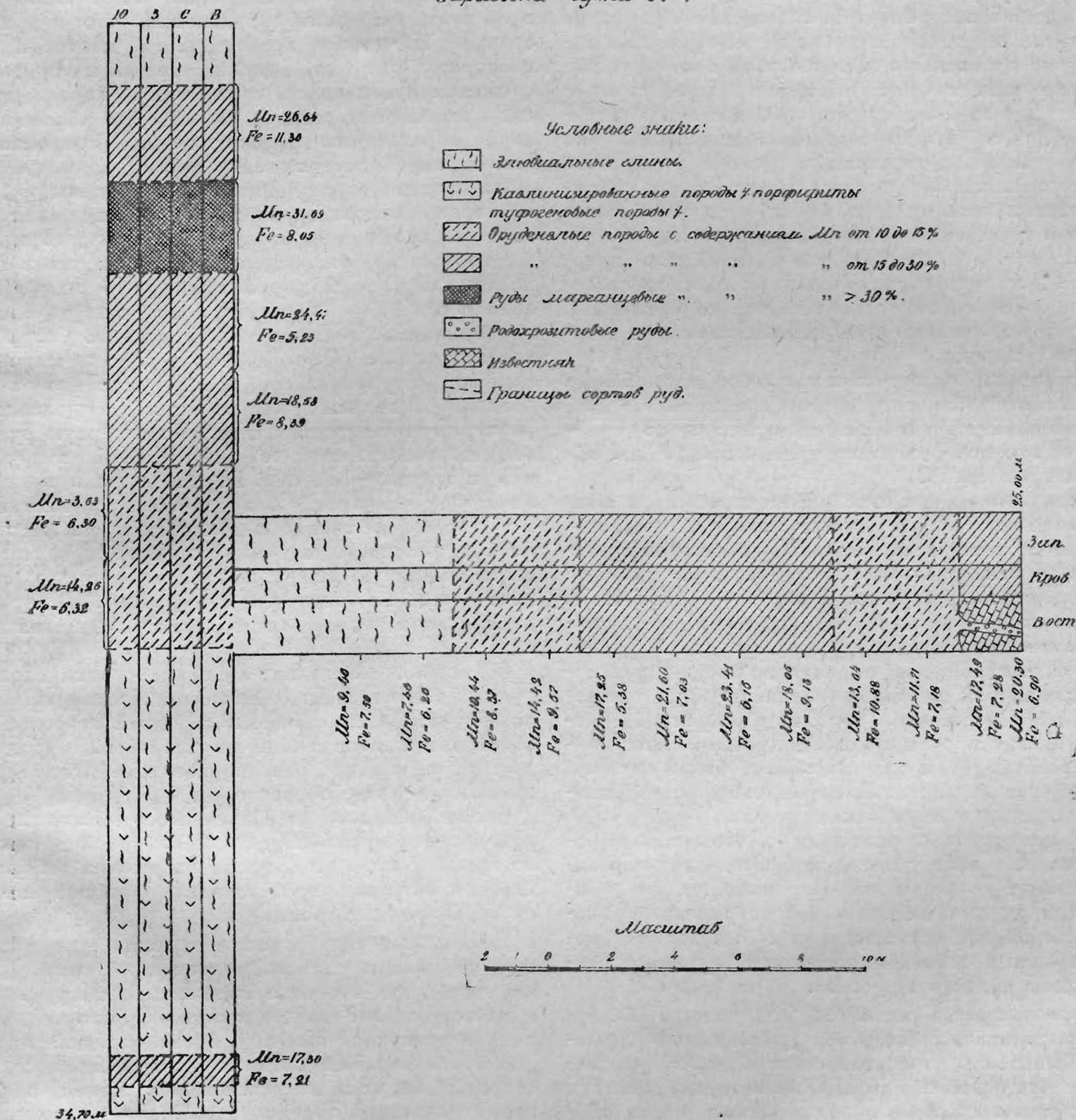
Наличие связи кислородных соединений марганца с родохрозитом дает вместе с тем возможность полагать, что первоначальное распределение руд было неравномерным и что окисленные руды в сущности повторяют первичную картину распределения рудного вещества, процессы выветривания которого в главной массе свелись лишь к окислению фиксированного рудного материала.

Ограничиваясь выше приведенным материалом по Мазульскому месторождению, можно перейти к вытекающим отсюда выводам. Из рассмотрения фактического материала следует, что генезис этого месторождения является сложным. Комплекс минералов, представленных родохрозитом и родонитом, сидеритом и сульфидами, формы концентрации рудного вещества в виде различной величины мелких вкраплений в метаморфизованных породах и в виде гнезд штоков и тел с ясно выраженным падением на СЗ, а также неравномерность и сложность концентрации карбонатов марганца, как исходного продукта, сочетание марганцевых карбонатных руд с халцедонами и другими кварцевыми образованиями и, наконец, сопровождающие рудные скопления каолины, все это вместе взятое

говорит о том, что Мазульское месторождение марганца первоначально являлось гидротермальным и по существу родохрозитовым. Образование микрокварцитов, напоминающих собой жильные кварцевые роговики, наличие халцедона и тяжелых карбонатов склоняет к мысли, что гидротермальные растворы отвечали по своему характеру эпитеpмальным.

Район месторождения в основном сложен мощной толщей мелко и тонкослоистых известняков. В последние вторглись интрузивные породы в форме различных тел, небольших по своей величине размеров, подобных тем, которые имеются в районе р. Мазульки и особенно р. Каменки. Они могли быть представлены не только авгитовыми габбродиоритами и габбродиоритпорфиритами, но

Зарисовка бурки № 7



В том виде, в каком месторождение известно в настоящее время, оно несет ясные следы вторичных поверхностных процессов, связанных с более поздними геологическими событиями. Эти вторичные процессы в главной своей массе привели к окислению карбонатов и отчасти затушевали первичный генезис месторождения.

Общая геохимическая картина для Мазульско-го месторождения рисуется в следующем виде.

здесь могли встретиться тесно связанные с ними дифференциаты в виде сиенитов и граносиенитов. Интрузивные породы в результате аутометаморфизма приняли сначала характер альбититов, а затем, подвергшись дальнейшим изменениям, получили характер глубокоизмененных серицитизированных пород, в массе которых кое где сохранились альбитизированные участки первичных пород, при

чем, местами в этих измененных породах также можно видеть незамещенные зерна кварца.

Последующие гидротермальные растворы сначала оказываются богатыми кремнеземом, каковое обстоятельство приводит к силификации серицитизированных пород и вмещающих их мраморов и обуславливает соответственно появление микрокварцитовых образований.

Как следует из изучения микрокварцитов, последние, обладая часто крипстокристаллической структурой, оказываются разбитыми жилками кварца, халцедона и карбонатов. Выделение карбонатов марганца в отдельных случаях перемещается с выделением кремнезема. Это со всей очевидностью говорит о том, что метасоматический процесс силификации и карбонатизации продолжался относительно долгое время, определяемое становлением самого интрузивного тела в целом, и что этот гидротермальный процесс прерывался время от времени тектоническими подвижками, которые обуславливали в породах создание соответствующей трещиноватости, необходимой для дальнейшего прерыванного движения гидротермальных растворов, содержащих в своем составе не только кремнезем, но и карбонаты марганца, железа, силикаты марганца и сульфиды.

Родохрозиты, сидериты и возможно изоморфные соединения карбонатов марганца и железа в данном месторождении отлагались в несколько приемов, как это ясно из рассмотрения шлифа из образца шурфа № 237.

Из ознакомления с отдельными шурфами и шлифами ясно также, что кремнеземистый первоначальный состав гидротермальных растворов с течением времени обогатился карбонатами тяжелых металлов и позже перешел в нацело карбонатные.

В зависимости от характера рудоносных растворов в отдельные моменты отлагались марганцевые силикаты и карбонаты, образуя во вмещающих породах различной формы скопления рудного вещества, распределенного в породах в общем неравномерно. Между прочим можно подметить, что наиболее богатые руды залегают как бы в висячем боку измененных коренных пород, что хорошо заметно по отдельным выработкам.

Из рассмотренных фактов ясно, что наиболее богатые современные участки концентрации марганца отвечают участкам наиболее высоким по концентрации первичных руд и что современные кислородные соединения марганца в Мазульском месторождении в основном повторяют первичное распределение рудного вещества.

Гидротермальные растворы, содержащие бикарбонат марганца и железа при уменьшении давления и выпадения из растворов карбонатов марганца и железа освобождали H_2CO_3 , которая, действуя на серицитизированные породы, вполне могла обусловить каолинизацию алюмосиликатовых пород, создавая местами чистые каолины. Этот процесс каолинизации мог, конечно, идти и независимо от вышесказанного процесса, коль скоро гидротермальные растворы сами по себе содержали углекислоту.

Повидимому, характер этих гидротермальных растворов был еще более сложен. По крайней мере А. А. Васильев указывает, что в марганце Мазульского месторождения в качестве адсорбированных продуктов имеются никкель, медь, кобаль,

мышьяк, хром, золото и барий. При нашем представлении о генезисе месторождения надо полагать, что никкель, кобаль и мышьяк были вынесены в виде сульфидов. Часть железа и медь также были вынесены в виде сульфидов. Хром и фосфор вынесены в виде хроматов и фосфатов, что для этого характера месторождений вполне возможно.

Сложность химического комплекса Мазульского месторождения еще более возрастет, если мы попытаемся имеющиеся месторождения свинца и, возможно, цинка в хребте Арга генетически связать с той же фазой оруденения, что и для Мазульки. Наличие в хребте Арга месторождений флюорита дает нам дополнительный материал для суждения о возможной сложности и характере тех гидротермальных растворов, которые способствовали образованию первоисточника современного Мазульского месторождения марганца.

Из сказанного становится вполне понятно, что месторождение родохрозита на глубине может обогащаться сульфидами и стать нацело сульфидным.

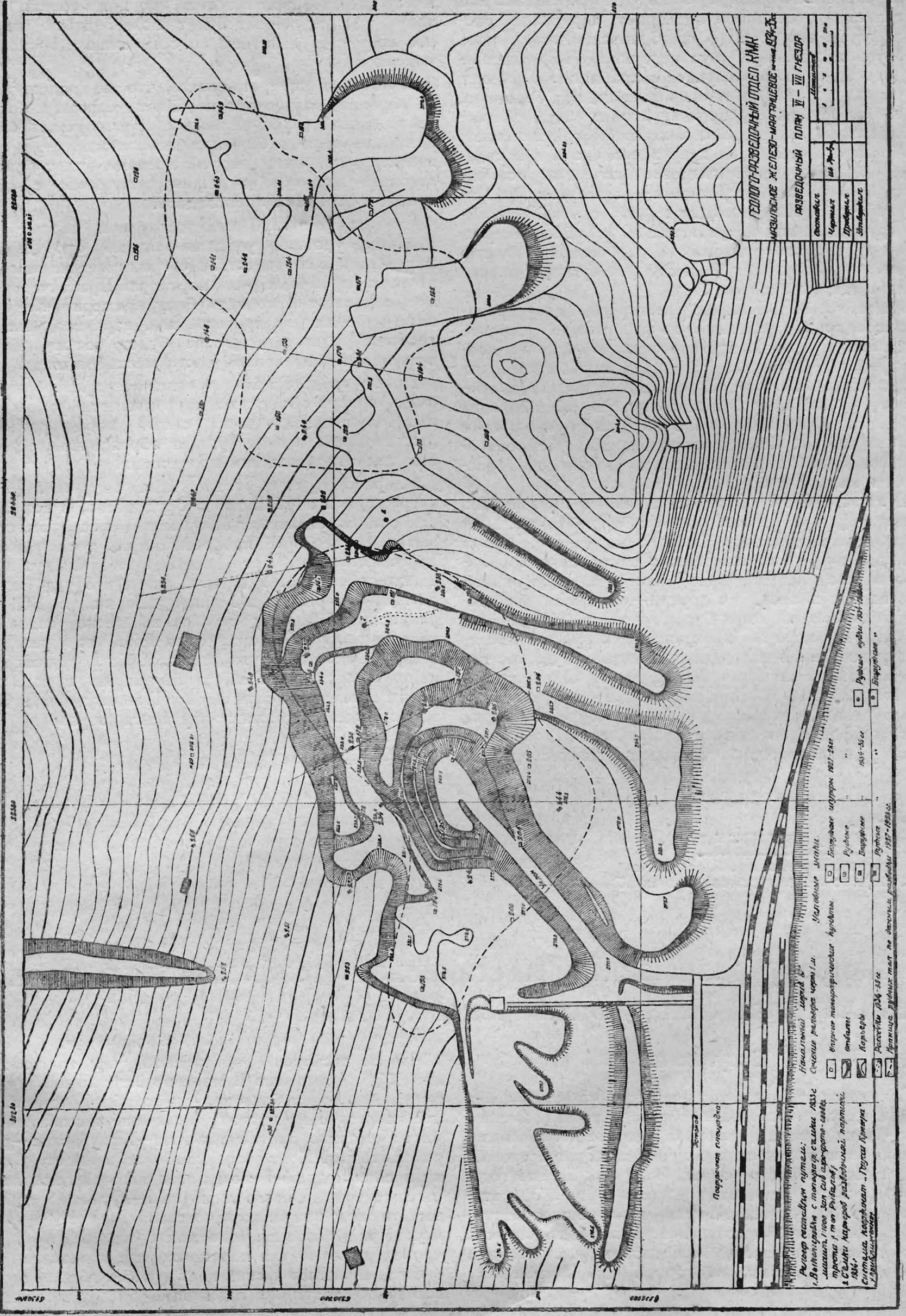
Что касается распределения рудных тел в районе Мазульки, то можно заметить, что вся рудная зона в основном вытянута в СВ. направлении и падает на СЗ. Главные массы рудного вещества, перемещаясь, повидимому, вдоль тектонической зоны, концентрировались преимущественно в трех почти параллельных направлениях, определяемых расположением рудных гнезд. Так, первую рудную зону составят гнезда VI-VII-VIII-IX-X, вторую—II и V и третью—I-IV-IVa. Первая рудная зона количественно является наиболее богатой марганцем. Во второй зоне гнездо II является преимущественно бурожелезняковым и, возможно, представляет собой железную шляпу, вернее окисленную часть месторождения богатого сульфидами. В третьей рудной зоне первое гнездо является одним из крупных.

