34.3
С23

1556600 т.

СБОРНИК

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СТАТЕЙ

КМЗ



ИЮЛЬ 1939 г.

Кузнецкий Металлургический Завод

им. Сталина


1939
1714000 т.
1678348 т.
1564648 т.
1254753 т.
943770 т.
604991 т.
242679 т.
33315 т.
1932
1933
1934
1935
1936
1937
1938
1939

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

КУЗНЕЦКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД им. И. В. СТАЛИНА

ровская областная
БИБЛИОТЕКА

СБОРНИК

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СТАТЕЙ КМЗ

№ 3

Год издания второй.

Новосибирская областная научная библиотека № 318041

КЕМЕРОВСКОЙ Центральной библиотеки имени СВЕРДЛОВА

ИЗДАНИЕ ЦЕНТРАЛЬНОЙ ЛАБОРАТОРИИ КМК

г. СТАЛИНСК 1939

кам сельского медицинского пу...
книги по военно-санитарному де...
и предупредить заболевания на похо...
даче книг важно учесть особенности ...
-разному подходить к различным группа...
общеобразовательную, политическую и во...
итателя и в зависимости от этого предлож...
есующему его вопросу. Например, командир...
билизованные красноармейцы имеют опред...
ку, военную специальность, и поэтому им следу...
вать более сложные книги и в первую очередь ...
специальности (артиллерия, кавалерия и т. д.).
ризывнику или призывнику Красной Армии библио...
екомендует популярные книги о Красной Армии, о в...
присяге, о гражданской войне, о героях боев с бело...
ми; он знакомит его с законом о всеобщей воинской ...
ности, предлагая «Памятку призывника» и массовые ...
оры об отдельных родах войск, чтобы заинтересовать их ...
ими военными специальностями еще до службы в Крас-
Армии.

...старших классов средней школы следует реко-
... специально изданные для
... военному

Колхознику-конюху
делу и уходу за конем ...
Самаров М. «Танки»
о танках: Биберга...
наряду с другой ...
учитывать пр...
При рек...
например,
можно ...
как ...
ковск...
ни...

ГУК ОНБ им. В.Д. Фёдорова
Основной фонд
Ф 95202

Из речи Народного Комиссара черной металлургии СССР товарища Ф. А. МЕРКУЛОВА на Всесоюзной конференции по мартеновскому производству

Больше стали высокого качества*)

Товарищ Сталин в своем историческом докладе на XVIII с'езде партии указал, что нам необходимо догнать и перегнать наиболее развитые капиталистические страны в экономическом отношении в ближайшие 10—15 лет. В осуществление этой, поистине гигантской, задачи мы должны в третьей пятилетке поднять годовую выплавку чугуна до 22 млн. тонн, выплавку стали — до 28 млн. тонн, выпуск проката — до 21 млн. тонн. При этом особое значение приобретают производство специальных сталей и выпуск качественного проката.

В 1938 г. и первые 4 месяца 1939 г. черная металлургия не выполнила государственного плана. В прошлом году сталеплавильщики задолжали стране 1.500 тыс. тонн стальных слитков. План четырех месяцев 1939 г. выполнен по чугуну на 91 проц., по стали — на 91,1 проц., прокату — 95 проц. Выпуск стали и проката в первой трети этого года ниже производства за этот же период 1938 г.

В результате неудовлетворительной работы заводы Наркомчермета задолжали стране за 4 месяца 1939 года 462 тыс. тонн чугуна, 459 тыс. тонн стали и 207 тыс. тонн проката.

В апреле сталеплавильщики выполнили план на 93,4 проц., ухудшив свою работу по сравнению с мартом. Прокатные цехи в феврале и марте при некотором наличии запасов металла перевыполнили программу. В апреле же из-за недостатка металла прокатчики по вине сталеплавильщиков не выполнили программы. Мартеновцы лимитируют работу прокатных цехов.

Партией выращены и воспитаны прекрасные кадры мартеновцев. Всем известны сталевары: Непашев (Магнитогорский комбинат) — инициатор скоростных плавок, Амосов, Кононов и Иванов (завод им. Сталина) — зачинатели всесоюзного социалистического соревнования сталеваров, Чайковский, Сороковой, Кирпа (завод им. Коминтерна) — пионеры больших садок и коротких плавок. Всем известны имена лучших представителей технической интеллигенции — академика Доброхотова, доцентов Семикина, Казанцева — Днепропетровский металлургический институт, профессора Иванова — Донецкий металлургический институт, Крамера — нач. мартеновского цеха № 3 завода им. Дзержинского, Беликова — начальника мартеновского цеха Кузнецкого комбината им. Сталина, Масловой — начальника металлургического отделения центральной лаборатории Кузнецкого завода.

*) „Индустрия“ за 22 мая 1939 г.

У нас имеются сотни и тысячи талантливых стахановцев и инженеров и научных работников. Лучшим доказательством этого служит конференция мартеновцев, на которой представлены три академика, 18 профессоров, 21 доктор и кандидат технических наук, 22 доцента. За годы двух сталинских пятилеток у нас создано новое, технически передовое, мартеновское производство.

Почему же при наличии квалифицированных кадров и прекрасных производственно - технических условий работы мы не выполняем плана? Основная причина в том, что многие командиры производства, инженеры и научные работники не сумели перестроить свою работу соответственно новым задачам и по-настоящему не возглавили стахановское движение, чтобы от стахановских бригад перейти к стахановским сменам, цехам и заводам.

Простои агрегатов достигают огромных размеров. По заводам ГУМП Юга и ГУМП Востока они составили в 1937 г. 21,8 проц., в 1938 г. — 22,3 проц., а в первом квартале 1939 г. — 24,9 проц., что почти вдвое превышает плановые нормы.

Кстати, нужно отметить, что в последнем номере журнала «Сталь», посвященном конференции по мартеновскому производству, помещена статья «Итоги и задачи развития мартеновского производства в СССР», в которой, наряду с интересными данными о работе мартеновских печей, допущены серьезные ошибки. В этой статье говорится буквально следующее:

> «...за последние два года динамика снижения простоев по нашим мартеновским цехам в общем благоприятна, однако это снижение простоев идет недостаточно быстрыми темпами и охватывает еще не все мартеновские цехи».

Комментарии, как говорят, излишни.

В этой же статье редакция журнала «Сталь» заявляет:

> «...мартеновские цехи Советского Союза по достигнутому ими уровню производительности мощных печей уже не имеют равных среди лучших мартеновских печей мира».

Такой неправильный вывод сделан на основании сопоставления показателей наших печей с устаревшими данными о производительности мартеновских печей Соединенных Штатов Америки за 1935—1936 гг. Такой вывод отнюдь не мобилизует на освоение стахановских мощностей.

Исключительно велики горячие простои, в особенности на «ямах». Часты аварии. До сих пор в мартеновских цехах наших заводов наблюдаются случаи ухода плавки в подину и обвал сводов. Это говорит о том, что техническая культура на ряде заводов находится еще на чрезвычайно низком уровне.

Борьба за уменьшение простоев и увеличение продолжительности кампании печей требует одновременного наступления в двух направлениях: во-первых, нужна лучшая организация технологического процесса и уход за печами; во-вторых, надо резко повысить качество огнеупоров.

Наряду с заводами, которые приблизились к плановым нормам простоев (завод им. Дзержинского, ДЗМО, старый цех завода им. Андреева, мартеновский цех Златоустовского завода, мартеновский цех завода «Серп и молот», мартеновский цех № 2 завода «Красный Октябрь»), ряд заводов увеличил

простои (завод им. Петровского, им. Фрунзе и др.).

Если мы сократим простои мартеновских печей на 7 — 10 проц., то это даст нам дополнительно по меньшей мере миллион тонн стали в год.

В Соединенных Штатах Америки длительность кампании мартеновской печи — 250 — 300 плавок, а в отдельных случаях — 500 плавок. У нас же стойкость печей чрезвычайно низка. Мы имеем все возможности для того, чтобы большие печи выдавали в одну кампанию 250 плавок, а малые печи — 400 плавок.

Товарищ Л. М. Каганович неоднократно подчеркивал огромное значение пооперационных графиков и регулирования режима работы в мартеновском производстве. Однако на ряде заводов графики нарушаются, а некоторые работники попросту их саботируют.

В этом виноваты не только работники заводов. Большую долю вины должны нести также и работники главков, которые по-настоящему не занимались и не занимаются графиками.

Опыт показывает, что те заводы, которые по-настоящему борются за график (цех № 2 Макеевского завода, цех № 3 завода им. Дзержинского, заводы «Серп и молот», «Красный Октябрь» и другие), план выполняют. Нужно помнить, что график — основное условие для коллективной стахановской работы.

Нельзя добиться высокой производительности агрегатов, если у нас не будут механизированы все основные и вспомогательные операции.

Наши новые и реконструированные мартеновские печи по своей технической оснащенности — самые лучшие в мире, но в то же время на отдельных операциях, в особенности в старых цехах, люди вынуждены работать вручную. Это приводит также к раздутым штатам обслуживающего персонала при остром недостатке рабочей силы. 150-тонную мартеновскую печь, например, у нас обслуживают 100—130 человек, а в Соединенных Штатах Америки такую печь обслуживают 33—40 человек.

Мы можем также уменьшить число рабочих, повысить производительность печей, сократить расходные коэфициенты сырья и топлива, если введем автоматизацию регулирования теплового режима на мартеновских печах. Приборы по автоматизации не сложны. Каждый завод должен изыскать все возможности, чтобы осуществить автоматизацию своими силами и средствами.

На конференции по мартеновскому производству заслушан ряд весьма ценных докладов, выступлений. Многое из того, что предлагалось на конференции, является бесспорным и должно быть немедленно осуществлено. Повышение термической мощности печей может, без затрат значительных средств, дать увеличение производства на 7 — 10 проц., или дополнительно 1,5 — 1,8 млн. тонн стали в год.

Увеличение садок — нужное и полезное дело для роста производства стали. Но оно должно проводиться с одновременным повышением теплового режима печей. В противном случае увеличение садок приведет к затяжке плавок и снижению производительности мартеновских печей. Примером этого может служить мартеновский цех № 1 Макеевского завода имени

Кирова, который, перейдя на большие садки без изменения термической мощности печей, не получил должного эффекта.

Несколько слов о связи теории с практикой в области сталеплавильного производства.

На смену старой, консервативной гидравлической теории, осужденной жизнью, пришла новая, передовая энергетическая теория. Ее представители — академик Доброхотов, доценты Семикин и Казанцев, инженер Кармазин и другие — новаторы мартеновского производства. Надо еще много поработать над тем, чтобы достигнутые на отдельных печах положительные результаты распространить на все печи Союза. Необходимо уточнить еще ряд неясных вопросов теоретического и практического характера с тем, чтобы обеспечить дальнейшее развитие энергетической теории.

Партия учит нас, что теория только тогда сильна, когда ею овладевают массы. Поэтому передовая энергетическая теория должна быть вынесена в широкие массы металлургов. Эту теорию нужно внедрить в практику, ввести на всех участках мартеновского производства — заводах, в научно-исследовательских институтах и проектных организациях, во втузах и лабораториях.

Главное — не замыкаться в рамках узкого круга людей, проверять себя на практике, настойчиво двигаться вперед.

Большую и полезную работу ведет доктор технических наук руководитель кафедры металлургии стали Донецкого индустриального института Петр Николаевич Иванов, который своими научными трудами двигает вперед технику мартеновского дела. Однако нужно признать, что в области сталеплавильного производства теория еще отстает от практики.

В работе конференции допущен ряд недостатков—загроможденность повестки дня обилием вопросов, некоторая академичность при их обсуждении, недооценка заводских лабораторий и т. д. А ведь заводские лаборатории — огромная научная сила, на которую мы должны опираться; научно - исследовательские институты и проектные организации должны всю работу проверять на заводах в тесном контакте и при непосредственном содружестве с заводскими лабораториями.

Нам известно, какую прекрасную работу по осевой стали провела лаборатория Кузнецкого завода. Неплохо работает и лаборатория Мариупольского завода им. Ильича и другие.

Между тем из выступлений начальника мартеновского цеха завода им. Дзержинского тов. Крамера видно, что на их заводе, например, создались неправильные взаимоотношения с работниками научно-исследовательского института, и это приносит огромный вред нашему делу.

Главки Наркомчермета, научно-исследовательские институты, проектные организации обязаны всячески содействовать росту заводских лабораторий, которые, наряду с техническим отделом завода, должны быть центрами технической мысли на предприятии.

Заводским лабораториям следует поручить разработку отдельных тем, касающихся не только одного завода, но иногда и ряда смежных предприятий, работающих в аналогичных условиях.

Необходимо создать на заводах такую обстановку, чтобы заводские инженеры могли систематически

повышать свои знания, могли творчески работать на своем участке, двигать вперед технику сталеплавильного производства. Предложение академика Доброхотова о выделении группы способных заводских инженеров для научной работы в качестве аспирантов научно-исследовательских институтов без отрыва от производства заслуживает внимания.

За последние 3—4 года конструкция мартеновских печей и отдельных их деталей подверглась значительным изменениям. Многое делается наспех, иногда по недостаточно проверенным данным. При этом был допущен ряд ошибок.

Пора уже окончательно выяснить наиболее рациональные параметры. При конструировании мартеновских печей такие вопросы, как отношение длины печи к ее ширине, как высота свода над уровнем металлических порогов, как глубина ванны, толщина подины, должны найти свое разрешение.

На основе материалов конференции должен быть составлен новый типовой проект стандартной мартеновской печи с учетом всего, что дает нам передовая теория и стахановская практика.

Вопросы экономики производства не получили достаточного освещения на конференции. Здесь очень мало говорили о роли экономии топлива, о газификации, о резком сокращении расхода чугуна в мартеновской шихте.

Мы расходуем на тонну стали значительно больше топлива, чем Германия.

На ряде заграничных металлургических заводов топливо употребляется только коксовым цехом, а передельные цехи используют отходящие газы. На наших заводах эти газы хищнически выпускаются в воздух, отравляя атмосферу.

Выступление на конференции начальника сектора энергетики и топлива Наркомчермета т. Коркуленко вряд ли кого удовлетворило. В его выступлении не было конкретной программы действий. По существу это было констатацией довольно печальных, но всем известных фактов о том, что мы пережигаем топливо.

На конференции было сообщено, что одна лишь установка котлов-утилизаторов в мартеновских цехах может сохранить около 20 процентов топлива, дать около 11 млн. тонн пара, что составит ежегодную экономию в 77 млн. рублей. Кроме того котел-утилизатор позволяет обеспечить мартеновские печи мощной и легко регулируемой тягой. Разве не позор, что мы до сих пор не провели этого важнейшего мероприятия.

В Наркомчермете, главках и заводах проверка исполнения приказов и организационно-технических мероприятий поставлена неудовлетворительно. Больше месяца назад Наркомчермет издал приказ № 200, в котором были изложены конкретные мероприятия по интенсификации мартеновского производства и повышению качества стали. Этот приказ явился результатом проработки теоретических, экспериментальных и заводских материалов.

Теперь выяснилось, что дальнейшей проработки приказа № 200 на сменах еще не было.

Здесь, на конференции, почти никто не говорил, как выполняется этот приказ на заводах.

Основные вопросы повышения производительности мартеновской печи и улучшения качества стали проверены стахановской практикой. Многие из этих вопросов уже тео-

ретически разработаны, теперь надо бороться за систематическое и настойчивое внедрение стахановских методов работы в каждом цехе, на каждой печи.

Профессия металлурга — весьма почетна. Наша продукция идет в первую очередь на индустриализацию страны, на укрепление ее обороноспособности. Сейчас сталевары ряда заводов поднимают знамя социалистического соревнования, развертывают соревнование профессий. Каждый день мы читаем в газетах о новых и новых обязательствах, предложениях, достижениях сталеваров. Командиры обязаны обеспечить дальнейшее развитие стахановского движения и социалистического соревнования во всех звеньях сталеплавильного производства.

Мы должны оправдать то огромное внимание, которое уделяют нам, металлургам, коммунистическая партия и лично товарищ Сталин. Наша родина требует больше стали высокого качества, и мы должны эту сталь дать.

Дело чести мартеновцев, всех металлургов — выполнить план 1939 года, полностью выполнить план третьей пятилетки.

Десять лет с начала строительства Кузнецкого металлургического завода

В текущем 1939 году исполнилось десять лет с начала строительства Кузнецкого металлургического завода им. И. В. Сталина. Второго декабря 1928 года президиумом бывшего ВСНХ было принято окончательное решение об одновременной постройке Магнитогорского и Тельбесского (Кузнецкого) металлургических заводов. В мае 1929 г. был издан приказ ВСНХ о назначении И. П. Бардина главным инженером «Кузнецкстроя».

В июне этого же 1929 года начались первые земляные работы по подготовке полотна ж. д., соединяющей строительную площадку с Томской ж. д.; около деревни Бессоново началось строительство первых жилых помещений... Так, по инициативе нашего лучшего друга, вождя и учителя товарища Сталина, началось строительство Кузнецкого металлургического завода и города Сталинска—города металла и угля.

Коллектив металлургов отметил десятилетие начала строительства Кузнецкого завода высоким трудовым под'емом. За выполнение государственного плана в первом полугодии 1939 года по всему металлургическому циклу, Кузнецкому металлургическому заводу имени И. В. Сталина присуждено переходящее красное знамя Народного Комиссариата Черной Металлургии СССР. Вручение знамени состоялось 6 июля. Трудящиеся завода и города Сталинска отметили это выдающееся событие мощной политической демонстрацией и общегородским митингом.

Люди, которые строили Кузнецкий завод, затем осваивали современное крупное металлургическое производство, выросли на заводе и вместе с заводом, пережили все радости и трудности, связанные со строительством и эксплоатацией завода,—с законной гордостью демонстрировали свою преданность и любовь Матери-Родине, партии Ленина — Сталина, родному и любимому Иосифу Виссарионовичу Сталину. Они также демонстрировали свою ненависть к врагам народа, твердую решимость до последней капли крови защищать свою Родину, защищать добытую в суровой борьбе счастливую и радостную жизнь под солнцем Сталинской Конституции. Они демонстрировали морально-политическое единство и свою сплоченность вокруг Коммунистической партии большевиков, вокруг нашего отца, друга и учителя товарища Сталина и твердую уверенность в победе коммунизма.

Кузнецкий металлургический завод под руководством Коммунистической партии большевиков, под непосредственным личным руководством товарища Сталина стал неприступной крепостью большевизма

на Востоке СССР. Он является базой социалистической индустриализации Советской Сибири, одной из богатейших окраин нашей необ'ятной Советской страны. Продукция Кузнецкого завода составляет около 10 процентов металлургической продукции СССР. Успешное завершение строительства Кузнецкого металлургического завода было одним из ярких примеров торжества дела Ленина—Сталина, победы социализма в нашей стране.

Разгромлены и развеяны впрах троцкистско-бухаринские и буржуазно-националистические агенты фашистских и японских разведок. Всякие происки остатков ликвидированных эксплоататорских классов, последышей троцкистско-бухаринской и буржуазно - националистической агентуры иностранных разведок получат и впредь сокрушительный отпор. Наш Кузнецкий металлургический завод, носящий имя великого строителя коммунизма тов. Сталина, нашу радость и гордость мы никогда и никому не отдадим!

Кузнецкий и его ровесник Магнитогорский металлургические заводы являются одними из крупнейших предприятий, построенных в первой сталинской пятилетке. История борьбы за эти заводы, за «Кузнецкстрой» и «Магнитострой» есть история борьбы за социалистическую индустриализацию СССР, за превращение СССР из страны аграрной и немощной, зависимой от капризов капиталистических стран — в страну индустриальную и могучую, вполне самостоятельную и независимую от капризов мирового капитализма.

На каждом новом этапе социалистического строительства нам приходилось отбивать непрерывные атаки наших внешних и внутренних врагов, как вне партии, так и внутри партии. Провозглашенный тов. Сталиным на XIV с'езде партии лозунг превращения нашей страны из аграрной в индустриальную был встречен в штыки международной и внутренней контрреволюцией и ее агентурой внутри партии — троцкистско-бухаринскими и буржуазно - националистическими бандитами.

Основной задачей наших внешних и внутренних врагов, как вне партии, так и внутри партии, было восстановление капиталистического рабства в стране, превращение ее в колонию хищных капиталистических государств. После того, как открытая международная капиталистическая вооруженная интервенция в годы гражданской войны потерпела не только провал, но и позорный крах; как Колчак, Деникин, Юденич, Врангель и другие белогвардейские бандиты были разгромлены, а панская Польша получила решительный отпор,—мировая буржуазия надеялась на вовлечение Советской страны в орбиту капиталистического мирового хозяйства и «мирное» перерождение Советской России в капиталистическое государство, особенно в годы НЭП'а. Но вскоре эти «надежды» рассеялись как дым. Уже в декабре 1927 года товарищ Сталин на XV с'езде нашей партии во всеуслышание заявил:

> «Рухнули надежды капиталистов на приручение СССР, на его капиталистическое перерождение, на падение его авторитета среди рабочих Европы и трудящихся масс колоний. СССР растет и развивается именно как страна строящегося социализма».

Когда стало ясно, что СССР, несмотря ни на что, растет и развивается как страна строящегося социализма, успешно восстанавливает

разрушенное мировой империалистической и гражданской войнами хозяйство, разрабатывает грандиозные планы социалистической реконструкции всего народного хозяйства и, что еще хуже для мировых империалистических хищников, все это большевики собираются сделать без всяких внешних займов,—мировая буржуазия бросила на чашу весов все свои силы, чтобы сорвать социалистическое строительство в СССР.

Вот далеко неполный перечень зловещих событий того времени. Разрыв Англией дипломатических отношений с СССР, убийство нашего полпреда тов. Войкова в Польше, шахтинское вредительство старых буржуазных специалистов в промышленности, кулацкий саботаж государственных заготовок хлеба и других сельскохозяйственных продуктов, организация римским папой крестового похода против СССР, белокитайская провокация на КВЖД, заговоры различных контрреволюционных организаций внутри страны («Промпартия», меньшевики) и, наконец, были спущены с цепи фашистские псы мировой и внутренней контрреволюции, всевозможные «левые», правые, право-левацкие антипартийные группировки, троцкистско-бухаринские и буржуазно-националистические агенты иностранных разведок.

В этих весьма сложных условиях лет пятнадцать-десять тому назад зародился и выработался первый пятилетний план развития народного хозяйства СССР, развития и индустриализации наших окраин, в частности Сибири. Летом 1930 года на XVI с'езде ВКП(б) тов. Сталин, докладывая с'езду об очередных задачах партии, заявил:

«Прежде всего проблема **правильного размещения промышленности по СССР.** Как бы мы ни развивали народное хозяйство, нельзя обойтись без вопроса о том, как правильно разместить промышленность, как ведущую отрасль народного хозяйства. Сейчас дело обстоит так, что наша промышленность, как и наше народное хозяйство, опирается в основном на угольно-металлургическую базу на Украине. Понятно, что без такой базы немыслима индустриализация страны. И вот такой базой является у нас украинская топливно-металлургическая база. Но может ли в дальнейшем одна лишь эта база удовлетворять и юг, и центральную часть СССР, и север, и северо-восток, и Дальний Восток, и Туркестан? Все данные говорят нам о том, что не может. Новое в развитии нашего народного хозяйства состоит, между прочим, в том, что эта база уже стала для нас недостаточной. Новое состоит в том, чтобы, всемерно развивая эту базу и в дальнейшем, начать вместе с тем немедленно создавать вторую угольно-металлургическую базу. Этой базой должен быть Урало-Кузнецкий комбинат, соединение кузнецкого коксующегося угля с уральской рудой».

Это историческое заявление товарища Сталина базировалось на богатых естественных возможностях Урало-Кузбасса. Разведанные запасы каменных углей в Кузнецком бассейне составляют 400 000 000 000 тонн (75 процентов угольных запасов страны), а запасы железной руды горы Магнитной на Урале — 500 000 000 тонн. Помимо коксующихся, в Кузбассе имеются все другие, необходимые для современной техники, сорта углей. Кроме того, Кузбасс богат и железными ру-

дами, по качеству не хуже уральских. В постановлении XVI с'езда партии по отчету ЦК ВКП(б) записано:

«С'езд поручает ЦК в дальнейшей работе по социалистической индустриализации СССР сосредоточить усилия партии на осуществлении следующих основных задач:

1) Всемерное развертывание **тяжелой промышленности** как основной базы социалистического строительства (черная и цветная металлургия, производство электрической энергии, топливо, машиностроение, химия), создание в ближайший период **новой мощной угольно-металлургической базы в виде Урало-кузбасского комбината».** («ВКП(б) в резолюциях и решениях с'ездов, конференций и пленумов ЦК». Часть II, стр. 402).

Первый пятилетний план развития народного хозяйства СССР, который наша партия под руководством великого Сталина выработала, отстояла от всех атак международной и внутренней контрреволюции и осуществила в четыре года,—имел громадное международное значение. Оказалось, что первая пятилетка была не частным делом Советского Союза, а делом всего международного пролетариата.

Вначале мировая буржуазия встретила пятилетку насмешкой, оценивая ее как «фантазию», «бред», «утопию». Затем, когда стало выясняться, что пятилетний план осуществляется и дает реальные результаты, она стала бить в набат и утверждать, что пятилетний план угрожает существованию капиталистических стран, что его осуществление приведет к заполнению европейских рынков товарами, к усилению демпинга (продажа товаров буржуазией на иностранных рынках по цене ниже себестоимости) и, следовательно, к усилению безработицы в капиталистических странах.

Все это имело целью дискредитировать Советскую власть, подорвать ее авторитет в глазах международного пролетариата, который неизменно выражал свое сочувствие всем начинаниям и успехам Советской власти, и проявлял свою готовность поддержать рабочий класс СССР. В конце-концов часть прессы мировой буржуазии все же вынуждена была признать, что дело с пятилетним планом у большевиков выходит. Позволим себе привести из доклада тов. Сталина на Об'единенном Пленуме ЦК и ЦКК ВКП(б) 7 января 1933 г. об итогах первой пятилетки отзыв о первом пятилетнем плане английского буржуазного журнала «Раунд Тэйбл». Этот журнал писал:

«Достижения пятилетнего плана представляют собой изумительное явление. Тракторные заводы Харькова и Сталинграда, автомобильный завод АМО в Москве, автомобильный завод в Н.-Новгороде, Днепропетровская гидроэлектрическая станция, **грандиозные сталелитейные заводы в Магнитогорске и Кузнецке** (подчеркнуто нами. И. Д.), целая сеть машиностроительных и химических заводов на Урале, который превращается в советский Рур, — все эти и другие промышленные достижения во всей стране свидетельствуют, что каковы бы ни были трудности, советская промышленность, как хорошо орошаемое растение, растет и крепнет... Пятилетний план заложил основы будущего развития

и чрезвычайно усилил мощь СССР».

К строительству Кузнецкого и Магнитогорского металлургических заводов или, как тогда писали и говорили, к «Кузнецкстрою» и «Магнитострою» было приковано внимание всей страны, всех народов Советского Союза. Дело в том, что основное звено первой пятилетки— тяжелая промышленность, черная металлургия были наиболее отсталыми отраслями народного хозяйства СССР. По выплавке чугуна только в 1929—30 году был достигнут и перекрыт довоенный уровень производства. Между тем, черная металлургия — это основа социалистической индустриализации нашей страны.

Без тяжелой промышленности, без черной металлургии нельзя реконструировать и поставить на ноги и промышленность в целом, и транспорт, и сельское хозяйство. Без тяжелой промышленности, без черной металлургии нельзя всерьез говорить ни об экономической независимости от капиталистических стран, ни об организации эффективной обороны страны. Вот почему осуществление первой пятилетки началось с тяжелой промышленности, с черной металлургии. Вот почему строительство крупных металлургических заводов — Кузнецкого и Магнитогорского — легло в основу осуществления первого пятилетнего плана.

Из истории известно, что тяжелая промышленность в Англии, Германии и Америке была построена либо при помощи крупных внешних займов, либо путем ограбления других стран и колоний, либо же и тем и другим путем одновременно. Для нашей страны все эти пути были закрыты. Восстанавливая и строя тяжелую промышленность, черную металлургию, мы рассчитывали только на собственные силы нашей страны. Опираясь на национализацию земли, промышленности, транспорта, банков, торговли и имея Советскую власть, наша партия с 1926 года проводила строжайший режим экономии с тем, чтобы накоплять достаточные средства для восстановления и развития тяжелой промышленности, черной металлургии. Чтобы добиться цели, скорейшего восстановления и развития черной металлургии, мы открыто и сознательно шли на серьезные жертвы. В результате тяжелая промышленность, черная металлургия СССР, была создана в три-четыре года без кабальных кредитов и займов извне. В результате в январе 1933 года на Об'единенном Пленуме ЦК и ЦКК ВКП(б) товарищ Сталин имел возможность заявить:

«У нас не было черной металлургии, основы индустриализации страны. У нас она есть теперь».

Кузнецкий металлургический завод представляет собой крупнейшее металлургическое предприятие всесоюзного значения, играющее колоссальную роль в деле социалистического строительства СССР. Но его значение этим не ограничивается. В Сибири хранятся неисчерпаемые естественные богатства. Эти богатства не мог использовать помещичье-крепостнический царский строй. Сибирь была страной каторги для лучших сынов России. Незадолго до Великой Октябрьской социалистической революции эксплоатация богатств Кузнецкого угольно-рудного бассейна царским правительством намечалась не иначе как путем сдачи этих богатств в концессию иностранному капиталу. Вот какая участь готовилась для Кузбасса старым, насквозь прогнившим помещичье-крепостническим строем.

Только большевики, только партия Ленина—Сталина сумела организовать добычу и переработку естественных богатств Кузбасса на славу и могущество нашей Родины, на укрепление ее хозяйственной, политической и оборонной мощи. При Советской власти Кузбасс вырос и превратился в цветущий, культурный, социалистический индустриальный район Новосибирской области. Возникли новые города. Достаточно сослаться на результаты последней переписи населения СССР. Такие города Кузбасса как Сталинск, Кемерово, Прокопьевск и Ленинск-Кузнецкий на 17 декабря 1926 года, вместе взятые, имели всего 59 тысяч человек населения. А на 17 января 1939 года эти города имеют 492 тысячи человек населения. На базе развития тяжелой промышленности Кузбасса вырос и развился центр области—гор. Новосибирск, население которого увеличилось со 120 тысяч в 1926 году до 406 тысяч человек в 1939 году.

Строительство Кузнецкого металлургического завода началось летом 1929 года. В июне-июле были организованы управление «Кузнецкстроя» в Томске и строительная контора на заводской площадке. 28 октября был закончен под'ездной путь от ст. Новокузнецк до склада технических изделий, прибыл первый паровоз...

1930 год. 11 апреля начались земляные работы на доменном цехе. 1 мая заложен фундамент доменной печи № 1. 4 мая начались земляные работы на мартеновском цехе, 9 мая — на огнеупорном. 13 июня сдана в эксплоатацию первая временная электрическая станция. 16 июня началась планировка и копка котлованов на коксовом цехе. 25 июня закончена постройка фундамента доменной печи № 1.

1931 год. В марте состоялся спуск водоприемных галлерей на реке Томи. 31 апреля пущен в эксплоатацию шамото-динасовый цех. В августе задута первая вагранка литейного цеха. В августе же вода из Томи пущена по главному водопроводу на заводскую площадку. В сентябре закончен монтаж чугуновозных ковшей. 23 сентября заложен первый котел на ТЭЦ, начата сушка кауперов доменной печи № 1. 30 октября поставлена на сушку первая батарея коксовых печей.

В 1932 году отдельные основные цехи и агрегаты начали вступать в эксплоатацию. 21 января первая турбина теплоэлектроцентрали мощностью в 6000 киловатт дала ток. 23 февраля первая коксовая батарея выдала первый кокс. 1 апреля была задута доменная печь № 1, а 3 апреля она выдала первый чугун. 15 апреля вторая коксовая печь выдала первый кокс. 24 апреля доменная печь № 1 достигла проектной производительности. 17 июля доменная печь № 2 выдала первый чугун. 19 сентября первая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 31 октября вторая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 5 ноября вступил в строй действующих цехов блюминг. 29 декабря третья мартеновская печь выдала первую плавку стали. В декабре вступил в строй действующих цехов рельсобалочный цех.

1933 год. 11 мая четвертая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 19 сентября пятая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 19 ноября седьмая мартеновская печь выдала первую плавку стали.

1934 год. 8 января четвертая коксовая батарея выдала первый кокс. 19 января доменная печь № 3 выдала первый чугун. 20 января шестая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 27 марта восьмая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 1 мая пятая коксовая батарея выдала первый кокс. 18 августа девятая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 8 ноября десятая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 21 декабря доменная печь № 4 выдала первый чугун.

1935 год. В марте вступил в строй действующих цехов листопрокатный стан. 9 мая одиннадцатая мартеновская печь выдала первую плавку стали. 8 августа двенадцатая мартеновская печь выдала первую плавку стали.

1936 год. 4 февраля тринадцатая мартеновская печь выдала первую плавку стали. В марте вступил в строй действующих цехов стан «500».

1937 год. В январе вступил в строй действующих цехов стан «900».

На строительстве было занято свыше 46000 человек, в том числе около 4000 казахов, татар, шорцев. Женщин в строительстве завода участвовало около 8000 человек. Необычайного размаха достигли новые формы социалистического труда (социалистическое соревнование, ударничество, общественная взаимопомощь). Достаточно сказать, что в знаменитые дни ноябрьского штурма в 1931 году одними субботниками было отработано около 60000 человеко-дней.

В суровые сибирские 40—50-градусные морозы, в дождь и непогоду, в снежные бураны и вихри кипела ударная стахановская работа. Ничто ее не прерывало. Люди не спали по двое-трое суток, чтобы только ускорить пуск завода. Проделана огромная работа, уложено 980 000 кубометров бетона и железо-бетона, 210 000 кубических метров огнеупорной кладки, смонтировано 110 000 тонн металлических конструкций и произведено 12 985 000 кубических метров земляных работ. По воле большевиков творились поистине чудеса. Большевистскими темпами претворялось в жизнь решение XVI с'езда партии о создании второй угольно-металлургической базы на Востоке СССР.

Эти знаменательные даты и цифры в истории строительства Кузнецкого завода должны быть записаны золотыми буквами как победы не только ударников и стахановцев «Кузнецкстроя», но и победы всей нашей Родины в деле социалистической индустриализации. Еще так недавно, летом в 1929 году на месте нынешнего Кузнецкого завода и города Сталинска было глухое болото, водились дикие утки. Волею большевиков на этом месте создан первоклассный металлургический завод и крупный культурный город. Счастливы мы, свидетели и строители великих дел великой эпохи Ленина — Сталина!

Постройка и освоение в трудных условиях Сибири такого первоклассного металлургического завода, как Кузнецкий, свидетельствует об огромной созидательной силе советского народа, об огромном энтузиазме кузнецких строителей и эксплоатационников.

За 7 лет работы, считая с момента пуска первой доменной печи, Кузнецкий завод выплавил 7 500 000 тонн чугуна и 6 680 000 тонн стали, дано 4 663 000 тонн готового проката, в том числе прокатано 1 654 000

тонн жел.-дор. рельсов, которыми можно уложить двухколейный путь длиною в 19 000 километров.

Чтобы судить о темпах роста производства Кузнецкого завода, достаточно привести следующие данные. Проектная производительность завода в 1931 году правительством была определена по чугуну в 1 200 000 тонн, при коэфициенте использования полезного об'ема доменных печей в 1,17 м³/тн, по стали в 1 450 000 тонн, при с'еме с квадратного метра площади пода в календарные сутки 3,93 тонны стали, и по прокатному в 1 130 000 тонн.

В 1934 году выплавлено 848 474 тонны чугуна и 604 991 тонна стали, дано 359 611 тонн готового проката. Стоимость годовой валовой продукции завода в ценах 1926-27 гг. составила 93 243 000 рублей.

В 1935 году выплавлено 1 233 921 тонна чугуна и 943 770 тонн стали, дано 629 443 тонны готового проката. Стоимость годовой валовой продукции завода в ценах 1926-27 гг. составила 129 422 000 рублей. Проектная производительность по чугуну перекрыта. Стахановцев было 1 157 человек.

В 1936 году выплавлено 1 362 662 тонны чугуна и 1 254 753 тонны стали, дано 865 658 тонн готового проката. Стоимость годовой валовой продукции в ценах 1926-27 гг. составила 149 714 000 рублей. Мастеров первого класса было 96, ударников — 4 512 и стахановцев — 3 863 человека.

В 1937 году выплавлено 1 471 316 тонн чугуна и 1 564 648 тонн стали, дано 1 082 282 тонны готового проката. Стоимость годовой валовой продукции в ценах 1926-27 гг. составила 177 245 000 рублей. Проектная производительность по стали перекрыта. Мастеров первого класса было 64, ударников — 4 257 и стахановцев — 5 343 человека.

В 1938 году выплавлено 1 453 681 тонна чугуна и 1 678 348 тонн стали, дано 1 142 384 тонны готового проката. Стоимость годовой валовой продукции в ценах 1926-27 гг. составила 192 722 000 рублей. Проектная производительность по прокату перекрыта. Мастеров первого класса было 42, ударников — 5 692 и стахановцев — 6 587 человек.

Коэфициент использования полезного об'ема доменных печей с 1,53 м³/тн в 1933 году снижен в 1938 году до 0,95 м³/тн. Выплавка чугуна на одного рабочего с 700 тонн в 1933 году повышена до 1840 тонн в 1938 году.

В мартеновских цехах с'ем стали с квадратного метра площади пода в календарные сутки с 2,67 тонны в 1933 году поднялся до 5,33 тонны в 1938 году. Выплавка стали на одного рабочего с 165 тонн в 1932 году повысилась до 1 190 тонн в 1938 году.

Выпуск проката на одного рабочего с 195 тонн в 1933 году повысился до 463 тонн в 1938 году.

Эти замечательные цифры являются результатом мощной поступи взращенного и выпестованного великим Сталиным стахановского движения. В 150-тонных мартеновских печах стахановцы выплавляют теперь 250—300 тонн стали. В связи с бурным развитием стахановского движения, в 1936 году пересмотрена и установлена новая, стахановская производственная мощность Кузнецкого металлургического завода по чугуну в 1 740 000 тонн в год (при коэфициенте использования полезного об'ема доменных печей в 0,80 м³/тн), по стали в 2 150 000

тонн в год (при с'еме 6,82 тонны стали с квадратного метра площади пода в календарные сутки) и по готовому прокату в 1 700 000 тонн в год. Отдельные стахановцы уже давно перекрыли эти новые нормы.

Годовой внешний грузооборот нашего Кузнецкого завода достигает 9 000 000 тонн и внутренний — 7 000 000 тонн. Это значительно больше грузооборота средней жел. дороги СССР. Заводская теплоэлектроцентраль и водонасосная станция по своей мощности могут обслужить самый большой и благоустроенный город в СССР. Стоит также указать, что Кузнецкий металлургический завод производит больше чугуна, чем Италия и Польша, вместе взятые, а стали—на 20—25 процентов больше Польши, на 55—60 процентов больше Швеции и на 70—75 проц. больше Австрии.

Он дает 35—40 проц. производимой в стране осевой заготовки, его продукция составляет 35 проц. от продукции металлургической промышленности царской России. В 1938 году завод выплавил 10,1 процента чугуна от всего производства по Союзу, 8,8 процента стали и 8,3 процента готового проката. Освоено большое количество марок специальных сталей, до 45 марок в одном только 1938 г. Освоение производства таких специальных сталей как хромистая, хромо - медистая, марганцевистая, кремнистая, высококачественная углеродистая и др. в крупных 250—300 тонных мартеновских печах является наиболее существенным достижением кузнецких металлургов и крупным вкладом в металлургию не только Советского Союза, но и всего мира. На Кузнецком заводе впервые в СССР освоено производство крупных 7—8-тонных стальных слитков путем отливки в изложницы уширенные кверху с керамическими плавающими утеплителями. В 1938 году инженер Кузнецкого завода **М. Ф. Голдобин** изобрел и построил машину для бесслитковой разливки стали. Это крупнейшее изобретение сыграет огромную роль в металлургии ближайшего будущего. Президиум Верховного Совета СССР наградил изобретателя орденом Трудового Красного Знамени.

Величественными делами, миллионами тонн тяжелого, черного металла... отвечали кузнецкие металлурги на все происки мировой буржуазии, на все провокации фашистских поджигателей второй империалистической войны и их агентов внутри страны, кучки проклятых народом на все века троцкистско-бухаринских диверсантов, террористов, убивших незабвенного Сергея Мироновича Кирова, отравивших В. В. Куйбышева, А. М. Горького, В. Р. Менжинского. Вечное проклятие троцкистско-бухаринским и буржуазно-националистическим извергам! Слава стахановскому труду! Слава великому сталинскому стахановскому движению... к коммунизму!

Вместе с ростом завода рос коллектив рабочих и инженерно-технических работников. Вчерашние крестьяне многонационального Советского Союза, никогда не знавшие вообще металлургии, из простых землекопов, кузнецов, плотников поднялись до уровня инженерно-технического труда. Орденоносец **М. П. Русских** в 1930 году поступил работать землекопом, а сейчас работает начальником смены обжимного цеха — блюминга; **Гурьянов Т. С.** поступил работать кузнецом, а сейчас работает заведующим кузнечным отделением механического

ГУК ОНБ им. В.Д. Фёдорова Основной фонд 95202
Новосибирская областная научная библиотека № 3/8071
КЕМЕРОВСКОЙ Центральной библиотеки имени СВЕРДЛОВА

цеха; Депутат Верховного Совета РСФСР орденоносец **Кузнецов Л. Я.** в 1932 году поступил работать подручным сталевара, а сейчас работает мастером второго мартеновского цеха; **Фролов Р. М.** в 1932 году работал десятником, а теперь работает начальником цеха гражданского строительства, орденоносец **Филиппов** поступил в 1930 году работать землекопом, а сейчас работает директором бетонитового завода

Кузнецкий металлургический завод превратился в кузницу инженерно-технических кадров для всей Сибири, Урала и страны. Выросший вместе с заводом Сибирский металлургический институт имени Серго Орджоникидзе выпустил 511 человек инженеров-металлургов, Кузнецкий металлургический техникум обучил 327 человек техников-металлургов. Постоянно действующие курсы мастеров социалистического труда выпустили 474 квалифицированных рабочих различных специальностей со средним семилетним образованием. Школа ФЗУ выпустила 3000 молодых квалифицированных рабочих.

Кроме того люди учатся на работе, в различных кружках по техминимуму. Только в 1937 году 5000 человек рабочих сдали техминимум и получили знания за четыре класса. Новаторов социалистического труда, стахановцев на Кузнецком заводе на 1 мая 1939 года—7172 чел., ударников—4237 чел., мастеров первого класса — 67 человек и орденоносцев — 33 человека. Сотни квалифицированных рабочих, десятки инженеров выделил Кузнецкий завод для передачи опыта на новостройки. Сотни лучших людей выдвинуты на партийную, советскую и хозяйственную работу. В центральной лаборатории завода созданы кадры исследователей (40 инженеров и 10 техников), двигающих науку металлургию вперед. Сейчас на заводе работает 496 инженеров и 500 техников.