Возможно, зонально-линейное распределение рудных тел отвечает тем тектоническим направлениям и моментам, которые, с одной стороны, способствовали вторжению интрузивных пород и с другой, несколько раз подновляясь, благоприятствовали движению растворов.

Время образования Мазульского месторождения родохрозита нужно отнести к глубокой древности, по крайней мере ко времени вторжения габбросиенитовой интрузии, представители которой имеются в районе месторождения.

Дальнейшая судьба месторождения определяется тем, что эрозия едва вскрывает его в самой верхней части, как это ясно вытекает из фигур 1, 5 и 6 и месторождение входит в сферу действия кислорода и поверхностных вод. Время проявления следов более ранней эрозии, вскрывшей впервые месторождение, пока не установлено. Более позднее время окисления родохрозитов Мазульского месторождения может определяться временем поднятия хр. Арга. По данным А. А. Васильева создание черных руд марганца имело место в конце мела или в течение палеогена.

Во всяком случае только вскрытое эрозией месторождение подвергается выветриванию, при чем карбонаты марганца и железа, разлагаясь, переходят в различные кислородные и гидратные соединения этих металлов. При этом миграция марганца и железа большого значения в регруппировке окислов марганца не имела и, как



ГЕОЛОГО-РАЗВЕДочный отдел НКМН
 ИРКУТСКОЕ ЖЕЛЕЗНО-МАРГАНИЦОВОЕ РУДНОЕ ПОЛЕ

РАЗВЕДочный план V - VII ГИЕОЛОГ
 1:50,000

Водоотвод	Шкала
Чертеж	1:50,000
Пробуренные	
Станции	

Полосы шпалы 1827-1828 гг.
 1827-1828 гг.
 1827-1828 гг.

Полосы шпалы 1827-1828 гг.
 1827-1828 гг.

уже отмечалось выше, имеющаяся концентрация и распределение марганца в виде кислородных его соединений в основном повторяет первичное распределение его в виде карбонатов. Разведочные работы показывают, что первичные марганцевые руды в большинстве случаев сохраняются в более глубоких горизонтах месторождения, и, вероятно, преобладают ниже уровня грунтовых вод. Обилие углекислоты над рудными скоплениями указывает, что процесс окисления идет энергично и в настоящее время. Изучение гидрогеологических особенностей на участке р. Каменка—р. Мазулька, р. Мазулька—р. Чулым показывает, что опускание уровня грунтовых вод не успевает за углублением рек, поэтому уровень грунтовых вод в северной части долин рек Мазульки, Каменки и Чулыма оказывается как бы висячим.

Рядом с выветриванием месторождения первичных соединений марганца *in situ* можно ожидать встретить в поле Мазульского месторождения концентрацию руд по типу характерному для коры выветривания, но этот тип скопления марганца, ввиду проявления энергичных процессов эрозии, едва ли мог играть сколько нибудь заметную роль в данном районе. Относительно широкое распространение валунов марганцевых руд указывает на расчленение их эрозией.

В заключение следует остановиться на выводах, вытекающих из новых данных о месторождении Мазульского марганца. Как нам известно, рудными минералами месторождения, с одной стороны, являются соединения в виде окисей и гидроокисей марганца и железа, а с другой—мы имеем различной величины скопления родохрозита и сидерита. К сожалению, роль родохрозитовых руд в пределах разведанной площади количественно до настоящего времени не могла быть учтена. Однако, отмечая указания А. И. Свиридова в отношении шестого гнезда, „угарные участки“ в шурфах и ряд находок родохрозита в шурфах разведок 1934/35 г.г., роль родохрозитовых образований в месторожде-

нии должна быть, скромно говоря, значительной и имеются основания ожидать, что ниже уровня грунтовых вод родохрозит будет пользоваться не менее широким развитием по сравнению с окислами марганца.

Мало того, следует думать, что к родохрозиту на глубине, коль скоро карбонат марганца очень тесно связан с кремнекислыми растворами, будет примешиваться в большем количестве, чем пока известно, родонит, который местами будет присутствовать возможно в равном количестве с родохрозитом или даже преобладать.

Что касается глубины простираения марганцевых руд ниже уровня грунтовых вод, то оно должно находиться в соответствии с принимаемым нами генезисом первичных руд марганца. Практически же можно полагать, что на глубину, примерно, 40—50 м. ниже уровня грунтовых вод характер распределения рудного вещества будет тот-же, что и в пределах разведанной части месторождения.

Новые представления о генезисе месторождения очень просто объясняют наметившиеся формы рудных тел, в связи с чем и самый метод разведок должен иметь в виду рудные образования, созданные гидротермальными процессами.

Из рассмотрения соотношения процессов силификации и карбонатного оруденения, в том виде как они наметились в Мазульском месторождении, вытекает, что оба процесса очень тесно друг с другом связаны, часто переплетаются и идут иногда одновременно. Учитывая далее, что ряд месторождений марганца в Горной Шории, в Бийском районе и в СВ. Ойротии очень тесно связан с кварцитами того же типа и генезиса, что и кварциты Мазульки, следует, что эта связь кислородных соединений марганца с микрокварцитами в ряде случаев не является случайной. Поэтому подобные месторождения должны изучаться в разрезе Мазульского.

7. IX. 35 г.

Инж. И. А. ФОМИЧЕВ

(Отдел геолого-разведочных работ
Кузнецкого металлургического комбината)

К вопросу разрешения марганцевой проблемы для черной металлургии Западно-сибирского края

Вступление

Благодаря проведению в истекшие 5 лет крупных работ геологического, поискового и разведочного цикла, мы имеем ценнейшие результаты по выявлению из местных Западно-сибирских недр многих видов минерального сырья, могущих долгие годы питать, после соответствующего горно-эксплуатационного их освоения, кузнецкую черную металлургию железной рудой, известняками, доломитом, огнеупорными глинами, кварцитами, литейными и доменными песками, не говоря уже о каменном угле.

Что-же касается марганцевой руды, так необходимой для доменных и мартеновских печей, положение далеко от благополучного, ибо: 1) единственное известное на настоящий момент промышленное месторождение марганца в крае—Мазульское—разрабатываемое Кузнецким комбинатом имеет, с точки зрения познания его на сегодняшний день, запасы достаточные всего лишь на 7—8 летний добычный период, при низкокачественной руде (17—18% марганца и такое же содержание железа) и 2) все проведенные до сих пор поисковые и разведочные работы в разных частях края (хребет Арга, Горная Шория, Ойротия) не дали объектов для проектиро-

вания эксплуатационной единицы, указавши, правда, на широкое распространение слабодиссеянного марганца в верхних частях геологических формаций, особенно в виде гальки в речных системах.

Но указанное выше неудовлетворительное положение в крае с выявлением надлежащих запасов и качества марганцевой руды ни в коем случае нельзя рассматривать, что поисков и разведок проведено достаточно и что надежд на открытие промышленных месторождений нет никаких. Наоборот, анализ имеющегося материала говорит за то, что при надлежащей методике и соответствующем размахе дальнейших работ запасы марганца промышленного характера могут быть безусловно выявлены, а по Мазульскому месторождению и району — резко увеличены.

Поэтому попытаемся, в свете имеющихся данных по проведенным поисковым и разведочным на марганец работам, дать краткую характеристику состояния этого вопроса, извлечь из них положительные, а особенно отрицательные моменты, и наметить оптимум для проведения его в жизнь, указав предварительно, что существующий рукописный и литературный материал состоит из следующего:

1. **Афанасьев Г. Д.** Работы Академии наук по марганцу в Зап. Сибири. Вестник Западно-Сибирского Геолого-разведочного треста 1934 г. № 5.

2. **Афанасьев Г. Д.** Отчет о петрографо-геологических исследованиях в связи с марганцевым оруденением в Ойротии и Горной Шории в 1934 г.

Рукопись. Геолого-разведочный архив КМК.
3. **Афанасьев Г. Д.** Отчет о результатах работ Ойротского марганцевого отряда Алтайско-Кузнецкой Экспедиции Академии наук СССР за 1933 год.

Рукопись. Геолого-разведочный архив КМК.
4. **Афанасьев Г. Д.** Марганцевоносные образования Северной Ойротии (извлечение из работы „Петрографо-геохимические исследования в бассейне рек Би, Антропа, Иша Западной Сибири в 1932 г.)

Рукопись. Геолого-разведочный архив КМК.
5. **Батов Н. А.** Геологическое описание Горной Шории-Южно-Антроповский планшет $52^{\circ}30' - 52^{\circ}15'$
 $87^{\circ}00' - 87^{\circ}30'$

Отчет о геолого-разведочных работах, Зап. Сиб. ГРТ в 1931 году. (Рукопись Геолого-разведочный архив КМК).

6. **Батов Н. А. и Шахов Ф. Н.** Ассоциации марганцевых рудных минералов в Мазульском и Никулинских месторождениях. 16 стр. 2 табл., 8 фиг.

Известия Западно-Сибирского геологического комитета, 1930 г. т. X, вып. 4.

7. **Быков Г. П.** Предварительный отчет о работах Кондомской поисково-разведочной партии, Зап. Сиб. ГРТ за 1935 год. Рукопись. Геолого-разведочный архив КМК.

8. **Васильев А. А.** Геологическое строение хребта Арга в пределах излучины. р. Чулыма 57 стр.

Известия Зап. Сиб. отд. геологического комитета том VIII вып. 1 1928 года.

9. **Васильев А. А.** Мазульское железо-марганцевое месторождение. Известия Западно-Сибирского геологического комитета 1930 года, т. IX, вып. 3

10. **Васильев А. А.** Марганцевые руды Западной Сибири. Полезные ископаемые Западно-Сибирского края. Том 1, г. Новосибирск, 1934 года.

11. **Васильев А. А.** К характеристике рудных образований Мазульского железо-марганцевого месторождения. Вестник Западно-Сиб. геолого-разведочного треста. Вып. 4, 1934 г.

12. **Заблочная М. А.** Технический отчет о работах Ачинской микромагнитной партии Зап. Сиб. ГРТ в 1933 г.

Рукопись. Геолого-разведочный архив КМК.

13. **Ильин Р. С.** О рыхлой толще области верховий рек Сыды и Шуши. Вестник Зап. Сиб. геолого-разведочного треста, 1934 г. вып. 1.

14. **Институт Механообр.** Отчет об испытании обогатимости марганцевой руды Мазульского месторождения 1930 г. Рукопись. Геолого-разведочный архив КМК.

15. **Комаров И. П.** Признаки марганцевых месторождений в Усинско-Тумучес-ко районе Горной Шории. Рукопись. 9132 г Геолого-разведочный архив КМК,

16. **Краевская Л. Н.** Новый район с признаками марганцевого оруденения в С.З. Алтае. Вестник Зап. Сиб. геолого-разведочного треста: 1934 г. вып. 1.

17. **Кузьмин А. М.** Полезные ископаемые Горно-Шорского края. Вестник Зап. Сиб. геолого-разведочного треста, 1931 года № 1

18. **Кузьмин А. М., Свиридов А. И. и Тунин Я. П.** К вопросу о генезисе Мазульского месторождения марганца.

Рукопись 1935 г. Геолого-разведочный архив КМК.

19. **Мануйлов и Раввинг.** Отчет Спасской геолого-разведочной марганцевой партии в 1935 г. Рукопись Геолого-разведочный архив КМК.

20. **Месяников А. А.** Некоторые марганцевые месторождения Северной Ойротии и Горной Шории. Вестник Зап. Сиб. геолого-разведочного треста, 1935 г. № 1.

21. **Нуднер В.** Ново-фирсовское Кобальт-марганцевое месторождение. Рукопись в отделе фондов Зап. Сиб. отд. Союзредметразведки.

22. **Пожарицкий, Л. Л.** Марганцевое оруденение в С.З. части Алтая. Вестник Зап. Сиб. геолого-разведочного треста, 1935 г. № 1.

23. **Свиридов А. И.** Геолого-экономическая записка по марганцевым месторождениям Ольхонского района Восточно-Сибирского края.

Рукопись. 1935 г. Геолого-разведочный архив КМК.

24. **Тунин Я. П.** Очерк геологии и рудоносности Северной половины средней части хребта Арга.

Рукопись Отдел минеральных ресурсов Зап. Сиб. геолого-разведочного треста, 1933 года.

25. **Тунин Я. П.** Отчет о геолого-разведочных работах в 1934—1935 г. на Мазульском месторождении Кузнецкого металлургического комбината. Рукопись. 1935 г. Геолого-разведочный архив КМК.

26. **Тунин Я. П.** Кузнецовское месторождение железа и марганца. Вестник Зап. Сиб. геолого-разведочного треста, 1931 года № 1.

27. **Фомичев И. А.** К вопросу характера оруденения и разработки Мазульского железо-марганцевого месторождения Кузнецкого металлургического комбината.

Рукопись. 1934 г. Геолого-разведочный архив КМК.

1. Мазульское месторождение

Месторождение находится в 12 км. на юго-запад от г. Ачинска Запсибкрая, или в 794 км. от Кузнецкого металлургического комбината и последним в 1933 г. соединено с г. Ачинском, расположенным на транс — Сибирской магистрали, ширококолейной железной дорогой. Оно известно еще с конца прошлого столетия, когда недолго даже подвергалось эксплуатации со стороны частных предпринимателей в миниатюрном масштабе.

Разведка 1927-28 гг. Впервые обстоятельная разведка месторождения проведена в 1927 и 1928 гг. Западно-сибирским отделением геологического комитета в лице инженера — геолога А. А. Васильева и характеризуется следующими основными результатами (9):

1. Объем произведенных работ:	
выработок глубиной от 1 до 10 м.	162 шт
” ” ” 10 ” 20 м.	57 ”
” ” ” 20 ” 30 м.	10 ”
” ” ” 30 ” 40 м.	3 ”
” ” ” свыше 40 м.	1 ”

Итого 1982 п. м. . . 233 ”
при средней глубине выработки, т. о. — 8,3 п. м.

2. В пределах площади месторождения развиты:
 - а) известняки (Эозой?);
 - б) их окремненные разности;
 - в) породы эффузивно-туфогеновой толщи (с различной степенью окремнения);
 - г) дайка палеобазальта (один из многих корней Нижне-Ачминдорской эффузивной толщи);
 - д) третичная кора выветривания, мощностью до 50 м., если не больше;
 - е) песчано-галечные отложения пост-плиоцена.

3. В стадии образования пост-плиоценовых отложений уже происходило интенсивное разрушение третичной коры, включавшей в себе и рудообразования. Будучи погребенной под песчано-галечным пост-плиоценом, древняя кора выветривания (в том числе и рудные гнезда) уцелела до наших дней, обнажившись вследствие смытия песчано-галечных отложений (общее понижение базиса эрозии района).

4. Руда является железо-марганцевой и характеризуется собой элювий коренных пород в различной степени замещенный рудными растворами с очень разнообразным количеством этих металлов как друг к другу, так и по суммарному их содержанию. Вследствие этого, имеется налицо постепенный переход от совершенно не затронутых оруденением коренных пород и их элювия, до плотной, железо-марганцевой или марганцевой „сливной“, достаточно высокопроцентной руды (49% марганца). По своему внешнему виду оруденелую массу А. А. Васильев дифференцирует на „руды“, как таковую и „оруденелую глину“, и если в „руде“ глина почти отсутствует, то в „оруденелых глинах“ количество железа и марганца настолько различно, что их можно подразделить на: 1) слабо оруденелые, 2) оруденелые и 3) сильно оруденелые. Глины большей частью охристо-желтого цвета с ленточками и отдельными скоплениями руды. С химико-минералогической точки зрения руды месторождения представлены (по А. А. Васильеву в порядке их образования) лимонитом, манганитом, псиломеланом и пиролюзитом.

Руды разбиты на следующие сорта, в зависимости от содержания марганца и железа:

I	сорт марганца больше 35%	
II	„ — „ от 25 до 35%	
III	„ — „ от 10 до 20%	
IVa	„ — „ от 5 до 10%	железа больше 20%
IVб	„ — „ от 5 до 10%	железа меньше 20%
V	„ — „ меньше 5%	железа больше 40%

5. Руда залегает в 9 совершенно обособленных чашеобразных гнездах, которые по запасам и содержанию характеризуются таблицами 1 и 2, причем запасы утверждены комиссией по запасам при Западно-сибирском геологическом комитете.

Таблица 1*

№ гнз-да	Тоннаж руды	Запасы тонн металлического	
		Марганца	Железа
1	473.610	90.663	96.493
2	41.074	8.074	10.767
3	12.371	1.305	3.259
4	9.427	236	4.290
5	10.142	2.109	1.497
6	243.744	51.586	21.398
7	193.214	27.992	17.850
8	5.916	969	502
9	43.291	5.784	10.044
Итого	1.032.789	188.718	166.100

Сорт.	Тоннаж руды	Запасы тонн металлического	
		Марганца	Железа
I	49.514	19.903	3.093
II	263.242	67.445	48.359
III	622.412	93.689	95.701
IV—a	34.888	3.190	9.685
IV—б	54.193	4.428	5.357
V	8.540	163	3.905
Итого	1.032.789	188.718	166.100
	Среднее по месторождению	18,27%	16,08%

6. По своему генезису Мазульское месторождение отнесено А. А. Васильевым к конкреционному классу, к концентрационной группе месторождений, к категории выветривания или диалитических (по акад. В. А. Обручеву), а первоначальным источником оруденения А. А. Васильев принимает древние основные туфогеновые породы, несмотря на то, что химические анализы их показывают лишь следы, или доли процента марганца (от 0 до 0,95%). По его мнению, благодаря глубокому выветриванию пород в жаркое и влажное третичное время, железо и марганец поступали в виде бикарбонатных растворов через элювий пород, мощность которого была значительно большей чем в настоящее время и на своем пути в нижние горизонты дифференцировались друг от друга, ибо железо, как более легко окисляемое, вскоре переходило в золи, а впоследствии выпадало в форме гели, марганец же уносимый глубже в кору выветривания, обогащался и выпадал также в виде гели. В дальнейшем вышележащая часть зоны коры выветривания, сконцентрировавшая в себе железо, была постепенно уничтожена, вследствие чего в настоящее время мы наблюдаем лишь остатки ее нижних горизонтов. Не исключается, что начало формирования коры выветривания относилось к меловому периоду.

Таков вкратце генезис Мазульского железо-марганцевого месторождения по А. А. Васильеву, причем в дальнейшем в том числе уже и после проведения целого ряда работ по поискам и разведкам марганцевых руд в других частях края и в районе Мазульского месторождения, а также и после начала эксплуатационных работ на Мазульке, А. А. Васильев и многие другие продолжают считать Мазульское месторождение, как типичное категории выветривания (5, 6, 7, 8, 9, 10, 11). Мало того, большинство других месторождений марганца, обнаруженных за последние годы в крае, их исследователями относятся по генезису, как правило, к тому же, что и Мазульское, типу (16, 20, 21, 22). Лишь в последнее время, как будет видно ниже, в этом отношении намечается иной взгляд (1, 2, 3, 4, 13, 18, 19).

Разработка месторождения и дальнейшие разведки. В 1932 году Кузнецкий комбинат ввиду того, что других более надежных марганцевых месторождений в крае нет, а в получении руды

из Чиатур и Никополя ему было отказано, приступил к организации рудника, к жилищному и промышленному строительству, к соединению месторождения железной дорогой с г. Ачинском и к вскрытию и подготовке VI и VII гнезд для добычи открытыми карьерами, исходя из указанных выше данных разведочных работ 1927/28 гг., причем к концу 1933 г. началась отправка руды на завод. Учитывая качество руды, годовая производительность рудника была установлена в размере 100—110 тысяч тонн.

Вскоре после начала вскрышных работ, а особенно через 3—4 месяца после начала добычи, обнаружилось весьма значительное расхождение фактических данных с данными разведки, а кроме того была установлена невозможность выполнить месячное и годовое задание без немедленного ввода в эксплуатацию первого гнезда, как самого крупного по запасам из всех. Вследствие этого Горным управлением комбината уже в начале лета 1934 года было приступлено к добыче руды, в дополнение к VI и VII гнездам также и из 1 гнезда, а комиссией из представителей: от западно-сибирского геологоразведочного треста (А. А. Васильева), от управления комбината (А. И. Фомичева), Мазульско-го рудника (В. В. Брюнова) и отдела геолого-разведочных работ комбината (Я. П. Тунина) было решено о необходимости приступить немедленно к серьезной дополнительной разведке месторождения, главнейшими мотивами для которой явились:

1. Невозможность гарантировать добычу руды из определенных участков и с тем содержанием марганца, какое из них следовало бы ожидать, исходя из разведочных данных.

2. Остановка выработок 1927—1928 гг. в участках принятых за коренную (невыветрелую) туфогеновую породу, где оруденения ожидать не приходилось (исходя из установленного ранее генезиса)—является для многих выработок преждевременной, так как дальнейшая их углубка показала наличие рудной массы.

3. Средняя глубина шурфов (8,3 п. м.) была совершенно недостаточна и за счет их количества необходимо было увеличить их глубину.

4. Если генезис установлен правильно, то промышленная разработка II, III, IV, V, VIII и IX гнезд нерентабельна по причине их маломощности.

5. Вследствие указанных выше причин запасы, а, следовательно, проект разработки месторождения и дальнейшее развитие рудника не могут быть установлены без дополнительной разведки. Кроме того возможна рудоносность участков и между гнездами.

В первой половине 1935 г. намеченный к проведению на VI и VII гнездах месторождения объем был отделом геолого-разведочных работ Кузнецкого комбината закончен, выразившись:

пройдено 32 шурфа общей глубиной . . .	1044 п. м.
максимальная глубина шурфов	52 „
средняя „ „ „	32,65 „
пройдено 4 рассечки общей длиной . . .	74,00 „

Результаты работы оказались совершенно отличными от таковых 1927—1928 гг. и характеризуются в основном (25 и прилагаемая карта):

а) VI и VII гнезда определенно составляют одно целое.

б) Выявлены новые рудные участки мощностью 15-25 м. в СВ части VI гнезда и в северной VII и вообще контуры выходов рудных масс под наносы не совпадают с прежними, преимущественно увеличившись там, где раньше разведочные шурфы были мелкие.

в) Рудные гнезда не имеют мелкой чашеобразной формы, а скорее это жилеобразные тела, достаточно правильной формы с падением на СЗ, протягивающиеся на сравнительно большую глубину, имея до 20 и более метров мощности и до 300 м. по простиранию.

г) Только в верхних своих частях они имеют окисный и водный состав (псиломелан, пиролюзит), в нижних же сложены карбонатами марганца и железа, а также, видимо, силикатами марганца и сульфидами, что помимо трактовки о совершенно ином генезисе месторождения дает весьма большие надежды на увеличение запасов на глубине. Для этого в ближайшее же время необходимо начать изучение глубинных частей месторождения бурением, которое, кроме определения запасов и качества руды, должно дать исчерпывающий материал о происхождении месторождения и о той интрузии, с которой связано оруденение, хотя имеющиеся данные уже позволяют отнести его к метасоматическому типу эманационных месторождений (гидротермальному).

В этом отношении сотрудниками отдела геолого-разведочных работ комбината, изучавшими микроскопические породы последней разведки, намечается следующая первоначальная схема (18):

1. Тонкослоистые известняки континента интродуцируются породами типа авгитовых габбродиоритов и габбродиоритпорфиритов, а также связанных с ними, как дифференциатов, сиенитов и граносиенитов (докембрий).

2. Происходит альбитизация (через аутометаморфизм) и серицитизация интрузивных пород.

3. Появление микрокварцитов за счет богатокремнеземистых гидротермов через силицификацию серицитизированной интрузии и известняков.

4. Метасоматоз путем перемежающихся и прерывистых эмзаций кремнезема, карбонатов марганца и железа и, вероятно, силикатов марганца и ряда сульфидов, при сопутствующих тектонических подвижках.

5. Каолиннизация алюмо-силикатовых пород верхних зон и образование за счет нестойкости карбонатов марганца окисных частей месторождения, в которых местами сохраняется родохрозит.

Схема нами приведена умышленно в упрощенном виде, так как для обоснования ее деталей, данных в настоящее время недостаточно, поскольку материала из горизонтов ниже грунтовых вод нет совершенно. Поэтому воспроизводить какие-либо иные концепционные схемы, связанные, например, с элементами вторичного обогащения, миграционными способностями марганца и т. д.—я полагаю пока преждевременным, тем более в отношении Мазульки.

Здесь необходимо указать, что в процессе эксплуатации VI и VII гнезд месторождения, встреченные небольшие родохрозитовые участки, к сожалению, ушли в отвал, так как о них местная горная администрация не знала, считая их или за пустые породы, или там где окисление едва начало проявляться, за весьма бедные непромышлен-

ные руды. По крайней мере А. И. Свиридов, взявший образец такой породы из VII гнезда после химического анализа, получил в нем 30% марганца. Между прочим аналогичное явление, но в течении длительного промежутка времени имело место на руднике Лас Кабесес, во французских Пиренеях, где при разработке окисных руд марганца промышленная ценность карбоната обнаружилась лишь в отвалах (благодаря выветриванию он чернел) и куда он выбрасывался как пустая порода*).

6. В связи с указанным выше, поскольку обнаруженные при разведках К. М. К., уходящие на неопределенную до сих пор глубину, первичные руды требуют дальнейшей разведки, говорить о запасах нельзя, но во всяком случае они будут значительно увеличены, а посему совершенно по иному представляются и перспективы месторождения. Тем не менее запасы по VI и VII гнездам, подсчитанные в разрезе лишь проведенных работ дают увеличение на 485.000 тонн, или более чем вдвое и лишь только в окисленной зоне. Интересно отметить, что если окисленные руды по своему среднему составу остаются, примерно, теми же (15—20% марганца и 13—16% железа), то родохрозиты дают марганца 14, 36, 16, 40, и 30%, т. е. значительно выше (25).

Заканчивая краткую характеристику результатов проведенных К. М. К. на Мазульке разведочных работ, необходимо упомянуть, что небольшими работами на I-м, наиболее крупном гнезде месторождения, безрудный островок оказался под 8-ми метровой перекрышей рудным и, наконец, возможно, что металлогения на месторождении имеет вообще широкое распространение, в том числе и между гнездами, где могут находиться „слепые“ залежи, приурочиваясь в основном к тектонической зоне между известняково-кварцевитовой формацией и интрузией.