В предс'ездовском социалистическом соревновании металлургов страны коллектив Кузнецкого завода добился высоких производственных показателей. Правительство Советского Союза наградило орденами и медалями Союза ССР двадцать шесть лучших людей завода*). Среди них директор завода, Депутат Верховного Совета СССР **Р. В. Белан,** мастер второго мартеновского цеха, Депутат Верховного Совета РСФСР **Л. Я. Кузнецов,** мастер доменной печи № 2 **Горностаев В. К.,** обер-мастер первого мартеновского цеха **Лаушкин А. Д.,** сталевар-инструктор стахановских методов труда, отличник социалистического соревнования металлургов **Васильев И. Я.** и др. К великому пролетарскому празднику 1 мая 1939 года коллективу Кузнецкого завода было присуждено переходящее красное знамя Наркомата черной металлургии СССР по ГУМП'у Урало-Востока. Коллектив завода удержал это знамя и в социалистическом соревновании металлургов за первое полугодие 1939 года.

В третьей пятилетке перед Кузнецким металлургическим комбинатом стоят большие задачи и блестящие перспективы развития. Производство чугуна за счет реконструкции двух доменных печей (четвертой и первой) и снижения коэфициента использования об'ема доменных печей до 0,80 м³/тн должно увеличиться на 35 проц. по сравнению с 1937 го-

*) Остальные 7 орденоносцев награждены в 1934 году.

дом и достигнуть 2 000 000 тонн в 1942 году. К концу третьей пятилетки завод должен быть полностью переведен на местное сырье, должно быть вообще улучшено снабжение завода сырыми плавильными материалами за счет, в частности, постройки третьей агломерационной ленты на Мундыбашской аглофабрике.

Третья пятилетка—пятилетка специальных сталей. Удельный вес специальных сталей в производстве Кузнецкого завода будет непрерывно возрастать. Для обеспечения массового производства специальных низколегированных сталей, в Сталинске в третьей пятилетке будет построен завод ферросплавов.

В мартеновских цехах имеются большие резервы. Нужно снизить горячие простои, уменьшить среднюю длительность плавок с 14 до 10 часов, ликвидировать брак, чтобы в ближайшее же время изжить наметившуюся новую, обратную, диспропорцию между производительностью мартеновских цехов и блюминга (сейчас в сутки мартеновские цехи дают 4800 — 5000 тонн, а блюминг прокатывает 5500 — 5800 тонн стали). За счет этих резервов и постройки 14 мартеновской печи, к концу третьей пятилетки производство стали должно быть увеличено на 53,4 проц. по сравнению с 1937 годом. В 1942 году завод должен выпустить 2 400 000 тонн стали.

Производство готового проката к концу третьей пятилетки должно увеличиться до 1 830 000 тонн (рост на 69,1 проц. по сравнению с 1937 годом). Увеличение производства готового проката должно быть достигнуто за счет сокращения расхода металла на тонну годной продукции, увеличения всада, постройки новых двух прокатных станов (мелкосортного с годовой производительностью в 80—100 тысяч тонн готового проката и стана по прокатке кровельного железа с годовой производительностью в 20 — 30 тысяч тонн). Как известно, кровельное железо в восточных районах страны является остро-дефецитным продуктом.

С развитием народного хозяйства потребность в высококачественных рельсах будет непрерывно возрастать. Сейчас Кузнецкий завод осваивает и внедряет последние достижения техники — электрическую закалку концов рельсов, замедленное охлаждение рельсов и дефектоскопы Сибирского физико-технического института и изобретателя тов. Карпова. Будет также построена печь для нормализации листов.

Кузнецкий завод завозит сейчас из центра 500 000 тонн цемента в год. Огнеупорная глина доставляется за 1600 километров из Казахстана (перевозка одной тонны глины стоит 58 рублей), в то время когда имеется огнеупорная глина в Березовке на расстоянии от Сталинска в 137 км. Железная руда завозится из Магнитогорска на расстоянии 2055 километров, в то время когда имеется местная железная руда в Горной Шории. Марганцевая руда завозится из Чиатур (Кавказ) на расстоянии 5669 километров, в то время когда имеется местная мазульская марганцевая руда на расстоянии 700 километров от Сталинска.

Необходимо выполнить, и как можно скорее, решение XVIII с'езда ВКП(б) о ликвидации дальних перевозок. Для этого имеются все возможности. Надо построить в Сталинске на базе использования отходов доменного производства (шлака) цементовый завод;

провести железнодорожную ветку к Березовскому месторождению огнеупорной глины. Сейчас форсированно строится Таштагольский железный рудник в Горной Шории, который в 1942 году должен давать до 2 000 000 тонн железной руды. Разработка богатств Горной Шории имеет большое народно-хозяйственное и культурно- политическое значение.

В Сталинске будет построен трубопрокатный завод, имеются возможности для постройки вагоностроительного завода. В третьем пятилетии будет также построено заводское паровозное депо, достроен стрипперный цех, миксер, центральный склад чугуна, склад для металла и т. д. До сих пор завод имел много убытков. Необходимо резко и быстро оздоровить производственно-хозяйственную деятельность всего завода и повысить производительность труда к концу третьей пятилетки на 65 процентов.

Отмечая наши огромные несомненные достижения, мы не можем закрывать глаза на наши недостатки. Много, очень много сделано, много преодолено трудностей, но еще больше стоит впереди неразрешенных задач, еще много недостатков, которые мы обязаны вскрыть, чтобы их разрешить и преодолеть. Еще не изжиты окончательно простои агрегатов, аварии и брак продукции. Мы обязаны еще выше поднять культуру производства, четкость и порядок. Еще не изжиты последствия вредительства врагов народа. На складах завода лежат омертвленным капиталом сотни тысяч тонн металла.

Мы еще не имеем возможности заявить, что выполняем государственный план по качественным показателям и товарный прокат — по сортаменту. Нет. В этом направлении, несмотря на большие достижения за последнее время, еще много недостатков. Главным образом велик расход металла на тонну готовой продукции, не было еще случая, чтобы мы точно выполняли плановые расходные коэфициенты.

Работавшая в первых числах июня 1939 года партийно-техническая конференция завода по качеству металла сосредоточила основное внимание на недостатках в работе завода. Остановимся на главнейших из них. В мартеновских цехах не налажено как следует складское хозяйство сырых плавильных материалов. Не налажен тепловой режим, налицо большие непроизводительные потери тепла через щели и неплотности кладки печей. Плохо используется контрольно-измерительная аппаратура. Слабо ведется борьба за экономию топлива. Недостаточно обобщается опыт работы стахановцев. Инженерно-технический коллектив борется недостаточно за внедрение правильной технологии. Основа стахановской работы—регламентированный график работы до сего времени не выполняется. Нет увязки между работой мартеновских и прокатных цехов.

Брак продукции по мартеновским цехам составил в 1938 году 6,5 проц., из них абсолютного брака (когда металл пошел обратно в печь) свыше трех тысяч тонн, а за пять месяцев 1939 года из 1790 выпущенных плавок оказалось брачных 115 плавок. Выход первых сортов рельсов недопустимо низок. В 1938 году он составил 77 проц., а в 1939 году колеблется по отдельным месяцам от 64,3 до 80 проц. Расход металла на тонну годной продукции

в 1938 году по осям составил 1,84 вместо 1,8 по плану; по рельсам — 1,79 вместо 1,5 по плану; по трубной заготовке (круг) — 1,68 вместо 1,6 по плану; по листу на первый сорт — 1,59 вместо 1,43 по плану. Еще не изжит окончательный брак по прокатным цехам. Так, за первый квартал 1939 года он составил по блюмингу 1944 тн, по стану «500» в виде недоката, брака по профилю и возвратам —3715 тонн, по листостану—12,5 проц., по рельсобалочному цеху брак по профилю составлял 2,05 процента.

Партийно-техническая конференция по качеству металла вскрыла основные причины недостатков в работе завода. Партийные и профсоюзные организации, и хозяйственно-техническое руководство цехов недостаточно еще мобилизует коллектив рабочих и инженерно-технических работников на борьбу с браком и бракоделами, на укрепление должной технологической дисциплины. Например, до настоящего времени большинство бракоделов остается незамеченным и не является предметом обсуждения широких масс.

Наличные технические силы института, техникума, а также инженерно-технические работники завода, центральной лаборатории, отдела технического контроля недостаточно мобилизованы на разрешение задач по улучшению качества металла и снижению расходных коэфициентов. Политическая и техническая учеба в цехах, на курсах мастеров социалистического труда проводится неудовлетворительно. Нет системы в подготовке кадров, читок лекций по политическим вопросам, по улучшению качества металла, по нагреву, прокатке и т. д. Коллектив инж.-тех. работников мартеновских и прокатных цехов слабо помогает стахановцам в разрешении технических вопросов и в развертывании социалистического соревнования, даже не все ИТР этих цехов соревнуются.

Конференция призвала все хозяйственное, партийное и профсоюзное руководство цехов мобилизовать весь коллектив, все силы на улучшение качества металла и снижение расходных коэфициентов. Конференция наметила конкретные мероприятия по уходу за печами, за подинами печей и стальными отверстиями, по заправке печей и уходу за кессонами, по тепловому режиму мартеновских печей, по ведению металлургического процесса сталеварения, по разливке стали, по нагреву слитков в нагревательных колодцах блюминга, по технологии прокатки металла в рельсобалочном цехе, стане «500» и листостане.

Сейчас главное состоит в том, чтобы претворять в жизнь решения партийно-технической конференции по качеству металла, чтобы проверять исполнение приказов Наркомата (в частности и в особенности приказов Народного Комиссара черной металлургии СССР от 8 марта 1939 года № 92 о мероприятиях по выполнению производственного плана в 1939 году, № 200 от 15 апреля 1939 г. об интенсификации мартеновского производства и повышении качества стали), приказов дирекции завода, технологических инструкций и других директив. Мы много страдаем от отсутствия большевистской проверки исполнения приказов, технологических инструкций, которые не выполняются или выполняются недостаточно.

Таковы основные задачи, которые вырисовываются на ближайшее будущее перед коллективом Кузнецкого металлургического завода, которые вытекают из правильной оценки по-

ложения дел на заводе. Кстати, следует отметить, что сам факт созыва партийно-технической конференции по качеству металла говорит об огромном культурно-техническом росте работников, большевистской закалке партийных и непартийных большевиков Кузнецкого завода.

XVIII с'езд Всесоюзной Коммунистической Партии (большевиков) определил величественный и победоносный путь перехода СССР от социализма к коммунизму. С'езд утвердил величественный план третьей сталинской пятилетки. С'езд во весь рост поставил задачу—**перегнать в течение ближайших 10—15 лет главные капиталистические страны Европы и США в экономическом отношении.** Тов. Сталин на этом с'езде партии указал:

«Только в том случае, если перегоним экономически главные капиталистические страны, мы можем рассчитывать, что наша страна будет полностью насыщена предметами потребления, у нас будет изобилие продуктов, и мы получим возможность сделать переход от первой фазы коммунизма ко второй его фазе».

В деле завершения строительства социализма и постепенного перехода к коммунизму нам предстоит преодолеть много трудностей. Придется немало смести с нашего пути врагов коммунизма. Нельзя ни на одну минуту забывать, что мы строим коммунизм, находясь во враждебном капиталистическом окружении. Но мы победим, несмотря ни на какие препятствия, ни на какие козни наших врагов. Мы уверены в окончательной победе коммунизма!

Доказательствами нашей уверенности являются всемирно-исторические факты успешного выполнения первого и второго пятилетних планов, невиданное ни в одной партии в мире единство и сплоченность большевистских рядов под великим и непобедимым знаменем Маркса — Энгельса — Ленина — Сталина, морально-политическое единство советского народа, наличие всех необходимых материальных ресурсов в стране для построения коммунизма.

Мы победим потому, что история за нас, что в наших руках всесильное оружие марксистско-ленинской теории, что с нами и за нас весь международный пролетариат, все угнетенные мира. Мы победим потому, что нами руководит партия Ленина—Сталина, что к победе коммунизма нас ведет великий Сталин.

Товарищи, металлурги, инженеры, техники и все советские интеллигенты Кузнецкого завода! Воодушевляемые нашими успехами в создании второй угольно-металлургической базы на Востоке СССР, — пойдем твердой поступью под руководством Коммунистической партии большевиков, под руководством великого Сталина вперед—к полному торжеству коммунизма!

Да здравствует великий кормчий коммунизма, наш гениальный учитель и вождь — товарищ Сталин!

Инженер А. А. ЛУКАНИН,
Центральная лаборатория КМК.

Свойства каменных углей Байдаевского месторождения по данным пластометрического анализа

С начала применения каменных углей Кузнецкого бассейна для коксования, в качестве промышленной классификации (по аналогии с углями Донецкого бассейна) была установлена маркировка по данным технического и элементарного анализов и спекаемости в различных ее модификациях.

Длительная практика работы по коксованию углей показала неправильность распределения каменных углей Кузбасса по торговым маркам. Изучение углей пластометрическим методом вскрыло, что угли Кузбасса и Донбасса, отнесенные к одной и той же марке, по своим свойствам неодинаковы.

1. Углей марки «ПС» Донбасса, располагающихся на классификационной диаграмме Л. М. Сапожникова в правом нижнем углу, в Кузнецком бассейне совсем нет, за исключением некоторых углей Киселевского месторождения, приближающихся к типичным углям «ПС» Донбасса».

2. Угли Донбасса марки «К» располагаются вдоль ординаты 20, преимущественно в правой части диаграммы, угли же марки «К» Кузбасса размещены, как правило, ниже ординаты 20 и смещены в левую половину диаграммы.

3. Не наблюдается полной аналогии в свойствах углей марки «ПЖ». Повышенное содержание в шихте этих углей Донбасса вызывает массовую забуряемость коксового пирога; наоборот, длительная работа с углями Кузбасса этой же марки при применении их в шихте до 60 проц. практически не вызывала забуряемости.

4. Угли Донецкого бассейна марок «ПЖ», «К» и «ПС» располагаются исключительно в правой части классификационной диаграммы, т. е. относятся к типу углей «А». Угли же этих марок Кузнецкого бассейна располагаются почти по диагонали от правого верхнего угла диаграммы (угли «ПЖ») к левому нижнему (угли «ПС» и за ним «Г»).

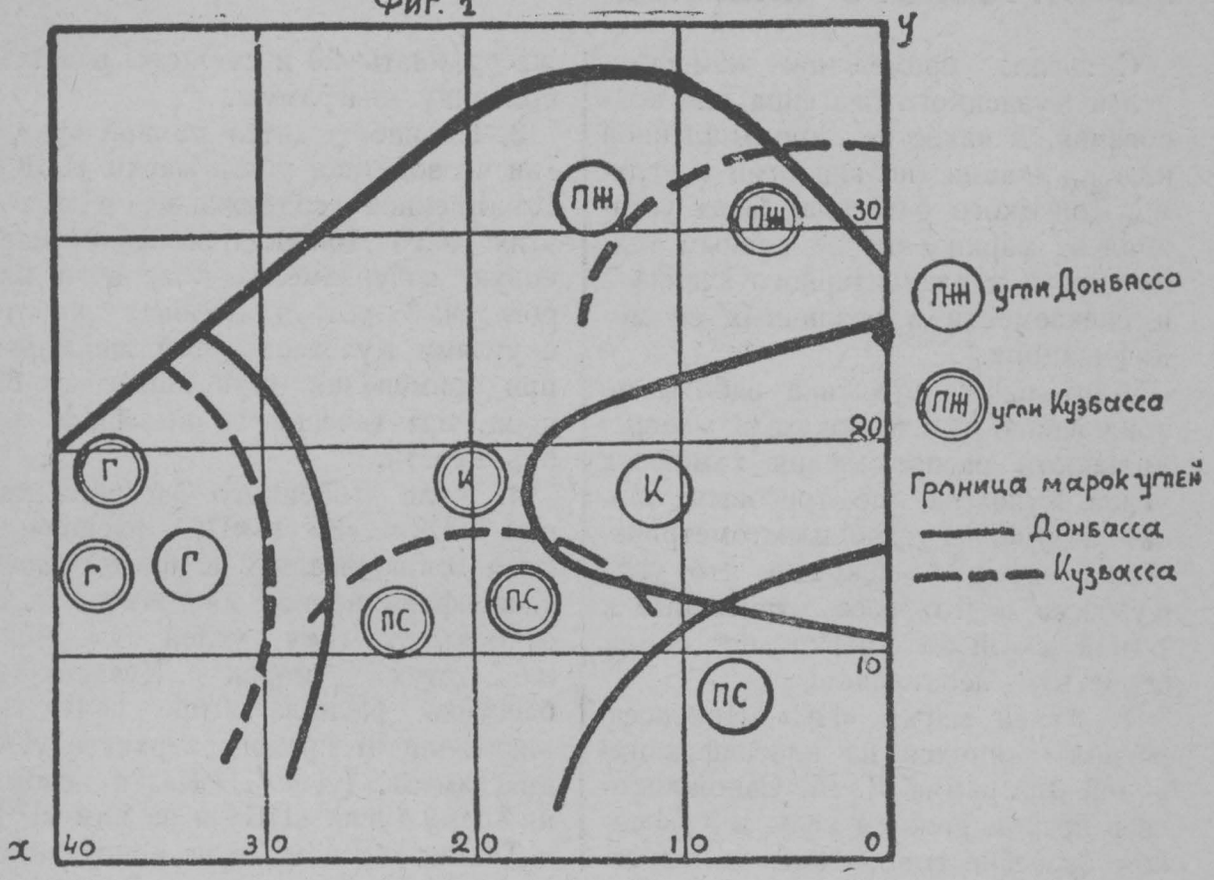
Таким образом, если коксующиеся угли Донбасса по своей природе однородны и относятся к типу углей «А», то угли Кузбасса при современной их добыче принадлежат к двум противоположным типам, а именно: к типу «А» и к типу «В» ([1]). (Фиг. 1). *)

К углям типа «А», располагающимся в правой половине диаграм-

*) Каменные коксующиеся угли при их нагревании при температурах 390—460° переходят в полужидкое (пластическое) состояние. При дальнейшем подъеме температуры пластическая масса подвергается пирогенетическому разложению, которое сопровождается выделением газа и переходом угля в твердый полукокс. Пластометрический метод определения коксующихся свойств ка-

мы, с усадкой не больше 20, можно отнести только угли Осиновского месторождения Кольчугинской свиты. Запасы этих углей, при наличии колоссального количества углей с усадкой большей 20, крайне ограничены. Академик Губкин еще в 1932 г. на июньской сессии Академии наук, посвященной проблемам Урало-кузбасского комбината, указывал на значительную дефицитность углей этого месторождения. К тому времени были установлены запасы по категориям «А» и «В» в 35,7 млн тонн. Задание же по добыче во втором пятилетии с учетом первых трех лет первой пятилетки составляло 34—37 млн тонн. С учетом амортизационной потребности на покрытие шахтного строительства «наличие запасов не только категории (А+В), но и наличие общих запасов, т. е. сумма категорий (А + В + С) является явно недостаточным. Нехватка выражается громадной цифрой 196—197 млн тонн. Такой важный район, как Осиновский, оказывается не обеспечен запасами как обще-геологического характера, так и запасами более высоких категорий» (2).

Фиг. 1



Геологические запасы Осиновско-

менных углей заключается в том, что в лабораторных условиях измеряется в мм толщина пластического слоя и уменьшение объема взятого угля после образования полукокса (усадка). Пластометрические параметры наносятся на координаты: толщина пластического слоя по оси ординат (у) и усадка по оси абцисс (х), образуя так называемую классификационную диаграмму (фиг. 1).

го месторождения, определяемые до глубины в 500 метров, достигают 800 млн тонн (3) (таб. 1). Из углей шихту удовлетворительного качества. Перспективно-геологической разведкой, проводившейся в течение

Таблица 1

РАЙОНЫ:	Коэфиц. угленосн.	До глубины 500 м				До глубины 1500 м				Примечание
		„ДЖ"	„Г"	„ПЖ"	Итого	„ДЖ"	„Г"	„ПЖ"	Итого	
Плотниковский .	2,6	—	3,4	1,4	4,8	—	6,1	2,7	8,8	Уголь не изучен
Ленинский . . .	4,8	8,9	26,2	—	35,1	25,4	78,6	—	104,0	
Бочатский	4,0	—	—	2,6	2,6	—	—	4,6	4,6	Уголь не изучен
Красулино-Ерунаковский	5,0	3,0	52,3	6,1	61,4	8,7	149,8	17,6	176,1	Уголь не изучен
Байдаевский . . .	3,8	—	2,4	1,6	4,0	—	4,8	3,2	8,0	
Осиновский . . .	3,0	—	—	0,8	0,8	—	—	9,8	9,8	
Притерсинский .	2,0	—	3,7	3,7	7,4	—	10,2	10,2	20,4	Уголь не изучен
Салтымаковский .	2,0	—	1,4	0,6	2,0	—	5,0	1,3	4,3	„ „
Центральный . .	4,0	4,7	37,5	4,7	46,0	20,4	162,4	20,4	203,2	„ „
Итого . .	—	16,6	126,9	21,5	165,0	54,5	414,9	69,8	529,2	
%% . .	—	9,8	77,4	13,1	100	10,2	76,9	12,9	100	

Кольчугинской свиты до сих пор наиболее изученными являются угли Ленинского и Осиновского районов. При этом в Ленинском районе установлено наличие только газовых и длиннопламенных жирных — слабоспекающихся.

Сведения же о качестве углей остальных месторождений (за исключением Байдаевского, как это будет видно из дальнейшего) получены преимущественно на основании анализа проб перспективной разведки. В свое время угли Осиновского месторождения намечались исключительно для снабжения Кузнецкого металлургического комбината. Однако практика коксования на востоке показала, что без этих углей почти нельзя приготовить

1932—1937 гг., выяснено новое угольное месторождение — Байдаевское (Ново-Осиновское), расположенное на правом берегу р. Томи в 10—12 клм. от гор. Сталинска. Геологические запасы Байдаевского месторождения до глубины 500 метров достигают 4000 млн тонн вместо 800 млн тонн Осиновского. Коэфициент угленосности, вместо 3% для Осиновского, достигает 3,8%, т. е. на 0,8% выше. Если промышленно-разведанные запасы углей Осиновского месторождения по всем 3-м категориям достигают величины 250—350 млн тонн, то по Байдаевскому району на 1/I—1937 г. запасы близки к 1000 млн тонн.

Разведкой выявлено 42 пласта, из них до 22-х рабочих пластов, имею-

щих мощность не ниже 0,75—1,00 мтр и выдерживающих ее на всем протяжении. В таблице 2 для общей характеристики приводится

Таблица 2

№№ пластов	Мощность пласт. в м.	Расстоян. между пласт. в м	Мощность прослоек в м.	Содержание		Примечание
				Золы	Летучих	
38	3,59	37	0,01	—	—	Рабочий
37	1,95	50	0,2—0,4	—	—	»
36	2,32	12	0,08	—	—	»
35	0,94	58	—	—	—	»
33	1,45	111	—	—	—	»
32	2,69	25	0,01—0,08	3,67	7,6	»
31	1,20	46	0,05—0,10	—	—	»
30	2,10	32	0,02—0,05	2,59	39,5	»
29б	—	42	—	—	—	—
29а	3,04	50	0,04—0,06	7,6	36,0	Рабочий
27	1,12	46	0,1	—	—	»
26б	1,02	50	0,66	—	—	—
26а	2,39	33	0,07	—	—	Рабочий
25	—	28	0,20	—	—	Част. раб.
24	0,96	30	0,01—0,04	7,3	38,0	Рабочий
23	1,08	43	0,08	—	—	»
22	1,63	16	—	5,5	34,6	»
20	1,05	20	0,02—0,06	—	—	»
19	1,10	20	0,05—0,10	—	—	»
18б	0,95	7	—	—	—	Част. раб.
18а	0,93	17	0,05—0,10	—	—	»
16	1,75	38	—	11,0	30,5	Рабочий
15	1,56	59	0,10—0,35	11,97	30,5	»
14	1,51	22	0,05—0,20	—	—	»
13	1,43	93	0,03—0,10	9,7	32,0	»
12	1,53	28	—	6,27	28,0	»
10	—	—	—	—	—	—

мощность отдельных пластов, расстояние между ними, мощность прослоек породы, зольность и выход летучих.

Технологическая характеристика углей дана Звонаревым И. Н. достаточно полно по данным химического анализа (технический и элементарный) и разгонке в реторте Фишера. В настоящей статье дается характеристика по данным пластометрии. Пробы поступали по мере проходки разведывательных штолен Геологического треста и штолен эксплоатируемых кустарной промышленностью. Подробному исследованию подверглись пласты 5, 10, 13, 16, 22 и 24.

1. Характеристика угля из пласта 5

Пласт 5 разрабатывается штольней 2. Пробы отбирались по простиранию пласта по мере прохождения основного и первого параллельного штреков и по восстанию при проходке печей через каждые 10 метров, а в некоторых местах через 5 метров. Анализ свежих проб показывает, что уголь пласта 5 относится к мраке «ПЖ», типа углей Кандалепской группы Осиновского месторождения. Таблица 3 дает характеристику угля 5 пласта.

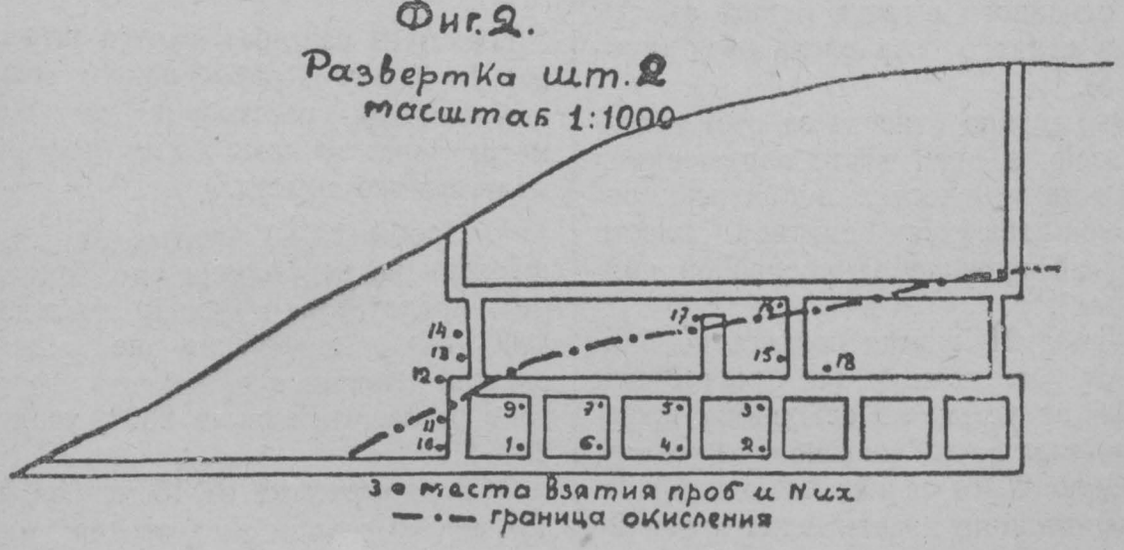
Из таблицы 3 следует, что нормальный уголь этого пласта имеет небольшую усадку (5—4) и пластический слой 26—27 (пробы 10 и 6). Длительное хранение при доступе воздуха оказывает влияние в первую очередь на увеличение усадки, при сохранении или небольшом понижении толщины пластического слоя, и на изменение характера кривой давления вспучивания (пробы 1, 2 и 8).

Пробы, взятые из первого параллельного штрека, который пройден на расстоянии 10 метров по восстанию от основного, указывают, что

Таблица 3

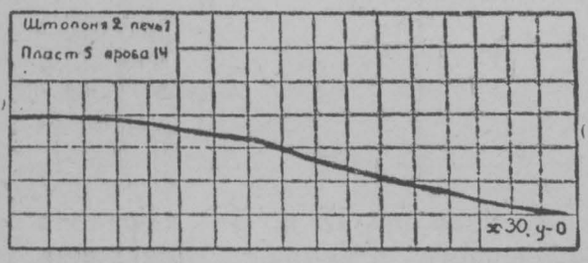
№№ проб	МЕСТО ВЗЯТИЯ ПРОБ	ВРЕМЯ		Пластом. параметры	
		Отбора	Анализа	x	y
10	Печь 1 в 1,1 мтр по восстанию от основного штрека	23/III—35 г.	29/IV—35 г.	5	27
6	Печь 3 в 0,8 мтр по восстанию от основного штрека	22/III—35 г.	15/IV—35 г.	4	26
1	Забой основного штрека на расстоянии 136 метров от устья	22/III—35 г.	16/IV—35 г.	14	27
2	Печь 5 в 1,2 метра по восстанию от основного штрека	22/III—35 г.	2/IV—35 г.	13	21
8	Печь 2 в 2,2 метра от основного штрека по восстанию	10/II—35 г.	14/IV—35 г.	14	23
11	Печь 1 в 6,1 метра по восстанию от основного штрека	—	—	26	10
9	Печь 2 в 8,8 метра по восстанию от основного штрека.	—	—	32	10
7	Печь 3 на расстоянии 8,8 метра по восстанию от основного штрека.	—	—	26	18
8	Печь 5 на расстоянии 9,4 метра по восстанию от основного штрека.	—	—	30	15
18	Забой 1-го параллельного штрека на расстоянии 114,5 метра от устья.	—	—	29	12
15	Печь 5 на расстоянии 111 метров от устья и 5 метров по восстанию от первого параллельного штрека.	—	—	29	14
4	Печь 4 на расстоянии 1,2 метра по восстанию от основного штрека.	—	—	27	20
5	Печь 4 при выходе на 1 параллельный штрек.	—	—	30	18

этот штрек вначале подрезал уголь в окисленной зоне. Уголь обладает большой усадкой (от 20 до 32) при пониженной толщине пластического слоя (от 10 до 18). Граница окисленного угля (фиг. 2) по мере удаления от устья штольни, вследствие под'ема дневной поверхности,



также повышается. По 5-й печи она поднимается по восстанию на 5 метров от первого параллельного штрека (проба 15), а ближе к устью (первая печь) понижается и проходит на расстоянии 4-х метров по падению от первого параллельного штрека (проба 11).

Пробы угля, взятые на глубине 23—25 метров от дневной поверхности по падению пласта 13, 14 и 16 (в таблице не приведены) имеют усадку от 20 до 30 с полным отсутствием пластического слоя. Характер кривой конечного давления вспучивания также говорит за полное отсутствие плавящихся веществ и за наличие сильного окисления, дошедшего до стадии выветривания (фиг. 3).



Фиг. 3.

Несколько отличны результаты проб угля, взятых по 4-й печи, как из основного штрека (проба 4), так и из первого параллельного (проба 5).

Это нужно отнести за счет имеющегося в этом месте нарушения в виде тектонических подвижек, сопровождавшихся смятием пласта (случай проявления послойной подвижки).

Проба 21, взятая позднее по близости от печи 4 (на расстоянии 100,8 от устья по основному штреку) дала также повышенную усадку, равную 20-ти, и несколько пониженную толщину пластического слоя (20 против нормальных пластометрических параметров для усадки 4—5 и толщины пластического слоя в 26—27). Рассматривая результаты анализа проб угля пласта 5-го, нужно отметить:

а) основной штрек проходит по вполне нормальному углю марки «ПЖ»;

б) местные нарушения ввиде послойных подвижек вызывают изменение угля в сторону понижения пластометрических параметров;

в) на расстоянии 24—25 метров по падению пласта от дневной поверхности проходит граница зоны окисления с углем, обладающим повышенной усадкой (до 30) и малой толщиной пластического слоя от (12 до 18). Граница зоны окисления не вполне следует дневной поверхности, вероятно, за счет позднейшего смытия наносов на южном склоне, где она наиболее близка к поверхности и

г) на глубине 23—25 метров по падению от дневной поверхности уголь находится в состоянии выветрелости.

2. Характеристика угля из пласта 10

Пласт 10 разрабатывается штольней № 5. Уголь опробован от устья штольни на расстоянии до 80,1 метра через каждые 5 метров по простиранию пласта.

1. Пробы 1 — 3, взятые от устья штольни на расстоянии до 10 метров, представляют сильно окисленный уголь, совершенно не содержащий плавящихся веществ. Начинает разлагаться ниже 280°, усадка 29—31.

2. В промежутке от 15 метров до 20 метров в угле появляются пла-

вящиеся вещества, что обнаруживается по характеру кривой (плавная ниспадающая кривая) и резким повышением температуры начала разложения угля (370 — 390° у пробы 4).

3. Уголь, взятый на расстоянии в 20,6 метра, будучи сильно окисленным (усадка 33), имеет пластический слой, доходящий до 14.

4. При дальнейшем углублении по простиранию пласта штольня проходит по пласту с углем, имеющим толщину пластического слоя в пределах 22—28 и усадку, понижающуюся до 18. Начиная от 30-го метра (проба 7) уголь можно отнести к коксующимся, как это видно из таблицы 4.

Как по характеру кривых, так и по пластометрическим данным уголь пласта 10 на протяжении всей штольни (80 метров) взят из окисленной зоны или же представляет уголь, подвергшийся изменению, вследствие послойных подвижек (особенно в пределах от 45 метра до 70,4 метра).

Уголь по отдельным пробам испытан на вязкость. Вязкость пластического слоя колеблется в пределах от 12 до 16. При этом пробы 10, 13 и 17, имеющие горбообразные кривые, при X = от 17 до 21 и $У$ = от 17 до 23, имеют максимальную текучесть равную 15—16. Пробы, обладающие зигзагообразной кривой с большой толщиной пластического слоя (до 26) и меньшей усадкой (15—16) обладают пониженной текучестью, достигающей 12—14. Наконец, проба 14 с зигзагообразной кривой, но расположенной ниже нулевой черты, несмотря на значительный пластический слой (20 мм) при усадке (20), не обладает текучестью (пластический слой не вытек).

3. Характеристика угля из пласта 13.

Пласт 13 разрабатывается штольней 1. Уголь опробован подробно:

а) по основному штреку (по простиранию пласта) на расстоянии от 60 до 300 метров от устья штольни (пробы брались через каждые 10 метров);

б) по восстанию пластов из первой печи (в 60 метрах от устья штольни) через каждые 3—5 метров;

в) по восстанию пластов из 11 печи (на расстоянии 170 метров от устья штольни) через каждые пять метров.

Пробы, взятые по простиранию пласта по мере прохождения основного штрека показали устойчивость и постоянство свойств угля. Пластометрические параметры, как это видно из таблицы 4, колеблются по усадке от 2 до 11 и толщине пластического слоя от 29 до 38 (по мере удаления от устья штольни по простиранию пласта толщина пластического слоя возрастает).

ПРИМЕЧАНИЕ: Пластометрический анализ отдельных проб производился через 2—3 месяца после отбора.

Из приведенной таблицы видно, что на протяжении всего основного штрека уголь сохраняет свои свойства. Пробы угля, пролежавшие при хранении не менее 2-х месяцев, заметным образом не отличаются по пластометрическим параметрам от свежих проб. Уголь имеет нормальную кривую вспучивания, свойственную углям марки «ПЖ», пластическую массу вязкую, газы идут пре-

Таблица 4

№№ проб	Место отбора проб	X	У	Примечание
	А) Пробы угля из пласта 10			
7	На расстоян. 30,05 мтр от устья	12	28	Горбообразная.
8	„ „ 35,65 „ „ „	6	24	„
9	„ „ 40,30 „ „ „	17	24	Горбообразная, наличие зигзагообразной в начале.
10	„ „ 45,30 „ „ „	21	23	—
11	„ „ 50,30 „ „ „	16	26	Сильно зигзагообразная.
12	„ „ 55,75 „ „ „	15	22	„ „
13	„ „ 60,65 „ „ „	17	23	—
14	„ „ 65,70 „ „ „	20	20	Зигзагообразная с небольшой амплитудой ниже нулев. линии
15	„ „ 70,40 „ „ „	9	24	—
16	„ „ 75,30 „ „ „	15	28	Горбообразная.
17	„ „ 80,1 „ „ „	19	21	„
	Б) Пробы угля из пласта 13 по основному штреку			
7	Печь № 1 в 60 метрах от устья	2	34	—
6	„ „ 2 в 70 „ „ „	11	32	—
2	„ „ 4 в 100 „ „ „	1	29	Взято 25/III—36 г.
19	„ „ 4 в 100 „ „ „	4	30	„ 23/VII—35 г.
25	„ на расст. 120 мтр. от устья	2	37	—
22	„ „ „ 130 „ „ „	3	31	—
23	„ „ „ 143,15 „ „ „	9	30	—
24	„ „ „ 150 „ „ „	9	30	—
25	„ „ „ 160 „ „ „	8	35	—
26	„ „ „ 170 „ „ „	3	32	—
27	„ „ „ 180 „ „ „	11	41	—
28	„ „ „ 190 „ „ „	3	36	—
29	„ „ „ 200 „ „ „	10	35	—
30	„ „ „ 210 „ „ „	1	35	—
31	„ „ „ 220 „ „ „	10	38	—
32	„ „ „ 332 „ „ „	8	38	—
9	Южн. забой 1-го паралл. штрека	4	29	Расстояние от дневной поверхности.
5	Печь № 3 в 8,65 м по восстанию от основного штрека	6	38	По пласту 28—75 м.
24	Забой печи № 6 по 1-му параллельному штреку	2	36	—
	В) Расстояние по печи 1 по восстанию			
7	от основного штрека 6,8 метра	2	34	—
8	„ „ „ 6,8 „	1	27	—
9	„ „ „ 11,0 „	4	29	Начало разм. 365°
10	„ „ „ 14,2 „	26	17	25 м по пласту от дневной поверхности.
11	„ „ „ 17,4 „	34	6	Нач. газовыдел. 345°
12	„ „ „ 20,5 „	30	0	Нач. газовыдел. 290°
13	„ „ „ 23,4 „	27	0	—
14	„ „ „ 26,0 „	23	0	—
18	„ „ „ 31,86 (разрезн. печь на 4—6 м выше II параллельной штрека.	30	0	—

№№ проб	Место отбора проб	X	У	Примечание
	Г) Пробы взятые по печи 11 по восстанию от основного штрека на расстоянии			
33	9,6 метра	4	40	350° начало размягчения
		3	42	360°
		5	40	375°
34	20,0 „	3	39	390°
		4	36	350°
35	25,0 „	8	33	370°
36	30,5 „	34	5	350°
37	35,5 „	27	0	310° кривые, как углей марки „Т“.
38	40,5 „	32	0	Ниже 270°
39	46,0 „	31	0	—
40	51,0 „	31	0	—
41	56,15 „	29	0	—

имущественно на горячую сторону, королек хорошо сплавлен, имеет губку и сильно развитую трещиноватость (фиг. 4).

При анализе проб, взятых при дальнейшем прохождении штольни, в 1937 году свойства угля остались прежними, как это видно из табл. 5.

При сравнении с углями Осиновского месторождения, уголь пласта 13 наиболее близок к углю пластов Елбанской группы, как по

Фиг. 4.

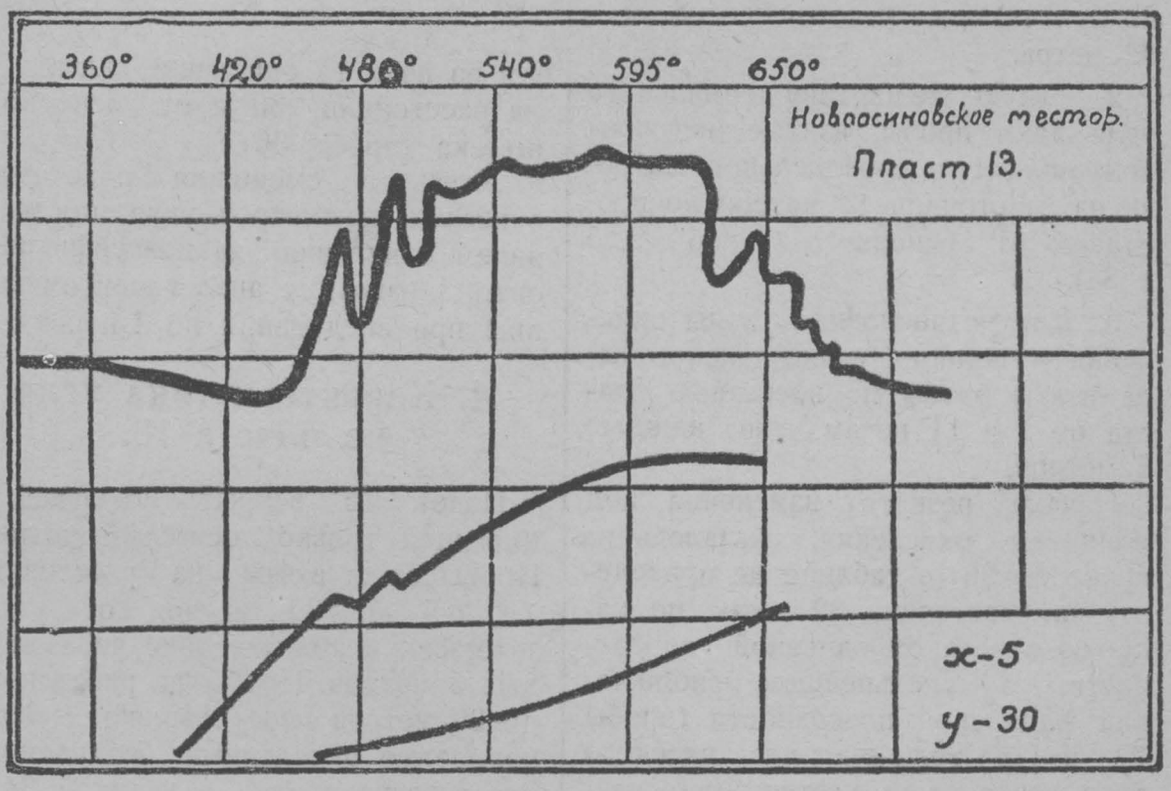


Таблица 5

№№ проб	Время взятия проб	Взято в расстоянии от устья по основному штреку	Пластометрическ. параметры X	Пластометрическ. параметры У
3	18/X-37 г.	300—95 м.	10	31
6	28/X-37 г.	311—95 м.	6	31
12	13/X-37 г.	316—6 м.	14	31
11	13/X-37 г.	353—0 м.	7	37

усадке, так и толщине пластического слоя, а также и по температуре размягчения. Температура размягчения углей:

а) пласта № 13 колеблется в пределах 350—370° (иногда 395°);

б) пластов Елбанской группы — 390° и

в) пластов Кандалепской группы — 420°.

Нормальный уголь по основному штреку залегает на глубине 40 метров (приблизительно) по падению пласта от дневной поверхности и по кратчайшему расстоянию на 30—32 метра.