На Мазульском месторождении, а равно на прилегающих к нему участках, кроме упомянутых работ 1927-1928 и 1934-1935 гг., проводились еще следующие.

Во-первых, в 1933 г. Зап. Сиб. геологический трест ведет (по заданию геолого-разведочного отдела К. М. К.) геолого-поисково-разведочные работы, в результате которых на месторождении обнаружены два новых рудных гнезда X и IV—Д

(до сих пор на глубину не разведанные) и ряд точек оруденения в 3—4 км. от рудника (24).

Во-вторых, в том же 1933 г. Зап. Сиб. геологический трест проводит микромагнитную съемку весами Шмита как на самом месторождении, так и на участках, граничащих с месторождением. причем съемка показала, что при помощи ее рудные аномалии выявляются обычно низкими показателями, в сравнении, например, с бобовыми железистыми рудами (встречающимися здесь в небольшом количестве) или изверженными породами. Съемка определила места нескольких неизвестных до того времени рудных узлов (12).

В третьих, летом 1935 г. Зап. Сиб. геологический трест по договору с К. М. К., проводил работы по проверке рудных пятен и аномалий обнаруженных работами 1933 г. Хотя к настоящему времени работы еще не окончены, но они уже показали наличие нового гнезда (XI), заслуживающего внимания и расположенного около прежнего IX гнезда, и кроме того, установили, что на запад от месторождения, в нескольких пунктах микромагнитных аномалий 1933 г., железо-марганцевое оруденение действительно имеет место и уходит на глубину, причем характер оруденения везде аналогичный с ранее установленным.

Итак мы видим, что работами 1935 г. в корне изменилось наше прежнее представление о Мазульском месторождении (и даже районе) и по запасам и по форме тел и по генезису, причем в лучшую и весьма обнадеживающую сторону. Поэтому единственным и естественным следующим мероприятием должно быть это дальнейшая глубинная разведка и изучение мазульских рудных залежей, как путем глубоких горных выработок (ниже зеркала грунтовых вод) так, особенно, путем колонкового бурения, так как иначе не только нельзя говорить о запасах и качестве Мазульских руд на глубине, нельзя приступить к составлению проекта разработки, а, следовательно, к развитию рудника во времени и по производительности.

Эта окончательная глубинная разведка разрешит не только мазульские вопросы, ибо результаты ее вне сомнения могут быть учтены и на многих других точках марганцевого оруденения края, к дальнейшему изучению коих придется вернуться, в связи с неизбежным теперь пересмотром их генетической, а, следовательно, и промышленной характеристики.

Декабрь 1935 года.

(Окончание в следующем номере)

*) Эммонс В. Вторичное обогащение рудных месторождений 1935 г.

Инж. С. Н. НИКИТИН
Инж. Е. Г. ТАБАКОВА

Центральная лаборатория КМК

(Доложено на НИТОМ 25 октября 1935 г.)

Применение силикагеля в металлургии

Вопросами изучения гелей кремнекислоты занимались, начиная с 1820 г. (Брюстер) и до наших дней. Предметом изучения являлись растворимость гелей в различных жидкостях, условия получения, степень гидратации в зависимости от сушки, оптические свойства и т. д., но только в 1908-1909 г. Ван-Беммелен обнаружил, что гели при поглощении жидкостей и паров не взаимодействуют с ними химически, и что здесь имеют место только явления адсорбции. Дальнейшие усилия ученых были направлены на изучение причин и механики поглощения паров и жидкостей силикагелем. В 1914 году д-р Патрик исследовал поглощение коллоидной кремнекислотой различных газов SO_2 , NH_3 , CO_2 при разных температурах и давлениях. В 1920 г. впервые им был коротко описан способ получения силикагеля, обладающего удовлетворительными поглотительными свойствами в отношении паров.

Вопросами широкого технического использования силикагеля впервые занялась в 1918 году лаборатория фирмы Davison Chemical в Балтиморе (США). Работы этой лаборатории послужили основанием для образования фирмы Silicagel Corporation, сконструировавшей ряд адсорбционных установок для улавливания паров воды из воздуха, паров органических растворителей, бензола, природных газов и т. д.

Метод адсорбции силикагелем широко используется фирмой Борзиг в Германии. В СССР силикагель широкого распространения пока не получил и производство его выражается сотнями тонн в год. Причины этого ненормального положения нужно искать в новизне этого вида поглотителя. Обычные ссылки на дефицитность исходных продуктов и дороговизну не учитывают высоких адсорбционных свойств, легкости работы и возможности многократной регенерации, обуславливающих высокую экономичность применения силикагеля, и там, где это учтено, как на заводе „Красный треугольник“, его применяют даже для улавливания паров бензола из воздуха.

Область технического применения силикагеля чрезвычайно обширна. Сушка воздуха, подаваемого в доменные печи, улавливание паров летучих растворителей, получение и концентрирование сухого сернистого газа, улавливание нитрозных газов, рекуперация бензина, бензола, улавливание паров бензина из природных газов; при очистке минеральных масел, нефтепродуктов, в полукоксовых установках; обессеривание бензинов; как носитель платинового катализатора в сернокислотной

промышленности, как контакт при конверсии газов, полученных при обжиге пиритов и сжигании серы; в военной технике; для осушки доменного и коксового газа и т. д.

Адсорбционные свойства силикагеля позволяют ему проникнуть во все отрасли промышленности, технологический процесс которых в той или иной степени связан с явлениями адсорбции.

Не уступая активированному углю в поглотительной способности силикагель имеет перед ним ряд преимуществ. Он не воспламеняется, как активированный уголь при соприкосновении с горячим воздухом; более экономичен, так как не теряется подобно углю вследствие распыления в процессе работы. Способность же силикагеля предпочтительно поглощать водяные пары бывает во многих случаях как раз желательной и может быть использована в ряде промышленных установок, и, в частности, при осушке коксового и доменного газа.

Нас интересует, главным образом, та область применения силикагеля, которая связана с металлургическим и коксохимическим производством. По литературным источникам применение силикагеля для сушки воздуха, поступающего в домы, дает огромную экономию. Практика показала, что доменные печи, работающие с предварительным высушиванием воздуха (0,7 воды на 1 куб. фут или 30 г. кубм.) увеличивают производительность на 10%, при одновременном сокращении потребности в топливе также на 10%¹⁾.

Не менее важно применение силикагеля в рекуперационных установках для бензола и продуктов его разгонки. Известно, что при современных быстроходных коксовых печах выхода поглотительных масел настолько незначительны, что этих масел обычно не хватает для поглощения бензола из газа. С другой стороны сложность рекуперационных установок, большие потери бензола 20—30% (не уловленного) и пр. настойчиво говорят в пользу силикагеля. Последний обладает способностью поглощать до 70—75% бензола от собственного веса и 95% из газа²⁾.

Возможность добавочно улавливать с помощью силикагеля 15—20% бензола, теряющегося при промывании газа поглотительными маслами, имеет большое экономическое значение.

Что касается расхода пара на отгонку бензольных углеводородов, то он не превышает 1-3 кг.

¹⁾ Минер. сырье 1931, № 12, стр. 1108

²⁾ В лаборат. практике бензол количеств. определяется с помощью улавливания силикагелем.

на 1 кг. бензола,¹⁾ причем может быть использован отработавший пар. На активирование силикагеля, которое происходит после 100 и более операций, по тем же источникам расходует не более 0,3—0,5 кг. каменного угля на килограмм силикагеля или топочные газы с температурой в 200°.

В свете приведенных данных, взятых из практики, вопрос использования силикагеля, его экономичность не требуют особой проверки. Речь может идти о конструкции аппаратуры для получения силикагеля, приготовление силикагеля с максимальными и постоянными поглотительными свойствами и о конструкции осушительных фильтров.

Настоящая работа и предпринята в целях изучения этих вопросов. Сюда необходимо добавить изучение механических свойств силикагеля, его сопротивление раздавливанию, истиранию, сопротивление проходящим через него газам и т. д.

Поглотительные свойства силикагеля обуславливаются явлением адсорбции. Последнее заключается в притяжении и накоплении частиц паров или газов твердыми телами, причем происходит уплотнение газов и конденсация паров. Адсорбционная способность у разных твердых тел различна, но как правило, она зависит от пористости тела и при очень большой пористости получает практическое значение, что имеет место в отношении силикагеля и угля, удельная поверхность которых очень велика. Поглотительная способность всякого адсорбента зависит, кроме пористости, от температуры, концентрации паров и газов. Большое значение имеет степень измельчения, твердость, сопротивление истиранию и т. д. Чем выше температура паров и газов, тем ниже их поглощение адсорбентом, поэтому температура поглощения не должна превышать 20—30°.

Не нужно при этом забывать и о соответствующем охлаждении адсорбера, так как процесс адсорбции идет с выделением тепла.

От адсорбента требуется, чтобы он не только быстро и полно поглощал пары и газы, но также полно и легко их отдавал при минимальных затратах тепла.

Существует несколько способов изготовления силикагеля. Эти способы различаются не только по виду исходного сырья, но и по самим приемам изготовления. Наиболее распространенным является способ получения силикагеля из растворимого стекла. Ввиду простоты операции получения почти вся мировая продукция получается этим способом. В СССР была построена на одном из химических заводов²⁾ небольшая установка, работающая по этому способу. Опытами были установлены оптимальные условия работы по следующей схеме: в 20—22% серную кислоту тонкой струей приливается жидкое стекло удельный вес 1,2. Нагревающийся при этом раствор охлаждается через змеевик водой при перемешивании жидкости мешалкой. Полученный золь содержит 11—13% кремнекислоты. В деревянных ящиках золь коагулируется в гель: здесь же гель выстаивается около двух суток, разламывается на куски с кулак, промывается горячей водой в ящиках с ложным дном до исчезновения иона SO_4 . В этих же ящиках гель высушивается воздухом при

температуре 180—220°. Приготовленный таким образом гель содержит около 8 молекул воды и активность его по бензолу до 13%.

Довольно хорошо разработан и подробно описан способ получения силикагеля из 4-х хлористого кремния¹⁾, являющегося отходом при производстве хлористого алюминия по методу хлорирования каолина. Силикагель, полученный этим способом (правда только в лабораторных масштабах), имел активность по бензолу—30%, а при обработке кипящей водой и проваривании активность доводилась до 51 и 80%. Институтом прикладной минералогии разработан способ получения силикагеля из нефелина²⁾ При обработке последнего 40—50% серной кислотой получается сразу же твердая масса кремнекислоты и квасцов. Квасцы выщелачиваются водой, кремнекислота промывается до исчезновения иона SO_4 и сушится при 100—150°. Пылевидный силикагель, который при этом получается, пригоден для очистки масел, нефтепродуктов. При применении кислоты более слабой 15—22%, коагуляция протекает медленно; для ускорения прибавляют крепкой серной кислоты. После промывки и сушки при 100—110° активируют силикагель, при 600—630° для получения стекловидного силикагеля.

Известен ряд способов из иностранной литературы не получивших, правда, промышленного развития. Так, например, описаны способы разложения жидкого стекла кислотными солями бисульфата³⁾ и бисульфита; взаимодействием растворимого стекла с солями слабых оснований (Fe, Al, Ni, Cl, Cu и др.), электролизом раствора силиката натрия и много других. Из этих способов заслуживает внимания способ Холмса и Андерсена⁴⁾.

По этому способу к растворимому стеклу ($Na_2O \cdot 3,5 Si_2O$) удельный вес 1,375 прибавляют при сильном помешивании двунормальный раствор хлорного железа ($FeCl_3$). Через два—три дня отстаивания осадок отфильтровывается через полотно и масса сушится в теплом вентилируемом помещении несколько суток. Промытый горячей водой до отрицательной реакции на хлор, гель сушится при комнатной температуре и активируется в течение 12 часов при 135—145°C. Активность такого силикагеля при 30° по бензолу равна 43,2%, а при обработке силикагеля еще и соляной кислотой до 50%.

Филлс и Фирс⁵⁾ разработали способ получения силикагеля взаимодействием раствора тростникового сахара в слабой соляной кислоте с раствором жидкого стекла. Таким образом получен исключительно активный силикагель.

Нужно указать особо на интересные работы проф. Окатова⁶⁾, изучившего зависимость адсорбционных свойств геля от температуры его коагуляции, концентрации в нем SiO_2 , свободной кислоты, добавления разных солей; обработка аммиаком и растворами сернокислых солей; температура сушки и т. д., и проф. Хармандаряна⁷⁾, выявившего также свойства гелей в зависимости от различных способов его получения и обработки.

1) Ж. Х. П. № 7, 1932 г. Брунс и Шатуновская

2) Ж. Х. П. № 7, 1933 г. стр. 79

3) D-r Kausch Das Kieselsäuregel und die Bleiherden Berlin 1927 г.

4) Ind. Eng. Chem. 17, № 3, март 1927 г.

5) Chem. ind. 46 январь 1927 г.

6) Ж. Пр. хим. № 11, вып. 1, 1929 г.

7) Ж. Х. П. № 7, 1932 г. стр. 31

1) Пакшвер и Мангель. Улавл. летучих растворителей, 1933 год.

2) Ж. Х. П. № 6, 1933 г. стр. 77.

Все эти способы¹⁾ не получили пока промышленного развития, т. к. не выдерживают конкуренции со способом получения силикагеля из жидкого стекла и кислоты лучше других освоенным. В силу этих же соображений силикагель, о котором будет идти речь в настоящей статье, получен этим же классическим методом.