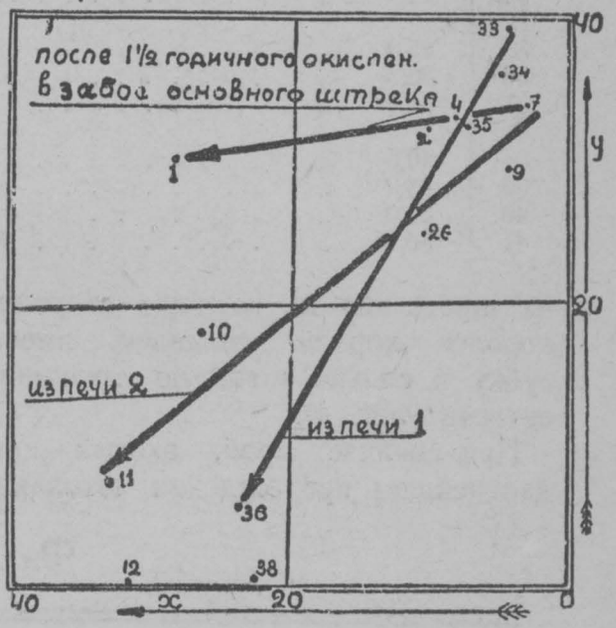
2. Такую же картину нормального угля дают пробы, взятые при прохождении 1-го параллельного штрека на расстоянии 10 метров по восстанию от основного (пробы 9, 5 и 24).

3. Для установления зоны окисления и полного выветривания были взяты пробы по восстанию пласта по 1 и 11 печам через каждые 5 метров.

Начало резкого изменения под влиянием окисления сказалось на пробе № 26 (в таблице не приведена) на расстоянии 32 метра по падению пласта от дневной поверхности. При дальнейшем приближении к дневной поверхности (пробы 10 и 11) толщина пластического слоя резко уменьшается (на расстоянии 6 м) с 25 (проба № 26) до 1 м (проба № 10) и даже до 6 м (проба № 11) с одновременным резким увеличением усадки с 4 до 34, как это видно из фиг. 5. По пробам из печи 11 окисление сказалось на расстоянии 30 м от основного штрека (проба 36).

Фиг. 5

Направление линий окисления по пробам из 1 и 11 печей штольни 1.



Характер смещения пластометрических параметров угля под влиянием окисления на классификационной диаграмме аналогичен смещению при следовании по 1-й печи.

4. Характеристика угля из пласта 16.

Пласт 16 вскрыт штольней 3, имеющей только основной штрек. Пробы были взяты на расстоянии от 20,5 до 80 метров от устья штольни, приблизительно, через каждые 5 метров. Пробы на расстоянии до 30 метров представляют уголь полностью окисленный, без наличия пластического слоя с усадкой 34—

36. Газовыделение начинается уже около 300°.

Начиная с пробы № 8 (таблица 6), взятой на расстоянии 45 м от

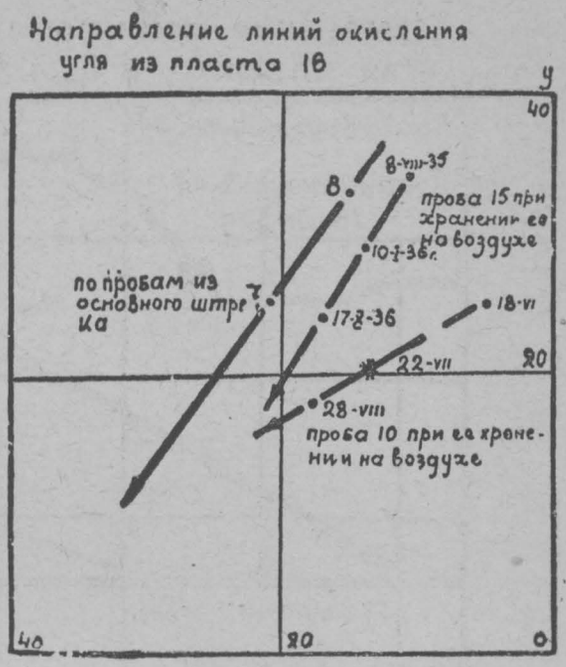
Таблица 6

№№ проб	Место взятия пробы от устья штольни на расстоянии	Пластометр. параметры X	У
8	45 метров	15	33
9	50 »	11	31
15	80 »	13	34

устья, уголь имеет нормальное качество, соответствует марке «ПЖ» с усадкой 11—15 и толщиной пластического слоя 31—34.

Уголь пласта 16 сравнительно легко изменяется при хранении на воздухе. Это изменение резко отражается на характере кривой давления—вспучивания, которая из горбообразной (присущей углям марки «ПЖ») превращается в зигзагообразную с одновременным увеличением усадки и уменьшением толщины пластического слоя, как это видно из таблицы 7 (фиг. 6, 7, 8) .

Фиг. 6



5. Характеристика угля из пласта 22.

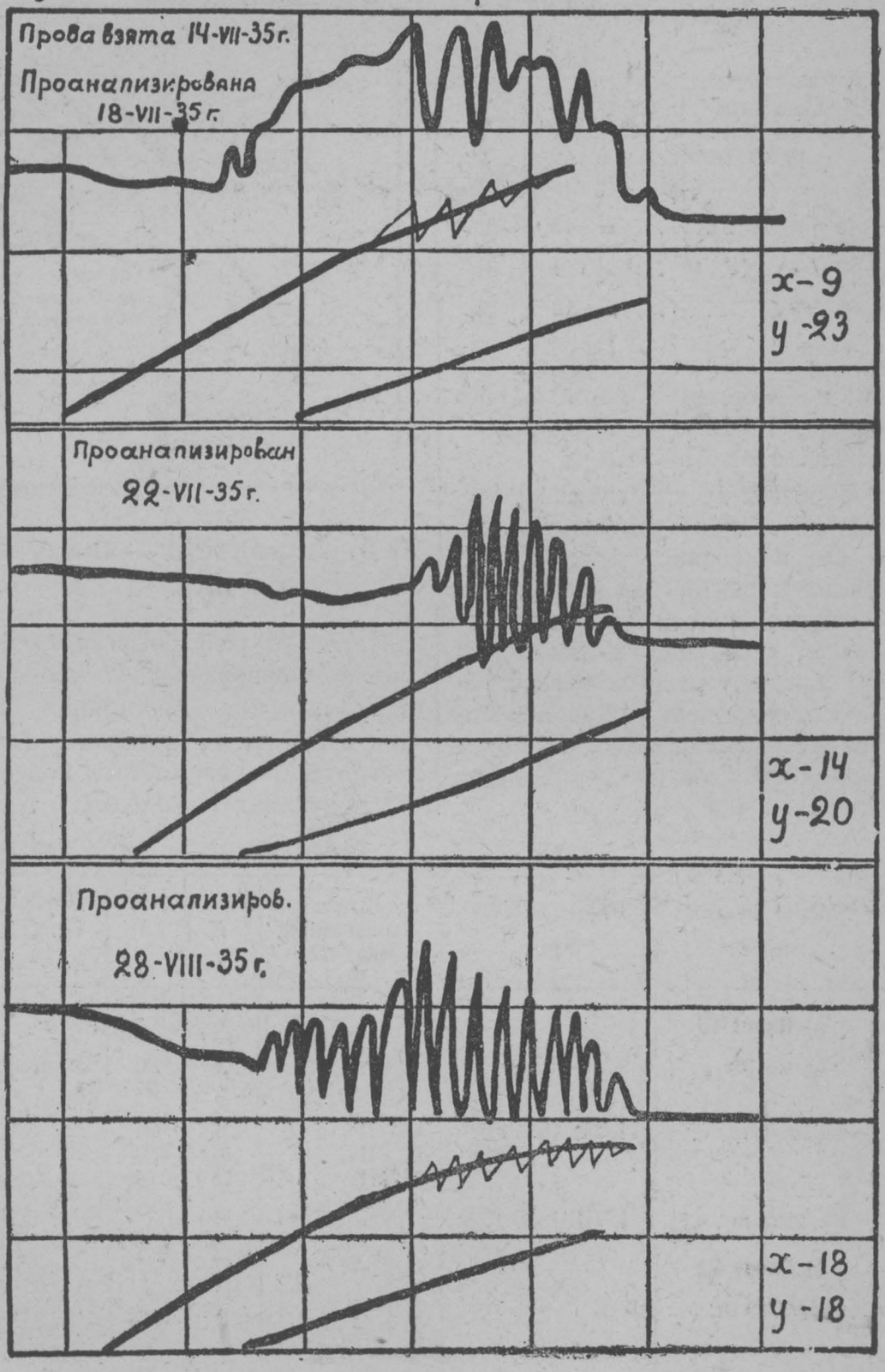
Пласт 22 разрабатывается штольней 4. Первоначально уголь был опробован на расстоянии до 150 метров от устья штольни. Пластометрические параметры колебались в следующих пределах: толщина

Таблица 7

№№ проб	Место взятия проб	Время отбора проб	Время выполнения анализа	X	У	Примечание
	А) Пласт 16					
9	50,3 метра . . .	9/VII-1935 г.	22/VII	9	30	Горбообразная
			5/IX	9	27	—
10	55,25 метра . .	14/VII-1935 г.	18/VII	9	23	—
			22/VII	14	20	—
			28/VII	18	18	—
15	80 метров . . .	1/VIII-1935 г.	8/VIII-35 г.	11	34	—
			10/I-36 г.	14	29	—
	Б) Пласт 22		17/XI-36 г.	17	24	—
31	105,9 метра . .	10/II	27/II-35 г.	24	24	Горбообразная
			28/II-35 г.	20	20	Зигзагообразная

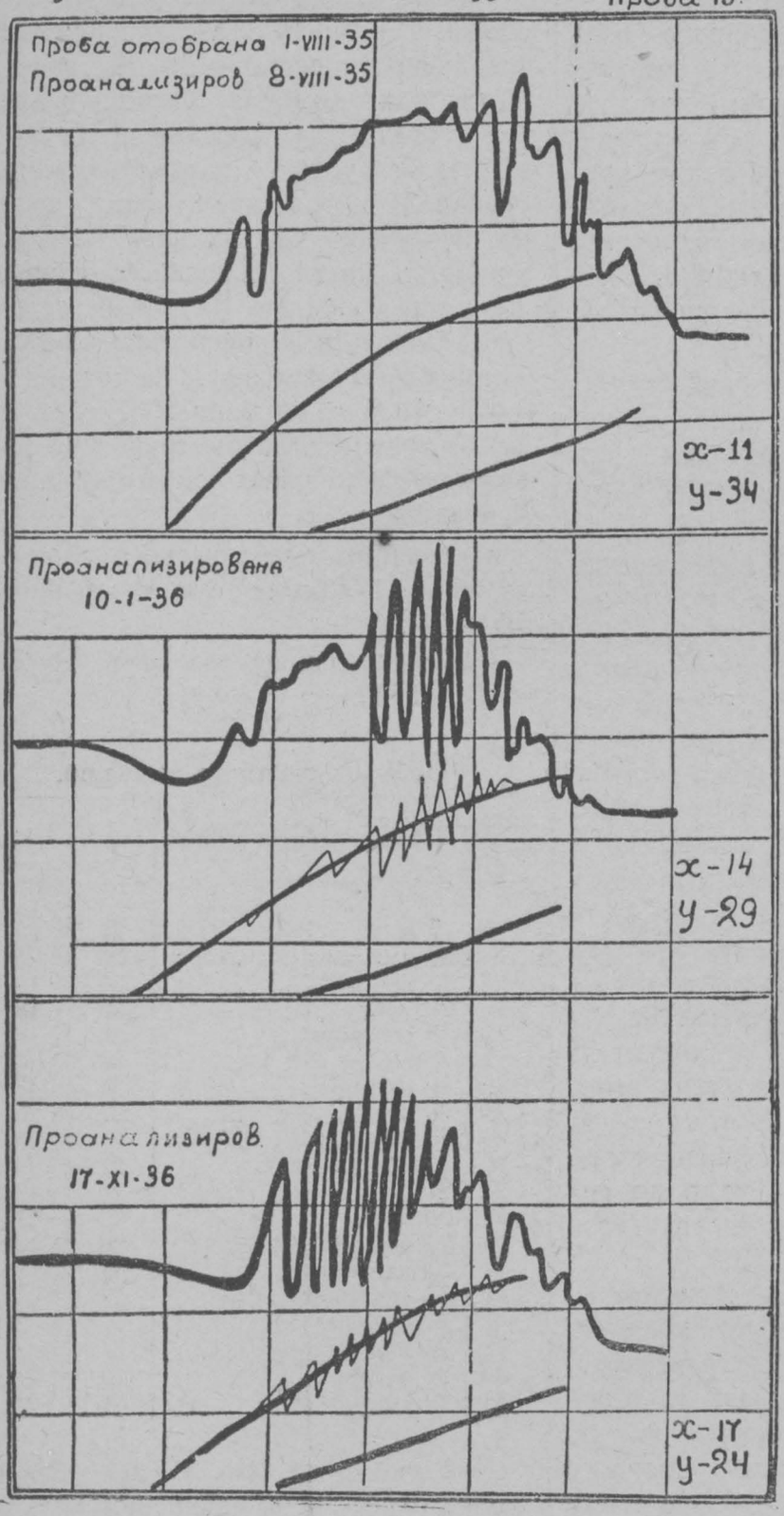
Фиг. 7.

Изменение пластометрических параметров угля пласта 16 шт. 3. Проба 10



Фиг. 8

Изменение пластометрических параметров угля при его хранении на воздухе



пластического слоя от 17 до 30, в среднем около 22 — 24; усадка—от 13 до 32, в среднем около 20.

При этом какой-либо закономерности в изменении пластометрических параметров в зависимости от простирания пласта установить не удалось. По характеру кривой уголь пласта № 22 отличается от углей остальных пластов, а именно кривая давления —вспучивания представляла собой сильно зигзагообразную линию (фиг. 9).

При этом наблюдались две особенности кривой:

а) некоторые пробы давали вначале кривую присущую горбообразным и

б) как правило, зигзагообразная линия своей верхней половиной располагалась выше нулевой линии.

Однако две пробы—№ 17 от 7 июня 1935 года, взятая с расстояния 78,5 м от устья и № 31 (таблица 7), взятая на расстоянии 105 м от устья 10 февраля 1936 г., дали горбообразные кривые с небольшим поднятием горба под нулевой линией (на 10-13 мм), аналогично

кривым для окисленных углей Осиновского месторождения. После суточного хранения этих проб в комнате при хорошем доступе воздуха, были произведены вторично пластометрические анализы, в результате которых получились кривые давления—вспучивания резко отличные от первых, горбообразные кривые превратились в зигзагообразные с небольшим изменением пластометрических парометров (таблица 7).

Это дало основание предполагать, что:

1) или уголь быстро окисляется,

2) или уголь подвергается резкому изменению под влиянием различного рода геологических нарушений (подвижка и т. п.).

При устранении возможности окисления угля или при взятии пробы вне нарушения нужно было ожидать получения результатов, присущих углям марки «ПЖ». И действительно, при дальнейшей разработке штольни в 1937 году были получены кривые давления—вспучивания, характерные для углей марки «ПЖ»; наиболее лучшие результаты были получены с пробой № 14 от 17-го октября 1937 г. ($X = 18$; $Y = 27$). Однако все пробы при хорошей толщине пластического слоя (26—29) имели крайне большую усадку от 25 до 35, в результате чего угли этого пласта разместились в левом верхнем квадрате классификационной диаграммы, т. е. там, где до сих пор отсутствовали другие угли Кузбасса.

Это явление пока остается не вполне ясным и потребует более детального изучения. В качестве предложения можно указать на факт, когда при медленном окислении угля из пласта 13 в забое основного штрека школьни 4 (см. диаграмму 4) произошло смещение его в левый верхний квадрат классификационной диаграммы Сапожникова.

Уголь пласта 22 был засыпан в опытный штабель для определения устойчивости его против окисления. Уголь для штабеля был взят 7-го июля 1935 г. на расстоянии 78,5 — 81,5 м от устья с параметрами: по усадке 31 и толщине пласта слоя 25. В течение первых пяти месяцев пробы из опытного штабеля отбирались через каждые 15 дней, а затем через месяц и подвергались пластометрическому анализу. За период с июля 1935 г. по март 1937 г., т. е. за 22 месяца пластометрические параметры отдельных проб колебались в пределах:

а) толщина пластического слоя — от 25 до 17 (более узкие границы 18 — 21).

б) усадка в пределах от 37 до 21. (таблица 8).

Таблица 8

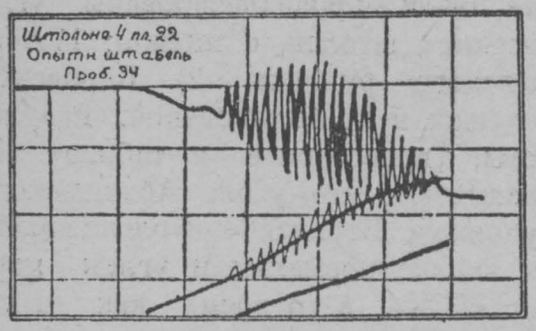
(Пробы из опытного штабеля).

№№ п. п.	Время отбора проб		У
17	7 июля 1935 года	27	25
18	27 „ „ „	26	23
19	8 августа „ „	30	19
20	28 „ „ „	30	18
21	8 сентября „ „	30	18
22	28 „ „ „	34	23
23	20 октября „ „	31	23
24	23 ноября „ „	37	20
25	23 декабря „ „	25	20
26	20 января 1936 „	21	20
27	21 февраля „ „	25	17
34	20 марта „ „	22	21
38	22 июля „ „	26	19
39	23 августа „ „	28	18
40	22 сентября „ „	21	20
41	22 октября „ „	23	22
42	20 ноября „ „	31	18
43	22 декабря „ „	31	21
44	20 января 1937 „	28	21

Как видно из фиг. 10, какой-либо закономерности в изменении усадки

и толщины пластического слоя за все время лежания опытного отвала заметить нельзя. Наличие колебаний, вероятно, нужно отнести за счет недостатков отбора средней пробы, так

Фиг 9.



как перелопачивание и квартование производилось вручную без применения автоматических делителей.

Кривые давления—вспучивания сохраняют для всех проб хорошее постоянство ввиде сильно зигзагообразной, весьма правильно построенной, кривой (см. фиг. 9).

6. Характеристика угля из пласта 24.

Самым молодым пластом из изученных является пласт 24, который вскрыт шт. 6. Пласт опробован через каждые 5 метров, начиная от 10-ти метров от устья штольни и до 120 метров.

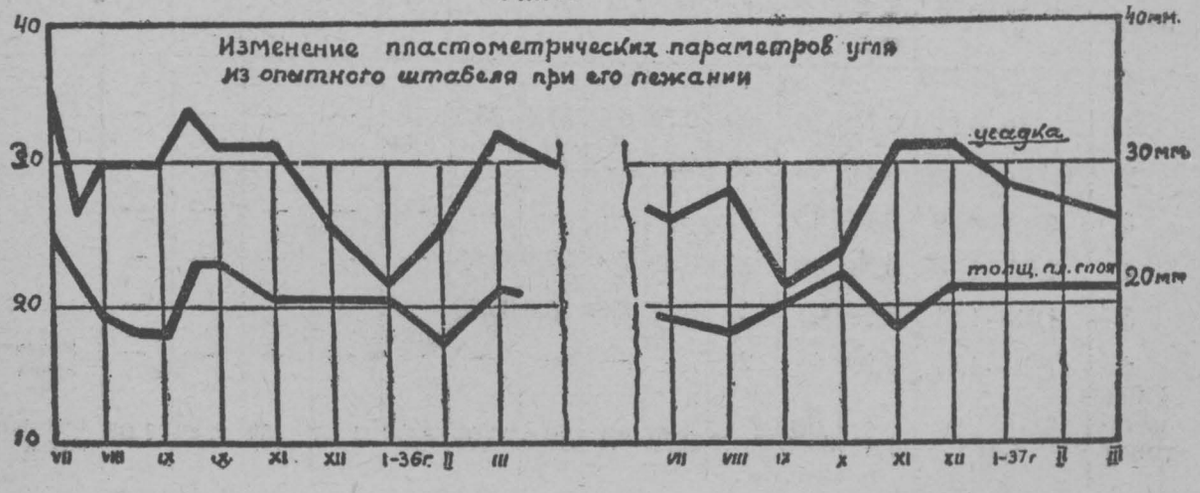
До 85 метра уголь сильно окислен. Усадка колеблется в пределах 41 — 35. Пластического слоя совсем нет. Начиная от 86 метра уголь обнаруживает меньшую степень окисленности, что видно по резкому изменению характера кривой давления—вспучивания, которая позволяет предполагать, что в углях, хотя и в крайне незначительном количестве, но все же имеются плавящиеся вещества и налицо признаки размягчения. Действительно, через 10 метров (на 95,5 м) толщина пластического слоя достигает 10 мм (таб. 9).

Таблица 9

№№ проб	Место отбора проб	Пластометрич. параметры	
		X	У
2а	90,5 м	37	0
3а	95,5 „	48	10
4а	100,0 „	50	11
5а	105,0 „	34	16
6а	110,3 „	34	16
7а	115,0 „	38	20
8а	120,3 „	40	19

При наличии большой усадки (в пределах 30—40), по мере удаления от дневной поверхности по прости-

Фиг. 10



ранию пласта толщина пластического слоя непрерывно растет и к 120 м достигает 20. Большая усадка, сильная трещиноватость и характер кри-

Таблица 10

Место взятия проб	Пластометр. параметры		Марка
	X	У	
Боровская штольня	4	40	„ПЖ“
Абашевский рудник шт. 1 . . .	4	37	„ПЖ“
Абашевский рудник шт. 1, печь 5	0	38	„ПЖ“
Антоновская шт. 261 м от устья (общая проба) .	27	25	Окисленный или газовый
Тоже: нижняя пачка .	30	26	
верхняя пачка .	36	17	

вой заставляют отнести уголь пласта 24 к типу «газовые», хотя уже проба № 8а дает кривую изменения об'ема с намечающимся «горбом», присущую окисленным углям марки «ПЖ».

Таким образом, необходимо отметить, что уголь пласта 24 на вскрытом участке находится в окисленной зоне и потому отнесение его к углям той или иной марки затруднительно и преждевременно.

Характеристика углей из других штолен.

Кроме Байдаевского месторождения были проанализированы угли соседних штолен, а именно: 1) Абашевского рудника, 2) Боровской штольни и 3) Антоновской. Результаты, приводимые в таблице 10, указывают, что уголь Абашевского рудника и Боровской штольни является вполне нормальным углем марки «ПЖ», в то время как уголь Антоновской штольни по своим свойствам наиболее близок к углю пласта 22.

ВЫВОДЫ.

1. В данной работе дается характеристика углей Байдаевского месторождения только по данным пластометрии, определяющей наиболее правильно коксующиеся свойства. Данные технического и элементарного анализа не приводятся, поскольку таковые даны в перечисляемой литературе, которые не нахо-

Таблица 11

№ пачки	Расстоян. от кровли в м.	Мощность пачек в м.	X	У	$W^л$	A^c	V^c	$V^г$	$C^г$	$H^г$	$N^г$	$O^г$	$S^г$	
1	0—0,11	0,11	10	29	0,70	6,5	31,4	33,6	—	—	—	—	—	
2	0,135—0,480	0,34	14	30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
3	0,49—0,89	0,40	13	32	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
4	0,90—1,13	0,23	16	29	0,82	7,9	32,1	34,95	—	—	—	—	—	
5	1,13—1,21	0,08	11	32	0,42	5,5	33,6	35,60	—	—	—	—	—	
6	1,21—1,41	0,20	28	21	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Мятая пачка
Общ. пластовая	1,41	1,41	6—8	28—29	0,72	8,1	32,9	35,95	85,09	1,58	2,84	9,42	1,07	Без мятой пачки

Таблица 12

№№ п. п.	Месторождение	Наименование	Пластометрич. параметры X	Пластометрич. параметры У
1	Осиновское	Кандалепский . . .	3—8	25—39
2	„	Елбанский	0—8	28—35
3	Абашевское	Пласт 15	—4 — (+2)	28—35
4	Байдаевское	10 пласт	5	26
5	„	13 „	6—9	24—29
6	„	16 „	—1—(+10)	29—28
7	„	22 „	11—15	31—34
8	„	24 „	18—85	26—29
9	„	5 „	34—48	16—20

Таблица 13

РУДНИК	Марка угля	Содержание в %% шихта № 1	шихта № 2	шихта № 3	A^c	V^r	X	У
Абашево 15 пласт	„ПЖ“	35	30	25	12,9	33,3	11—10	27—31
Шахта 10 Прокопьевск. рудника .	„К“	40	50	50				
„ 1—2 Киселевск. „ .	„$К_2$“	8	6	10				
Прокопьевский рудн.	„ПС“	17	14	15				

Таблица 14

Характеристика кокса с применением угля пласта 15.

№№	Остаток в бараб.	Коксик	Орешек	Мелочь	Трещиноватость Прод.	Попер.	Отношение	Технический анализ A^c	V^c
1	307	54	17	33	0,083	0,095	1,14	13,6	1,2
2	309	52	20	29	0,058	0,066	1,14	13,0	1,2
3	291	53	22	44	0,051	0,064	1,24	13,2	1,2

дятся в противоречии с данными результатами, приводимыми в таблице 11 по пласту 13: мощность пласта и отдельных пачек, пластометрические параметры, технический анализ общей пробы пачек 1, 4 и 5, а также элементарный анализ общепластовой пробы.

2. В сводной таблице 12 даны показатели и для углей Осиновского, Абашевского и Байдаевского месторождений. По своим коксующимся свойствам уголь пластов 5, 10 и 13 является нормальным, относящимся к марке «ПЖ» и может вполне заменить Осиновский уголь при шихтовке. Уголь из штольни 1 Абашевского рудника является пластом 15 Байдаевского месторождения.

В 1937 г. было проведено опытное коксование в печах коксового цеха с применением в шихте угля Абашевского рудника, вместо углей Осиновского месторождения. Были испытаны три варианта шихт (таблица 13).

Как видно из таблицы 14, в результате был получен кокс с такими же свойствами как и в случае применения углей «ПЖ» Осиновского месторождения, а именно:

1). Оптимальное участие угля

пласта 15 в пределах 30—35% дает остаток в барабане 309—307. Увеличение до 35% понижает остаток в барабане и увеличивает общую трещиноватость кокса с 0,124 (30% Абашевского угля) до 0,178 (35%).

2). Понижение содержания угля пласта 15 в шихте до 25% повлекло за собой резкое понижение в барабане до 291 с увеличением отношения поперечной трещиноватости к продольной с 1,14 до 1,24.

3). Уголь пласта 16 отличается более легкой изменяемостью при окислении, сохраняя свойства углей марки «ПЖ».

4. Угли пластов 22 и особенно 24 чрезвычайно легко окисляются до стадии газовых, но при дальнейшем воздействии кислорода воздуха в отличие от газовых становятся довольно устойчивыми.

5. Граница зоны окисления для пластов 5, 10, 13 и частично для 16 довольно точно устанавливается по данным пластометрии, проходит на глубине 25—30 м по падению пласта от поверхности земли и следует рельефу последней. Для пластов 22 и особенно 24 нельзя указать зоны окисления по двум причинам:

а) не установлен с достаточной достоверенностью сорт угля этих пластов, имели ли мы нормальный для данных пластов уголь или измененный, и

б) не выяснено влияние нарушений и явлений окисления на изменение свойств этих углей.

При окислении угли 5, 10, 13 и 16 пластов смещаются по линиям окисления, свойственным марке «ПЖ». При этом уголь более молодых пластов, окисляясь, накапливает такие продукты, которые несколько снижают коксующиеся свойства их. Наоборот, при окислении 5 и 13 пл. получается уголь с пластометрическими параметрами, сдвинутыми к центру диаграммы, т. е. получается уголь с менее ярко выраженными крайними свойствами, улучшая их свойства, как это доказано опытами применения слабо окисленных углей Осиновского рудника.

ПРИМЕЧАНИЕ: 1. Работа „Свойства каменных углей Байдаевского месторождения" проводилась в течение 1935—1936 г.г. и начала 1937 г. В планах работ коксохимического отдела не стояла и выполнялась мной вне плана в порядке научной работы. Доставка проб производилась руководителем геологоразведочной партии инженером-геологом Звонаревым, лично мной при поездках на работающие штольни с помощью работников бригады инженера Кроль (в 1937 г.). Процесс отбора проб производился аппаратом геологоразведочной партии.

2 Пробы, против которых в таблицах и тексте не значится указаний на год отбора, взяты в 1935 г. и в 1936 г. В протоколах анализа везде указано время отбора и время выполнения анализа.

ЛИТЕРАТУРА:

1. **САПОЖНИКОВ Л. М.** Технические свойства спекающихся каменных углей с точки зрения их генетической характеристики. Бюллетень № 1. Духин.
2. **ГУБКИН И. М.** Горючие ископаемые Кузбасса. Проблемы Урало-кузбасского комбината. II. Труды июньской сессии АН СССР—1932 года.
3. **ДОРОФЕЕВ П. И.** Основы геологии Кузбасса, 1936 г.
4. **ЗВОНАРЕВ И. Н.** Геология Новоосиновского каменноугольного месторождения Кузбасса. Материалы по геологии Зап. Сиб. края, выпуск 19, 1935 г.
5. **ЗВОНАРЕВ И Н.** Геологические данные по Новоосиновскому каменноугольному месторождению. Отчет по результатам работ Новоосиновской геологоразведочн. партии 1934 г.

Инженер В. В. РАКОВ
Центральная лаборатория КМК

Регулирование отопления коксовых печей 3-й батареи коксового цеха КМЗ

Проведенное в начале 1938 г. работниками коксового цеха и коксохимотдела центральной лаборатории под руководством представителя Днепропетровского углехимического института регулирование отопления первой батареи (см. «Сборник научно-тех. статей КМЗ» № 2—1938 г.) было признано коксовым цехом целесообразным и необходимым для остальных батарей.

Ввиду этого аналогичная работа была проведена на третьей батарее в период с 20 мая по 15 сентября 1938 г. силами одной центральной лаборатории. Отсутствие регулировки теплового режима коксовых печей, после перевода их на отопление смесью доменного и коксового газов, вызывало неравномерность поспевания коксового пирога по длине камеры, большую пестроту в температурах простенков и сильный недостаток тяги в летнее время. Выдаваемый кокс отличался повышенным недопалом с концов камер. Особенно это имело место с коксовой стороны до 6—7 вертикалов при перегреве середины камеры.

Многие простенки шли с пониженной температурой и отнимали много времени у сменных мастеров по под'ему температуры до заданной, но, тем не менее, требуемого эффекта не достигалось.

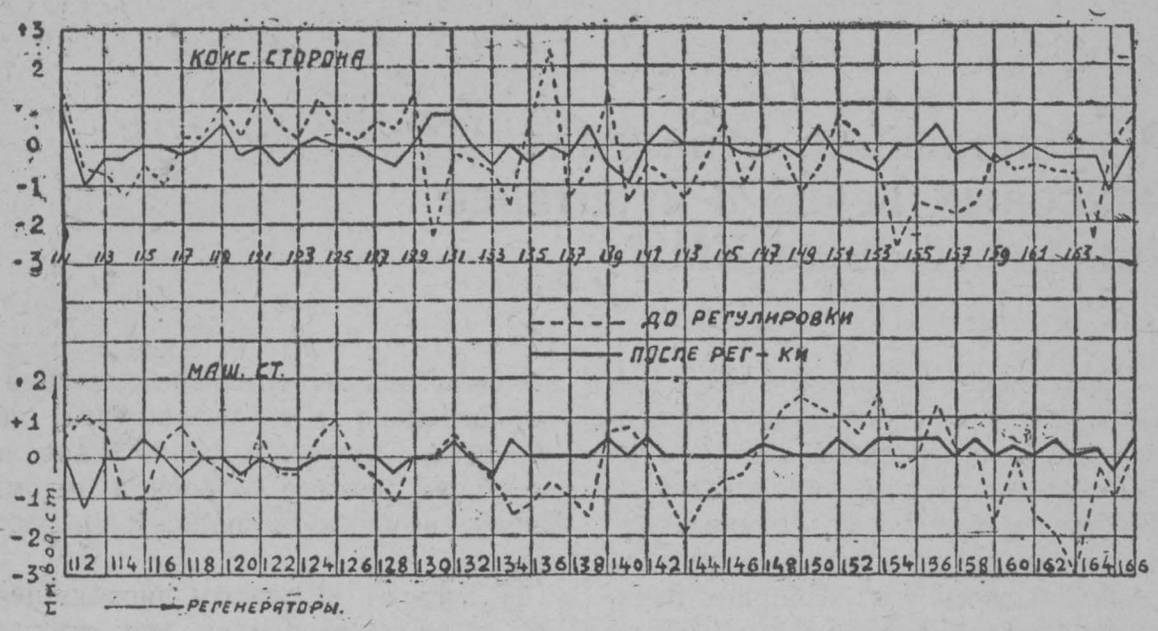
Проведенные наблюдения на третьей батарее перед регулировкой выявили ряд ненормальных явлений, отрицательно сказывавшихся на обогреве отдельных простенков и на общем режиме батареи в целом. В основном они сводились к следующему:

1) Тяга по вольверам нисходящего потока распределялась произвольно и, по мере удаления простенков от дымовой трубы, падала, так как тяговые бабочки (степень открытия которых определяет величину тяги в отопительном простенке) были открыты все полностью. На коксовой стороне в газовом вольвере простенка № 166 тяга была равна 34,4 мм вод. ст., а в газовом вольвере № 111 (наиболее удаленном от трубы) — 27,4 мм.

Неравномерность тяги по длине батареи создает неодинаковые условия по снабжению простенков воздухом и не позволяет ввиду этого добиться должного эффекта в нагреве простенков, удаленных от трубы.

В процессе регулировки тяга в вольверах нисходящего потока выравнена по микроманометру. Колебания в тяге между отдельными вольверами теперь составляют 1 — 1,5 мм вод. ст., вместо 5—6 мм до ее установки.

2) Газ, поступавший на обогрев, распределялся по простенкам неодинаково (фиг. 1). Мастера по отоплению произвольно меняли его



Фиг. 1. Распределение отопительн. газа по простенкам (перепады в газовых регенераторах).

количество для того или иного простенка исключительно по оценке горения на-глаз. Такая методика в ведении обогрева с технической стороны не выдерживает критики. Мастер физически не в состоянии обслужить 112 простенков, так как изменение положения газовых вентилей на определенное число оборотов не соответствует равномерному изменению количества газа, подаваемого в простенки. На практике это приводит к расстройству обогрева, несмотря на то, что мастер больше 50% своего рабочего дня затрачивает на работу по налаживанию правильного горения.

Хотя часть простенков в батарее по некоторым причинам не может быть приведена к единой норме снабжения газом, все же становится ясным, что регулировка подачи газа в каждый простенок без измерительного прибора явно не удовлетворяет целям ведения правильного теплового режима и экономного расхода газа.

В процессе регулировки нами была разработана таблица, позволявшая быстро установить требуемое распределение газа по простенкам всей батареи. При этом отпадает необходимость ежесменного изменения количества подаваемого в тот или иной простенок газа. Достаточно через каждые 4—5 дней проверять принятое распределение по контрольному простенку и поддерживать общий режим батареи (расход газа, общая тяга, равномерная выдача кокса).

3. Обследование реверсивного устройства показало, что ощущавшийся недостаток тяги на третьей батарее в большей степени, чем на других батареях можно устранить за счет уменьшения сопротивления в вольверах нисходящего потока, т. к. средний под'ем тяговых тарелок составлял 122 мм, вместо нор-

мальных 145—150 мм. Неполный под'ем тарелок вызывал дополнительные потери в вольверах в размере 3—4 мм вод. столба.

Состоянию реверсивного устройства уделялось совершенно недостаточное внимание, вследствие чего в работе тяговых тарелок, газовых клапанов, корнюрных крышек отмечен ряд недостатков, безусловно отрицательно сказывавшихся на нормальном ведении обогрева.

При регулировке средний под'ем тяговых тарелок был доведен до 145 мм, под'ем газовых клапанов установлен в 100 мм и упорядочено открытие корнюрных крышек.

Увеличенное содержание O_2 в продуктах горения, проходящих через воздушный вольвер, вызвано перетоком воздуха из соседнего подового канала. Это приводит к потере части воздуха, поступающего для горения в простенки, что вызывает неполноту сгорания и, кроме того, излишне загружает дымовую трубу, не обеспечивающую летом требуемую тягу. Наличие перетоков в подовых каналах и регенераторах является главным недостатком печей системы Беккера, вследствие больших перепадов разрежений в отдельных элементах системы, которые особенно сильно возрастают при работе на доменном газе (или смеси доменного и коксового газов).

4. Произведенные анализы продуктов горения из вольверов позволяют сделать вывод, что в стенках подовых каналов имеются продутые швы и трещины, т. к. состав продуктов горения из газовых и воздушных вольверов весьма различен (табл. 1).

Таблица 1

№№ простенков	Газовый вольвер			Воздушный вольвер		
	CO_2	O_2	CO	CO_2	O_2	CO
118	16,4	0,8	4,4	14,6	5,0	1,4
119	13,6	3,8	3,0	12,4	6,2	2,0
122	16,4	0,2	4,0	15,4	4,2	1,0
123	15,6	2,4	3,0	15,2	4,0	0,2
127	17,6	1,4	1,4	8,8	11,2	0,0
128	14,4	2,2	5,0	13,0	7,0	0,0
130	15,0	3,6	2,4	14,0	5,6	0,0
Средн.	15,6	2,0	3,3	13,3	6,2	0,6

Помещаемая ниже схема дает наглядное представление о распределении давлений в системе при работе на коксовом газе и на смеси (фиг. 2).

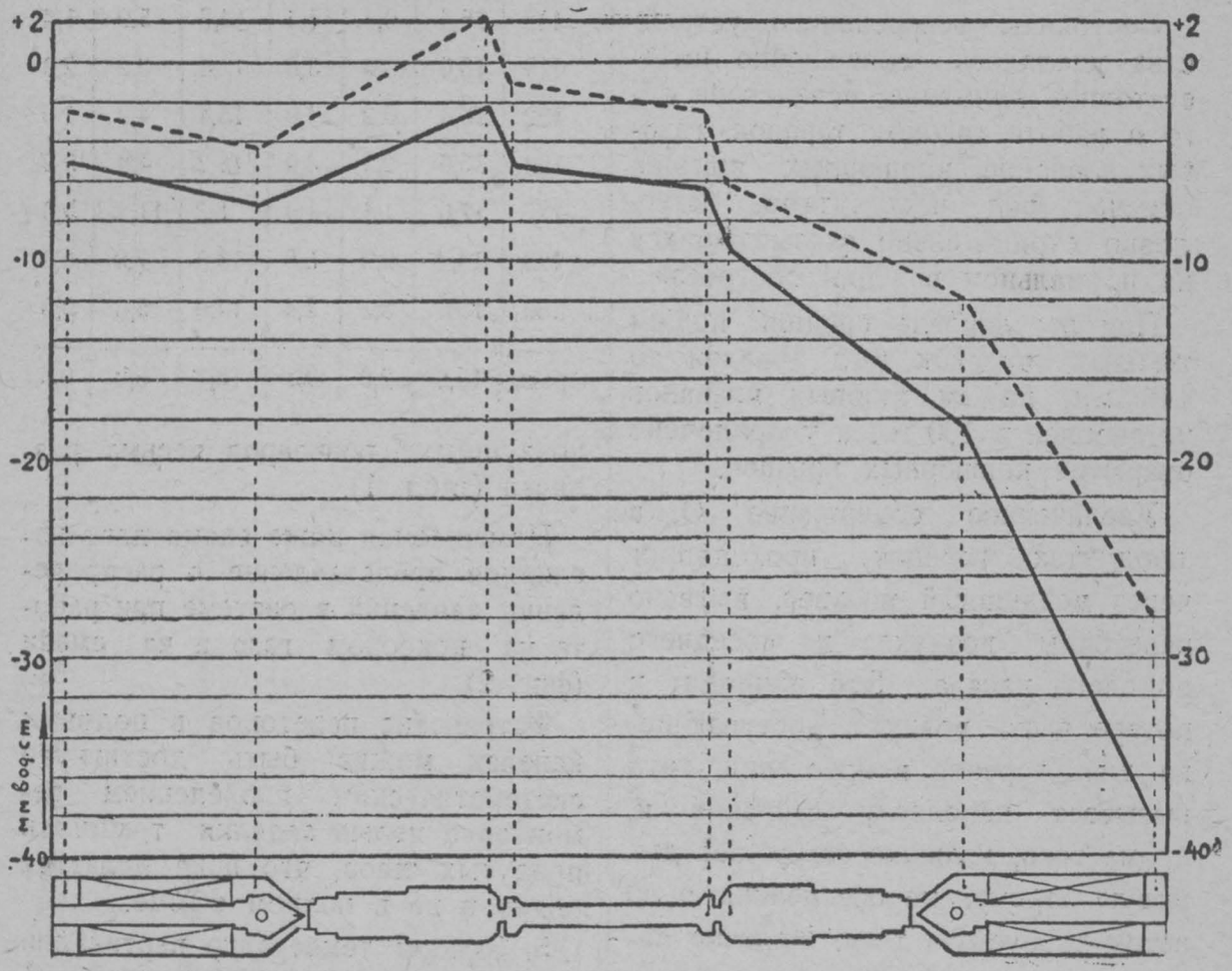
Устранение перетоков в подовых каналах может быть достигнуто систематическим проведением ремонтов с целью заделки трещин и продутых швов, что пока делается редко и не в полном об'еме.

5. Замеры температур вертикалов по длине простенков третьей батареи, дающие представление о распределении тепла, обеспечивающего готовность кокса, выявили безусловно ненормальное положение с распределением тепла, характерное для всех батарей цеха, работавших после перехода на обогрев смесью без регулировки. Большинство простенков третьей батареи имело максимальную температуру в средних вертикалах (13 — 14 верт. кокс. ст.) с постепенным понижением к первому вертикалу.

На фиг. 3 представлен график распределения тепла, выведенный

из замеров температур вертикалов по длине 56 простенков. В таблице 2 дано сопоставление ширины коксовой камеры и средней температуры вертикалов до регулировки.

Для получения равномерно выж-



Фиг. 2. Распределение давлений в отопительной системе (_____коксовый газ.....смесь коксового и доменного газов).

Таблица 2

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Ширина камеры с коксовой стороны	435	432	430	428	426	423	421	419	417	414	412	410	407	406
Т-ра верт.(средн.)	1187	1319	1347	1352	1360	1362	1368	1368	1369	1366	1365	1361	1373	1369
Ширина камеры с маш. стороны. .	377	379	381	383	386	388	390	393	395	397	400	402	404	405
Т-ра верт.(средн.)	1078	1228	1270	1285	1286	1297	1309	1316	1311	1319	1327	1338	1340	1353

женного, готового кокса необходимо иметь максимальную температуру в 3 — 4 вертикалах коксовой стороны с последующим понижением к машинной стороне. Правильное распределение тепла по простенку, помимо прямого влияния на готовность кокса, является одним из основных условий сохранности кладки коксовых печей, так как оно устраняет резкие температурные интервалы между соседними вертикалами и, тем самым, способствует удлинению срока работы установки.

6. Основными регулировочными элементами распределения тепла в простенке по вертикалам при отоплении бедным газом являются регистры, так как изменения в раскрытии регистров вызывают соответствующие изменения об'емов газа и воздуха, пропускаемых вертикалами. Раскрытие регистров до регулировки не соответствовало конусности камеры. Все регистры имели раскрытие равное 80 мм, а в вертикалах, находящихся около перекидных клапанов, оно составляло 70 мм. Это обстоятельство и вызывало перегрев в средине камеры и недостаточную температуру первых вертикалов. Расчет раскрытия регистров, разработанный инж. Вирозубом, учитывает необходимость дифференцированного подвода количества газа и воздуха в каждый вертикал, в зависимости от ширины камеры и расстояния каждого вертикала от перекидного канала.

На основании этого расчета, на третьей батарее было произведено, указанное в таблице 3, раскрытие регистров.

Таблица 3

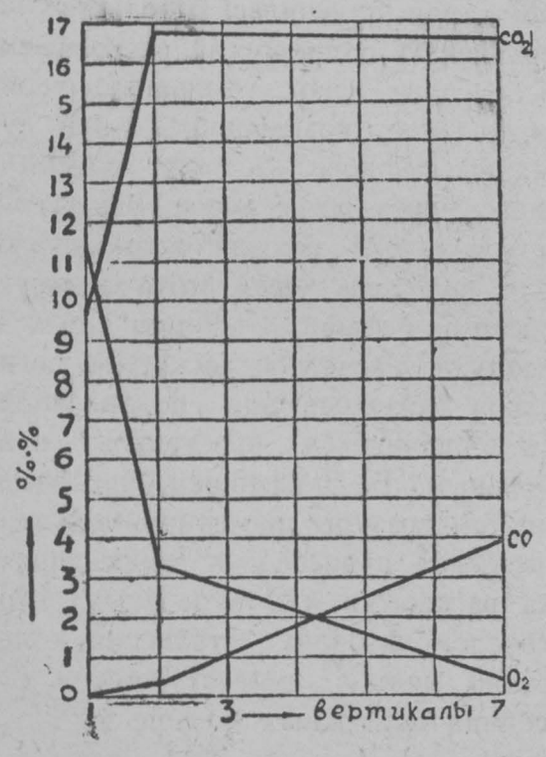
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Коксовая сторона . . .	Полн	Полн	Полн	90	90	85	75	75	85	80	75	70	65	65
Машинная сторона . . .	Полн	80	65	70	75	75	70	70	70	80	70	65	90	90

Суммарная площадь раскрытия регистров получилась большей по сравнению с прежним раскрытием, вследствие чего уменьшено сопротивление, возникающее при сужении газового потока, проходящего через регистровое отверстие, и тем самым создана возможность для пропуска через отопительную систему больших об'емов газа и воздуха. Расчетное раскрытие регистров оказалось для подавляющего большинства простенков правильным. В дальнейшем, при замере температуры простенков по длине, была произведена корректировка раскрытия для отдельных вертикалов, в целях устранения колебаний между температурами в соседних вертикалах больше 20°.

В некоторых простенках после изменения раскрытия регистров

должного распределения температур не получалось, т. к. температурный максимум этих простенков находился в 6—7 вертикалах коксовой стороны, вместо 3—4 вертикалов. Такие простенки были опробованы путем анализов продуктов горения из вертикалов. Пробы отбирались ниже регистра кварцевыми трубками длиною 2,5 м.

В вертикалах с ненормальным горением (большой избыток CO или O_2 в продуктах горения) были сняты бананы (клинообразный кирпич) воздушные или газовые, в зависимости от анализа. Почти во всех случаях при этом качество горения резко улучшалось, вызывая рост температуры данных вертикалов. В анализах продуктов горения, взятых одновременно из 1—2 —7 вертикалов коксовой стороны, заметно в первых вертикалах ненормально большое количество кислорода, не принявшего участия в горении (11,2% O_2, см. фиг. 3) в то время как в 7-х вертикалах горение сопровождалось некоторым избытком газа (в среднем 4,0% CO).



Фиг. 3. Состав продуктов горения из вертикалов

Избыток O_2 в 1-х вертикалах об'ясняется:

а) проникновением наружного воздуха через неплотности кладки и

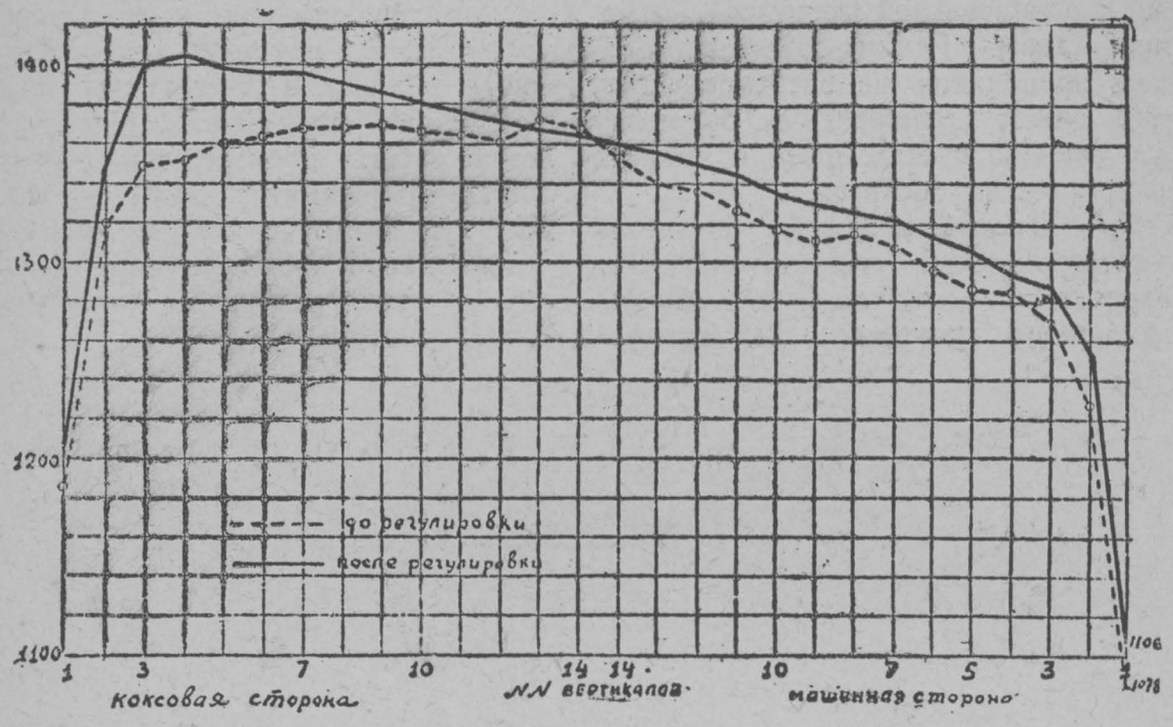
б) отсутствием бананов в воздушных косых ходах, удаленных персоналом печей с целью под'ема температуры 1-х вертикалов. Данное мероприятие оказалось ошибочным, так как при имеющемся избытке воздуха в 1-х вертикалах дополнительная подача воздуха при снятом банане приводила к обратному явлению — снижению температуры, т. к. газа по сравнению с воздухом поступало значительно меньше.

На основании анализов, в 1-ые вертикалы в 40 простенках бананы воздушных ходов были поставлены на место. Значительная часть бананов была вытесана вручную из шамота и в холодном состоянии опущена в вертикалы. Состав продуктов горения и температура 1-х вертикалов после этого улучшились.

В отдельных простенках пришлось поставить бананы в воздушные косые ходы и во вторых вертикалах.

В результате всех мероприятий, проведенных во время регулировки, распределение тепла в простенках значительно улучшено. Кривая температур вертикалов, выведенная из

замеров всех простенков третьей батареи по длине, представлена на фиг. 4.



Фиг. 4. Распределение температур по длине простенков

Выводы

1. Коксовые печи после перевода их на обогрев смесью доменного и коксового газов работали без регулировки теплового режима, что приводило к неправильному распределению тепла в отопительных простенках и, как следствие, создавало неравномерное поспевание кокса по длине камеры.

2. Примененный метод упорядочения обогрева третьей батареи вполне оправдал себя.

В процессе регулировки произведены следующие основные работы:

а) выравнена тяга в вольверах нисходящего потока по сторонам батареи;

б) разработана таблица перепадов для практического применения при эксплоатации, позволяющая за 1,5 — 2 часа установить требуемое распределение газа по простенкам батареи;

в) улучшено распределение тепла по простенкам с достижением максимальной температуры в 3—4 вертикалах коксовой стороны большинства простенков, за счет изменения раскрытия регистров и снятия некоторых бананов;

г) упорядочена работа реверсивного устройства в смысле стандартизации под'ема тяговых и газовых клапанов, что, наряду с увеличенным раскрытием регистров, несколько смягчает недостаток тяги дымовой трубы в летнее время.

3. Установлен переток газа и воздуха в подовых каналах несколько в меньшей степени, чем на

первой и второй батареях, но все же достаточный, чтобы отрицательно сказываться на обогреве отдельных простенков и приводящий к дополнительной загрузке дымовой трубы. Ремонт подовых каналов проводится не систематически, что может привести к быстрому увеличению пустых швов и вызвать расстройство обогрева.

4. Теплотехнический контроль коксовых печей недостаточен. Ототсутствуют регулярные замеры температур простенков, нет автоматических газоанализаторов, что приводит часто к перерасходу газа.

5. Проведенная работа на третьй батарее должна рассматриваться как первое приближение к технически-культурному ведению технологического режима. После установления требуемого давления на барельете, должна быть произведена проверка теплового режима в более нормальных условиях с целью твердого установления принятых норм давления и температуры в различных точках системы *).

*) Подробный материал о проведенной работе имеется в отчете „О регулировке теплового режима III батареи", находящемся в библиотеке центральной лаборатории КМЗ.

Г. Е. КАЗАРНОВСКИЙ

М. К. КУРАКО

(Воспоминания)

Есть старинная баллада.
Она повествует:
За Уральским хребтом,
За рекой Иртышом,
На далеких отрогах Алтая,
Стоит холм, и на нем
Под кедровым шатром—
Есть могила совсем забытая...

В капиталистической России было немало таких забытых могил лучших сынов, бескорыстно посвятивших свою жизнь служению родине.

Такая же судьба, конечно, постигла бы и Курако...

Но социалистическая республика трудящихся чтит память людей, отдавших свои силы и знания на строительство нового мира, не зарывших свои таланты, множивших ряды борцов на любом фронте борьбы за счастливое будущее человечества— и имя великого мастера доменного дела Курако—не забыто...

На безлюдных в недавнем прошлом берегах Томи, в осуществление гениального плана социалистического строительства, вырос в годы первой Сталинской пятилетки ее первенец, гигантский металлургический завод, выросли новые, молодые кадры доменщиков, высоко держащих знамя советской техники. Они никогда не видели Курако, но многие слышали о нем и знают о нем...

Курако погиб двадцать лет тому назад в безвестном старом Кузнецке... Рабочие похоронили его на берегу Кондомы на безлюдной и безвестной Тушталепской площадке, где он мечтал построить мощные домны — первые сибирские домны. Но техническое наследство Курако не погибло... Оно было принято наследниками — советскими доменщиками — умножено ими, и на благодарной почве Советского Союза дало свои плоды...

Курако бесспорно один из талантливейших людей своего времени — ценнейший самородок, какой дает великий народ.

Биография Курако, по тому времени, исключительно необычна. Сын богатого помещика, воспитывавшийся французами-гувернерами, мальчиком он оставил дом своего отца. Терпя нужду и лишения, он работает рассыльным в доменном цехе, носит пробы чугуна в лабораторию, бегает за табаком и водкой для мастеров...

Волшебное царство огня и металла покорило его,—оно было близко, родственно его пламенной, могучей натуре...

Курако прошел через все профессии доменщика. Он долгие годы работал чернорабочим, каталем, чугунщиком, шлаковщиком, газовщиком, горновым, мастером, — начальником цеха.

В тридцатилетнем возрасте Курако популярен и известен на весь Донбасс. Его переманивают к себе на службу директора крупнейших русских и иностранных заводов Донбасса. Он не имеет никакого технического образования, но его

вызывают на консультации; к его помощи прибегают заводы для ликвидации особенно тяжелых расстройств доменных печей и классических «козлов»; о нем создаются легенды; перед его искусством пасуют инженеры-иностранцы и русские — с крупными именами и многотомными научными трудами.

Начальник доменного цеха крупнейшего завода—Курако—активный участник революции 1905 года. Царская охранка ссылает его в Вологду, в Архангельск, но отбывши несколько лет ссылки, он возвращается в Донбасс, работает скромным мастером, вскоре снова начальник цеха на крупнейших заводах и в несколько лет перестраивает доменные печи и, частично, цехи на двух лучших заводах.

Курако первый вводит в русскую металлургию лучшие американские конструкции и американскую практику. Он создает свою школу горновых, мастеров, инженеров.

У Курако много врагов и много друзей. Его враги — кастовое инженерство, чиновники от науки и техники. Его друзья — сотрудники-ученики—все молодое, честное, смелое, ищущее новых путей, способное понять эти новые пути, — без различия национальности, происхождения и положения—рабочие, счетные работники, инженеры—сыновья аристократов и сыновья рабочих, мещан-разночинцев...

Студентом-дипломником на последнюю практику я попал в 1913 году в доменный цех Юзовского завода. Американские красавицы-домны, хотя и с ручной загрузкой; необычная чистота и тишина на рабочей площадке и литейном дворе; какая-то особенная слаженность в работе... Начальник цеха — Курако. Среднего роста, стройный, сильный, точно стальной; в синей спецовке и сапогах; тонкие черты лица; выразительные, умные, искрящиеся смехом глаза... В нем чувствуется гигантская воля, исключительная целеустремленность. С ним достаточно встретиться раз, и облик его навсегда врезается в память. Впоследствии, уже в Сибири, мне приходилось встречать людей, единственный раз в жизни на несколько минут сталкивавшихся с Курако и обменявшихся с ним, может быть, в случайном разговоре, несколькими словами, — они помнили его спустя многие годы...

Сменными инженерами у Курако работали Бардин и Толли — мой товарищ по институту, с которым я в предыдущем году был на практике на Брянском (ныне имени Петровского) заводе. Он предупредил меня: «Здесь другой мир; поживете — увидите»...

Я скоро убедился, что здесь действительно другой мир. Курако был не только начальник; это был учитель и друг. В проектном бюро у доменщиков также был другой мир. Здесь также, как и в цехе, не было секретов; здесь также охотно, по-товарищески делились опытом, знаниями; здесь также давали больше, чем ты надеялся получить; здесь также был подбор особых людей разного возраста, стажа, образования, но работавших бодро, согласованно. Доменщики-производственники и конструкторы представляли необычайно тесно спаянную, сра-тавшуюся группу. Здесь не [illegible] чинопочитания, но была строжа[illegible]

дисциплина. Здесь не молились старым богам, но творили новое—смело и уверенно. Здесь не было псевдонаучного пустословия и метафизики. Здесь знали чего хотят и к чему стремятся...

Это был стиль Курако...

Хотели же здесь вот чего:

Чтобы доменные печи работали интенсивно, ровно, экономично; чтобы трудоемкие и требующие тяжелого физического труда процессы были полностью механизированы; чтобы физический труд и количество рабочих рук было сведено к минимуму; чтобы конструкция доменной печи во всех ее мельчайших деталях обеспечивала удобство, легкость и безопасность обслуживания и непрерывность работы.

Стремились здесь к инженерному решению вопросов, к инженерной организации технологического и трудового процесса, к тому, что в развитом нашей социалистической индустрией виде, мы теперь называем работой по графику...

И здесь было достигнуто немало, особенно в условиях того времени, при крайней слабости и примитивности технических средств. По выпускам печей можно было проверять часы; издали нельзя было определить, работает печь или стоит: потери газа через свечи, через засыпной аппарат не допускались.

Здесь было осознано значение постоянства режима и непрерывности процесса, как решающего условия успешной работы; здесь не колдовали над печью, но управляли [illegible]; здесь была установлена система свои[illegible]чи смены, сменных журналов, бирс[illegible]нных рапортов, форма которых насле[illegible] в основном сохранилась до наших дней, система ежесуточной оперативной отчетности.

Сменный инженер здесь в своей конторке имел перед глазами диаграммы дутья всех печей — правда убогие, но все же прототип современной установки КИП. На других заводах, даже более новых и лучше оборудованных, не только этого не было, но, вероятно, не ощущали нужды в этом.

Здесь были до тонкости изучены, проанализированы, продуманы конструкции отдельных частей и деталей печи, осознана история развития этих конструкций в европейской и американской практике и разработан ряд прекрасных конструкций, применяемых и ныне для наших типовых мощных печей. Здесь впервые были применены американские фурмы, фурменный рукав, арматура кауперов, пушка для забивки летки. Здесь для каждой работы требовали темпа и плана; здесь ценили однотипность, взаимозаменяемость, стандарт. Здесь впервые был введен стандарт в чертежах, в оформлении чертежей, номенклатура.

Здесь веял свежий ветер технической мысли, технической весны...

Это был стиль Курако...

При цехе имелся специальный переводчик; все интересные новинки, интересные статьи в иностранной литературе переводились, размножались и раздавались не только сотрудникам, но и студентам-практикантам; в цехе или на квартире у Курако часто собирались доменщики; в товарищеской беседе обсуждались самые разнообразные вопросы и часто с узко технических тем

он переходил на вопросы иного порядка. Он был чрезвычайно развит, начитан и прекрасно знал литературу, историю, философию, политическую экономию.

Курако учил не только доменному делу; он учил жизни, отношению к жизни и к людям. Рабочий не был для него штатной единицей. Он знал каждого рабочего как человека; знал его имя, его семейное положение, его запросы; знал его недостатки и достоинства. Этого он требовал и от других, и тот, кто относился к рабочим иначе, кто видел в рабочем только рабочую силу, — тот у Курако работать не мог...

Это был стиль Курако...

Самая широкая инициатива была предоставлена сотрудникам; сменные инженеры были полными хозяевами в смене и могли делать, что угодно. За ошибки он не взыскивал. «Пусть учится, — говорил он, — наука не ходит без дрюка»... Но небрежности, неповиновения он не терпел, и тут был беспощаден. Приказывал он только раз... Это тоже был его стиль...

Здесь действительно был другой мир, какой-то оазис в пустыне полукустарной русской техники, но существование его поддерживалось одним человеком и было непрочно. Идеи Курако и группы работников, которую он собрал вокруг себя, воспитал, вырастил и организовал, не имели близких и конкретных перспектив на осуществление, на дальнейшее развитие.

В те годы Курако уже чувствовал себя способным на большее, чем перестройка отдельных печей. Под его руководством был разработан проект нового цеха — образцового, механизированного американского типа цеха, целиком отвечавшего современному состоянию передовой техники; проект, в котором было предусмотрено почти все, что характеризует передовую доменную технику сегодняшнего дня.

Но этот проект никому не был нужен. Дешевые рабочие руки в России давали капиталистам—владельцам завода достаточную прибыль, а до остального им не было дела. Думается, что новаторские идеи Курако только терпелись ими, потому что заставить Курако работать только ради денег было невозможно. Впоследствии Курако перешел в Енакиево с частью своих работников, но там повторилось тоже самое, что в Краматорской и Юзовке. Капиталист—кто бы он ни был и где бы он ни был—везде и всегда прежде всего капиталист, а повернуть колесо истории талантливым одиночкам не под силу... Но ученики Курако разносили его технические идеи, его стиль по другим заводам и учили других...

Общественно-политический облик Курако в этот период был мне не ясен. Казалось, он был аполитичен; казалось этот талантливый человек ушел всецело в технику ради техники; но вспоминается мне один случай. Как-то в воскресенье Курако предложил мне поехать с ним в какой-то близлежащий лесок. С ним поехал и его помощник—англичанин. Курако взял с собой мелкокалиберную винтовку. В лесу англичанин бросал вверх коробку спичек — Курако стрелял. Вдруг Курако обратился ко мне: «Вы не умеете стрелять? Учитесь,—пригодится. Рево-

люция еще будет, мы повторим 1905 год». Я недоумевал и счел тогда это звонкой фразой...

Конец 1916 года... Безумная бойня на фронтах... От патриотического угара первых месяцев войны не осталось следа... Дикий разгул спекуляции... Страна ждала взрыва...

Курако вернулся с Енакиевского завода снова в Юзовку... Говорили о какой-то крупной стычке с директором Енакиевского завода—бельгийцем, о генеральской комиссии, о вмешательстве бельгийского консула. Курако вынужден был уйти из Енакиево... Его предложения крупной реконструкции были отвергнуты; его идеям снова не суждено было осуществиться. Курако жил в Юзовке, в цехе бывал мало, казалось, ничем не интересовался; был раздражителен и зол...

В это время я получил от профессора Павлова письмо, в котором он сообщал, что в Сибири в Кузнецком бассейне предполагается строить большой металлургический завод, что ему поручено организовать бюро для проектирования завода, и предлагал работу в этом бюро. Я рассказал об этом Курако, но он не дал определенного ответа. Курако был неузнаваем...

У меня умирала сестра и я просил у Курако отпуска. Он грубо отказал. Я ответил, что уезжаю. Курако вспылил, но подписал отпуск; расстались, не простившись...

Грянула февральская революция...

Отпуск я просрочил. Автоматически, как военнообязанный, был уволен с завода и жил у родственников.

Неожиданно получил от Курако предложение выехать в Томск на работу по постройке завода акционерного общества «Копикуз». Я немедленно выехал и в июле был уже в Томске...

Курако ожил и стал прежним. Его целиком захватила работа. Он достиг своего; он снова творил и на этот раз, казалось, именно в масштабе, о котором он мечтал многие годы. С Курако приехало несколько человек инженеров, конструкторов, чертежников, знакомых мне по Юзовке. Организовался доменный отдел. Группа пополнилась местными молодыми инженерами, только что окончившими Томский институт. Быстро сплотились, сработались. Работа закипела. Работали много, с упоением, с утра до ночи; с временем никто не считался...

Курако, как начальник доменного отдела, формально вел проектирование только доменного цеха, но очень скоро сделался фактически душой всего дела.

Кроме Курако, в качестве руководителей для разработки проекта управление Копикуза пригласило еще несколько человек инженеров; в качестве консультантов были привлечены профессора Томского технологического института. Все эти люди имели дипломы, ученые звания,

чины и «имена», но были тусклы и серы; кругозор их был узок; это были типичные чиновники от техники — ремесленники, но никак не творцы. Они могли только скопировать то, что видели, т. е. старые русские заводы Донбасса или, что еще хуже, полукустарные заводы Урала, на которых они работали. Они не понимали, что природные богатства Кузбасса, что страна, вступившая в новую фазу истории, требовали иных форм, иных масштабов...

Курако был убежденным «американцем». Отдельные крупнейшие, лучшие домны Америки того времени давали 500 — 600 тонн... Курако хотел строить только такие и никаких иных. Американские заводы были наиболее механизированными и Курако настаивал на полной механизации. Американские конструкции были просты, изящны, надежны и Курако не хотел признавать других. Помню, мартеновцы Копикуза вели дискуссию — какие строить на новом заводе мартеновские печи. Смельчаки, заразившиеся «куракинским духом», предлагали 75-тонные; над ними, кажется, смеялись. Дирекция утвердила 50-тонные печи. Вмешался доменщик Курако. Он требовал 100-тонных печей... Дирекция уступила и мартеновцы со страхом переделывали свои проекты.

В Копикузе никто, повидимому, кроме Курако не ощущал масштаба постройки. Предполагалось, пригласив доменщика, мартеновца, прокатчика и в качестве консультантов 2-х — 3-х профессоров института, наняв без разбора сколько-то конструкторов — главным образом из студентов института,—состряпать проект, набрать рабочих и начать строить...

Курако разбил эти иллюзии... Он заставил признать, что проект должен быть разработан комплексно, что должен быть разработан прежде всего генеральный план завода, что должны быть заранее определены об'емы работ, потребность материала, транспорта, рабсилы, что должны быть намечены поставщики оборудования, что должен быть разработан проект организации работ и график работ.

Кустарщине и самотеку Курако противопоставлял организованность, плановость и требование быстрых темпов строительства...

Эту колоссальную работу взял он на себя со своей группой.

Намечалось построить в Кемерове временные мастерские котельно-мостовых конструкций, восстановить Гурьевский завод и превратить его в опорную базу для строительства. На Гурьевском заводе Курако предполагал пустить доменную печь на сыром каменном угле, построить 10-ти тонную мартеновскую печь, восстановить разрушенную прокатку, расширить огнеупорный цех. Гурьевский завод должен был давать чугунное и стальное литье, огнеупорный кирпич, арматурное железо, заклепки,

болты и готовить кадры металлургов...

Работа у Курако кипела... Все, до копировщиков включительно, работали напряженно, с увлечением и, казалось, не замечали развертывавшейся великой борьбы...

А события назревали... Наступили корниловские дни... Вечером на квартире у Курако разгорелись политические споры. В Советы, в социалистическую революцию не верили; чаяли «просвещенной» буржуазной демократии. Курако отшучивался... Когда все разошлись, я спросил его—что же будет, неужели возврат к старому, к монархии? — Короткое молчание и смех: «Нет, большевики всыпят и Корнилову, и Керенскому, а мы должны работать и строить завод»...

Октябрьская революция докатилась до захолустного Томска с запозданием... Большевики разогнали эсеровское городское самоуправление. Копикузовские эсеры негодовали; Курако издевался над ними; доменщики попрежнему дружно работали, не принимая участия в политических спорах...

Однажды вечером Курако предложил всем составом пойти в Общество сибирских инженеров: «Наверно будут крыть большевиков, интересно послушать». Пошли все вместе, как были в «куракинской форме»,— в пимах, в азямовых костюмах и борчатках. Ораторствовали, злобствуя, какие-то инженеры в форменных сюртуках с петлицами; доказывали, что работать нельзя; призывали к отпору большевикам. Неожиданно выступил Курако. Он был прекрасным оратором и говорил со всей страстью... Он не назвал себя большевиком, но аудитория быстро редела... Кто-то в группе доменщиков бросил: «Ну, нас теперь будут бить в темных улицах»...

В феврале Курако послал меня в Гурьевск наблюдать за перестройкой домны, но скоро пришло сообщение: Курако со всей группой переезжает в Кузнецк. Приехали все вместе. Курако был бодр и доволен. Послали Бардину в Енакиево приветственную телеграмму...

Курако был назначен управляющим Южным районом. Ему были подчинены Гурьевский завод, Прокопьевская и другие южные разведки, Кузнецкая контора с базисными складами, Тушталепская площадка, Тельбесс.

Это означало, что в правлении Копикуза победа осталась за куракинским направлением...

В Гурьевске Курако сменил весь руководящий персонал; оставив здесь небольшую часть своей группы, он с остальными уехал в Кузнецк...

Сонный Гурьевск ожил. Начаты были кой-какие работы и на площадке...

Эсеровско-чешское восстание — директория—Колчак—мобилизации... Копикуз выпустил собственные деньги, которых никто не хотел брать...

Ни о каком строительстве нельзя было думать...

Неожиданно Курако перевел в Гурьевск всю кузнецкую группу. «Пусть хоть чертят здесь — пригодится,—об'яснял он мне,—а там их мобилизуют, да еще пошлют в

карательные экспедиции»... А площадка? — спрашиваю. — «Будем ждать настоящей власти»...

Курако жил в Гурьевске, но ничем не интересовался. Он привез с собой из своей прекрасной библиотеки несколько ящиков книг и читал...

Однажды на квартиру пришли какие-то люди и спросили Курако. Через несколько минут Курако вызвал меня: «Устрой этих людей на работу — это огнеупорщики. Как-нибудь расскажу—они из тюрьмы»...

Красные отбросили Колчака обратно за Урал и двинулись на восток... Газеты были заполнены «зверствами большевиков»... Однажды, за чаем, об этих «зверствах» заговорил помощник Курако, самый близкий к нему человек из всех нас. Курако вспыхнул, обругал его и ушел, со злостью хлопнув дверью...

Красные наступали на Омск... Помощник Курако с'ездил в Новосибирск (тогда Ново-Николаевск); как поляк по национальности, он вступил в польский легион и готовился с семьей уехать с эшелоном на восток. Он долго убеждал Курако ехать с ним, говоря, что заручился специальным разрешением на это от командира эшелона. Курако, не колеблясь, с негодованием отказался...

Белые отступали... Курако созвал нас вечером: «Вы теперь знаете, что такое Керенский, что такое Колчак. Каждый из вас должен решить, может ли он честно, не за страх, а за совесть работать с большевиками. Кто сомневается — пусть уходит»... Утром мы узнали — один ушел. Сказали об этом Курако — «Ну, и слава богу»...

В длинные зимние вечера Курако без устали говорил о Москве, о голоде, о восьмушке хлеба, о советских порядках... Мы слушали и каждый думал: откуда он может это знать? Не верили, но молчали... Курако подбадривал нас.

Восстание колчаковского гарнизона в Кузнецке...

Большинство инженеров из Кольчугина и Кемерова бежало с последними чешскими и польскими частями...

Кто-то сообщил Курако, что в Гурьевском отряде белых идут какие-то приготовления. Он зашел ко мне в комнату: «Иди в завод и оставайся там, пока белые не уйдут. Как управляющего, они могут увести тебя с собой».—А Вы, а остальные? — спрашиваю. — «Я сумею отвертеться, а остальными они не поинтересуются»...

Белые ушли... На другой день в Гурьевск вступил отряд кузнецких повстанцев. Вечером меня арестовали, поместив в конторе завода в моем кабинете, а несколько времени спустя привели туда и Курако. Но через полчаса пришел комиссар отряда, сообщил Курако, что его вызывает к прямому проводу Кузнецкий Ревком и что он свободен...

Я находился под арестом несколько дней, когда пришел рабочий, несколько месяцев назад скрывшийся из завода, как говорили, в тайгу, к партизанам. «Врагов мы расстреливаем,—сказал он,—а тебе доверяем. Ревком судил тебя и оправдал. Ты свободен, но арестованы еще неко-

торые из вас. Если ты за них поручишься, Ревком их освободит». Он ушел и скоро вернулся. Я подписал поручательство и пошел домой...

Дома все уже были в сборе. Курако был бодр и весел, каким мы давно его не видели; смеялся, говорил очень много. «Теперь, увидите, начнется настоящая работа; большевики заставят работать и тех, кто не хочет»... Когда мы расходились, он сказал мне: «Я ничего не предпринимал для твоего освобождения. Это рабочие»...

Через несколько дней приехал делегат от Красной Армии...

Он собрал рабочих и крестьян и провозгласил Советскую власть...

«Кто не работает—тот не ест»...

Мы услышали многое, о чем в зимние вечера рассказывал нам Курако. Нам стало ясно, что через кого-то Курако имел связь с большевиками...

Через несколько дней телеграмма —«Всем, всем»... Курако вызвали в Юргу для доклада о положении в Кузбассе. Телеграмма была за подписью Свердлова. Курако ликовал, и немедленно выехал в Юргу.

Вернулся он дней через десять, поздно ночью. Ложась спать, он жаловался на озноб и усталость и попросил рюмку спирта,—согреться. Он рассказывал о встрече с москвичами. «Это не Яков Свердлов, а его брат. Яков умер... Надо ехать на Юг, здесь несколько лет нам нечего будет делать; теперь не до строительства заводов. Нужно восстанавливать разрушенное старье... Но мы вернемся сюда через некоторое время»...

Утром Курако собрался ехать в Кузнецк. Мы уговаривали его остаться, но он не соглашался: «Я сделаю доклад Кузнецкому Ревкому и через несколько дней вернусь»...

Через несколько дней из Кузнецкого Ревкома сообщили, что Курако болен сыпняком и просили прислать кого-нибудь из своих ухаживать за ним. Мы послали одного из товарищей, а еще через несколько дней Ревком сообщил, что Курако умер...

***

Курако умер... Осиновские рабочие похоронили его на берегу Кондомы, на том месте, где по проекту рабочего поселка, намечен был сквер...

Курако умер, не осуществив своих идей...

Знамя советской металлургии, которое смерть вырвала из его рук, приняли сильные руки его наследника—инженера Бардина—и сотни тысяч рук советских металлургов...

Страна Советов, истерзанная империалистической и гражданской войнами, интервенцией и контрреволюцией, пережила годы великой разрухи, голода.

Великая партия большевиков, руководимая великим гением человечества Лениным, партия Ленина — Сталина организовала творческий энтузиазм многомиллионных масс трудящихся, организовала несокрушимый блок коммунистов и беспартийных — блок партийных и непартийных большевиков.

Победоносно завершены первые этапы строительства нового мира по плану, намеченному великим гением Ленина — «Коммунизм — это советская власть плюс электрификация».

Сибирь каторжная стала Сибирью социалистической...

Кузнецкий завод имени Сталина —строила вся страна...

Кузнецкий завод имени Сталина через 50 месяцев после закладки первого фундамента. первой доменной печи дал Стране Советов первый миллион тонн чугуна...

Кузнецкий завод имени Сталина будет давать стране два миллиона тонн чугуна ежегодно...

Задача, поставленная партией большевиков перед блоком партийных и непартийных большевиков— задача перегнать в экономическом отношении капиталистический мир— будет решена...

Инженер А. ПОПОВ.

Минеральные ресурсы КМК и перевод завода на собственное сырье

По решению XVIII с'езда ВКП(б) Кузнецкий завод должен быть переведен на местную рудную базу. Эта задача поставлена перед нами вплотную и должна быть успешно решена.

Выплавка чугуна на Кузнецком заводе в остающиеся годы III-ей пятилетки намечена в следующих цифрах:

Годы:	Тонны:
1939	1.486.500
1940	1.604.000
1941	1.810.000
1942	1.980.000

Выплавка стали по годам III-й пятилетки будет расти в таких размерах:

Годы:	Тонны:
1939	1.714 000
1940	2.050.000
1941	2.224 000
1942	2.380.000

Исходя из этих планов производства чугуна и стали расход железной руды определяется в следующих количествах (в условной руде при 50% железа):

Годы:	Тонны:
1939	3.200.000
1940	3.285.000
1941	3.668 000
1942	3.980.000

В таблице 1 приведены необходимые для металлургического производства все остальные виды минерального сырья.

Таблица 1

Наименование минеральн. сырья	Потребность в тыс. тонн.			
	1939	1940	1941	1942
Марганцевая руда для домен. печей (содер. Мп—45%)	142	156	159	155
Марганцевая руда для мартен. печей (содер. Мп—45%)	25,4	28,6	32,7	34,6
Известняк	680	795	850	895
Доломит	95	110	120	130
Кварцит	37	40	43	45
Огнеупорная глина . . .	65	70	75	80
Формовочный песок . .	50	52	52	52
Кварцевый песок . . .	15	17	16	16
Магнезитовый порошок	15	15	17	19
Хромистый железняк . .	5,7	6,5	7,3	7,8
Боксит или флюорит . .	9,5	10,5	12,0	13,0

Месторождения минерального сырья, развитие рудников

Большая часть ископаемых уже найдена, разведана и добывается в районах, примыкающих к Куз-

нецкому заводу. Рассмотрим в первую очередь железорудные месторождения.

Крупные залежи железной руды находятся в Горной Шории. Здесь уже существуют два рудника — Тельбесс и Темир-Тау, построенные одновременно с Кузнецким заводом. Для подготовки темирской руды (содержащей серу и относительно бедной по содержанию железа) к доменной плавке, построена в Мундыбаше агломерационно-обогатительная фабрика. Эти три предприятия явились первым этапом на пути индустриализации богатой Горной Шории и вызвали к жизни нетронутый девственный край. В этом же районе находится месторождение Одрабаш, которое в настоящее время разведывается. В ближайшее время здесь должен быть построен рудник.

В 100 километрах к югу от Мундыбаша на реке Кондоме имеется большое месторождение Таштагол, содержащее богатую и чистую руду. На этом месторождении сейчас приступили к постройке рудника, который будет давать ежегодно 2 млн тонн высококачественной руды. Вблизи от Таштагола расположены Шалым и Шерегеш. Все они составляют Кондомскую группу месторождений. К юго-востоку от Таштагола находится самое крупное месторождение железа—Абакан. Кроме того, имеются месторождения Тейское, Ташелгинское, Ирбинское и ряд других.

В таблице 2 дана характеристика всех известных к настоящему вре-

Таблица 2

Месторождения	Содержание в проц.			Запасы в тысячах тонн.			
	Fe	S	P	A	B	C	Всего
Темир-Тау	47	2,75	0,02	8000	3000	1000	12000
Тельбесс	45	0,05	0,03	200	100	—	300
Одрабаш	35	до 5,0	0,02	—	—	2000	2000
Таштагол	50,5	0,3	0,35	24000	5000	4000	33000
Шалым	40	0,2	0,2	1000	4000	17000	22000
Шерегеш	37	до 3,0	0,2	1000	2000	31000	34000
Кочура	50	0,4	0,2	—	—	5000	5000
Абакан	47	5,0	0,1	22000	22000	56000	100000
Тейская гр.	30	—	—	—	—	120000	120000
Ташелгинская гр. . .	45	—	—	6000	5000	7000	18000
Ирбинская	60	—	—	—	3000	81000	84000
Проч. м-ния	40	—	—	—	—	92000	92000
Всего . .				62200	44100	41600	522300

мени железорудных месторождений. Из этой таблицы видно, что запасами железной руды завод обеспечивается полностью и с избытком. Задача заключается в том, чтобы эти запасы привести в движение. Надо сказать, что эта задача очень сложная, так как все месторождения расположены в диких, еще почти не затронутых культурой местах. Эти места еще не охвачены железными дорогами, имеют сложный горный рельеф и почти лишены населения. Первоочередная задача состоит в том, чтобы связать их с культурным миром сетью железных дорог.

К Таштаголу железная дорога уже заканчивается. В 1940 году этот рудник должен дать первую добычу 350.000 тонн руды, а в 1942 году достигнуть своей проектной мощности в 2 миллиона тонн в год. За остающиеся три года Таштагольский рудник должен быть полностью построен. В строительство рудника вкладывается 50 миллионов рублей. Правильно организовать стройку, образцово по времени и качеству провести ее и сделать этот замечательный рудник образцовым во всех отношениях —такова почетная обязанность строителей рудника.

Вслед за Таштаголом будут строиться рудники на Кочуре, Шалыме и Шерегеше. Кочура будет передавать свою руду на Таштагол по подвесной дороге, к Шалыму и Шерегешу необходимо подвести железнодорожную ветвь от Горношорской дороги. Всего потребуется устроить около 30 клм путей. Но предварительно эти месторождения должны быть детально разведаны.

Пути развития рудников Кондомской группы имеют достаточную ясность. Такой ясности нет в отношении Абакана. Еще не решен вопрос по какой трассе будет строиться железнодорожный путь к этому месторождению. Между тем, этот вопрос очень большой сложности, т. е. к строительству рудника нель-

Таблица 3

Схема развертывания добычи железной руды на рудниках КМК (в тысячах тонн)

	1939	1940	1941	1942	1943
Тельбесс	200	100	—	—	—
Темир-Тау	1150	1250	1250	1250	1250
Одрабаш	Разведка и строительство рудника		100	300	300
Таштагол и Кочура	Строительство р-ка	350	1000	1500	2000
Шалым	Разведка, проектирование и строительство рудника			300	500
Шерегеш	Т о ж е			200	500
Итого	1350	1700	2350	3550	4550

зя приступить до постройки путей, последняя же работа потребует много времени. Трасса должна быть так выбрана, чтобы она охватила одновременно Тейскую и Ташелгинскую группы месторождений. Это возможно при варианте прямого железнодорожного пути от Сталинска на Абаканский рудник.

В таблице 3 указан план (схема) строительства и эксплоатации железных рудников. Из нее видно, что к концу третьей пятилетки наш завод может целиком перейти на собственную руду. Из нее также видно, что строительство рудников должно вестись очень организованно, чтобы уложиться в те сжатые сроки, которые установлены.

Теперь перейдем к марганцевым рудам. До последнего времени марганцевая руда привозится на завод с Чиатурского рудника на Кавказе. Она проходит путь длиною 5669 км. У КМК есть свое месторождение марганцевой руды—Мазульское, запасы которого мы оцениваем в 7 миллионов тонн. Недостатком этой руды является большое содержание фосфора. Исследованиями, которые по нашему заданию проводит Уральский филиал Механобра, уже установлено, что фосфор может быть удален при обогащении руды. Это делает мазульскую руду вполне пригодной для металлургического производства без всяких примесей чиатурской руды. Теперь задача заключается в том, чтобы быстро закончить лабораторные исследования руд, выработать схему обогащения, одновременно закончить разведку месторождения и приступить к проектированию и постройке рудника и обогатительной фабрики. Все это потребует не меньше 4-х лет, в течение которых завод будет нуждаться в привозной марганцевой руды, т. к. при нынешнем состоянии Мазульский рудник, да-

Таблица 4

Запасы нерудных ископаемых

Название месторождения	Содержание в %%			Запасы в тыс. тонн			
	CaO	Al_2O_3	SiO_2	A	B	C	Всего
Гурьевское—известняки .	54,2	—	—	16900	5700	11400	34000
Большая гора—доломит . .	22,0	—	0,4—3,0	3600	2900	4300	10800
Антоновка—кварцит	—	—	95,3	190	40	890	1120
Брусничная— „ . . .	—	—	95,6	—	—	22700	22700
Мойка—огнеупорная глина	—	33,2	—	2300	—	—	2300
Березовка— „ „	—	25,36	—	3570	5050	1420	10040
Белово—формовочн. пески	—	33,14	до 90°	260	170	70	500
Ломачевка— „ „ .	—	—	до 96°	—	—	450	450

же после намеченной реконструкции, будет давать не больше 240 тыс. тонн в год.

Что касается нерудных ископаемых для металлургии, то в таблице 4 приведены известные к настоящему времени месторождения и их характеристика по качеству и количеству.

Сравнивая таблицу 4 с таблицей 1 видим, что имеется очень напряженное положение по кварцитам и формовочным пескам. Кроме того совершенно нет запасов магнезита, боксита (или флюорита) и хромистых железняков. Мысли наших геологов должны быть направлены к тому, чтобы найти такие месторождениия. В отношении других ископаемых завод полностью обеспечен местными ресурсами, но разработка их не везде пока поставлена на надлежащую высоту.

Лучше других обстоит дело с известняком. Гурьевский карьер полностью механизирован, имеется хорошая дробильно-сортировочная фабрика. На всех же остальных рудниках—на Ломачевском, Беловском, Антоновском, Большой горе и Мойском—работа ведется кустарным способом. Первые четыре рудника находятся в стадии реконструкции. Взамен же Мойского рудника, находящегося в Казахстане на расстоянии 1600 км от завода, должен быть построен новый рудник на Березовском месторождении, находящемся в Горной Шории на расстоянии всего 137 км от завода. Развитие промышленности нерудных ископаемых в III-м пятилетии показано в таблице 5. Здесь же приведен и план развития Мазульского марганцевого рудника.