На адсорбционные свойства силикагеля сильно влияют соотношения исходных продуктов и последующая активация. Так, известны кислые, щелочные и нейтральные силикагели в зависимости от относительного избытка продуктов, вступающих в реакцию (кислота, стекло) и активации, соответственно, щелочами или кислотами.

Работой Хармандарян и Капелевич установлено, что активность силикагеля увеличивается от обработки полученного геля кислотой (HCl) или щелочью (NH₄OH) и в зависимости от среды, в которой коагулировался кремнезем. При избытке кислоты требовалась обработка аммиаком и при избытке жидкого стекла кислотой. Активность силикагеля увеличивалась почти в 2 раза, как это видно из таблицы 1.

Таблица 1.

Чем активирован	Активность по бензолу		Примечание
	I пр.	II пр.	
Аммиаком	52,2	69,73	Нейтральные гели не изменяют своей активности при последующей обработке кислотами или щелочами.
"	50,87	68,27	
"	59,48	73,12	
Соляной кислотой	74,4	35,68	
"	72,72	36,09	
"	77,10	32,46	
Водой	59,1	27,67	

При изготовлении первых партий силикагеля был по возможности учтен весь опыт по изготовлению и активированию известный из литературы, а также намечен ряд способов для получения силикагеля таких физических и химических свойств, которые обуславливались целями его конечного применения (осушка коксового и доменного газа) и масштабами установки. Отсюда вытекала необходимая величина зерна, твердость, сопротивление истиранию и т. д.

Приготовление силикагеля с постоянными свойствами чрезвычайно трудная задача. Как показал Окатов на адсорбционную способность силикагеля влияют температура и время коагуляции, соотношение исходных продуктов и их концентрация, характер промывки и активирования, перемешивание и т. д.; отсюда вопросы стандартизации способов изготовления силикагеля, контроль операций и химических реакций, механизация в целях достижения единообразия механической обработки и активирования—имеют главенствующее значение. Достаточно взглянуть на нижеследующую таблицу, чтобы увидеть насколько разнится силикагель, изготовленный одним и тем же способом, но при

¹⁾ Способ Окатова эксплуатируется на одном из наших заводов.

разных условиях промывки, сушки, концентрации поглощаемых паров и т. д.

Таблица 2

№ по пор.	Способ изготовления	Актив. по бензолу при 24°	То же с силик. обработ. кокс. газом	Примечание
2	"	35	42	Время 24 ч.
3	"	59	58	
4	"	65	70	
5	"	70	77	

Надо оговориться, что сам способ определения активности по бензолу зависит от многих факторов и от температуры в первую очередь.

Следовательно, и само определение активности нужно вести в строго определенных постоянных условиях. Кроме статического метода в эксикаторе применяется еще динамический метод, сущность которого заключается в пропускании паров вещества с определенной скоростью и температурой через силикагельный фильтр. Для практических целей резоннее определять активность по тому газу или пару, который предполагается адсорбировать с соблюдением температур, давления, скоростей движения газов и содержания улавливаемых веществ в воздухе, так как это дает представление об абсолютной, а не относительной активности.

Силикагель полученный при прочих равных условиях, но активированный кислотой или щелочью, или промытый только водой сильно разнится, как это видно из таблицы 3.

Таблица 3

Способ приготовления	Актив. по метил. голубой	Актив. по бензолу	Способ промывки	Примечание
Силик. щелоч.	54,49	57,64	Кислота, после вода.	T-ра 24°С.
Силик. кислот	35,55	40,40	Аммиак после вода.	Время для метил. голуб. 1 час, для бенз. 24 ч.
Силик. кислот	28,75	17,45	Только вода	

Данные опытов, помещенных в таблице 3, также показывают повышенную поглотительную способность.

Нельзя утверждать, что щелочной силикагель обладает наибольшей адсорбционной способностью или наоборот. Небольшое количество опытов и образцов могло оказаться случайным. Дальнейшие работы, которые ведутся в направлении изучения сравнительных свойств гелей, полученных в различных условиях, покажут истинное положение. По литературным и нашим данным кислые силикагели обладают крупно-зернистым строением и большей механической прочностью сравнительно со щелочными и нейтральными, но в наших опы-

тах, как правило и с меньшей адсорбционной способностью. Такие свойства силикагеля как твердость, сопротивление истиранию имеют не менее важное значение, чем поглотительные свойства для некоторых видов его применения. Этими свойствами обуславливается получение зерна определенной



Фото 1

Прокаливание силикагеля после насыщения его парами поглощенного вещества (адсорбтива) с каждым разом уменьшает адсорбционную способность силикагеля. Это уменьшение зависит от изменения структуры силикагеля. Микроснимки (фото 1 и 2) показывают это изменение. Фото 1 представляет свежий силикагель с малым насыпным весом и адсорбционной способностью по бензолу—70%. Тот же силикагель после прокаливания при 900° имеет структуру, изображенную на фото 2.

Недостаточно отмытый силикагель имеет структуру, изображенную на фото 3. На рисунке ясно видны кристаллы сульфата натрия. Активность этого силикагеля очень незначительна и тем менее, чем выше количество примешанного сульфата.

В литературе имеются указания о формовке силикагеля под давлением с целью получения гранулированного силикагеля. Наши опыты с формовкой под давлением в 250—300 кг./кв. см. дали силикагель, оказавшийся после окончательного высушивания менее прочным, чем полученный без давления, в некоторых случаях он просто рассыпался в



Фото 3

величины, необходимой для зарядки фильтров наиболее рационального устройства в смысле простоты обслуживания, сопротивления прохождению газов и т. д.

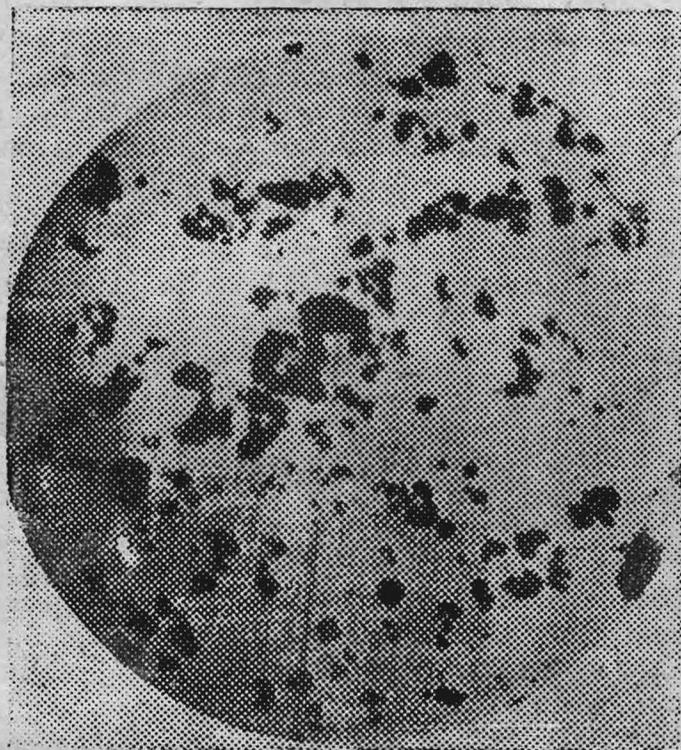


Фото 2

порошок. Эти наблюдения относятся к щелочному силикагелю, высушенному после формовки при 150°. Активность по бензолу такой гели имел 60—75%. По последним литературным данным формовке подвергаются только кислые гели, которые и без того дают обычно крупнозернистый гели.

Дальнейшие работы должны установить определенную зависимость качества силикагеля от различных внешних факторов, как-то: температуры давления при формовке, среды, в которой коагулируется гели, установления необходимости самой формовки, получение зерна определенной величины удобной для оптимального поглощения, сопротивление прохождению газов и, наконец, получение геля заданной активности и постоянных физических свойств.

Отношение силикагеля к регенерированию и рациональный способ регенерирования определяют эксплуатационные расходы и поэтому должны быть продуманы до конца.

При внедрении в заводскую практику силикагеля всегда выдвигается ссылка на его дороговизну. С этим возражением наша лаборатория столкнулась при регенерировании турбинного и трансформаторного масла на Кузнецкой ТЭЦ. Простые расчеты,

приводимые здесь ясно, показывают огромное преимущество силикагеля перед глинами как в смысле экономичности, так и в смысле простоты операций и несложности и нортативности самой регенерационной установки.

Для получения 100 килограмм силикагеля расходовалось жидкого стекла ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$)—126 кг. и серной кислоты (моногидрата)— 51 „

Стоимость этих продуктов:

Жидкое стекло $126 \times 0,30 = 37$ р. 80 к.	
округленно	38 р.,
Серная кислота $51 \times 0,13 = 6$ р. 63 к.	
округленно	7 „
Всего	45 р.

Принимая выход силикагеля равным 100% (обычно несколько выше за счет воды) и стоимость обработки—15 руб., получим стоимость 100 килограмм $45 + 15 = 60$ руб.

Возьмем только десятикратную регенерацию. Расходы на нее составляют для 100 килограмм—20 рублей. Таким образом, стоимость 100 кг. с 10-ти кратной регенерацией получается $60 + 20 = 80$ р. или тонна

$$\frac{80}{100} \cdot 1000 = 800 \text{ руб.}$$

На одну тонну отработанного масла, как это установлено в лаборатории, необходимо 50 килограмм силикагеля или при 10-ти кратном использовании — $50 : 10 = 5$ кг., стоимость которых

$$\frac{800}{1000} \cdot 5 = 4 \text{ руб., т. е. регенерация одной тонны масла стоит 4 рубля.}$$

На регенерацию отработанных масел глиной, последней расходуется 30% от веса регенерируемого масла. Стоимость тонны глины (Ариничевской) франко-завод—65 руб.; подсушка и дробление—20 руб. (по данным цеха). Регенерация глины невозможна, следовательно, принимаем только однократное использование.

На тонну масла идет $1000 \times 0,3 = 300$ кг. глины, стоимостью $85 \times 0,3 = 25$ руб. 50 коп., т. е. в $\frac{25,5}{4} = 6,5$ раз дороже очистки силикагелем. Кроме

того с глиной теряется лишних 10—15% масла, качество очистки силикагелем гораздо выше; операция очистки проще. Стоимость силикагеля при изготовлении его в большом количестве снижается до 500—600 руб. за тонну, или в $1\frac{1}{2}$ раза ниже взятой для расчетов; число возможных регенераций может быть удвоено и утроено (практически 50—80 раз), следовательно, стоимость силикагеля в операциях очистки масел сводится к совсем незначительной величине.

Потерями силикагеля при регенерации практически нужно пренебречь.

Попробуем теперь подсчитать количество силикагеля, необходимое для осушки доменного газа, идущего в мартеновский, прокатный и коксовый цехи и коксового газа, подаваемого на мартен и прокат.

Расход газа по этим цехам, иначе говоря, газ, подлежащий осушке, распределяется так, как это показано в таблице 4 (из контрольного журнала Энергобюро КМК).

(Газ показан в тысячах кубометров)

Вид газа.	Всего газа в сутки	Мартен.	Прокат	Коксов. на 4 батареи	Литейный	Каупер	ТЭЦ	Потери и собств. нужды цеха
Доменный .	14400	1000	1000	3000	15	3000	2250	4135
Коксовый .	1800	600	50	—	—	—	—	1150

Примечание. С переходом коксовых печей на доменный газ, весь коксовый газ передается на мартен.

Не подлежит осушке газ, идущий на каупера и ТЭЦ. Остается для осушки:

$$\text{Доменного газа: } 1000 + 1000 + 3000 + 15 = 5015 \text{ 5000000 м}^3/\text{сут.}$$

$$\text{или } \frac{5000000}{24} = 208300 \text{ или } 208000 \text{ м}^3/\text{час.}$$

$$\text{Коксового газа : } \frac{1800000}{24} = 75000 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Газ для расчета принимается в состоянии насыщения. Температура для доменного и коксового газа принимается в 30°C (высшая для летнего времени). Влажность насыщенного газа при этой температуре—30,3 г/м³, следовательно, общее количество влаги составит:

$$30,3 \times 208000 = 6300 \text{ килогр. в час.}$$

Для коксового газа $30,3 \times 75000 = 2270$, округлено 2300 кг.

Силикагель принимаем с активностью в 50% по воде, тогда для поглощения всей влаги из доменного газа потребуется: $\frac{6300}{0,50} = 12600$ кг/в час.

Для коксового газа $\frac{2300}{0,50} = 4600$ кг. в час силикагеля.

В условиях зимних температур содержание воды в газе падает до 5-10 г/м³, что позволяет обходиться значительно меньшим количеством силикагеля.

Практикой установлено, что проскоки паров воды начинаются раньше чем достигается полное статическое насыщение силикагеля, поэтому для достижения полного использования поглотительных свойств последнего необходимо фильтры с силикагелем устанавливать последовательно. Рекомендуется брать 6 фильтров, причем один из них в любой момент на десорбции, остальные пять работают. Если первым считать тот адсорбер, который непосредственно соединен с газопроводом от дезинтеграторов очистки доменного газа, то во время работы он считается первым в течение процесса насыщения (около двух часов). Адсорбер, бывший вторым, в это время становится первым, последним же становится тот адсорбер, который до этого подвергался десорбции. Таким образом в системе адсорберов каждый адсорбер становится попеременно первым, пятым, четвертым, третьим и т. д.

Так как процесс адсорбции идет с выделением тепла, то фильтры снабжены змеевиком для охлаждения водой. Поглощенные пары воды выдуваются отходящими дымовыми газами с температурой около 200°.

Размеры фильтров определяются количеством силикагеля на сетках, расположенных в виде полок

слоем в 500 мм. Каждый фильтр представляет собой четырехугольную камеру с 6—7 полками. Отдельные камеры соединяются в батарею, причем выключение камеры для десорбции производится через установленное время в зависимости от качества данной партии силикагеля.

Коммуникация иногда производится так, что выключение на десорбцию делается автоматически с помощью простого гигрометра. Дополнительный рабочей силы фильтры не требуют, так как могут быть обслуживаемы персоналом печей, ввиду малой трудоемкости этой работы.

Само собой разумеется, что изучение поведения силикагеля в эксплуатации, установление расходных и прочих коэффициентов должно производиться на небольшой полужаводской установке, могущей быть включенной в любом месте газопровода.

Эта полужаводская установка должна будет разрешить и вопрос применения силикагеля в виде зрен или мелочи.

Экономичность промышленной осушительной установки с помощью силикагеля будет очевидной, если принять во внимание количество воды приносимой с доменным и коксовым газом в топку печей.

Так, доменный газ расходуемый только по мартену, прокату и коксовому цеху несет с собой в час 6300, а в сутки $6300 \times 24 = 151$ тонны воды, пары которой должны быть перегреты в топках

печей до температуры последних; кроме этого расходуется тепло на расщепление молекул воды, ввиду начинающейся ее диссоциации при высоких температурах. Экономия тепла на применении сухого газа настолько очевидна, по сравнению с расходами по эксплуатации силикагельных фильтров, что не требует расчетов для доказательства. Кроме этого при транспортировании сухого газа исключаются возможные аварии от ледяных пробок в газопроводе доменного и коксового газа и смоляных и нафталиновых пробок в газопроводе коксового газа, т. к. этот последний очищается также и от нафталина и смол.

При удачном разрешении вопроса осушки доменного и коксового газа не менее интересной была бы осушка воздуха доменного дутья перед поступлением в каупера. Условия работы осушительных фильтров вблизи домен дают возможность использовать тепло дымовых газов для удаления поглощаемой фильтрами влаги и воздух из кауперов для активирования силикагеля.

Примечание К настоящему времени лаборатория располагает большим опытным материалом по вопросам затронутым в этой статье, проверка которого на небольшой опытной установке даст возможность всесторонне судить о рентабельности и необходимости применения силикагеля в газовом хозяйстве нашего завода.

Ю. В. СУЛЬЦЕВ

Центральная лаборатория КМК

Литье из доменного шлака (Предварительное сообщение)

Первоначально опыты по шлаковому литью на Кузнецком металлургическом заводе были начаты с целью получения мостовой брусчатки и велись по классическому немецкому способу (I), причем вместо железных форм применялись формы чугунные. Эти опыты были сразу начаты в производственной обстановке на шлаковом отвале и не дали положительных результатов почему и были прекращены.

Через несколько времени после прекращения этой работы дирекция завода, изыскивая наиболее дешевую и удобную конструкцию утеплителей для мартеновских изложниц, предложила Центральной лаборатории попробовать найти способ литья из шлака утеплителей.

Работа была начата с новым составом сотрудников и с учетом предыдущего опыта.

Из осмотра козлов доменного и ваграночного шлака КМЗ, вываленных из ковшей и коробок, явствует, что стекловатая структура в них переходит в кристаллическую уже на глубине 4—5 см. от поверхности. Это обстоятельство было учтено для использования его при производстве отливок, дабы теплом шлака вести и всю термическую обработку отливки.

Опыты были начаты в данном случае, начиная с ваграночного шлака, так как на доменном отвале негде вести формовку и сушку форм и затруднена отливка.

Для первого опыта были заформованы в открытую две плитки 20×20 см., толщиной 3 см. Одна из форм перед заливкой была нагрета в отжигательной печи до температуры 400° , а вторая только просушена, как обычная форма под чугунное литье. Формовочная земля бралась, обычно применяемая в литейном цехе КМЗ для чугунного литья.

Формы были покрашены графитовым чернилом. Шлак расплавлялся в 75-ти кг. графитовом тигле. Для расплавления был взят ваграночный шлак из козла с явно кристаллической структурой. Перед расплавлением шлак измельчался в щебенку, примерно, в 3 см. диаметром. Расплавление велось на коксовом горне с принудительным дутьем и продолжалось около $2\frac{1}{2}$ часов—когда шлак приобрел консистенцию довольно жидкой сметаны и вытягивался за ломом в виде очень тонкой нитки; нагрев был прекращен и произведена заливка обеих форм.

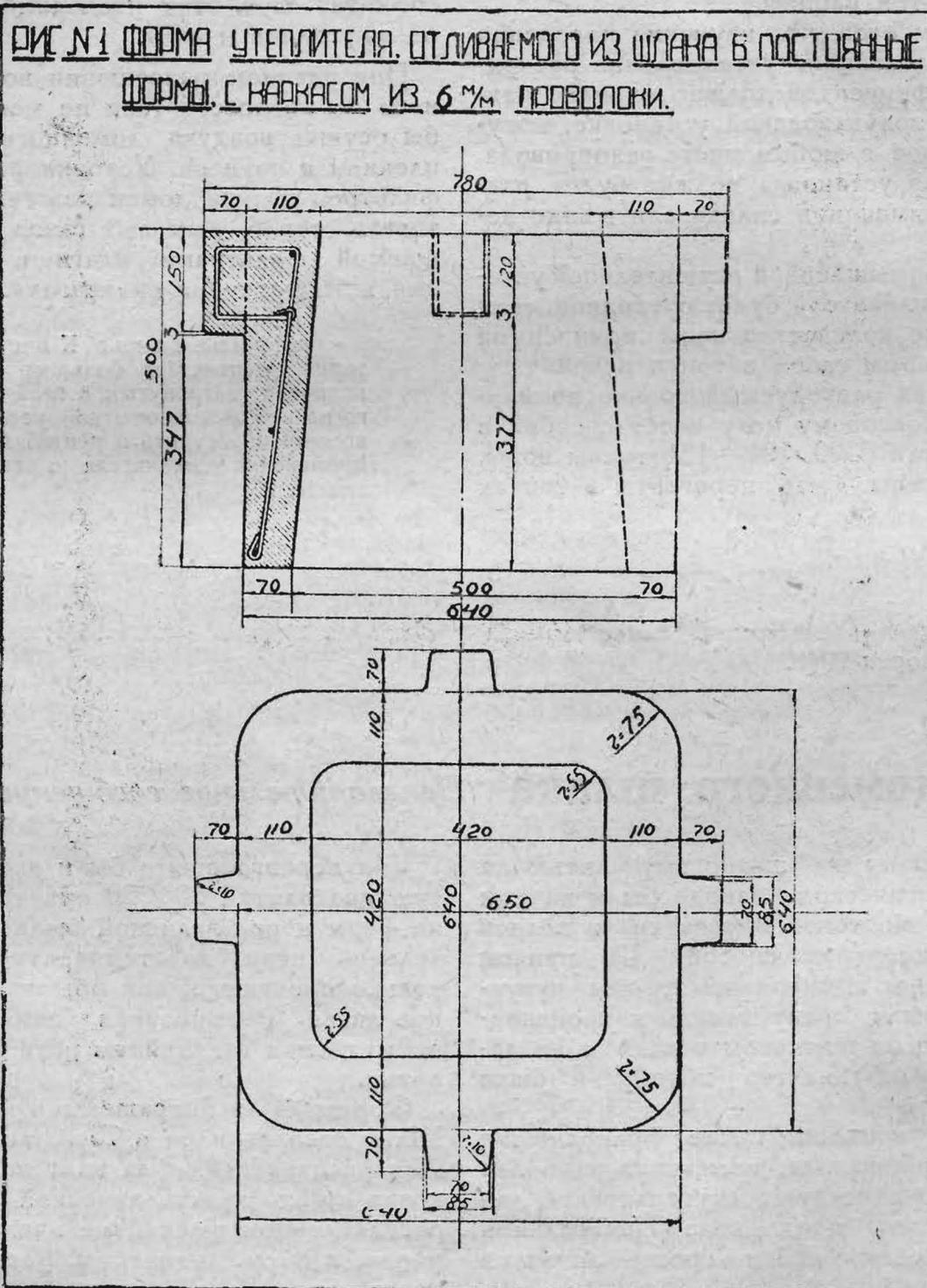
После заливки, во время которой обнаружилось очень хорошее заполнение формы, предварительно нагретая форма была помещена немедленно в отжигательную печь с температурой около 900° . Вторая форма остывала наружи. Режим охлаждения состоял в том, что в течение 3-х часов в отжигательной печи поддерживалась начальная температура, затем 8 часов газ постепенно убавлялся до полного прекращения и через 30 часов после разлива форма была извлечена из печи. Отливка, остывав-

шая снаружи, растрескалась и представляла из себя черное стекло, а отливка, остывавшая в печи, получилась светло-коричневого цвета, без трещин с явно начавшейся кристаллизацией и некоторым количеством газовых пузырей.

Эта отливка вместе с кусками стекла из отливки, охлаждавшейся наружи, была испытана на термическую устойчивость, дабы определить отношение шлаковой тепловой прибыли к термическому удару при заливке в нее стали. Отливки нагревались

вода для этого рода изделий слишком суровое и не встречающееся в практике испытание (2), шлак показал достаточную устойчивость, чтобы не бояться растрескивания тепловой надставки при заливке ее металлом, ибо в этом случае мыслим только один тепловой удар.

Проверив литейные качества шлака при условии искусственного расплавления, был проделан опыт с заливкой форм из шлака, непосредственно выпускаемого из копильника 14-ти тонной вагранки.



до 900° в силитовой печи, выдерживались при этой температуре 30 минут и из печи опускались в холодную проточную воду. Стекловатый кусок при второй теплосмене распался в воде на мелкие куски с сильным треском. Отливка термически обработанная после третьей теплосмены потеряла крепость и разломалась пополам под небольшим усилием руки.

Несмотря на то, что испытание термической устойчивости для литых материалов обычно производится не с водой, а со сжатым воздухом, так как

Под шлаковый желоб вагранки был поставлен тот же графитовый тигель, предварительно прогретый в течение двух часов пламенем коксового газа. Этот опыт преследовал только проверку степени заполнения формы шлаком, взятым непосредственно из вагранки, а поэтому формы перед заливкой совершенно не нагревались, а только были просушены.

Было залито в песчаные окрашенные графитовым чернилом формы три кирпича и один шлаковый паучек с центральной шишкой; эти отливки по-

казали, что температура шлака выходящего из вагранки достаточно высока для создания удовлетворительного заполнения форм.

Вслед за этим опытом, показавшим полную возможность производить отливку утепленной надставки из ваграночного шлака, было приступлено к организации самой отливки.

Для того, чтобы осуществить термическую обработку отливки теплом самого шлака, отливка производилась следующим образом: опока для формовки помещалась в шлаковую коробку литейного цеха, размером $1250 \times 1000 \times 750$ мм. Первый раз опока была поставлена в коробку на 150 мм. слой горелой земли. Размер опоки $850 \times 850 \times 500$ мм. Формовка велась в открытую. Шишка имела пустоту, заполненную коксиком. Первоначальная модель была изготовлена с толщиной стенки 100 мм. Модель соответствовала конфигурации волнистой изложницы с зазором 13 мм, во все стороны и имела по два прилива на каждой стороне. Форма перед заливкой тщательно подогревалась коксовым газом. Вместо литника на форму были уложены уступами 4 кирпича, предохраняющие края формы от размывания шлаком.

Заливка велась следующим образом: коробка подвешивалась на мостовом кране и подводилась под желоб копильника. Первый стылый шлак спускался в коробку сбоку опоки, когда струя шлака становилась интенсивной сбивались настлы с желоба и шлак направлялся в форму, затем струя вновь отводилась мимо опоки, убирались кирпичи-литники, а сверху шлакоформы был насыпан толщиной в 1 см. слой песку и коробка до верха наполнена шлаком.

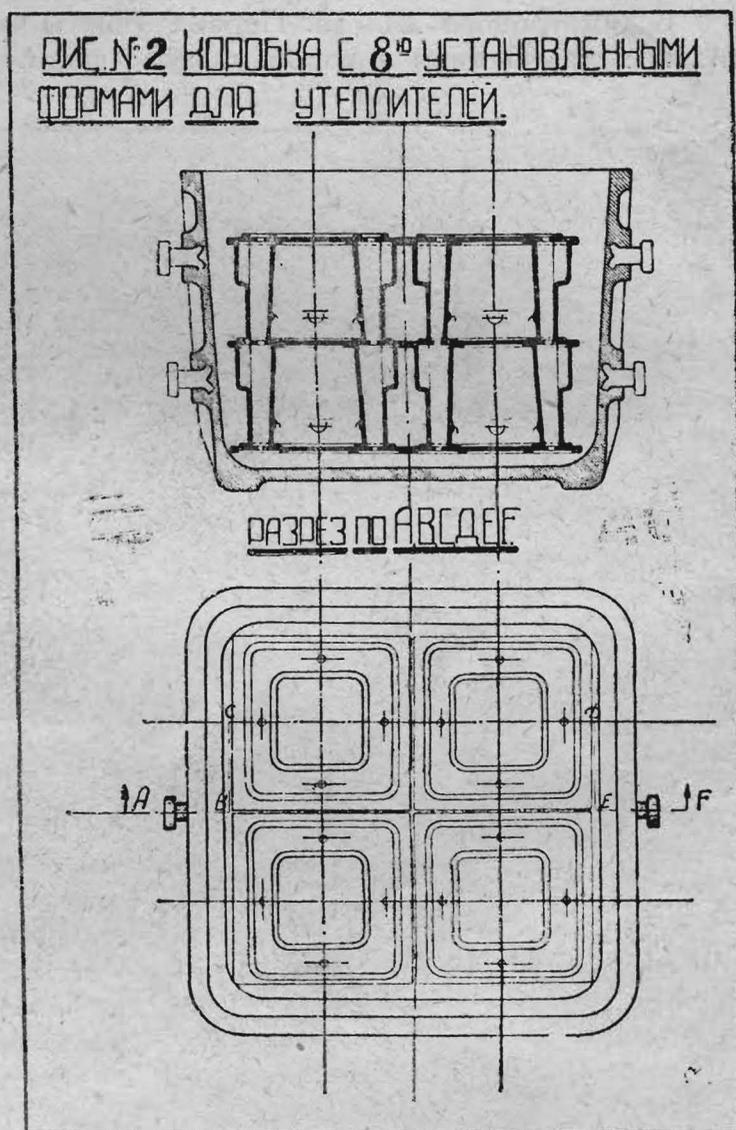
К сожалению, первая отливка не могла спокойно остыть, так как работники литейного цеха, несмотря на предупреждение, выбросили отливку через два дня на вагон с мусором. Когда формовочная земля и шлак были удалены, то оказалось, что шлак отливки прекрасно передал конфигурацию сложной формы, поверхность отливки получилась весьма удовлетворительная. Однако, оказалось, что снизу отливка представляет собой растрескавшееся черное хрупкое стекло, которое, начиная с половины, меняло цвет на более светлый и переходило вверху отливки в хорошо выкристаллизовавшийся камень. Также было обнаружено, что один слой песка не является хорошим изолятором отливки от шлака налитого сверху для осуществления кристаллизации, последний крепко приварился к отливке и при откалывании верх отливки был поврежден.