Таким образом, почти всеми видами металлургического сырья Кузнецкий завод может быть удовлетворен из местных запасов. Неисчер-

Таблица 5

Схема развития добычи нерудных ископаемых и марганцевой руды на рудниках КМК (в тыс. тонн).

Название месторождения	Ископаемые	1939	1940	1941	1942
Гурьевский к-р	Известняк	740	830	850	900
Антоновский р-к	Кварцит	40	45	50	60
Большая гора	Доломит	115	130	145	150
Беловский к-р	Форм. песок	50	52	52	52
Ломачевский к-р . . .	Кварцев. песок	15	18	20	25
Мойский рудник . . .	Огнеупор. глина	48	52	52	Закрывается
Березовский рудник . .	„ „	Разведка и строительство			60
Ариничевский „ . .	„ „	25	28	30	35
Мазульский „ . .	Марганцев. руда	150	240	240	400

паемые природные богатства нашего края дают ему все необходимое для производства.

Мы видим, что, дав надлежащее развитие местной горной промышленности, уже к концу III-й пятилетки мы можем освободиться от дорогого привозного сырья. Разумеется, что промышленность перешагнет те рамки, которые здесь очерчены. Каждый новый день приносит новые задачи и новые возможности. Несомненно, что вскроются и новые, еще неизвестные, минеральные богатства, будут поставлены новые производства.

Инж. А. Н. РЕДЬКО и инж. П. Н. НАБОЙЩИКОВ
Центральная лаборатория К. М. К.

Материальные и тепловые балансы доменных печей Кузнецкого металлургического завода имени Сталина*)

К моменту проведения настоящего исследования доменные печи КМЗ имели различные периоды службы как от начала пуска, так и с момента последних капитальных и полукапитальных ремонтов, а, следовательно, и различную степень изношенности огнеупорной кладки и механизмов.

Доменная печь № 1 была задута 1 апреля 1932 года. На первый капитальный ремонт остановлена 3 ноября 1935 года и после ремонта пущена 5 января 1936 года. 19 сентября 1936 года была остановлена на полукапитальный ремонт, во время которого сменена огнеупорная кладка шахты и поставлены новой конструкции подвесные футеровочные сегменты колошника. Последняя остановка для частичного ремонта была с 5 по 12 марта 1938 года. В эту остановку произведена только частичная замена футеровочных сегментов колошника, так как огнеупорная кладка шахты оказалась в хорошем состоянии и искажения профиля настылями также не было.

Доменная печь № 2 задута 17 июля 1932 года. Остановлена на полукапитальный ремонт 8 мая 1935 года, при котором сменили огнеупорную кладку шахты и установили футеровочные сегменты колошника. С 30 марта по 10 мая 1936 года печь стояла на капитальном ремонте. Перед выдувкой печь имела совершенно разрушенную и заросшую настылями толщиной в отдельных местах до двух метров кладку шахты. При ремонте поставлены новой конструкции футеровочные сегменты колошники, укрепленные кронштейнами к кожуху печи. 31 января 1937 г. печь была снова остановлена на полукапитальный ремонт. Произведен ремонт верхней части шахты и обрушены настыли в средней ее части. Футеровочные сегменты не менялись, так как вполне сохранились.

Доменная печь № 3 задута 18 января 1934 года. Остановлена на полукапитальный ремонт 13 июня 1936 года. Во время ремонта установлены подвесные футеровочные сегменты колошника и отремонтирована огнеупорная кладка шахты. Второй полукапитальный ремонт проводился с 1 по 14 марта 1937 года. К этому моменту печь имела незначительный износ огнеупорной кладки шахты, футеровочные сегменты частично разрушены только в нижней части, но средняя часть шахты заросла настылями толщиной до 1,5 метра. С 7 июня по 12

*) В проведении наблюдений на доменных печах принимали участие инженеры В. Д. Кузнецов, Г. Г. Лукашов, Г. И. Антонов и 12 студентов практикантов Кузнецкого металлургического техникума. В обработке участвовали техники Я. М. Носов и А. А. Григорьева.

июля 1938 года, т. е. после нашего исследования, доменную печь № 3 остановили на капитальный ремонт. При осмотре после выдувки было установлено, что огнеупорная кладка верхней части шахты была разрушена; шахта оказалась заросшей настылями, которые простирались от верха до распара и имели толщину в один метр и более; горн в районе закрытых фурм №№ 2, 3, 4 и 10 был загромождён настылями.

Доменная печь № 4 задута 21 декабря 1934 года. Вследствие разрушения огнеупорной кладки и образования настылей была остановлена 20 октября 1936 года на полукапитальный ремонт, капитальному ремонту не подвергалась.

Наблюдение за работой печей и подбор всех необходимых данных для составления материальных и тепловых балансов были проведены в периоды, указанные в таблице 1.

Таблица 1.

№№ печей	Начало наблюдений			Конец наблюдений			Продолжительность наблюдений в часах и минутах.
	Часы и мин.	Дата	После какого выпуска чугуна	Часы и мин.	Дата	После какого выпуска чугуна	
1	1 00	18 июня 1938 г.	5225	1 15	21 июня 1938 г.	5244	72 15
2	10 40	13 „ „ „	4500	10 30	16 „ „ „	4018	71 50
3	10 00	1 „ „ „	9006	10 00	5 „ „ „	9030	96 00
4	12 00	8 „ „ „	7219	12 00	11 „ „ „	7238	72 00

В период исследования печи работали на смеси магнитогорских руд и агломерата из местных сибирских руд, причем на печах №№ 1 и 2 в небольших количествах добавлялась еще руда тельбесского рудника. Расход сырых материалов за период исследования на одну тонну чугуна по печам приведен в таблице 2.

Качество поступавших в плавку сырых материалов по физическому составу в основном можно считать удовлетворительным за исключением кокса, физические свойства которого низки, и магнитогорской руды 3 сорта, состоящей исключительно из мелочи размером зерна от 0 до 6 мм.

Качество кокса за период исследования имело следующие характеристики: остаток в барабане Сундгерена после испытания колебался в пределах 290—305 кг, пористость — 40—42 процента, трещиноватость общая — 0,130—0,160 см/см².

Руда магнитогорская поступала в грохоченном виде. Характеристика ее по крупности и содержанию железа в каждом сорте должна была находиться в пределах, указанных в таблице 3.

Фактически же были некоторые отклонения. Так, например, в первом сорте магнитогорской руды было от 20 до 30% кусков больше 75 мм в поперечнике, а во втором сорте количество мелочи меньше 3 мм доходило в среднем до 25% вместо допускаемых 15%.

Агломерат по механической прочности и пористости удовлетворительный. Содержание мелочи меньше 3 мм не превышает 10%, процент крупных кусков больше 50 мм колеблется в пределах 25—40%. Недостатком агломерата является сравнительная бедность его желе-

Таблица 2.

Расход сырых материалов на выплавку чугуна по печам за период исследования

№№ п/п.	Наименование материалов	Дом. печь № 1			Дом. печь № 2			Дом. печь № 3			Дом. печь № 4		
		Расход в тоннах	На 1 тонну чугуна в тоннах	Расх. в %% от металлосодерж. шихты	Расход в тоннах	На 1 тонну чугуна в тоннах	Расх. в %% от металлосодерж. шихты	Расход в тоннах	На 1 тонну чугуна в тоннах	Расх. в %% от металлосодерж. шихты	Расход в тоннах	На 1 тонну чугуна в тоннах	Расх. в %% от металлосодерж. шихты
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1	Магнитогорская руда 1-го сорта . .	1644,0	0,499	23,70	1855,0	0,544	26,6	1607,5	0,424	21,43	2121,0	0,496	24,92
2	„ „ 2-го „ . .	2526,0	0,767	36,43	2412,0	0,707	34,5	2406,3	0,635	32,08	2752,1	0,644	32,34
3	„ „ 3-го „ . .	146,6	0,045	2,14	—	—	—	402,5	0,106	5,37	—	—	—
4	Агломерат	1292,5	0,393	18,67	1060,0	0,311	15,1	1774,5	0,468	23,65	2424,0	0,567	28,48
5	Марганцевая руда южная	99,9	0,030	1,42	—	—	—	257,2	0,068	3,43	272,5	0,064	3,20
6	Тельбесская „	19,2	0,006	0,30	424,0	0,124	0,1	—	—	—	—	—	—
7	Марганцевая „ сибирская	358,6	0,109	5,18	530,0	0,155	7,6	—	—	—	—	—	—
8	Сварочный шлак	254,0	0,077	3,65	—	—	—	147,5	0,039	1,97	—	—	—
9	Мартеновский „	351,0	0,107	5,08	376,3	0,110	5,4	586,8	0,155	7,82	606,0	0,142	7,12
10	Окалина	—	—	—	78,0	0,026	1,3	—	—	—	—	—	—
11	Скрап	237,75	0,072	3,42	235,5	0,069	3,4	318,5	0,084	4,25	385,0	0,078	3,94
	Всего	6929,55	2,105	100,00	6979,8	2,046	100,0	7510,8	1,979	100,0	8510,6	1,991	100,00
12	Известняк	1275,35	0,387	—	1167,2	0,342	—	1061,05	0,280	—	1231,1	0,288	—
13	Кокс	3068,0	0,932	—	2968,0	0,870	—	3225,0	0,851	—	3636,0	0,851	—

зом, содержание которого находится в пределах 50—54% на сухое вещество.

Известняк гурьевского месторождения поступал в дробленном виде и грохоченный. Содержание флюсующихся веществ в нем не превышает 3%. По прочности и химическому составу известняк можно отнести к высокосортному.

Степень богатства шихты железом по отдельным печам за исследуемый период неодинакова и может быть оценена как сравнительно низкая. Выход чугуна из металлосодержащей части шихты, включая в нее мартеновский и сварочный шлаки, составляет:

На доменной печи № 1—47,5 %
» » № 2—48,9 %
» » № 3—50,5 %
» » № 4—50,23%

Процент железа в металлосодержащей части шихты соответственно равен: 51,4%, 50,3%, 51,72%, и 52,4%.

Несоответствие в цифрах выхода чугуна и содержания железа в шихте об'ясняется различным выносом колошниковой пыли по печам.

Таблица 3.

№№ п/п.	Наименование руд	Пределы размера кусков в каждом сорте в мм	Количество мелочи меньше 3 мм в %	Содержание железа в %
1	Руда магнитогорская I сорта . . .	От 25 до 75	до 5	64—60
2	„ „ II „ . . .	От 6 до 25	до 15	60—52
3	„ „ III „ . . .	От 0 до 6	—	52 и ниже

В период наблюдения печи работали с неодинаковой интенсивностью (высокой у печей №№ 1 и 2, нормальной у печи № 4 и низкой у печи № 3) и ровно за исключением д. п. № 3, которая имела небольшое похолодание и две осадки.

Интенсивность хода печей характеризуется показателями, приведенными в таблице 4, из которой видно,

Таблица 4.

№№ доменных печей	Среднесуточная выплавка чугуна в тоннах	Коэфициент использования об'ема печи	Расход углерода на тонну чугуна	Интенсивность горения кокса кг/м²/час.	Время пребывания шихты в печи, определ. по методу профессора Рубина П. Г.
1	1093,5	0,750	0,764	1388	7 час. 07 мин.
2	1140,0	0,720	0,704	1344	7 час. 22 „
3	947,3	1,228	0,707	737	13 час. 00 „
4	1424,5	0,816	0,669	1008	8 час. 40 „

что наибольшую степень форсировки имела доменная печь № 1, а доменная печь № 3 — наименьшую.

В период исследования на всех печах выплавлялся малокремнистый мартеновский чугун, средневзвешенные анализы которого по отдельным печам приведены в таблице 5.

Характер хода печей во время исследования более наглядно характеризуют диаграммы упругости дутья, давления грязного газа на колошнике и шомпольные диаграммы, показывающие изменения уровня шихты в печи, а также данные, приведенные в таблице 6.

За период исследования печи не имели простоев и тихого хода. Чугунные летки после выпуска чугуна преимущественно закрывались на полном ходу.

Таблица 5.

№№ домен. печей	Si	Mn	P	S	C	Fe
1	0,50	1,72	0,25	0,05	4,46	93,02
2	0,49	1,69	0,24	0,04	4,38	93,16
3	0,89	2,39	0,25	0,03	4,30	92,14
4	0,65	2,12	0,24	0,04	4,50	92,45

Таблица 6.

Количество сработанных подач за сутки по печам

Доменная печь № 1		Доменная печь № 2		Доменная печь № 3		Доменная печь № 4	
Дата	Подач за сутки	Дата	Подач за сутки	Дата	Подач за сутки	Дата	Подач за сутки
18 июня 1938 г.	174	13 июня 1938 г.	174	1 июня 1938 г.	157	8 июня 1938 г.	167
19 июня 1938 г.	178	14 июня 1938 г.	177	2 июня 1938 г.	154	9 июня 1938 г.	203
20 июня 1938 г.	186	15 июня 1938 г.	179	3 июня 1938 г.	156+5 *)	10 июня 1938 г.	204
—	—	—	—	4 июня 1938 г.	156	11 июня 1938 г.	203

Подача материалов полностью механизирована. Руды, флюсы и добавки подаются из бункеров в скипы вагоновесами системы Атлас-Кар, взвешивающими с точностью до 50 кг. Кокс подается по весу. Взвешивание его осуществляется с точностью до 20 кг на специальных весах, расположенных между затвором Робенса коксового бункера и скипом.

Кокс опускается в печь раздельно от минеральной части шихты, по системе РР х КК (руда+руда, большой конус, кокс+кокс, большой конус) по печам первого блока и РР х ККК по печам второго блока, т. е. № 3 и № 4.

На печах №№ 1 и 2 колоша со-

*) 5 холостых подач.

стоит из четырех скипов (два с коксом и два со смесью руд, флюсов и добавок).

Вес кокса в колоше печей первого блока равен 5600 кг, что дает слой кокса на колошнике около 450 мм и слой минеральной части шихты около 335 мм.

На печах №№ 3 и 4 вес коксовой колоши равен 6000 кг и слой кокса на колошнике получается около 410 мм, а слой минеральной части шихты около 274 мм. Колоша на печах 2-го блока состоит из 5 скипов (3 с коксом и 2 со смесью руд, флюсов и добавок).

При загрузке материалов в печь обращается особое внимание на полноту печи. Категорически запрещается держать печь неполной больше чем на 2 метра. Опускание материалов в печь производится при показании шомполами уровня 0,5—1,0 метр.

При загрузке также уделяется особое внимание порядку набора материалов в вагоновесы и распределению их по скипам.

В цехе принят и строго проводится в жизнь такой порядок набора материалов, при котором в каждую воронку весов, а стало быть в правый и левый скип, поступает половина минеральной части шихты, предназначенной в подачу.

Исходные данные для составления балансов

Сырые материалы. Учет сырых материалов, загруженных в печь за время исследования производился по данным взвешивания минерального сырья в вагоновесах и кокса во взвешивающих воронках.

Отбор проб всех видов сырья производился круглосуточно. Пробы руд, флюсов и добавок отбирались при поступлении материалов в вагоновесы с барабанов затворов бункеров в каждую пятую подачу, а пробы кокса отбирались в момент работы гризли и также в каждую пятую подачу.

Влага в коксе определялась по пробам, отобранным в каждую смену. Сменные пробы кокса собирались в суточные, из которых отбирались пробы на технический и элементарный анализы и на анализ золы. Из суточных анализов подсчитаны средние анализы за весь период исследования по каждой печи, которые приведены в таблице 7.

Таблица 7.

Технический и элементарный анализ кокса

№№ домен. печей	Анализ	Содержание веществ в %%						
		H_2O	Зола	Летучих	C	S	H_2	O_2+N_2
1	Технический	3,4	11,57	0,89	83,58	0,56	—	—
	Элементарный	3,4	11,57	—	81,89	0,56	0,69	1,89
2	Технический	3,53	12,31	1,44	82,10	0,53	—	—
	Элементарный	3,53	12,31	—	81,02	0,53	0,58	2,03
3	Технический	3,6	10,39	1,14	84,3	0,57	—	—
	Элементарный	3,6	10,39	—	83,03	0,57	0,51	1,9
4	Технический	2,8	12,1	1,48	83,02	0,6	—	—
	Элементарный	2,8	12,1	—	82,14	0,6	0,58	1,78

Вследствие того, что расход кокса по суткам колеблется незначительно, считалось достаточным принять для расчетов среднеарифметический, а не средневзвешенный анализ его.

Средний за период исследования состав золы кокса приводится в таблице 8.

Таблица 8.

Средние анализы золы кокса в %%

№№ домен. печей	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	P_2O_5
1	53,58	28,30	9,59	4,58	1,52	1,14	1,29
2	55,74	28,35	8,73	5,89	1,15	1,06	1,08
3	51,72	29,71	9,72	4,70	1,15	1,64	1,36
4	52,48	29,29	7,91	3,93	3,22	1,25	1,91

Полный средний анализ кокса, принятый в балансе, вычислен путем пересчета технического и элементарного анализов и золы по методу проф. Н. А. Костылева.*) При пересчете внесена поправка в состав золы на кислород, поглощенный при получении ее из кокса, а также выведен количественный состав летучих на основе анализа летучих кокса по Беллу.

Среднесуточные пробы руд, флюсов и добавок подвергались полному химическому анализу в центральной лаборатории завода. Полученные от лаборатории анализы пересчитывались на влажные материалы, после чего подсчитывался средневзвешенный анализ всех видов сырья. При этом никаких поправок в данные лабораторией анализы не вводилось.

Полученные, таким образом, средневзвешенные анализы сырых материалов по каждой печи занесены в сводные таблицы материального баланса, составленные для каждой доменной печи.

Дутье. Количество влажного воздуха, поступающего в печь на одну тонну чугуна определено расчетом. Средняя температура дутья, определенная планиметрированием диаграммы термографа, и средняя влажность дутья, подсчитанная по данным метеорологической станции, приводятся в таблице 9.

Таблица 9.

№№ домен. печей	Количество дутья на 1 тонну чугуна в м³	Температура нагретого дутья в °С	Влажность дутья в гр/м³
1	2531,0	544	8,6
2	2322,6	581	8,63
3	2309,0	455	7,1
4	2288,0	528	9,1

Продукты плавки

Чугун. Весь чугун, выплавленный за период исследования, был взвешен в ковшах на вагонных весах. Чистый вес чугуна определен по разности веса ковшей с чугуном и

*) Проф. Н. А. Костылев. „Очерки по теории доменного процесса".

веса их перед наполнением. Поправка веса чугуна на канавный скрап не вводилась, так как количество последнего было незначительно.

Температура чугуна при выпуске определялась оптическим пирометром «Пиропто». Средние температуры чугуна каждой печи без поправок оказались такими в °С:

Д. п. № 1 — 1309
» № 2 — 1312
» № 3 — 1336
» № 4 — 1319

танный при взвешивании и оказавшейся равным 2,24 тн/м³.

Полный вес принятого в расчетах шлака и выход его на одну тонну чугуна по печам приведен в таблице 10.

Таблица 10.

№№ доменных печей	1	2	3	4
Полный вес шлака в тоннах	1901	2156	2102	2307
Выход шлака на тонну чугуна	0,577	0,632	0,555	0,540

Пробы для анализа шлака отбирались на выпусках нижнего и верхнего шлака. По анализам отдельных выпусков подсчитаны средневзвешенные анализы за весь период наблюдения и приведены в таблице 11.

Таблица 11.

№№ домен. печей	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	FeO	MnO	CaS	Σ
1	37,57	16,82	36,76	3,44	0,74	3,64	1,39	100,36
2	37,82	16,88	36,12	3,02	0,79	3,60	1,26	99,49
3	35,70	17,72	36,18	3,95	0,71	3 37	1,51	99,14
4	37,55	17,69	35,71	3,96	0,72	3,18	1,48	100,26

Шлак. В связи с тем, что подача шлака на вагонные весы сопряжена с большим излишним перепробегом шлаковых ковшей из-за отдаленности расположения вагонных весов от места выдачи шлака,—взвесить весь полученный за период исследования шлак не представилось возможным. Через весы была пропущена только часть шлака (5—6 ковшей в сутки). Поэтому подсчет шлака велся по числу и об'ему налитых ковшей с учетом заполнения их. Вес шлака определялся умножением общего об'ема шлака на вес кубического метра его, подсчи-

Температуры шлака на выпусках также как и чугуна определялись оптическим пирометром и по отдельным печам имеют следующие величины в °С без поправок:

	Домен. печь № 1	Домен. печь № 2	Домен. печь № 3	Домен. печь № 4
Верхний шлак . . .	1430	1419	1420	1460
Нижний шлак . . .	1400	1364	1380	1375

Колошниковая пыль. Взвесить учтенную колошниковую пыль по тем же мотивам что и шлак, не

представилось возможным. Учет ее велся тем обычным порядком какой принят в цехе, т.-е. глазомерной оценкой веса ее при труске на основании данных выборочного взвешивания.

вого газа за период исследования определена планиметрированием диаграмм термографа и равна на д. п. № 1 — 309°, д. п. № 2 — 257°, д. п. № 3 — 221° и д. п. № 4 — 298°.

Таблица 12.

№№ домен. печей	Вынос пыли в %%			Анализ								
	Баланс	Учтен.	Неучтен.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_3O_4	FeS	Mn_3O_4	CaO	MgO	P_2O_5	C
1	39,15	24,0	15,15	11,95	5,56	65,90	0,30	1,46	2,84	0,64	1,10	6,40
2	25,80	21,2	4,60	14,12	7,92	60,07	0,16	3,21	3,60	0,43	0,27	6,82
3	23,88	20,0	3,83	11,23	6,38	65,26	0,25	4,09	2,6	0,28	0,19	6,53
4	28,70	16,8	11,90	11,12	6,06	65,40	0,25	3,47	3,09	0,46	0,16	6,96

Пробы пыли для анализа отбирались при каждой труске. Из частных проб была составлена одна общая проба за весь период исследования по каждой печи и подвергнута анализу. Вынос пыли на тонну чугуна и анализ ее по печам приведен в таблице 12.

Колошниковый газ. Количество газа на тонну чугуна определялось расчетом. Пробы газа для анализа отбирались из водяного затвора между первым и вторым пылеуловителем. Среднесуточные пробы отбирались аспиратором, разовые, служившие контрольными для аспираторных, — через каждые два часа.

Средние анализы газа по каждой печи приводятся в таблице 13.

Средняя температура колошни-

Расход воды на охлаждение доменных печей

Расход воды по доменной печи № 2 взят по показаниям водомеров. Расход же воды на охлаждение печей № 1, № 3 и № 4, вследствие отсутствия водомеров, рассчитан путем замера скорости истечения воды из исходящих трубок холодильников.

Замер скорости истечения воды произведен у 40% общего количества исходящих трубок.

Температура поступающей свежей воды замерялась в фильтре «Андейл», а отходящей отработанной — в общем водосбросном жолобе в той части его, где вся вода, смешиваясь, уходит в канализацию.

Таблица 13.

№№ домен. печей	Расчетный состав газа:						По анализу:						Сухого колошникового газа на тонну чугуна в м³	Отношение об'ема газа к об'ему воздуха
	CO_2	CO	CH_4	H_2	N_2	Σ	CO_2	CO	CH_4	H_2	N_2	Σ		
1	11,79	28,28	0,49	1,48	57,96	100	11,75	28,19	0,49	1,61	57,96	100	3432,6	1,36
2	12,50	27,99	0,40	1,38	57,73	100	12,43	27,84	0,40	1,60	57,73	100	3158,0	1,36
3	12,22	28,01	0,40	1,87	57,50	100	12,30	28,20	0,40	1,60	57,50	100	3161,0	1,37
4	12,43	27,74	0,40	1,63	57,80	100	12,50	27,90	0,40	1,40	57,80	100	3104,0	1,36

Таблица 14.

№№ домен. печей	Суточный расход воды в м³	Расход воды на тонну чугуна в м³	Температура приходящей воды в °С	Температура отработанной воды в °С	Температурный перепад в °С
1	19093	17,7	25,2	32,8	7,6
2	17679	15,2	25,7	31,7	6,0
3	17790	18,9	22,0	26,0	4,0
4	24740	17,3	26,5	32,2	5,7

Суточный расход воды, расход ее на тонну чугуна, температура приходящей и отработанной воды и температурные перепады по отдельным печам приведены в таблице 14.

Материальные балансы

Учет доменного баланса произведен по методу проф. В. П. Ижевского, дополненному проф. Н. А. Костылевым *).

Сводные данные по каждой печи занесены в отдельные таблицы материального баланса и приводятся ниже. В этих таблицах помещены полные анализы всех сырых материалов, поступивших в плавку за время наблюдения, анализы чугуна, шлака и колошниковой пыли; их вес в тоннах и тонно-молекулах; выведен средний состав шихты; состав балансной и неучтенной пыли, а также состав и количество колошникового газа в тоннах и тонно-молекулах.

Необходимые пояснения к составлению таблицы материального баланса, расчет состава газа и количества дутья, а также определение характерных величин доменного процесса по формулам приводим, как пример, только по 4-ой доменной печи.

В таблице материального баланса доменной печи № 4, в колонках 24—25 «Газ» значками 0, 0′ и 0″ обозначено:

значком 0—кислород, отнятый от закиси железа при восстановлении ее прямым и непрямым путем;

значком 0′ — кислород, отнятый от окислов при восстановлении последних только прямым путем и

значком 0″—кислород, отнятый от окислов Fe и Mn при их восстановлении исключительно непрямым путем до FeO и MnO.

Количество 0, 0′ и 0″ определено соответственно:

1) по количеству железа, перешедшего в чугун из шихты за исключением железа, внесенного скрапом (колонки 23 и 19, строка 1);

2) по количеству трудновосстановимых элементов (Mn, Si, P), перешедших в чугун из шихты за исключением количеств этих элементов, поступивших со скрапом, а также по содержанию SO_3 в шихте, полагая, что последний восстанавливается до элементарной серы (колонки 23 и 19, строки 6, 12, 15 и 18) и

*) Проф. Н. А. Костылев „Очерки по теории доменного процесса“.

3) по количеству высших окислов железа и марганца, имеющихся в шихте (колонка 19, строки 2 и 7).

Остальные составляющие колонки «Газ» перенесены из колонки «Итого» без всякого изменения, так как они не участвуют в образовании остальных продуктов плавки, за исключением углерода. Количество последнего перенесено в колонку «Газ» на 23,231 тонно-атомов меньше, чем имеется в итоге, вследствие того, что часть его 16,025 тонно-атомов расходуется на образование чугуна и 7,206 тонно-атомов поступает в колошниковую пыль, не принимая участия в образовании газа (колонки 19, 23, 24 и 29, строка 23).

В колонку «Газ» также занесен SO_2 количество которого определено расчетом (см. ниже) в предположении, что остаток серы, не принявшей участия в образовании чугуна, шлака и пыли окисляется по реакции:

$$10Fe_2O_3 + FeS = 7Fe_3O_4 + SO_2$$ и переходит в газ.

Сумма всех перешедших в газ составляющих его определилась равной — 5561,023 тонны.

Состав балансовой колошниковой пыли (колонка 29, 30 и 31) определен по разности между итогом всех составляющих шихты и количеством их, пошедшем на образование чугуна и шлака. Так, например, в шихте имеется всего SiO_2 17,207 тонно-малекул (колонка 19, строка 13); на образование чугуна, принимая во внимание кремний поступающий из скрапа, расходуется 0,992 — 0,078 = 0,914 тонно-молекул SiO_2 (колонка 19 и 23, строки 12 и 13); в шлак перешло 14,438 тонно-молекул SiO_2 (колонка 28, строка 13), а всего израсходовано на образование чугуна и шлака:

0,914 + 14,438 = 15,352 тонно-молекул SiO_2.

Остаток 17,207 — 15,352 = 1,852 тонно-молекул SiO_2 поступит в колошниковую пыль, почему он и занесен в колонку 29, строка 13.

В шихте имеется железа:

а) в металлическом виде — 4,749 тонно-атомов (вносимого скрапом);

б) в форме соединения Fe_2O_3 — 2 . 31,338 тонно-атомов;

в) FeO — 11,747 тонно-атомов;

г) FeS — 0,532 тонно-атомов (колонка 19, строки 1, 2, 4 и 5), а всего:

$$4{,}749 + 2 \cdot 31{,}338 + 11{,}747 + 0{,}532 = 79{,}704$$ тонно-атомов.

В чугун и шлак переходит железа соответственно — 70,549 тонно-атомов и 0,231 тонно-атомов (колонки 23 и 28, строки 1 и 4). Для перехода в пыль остается железа:

79,704 — (70,549 + 0,231) = 8,924 тонно-атомов.

Считая все железо, перешедшее в пыль (за исключением небольшого количества — 0,112 тонно-атомов, связанного с серой) в форме соединения Fe_3O_4, количество последней будет:

(8,924 — 0,112) : 3 = 2,938 тонно-молекул.

Марганец, переходящий в колошниковую пыль, принимаем также в форме Mn_3O_4. Количество ее = 0,412 тонно-молекул определено аналогично Fe_3O_4.

Остальные составляющие балансовой колошниковой пыли за исключением углерода, выведены со-

вершенно аналогично тому, как это было указано для SiO_2.

Общее количество всех составляющих балансовой колошниковой пыли без углерода получилось 1148,850 тонны. Содержание углерода в пыли принято в 7% от общего веса пыли, подсчитанной по балансу, а абсолютное количество первого определено из уравнения:

$X \cdot 100 : (1148{,}850 + X) = 7\%$; откуда $X = 86{,}473$ тонны.

Таким образом, общий вес выведенной по балансу пыли, включая в нее и углерод, составляет:

1148,850 + 86,473 = 1235,323 тонны.

Состав и количество неучтенной пыли (колонки 23 и 35) вычислены по разности между балансовой и учтенной пылью.

Поправка газа на колошниковую пыль

Выше было указано, что железо и марганец в колошниковой пыли приняты в форме соединений Fe_3O_4 и Mn_3O_4, а также, что часть серы вносимой шихтой окисляется по реакции $10Fe_2O_3 + FeS = 7Fe_3O_4 + SO_2$ и переходит в газ. Эти допущения оказывают влияние на количество кислорода переходящего в газ, а так как при составлении колонки «Газ» они не учитывались, то следует внести соответствующую поправку в содержание кислорода в газе и в общее количество последнего.

1. В шихте имеется серы: а) свободной — 0,148 тонно-атомов, б) в форме соединения FeS — 0,532 тонно-атомов; в) SO_3 — 0,112 тонно-атомов г) CaS — 0,017 тонно-атомов (колонка 19, строки 5, 17, 18 и 20), а всего:

$0{,}148 + 0{,}532 + 0{,}112 + 0{,}017 = 0{,}809$ тонно-атомов.

В чугун, шлак и колошниковую пыль переходит серы (колонки 23, 28 и 29, строки 5, 17 и 20):

0,053 + 0,474 + 0,112 = 0,639 тонно-атомов.

В колошниковый газ поступает:

0,809 — 0,639 = 0,170 тонно-атомов.

На окисление этой серы окисью железа по приведенной выше реакции расходуется кислорода:

$0{,}170 \cdot 2 = 0{,}340$ тонно-атомов.

Столько же его убавится в газе и прибудет в газ SO_2 — 0,170 тонно-молекул или:

$0{,}170 \cdot 64 = 10{,}880$ тонны, что и занесено в колонку 25-ую, строка 19.

2. От перехода FeO и MnO колошниковой пыли в Fe_3O_4 и Mn_3O_4 в газе убавится кислорода:

2,937 + 0,412 = 3,349 тонно-атомов.

Всего от окисления серы и перехода в пыль железа и марганца в газе убавится кислорода:

3,349 + 0,340 = 3,689 тонно-атомов или $3{,}689 \cdot 16 = 59{,}024$ тонны, а общее количество кислорода, поступающего в газ из шихты будет:

$32{,}898 + 65{,}800 + 4{,}516 - 3{,}689 = 99{,}525$ тонно-атомов или $99{,}525 \cdot 16 = 1592{,}400$ тонны.

После внесения поправки в газ, количество его будет равно:

5561,023 — 59,024 = 5501,999 тн.

С учетом внесенных поправок в газ баланс материалов и продуктов плавки представится в следующем виде:

а) загружено в печь шихтовых материалов — 13377,700 тонны;

б) получено продуктов плавки:

1) выплавлено всего чугуна — 4273,4 тонны;

2) выдано всего шлака — 2307,08 тонны;

3) определено колошникового газа — 5501,999 тонны;

4) определено балансовой колошниковой пыли — 1235,323 тонны;

Всего получено продуктов плавки:

$$4273{,}400 + 2307{,}080 + 5501{,}999 + 1235{,}323 = 13317{,}802 \text{ тонны.}$$

К этому количеству следует добавить невязку по анализу сырых материалов, составляющую минус 52,597 тонны и по анализу шкала, составляющую плюс 6,690 тонны. Тогда величина расходной статьи будет:

$$13317{,}802 + 52{,}597 + 6{,}690 = 13377{,}089 \text{ тонны.}$$

Невязка в балансе прихода материалов, зависящая от расчетов составит:

13377,700 — 13377,089 = 0,611 тонны, что представляет совершенно ничтожную величину, составляющую 0,005% от веса поступающих в печь материалов.

Расчет состава газа и количества дутья

В шихту поступает всего углерода из кокса и скрапа—249,444 тонно-атомов (колонка 19, строка 23). Из этого количества переходит углерода:

а) в чугун — 16,025 тонно-атомов (колонка 23, строка 23);

б) в колошниковую пыль — 7,206 тонно-атомов (колонка 29, строка 23). Следовательно, в газификации принимает участие всего углерода шихты:

$$249{,}44 - (16{,}025 + 7{,}206) = 226{,}213 \text{ тонно-атомов.}$$

В газе имеется всего углерода в виде CO_2, CO и CH_4 (колонка 19, строки 21, 22 и 26):

$$226{,}213 + 13{,}155 + 0{,}701 + 0{,}136 = 240{,}205 \text{ тонно-атомов.}$$

По среднему анализу в газе содержится в об'емных процентах:

CO_2	CO	CH_4	$CO_2+CO+CH_4$
12,5	27,9	0,4	40,8

Весовое количество в тонно-молекулах этих составляющих в газе будет:

CO_2—240,205 . 12,5 : 40,8 = 73,592 тонно-молекул.

CO — 240,205 . 27,9 : 40,8 = 164,259 тонно-молекул.

CH_4 — 240,205 . 0,4 : 40,8 = 2,355 тонно-молекул.

Отнято кислорода:

а) непрямым восстановлением:

$(CO_2)_{общ.} - (CO_2)_{ших.} = 73{,}592 - 13{,}155 = 60{,}437$ тонно/ат. ($O''_{факт.}$).

б) Прямым восстановлением.

$O_{ших.} - O''_{факт.} = 99{,}525 - 60{,}437 = 39{,}088$ тн/ат ($O'_{факт.}$).

У фурм сгорает углерода:

$C_{газиф.} - O'_{факт.} = 226{,}213 - 39{,}088 - (2{,}355 - 0{,}136^*) = 184{,}906$ тонно/ат.

На сжигание его потребуется столько же кислорода влажного дутья ($O_{влажн. дутья}$).

*) 0,136—CH_4 в летучих кокса.

В дутье содержится влаги 9,1 гр/м³ (см. выше), содержание кислорода в ней (X тонно-атомов) определим из уравнения:

$$\frac{(184{,}906-X)\,.\,4{,}762\,.\,11{,}2\,.\,9{,}1}{18\,.\,1000}=X;$$

откуда X=4,854 тн-ат.

Следовательно, кислорода в сухом дутье будет:

184,906 — 4,854 = 180,052 тонно-атомов.

С сухим воздухом поступает азота:

180,052 . 3,762 . 0,5 = 338,680 тонно-молекул.

Общее количество азота в газе, включая азот кокса, составит:

369,558 + 1,415 = 340,095 тонно-молекул.

Поступает в газ водорода из кокса и влаги дутья:

10,363 + 4,854 = 15,217 тонно-молекул.

На образование CH_4 расходуется водорода:

2(2,355 — 0,136) = 2.2,219=4,438 тонно-молекул.

Остается в газе свободного водорода:

15,217 — 4,438 = 10,779 тонно-молекул.

Состав колошникового газа получается:

Составные части	Расчетный		Действит.
	Тонно-молекул	% %	% %
CO_2	73,592	12,45	12,50
CO	164,259	27,79	27,90
CH_4	2,355	0,40	0,40
H_2	10,779	1,82	1,40
N_2	340,095	57,54	57,80
Σ	591,079	100,00	100,00

Недостаток азота в расчетном газе указывает на заниженное количество воздуха, определенного расчетом. Следует внести поправку в расчетный газ на азот, добавить его в газ, но чтобы не менять отношения $CO_2 : CO$ в газе, одновременно нужно убавить соответствующее количество водорода, имеющегося в газе в избытке считая, что в печи имела место реакция:

$$H_2 + FeO = Fe + H_2O.$$

Добавочное количество азота поступающего в печь с воздухом (X тонно-молекул) определим из следующего уравнения:

$$\frac{(340{,}095+X)\,.\,100}{591{,}079+X-2\,.\,\frac{21}{79}\,.\,X}=57{,}8\%,$$ откуда

X = 2,124 тонно-молекул.

Здесь $-2\,.\,\frac{21}{79}\,.\,X=2\,.\,\frac{21}{79}\,.\,2{,}124=$

=1,129 тонно-молекулы—количество водорода, израсходованного на восстановление FeO по приведенной выше реакции. Столько же тонно-атомов кислорода прибудет с добавочным воздухом, а всего с влажным дутьем поступит кислорода:

184,906 + 1,129 = 186,035 тонно-атомов.

Ровно такое же количество сгорит углерода у фурм.

На прямое восстановление пойдет углерода:

39,088 — 1,129 = 37,959 тонно-атомов.

С увеличенным количеством воздуха поступит увеличенное количество воды и составит:

$$\frac{(186{,}035-X)\,.\,4{,}762\quad 11{,}2\,.\,9{,}1}{18\,.\,1000}=X,$$

откуда X=4,884 тонно-мол.

Количество водорода в газе изменится вследствие расхода его на восстановление и от увеличения поступающей с дутьем влаги и составит:

$10{,}363 + 4{,}884 - (4{,}438 + 1{,}129) =$
$= 9{,}680$ тонно-молекул.

Количество азота в газе с учетом внесенной поправки будет:

$340{,}095 + 2{,}124 = 342{,}219$ тонно-молекул.

Пересчитанный газ будет иметь состав:

Составные части	Расчетный		Действит.
	Тонно-молекул	% %	% %
CO_2	73,592	12,43	12,50
CO	164,259	27,74	27,90
CH_4	2,355	0,40	0,40
H_2	9,680	1,63	1,40
N_2	342,219	57,80	57,80
Σ	592,105	100,00	100,00

Расчетный газ по составу близок к действительному. Излишек водорода следует отнести за счет неточного определения его в смеси с CH_4, а также того, что содержание влаги в дутье принято по данным метеорологической станции, не могущих претендовать на достаточную точность.

По содержанию азота в расчетном газе определяем количество поступающего в печь воздуха на тонну чугуна расчетом.

На тонну чугуна сухого воздуха поступает в печь:

$$\frac{(342{,}219-1{,}415)\cdot 100\cdot 22{,}4\cdot 1000}{79\cdot 4273{,}4}=2261{,}268\ м^3,$$

в нем содержится влаги:

$$\frac{2261{,}268\cdot 9{,}1\cdot 22{,}4}{1000\cdot 18}=25{,}608\ м^3,$$

Влажного воздуха поступает на тонну чугуна:

$$2261{,}268+25{,}608=2268{,}876\sim 2287\ м^3.$$

На тонну сгорающего у фурм углерода приходится влажного воздуха:

$$2286{,}876 : \frac{186{,}035\cdot 12}{4273{,}4}=3103{,}653\sim 1378\ м^3.$$

Образуется на тонну чугуна сухого колошникового газа:

$$\frac{592{,}105\cdot 22{,}4\cdot 1000}{4273{,}4}=3103{,}653\sim 3104\ м^3.$$

В нем содержится влаги:

$$\frac{(3{,}742+18{,}664+1{,}129)\cdot 22{,}4\cdot 1000}{4273{,}4}=123{,}364\ м^3.$$

Влажного газа на тонну будет:

$$3103{,}653+123{,}364=3227\ 017\sim 3227\ м^3$$

Отношение об'ема газа к об'ему дутья:

$3103{,}653 : 2286{,}876 = 1{,}36.$

Твердым углеродом восстанавливается железа из закиси:

$37{,}959 - 4{,}516 = 33{,}443$ тонно-атомов или

$33{,}443 \cdot 100 : 65{,}800 = 50{,}82\%$

по отношению к общему количеству железа, перешедшему в чугун.

Водородом восстанавливается железа из FeO:

$1{,}129 \cdot 100 : 65{,}800 = 1{,}72\%.$

На восстановление непрямым путем остается:

$100 - (50{,}82 + 1{,}72) = 478{,}46\%.$

Данные по составу газа, выходу газа на тонну чугуна и отношению об'ема газа к об'ему вдуваемого в печь воздуха по всем печам приводятся в таблице 13.

Определение характерных величин доменного процесса по формулам

Для определения величин, характеризующих ход доменного процесса, пользуемся формулами, выведенными проф. Н. А Костылевым.

1. Для определения углерода, расходуемого на прямое восстановление железа из закиси, проф. Н. А. Костылев дает следующую формулу:

$$X = a + d + в + f - \frac{CO_2}{CO_2 + CO + CH_4} \cdot C_{к.г.},$$

в ней:

a — углерод CO_2, образующейся при восстановлении высших окислов железа и марганца до FeO и MnO.

d — углерод, расходуемый вообще на полное восстановление железа из FeO.

в — углерод CO_2 шихты.

f — углерод, расходуемый на разложение влаги шихты по реакции $H_2O + C = H_2 + CO$.

С к. г. — углерод, переходящий в колошниковый газ.

Для рассчитываемого баланса, численные значения величин входящих в формулу следующие:

$a = 31{,}338 + 1{,}560 - 3{,}690 =$
$= 29{,}208$ тонно-атомов. (см. табл. материального баланса д. п. № 4, колон. 24, строки 2 и 7, а также расчет поправки на колошниковый газ).

$d = 65{,}800 - 1{,}129 = 64{,}671$ тонно-атомов.

$в = 13{,}155$ тонно-атомов.

$f = 0$ (влага не разлагается, а наоборот образуется).

$$\frac{CO_2}{CO_2 + CO + CH_4} = 0{,}30635 \text{ тн/ат.}$$

С к. г. $= 240{,}205$ тонно-атомов.

Подставляя эти величины в формулу получим:

$X = 29{,}208 + 64{,}671 + 13{,}155 -$
$- 0{,}30635 \cdot 240{,}205 = 33{,}442$ тонно-атомов.

Степень развития прямого восстановления:

$33{,}442 \cdot 100 : 65{,}800 = 50{,}82\%$.

Для проверки правильности сведения баланса, определим относительное развитие прямого восстановления железа из закиси еще по формуле проф. Матезиуса. Проф. Матезиус дает следующую формулу:

$$C_{dFe} - C_d - C_{dэл}$$

$$C_d = \frac{3}{4} O_{восст.} + C_{карб.} -$$

$$- \frac{CO_2}{CO_2 + CO + CH_4} \cdot C_{газ.}$$

Здесь:

$O_{восстан.}$ — количество кислорода, отнятого при восстановлении железа и других элементов чугуна в килограммах на тонну чугуна. В нашем случае:

1) $O_{восст.} = \frac{(99{,}525 - 1{,}129) \cdot 16 \cdot 1000}{4273{,}4} =$
$= 398{,}4$ кг.

2) $C_{карб.} = \frac{13{,}155 \cdot 12 \cdot 1000}{4273{,}4} = 36{,}9$ кг.

3) $\frac{CO_2}{CO_2 + CO + CH_4} = 0{,}30635.$

4) $C_{газ.} \frac{240{,}205 \cdot 12 \cdot 1000}{4273{,}4} = 674{,}5$ кг.

$$C_d = \frac{3}{4} 368{,}4 + 36{,}9 - 0{,}30635 \times$$
$$\times 674{,} = 106{,}6 \text{ кг}$$

$$C_{дэл} = \frac{4{,}516 \cdot 12 \cdot 1000}{4273{,}4} = 12{,}7 \text{ кг},$$

отсюда

$$C_{dFe} = 106{,}6 - 12{,}7 = 93{,}9 \text{ кг}.$$

На полное восстановление железа из FeO расходуется всего углерода:

$$65{,}800 \cdot 12 \cdot 1000 : 4273{,}4 = 184 \text{ кг}.$$

Степень развития прямого восстановления железа из закиси будет: $93{,}9 \cdot 1000 : 184{,}8 = 50{,}81\%$, т. е. точно столько же, сколько определено выше.

Совпадение величины прямого восстановления, подсчитанной различными методами позволяет заключить, что баланс материалов сведен точно. Это также можно подтвердить балансом кислорода.

За время наблюдения в газ поступило всего кислорода:

1) $O_{дутья} = 180{,}022 + 4{,}884 + 1{,}129 = 186{,}035$ тонно-атомов.
2) $O_{восст.} = 99{,}525 - 1{,}129 = 98{,}396$ тонно-атомов.
3) $O\,(CO_2)_{ших.} = 13{,}155 \cdot 2 = 26{,}310$ тонно-атомов.
4) $O(CO)_{кокса} = 0{,}701$ тонно-атом.

Всего $183{,}065 + 98{,}396 + 26{,}310 + 0{,}701 = 311{,}442$ тонно-атомов.

В газе содержится кислорода:

$$O_{газ} = 2CO_2 + CO = 2 \cdot 73{,}592 + 164{,}259 = 311{,}443 \text{ тонно-атомов.}$$

Полное совподение.

2. Определение величины «У» — углерод нереагирующей CO. Эта величина наиболее полно характеризует работу печи, так как в ней находят отражение все изменения в ходе доменного процесса, влияющие на расход горючего. По данным проф. Н. А. Костылева, впервые введшего в металлургические расчеты понятие об этой величине, для хорошо и плохо работающих печей последняя колеблется в пределах 42—70%, причем хорошо-работающие печи имеют величину «У» близкую к нижнему пределу, а плохо работающие печи, напротив, — близкую к верхнему пределу.

Для определения величины «У», проф. Н. А. Костылев дает следующую формулу:

$$У = C_{к.\,г.} - C_{CH_4} - (a + в + d + f + l + n)$$

В ней: C_{CH_4} — углерод метана.
l — углерод CO, образующейся при восстановлении Si, P, S и Mn из MnO.
h — углерод CO летучих горючего. Остальные обозначения прежние.

Количественные значения обозначений, входящих в формулу для расчетного баланса, следующие:

$C_{CH_4} = 2{,}355$ тонно-атом.
$l = 4{,}516$ тонно-атом.
$h = 0{,}701$ тонно-атом.

Подставляя их в формулу получим:

$$У = 240{,}205 - 2{,}355 - (29{,}208 + 13{,}155 + 64{,}671 + 4{,}516 + 0{,}701) = 125{,}599 \text{ тонно-атомов.}$$

По отношению ко всему углероду, заключающемуся в коксе эта величина составит:

$$125{,}599 \cdot 100 : 250{,}030 = 50{,}23\%.$$

Величину «У» можно также определить по другой формуле:

$C_y = C_{кол.\,г.} - C_x - C_{CO\ лет.\ кокса} = C_{CO\ (H_2O)}$, где

C_x — общий расход углерода на прямое восстановление.

C (co) — углерод CO летучих кокса.

$C_{CO\ (H_2O)}$ — углерод, расходуемый по реакции:

$H_2O + C = H_2 + CO$ (не имеет места в нашем балансе).

Подставляя в формулу количественные значения обозначений из данных баланса (см. расчет газа), получим:

$C_y = 164{,}259 - 37{,}959 - 0{,}701 = 125{,}599$ тонно-атомов, т. е. столько же сколько было определено ранее.

3) Определение углерода, сгорающего у фурм.

Для этого воспользуемся следующей формулой профессора Н. А. Костылева.

$$C_ф = y + a + d - X.$$

Значения и величины, входящих в формулу обозначений приведены выше. Применяя их в данной формуле получим:

$C_ф = 125{,}599 + 29{,}208 + 64{,}671 - 33{,}442 = 186{,}036$ тонно-ат.

По отношению к углероду, переходящему из кокса в газ:

$250{,}030 - 15{,}344 - 7{,}206 = 227{,}480$ тонно-ат., эта величина составит:

$186{,}037 \cdot 100 \cdot 227{,}480 = 81{,}78\%$.

В таблице 15 приведены величины, характеризующие доменный процесс для всех печей КМЗ.

Таблица 15

№№ домен. печей	Развитие прямого восстановления железа в %	Cy(углерод нереагирующей CO)в %	Углерод, сгорающий у фурм в %
1	51,89	53,63	82,95
2	52,53	51,28	81,73
3	51,30	51,14	80,54
4	50,82	50,23	81,78

Баланс углерода кокса по доменным печам КМК.

№№ п/п.	Статьи расхода	Доменная печь № 1		Доменная печь № 2		Доменная печь № 3		Доменная печь № 4	
		тн/ат.	%	тн/ат.	%	тн/ат.	%	тн/ат.	%
1	Поступило в колошниковую пыль	7,5186	3,57	5,1460	2,56	5,307	2,37	7,206	2,88
2	Перешло в чугун	11,8335	5,63	11,9310	5,93	12,670	5,65	15,344	6,14
3	Израсходовано на прямое восстановлен.	29,5148	14,04	30,8240	15,31	34,655	15,46	37,959	15,18
4	Израсходовано на непрямое восстановл.	45,6355	21,69	47,3300	23,52	53,954	24,07	60,437	24,17
5	Сгорело у фурм в нереагирующую CO: O_2 сух. возд. .	108,8834	51,75	99,4587	49,41	112,088	50,01	120,714	48,28
	O_2 воды . . .	3,9374	1,87	3,7595	1,86	—	—	4,884	1,95
6	В летучих кокса содержится	0,6545	0,31	1,0107	0,50	0,878	0,39	1,267	0,51
7	Пошло на образован. метана	2,4037	1,14	1,8226	0,91	2,024	0,91	2,219	0,89
8	Разложение H_2O шихты . .	—	—	—	—	2,552	1,14	—	—
	Всего . . .	210,3814	100,0	201,2765	100	224,128	100,0	250,030	100,0

Тепловой баланс доменной печи № 4

Приход тепла

№№ п/п.	Наименование статей прихода	Тысячи калорий	%
1	Вносится шихтой 13377,700 . 13,8 . 0,17 . 1000 : 4273,4	7,344	0,25
2	Сгорает C в CO: (164,259 — 0,701) . 1000 . 29430 : 4273,4	1126,389	37,95
3	Сгорает C в CO_2 60,473 . 97650 . 1000 : 4273,4	1381,848	46,56
4	Сгорает C в CH_4 1000 . 2,219 . 20870 : 4273,4	10,838	0,37
5	H_2 в H_2O — 1000 . 1,129 . 57,810 : 4273,4 . . .	15,272	0,51
6	Вносится нагретым дутьем: $\left[(186 \cdot 0{,}35 \cdot 0{,}5 + 341{,}682) \cdot 6{,}965 + 4{,}884 \times \right.$ $\left. \times 8{,}344\right] \cdot \frac{528{,}3}{4273{,}4} \cdot 1000$	374,802	12,63
7	Тепло образования шлака по Чернобаеву и Вологдину: 0,540 . (3,14 . 35,71 — 17) . 1000	51,370	1,73
	Всего	2967,863	100,0

Расход тепла

№№ п/п.	Наименование статей расхода	Тысячи калорий	%
1	Восстановление железа: а) Из Fe_2O_3 до FeO 31,338 — 2,937 = 28,401 б) Из FeO до Fe 65,800 (28,401 . 64741 + 65,800 . 66713) . 1000 : 4273,4 . .	1457,435	49,11
2	Восстановление марганца: а) Из MnO_2 до MnO 1,560 — 0,412 = 1,148 б) Из MnO до Mn—1,557 (1,148 . 34055 + 1,557 . 90760) . 1000 : 4273,4 . . .	42,217	1,42
3	Восстановление кремния: (0,992 — 0,078) . 196420 . 1000 : 4273,4	42,011	1,42
4	Восстановление фосфора: (0,331 — 0,013) . 0,5 . 528900 . 1000 : 4273,4 . . .	19,679	0,66
5	Восстановление серы: а) Из $CaSO_4$ до CaS 0,112 б) По реакции $10Fe_2O_3 + FeS = 7Fe_3O_4 + SO_2$—0,170 (0,112 × × 228360 + 0,170 . 8050) . 1000 : 4273,4	6,305	0,21
6	Диссоциация карбонатов шихты: а) $CaCO_3$ 0,778 + 11,726 = 12,504 б) $MgCO_3$ 0,124 + 0,025 = 0,149 (12,504 . 43920 + 0,149 . 28900) . 1000 . 4273,4	129,518	4,36

№№ п/п.	Наименование статей расхода	Тысячи калорий	%
7	Разложение H_2O дутья: 4,884 . 57810 . 1000 : 4273,4	66,070	2,23
8	Испарение влаги шихты: (3,742 . 12130 + 18,664 . 10700) . 1000 : 4273,4 .	57,354	1,93
9	Тепло, уносимое колошниковым газом: $[(164{,}259 \cdot 9{,}680 + 342{,}219) \cdot 6{,}819 + (73{,}592 + 0{,}170) \times 9747 + 2{,}355 \cdot 11{,}572 + (3742 + 18{,}664 + 1{,}129) \times 8204 + 119{,}878 \cdot 0{,}456] \cdot \frac{1000 \cdot 298{,}3}{4273{,}4}$	315,069	10,62
10	Тепло, уносимое колошниковой пылью: 1235,323 . 1000 . 298,3 . 0,17 : 4273,4	14,659	0,49
11	Тепло, уносимое чугуном: 1000 . 290 кал	290,000	9,47
12	Тепло, уносимое шлаком: 0,540 . 1000 . 450 = ...	243,000	8,19
13	Тепло, уносимое охлаждающей водой: 17,3 . 1000 . 5,7 = ...	98,510	3,32
14	Внешние потери	195,896	6,27
	Всего	2967,863	100,00

Сводная таблица тепловых балансов доменных печей КМК приводится ниже.

Тепловые балансы доменных печей КМК

Приход тепла на тонну чугуна

№№ п/п.	Наименование статей прихода	Дом. печь № 1		Дом. печь № 2		Дом. печь № 3		Дом. печь № 4	
		В 1000 кал.	%	В 1000 кал.	%	В 1000 кал.	%	В 1000 кал.	%
1	Вносится шихтой	7,335	0,23	7,145	0,23	5,290	0,18	7,344	0,25
2	Горение С в CO_2	1353,636	42,64	1354,843	44,45	1390,430	47,20	1381,846	46,56
3	„ С в CO	1272,421	40,08	1156,357	37,94	1159,550	39,35	1126,389	37,95
4	„ С в CH_4	15,238	0,48	11,150	0,37	11,500	0,38	10,838	0,37
5	„ H_2 в H_2O	39,628	1,25	35,368	1,16	—	—	15,272	0,51
6	Тепло влажного дутья	428,983	13,51	421,386	13,83	325,690	11,06	374,802	12,63
7	Тепло образован. шлака	56,792	1,79	60,936	2,00	53,620	1,82	51,370	1,73
8	Тепло реакции $CaO + FeS = CaS + FeO$.	0,716	0,02	0,707	0,02	0,550	0,01	—	—
	Всего . .	3174,749	100,00	3047,892	100,00	2946,280	100,00	2967,863	100,00

Расход тепла на тонну чугуна

№№ п/п.	Наименование статей расхода	Дом. печь № 1		Дом. печь № 2		Дом. печь № 3		Дом. печь № 4	
		В 1000 кал.	%	В 1000 кал.	%	В 1000 кал.	%	В 1000 кал.	%
1	Восстановление железа	1479,253	46,60	1480,049	48,56	1445,508	49,06	1457,485	49,11
2	Восстановление марганца . . .	32,402	1,02	38,546	1,26	48,366	1,64	42,217	1,42
3	Восстановление кремния	32,493	1,02	31,150	1,02	58,057	1,97	42,011	1,42
4	Восстановление фосфора . . .	21,143	0,67	19,846	1,65	20,937	0,71	19,679	0,66
5	Восстановление серы	4,874	0,15	3,906	0,13	6,679	0,23	6,305	0,21
6	Диссоциация карбонатов. шихты	178,871	5,63	158,494	5,20	128,461	4,36	129,518	4,36
7	Разложение H_2O дутья и шихты	69,142	2,18	63,609	2,09	91,356	3,10	66,070	2,23
8	Испарение влаги шихты	78,853	2,48	70,795	2,32	62,683	2,13	57,354	1,95
9	Тепло, уносимое колошн. газом	364,853	11,49	279,240	9,16	235,970	8,01	315,069	10,62
10	Тепло, уносимое колошн. пылью	20,566	0,65	11,913	0,37	9,501	0,32	14,659	0,49
11	Тепло, уносимое чугуном	290,000	9,14	290,000	9,51	290,000	9,84	290,000	9,77
12	Тепло, уносимое шлаком	259,650	8,18	284,400	9,33	249,750	8,48	243,000	8,19
13	Тепло, уносимое охлаждающей водой	134,520	4,24	91,200	3,00	75,600	2,57	98,510	3,32
14	Внешние потери .	208,029	6,55	225,238	7,40	223,412	7,58	195,936	6,27
	Всего . .	3174,749	100,00	3047,892	100,00	2946,280	100,00	2967,863	100,00

Характеристика доменного процесса по тепловому балансу

1. Использование тепла в печи (к. п. д. доменной печи):

$$100 - (10{,}62 + 0{,}49 + 3{,}32 + 6{,}27) = 79{,}3\%.$$

2. Тепловой коэфициент нелетучего углерода кокса:

$$\frac{1126{,}389 + 1381{,}848 + 10{,}838}{0{,}851 \cdot 0{,}821 \cdot 8137{,}5} \cdot 100 = \frac{2519{,}075}{5685{,}434} \cdot 100 = 44{,}31\%.$$

4. Тепловой коэфициент нелетучего углерода кокса сгорающего у фурм:

$$\frac{(1126{,}389 + 1381{,}848 + 10{,}838) \cdot 100}{8137{,}5 \cdot 0{,}851 \cdot 0{,}821\ (0{,}1518 + 0{,}2417 + 0{,}5023 + 0{,}0089)} = \frac{2519{,}075 \cdot 100}{5143{,}632} = 48{,}97\%$$

4. Тепловое значение нелетучего углерода кокса, сгорающего у фурм:

а) Теоретическое
2519,075:0,63209=3985 калорий.

б) Практическое:
3985 . 0,793 = 3160 калорий.

5. Тепловое значение нелетучего углерода кокса, сгорающего у фурм вместе с теплом нагрева дутья.

а) Теоретическое:

$$\frac{2519{,}075 + 374{,}802}{0{,}63209} = \frac{2893{,}877}{0{,}63209} = 4578 \text{ кал.}$$

б) Практическое:
4578 . 0,793 = 3630 калорий.

6. Тоже по всем приходным статьям баланса.

а) Теоретическое:
2967,863 : 0,63209 = 4695 калорий.

б) Практическое:
4695 . 0,793 = 3723 калорий.

В процентах от теплотворной способности углерода:
3723 . 100 : 8137,5 = 45,75%.

В таблице 16 приведены данные, характеризующие доменный процесс всех печей КМК по тепловому балансу.

Анализ работы доменных печей КМК по материальному и тепловому балансам

Основным фактором, определяющим качество работы доменных печей вообще и экономичность доменной плавки в частности является расход горючего на единицу выплавляемого чугуна.

Наинисший расход горючего на единицу чугуна в доменных печах работающих на коксе достигнут в Америке.

Одна из американских печей средней мощности по данным таблицы Гаулянда, опубликованной в 1916 году, уже тогда имела расход кокса—0,707 тн/тн чугуна *).

В 1931 году на одной печи завода Лакованова большой мощности (об'ем 1020 м³) был достигнут еще более низкий (непревзойденный до настоящего времени) расход кокса 0,670 тн/тн чугуна **).

Таблица 16

№№ домен. печей	Использование тепла в печи (К.П.Д.) в %	Теплов. коэфициент нелетучего углерода кокса в %	Теплов. коэфициент нелетучего углерода, сгорающ. в печи в %	Тепловое значение нелетучего углерода кокса, сгорающего в печи в кал.		Тепловое значение нелетучего углерода кокса, сгорающего в печи вместе с тепл. нагрет. дутья в кал.		Тепловое значение нелетучего углерода кокса, сгорающего в печи по всем приходн. статьям баланса в кэл.	
				Теоретическое	Практическое	Теоретическое	Практическое	Теоретическое	Практическое
1	77,07	42,47	46,93	3819	2943	4497	3466	4590	3538
2	80,07	44,00	48,35	3935	3150	4647	3721	4754	3807
3	82,54	44,52	48,61	3956	3265	4459	3680	4450	3756
4	79,30	44,31	48,97	3985	3160	4578	3630	4695	3723

*) Академик М. А. Павлов „Металлургия чугуна“, стр. 62.
**) „Сталь“ № 6—1938 г. „Неотложные задачи доменщиков“, стр. 16.

Если принять содержание углерода в коксе 85% (обычная величина для американских коксов), то расход углерода на выплавку одной тонны чугуна составляет в первом случае 0,600 тонны, во втором — 0,570 тонны.

Наименьший расход горючего, достигнутый на немецких доменных печах при выплавке томасовского чугуна, составляет 0,779 тонны влажного кокса на одну тонну чугуна с содержанием углерода 83,4%, откуда следует, что расход углерода при этом составил 0,650 тонны чугуна *).

Инженер А. Н. Рамм **) в своих расчетах по определению расхода кокса на выплавку чугуна для условий работы на передельный чугун на подготовленных криворожских рудах и донецком коксе с содержанием 85%С при нагреве дутья 750°С и степени прямого восстановления 50% определяет для южных заводов расход кокса 0,750 тн/тн, что соответствует 0,638 тонны углерода.

Практические данные по расходу кокса на наших южных печах, при работе на передельный чугун на частично подготовленной шихте, выше американских и немецких, а также выше расчетных данных А. Н. Рамм и составляют 0,9—1,0 тонны на тонну чугуна, спускаясь в самых лучших случаях до 0,865 тонны кокса или 0,735 тонны углерода на тонну чугуна (Макеевский завод имени Кирова) при работе на шихте, состоящей на 50—60% из подготовленной руды ***).

Расход горючего на отдельных доменных печей КМЗ за исследуемый период 1—20/VI 1938 года, как показвает сводная таблица 17,

Материальные факторы плавки Таблица 17

№№ п/п.		Доменные печи КМЗ				Расчет инж. Рамма
		1	2	3	4	
1	Степень богатства шихты (содержание Fe в %%)	50,9	49,9	51,7	52,1	—
2	Выход чугуна из руды	47,5	48,9	51,7	50,2	—
3	Расход на тонну чугуна кокса	0,932	0,870	0,851	0,851	—
4	„ „ „ „ углерода	0,764	0,704	0,704	0,699	—
5	„ „ „ „ руды	2,033	1,977	1,895	1,913	—
6	„ „ „ „ скрапа	0,072	0,069	0,084	0,078	—
7	„ „ „ „ флюса	0,387	0,342	0,280	0,288	—
8	Вынос колошниковой пыли кг/тн	392	258	239	287	—
9	Относительный вес шлака	0,577	0,632	0,555	0,540	0,600
10	Количество CO_2 в карб. шихты кг/тн чугуна	185	165	132	135,5	180
11	H_2O в шихте кг/тн чугуна	130	116	117	95	92
12	Содержание в коксе С %	82,01	80,97	83,07	82,1	85,0
13	Состав чугуна: Si	0,5	0,49	0,89	0,65	0,8
	Mn	1,72	1,69	2,39	2,12	2,4
	P	0,25	0,24	0,25	0,24	0,2
14	Относительное восстановление Fe из Fe_2O_3	0,77	0,78	0,71	0,76	0,85
15	Относительное восстановление Fe из FeO	0,16	0,15	0,16	0,16	0,15

*) Нормы расхода энергии в черной металлургии, табл. 17.

**) Инж. Н. А. Рамм „Определение расхода горючего при выплавке чугуна и теоретически возможной наименьшей его величины", „Сов. металлургия" № 4, 1936 г.

***) „Сталь" № 6, 1938 г. „Неотложные задачи доменщиков".

составил по коксу 0,932, 0,870, 0,851 и 0,851; по углероду 0,764, 0,704, 0,707 и 0,699 тонны на тонну чугуна соответственно печам №№ 1, 2, 3 и 4.

Сопоставление всех приведенных данных по расходу горючего показывает, что затрата углерода на выплавку чугуна на печах КМЗ, будучи удовлетворительной вообще (за исключением печи № 1) и заметно ниже лучших показателей южных печей, в значительной мере превышает рекордные показатели, достигнутые на американских и немецких печах, а также и рассчитанных инж. Рамм показателей для южных печей, хотя последние имеют худшие материальные факторы плавки (повышенный расход флюса и выход шлака на единицу чугуна; более сернистый кокс и трудовосстановимую руду; более окисленные руды и пр.) по сравнению с печами КМЗ.

Доменная печь № 1 имеет расход углерода неудовлетворительный вообще и значительно превышающий расход последнего по печам №№ 2, 3 и 4, а именно: на 8,1—9,3%%.

Влияние материальных факторов на расход горючего в печах КМЗ

Повышенный расход углерода на печах КМЗ, как по сравнению с рекордным по американским и немецким печам, так и по сравнению с расчетным расходом Рамма, надо об'яснить качеством сырья.

1. Физические качества кокса КМЗ значительно ниже кокса американского, немецкого и нашего южного, и не удовлетворяют требованиям печей большой высоты (30—31 м).

Печи кузнецкого завода работают на коксе с барабанной пробой 290—305 кг, тогда как в указанных выше странах и у нас на юге пользуются коксом с барабанной пробой не ниже 320 кг.

Качество кузнецкого кокса по химическому составу также несколько ниже: содержание нелетучего углерода в нем не поднимается выше 83%, а содержание золы не спускается ниже 11%, тогда как южный кокс, американский и немецкий коксы, как правило, имеют содержание нелетучего углерода не ниже 85% и содержат золы не более 8—10%. Правда, кузнецкий кокс имеет одно существенное преимущество по сравнению с коксами юга СССР, американским и немецким,—в нем наиболее низкое содержание серы 0,3—0,6%, против 0,9—1,0% у американских и немецких и 1,2—1,7% юга СССР*), но с другой стороны он имеет крупный недостаток — это отсутствие постоянства качества, зависящего от непостоянства состава коксовой шихты.

Улучшение качества кокса применяемого на печах КМЗ есть первоочередная и важнейшая задача. Увеличение прочности кокса до 320 кг при испытании на барабане, повышение содержания нелетучего углерода до размеров не ниже 85% и снижение зольности до 8—10% даст значительный эффект в снижении расхода горючего на выплавку чугуна.

Одно уменьшение содержания золы в кузнецком коксе до 8% с соответствующим повышением содержания твердого углерода в нем на 4% дало бы снижение углерода на 5,9% согласно данным Anhaltszahlen*), т. е. расход последнего при

*) Нормы расхода энергии в черной металлургии, стр. 29, таб. 19.

всех остальных сохранившихся условиях плавки можно было бы снизить на печах №№ 1, 2, 3 и 4 соответственно до размеров 0,719, 0,662, 0,665 и 0,658 на тонну чугуна. Это сразу приблизило бы наши печи №№ 2, 3 и 4 по расходу углерода почти вплотную к лучшим немецким печам.

2. Качество рудной части шихты кузнецких доменных печей стоит еще не на должной высоте. Подготовленными должным образом к плавке можно считать только агломерат, тельбесскую руду и магнитогорскую руду 1-й сорт, причем последнюю можно считать подготовленной должным образом только с определенной натяжкой, ибо в ней имеется до 25% крупных кусков выше 75 мм в поперечнике.

Магнитогорскую руду 2-й сорт к подготовленной должным образом отнести нельзя, так как содержание мелочи в ней составляет 25—30%. Магнитогорская руда 3-й сорт и марганцевые руды как южная, так и сибирская являются совершенно неподготовленными и крайне пылеватыми.

При такой оценке степени подготовки руд к плавке, удельный вес подготовленных руд в шихте доменных печей КМЗ за исследуемый период, как показывает таблица 18, составил 42—53%.

Недостаточная подготовка плавильных материалов к плавке и большое количество (около половины) металлосодержащих материалов в шихте печей с высоким содержанием тонких фракций,—вызывают повышенный расход последних на выплавку чугуна. Расход металлосодержащей части шихты, включая в нее скрап и передельные шлаки, за исследуемый период на единицу чугуна находится в пределах 1,979—2,105 у различных печей (см. таблицу 17). Хорошо работающие печи Союза имеют этот показатель в пределах 1,75 — 1,80, а в лучших американских печах он опускается до 1,70 *).

Физическое качество плавильных материалов, используемых на печах КМЗ, не находится в соответствии со степенью форсировки хода доменных печей, на что убедительно показывает весьма высокий вынос колошниковой пыли. Количество выносимой из печей колошниковой пыли на тонну чугуна (см. таблицу 17) значительно превышает вынос пыли у американских доменных печей, где он составляет обычно 25—

Таблица 18

Содержание подготовленных руд в шихте доменных печей КМЗ за период 1—20/VI в %% от металлосодержащей шихты

Руды \ №№ печей	1	2	3	4
1. Магнитогорская 1-й сорт	23,7	26,6	21,4	24,9
2. Агломерат	18,7	15,1	23,7	28,5
3. Тельбесская	0,3	6,1	—	—
Всего . .	42,7	46,8	45,1	53,4

*) „Сталь“ № 6 1938 г. „Неотложные задачи доменщиков“.

100 кг и в лучших случаях 25—30 килограмм на тонну чугуна*).

Желает лучшего и степень богатства шихты железом. Содержание железа в шихте **), как видно из таблицы 17, невысокое и находится у различных печей в пределах 49,9—52,1%.

Недостаточная подготовка руд к плавке, несоответствие форсировки хода печей фактическому качеству плавильных материалов, невысокое содержание железа в шихте, конечно, также способствовали повышенному расходу горючего на выплавку чугуна.

Все перечисленные факторы, отрицательно влиявшие на расход горючего и определившие его более высоким, чем достигнуто в мировой практике доменного производства,— при наличии ряда положительных материальных факторов доменной плавки на Кузнецких печах, как-то: низкое содержание серы в шихте, позволяющее вести печи на легкоплавких кислых шлаках, нормальный относительный вес шлака (0,54—0,63 тн на тн чугуна), сравнительно низкий расход флюсов (280—390 кг тн чугуна) и невысокая окисленность руд (относительное восстановление Fe из Fe_2O_3 составляет 71—78%), — заставляют нас сделать особый упор на улучшение подготовки шихтовых материалов к плавке.

На повышенный расход горючего у д. п. № 1 по сравнению с печами №№ 2, 3 и 4 из материальных факторов влияние оказали:

1) повышенный расход флюса— 387 кг на тн чугуна против 342 — 280 кг на других печах и

2) повышенное содержание влаги в шихте—130 кг на тн чугуна вместо 95—117 кг на других печах.

Влияние факторов режима на расход кокса в печах КМЗ

В таблице 19 собраны показатели работы печей КМЗ за период наблюдений, находящиеся в зависимости от режима работы печей. Рассмотрение данных таблицы 19 позволяет констатировать сравнительное однообразие в отношении хода восстановительного процесса, несмотря на заметную разницу в степени форсировки печей. Степень развития прямого восстановления железа у всех печей близка к нормальной и колеблется в узких пределах (50,8—52,5%).

Степень форсировки хода печей различна и у печей 1-го блока выше, чем у печей 2-го блока. Печи 1-го блока № 1 и № 2 работали с

*) „Сталь" № 6 1938 г. „Неотложные задачи доменщиков".

**) Для суждения о степени богатства шихты железом, при сравнении работы различных печей, часто пользуются данными о выходе чугуна из руды. Так как этот показатель находится в зависимости от выноса калошниковой пыли, а последний колеблется в весьма широких пределах, то оценка степени богатства шихты у различных печей по выходу чугуна из руды получается ненадежной и может привести к превратным выводам. Об этом наглядно свидетельствуют данные таблицы 1. Оценивая степень богатства шихты по выходу чугуна из руды нужно было бы признать ее наинисшей у печи № 1, у которой выход чугуна составляет 47,5% и наивысшей у печи № 3—выход чугуна 51,7%. На самом же деле, наиболее богатой шихтой является шихта 4-ой печи и наиболее бедная шихта у 2-й печи. Содержание железа и металлосодержащей части шихты у них имеется: у 4-ой печи 52,1% и у 2-ой печи 48,9%. Более высокий вынос колошниковой пыли на первой печи (39,2% от веса чугуна) дал снижение выхода чугуна из руды при более богатом содержании железа в шихте по сравнению, например, со второй печью, у которой вынос колошниковой пыли более низкий (25,8%).

высокой и почти равной степенью интенсивности хода, на что указывает время пребывания шихты в печи и интенсивность горения. Время пребывания материалов в доменной печи № 1 равняется 7 час. 7 мин., в д. п. № 2—7 час. 22 мин., а интенсивность горения соответственно равна 1388 кг/м²/час и 1344 кг/м²/час. Печи 2-го блока №№ 3 и 4 работали менее интенсивно, особенно печь № 3.

Время пребывания шихты в печи № 4 составляет 8 часов 40 минут, в печи № 3 — 13 часов, интенсивность горения соответственно 1008 и 737 кг/м² в час. Сопоставление этих данных показывает, что степень форсировки печей и степень развития прямого восстановления не находятся в соответствии. Наиболее форсированно работала печь № 1, однако прямое восстановление у нее менее развито (51,9%), чем у второй печи (52,5%), работавшей менее форсированно.

Наименее форсированно (очень медленно вообще и по сравнению с другими печами) работала печь № 3, но прямое восстановление у нее развито в такой же мере (51,3%) как и у остальных печей и даже выше чем у 4-ой печи (50,8%).

Надо полагать, что решающими факторами, определившими ход восстановительного процесса в исследумых печах были качество сырья и состояние профиля печи (влияющего на распределение материалов в печи).

Как показывает таблица 18 в

Таблица 19

Факторы режима плавки

№№ п/п.	Показатели \ №№ дом. печей	1	2	3	4
1	Сгорает „С" на фурмах в %% от газифицир. „С"	83,0	81,7	80,5	81,8
2	Степень прямого восстановления в %%	51,9	52,5	51,3	50,8
3	Углерод нереагирующей CO в %% от газифициров. „С"	53,6	51,3	51,1	50,2
4	Коэфициенты использования полезного об'ема печей м³/тн	0,750	0,720	1,228	0,816
5	Время пребывания шихты в печи в часах и минутах	7,07	7,22	13,00	8,40
6	Интенсивность горения кокса в кг/м²/час	1388	1344	737	1008
7	Расход влажного дутья в м³ на тн чугуна	2533	2323	2309	2287
8	Выход газа м³ на тн. чугуна . . .	3610	3316	3291	3227
9	Отношение CO_2 к CO в газе из кокса по об'ему	0,320	0,352	0,360	0,368
10	Температура колошникового газа в °С	309	257	221	298
11	Температура нагрева дутья в °С .	544	581	455	528
12	Количество влаги в дутье в кг/тн чугуна	21,8	19,5	14,4	20,7

шихту доменной печи № 2 поступало 6,1% тельбесской руды, представляющей собой плотный, совершенно неокисленный, трудно восстановимый магнитный железняк, и наибольшее количество (26,6%), по сравнению с другими печами, магнитогорской руды 1-го сорта, заключающей в себе большое количество крупных кусков. Эти два фактора определили несколько повышенное развитие прямого восстановления во 2-ой печи по сравнению с остальными.

Наибольшее содержание в шихте агломерата (28,5%) и отсутствие тельбесской руды в четвертой печи способствовали лучшему ходу восстановительного процесса, обусловив наименьшее развитие прямого восстановления.

Доменная печь № 3 имела крайне искаженный профиль. После выдувки ее на капитальный ремонт сейчас же после исследования было обнаружено наличие больших настылей на стенках по всей высоте печи и разрушенный колошник. Это обстоятельство, конечно, не могло не влиять самым отрицательным образом на распределение материалов при загрузке и на перераспределение их при опускании в печи, а, следовательно, на ход восстановительного процесса. Тот же факт, что 3-я печь при этом имела не худшие, чем на других печах, показатели в отношении прямого восстановления железа, использования восстановительной способности газов ($CO_2 : CO = 0{,}360$) и расхода горючего на выплавку чугуна, можно об'яснить только замедленным ее ходом, по сравнению с другими печами, при котором благодаря более длительному пребыванию газов в печи достигался достаточный контакт газов с рудой (не худший чем в других печах) и при заведомо плохом распределении материалов.

Несмотря на то, что развитие прямого восстановления железа на всех печах КМЗ за период исследования находится близко к нормальному, тем не менее в связи с применением сравнительно низко нагретого дутья, оно послужило причиной значительного перерасхода кокса в них.

Из данных таблицы 19 видно, что средняя температура нагрева дутья составила 544°, 581°, 455° и 528° соответственно печам №№ 1, 2, 3 и 4, а количество поступившего тепла с дутьем—429, 421, 326 и 375 калорий на килограмм чугуна (см. таблицу 20).

Как показывают данные колонок 6—16 таблицы 21, этого количества тепла на 3-й печи нехватает для покрытия расхода тепла на эндотермические процессы, совершающиеся в нижних горизонтах печи (указанные в колонках 6—16), а по печам 1, 2 и 4 оно перекрывает расход тепла на эндотермические процессы в горне и заплечиках с небольшим избытком (17—93 калорий), вследствие чего дефицит тепла, вызванный развитием прямого восстановления, в 3-й печи полностью, а в печах 1, 2 и 4 в значительной мере покрывался теплом углерода сгорающего на фурмах, т. е. имели место такие условия, при которых прямое восстановление сопровождается перерасходом горючего в печи.

Ориентировочные подсчеты показывают, что по этой причине перерасход углерода составил 71, 55, 82 и 73 кг на тонну чугуна соответственно печам №№ 1, 2, 3 и 4 и, что для устранения этого перерасхода горючего, следует нагре-

вать дутье до температуры 850 — 900°.*).

Повышение нагрева дутья до температуры 850—900°С и улучшение качества сырья даст возможность значительно снизить расход

Таблица 20

Сравнительные данные теплового бала нса по печам КМЗ в тыс кал. на тонну чугуна

№№ п/п.	Показатели \ №№ дом. печей	1	2	3	4
	Приход тепла				
1	Горение С в CO_2	1354	1355	1390	1382
2	„ С в CO	1272	1156	1160	1120
3	Тепло дутья	429	421	326	375
4	Прочие статьи	80	115	70	85
	Всего . .	3175	3047	2946	2963
	Расход тепла				
1	Восстановление Fe	1479	1480	1445	1457
2	Восстановление друг. элементов .	92	93	134	110
3	Разложение карбонатов	179	158	128	130
4	Разлож. влаги дутья и шихты . .	59	64	91	66
5	Тепло, уносимое газом и пылью .	385	290	245	320
6	„ „ чугуном	290	290	290	290
7	„ „ шлаком . . .	260	284	250	243
8	Внешние потери тепла	343	316	299	295
9	В т. ч. с охлаждающей водой . .	135	91	76	99

*) Подсчет произведен следующим образом (покажем на пнмере печи № 1):

1) количество тепла, поглощаемого прямым восстановлением на один кг чугуна: $\frac{26{,}61 \cdot 37283 \cdot 1000}{3292{,}1 \cdot 1000} = 301$ кал/кг, где 25,61—углерод, израсходованный на прямое восстановление железа в тонно/атомах, 3292,1—количество чугуна, выплавленного печью за время исследования в тоннах, 37283—тепловой эффект реакции прямого восстановления железа;

2) избытком тепла нагретого дутья сверх затрат на эндотермичеекие процессы в нижних горизонтах печи покрываются 48 кал тепла, израсходованного на прямое восстановление (см. табл. 21, кол. 17), остальное количество тепла 301 — 48 = 253 кал покрывается теплом углерода, сгорающего на фурмах;

3) на покрытие этого количества тепла требуется израсходовать углерода: 253 : 3538 = 0,071 кг/кг чугуна (здесь 3538—тепловое значение углерода на 1-й печи) и

4) температура дутья, при которой теплом дутья покрывается дефицит тепла прямого восстановления полностью, будет равна: 682 : (2,504 . 0,3165 + 0,0263 . 0,384)= = 850°С, где 2,504 и 0,0263—расход дутья и содержание влаги в нем в м³/кг чугуна, 0,3165 и 0,384—теплоемкости воздуха и паров воды при 850°С, 628—тепло, расходуемое в нижних горизонтах печи, включая в него и расход тепла на прямое восстановление Fe,

углерода по печам КМЗ на тонну чугуна и вплотную приблизиться к рекордам американских печей.

Перерасход горючего зависит не только от пониженного нагрева дутья, но в значительной степени и от потерь тепла с более нагретым колошниковым газом при пониженной температуре дутья.

Температура колошникового газа на исследуемых печах держалась на высоком уровне, значительно более высоком, чем на лучших доменных печах Америки. Как показывает таблица 21, в лучших американских печах средняя температура колошникового газа составляет 160—165°С, тогда как печи КМЗ имеют ее в пределах 221—309°С.

Температура колошникового газа находится в зависимости от многих факторов и, прежде всего и главным образом, от:

1) равномерности распределения материалов на колошнике;
2) интенсивности хода плавки;
3) температуры нагрева дутья;
4) относительного расхода горючего на выплавку чугуна;
5) богатства руды железом;
6) содержания влаги в сырых материалах, загружаемых в печь и проч.

Факторы 4—6 на исследуемых печах не выходят из обычных пределов, при которых печи работают с более низкой температурой колошника (исключение представляет фактор 4-й по первой печи), а влияние третьего фактора было отмечено выше.

Пониженный нагрев дутья, с которым работали исследуемые печи, конечно, способствовал повышению температуры колошниковых газов. Однако следует отметить, что есть печи, которые работают с таким же или даже более низким нагревом дутья, но имеют значительно более низкую температуру колошникового газа, например, печь Изабелла по балансу Макоуна (см. табл. 21).

Что касается факторов 1-го и 2-го, то на расмотрении их влияния на нагрев колошника в нашем случае следует остановиться подробно.

Наиболее высокую температуру колошника имеют 1-ая печь (309°) и 4-ая печь (298°), а наиболее низкую — 3-я печь (221°), у второй печи она составляет, примерно, среднюю величину между этими крайними пределами.

Сопоставляя интенсивность хода печей и температуру колошника у них, можно отметить следующее: наименее интенсивно работала печь № 3 (время пребывания шихты —13 часов.), она имела и наиболее низкую температуру колошника (221°). Пепь № 1, работавшая наиболее форсированно (время пребывания шихты 7ч. 7м.), имела и наиболее высокую температуру колошника (309°). Это сопоставление указывает определенно на наличие прямой зависимости температуры колошника от интенсивности хода исследуемых печей. Однако, как показывают данные по печам № 2 и № 4, интенсивность хода не является единственным решающим фактором, определяющим повышенную температуру колошника. Доменная печь № 2 имела интенсивность хода очень близкую к интенсивности хода печи № 1 (время пребывания шихты 7 часов 22 мину-

Таблица 21.

Наименование печей	Состав чугуна					Расход тепла в нижних горизонтах печи (с эндотермическими реакциями) в кал/кг чугуна									Тепло дутья	Превышение 16 над 15-й	Температура нагрева дутья в °С	Температура колошника в °С
						На восстановление трудновосстановимых элементов					Разложение H_2O дутья	Тепло, уносимое охлаждающей водой	Расплавление и перегрев шлака и чугуна	Итого				
	Si	Mn	P	S	C	Si	Mn	P	S	Σ								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Доменная печь № 1 КМЗ . .	0,50	1,72	0,25	0,05	4,46	32,5	26,6	21,1	4,5	84,7	69,1	134,5	92	380,3	429,0	+ 47,9	544	309,0
Доменная печь № 2 КМЗ . .	0,49	1,69	0,24	0,04	4,38	31,2	26,9	19,8	3,7	81,6	63,6	91,2	92	328,4	421,4	+ 83,0	581	257,5
Доменная печь № 3 КМЗ . .	0,89	2,39	0,25	0,03	4,30	58,1	38,4	20,9	6,4	123,8	52,4	75,6	92	343,8	325,7	— 18,1	445	221,0
Доменная печь № 4 КМЗ . .	0,65	2,12	0,24	0,04	4,50	42,0	33,1	19,7	6,0	100,8	66,1	98,6	92	356,5	374,8	+ 13,3	528	298,5
Америк. печь Макоун А. Е. .	1,03	0,89	0,15	0,03	4,70	72,3	14,7	12,8	4,0	103,8	29,8	120,0	92	345,6	354,0	+ 8,4	445	162,0
Американск. печь Матезиус (Павлов)	1,35	0,74	0,071	0,032	4,20	95,0	12,2	6,0	6,2	119,4	99,6	130,0	92	441,0	494,0	+ 53,0	673	165,0

ты) и значительно более низкую температуру колошника (257°); печь № 4, напротив, работала заметно менее интенсивно (время пребывания шихты 8 часов 40 минут), чем печи №№ 1 и 2, а температура колошника на ней значительно выше (298°), чем у 2-ой и близко подходит к температуре колошника у первой печи.

Повышенная температура колошника всех исследуемых печей, по сравнению с указанными выше лучшими американскими печами, об'ясняется высокой форсировкой печей и наличием неудовлетворительного распределения материалов в печах КМЗ.