Учитывая изложенное, вторая отливка была произведена несколько иначе: в коробку не насыпалась горелая земля, а наоборот, опоку приподняли на 15 см. от дна коробки и установили на чугунную плиту. Таким путем и низ отливки, до которого доходило мало тепла от покровного шлака, получил большой приток его через чугунную плиту.

Вторая заливка производилась аналогично первой, но когда форма была заполнена и только что пущена струя шлака на покровный слой, в копильнике прорвало чугунную летку и шлак ушел от летки. Пока шлак вновь подошел к летке, прошло 1 час 20 мин; верх отливки достаточно остыл и хотя коробка была затем залита толстым слоем покровного шлака, это не предохранило верх отливки от растрескивания.

Отливка № 3 была организована аналогично отливке № 2, с той разницей, что в форму перед заливкой был помещен каркас из 6 мм. проволоки. Эта заливка произошла без всяких инцидентов и через 8 дней было произведено вскрытие покровного шлака и выбивка земли—теплая надставка получилась вполне удовлетворительного качества.

27-го мая в эту теплую надставку, поставленную на изложницу, был залит осевой металл. Заливка металла прошла совершенно спокойно, надставка стали не пропустила. Верх слитка был закрыт слом коксика. 3—4 см. толщиной. При раздевании слитка никаких осложнений не было.



Химический состав шлака, из которого изготовлена эта прибыль, следующий:

SiO_2	= 48,94 ⁰ / ₀ ;
Al_2O_3	= 17,05 ⁰ / ₀ ;
FeO	= 3,63 ⁰ / ₀ ;
MnO	= 11,33 ⁰ / ₀ ;
CaO	= 16,18 ⁰ / ₀ ;
MgO	= 2,96 ⁰ / ₀ ;
P_2O_5	= 0,099 ⁰ / ₀ ;
S	= 0,29 ⁰ / ₀ .

Описанным выше способом в литейном цехе было изготовлено еще 8 таких утеплителей с каркасами и все они выдержали прекрасно разливку стали. В одной из форм песчанная шишка была заменена шишкой из кровельного железа, наполненной коксиком. Утеплитель вышел хороший. Последние два утеплителя, изготовленные в литейном цехе, заливались сифонным способом через нижнюю плиту. Несмотря на очень малый напор шлака из вагранки, заливка прошла вполне удачно.

Опыт, накопленный по шлаковому литью в литейном цехе, позволил ставить вопрос о постановке работы уже в производственной обстановке на шлаковом отвале доменного цеха.

Для этой цели при центральной лаборатории организован с июля месяца 1935 года опытный шлако-литейный завод.

Перед заводом поставлена цель — освоение производства в постоянные формы утеплителей и мостовой брусчатки.

Отливки на опытном заводе были начаты в железные формы. После испытания двух вариантов форм удалось найти удовлетворительное решение, при котором теплая надставка извлекалась, не разрушаясь. Шишка тоже была применена из листового 6 миллиметрового железа. Первые опыты проводились с помещением в коробку двух форм. С

После заливки коробки шлаком последний за твердевает в коробке, а затем через сутки в виде козла выкладывается на плац (фото 1 показывает два таких козла), где и остывает 6-8 суток.

Железные формы перед их установкой смазываются графито-сульфато-щелочным чернилом. Как это чернило, так и густое известковое молоко совершенно исключают пригары шлака к металлу.

Работа с железными формами показала, что стойкость их весьма не велика (не превышает 5-6 раз); кроме того, их приходится править и очень сложна установка в коробки. Как выход из этого положения спроектированы чугунные формы (рис. 2 представляет коробку заполненную чугунными формами, а рис. 1 показывает конфигурацию утеплителя и каркаса для этой формы); испытание чугунных форм, которое в настоящее время еще не за-

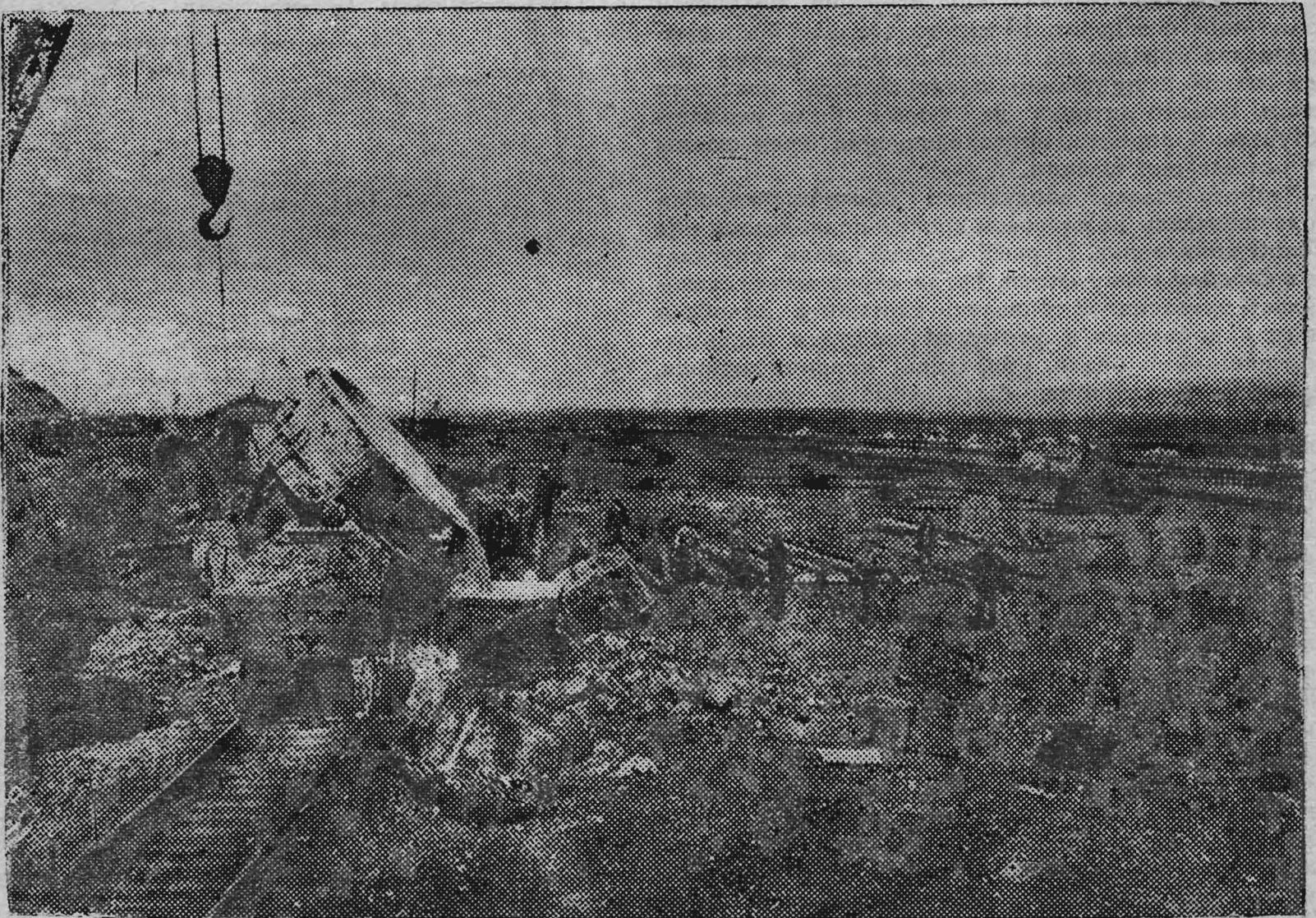


Фото 1. Заливка шлаком коробки с 2 формами утеплителей. Сбоку лежат два остывающих козла. На первом плане видны 2 первых отливки, полученных на шлаковом отвале

изготовлением больших коробок заливка начала проводится сразу 8-ми форм (по четыре штуки в два этажа). Как видно на рисунке 2, литники располагаются в нижней плите по четыре штуки на отливку и проходят через вторую плиту ко второму этажу форм. Несмотря на большую длину литника, заполнение форм оказалось вполне удовлетворительное. Шишки наполнялись перед заливкой кусками шлака и засыпались песком.

Раза два наблюдалось при заливке всплывание форм, но если они были хорошо скреплены между листами болтами, то, наполнившись шлаком, формы садились назад на подставленные на дно рельсы и отливки получались вполне удовлетворительные.

кончено, показало, что сборка чугунных форм менее трудоемка, чем железных и конфигурация отливок чугунными формами передается лучше, чем железяками.

Однако, в настоящее время стойкость чугунных форм еще не определена.

Таким же многоэтажным способом в коробку с несколькими рядами железных форм опытный завод начал изготавливать и брусчатку для мостовых. Отливка брусчатки не встретила никаких особых затруднений. Ниже приводится характеристика испытаний брусчатки, произведенных в строительной лаборатории КМЗ.

№ п/п	Размер брусчатки	Площадь испытания в см ²	Объемный вес	Времен. сопротив. сжатию	Истир в гр. кв. см.	Водопоглощение в %	Примечание
1	7,85 × 4,7 × 7,85	58,1	1,88	424,26	0,0206	—	Истираемость определялась по Кинду на вольском песке 1000 метр. пути при нагрузке 0,6 кг/см ²
2	7,85 × 7,4 × 7,85	58,1	1,79	825,30	0,0241	—	
3	7,8 × 7,4 × 6,2	57,7	2,4	686,84	0,0087	1,82	
4	7,8 × 7,9 × 7,2	57,0	2,31	518,66	0,0114	2,2	
5	16,5 × 18 × 16,5	297,0	2,05	505	—	—	
6	16 × 15 × 16	240,0	2,36	505	—	—	
7	18 × 16,5 × 16,5	297,0	2,2	616	—	—	

Ударная вязкость лабораторией не определялась, но опытным путем установлено, что разбить брусчатку, ударяя ею со всей силой об головку рельсы, ранее 10-12 ударов обычно не удается.

Испытание на морозоустойчивость было проведено замораживанием в естественных условиях сибирской зимы, после доведения брусчатки до постоянного веса насыщением водой и показало, что после 25-ти замораживаний никаких явлений разрушения образцов не имеется.

Сопротивление сжатию до и после замораживания, отклонений выходящих из рамок ±10% также не дало. Это показывает, что шлак обладает достаточной морозоустойчивостью.

Кроме брусчатки опытный завод произвел несколько опытов изготовления литых из шлака строительных блоков. В опытном порядке отливались блоки размером 800 × 400 × 400 и 750 × 750 × 500. Обнаружен оригинальный по простоте способ получения блока разного заранее заданного объемного веса. Объемный вес может быть получен от

0,9 до 2-х. Найден способ получения легкого термозитообразного блока с одной (или с несколькими заданными) плотной поверхностью.

Установлено, что шлаковые отливки могут с успехом армироваться. Сцепление между шлаком и арматурой великолепное.

Накопленный опыт в шлаковом литье дает возможность, сказать определенно, что для получения плотных большого объемного веса отливок необходимо лить шлак после большой выдержки, дабы он остыл и дегазировался (но в ковшах это осуществить затруднительно).

В настоящее время опытный завод проводит испытание чугунных форм в смысле их стойкости. О результатах этих работ последует статья в одном из ближайших номеров „Кузнецкстрога“.

Литература:

1. А. Гутман — „Использование доменных шлаков“.
2. Ключарев Я. В. — „Некоторые данные о сименсите“. Огнеупоры 1935 г. № 8 стр. 594.

Л. Г. СТАДЛЕР.

Химический отдел Центральной лаборатории К.М.К.

Новое в экспресс-методах контроля производства

Экспрессная контрольно-аналитическая работа поставлена в лаборатории в соответствии с теми требованиями, которые вытекают из обязанности своевременным и достаточно точным анализом обеспечить правильное управление технологическими процессами в цехах и рациональное с технологической точки зрения направление и использование потока полупродукции отдельных цехов и конечных заводских продуктов.

Информационная по своему характеру заметка эта строится по принципу последовательности обслуживаемых переделов и включает лишь важнейшие элементы экспресс-контроля.

Доменный передел обеспечивается экспресс-анализами чугуна и шлака.