Это подтверждается и невполне удовлетворительным использованием химической энергии газов. Отношение $CO_2 : CO$ (образовавшихся из кокса) в колошниковом газе у исследуемых печей находится в пределах 0,320—0,368. Американские же печи по балансам Макоуна и Матезиуса имеют его значительно выше, 0,549 в первом случае и 0,516 во втором (см. табл. 21).

Особенно неудовлетворительное распределение материалов имеет место на печи № 1, у которой наименее использованы как физическая, так и химическая энергия газов. Эта печь имеет наивысшую температуру колошника — 309° (при наибольшем количестве влаги в шихте 130 кг/тн чугуна против 95— 117 кг/тн на остальных печах) и наинизшее отношение $CO_2 : CO = 0{,}320$, а в связи с этим и наивысший расход горючего на выплавку чугуна.

Есть основание полагать, что наиболее неудовлетворительное распределение материалов на колошнике доменной печи № 1 является результатом значительного отклонения действительной оси ее от проектной, вследствие неравномерной осадки фундамента печи. По данным исследования осадки фундамента, произведенного в 1931 году, последний осел неравномерно на ю.-з. сторону, причем разница по максимуму и минимуму составляет около 130 мм. Подсчеты показывают, что такая осадка дает отклонение действительной оси от проектной на уровне верхней кромки воронки большого конуса около 310 мм, что не может не сказаться ощутительно на равномерности распределения материалов на колошнике.

Из факторов режима, оказывающих заметное влияние на расход горючего на доменных печах, следует остановиться еще на внешних потерях. Внешние потери тепла на излучение и нагрев охлаждающей воды на исследуемых печах находятся в пределах 345—295 калорий на кг чугуна (см. таблицу 20) и 368—348 калорий на кг кокса.

По данным инженера Рамма*), внешние потери обычно составляют 200—400 калорий на кг чугуна.

Учитывая высокую интенсивность хода исследуемых печей (за исключением печи № 3), следует признать потерю тепла во внешнее пространство у них повышенной. Из данных таблицы 20 видно, что печи 1-го блока имеют повышенную величину внешних потерь, по сравне-

*) „Советская металлургия" за 1936 г. № 4, стр. 19.

Материальный баланс доменной печи № 1 КМЗ

№№ п. п.	Составные части	Магнитогорская руда 1 сорт		Магнитогорская руда 2 сорт		Магнитогорская руда 3 сорт		Тельбесская руда		Агломерат		Марганцевая южная руда		Марганцевая сибирская руда		Мартеновский шлак		Сварочный шлак		Известняк		Скрап		Кокс		Итого		Чугун			Газ		Шлак			Пыль колошниковая балансовая			Пыль колошн. учтенная		Пыль колошн. неучтенная	
		1644 тн.		2526 тн.		145,6 тн		19,2 тн.		1292,5 тн.		99,9 тн.		358,6 тн.		351 тн.		254 тн.		1275,35 тн.		237,75 тн.		3068,8 тн.		11273,7 тн.		3292,1 тн.			4739,383 тн.		1901 тн.			1288,895 тн			790 тн		537,21 тн.	
		%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	Тонн	Тонно-молекул.	%	Тонн	Тонно-молекул.	Тонн	Тонно-атомов	%	Тонно-молекул.	Тонн	%	%	Тонн	Тонн	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43
1	(Fe)	(59,60)	—	(53,02)	—	(47,60)	—	(34,36)	—	(52,50)	—	(2,61)	—	(19,44)	—	(16,43)	—	(51,41)	—	(0,92)	—	80,21	190,699	(0,78)	—	190,699	3,4053	93,02	3062,311	54,6841	—	—	—	—	—	—	(37,85)	(47,9)	—	—	(20,35)
2	Fe_2O_3	77,65	1276,566	71,13	1796,744	64,60	94,704	32,81	6,299	54,11	699,372	3,73	3,726	27,75	99,512	4,30	15,093	13,33	33,358	1,32	16,835	—	—	—	—	4042,709	25,2669	—	—	—	ΣO″ =26,6733x15= =426,773	0″ = 25,2669	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Fe_3O_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4	FeO	6,68	109,819	4,07	102,808	3,04	4,457	14,51	2,786	18,66	241,181	—	—	—	—	17,26	60,583	54,02	137,210	—	—	—	—	—	—	658,844	9,1506	—	—	—	ΣO′ =51,2788x16= =840,461	0 = 51,2788	0,74	14,067	0,1954	(8,7111)	—	—	—	—	—
5	FeS	0,08	1,315	0,1	2,526	0,10	0,147	0,04	0,008	0,17	2,197	—	—	—	—	—	—	0,10	0,254	—	—	0,08	0,190	1,22	37,439	44,076	0,5009	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0647	5,694	0,44	0,30	2,370	3,324	0,62
6	(Mn)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,50	3,566	—	—	3,566	0,0648	1,72	56,624	1,0295	ΣO″ = 2,9060x16 = = 46,496	0″ = 0,9647	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7	MnO_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	47,53	47,483	20,88	74,876	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	122,359	1,4064	—	—	—	—	0′ = 1,4064	—	—	—	—	—	—	—	—	—
8	Mn_3O_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,2536	58,074	4,51	1,46	11,534	46,540	8,66
9	MnO	0,29	4,768	0,09	2,273	0,16	0,234	0,45	0,086	0,97	12,537	4,56	4,556	1,49	5,343	15,85	55,633	2,54	6,452	—	—	—	—	—	—	91,882	1,2937	—	—	—	—	—	3,64	69,196	0,9746	(0,7608)	—	—	—	—	—
10	CaO	0,76	12,494	1,42	35,869	1,54	2,258	13,0	2,496	3,17	40,972	1,97	1,968	2,17	7,782	21,80	76,518	4,50	11,431	52,80	673,385	0,72	1,712	0,53	16,265	883,150	15,7705	—	—	—	—	—	36,76	698,808	12,4787	2,9331	164,254	12,74	2,84	22,436	141,818	26,40
11	MgO	0,30	4,932	0,42	10,609	0,44	0,645	0,93	0,179	2,24	28,952	0,28	0,280	0,47	1,685	6,43	22,569	2,39	6,071	0,04	0,510	—	—	0,18	5,524	81,956	2,0489	—	—	—	—	—	3,44	65,394	1,6349	0,4140	16,560	1,28	0,64	5,056	11,504	2,14
12	(Si)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,51	1,213	—	—	1,213	0,0433	0,50	16,461	0,5879	—	0′ = 1,0892	—	—	—	—	—	—	—	—	—
13	SiO_2	5,35	87,954	7,86	198,544	10,47	15,349	22,39	4,299	14,36	185,603	15,97	15,954	19,39	69,532	21,96	77,080	15,15	38,481	1,12	14,284	13,24	31,478	6,20	190,266	928,824	15,4804	—	—	—	—	—	37,57	714,207	11,9035	3,0323	181,938	14,12	11,95	94,405	87,533	16,29
14	Al_2O_3	2,52	41,429	4,26	107,608	5,93	8,633	8,49	1,630	5,52	71,346	3,83	3,826	7,32	26,250	18,23	28,887	6,76	17,170	0,69	8,800	1,92	4,565	3,27	100,350	420,554	4,1231	—	—	—	—	—	16,82	319,148	3,1348	0,9883	100,807	7,82	5,56	43,924	56,883	10,59
15	(P)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,03	0,071	—	—	0,071	0,0023	0,25	8,230	0,2655	—	0′ = 0,6581	—	—	—	—	—	—	—	—	—
16	P_2O_5	0,05	0,822	0,06	1,516	0,06	0,088	0,17	0,033	0,09	1,163	0,57	0,569	0,90	3,227	2,36	8,284	0,43	1,092	—	—	—	—	0,15	4,603	21,397	0,1506	—	—	—	—	—	—	—	—	0,0190	2,698	0,21	0,1	0,790	1,908	0,36
17	(S)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,07	2,148	2,148	0,0671	0,05	1,646	0,0513	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
18	SO_3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,52	0,519	0,08	0,287	—	—	—	—	0,03	0,383	—	—	0,13	3,989	5,178	0,0647	—	—	—	—	0′ = 0,1941	—	—	—	—	—	—	—	—	—
19	SO_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	10,112	0,158	—	—	—	—	—	—	—	—	—
20	CaS	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,86	1,858	2,22	7,961	0,17	0,597	—	—	—	—	—	—	—	—	0,597	0,0083	—	—	—	—	—	1,39	26,424	0,3670	—	—	—	—	—	—	—
21	C_{tv}	0,93	15,289	1,58	39,911	1,69	2,478	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	41,72	532,076	—	—	0,31	9,513	609,086	13,8428	—	—	—	609,086	тн мол. 13,8428	—	—	—	—	—	—	—	—	—
22	CO	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,33	10,127	10,127	0,3616	—	—	—	10,127	„ 0,3616	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
23	C	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2,03	4,826	82,01	2516,723	2521,549	210,1290	4,46	146,828	12,2357	2284,496	тн ат. 190,3747	—	—	—	7,5186	90,223	7,00	6,4	50,560	39,663	7,38
24	N_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,47	45,111	45,111	1,6111	—	—	—	45,411	тн мол. 1,6111	—	—	—	—	—	—	—	—	—
25	H_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,69	21,175	21,175	10,5875	—	—	—	21,175	„ 10,5875	—	—	—	—	—	—	—	—	—
26	CH_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,04	1,227	1,227	0,0767	—	—	—	1,227	„ 0,0767	—	—	—	—	—	—	—	—	—
27	H_2O хим.	0,89	14,632	1,50	37,890	2,09	3,063	3,00	0,576	—	—	1,35	1,344	2,58	9,251	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	66,761	3,7089	—	—	—	66,761	„ 3,709	—	—	—	—	—	—	—	—	—
28	H_2O гигр.	2,78	45,703	5,64	142,466	8,06	11,816	1,97	0,378	—	—	8,18	8,172	9,42	33,780	0,93	3,264	—	—	—	—	—	—	—	—	361,015	20,0563	—	—	—	361,015	„ 20,056	—	—	—	—	—	—	—	—	—
29	Пр. пр.	1,09	17,920	1,59	40,163	1,41	2,067	1,58	0,303	—	—	8,65	8,641	6,24	22,377	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	91,471	—	—	—	—	91,471	—	—	—	—	—	3,90	30,810	—	—	—
30	Σ	94,37	1633,643	99,72	2518,927	99,59	145,999	99,34	19,073	99,29	1283,323	99,00	98,901	100,91	361,863	99,29	348,508	99,22	252,019	98,59	1257,369	100,24	238,320	100,00	3068,8	11226,745	—	100,00	3292,1	—	4794,611	—	100,36	1907,144	—	—	1288,895	100,0	99,05	782,495	537,210	100
31	Разность ±	—0,63	—10,357	—0,28	—7,023	—0,41	—0,601	—0,66	—0,127	—0,71	—9,177	—1,0	—0,999	+0,91	+3,263	0,71	—2,492	—0,78	—1,981	—1,41	—17,981	+0,24	+0,570	0,00	0,00	—46,955	—	—	—	—	55,227	—	+36	×6,844	—	—	—	—	—	—	—	—
32	Итого	100,0	1644,00	100,00	2526,000	100 00	146,600	100,00	19,200	100,00	1292,500	100,00	99,900	100,00	358,600	00,00	351,000	100,0	254,000	100,00	1275,350	100,00	237,750	100,00	3068,8	11273,700	—	—	—	—	4739,383	—	—	11228,222 —46,955 11275,177	—	—	—	—	—	—	—	—

Материальный баланс доменной печи № 2 КМЗ

№№ п. п.	Составные части	Магнитогорская руда 1 сорт 1855 тн.		Магнитогорская руда 2 сорт 2412 тн.		Тельбесская руда 424 тн.		Агломерат 1060 тн.		Мазульск. марганцев. руда 530 тн.		Окалина 87,0 тн.		Марте новский шлак 376,3 тн.		Скрап 235,5 тн.		Известняк 1167,2 тн.		Кокс 2968 тн		Итого 11115,0 тн.			Чугуны 3411,3 тн.			Газ		Шлак 2156,0 тн.			Балансовой колошниковой пыли			Учтенная колошн. пыль 723,5 тн.		Неучтенная колошн. пыль	
		%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	Тонно-молекул	%	%	Тонн	Тонно-атомов	Тонно-атомов	Тонн	%	Тонн	Тонно-молек.	Тонно-молекул	Тонн	%	%	Тонн	Тонн	%
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39
1	(Fe)	(59,16)	—	(53,21)	—	(34,29)	—	(50,71)	—	(16,74)	—	(68,40)	—	(18,05)	—	85,20	200,616	(0,78)	—	(0,75)	—	200,646	3,583	1,81	93,16	3177,967	56,749	—	—	—	—	—	—	—	(36,69)	(43,6)	—	—	(8,71)
2	Fe_2O_3	78,06	1448,013	70,57	1702,148	32,81	139,114	51,19	542,614	23,91	126,723	36,05	31,364	3,13	11,778	—	—	1,12	13,073	—	—	4014,827	26,093	36,26	—	—	—	0II=25,093--20	ΣOII=26,470x16=	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Fe_3O_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	=423,520	—	—	—	1,8927	439,106	49,78	60,07	420,136	18,970	10,32
4	FeO	5,74	106,477	4,83	116,500	14,51	61,522	19,03	201,718	—	—	55,49	48,276	20,41	76,803	—	—	—	—	—	—	611,296	8,490	5,52	—	—	—	O = 53,166	O=53,166x16=	0,79	17,032	0,236	(5,733)	—	—	—	—	—	—
5	FeS	0,09	1,670	0,08	1,930	0,04	0,170	0,13	1,378	—	—	—	—	—	—	0,11	0,259	—	—	1,18	35,022	40,429	0,459	0,37	—	—	—	—	= 850,656	—	—	—	0,055	4,840	0,55	0,16	1,158	3,682	2,60
6	(Mn)	—	—	—	—	—	—	—	—	(15,04)	—	—	—	—	—	0,87	2,049	—	—	—	—	2,049	0,037	0,02	1,69	57,561	1,048	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7	MnO_2	—	—	—	—	—	—	—	—	22,61	119,833	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	119,833	1,377	1,08	—	—	—	OII = 1,377	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
8	Mn_3O_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
9	MnO	0,35	6,492	0,23	5,548	0,45	1,908	1,70	18,020	0,97	5,141	0,69	0,600	15,60	58,703	—	—	—	—	—	—	96,412	1,358	0,87	—	—	—	O' = 1,011	ΣO' = 2,898	3,60	77,616	1,093	(0,631)	—	—	—	—	—	—
10	CaO	0,67	12,428	1,32	31,838	13,0	55,119	3,26	34,556	1,97	10,441	0,06	0,052	20,42	78,841	0,72	1,696	53,72	627 020	0,49	14,543	864,534	15,438	7,81	—	—	—	—	46,368	36,12	778,747	13,906	1,1649	65,234	7,40	3,60	26,046	39,188	21,33
11	MgO	0,14	2,597	0,32	7,718	0,93	3,943	2,16	22,896	0,41	2,173	0,12	0,104	6,14	23 105	—	—	0,11	1 284	0,14	4,155	67,975	1,699	0,61	—	—	—	—	—	3,02	65,111	1,628	0,071	2,840	0,32	0,43	2,532	0,308	0,17
12	(Si)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,67	1,578	—	—	—	—	1,578	0,050	0,01	0,49	16,715	0,597	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
13	SiO_2	5,14	95,347	8,27	199,472	22,39	94,934	13,96	147,976	22,99	121,847	0,83	0,722	21,08	79,324	8,66	20,394	0,97	11,322	6,86	203,605	974,943	16,249	8,80	—	—	—	O' = 1,082	—	37,82	815,399	13,590	2,118	127,080	14,41	14,12	109,294	17,686	9,62
14	Al_2O_3	2,81	52,126	5,33	128,560	8,49	35,998	8,30	87,980	7,90	41,870	1,53	1,331	8,59	32,324	1,04	2,449	0,56	6,536	3,49	103,583	492,757	4,831	3,45	—	—	—	—	—	16,88	363,933	3,568	1,263	128,826	14,60	7,92	64,536	64,250	34,93
15	(P)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,11	0,259	—	—	—	—	0,259	0,008	0,003	0,24	8,187	0,264	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
16	P_2O_5	0,06	1.113	0,09	2,171	0,17	0,721	0 16	1,696	0,79	4,187	0,07	0,061	2,29	8,617	—	—	—	—	0,13	3,858	22,424	0,158	0,20	—	—	—	O' = 0,640	—	—	—	—	0,030	4,260	0,48	0,27	1,953	2,307	1,26
17	(S)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,05	1,484	1,484	0,046	0,01	0,04	1,365	0,0427	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
18	SO_3	—	—	—	—	—	—	—	—	0,04	0,212	—	—	—	—	—	—	0,03	0,350	0,13	3,858	4,420	0,055	0,04	—	—	—	O' = 0,165	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
19	SO_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,095	6,093	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
20	CaS	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,19	0,715	—	—	—	—	—	—	0,715	0,0099	0,007	—	—	—	—	—	1,26	27,166	0,377	—	—	—	—	—	—	—
21	CO_2	0,68	12,614	1,39	33,527	—	—	—	—	2,00	10,600	—	—	—	—	—	—	41,99	490,107	0,50	14,840	561,688	12,766	5,07	—	—	—	тн/мол. 12,766	561,688	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
22	CO	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,53	15,730	15,730	0,562	0,14	—	—	—	. 0,562	15,730	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
23	C	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2,65	6,241	—	—	80,97	2403,190	2409,431	200,786	21,76	4,38	149,415	12,451	тц/ат. 183,189	2198,268	—	—	—	5,146	61,746	7,0	6,82	49,343	12,433	6,75
24	N_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,36	40,366	40,366	1,441	0,36	—	—	—	тн/мол. 1,441	40,366	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
25	H_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,58	17,214	17,214	8,607	0,16	—	—	—	. 8,607	17,214	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
26	CH_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,06	1,782	1,782	0,1114	0,02	—	—	—	. 0,1114	1,782	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
27	H_2O хим.	0,99	18,365	1,90	45,828	—	—	—	—	2,79	14,787	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	78,980	4,388	0,71	—	—	—	. 4,338	78,980	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
28	H_2O гигр.	2,76	51,198	3,99	96,239	1,97	8,353	—	—	8,19	43,407	3,80	3,306	1,77	6,661	—	—	0,24	2,801	3,53	104,770	316,735	17,596	2,86	—	—	—	. 17,596	316,735	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
29	Пр. пр.	1,70	31,535	1,16	27,979	4,57	19,377	—	—	6,76	35,828	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	114,719	—	1,04	100,0	3411,3	—	—	114,719	—	—	—	—	—	—	3,10	23,007	—	—
30	Σ	99,19	1839,975	99,48	2399,458	99,33	421,159	99,89	1058,834	101,33	537,649	98,64	85,816	99,62	374 371	100,03	235,57	98,74	1152,493	100,0	2968,0	11073,226	—	—	—	—	—	—	4672,119	99,49	2145,004	—	—	882,081	100	99,70	721,329	183,769	100,00
31	Разность ±	— 0,81	— 15,025	— 0,52	— 12,542	— 0,67	— 2,841	— 0,11	— 1,166	+ 1,33	+ 7,049	— 1,36	— 1,184	— 0,38	— 1,429	+ 0,03	+ 0,071	— 1,36	— 14,707			— 41,774	—	—	—	—	—	—	— 36,691	—	—	—	—	—	—	0,30	— 2,171	—	—

11115,00

1635,428
11073,810
+ 41,774
1115,584

Материальный баланс доменной печи № 3 КМЗ

№№ п-п.	Составные части	Магнитогорская руда 1-й сорт 1607,5 тн		Магнитогорская руда 2-й сорт 2406,3 тн		Магнитогорская руда 3-й сорт 402,5 тн		Агломерат 1774,5 тн		Марганец 257,2 тн		Мартеновский шлак 586,8 тн		Известняк 1061,65 тн		Сварочный шлак 147,5 тн		Скрап 318,5 тн		Кокс 3225,0 тн		Итого 11786,850 тн		Чугун 3789,2 тн			Газ 5009,042 тн		Шлак 2102,3 тн			Колошниковая пыль по балансу 905,001 тн			Учтенная пыль 758,0 тн		Неучтенная пыль —	
		%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	Тонн	%	%	Тонн	Тонно-молекул	Тонно/атомов	Тонн	Тонно-молекул	Тонн	%	Тонно/молекул	Тонн	%	%	Тонн	%	Тонн
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39
1	(Fe)	(62,38)	—	(52,8)	—	(49,15)	—	(54,03)	—	(2,04)	—	(19,05)	—	(0,7)	—	(55 73)	—	77,07	245,468	—	—	245,468	4,383	92,14	3491,369	62,346	0—57,963	Σ0″=28,594	—	—	—	(7,190 тн.ат.)	—	—	—	—	—	—
2	Fe_2O_3	84,26	1354,480	70,50	1696,442	65,70	264,443	54,98	975,620	2,92	7,510	5,77	33,858	1,00	10,610	10,00	14,750	—	—	—	—	4357,713	27,236	—	—	—	0″—27,236	или 457,504 т.	—	—	—	2,361	547,752	60,55	65,26	494,671	—	53,084
3	FeO	4,34	69,765	4,37	105,155	3,97	15,979	19,91	355,303	—	—	19,30	113,252	—	—	62,65	92,409	—	—	—	—	749,865	10,415	—	—	—	—	—	0,207	14,926	0,71	—	—	—	—	—	—	—
4	FeS	0,06	0,964	0,08	1,925	0,16	0,664	0,11	1,952	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,12	36,120	41,605	0,473	—	—	—	—	Σ0 =57,963	—	—	—	0,107	9,416	1,04	0,25	1,895	—	—
5	(Mn)	(0,03)	—	(0,07)	—	—	—	—	—	(37,63)	—	(11,70)	—	—	—	(2,62)	—	0,71	2,261	—	—	2,261	0,041	2,39	90,562	1,646	0′=1,605	или 927,408	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
6	MnO_2	—	—	—	—	—	—	—	—	45,93	118,132	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	118,132	1,358	—	—	—	0″=1,358	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
7	Mn_3O_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Σ0′= 4,916	—	—	—	0,251	57,459	6,35	4,09	31,002	—	—
8	MnO	0,04	0,643	0,09	2,166	0,06	0,241	0,94	16,689	11,10	28,549	15,11	88,665	—	—	3,38	4,986	—	—	—	—	141,930	1,999	—	—	—	—	или 78,656 т.	0,998	70,847	3,37	—	—	—	—	—	—	—
9	CaO	0,56	9,002	0,88	21,175	1,52	6,188	2,04	36,200	1,47	3,781	22,47	131,854	53,61	568,829	1,43	2,109	0,18	0,573	0,49	15,803	795,444	14,204	—	—	—	—	—	13,582	760,612	36,18	0,200	11,200	1,24	2,60	19,708	—	—
10	MgO	0,15	2,411	0,17	4,091	0,22	0 885	1,52	26,972	0,21	0,540	7,07	41,487	0,19	2,016	2,00	2,950	—	—	0,12	3,870	85,222	2,131	—	—	—	—	—	2,076	83,041	3,95	0,055	2,200	0,25	0,28	2,124	—	—
11	(Si)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,74	2,357	—	—	2,357	0,084	0,89	33,724	1,204	0′=2,240	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
12	SiO_2	3,32	53,369	8,18	196,835	9,95	40,049	12,49	221,635	13,26	34,105	21,45	125,869	0,94	9,974	14,10	20,796	15,08	48,080	5,37	173,183	923,845	15,397	—	—	—	—	—	12,509	750,521	35,7	1,769	106,140	11,73	11,23	85,123	—	—
13	Al_2O_3	2,08	33,456	5,05	121,518	7,05	28,376	6,95	123,328	3,43	8,822	6,57	38,553	0,53	5,624	6,50	9,588	2,18	6,943	3,09	99,653	475,841	4,665	—	—	—	—	—	3,652	372,528	17,72	1,013	103,326	11,42	6,38	48,360	—	—
14	(P)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,05	0,159	—	—	0,159	0,005	0,25	9,473	0,305	0′=0,750	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
15	P_2O_5	0,05	0,804	0,06	1,444	0,07	0,282	0,15	2,662	0,32	0,823	2,36	13,848	0,05	0,531	0,16	0,236	—	—	0,14	4,515	25,145	0,177	—	—	—	—	—	—	—	—	0,027	3,824	0,42	0,19	1,440	—	—
16	(S)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,02	0,064	0,09	2,902	2,966	0,093	0,03	1,137	0,036	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
17	SO_3	—	—	—	—	—	—	—	—	0,15	0,386	—	—	0,05	0,531	—	—	—	—	0,17	5,483	6,400	0,107	—	—	—	0′=0,321	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
18	CaS	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,23	1,350	—	—	—	—	—	—	—	—	1,350	0,019	—	—	—	—	—	0,441	31,745	1,51	—	—	—	—	—	—	—
19	CO_2	0,56	9,002	0,82	19,732	1,37	5,514	—	—	1,32	3,395	—	—	42,41	449,991	—	—	—	—	0,40	12,900	500,534	11,376	—	—	—	11,376 т. м.	500,534	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
20	CO	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,42	13,545	13,545	0,484	—	—	—	0,484 т. м.	13,545	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
21	C	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3,42	10,893	83,07	2679,007	2689,900	224,158	4,30	162,935	13,578	205,273 т. а.	2463,276	—	—	—	5,307	63,684	7,0	6,58	49,407	—	—
22	N_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,37	44,182	44,182	1,578	—	—	—	1,578 т. м.	44,182	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
23	H_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,50	16,125	16,125	8,062	—	—	—	8,062 т. м.	16,125	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
24	CH_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,05	1,612	1,612	0,101	—	—	—	0,101 т. м.	1,612	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
25	H_2O хим	0,73	11,735	1,78	42,832	2,40	9,660	—	—	1,21	3,112	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	67,339	3,741	—	—	—	3,741 т. м.	67,339	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
26	H_2O гигр.	2,19	35,204	6,28	151,116	6,56	26,163	0,50	8,873	12,24	31,481	—	—	0,60	6,366	—	—	—	—	3,6	116,100	375,303	20,850	—	—	—	20,550 т. м.	375,503	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
27	Пр. пр.	1,9	30,543	2,03	48,847	1,90	7,648	—	—	6,00	15,432	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	102,470	—	—	—	—	—	102,470	—	—	—	—	—	—	2,36	17,889	—	—
28	Σ	100,24	1611,358	100,29	2413,278	100,87	406,002	99,59	1767,225	99,56	256,068	100,33	588,736	99,38	1051,472	100,22	147,824	99,45	316,748	100,00	3225,000	11786,711	—	100,00	3789,200	—	—	5047,954	—	2084,220	99,14	—	905,001	100,0	99,17	751,709	—	—
29	Разность±	+0,24	+3,858	+0,29	+6,978	+0,87	+3,502	—0,41	—7,275	—0,44	—1,132	+0,33	+1,936	—0,62	—6,578	+0,22	+0,324	—0,55	—1,752	—	—	0,139	—	—	—	—	После поправ.	5009,042	—	—18,080	—1,86	—	—	—	—0,83	—6,291	—	—
30	Итого	100,00	1607,5	100,00	2406,3	100,00	402,5	100,00	1774,5	100,00	257,2	100,00	586,8	100,00	1061,65	100,00	147,5	100,00	318,5	100,00	3225	11786,850	100,0	100,00	3789,200	—	—	—	—	102,3	100,0	—	—	—	—	—	—	—

Материальный баланс доменной печи № 4 КМЗ

№№ п-п.	Составные Части	Магнитогорская руда 1-й сорт 2121 тн		Магнитогорская руда 2-й сорт 2752,1 тн		Агломерат 2424 тн		Марганцевая руда южная 272,5 тн		Мартеновский шлак 606,0 тн		Известняк 1231,1 тн		Скрап 335,0 тн		Кокс 3636,0 тн		Итого 13377,7 тн			Чугун 4273,4 тн			Газ 5501,999 тн		Шлак 2307,08 тн.			Расчетная колошниковая пыль 1228,633 тн			Учтенная колошн. пыль 71 тн		Неучтен. колошн. пыль 539,077 тн	
		%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	%	Тонн	Тонн	Тонно-молекул	%	%	Тонн	Тонно-атомов	Тонно-атомов	Тонн	%	Тонн	Тонно-молекул	Тонно-молекул	Тонн	%	%	Тонн	Тонн	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36
1	(Fe)	(62,81)		(53,48)		(51,93)		(1,75)		(16,30)		(0,55)		(79,39)	265,957	(0,23)	—	265,957	4,749	(33,00)	92,45	3950,759	70,549	—	—	—	—	—	(8,924)	—	(40,45)	(47,36)	—	—	(26,16)
2	Fe_2O_3	84,38	1789,700	71,51	1968,027	50,35	1220,484	2,43	6,662	3,22	19,513	0,79	9,726	—	—	—	—	5014,072	31,338	37,63	—	—	—	0^{II}=31,338	ΣO^{II}=32,898×16= =526,368	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Fe_3O_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		—	—	—	2,937	681,384	55,16	65,40	469,572	211,812	40,29
4	FeO	4,74	100,535	4,27	117,515	21,38	518,251	—	—	18,07	109,504	—	—	—	—	—	—	845,805	11,747	6,35	—	—	—	0 =65,800	—	0,72	16,611	0,231	—	—	—	—	—	—	—
5	FeS	0,08	1,697	0,15	4,128	0,08	1,939	0,08	0,218	—	—	—	—	0,22	0,737	1,05	38,178	46,897	0,532	0,35	—	—	—	—	ΣO=65,800×16= =1052,800	—	—	—	0,112	9,856	0,80	0,25	1,795	8,061	1,50
6	(Mn)	—	—	—	—	—	—	(39,76)	—	—	—	—	—	1,47	4,925	—	—	4,925	0,090	0,04	2,12	90,596	1,647	—		—	—	—	(1,236)	—	—	—	—	—	—
7	MnO_2	—	—	—	—	—	—	49,82	135,759	—	—	—	—	—	—	—	—	135,759	1,560	1,02	—	—	—	0^{II}= 1,560		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
8	Mn_3O_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		—	—	—	0,412	94,348	7,64	3,47	24,915	69,433	12,88
9	MnO	0,016	0,339	0,078	2,146	1,55	37,572	10,68	29,103	15,14	91,748	—	—	—	—	—	—	160,908	2,266	1,21	—	—	—	0^{I}= 1,557	ΣO^{I}=4,516×16= =72,256	3,18	73,365	1,033	—	—	—	—	—	—	—
10	CaO	0,43	9,120	1,096	30,163	3,44	83,386	1,59	4,333	25,20	152,713	53,34	656,669	0,21	0,703	0,48	17,453	954,540	17,045	7,16	—	—	—	—		35,71	823,858	14,712	1,876	105,056	8,50	3,09	22,186	82,870	15,37
11	MgO	0,078	1,654	0,12	3,303	1,40	33,936	0,02	0,055	7,13	43,208	0,08	0,985	—	—	0,39	14,180	97,321	2,433	0,73	—	—	—	—		3,96	91,360	2,284	0,149	5,960	0,48	0,46	3,303	2,657	0,49
12	(Si)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,65	2,177	—	—	2,177	0,078	0,02	0,65	27,777	0,992	0^{I}= 1,828		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
13	SiO_2	3,04	64,478	7,25	199,527	12,97	314,393	13,27	36,160	21,65	131,199	0,90	11,080	13,34	44,689	6,35	230,886	1032,412	17,207	7,74	—	—	—	—		37,55	866,309	14,438	1,855	111,300	9,01	11,12	79,842	31,458	4,83
14	Al_2O_3	2,35	49,844	4,68	128,798	7,25	175,740	4,51	12,290	5,90	35,754	0,47	5,786	1,57	5,260	3,54	128,714	542,185	5,316	4,07	—	—	—	—		17,69	408,122	4,001	1,315	134,130	10,86	6,06	43,511	90,619	16,81
15	(P)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,12	0,402	—	—	0,402	0,013	0,003	0,24	10,256	0,331	0^{I}= 0,795		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
16	P_2C_5	0,086	1,824	0,096	2,642	0,13	3,151	0,38	1,035	2,37	14,362	0,07	0,862	—	—	0,15	5,454	29,330	0,207	0,22	—	—	—	—		—	—	—	0,948	6,816	0,55	0,16	1,149	5,667	1,05
17	(S)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,13	4,727	4,727	0,148	0,036	0,04	1,709	0,053	—		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
18	SO_3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,05	0,615	—	—	0,23	8,363	8,978	0,112	0,07	—	—	—	0^{I}= 0,336		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
19	SO_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Тн/мол.=0,170	10,880	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
20	CaS	—	—	—	—	—	—	—	—	0,20	1,212	—	—	—	—	—	—	1,212	0,017	0,01	—	—	—	—	—	1,48	34,145	0,474	—	—	—	—	—	—	—
21	CO_2	0,45	9,546	0,99	27,246	—	—	1,27	3,461	—	—	42,41	519,647	—	—	0,52	18,907	578,807	13,155	4,34	—	—	—	Тн/мол. 13,155	578,807	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
22	CO	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,54	19,634	19,634	0,701	0,15	—	—	—	„ 0,701	19,634	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
23	C	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2,44	8,174	82,10	2985,156	2993,330	249,444	22,46	4,50	192,303	16,025	Тн/ат. 226,213	2714,554	—	—	—	7,206	86,473	7,0	6,96	49,973	36,500	6,78
24	N_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,09	39,633	39,633	1,415	0,30	—	—	—	Тн/мол. 1,415	39,633	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
25	H_2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,57	20,725	20,725	10,363	0,155	—	—	—	„ 10,363	20,725	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
26	CH_4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,06	2,182	2,182	0,136	0,016	—	—	—	„ 0,136	2,182	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
27	H_2O хим.	0,83	17,604	1,65	45,410	—	—	1,59	4,333	—	—	—	—	—	—	—	—	67,347	3,742	0,50	—	—	—	„ 3,742	67,347	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
28	H_2O гигр.	1,98	41,996	5,00	137,605	0,36	8,726	7,66	20,874	1,72	10,423	1,18	14,527	—	—	2,80	101,808	355,959	18,664	2,52	—	—	—	„ 18,664	335,959	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
29	Пр. пр.	1,97	41,783	2,20	60,546	—	—	6,44	17,549	—	—	—	—	—	—	—	—	119,878	—	0,90	—	—	—	—	119,878	—	—	—	—	—	—	2,94	21,108	—	—
30	Σ	100,43	2130,120	99,09	2727,056	98,91	2397,578	99,74	271,792	100,60	609,636	99,09	1219,897	99,41	333,024	100,0	3636,000	13325,103	—	100,00	100,00	4273,4	—	—	5561,023	100,26	2313,770	—	—	1235,323	100,0	99,91	717,354	539,077	100,0
	Разность ±	+0,43	+9,120	—0,91	—25,044	—1,09	—26,422	—0,26	—0,708	+0,60	+3,636	—0,91	—11,203	—0,59	—1,976	—	—	52,597	—	—	—	—	—	—	+59,0204	+0,26	+6,690	—	—	+6,690	—	—0,09	—	—	—
	Итого	100,00	2121,000	100,00	2752,100	100,00	2424,000	100,00	272,500	100,000	606,000	100,00	1231,100	100,00	335,000	100,0	3636,00	13377,700	—	—	—	4273,4	—	—	5501,999	100,00	2307,080	—	—	1228,633		—	—	—	—

(4273,4+5501,999+2313,770+1235,323)= 13324,492
−52,597
13377,089

нию с печами второго блока, что можно об'яснить меньшим их об'емом.

Наибольшие внешние потери имеет печь № 1 (343 кал/кг чугуна), несмотря на то, что она работала наиболее интенсивно. Это ненормальное положение следует об'яснить наиболее изношенной огнеупорной кладкой у нее, что находит подтверждение в наиболее высоком нагреве охлаждающей воды по д. п. № 1, по сравнению со всеми остальными печами.

Средняя разность температур отходящей и поступающей воды у печи № 1 составила (см. табл. 19) 7,6° при расходе воды 17,7м³/тн чугуна, тогда как у других печей она находится в пределах 4,0—6,0° при расходе воды 18,9—15,2 м³/тн чугуна.

Повышенная потеря тепла во внешнее пространство на доменной печи № 1 является также одной из причин повышенного расхода горючего на ней, по сравнению с другими печами цеха.

Выводы

1. Работа доменных печей №№ 1, 2 и 4 за исследуемый период проходила интенсивно и ровно, что обеспечило достижение на них высокой производительности и хорошего использования полезного об'ема. Вследствие искаженности профиля печи № 3 настылями, она работала медленно, что обусловило низкую ее производительность и плохое использование полезного об'ема. Однако это же обстоятельство позволило добиться сравнительно ровного хода печи и вполне удовлетворительного показателя расхода кокса при плохом профиле.

2. Физическое качество плавильных материалов, применявшихся на печах, не находится в соответствии со степенью форсировки печей, оно обусловило повышенный вынос колошниковой пыли и способствовало повышенному расходу металлосодержащей шихты и горючего на единицу чугуна.

3. Расход горючего на выплавку чугуна на печах №№ 2, 3 и 4 можно оценить как удовлетворительный, на печи № 1 повышенным. Расход кокса по всем печам можно значительно снизить, увеличив соответственно их производительность путем:

а) улучшения физического и химического качества кокса, для чего необходимо: повысить прочность его, доведя барабан до 320 кг, повысить содержание твердого углерода до 85% и снизить содержание золы до 8—10%. Нужно давать кокс равномерный по химическому составу и механическим свойствам;

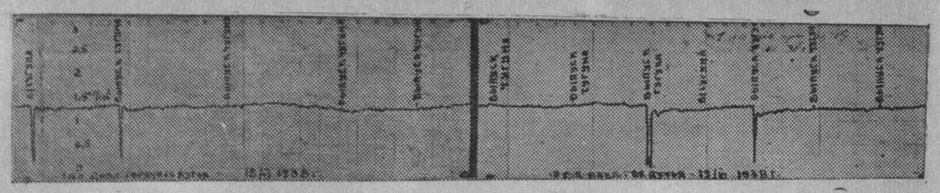
б) дальнейшего улучшения подготовки магнитогорской руды и увеличения агломерата в шихте. Необходимо упразднить в магнитогорской руде 1-го сорта присутствие кусков размером выше 75 мм и сократить до минимальных пределов (не выше 10%) количество тонкой мелочи (с 3 мм) в магнитогорской руде 2-го сорта и совершенно исключить из доменной шихты магнитогорскую руду 3-го сорта, а также не сортированную 2-го сорта;

в) повысить температуру нагрева дутья до 800—850°С, сохраняя ровный ход печей и

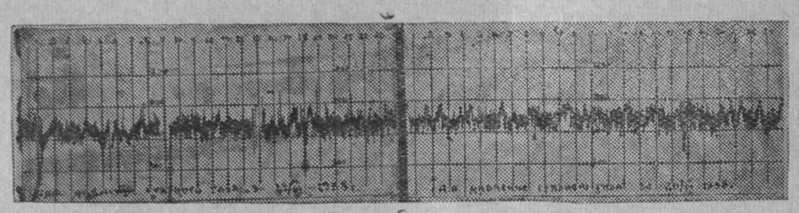
г) улучшить распределение материалов на колошнике путем подбора оптимальной по величине колоши, соответствующей размеру колошника, и отыскания наиболее рациональной загрузки руд в печь по сортам и классам, обеспечивающей хорошую газопроницаемость шихты и наилучшее использование тепловой и химической энергии газа.

Два последние мероприятия требуют проведения специальных исследовательских работ.

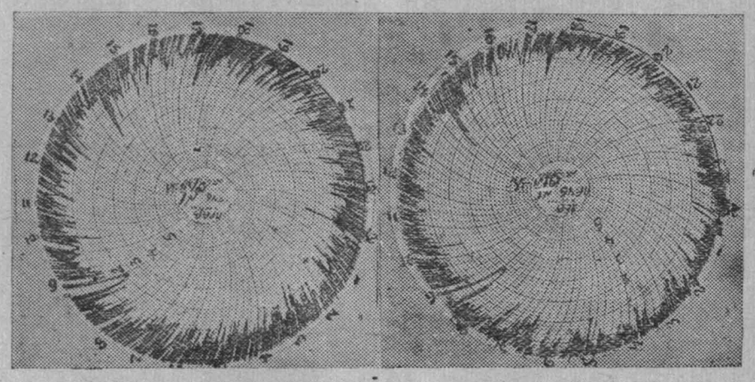
К статье А. Н. Редько и П. Н. Набойщикова „Материальные и тепловые балансы доменных печей КМЗ“.



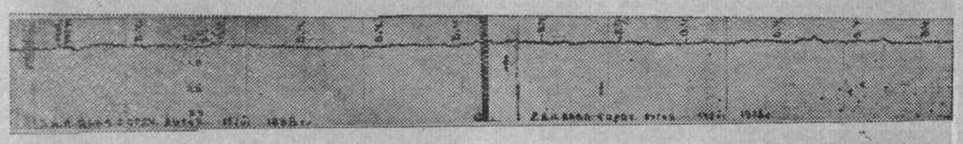
Фиг. 1. Давление горячего дутья д. п. № 1 за 18 и 19 июня 1938 г.



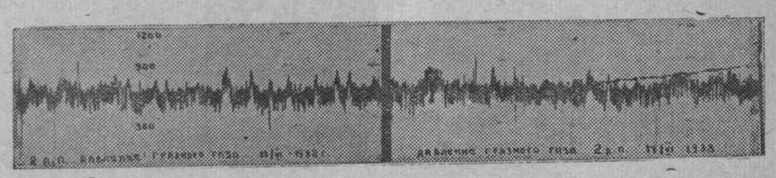
Фиг. 2. Давление грязного газа на колошнике д. п. № 1 за 18 и 20 июня 1938 г.



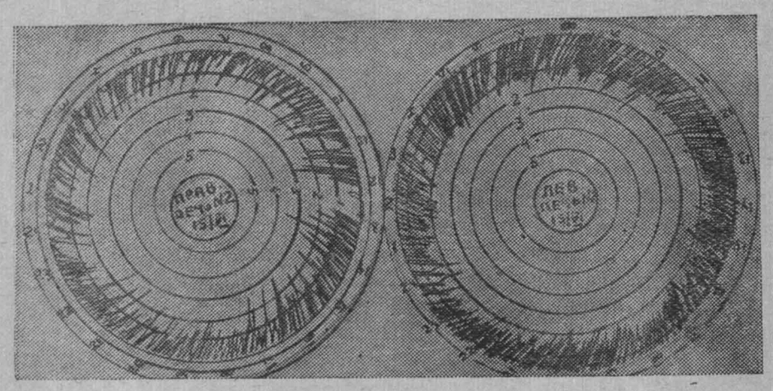
Фиг. 3. Диаграммы уровня шихты на колошнике д. п. № 1



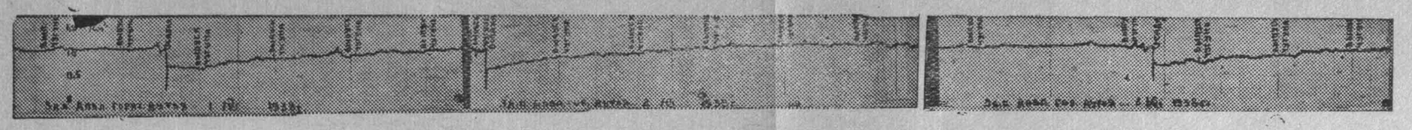
Фиг. 4. Давление горячего дутья д. п. № 2 за 13 и 14 июня 1938 г.