По передельному чугуну задача сводится к тому, чтобы быстрыми анализами каждого выпуска по кремнию обеспечить начальнику смены и персоналу печей средство суждения о ходе процесса.

Вместе с тем характеристика по кремнию и марганцу должна быть дана до поступления чугуна в миксер мартеновского цеха с целью иметь возможность предупредить использование резко отклоняющихся от стандарта партий чугуна.

По литейному чугуну, наряду с быстрым определением для доменного цеха кремния, задача сводится к экспрессной характеристике полупродукта по кремнию, марганцу, сере и фосфору для разливочной машины с целью обеспечить организован-

ное направление и разгрузку по сортам на складе холодного чугуна.

Проба отливается при переходе на заполнение второго ковша, доставляется немедленно специальной пробонской в здание центральной лаборатории и здесь, после быстрой разделки вручную, поступает к аналитикам центрального экспресса.

Наибольшие методические затруднения с точки зрения коротких сроков анализа создают кремний и сера.

Задача по определению серы решена применением метода Касслера, который сводится к тому, что навеска металла сжигается в электрической трубчатой печи Марса при температуре 1250°C в атмосфере кислорода. Струя последнего вытесняет газобразный продукт горения серы—сернистый ангидрид—в цилиндр. Здесь он поглощается водой и в присутствии крахмала немедленно окисляется непрерывно приливаемым по мере его потребления титрванным раствором иода. Расход последнего на основе стехиометрического расчета дает процентное содержание серы. Скорость определения 3—5 минут.

Определение кремния остается лимитирующим во времени весь анализ. Однако его удалось с 45 минут в прошлом свести к 16—20 минутам. В качестве первичного растворителя пробы применена соляная кислота, что обеспечило возможность резко интенсифицировать нагрев раствора (он не дает пены, как метод кислотной смеси), проводить его голым огнем, снизить тем самым во времени процесс растворения и выделения окисленного в кремнекислоту кремния до 5 минут. При повторном растворении высушенных солей соляной кислотой для разрушения карбидов применена азотная кислота. Процесс прокаливания проводится в муфеле в атмосфере кислорода.

Марганец определяется получившим еще в тридцатых годах всеобщее распространение и потому не характеризуемым здесь в деталях персульфатно-арсенитным методом, причем для экономии времени графит литейного чугуна не отфильтровывается.

Для определения фосфора используется также повсюду применяемый молибдатный метод с алкалометрическим объемным концом, причем в целях ускорения при осаждении применяется повышенная температура и молибденовая жидкость с повышенной концентрацией молибдена.

Применение изложенной методики, несомненно, в значительной степени способствует максимальному сжатию сроков экспресс-анализа. Возможности эти используются соответствующим организационным построением работы бригады аналитиков—экспрессников, о чем будет упомянуто в конце.

Вобщем среднестатистический срок пребывания пробы чугуна в лаборатории за ноябрь месяц—30 минут, считая в том числе разделку пробы, доставку ее на третий этаж и самый анализ. По отдельным пробам срок этот доходит до 22 минут.

С момента пуска первой доменной печи в 1932 году на Кузнецком металлургическом заводе был принят и в значительной степени сохранился до сего времени экспресс-анализ доменного шлака. В пусковой период делается анализ решительно каждого выпуска шлака, включая и промежуточные. Затем переходят на анализ каждого „выпуска с чугуном“ и, наконец, 3 раза в сутки с каждой печи, дающей литейный чугун. Шлак передельного чугуна

на пускается в анализ незакономерно по требованию цеха. За $1\frac{1}{2}$ часа лаборатория сдает содержание в шлаке кремнезема, глинозема и закиси железа. Обеспечивая возможность корректировать шихтовку, экспресс-анализ доменного шлака, сочетаясь с системой измерительных приборов и экспресс-анализом чугуна, дает возможность персоналу доменного цеха руксводить процессом с открытыми глазами.

Методика анализа шлака сводится к следующему: навеска растворяется в соляной кислоте в присутствии азотной, как окислителя. Кремнезем отделяется фильтрацией после выпаривания и повторного растворения солей в кислоте. В фильтрате в присутствии хлористого аммония осаждается и пересаживается аммиаком сумма гидроокисей железа и алюминия и прокаливанием превращается в окислы. Железо определяется из аликвотной части по методу Рейнгарда—Циммермана (перманганато метрически), а глинозем по разности.

Доменный цех—основной потребитель сырья. Знание его химического состава, как известно, имеет решающее значение в деле правильной шихтовки и необходимой для этого правильной организации рудного двора. Длительное время на Кузнецком заводе практиковались экспресс-анализы руд на такие сложные даже компоненты, как кремнезем и глинозем. Теперь этот этап позади. Почти все виды сырья паспортизируются на местах погрузок и поступают с химической характеристикой. Экспресс-анализ на железо, марганец и серу применяется только к подозрительным вагонам или партиям материала.

Мартеновский передел обеспечивается экспресс-анализами: металла из ванны на углерод, марганец и фосфор; шлака из ванны на железо и плавочных проб на углерод, кремний, марганец, фосфор и серу. Периодически делаются проверочные экспресс-анализы ферро-марганца на марганец и ферро-силиция на кремний. Материалы из ванны анализируются в мартеновском экспрессе, все остальное в центральном.

Сталь из ванны на углерод и марганец делается по средне-статистическим данным за январь 1936 года в течение 5,4 минут, считая в том числе также охлаждение раскаленной пробы и ее разделку. Отдельные пробы находятся в лаборатории всего 3,5 минуты. Каждое определение делается одновременно двумя руками, что предохраняет от случайных ошибок. Углерод определяется сжиганием в струе кислорода с последующим замером образовавшейся углекислоты в аппарате Вюрца.

Марганец делается персульфатно-арсенитным методом, а фосфор-молибдатным, причем в случае заведомо малых количеств суждение составляется по внешнему виду осадка, а при повышенных содержаниях определение заканчивается алкалометрически. С 1935 года введен экспрессный анализ шлака из ванны на закись железа вначале для осевых плавок, а затем и для всех. Анализ этот позволяет регулировать состав шлака в ванне с целью понизить содержание кислорода в металле. Анализ делается за 15—20 минут и завоевал довольно прочные позиции. Самое определение делается путем растворения отмагниченной измельченной пробы в соляной кислоте, путем последующего восстановления железа хлористым оловом и перман-

танатометрического определения всего железа с пересчетом его на закись (условно).

Срок анализа плавочных проб всех выпускаемых мартеновским цехом сталей определяется необходимостью иметь химический аттестат металла до поступления его на стриппер с тем, чтобы регулировать движение металла к нагревательным колодцам прокатного цеха в соответствии с возможностями последнего перерабатывать его.

Анализ делается изложенными выше для чугуна и металла из ванны методами и заканчивается по средне-статистическим данным за январь 1936 года в течение 25 минут, включая охлаждение и разделку пробы.

Марка ферросилиция проверяется за $\frac{1}{2}$ часа из двух параллельных навесок. Определение построено на принципе удельного веса, падающего по мере увеличения количества кремния в материале.

Марка ферро-марганца (кроме Макеевского) проверяется также за $\frac{1}{2}$ часа косвенным методом, построенным на определении железа, количество которого находится в закономерной зависимости от количества марганца, причем зависимость эта легко изображается прямой в системе координатного графика.

Экспрессный химический контроль на заводе поставлен также в цехах литейном, шамото-динасовом, на теплоэлектроцентрали, равно как силами

специального коксохимического отдела—в коксовом цехе. Описание этих работ по мысли редакции журнала должно быть предметом отдельной заметки. Весьма существенным в деле экспрессной контрольно-аналитической работы является выбор аналитической методики. Не меньшую роль однако играет и **организационное построение работы**. Из практики работы Кузнецкого завода следует отметить следующие моменты, дающие положительный эффект.

„Концентрация“ рабочего места, если так можно выразиться, позволяющая делать минимум лишних движений, сокращает сроки анализа. Аналогичное значение имеет концентрация ряда экспрессных работ в одном месте, что позволяет, при наличии не-закономерно-пульсирующего поступления в анализ материалов, каждую пробу принимать и делать одновременно силами нескольких аналитиков. Введение дублерства на таком решающем участке, как мартеновский экспресс, резко повышает качество выпускаемых лабораторией экспресс-анализов и почти полностью ликвидирует случаи увода в брак плавов по вине лаборатории.

Крайне серьезным фактором в деле сжатия сроков и повышения качества является система заработной платы, которая уже в течение нескольких лет на заводе построена со специальным учетом интересов производства.



ОТ РЕДАКЦИИ

Статья акад И. П. БАРДИНА—Перспективы промышленного развития южного Кузбасса—будет помещена в одном из ближайших номеров нашего журнала.

К ПОДПИСЧИКАМ

Ввиду задержки в выпуске по техническим причинам настоящего номера журнала редакцией принято решение ограничиться в 1935 году выпуском четырех номеров журнала.

Подписавшиеся на журнал на 1935 год, взамен № 5 и № 6 за 1935 г., получают № 1 и № 2 за 1936 год.

Сокращение в 1935 году выпуска двух номеров журнала ни в малейшей степени не отражается на содержании намеченных по плану к печати материалов.

Редакция

Ответственный редактор И. П. БАРДИН
Заместитель ответственного редактора К. В. ЧЕРНОУСОВ
Технический редактор Н. В. ЖОГОЛЕВ

ПРЕДПОЛАГАЕМОЕ СОДЕРЖАНИЕ ЖУРНАЛА

„КУЗНЕЦКСТРОЙ“

№ 1-2 за 1936 год

ДОМЕННЫЙ ОТДЕЛ

Инж. А. В. ЖЕЛТОВ

— Борьба с выносом колошниковой пыли на доменных печах Кузнецкого металлургического завода.

Инж. И. Д. НИКУЛИНСКИЙ

— Выдувка доменной печи № 1 Кузнецкого металлургического завода.

ПРОКАТНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО

— К вопросу об износе рельсовой стали.

Инж. И. В. ГУСАРЕВИЧ

— Механические свойства котельного железа КМЗ.

Инж. Ю. М. НАБАК

Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ

Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО

— Анализ работы соединительной муфты листового стана на Кузнецком заводе.

Инж. М. И. БОЯРШИНОВ

— Опытный участок Кузнецкого металлургического завода на Томской железной дороге.

Инж. Т. Н. ЛЯЩЕНКО

— Определение твердости рельсов 19 мм. шариком.

Инж. Н. Р. ЛАПТЕВ

— Механические свойства рельсов в зависимости от температуры конца прокатки.

СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. А. А. СПАСКИЙ

— Производительность мартеновской печи в зависимости от ее тепловой нагрузки.

Инж. С. И. ДОБРУШСКАЯ

— Производство котельного железа.

КОКСОВЫЙ ОТДЕЛ

Инж. Е. Г. ТАБАКОВА

— Окисляемость Кузнецких углей.

ЛИТЕЙНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. А. А. ГОРШКОВ

— Каковы должны быть состав и структура чугуна изложниц?

ОГНЕУПОРНЫЙ ОТДЕЛ

Проф. Д. С. БЕЛЯНИН

— Химико-минералогическое исследование динаса из свода мартеновской печи КМЗ.

Инж. Г. И. САХАРОВ

— Кирпич с низкообоженным шамотом.

Инж. Л. М. ЗИЛЬБЕРФАРБ

— Изучение происхождения посечки на динасе.

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ ОТДЕЛ

Инж. М. П. РОЗЕНЦНОП

— Шинный тоннель КМЗ.

Инж. Е. Г. ТАБАКОВА

— К вопросу регенерации смазочных масел.

СТРОИТЕЛЬНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. А. Л. КАГАН

— Продольный изгиб прямого стержня со ступенчатым изменением поперечного сечения и осевой силы.

Инж. А. А. БЕНЬ

Инж. А. Л. КАГАН

— К вопросу об осадке опор моста через р. Тоть.

ГЕОЛОГО-РАЗВЕДОЧНЫЙ ОТДЕЛ

Инж. И. А. ФОМИЧЕВ

— К вопросу разрешения марганцевой проблемы для черной металлургии Зап. Сиб. края.

ОБЩЕЗАВОДСКИЙ ОТДЕЛ

Инж. С. И. ФИЛИМОНОВ

— Определение марки стали по химанализу.

Инж. В. Н. МАСЛОВА

— Классификация мартеновских шлаков по наружному виду.

Инж. С. В. ДРИЧЕК

— Опытные плавки хромомедистой стали.

Инж. Н. В. ЧЕРНОУСОВ

Инж. С. Н. НИКИТИН

— Борьба со взрывами на кислородных станциях.

Цена 5 руб.

ПРИНИМАЕТСЯ ПОДПИСКА НА 1936 ГОД

НА НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

„КУЗНЕЦКСТРОЙ“

(ПЯТЫЙ ГОД ИЗДАНИЯ)

В 1936 ГОДУ

выйдет 6 номеров журнала с объемом 7-8 печатных листов каждый.

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

Акад. И. П. Бардин (ответственный редактор)
Инж. К. И. Бутенко
Доц. Ю. В. Грдина
Инж. И. Н. Злотников
Проф. Н. А. Костылев
Инж. И. А. Фомичев
Инж. К. В. Черноусов (зам. ответствен. редактора)

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

на 1 год (6 номеров) . . 15 р. — к.
на полгода (3 номера) . . 8 р. — к.
цена отдельного номера 2 р. 50 к.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ

редакцией журнала
„Кузнецкстрой“

АДРЕС РЕДАКЦИИ: г. Сталинск, Запсибкрай, Управление Кузнецкого металлургического комбината. Редакция журнала „Кузнецкстрой“.