Фиг. 5. Давление грязного газа на колошнике д. п. № 2 за 13 и 14 июня 1938 г.



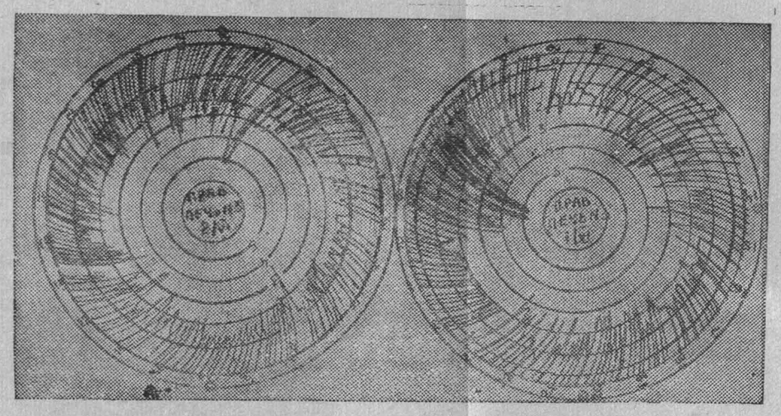
Фиг. 6. Диаграммы уровня шихты на колошнике д. п. № 2 за 15 июня 1938 г.



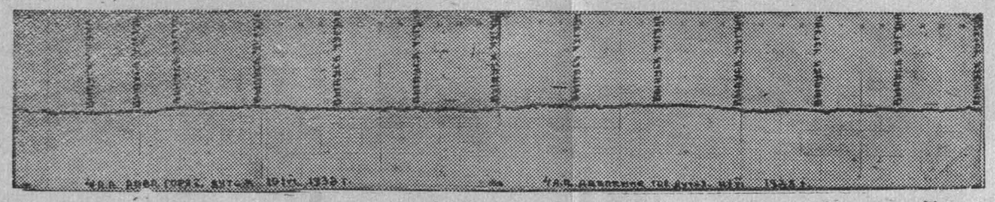
Фиг. 7. Давление горячего дутья д. п. № 3 за 1, 2 и 3 июня 1938 г.



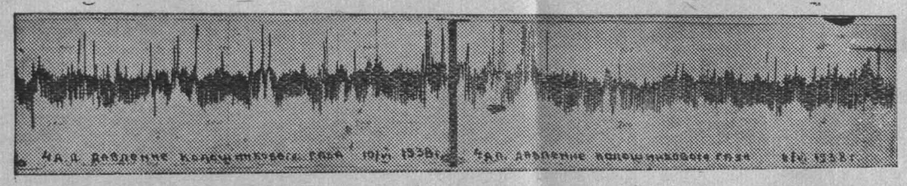
Фиг. 8. Давление грязного газа на колошнике д. п. № 3 за 1, 2 и 3 июня 1938 г.



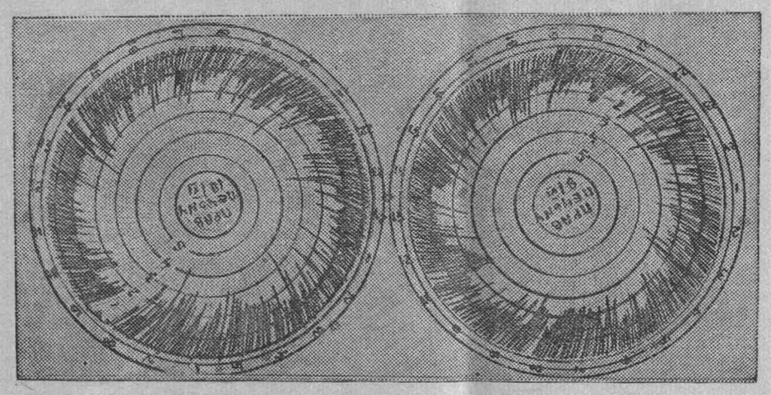
Фиг. 9. Диаграммы уровня шихты на колошнике д. п. № 3 за 1 и 2 июня 1938г.



Фиг. 10. Давление горячего дутья д. п. № 4 за 10 и 11 июня 1938 года.



Фиг. 11. Давление грязного газа в колошнике д. п. № 4 за 6, 9, 10 и 11 июня 1938 года



Фиг. 12. Диаграммы уровня шихты на колошнике д. п. № 4 за 9 и 10 июня 1938 г.

Новосибирская областная
научная библиотека
№_____

№ 318041
Новосибирская областная
научная библиотека

Инженер Б. Н. ЖЕРЕБИН.
Доменный цех КМЗ

К вопросу практического регулирования хода доменных печей

Ровный ход доменных печей является главным условием получения хороших качественных и количественных показателей. Он может быть достигнут только при правильном распределении плавильных материалов как при загрузке, так и дальнейшем их движении; правильном режиме горна, увязанном с работой верха печи и, наконец, правильной текущей регулировкой дутьевого и температурного режимов.

Практика показывает, что умелое использование указанных факторов настолько повышает степень ровности хода, что искусственная осадка должна рассматриваться как расстройство хода, а самый факт допуска ее—как неумение своевременно и полно сделать анализ состояния и условий работы печи.

Наличие данных о движении плавильных материалов в доменной печи и работы горна дает возможность применить новые методы регулировки. Это значительно облегчит использование резервов, скрывающихся за неправильным ведением печей, и борьбу с преждевременным износом кладки или, наоборот, образованием настылей, резко ухудшающих все показатели работы.

Успешное разрешение задачи правильного управления ходом доменных печей определяют следующие основные моменты:

1. Сохранение профиля печи(т. е. не допускать искажения его настылями или неравномерным разгаром кладки).

2. Надлежащее расположение материалов на колошнике с сохранением постоянной зоны шлакообразования, максимальной проницаемости шихты и полного использования химической и физической энергии газов.

3. Правильно выбранные дутьевой и температурный режимы, соответствующие данному качеству сырых материалов.

Работа большинства наших доменных печей, проплавляющих большой процент несортированных руд и работающих часто на слабом, мусористом коксе (например, печи Кузнецкого завода), осложняется большой склонностью к получению неровного хода и подвисаний. Этому способствует различная скорость движения материалов в печи (меньшая непосредственно около стенок, т. е. именно там, где образуются первичные очаги подвисания).

Борьба с подвисаниями должна итти по линии создания условий для образования постоянного, в меру развитого, устойчивого периферийного хода, препятствующего образованию зависаний даже при на-

личии некоторого перемещения зоны шлакообразования.

Практическое разрешение этой задачи может быть достигнуто рядом конкретных мероприятий, главными из которых являются:

1. Обеспечение любыми средствами ровного хода (не допускать резких колебаний давления дутья, естественных и искусственных осадок и, тем более, резких глубоких обрывов).

2. Обеспечение максимального постоянства шихты, заданного ее уровня, температуры и количества дутья.

3. Сохранение оптимального, для данных условий работы, давления горячего дутья, не допуская даже в условиях ровного хода продолжительного повышения или понижения его против установленной величины.

4. Закрытие на полном ходу чугунных леток, т. к. всякое снижение давления на выпусках означает по существу осадку, нарушающую распределение материалов и вызывающую простои, а в отдельных случаях и расстройство хода.

5. Установление строгого порядка в наборе плавильных материалов и подаче их в печь. Обеспечение хорошей проницаемости шихты путем правильно выбранной, для данных условий работы, системы загрузки. Надлежащий контроль за работой засыпного аппарата в целом и распределительного устройства в особенности. Категорическое запрещение работы на неполной печи, вызывающей дезорганизацию режима колошниковой части печи, образование настылей и разрушение кладки шихты.

Основной причиной движения шихты служит сгорание кокса на фурмах. Освобождающееся пространство заполняется вышележащим материалом, образуя своеобразную воронку, через которую двигается шихта. Движение газа непосредственно связано с движением материалов и будет лучшим там, где шихта, вследствие более быстрого схода, лучше проницаема. Отсюда вытекает важность сохранения постоянства в распределении и движении шихты, как фактора, влияющего непосредственно на направление газового потока.

Наличие раз'единенности областей горения перед каждой фурмой и замедленного схода материалов в междуфурменных пространствах и в центре печи обуславливает неравномерность движения шихты в различных местах поперечного сечения печи. Размер указанных выше воронок равен размеру окислительной зоны перед фурмами. Это обстоятельство делает очевидным все значение размеров зоны горения для ровной работы печи, которая будет в прямой зависимости от пространства, охваченного этой зоной.

Исследования бригады ЦИМ на Магнитогорском заводе в 1934 и 1935 гг. показали, что глубина окислительной зоны не является постоянной и зависит от количества и температуры дутья, а также и от его упругости.

Поэтому существующее в практике представление о необходимости соблюдения при любых условиях одной и той же системы загрузки, а также сохранение неизменным дутьевого режима при подвисаниях и стремление держать всегда наиболее высокую температуру дутья, не увязывая этого со всей обстановкой работы печи,—слу-

жит основной причиной, нарушающей ровность хода.

Устранение этого недостатка может быть сделано путем внедрения твердых регламентированных дутьевого и температурного режимов, направленных к сохранению постоянной зоны горения при различных обстоятельствах работы, как мероприятий, обеспечивающих хороший сход материалов, постоянство в расположении зоны шлакообразования и в распределении газового потока.

Основными условиями, необходимыми для решения указанной задачи, являются:

I. Дутьевой режим

1. Для каждой доменной печи в соответствии с ее размерами и условиями работы должно быть определено оптимальное количество дутья, факторами определения которого должны быть:

а) обеспечение выполнения плана, при установленном количестве дутья;

б) наименьшее, при данных условиях, пребывание материалов в печи и

в) наименьший коэфициент расхода кокса.

Установленное количество дутья не должно превышаться, несмотря на кажущуюся иногда к этому возможность, т. к. последствием будет нарушение ровности хода печи вследствие передува.

2. В соответствии с принятым количеством должно быть установлено максимальное давление горячего дутья, превышение которого следует избегать, т. к. это будет указывать на ненормальное противодавление горна, приводящее к ухудшению процесса горения кокса на фурмах и созданию предпосылок к подвисанию.

Наличие нормального давления служит одним из основных признаков, дающих возможность увеличения воздуха, если его по каким-либо причинам недостаточно. Аналогично следует поступить и при излишнем нагреве печи, оставляя имеющийся температурный режим и добиваясь нормального нагрева за счет увеличения интенсивности хода.

При увеличении количества дутья зона горения увеличивается как в направлении к оси горна, так и в ширину, увеличивая размеры воронок, через которые движется шихта. Однако расширение, как показывают исследования, происходит медленнее, нежели увеличивается количество воздуха. Последнее создает несоответствие массы движущихся материалов с величиной проходов, образование подстоев или полное прекращение движения, т. е. зависание.

Поэтому увеличение дутья следует производить постепенно по 50—100 м³ в час в зависимости от характера хода. Чем ближе упругость дутья к принятому максимальному пределу, тем менее должно быть прибавляемое количество дутья. Уменьшение же дутья может быть произведено в гораздо больших пределах.

Работа на неполном дутье или тихом ходе должна избегаться. Печь, как правило, должна иметь всегда полный ход и целесообразнее ее временно установить на давление в 0,1 атм нежели допускать порчу профиля, что особенно легко может быть сделано при частых периодических «догрузках» сбавле-

нием дутья из-за недостатка материалов и т. п.

Сбавление дутья следует производить в следующих случаях:

1. Быстрый ход с большим набором подач по сравнению с принятым для данной печи (исходя из возможного минимального времени пребывания материалов). В этом случае следует учитывать инерцию хода, вследствие которой замедление хода произойдет не сразу, что обуславливает необходимость умень шения дутья заблаговременно, вскоре после получения большого количества подач (практически в течение 2—2,5 часа).

2. Резкое падение давления дутья, связанное с интенсивным похолоданием при характерном стремлении воздуходувки передавать дутье, что не должно допускаться.

Интенсивность похолодания в этом случае об'ясняется увеличением прихода в горн неполностью восстановленных окислов железа, в частности FeO, благодаря чему горение кокса происходит не только за счет кислорода воздуха, но и за счет кислорода руды. Это увеличивает количество сгорающего в единицу времени кокса, что в свою очередь вызывает более интенсивное опускание вышележащей шихты. Допущенное за известные пределы развитие процессов прямого восстановления приводит к расстройству хода.

3. Ход печи обрывами, сопровождающийся резкими колебаниями давления горячего дутья, наличием «пик» на газовой диаграмме и уступов на диаграмме шомполов. Снятие дутья должно быть тем большим, чем резче обрывы, для немедленной ликвидации последних. Аналогично следует поступать в случаях подвисания, если температурный режим по условиям состояния печи меняться не может. Уменьшение дутья дает менее интенсивный, спокойный сход материалов и поднятие температуры периферийной зоны, вследствие направления в нее большего количества газа (благодаря уменьшению кинетической энергии поступающего дутья).

4. При так называемом «тугом ходе» с явно заниженным количеством подач, несмотря на полное дутье и кажущийся нормальный нагрев.

5. Резкое увеличение давления дутья, наблюдаемое обычно после обрыва печи при ее похолодании. Количество дутья должно быть снижено настолько, чтобы давление его после снижения было менее предыдущего, примерно, на 0,1 атмосферы, что необходимо для ликвидации возникшего подвисания.

6. Резкое похолодание на фурмах с появлением на них шлака и возможностью их заливки на ходу. Уменьшение дутья должно быть сделано в зависимости от степени похолодания в несколько приемов, во избежание резкого единовременного понижения давления, опасного при наличии большого количества шлака на фурмах. Уменьшение количества воздуха снижает интенсивность хода и приближает к устью фурм фокус горения, а, следовательно, и область наивысших температур, что способствует подогреву холодных шлаков и стеканию их в горн, очищению фурм и восстановлению нормального процесса горения кокса. Отступление от этого правила в отдельных случаях может быть при наличии основных шлаков, когда целесообразно бывает увеличение температуры

дутья. Однако и при этом условии не следует забывать, что температура, необходимая для расплавления шлака, будет всегда выше той, при которой может быть дано дутье. Кроме этого, резкое увеличение температуры дутья может создать подвисание, особенно опасное в этих условиях, как сильно облегчающее возможность заливки фурм.

Поэтому метод снижения воздуха, учитывая необходимую быстроту получения желаемого эффекта, должен быть признан более правильным во всех случаях, особенно если он применяется своевременно. Снятое, во всех указанных случаях, дутье не должно прибавляться до того момента пока не будет полной уверенности в ликвидации бывшего отклонения от нормальной работы.

Исключением являются случаи восстановления дутья после снижения на выпусках и непродолжительных остановках печи, после которых дутье может быть дано полностью или с временным (до первого срабатывания после пуска) уменьшением на 100—200 м³. Решающим фактором при этом является нагрев и предшествующий характер хода печи. При пуске после продолжительной остановки (несколько часов) дутье можно давать на 300—400 м³ меньше нормального и, в случае несрабатывания, в течение 15—20 минут следует снимать дополнительно 100—200 м³. После этого печь, как правило, начинает срабатывать сама, обходясь без искусственной осадки, с постепенным увеличением дутья до полного хода.

II. Температурный режим

Должна быть установлена оптимальная температура горячего дутья, величина которой определяется конкретными условиями работы печей.

Имеющиеся в литературе указания о предпочтительности умеренных температур дутья для больших доменных печей нужно признать устаревшими, т. к. они были основаны, главным образом, на данных работы печей, методы введения которых были совершенно неудовлетворительны, что и создавало впечатление невозможности работы на более высоких температурах. Что касается наиболее серьезных обстоятельств, затрудняющих работу больших печей на высоком нагреве—уменьшение площади, занимаемой зонами горения и увеличение неактивных междузоновых пространств, — то здесь основное значение имеет физическое качество сырых материалов, в зависимости от которого и приходится решать вопрос о допустимой величине температуры дутья. Чем выше качество материалов и в частности кокса, крупность которого оказывает большое влияние на глубину зоны горения, тем большее количество дутья можно держать на печи и тем выше будет его температура без ущерба для основного условия — ровности хода. В этом случае уменьшение зоны горения и области высших температур будет компенсироваться лучшей проницаемостью шихты и ее подготовкой.

Поэтому необходимо стремиться работать на дутье с максимально-возможным нагревом, но не переходить в этом известных границ, за которыми начинаются неровный ход, зависания и расстройства печей, делающие экономию горючего мнимой.

Таким образом, избрав оптимальную температуру дутья, следует держать ее постоянной, для чего печи вести так, чтобы их нагрев был в полном соответствии с ней при максимальной нагруженности, и изменять в ту или иную сторону только при наличии твердой уверенности в необходимости этого.

Основные причины, вызывающие необходимость изменения температуры бывают следующие:

А. Снижение температуры

1. Излишне горячий ход печи при полном дутье, сказывающийся в замедленном сходе подач, увеличенном давлении дутья и нагреве чугуна и шлака. Снижение температуры должно быть сделано (с учетом всех факторов работы) до известного предела, гарантирующего от возможного излишнего похолодания, что часто бывает при неумеренном понижении температуры (без принятия во внимание инерции печи) и одновременном подходе увеличенной рудной сыпи.

2. «Тугой» ход с подвисанием, особенно при наличии материалов плохих физических качеств (в первую очередь кокса). Обычно в этом случае следует производить разгрузку печи, т. к. снижение температуры может вызвать похолодание.

3. После остановок (особенно продолжительных) печи, при пуске следует временно снижать температуру для получения большей площади, занимаемой зонами горения, что улучшит условия движения материалов. Снижение, с учетом состояния печи и количества дутья, может быть предельным до установленного минимума, который практически гарантирует от подвисания. Степень нагрева печи определит дальнейший порядок работы.

Если нагрев предельный, то следует вначале увеличить температуру до необходимой величины, затем доводить дутье до максимально возможного в данных условиях количества и, наоборот, при удовлетворительном нагреве целесообразнее вначале поднять дутье, дать печи ход, а затем уж увеличивать температуру до желаемого уровня.

Одновременное увеличение температуры и количества дутья, как факторов действущих в сторону сужения зоны горения, возможно проводить только при наличии полной уверенности, что состояние печи исключает возможность возникновение подвисания.

4. При сильно замедленном сходе подач или резком повышении давления дутья. В этом случае возможно временное резкое снижение температуры с постепенным повышением ее до прежнего уровня. Этот метод особенно удобен при работе на литейный чугун, когда печь всегда имеет большой запас тепла, допускающий такое мероприятие.

5. При постепенном увеличении давления дутья до установленной величины в том случае, если есть уверенность в наличии запаса тепла, которое сможет компенсировать снижение температуры. В противном случае необходимо снижение количества дутья.

Б. Увеличение температуры

Под'ем температуры, как правило, должен производиться постепенно, без резкого увеличения за короткий промежуток времени (не более 100—120° за смену). Как бы хорошо температура не усваивалась

печью, не следует переходить за пределы установленного оптимума. В случае продолжающегося неудовлетворительного нагрева необходимо применять дальнейшие меры—снижение количества воздуха и т. д. Это обуславливается частыми случаями подвисания, вследствие несоответствия температурного режима тепловому состоянию печи, благодаря быстрому под'ему температуры. Ошибка заключается обычно в отсутствии учета инерции печи, которая до известного момента маскирует влияние увеличения температуры, создавая впечатление необходимости дальнейшего повышения.

Основными причинами увеличения температуры дутья могут быть:

1. Похолодание хода, определяемое по контрольно-измерительной аппаратуре, а также по нагреву фурм, шлака и чугуна. При этом следует учитывать, что холодная работа отдельных фурм и пониженный нагрев продуктов плавки не всегда отражает общее тепловое состояние горна, вследствие могущего быть местного оползания гарниссажа или не совсем правильного распределения материалов. Аналогичное явление может быть и при работе печи небольшими обрывами, могущими вызвать на фурмах периодическое похолодание от прихода на них недостаточно подготовленного материала (известняка, мартеновского шлака).

2. Наличие данных, говорящих за возможное похолодание при подходе больших нагрузок при данном тепловом состоянии печи. Это необходимо для постепенного заблаговременного под'ема температуры, т. к. резкое увеличение часто приводит к вынужденному снятию количества дутья из-за увеличенного давления вследствие того, что печь не может быстро освоить изменение температурного режима.

3. При продолжительной работе на шихте постоянного состава, с получением чугунов предельного по кремнию нагрева.

4. Наличие максимального давления не должно задерживать под'ем температуры, если это необходимо по ходу. В этом случае следует убавить количество дутья для понижения давления и получить возможность поднятия нагрева, не переходя за установленный уровень упругости дутья.

5. Повышенная основность шлака, вызывающая подвисание печи. При этом уровень температуры должен оставаться в соответствии с об'емом воздуха и не превышать оптимальной, для данных условий работы, величины. Последнее условие обязательно для всех случаев регулировки дутьевого и температурного режимов.

III. Подвисание печей

Подвисание печей вызывают следующие основные причины:

1. Нарушение правильного распределения материалов из-за неудовлетворительной работы аппарата Мак-Ки или нарушение в порядке набора и подачи их в печь

2, Неправильное ведение дутьевого и температурного режимов, вызывающее перемещение зоны шлакообразования со всеми вытекающими отсюда последствиями.

3. Отсутствие учета данных условий работы печи (качество сырых материалов, нагрев и т. д.) и несвоевременное принятие мер к отрегулированию режима применительно к этим условиям.

Обычно приходится иметь дело с двумя главными случаями подвисания:

а) при горячем ходе (литейный или передельный горячий чугун) и

б) при холодном ходе или нормальном нагреве (нормальный передельный чугун с содержанием кремния 0,5—0,6%).

В первом случае подвисание легче всего предотвратить своевременным снятием температуры, что увеличит область горения, сохранит на старом уровне зону шлакообразования и непрерывное движение материалов. Снятие дутья в данном случае не играет решающего значения, т. к. при наличии высокого нагрева уменьшение количества вдуваемого воздуха наоборот может усилить подвисание вследствие, уменьшения интенсивности хода и еще большего поднятия нагрева.

Конкретными мероприятиями для данных случаев должны быть:

1. Резкое временное снижение температуры с постепенным повышением до необходимого уровня после того как печь начнет уверенно срабатывать.

2. При необходимости производства осадки, последняя должна быть сделана не позднее 20 минут после возникновения подвисания. Причем меры, принимаемые для срабатывания печи без осадки, должны приниматься решительно и с максимальной быстротой (примерно, в течение 10 минут после начала подвисания). Всякая затяжка с осадкой (при условии верхового зависания) ведет только к большим обрывам материала, большому нарушению правильности распределения и замедлению возвращения к нормальному режиму.

3. После осадки необходимо уменьшить дутье для того, чтобы понизить давление, которое неизбежно возрастает из-за уплотнения шихты, что затрудняет ликвидацию подвисания. Давление должно быть обязательно менее или равно тому, которое было до наступления подвисания.

4. При необходимости повторной осадки, часто оказывающейся необходимой только вследствие недостаточной радикальности мер, принятых для выправления хода,—ее следует производить не позднее 30 минут, считая от момента первой. Печь за это время должна быть догружена для того, чтобы был ясен ход ее после наполнения.

5. При работе на горячих передельных чугунах (кремния 0,8—1,0%), когда нет возможности для резкого снятия температуры, следует, помимо умеренного уменьшения температуры, одновременно убавить количество воздуха.

При холодном или нормальном передельном чугуне главными мерами для предотвращения подвисаний являются:

1. Не повышать температуру дутья при появлении признаков подвисания. Количество дутья при повышении давления уменьшать.

2. Чем резче повышение давления, тем больше должно быть снято дутье вплоть до минимального количества для данной печи с соответствующим понижением температуры.

3. Не прибавлять ни дутья, ни температуры до начала срабатывания печи. Это относится ко всем случаям подвисания.

В особо тяжелые моменты, когда печь зависает до полного прекращения работы на фурмах (случаи низовых зависаний и сильного похолодания), необходимо максимальн-

ное снижение количества и температуры дутья с целью создания наиболее широкой зоны горения и увеличения периферийности хода. Печь должна быть при этом разгружена. Понижение давления дутья уменьшит разницу между последним и противодавлением горна, и создаст условия для лучшего горения кокса на фурмах. Практика показывает, что никакое повышение температуры на подвисшей печи не в состоянии поднять ее нагрев без наличия главного источника тепла и движения материалов—горения кокса.

IV. Регулирование хода „сверху“

Изменением дутьевого и температурного режимов не всегда можно достигнуть ровного хода, если есть причины, нарушающие правильность распределения материалов. В этом случае наилучшим методом исправления хода является временное изменение системы загрузки материалов, которая, будучи применена своевременно, может дать желаемые результаты и без параллельного корректирования дутья или температуры. К таким изменениям следует отнести:

1) изменение системы загрузки;

2) изменение уровня загрузки и

3) изменение порядка работы аппарата Мак-Ки.

Наибольшее количество материалов на единицу площади сечения печи, особенно руды (поскольку она оттесняет кокс, вследствие большего удельног веса), проходит через его кольцевую периферийную часть*). Для создания наиболее ровного и экономичного хода, необходимо стремиться к получению соответствия между количеством газа и материалов, проходящих через данную кольцевую часть сечения. Таким образом, большая часть газа должна проходить там, где находится большее количество руды, которая в свою очередь должна располагаться над областями наивысших температур в горне доменной печи для более успешного хода процесса восстановления. В этом и заключается взаимная связь колошниковой части с низом печи, достигаемая правильно выбранной системой загрузки и соответствующим дутьевым и температурным режимами. Решение этой задачи достигается практическим путем, исходя из конкретных условий работы печи и ее профиля.

На доменных печах КМЗ такой оптимальной системой загрузки является: КК × РР × — 4**) или ККК × РР × — 5 (для печей II-го блока), иногда видоизменяемой на РР × КК × — или РР × ККК × — 5 и меняемой в зависимости от обстоятельств на другие системы, о которых будет сказано ниже.

Желаемое действие всякой системы может быть достигнуто только при обеспечении следующих условий:

1. Твердый и постоянный порядок в наборе материалов и подаче их в печь.

2. Отсутствие перекосов уровня шихты или перегрузов большого конуса.

3. Постоянный уровень загрузки.

*) Позин. „Домез“ № 1 за 1934 г. „Движение и распределение материалов в доменной печи“.

**) Значек „х“ означает работу б/конуса. В обозначение „РР“ входит вся минеральная часть подачи. Цифры „4“ и „5“—установка избирателя Мак-Ки.

Практикой наших печей установлено, что набор материалов с соблюдением равномерного распределения в скипах по количеству и крупности дает вполне удовлетворительное распределение при условии правильной работы Мак-Ки, значение которого для ровного хода огромно. Нарушение установленного уровня в сторону превышения вызывает т. н. «перегрузы», неполное или замедленное ссыпание шихты с большого конуса, что создает нарушения распределения и, при благоприятных условиях, залипание конуса, дающее те же последствия. Следствием этого, а также ошибок, допускаемых в регулировке режима горна, появляются перекосы уровня шихты, неустранение которых может привести к расстройству хода и даже порче профиля, вследствие сильного изменения газового потока.

Поэтому при появлении указанных ненормальностей, надлежит проверить правильность всей загрузочной системы и устранить перегрузы путем временного понижения уровня загрузки или количества дутья. Вред, наносимый частыми опусками шихты и продолжительной работой на неполной печи, очевиден и в комментариях не нуждается.

Материал при своем движении образует воронку, расположенную в центре сечения печи при правильном профиле и имеющую на периферии гребень, образующийся в месте соприкосновения падающего материала с поверхностью засыпи. Наличие этого гребня позволяет по различному загружать пространство между ним и стенкой шахты, при условии производства загрузки всегда на строго определенный уровень (практически первая полуподача на 1,0 м и вторая следом за ней). Поэтому при загрузке РРхККх-4 руда более всего располагается у стенок и наоборот, чему способствуют также различные углы откосов материалов, загруженных в первую очередь. Таким образом, приведенные выше системы загрузок имеют принципиальное различие. Первая уменьшает развитие периферийного хода и способствует отклонению газового потока к центру; вторая, наоборот, применяется в нормальных условиях и дает некоторое разрыхление периферии, что создает лучшее движение материалов.

Руководясь данными контрольно-измерительной аппаратуры, в первую очередь тепловой диаграммой температур кладки шахты, можно наглядно видеть характер движения газов в печи и делать соответствующие выводы.

Имеющиеся в практике случаи хода печи обрывами об'ясняются образованием у стенок печи каналов с преимущественным движением по ним газов. Это наглядно отражается на температуре свечей, которые начинают давать резко-отличающиеся друг от друга показания с расхождением до 100° и более. В этом случае может быть применена загрузка (РРКК) х — 4 с работой большого конуса один раз за подачу, изменяемую при 5-ти скиповой подаче на РКхРККх — 5.

Одновременное опускание руды и кокса, с расположением последнего вверху, на периферии, засыпая рацию руды на периферии, засыпая образовавшиеся каналы*). Необходимо ставить т. н. «периферийную» загрузку, имеющую вид: (ККРР) — 4

*) При подвисаниях.

(КККРР)х—5. Кокс и руда, опущенные вместе, дают сильное разрыхление периферии, т. к. значительная часть руды, увлекаемая коксом, переходит ближе к центру, давая усиленный ток газа в периферийную область. Обычно при установлении такой загрузки приходится иметь ввиду возможность похолодания, т. к. происходит частичное омывание гарниссажа с приходом в горн недостаточно подготовленного материала. Последнее обстоятельство значительно помогает при борьбе с заростанием профиля. При сильных разгрузках печи полезно применять указанную систему загрузки, т. к. при малом количестве руды в подачу, последняя преимущественно будет располагаться у стенок, что может дать излишне развитый центральный ход. Всякие случайные ненормальности в загрузочных механизмах (выход из работы Мак-Ки, остановка одних из гризлей и т. п.) требуют также временной перестойки загрузки, для сохранения принципа равномерности подачи материалов и дачи в печь только сеянного кокса.

Величина воронки и гребня значительно изменяется в зависимости от высоты падения материалов. Чем выше будет уровень, тем ближе к стенке будет расположение гребня и тем большая будет глубина воронки, а следовательно и больший откат к центру кусковатых материалов с одновременной концентрацией мелочи на периферии. Понижение уровня засыпи дает обратную картину и способствует лучшей проницаемости для газов на периферии, т. к. на площади от стен до гребня периферийного кольца останется большое количество кусковых материалов *). Это свойство изменения распределения материалов в зависимости от изменения уровня их дает возможность практически влиять на давление горячего дутья, поддерживая его на постоянном уровне, не меняя дутьевого и температурного режимов. Изменение уровня на 0,5м обычно бывает достаточно для изменения газового потока.

Более редким приемом регулировки «сверху» служит изменение схемы работы Мак-Ки, применяемое при сильных перекосах уровня засыпи или при систематической холодной работе отдельных фурм.

Путем ввода дополнительной схемы можно установить вращение на один и тот же угол 2-х подач подряд, пропуска какой либо позиции и т. д., добиваясь желаемого распределения материалов по крупности или большей их массы в каком либо участке колошника.

V. Корректировка шихты по выносу пыли

Неот'емлимой частью регулировки хода является общепризнанный теперь метод корректировки шихты по выносу пыли. На доменных печах КМЗ этот метод начал применяться в конце 1935 года и в настоящее время производится по формуле: $H = \frac{P - B}{K}$, где: H — нагрузка печи, P — общая сумма руд, идущих в подачу, включая марганцевую, B — нынос пыли на подачу и K — количество кокса в подачу.

Получаемая нагрузка является показателем относительной нагруженности печи и зависит, главным

*) „Домез“ 1935 г., № 8, Гольдштейн „Распределение материалов на колошнике доменной печи“.

образом, от составляющих шихты и качества проплавляемых материалов. Задаваясь определенной величиной нагрузки и поддерживая ее на постоянном уровне путем корректирования количества руды (по одному какому либо определенному сорту, оставляя все другие постоянными) можно практически, совместно с другими приемами регулировки, достигнуть такой степени ровности хода, при которой колебания в выносе пыли будут незначительны, а количество руды, потребной для корректировки, не будет превышать 200—500 кг, что и имеет место на печах КМЗ при нормальных условиях работы. Следует помнить, что одной из задач регулировки должно быть стремление к получению ровных выносов, величина которых должна зависеть только от колебаний мелочи в шихте.

Разрешение этой задачи делает излишним учет так называемого «неучтенного выноса», который будет относительно ровен и влияние которого не будет иметь практического значения так же, как не будет иметь значения самый метод корректировки по выносу при наличии строго классифицированных сортированных материалов.

С этой точки зрения метод корректировки шихты, путем прибавления или убавления в подачу количества руды, равного выносу с поправкой на т. н. «неучтенный вынос», нельзя считать правильным, т. к. он практически дает большие корректировочные цифры (до 7 тн в подачу на Криворожском заводе) и является по существу ликвидацией последствий неверного хода с погоней перекрыть возрастающие выносы увеличением руды, что может привести к перегрузу печи.

Производимые единовременные поправки (2,5—3 тн) в среднем возможны только при условии большого запаса тепла в печи, при работе на горячие литейные чугуны и без сомнения не могут проходить безболезненно при выплавке передельных чугунов с кремнием от 0,35 до 0,50%. Кроме этого, резкое изменение количества руды в подачу влияет на распределение материалов, что также сказывается на ровности хода. Во избежание указанных недостатков, необходимо корректировку шихты производить как можно чаще (не реже, чем через два часа), увязывая полученные данные с характером хода печи за период между двумя последними трусками и работой в данный момент, т. к., руководствуясь показаниями диаграмм (в первую очередь давления газа на колошнике и шомпольной), можно судить о величине будущего выноса.

На основании этих данных, а также наблюдений за качеством сырья, следует производить корректировку между выносами, что предупреждает излишние перегрузки или недогрузки печи.

Описанные приемы регулировки требуют наличия соответствующей контрольно-измерительной аппаратуры, из которой наиболее необходимыми приборами являются:

1) для измерения количества поступающего в печь воздуха;

2) давления горячего и холодного дутья;

3) температуры горячего и холодного дутья;

4) температуры всех четырех свечей колошника;

5) давления газа на колошнике;

6) газоанализатор на CO_2;

7) шомпольные диаграммы (минимально 2 шомпола на печь) и

8) для измерения температуры низших горизонтов кладки шахты.

Работа доменных печей КМЗ, после предварительной очистки профилей от настылей в 1-м квартале 1937 года и применения в полной мере описанных методов регулировки, на основе использования указанной аппаратуры, снабженной самописцами, — позволила достигнуть весьма хороших результатов, о чем наглядно можно судить по сравнительным таблицам показателей работы цеха (таблицы 1 и 2).

ровного хода — основного требования для получения высокой производительности печей и наилучших показателей расхода материалов.

2. Регулировка способствует сохранению правильного профиля и является одним из средств обеспечения долголетней кампании. Правильность этого подтверждается контрольными осмотрами профилей доменных печей КМЗ, оказавшихся совершенно чистыми и имеющими правильный умеренный разгар.

Таблица 1

Годы	Выплавка чугуна в пересчете на передельный в тн.	Использование об'ема по ном. времени	Вывезено пыли в тн.	% потери Fe в пыль	Расход материалов на передельный чуг.		Количест. осадок	Количест. сменных фурм	Простои в сутках	
					Железных руд	Кокса			Смена охладит. приборов	На выпусках
1936	1374740	0,998	992451	34,10	2,265	0,976	7537	414	20,05	10,8
1937	1481551	0,947	509370	18,20	1,964	0,887	1141	84	7,74	1,79
1938	1466220	0,950	352564	13,10	1,848	0,881	475	73	5,73	1,05

Примечание: На ухудшение результатов по выплавке, коэф. использования об'ема и расходу кокса сказалась работа доменной печи № 1, которая имела простой из-за отсутствия кокса 61,86 суток, а остальное время, начиная с августа м-ца, работала неполным ходом

Большое значение сыграло также закрытие чугунных леток на полном ходу, примененное с конца 1936 года и давшее значительное сокращение простоев, что видно из приведенной таблицы.

Особенно заметно резкое изменение в работе по квартальным данным 1937 года, который, как указано выше, был поворотным моментом в основных принципах ведения процесса, что видно из таблицы 2.

Выводы:

1. Принципы регулировки, испытанные в течение 2-х лет, правильны и обеспечивают достижение

3. Принципу сохранения ровности хода должно быть подчинено все остальное в практическом управлении ходом.

4. Решающее значение для ровности хода играет правильное распределение материалов на колошнике. Дутьевой и температурный режимы играют подсобную роль, обеспечивающую сохранение правильности распределения и непрерывность движения при опускании материалов.

5. Регулировка обеспечивает возможность работы на низкокремнистых чугунах (менее 0,5% кремния)

без опасности похолодания. Регулировка совмещенная с корректировкой шихты по выносу пыли, позволяет работать на высших температурах дутья при соответствующих качествах сырых материалов.

6. Работа всех фурм на полное сечение, закрытие чугунных леток на полном ходу и отсутствие осадок— непременное условие для достижения ровного хода.

7. Производство искусственных осадок является следствием неумения выбрать режим печи при данных условиях работы, но не неизбежностью в работе, хотя бы и при неблагоприятных данных.

8. Горение охладительных приборов, в частности фурм, зависит главным образом от степени ровности хода.

9. Сохранение постоянного уровня шихты, правильного ее распределения, а также запрещение работы на неполных печах и отсутствие подвисаний, — основное средсво для предотвращения образования настылей.

10. Одной из первоочередных задач по обеспечению максимальной ровности хода и постоянства режима должно быть дальнейшее изучение условий распределения материалов на колошнике. Подбор на основе этого изучения рациональных систем загрузок и внедрение их в практическую регулировку хода, а также детальное изучение связи между температурой кладки шахты и ходом печи для заблаговременного предупреждения расстройств.

Таблица 2

Потери Fe в пыль %				Расход руды на переделн. чугун				Расход кокса на переделн. чугун				Смэнено фурм				Простои в сутках на смену охладит. пр.				Осадки			
I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV	I	II	III	IV
30,5	15,0	12,0	18,9	2,077	1.834	1,743	1,896	0,934	0,850	0,873	1,074	47	6	17	14	4,11	0,64	1,26	1,73	990	38	35	78

Примечание: Ухудшение данных в IV кв. об'ясняется частыми расстройствами хода печей вследствие плохой работы рудного двора, неподготовленного к зиме.

Инженеры П. Н. НАБОЙЩИКОВ и А. Н. РЕДЬКО
Центральная лаборатория КМЗ

Предварительные данные по вопросу применения неспекающегося каменного угля пласта „Мощного“ в доменных печах КМЗ

В октябре 1938 года в связи с недостатком кокса было предложено руководству комбината покрыть дефицит кокса неспекающимся каменным углем пласта «Мощного», добавляя его в количестве 15—20% в колошу горючего доменных печей.

Применение сырого неспекающегося каменного угля в доменную плавку дело не новое. Такой уголь применялся в свое время в Англии (Шотландия), в США, а также у нас на Урале в древесно-угольных доменных печах. Правда, печи, работавшие на сыром угле, были весьма малого размера, низкие по высоте и небольшого об'ема. На печах с большим об'емом, подобных кузнецким, опыта применения сырого угля нет, в таких печах уголь еще нигде не употреблялся.

Уголь пласта «Мощного» имеет хороший внешний вид и является хорошим кусковым горючим. Куски его достаточно прочны, трудно поддаются измельчению при ударах, в свежем изломе имеют темно-матовый цвет с слегка серебристым отливом.

Недостатком его является не вполне однородное строение. В нем наряду с плотной основной массой неспекающегося углистого вещества имеются прослойки витрена различной величины, от размеров тончайшей нити до 2—3 мм толщиной. Витрен обладает низкой прочностью, легко превращается в порошок при растирании в руках. По этим прослойкам преимущественно и происходит раскалывание кусков угля при ударах и растрескивание их при нагревании.

Доменная группа центральной лаборатории провела ряд лабораторных испытаний угля пласта «Мощного» с целью выявить:

1) Термическую устойчивость угля при нагревании, способность противостоять разрушению при различной скорости нагревания до определенной температуры.

2) Сопротивление раздавливанию угля в естественном состоянии и прокаленного при определенных условиях и до определенной температуры.

3) Способность противостоять измельчению при ударах.

Для сравнения, подобным же испытаниям (параллельно) подвергался кокс КМЗ и Кемеровских коксовых печей.

Испытания на термоустойчивость проводились следующим образом. Выпиленные из угля правильной формы кубики помещались в муфельную печь, нагретую предварительно до 200°, постепенно нагре-

вались в ней в течение 6 часов до 900°С. Нагрев велся равномерно со скоростью 20° за 10 минут. По достижении температуры 900° муфель охлаждался вместе с образцами до комнатной температуры. Наличие трещин, их количество, характер и глубина на образце, извлеченном из муфеля, давали понятие о поведении образца при нагревании, о его сопротивляемости термическим воздействиям. Для некоторых образцов условия нагрева применялись иные. Одна часть из них нагревалась от 200° до 900° в течение 2-х часов, другая в течение 4-х часов. Скорость нагревания в первом случае составляла 50° за 10 минут, во втором 30° за 10 минут.

Наблюдения показали, что во всех образцах при достижении, примерно, 500° начиналось интенсивное выделение летучих веществ в интервале температур 500—600° и заканчивалось при достижении температуры 700°.

Проникавший в муфель через неплотности дверок воздух слегка окислял поверхность образцов, покрывая их белым налетом золы. На фигуре 1 приведены фотографии образцов, подвергавшихся испытанию. На основе испытаний образцов угля на термоустойчивость можно сделать следующие выводы:

1) Постепенное и равномерное нагревание угля, по скорости близкое к условиям нагревания его в доменной печи, сопровождается образованием небольшого количества мелких и в большинстве случаев неглубоких трещин (образцы 5, 9, 11, 15, 22, 23, 28, 29, 31в и 32в).

2) Образование трещин идет по месту включения прослоек жирного углистого вещества (витрена) и поперечный размер их зависит от толщины прослойки последнего.

3) Постепенный нагрев угля не вызывает раскалывания его на мелкие куски и тем более образования мусора. Несмотря на образование трещин, образец в большинстве случаев сохраняет свою форму. В худшем случае образцы распадались на 2—3 куска (образцы 7, 13, 17, 19, 24, 31г и 32г).

4) С увеличением скорости нагревания угля растет количество образующихся трещин, их поперечный размер и глубина. Нагревание до 900° за 2 часа приводит к образованию сквозных трещин и к разрыву по ним образца, но и в этом случае не происходит образования тонкой мелочи и мусора (образцы 20, 21, 31а, 31б, 32а и 32б).

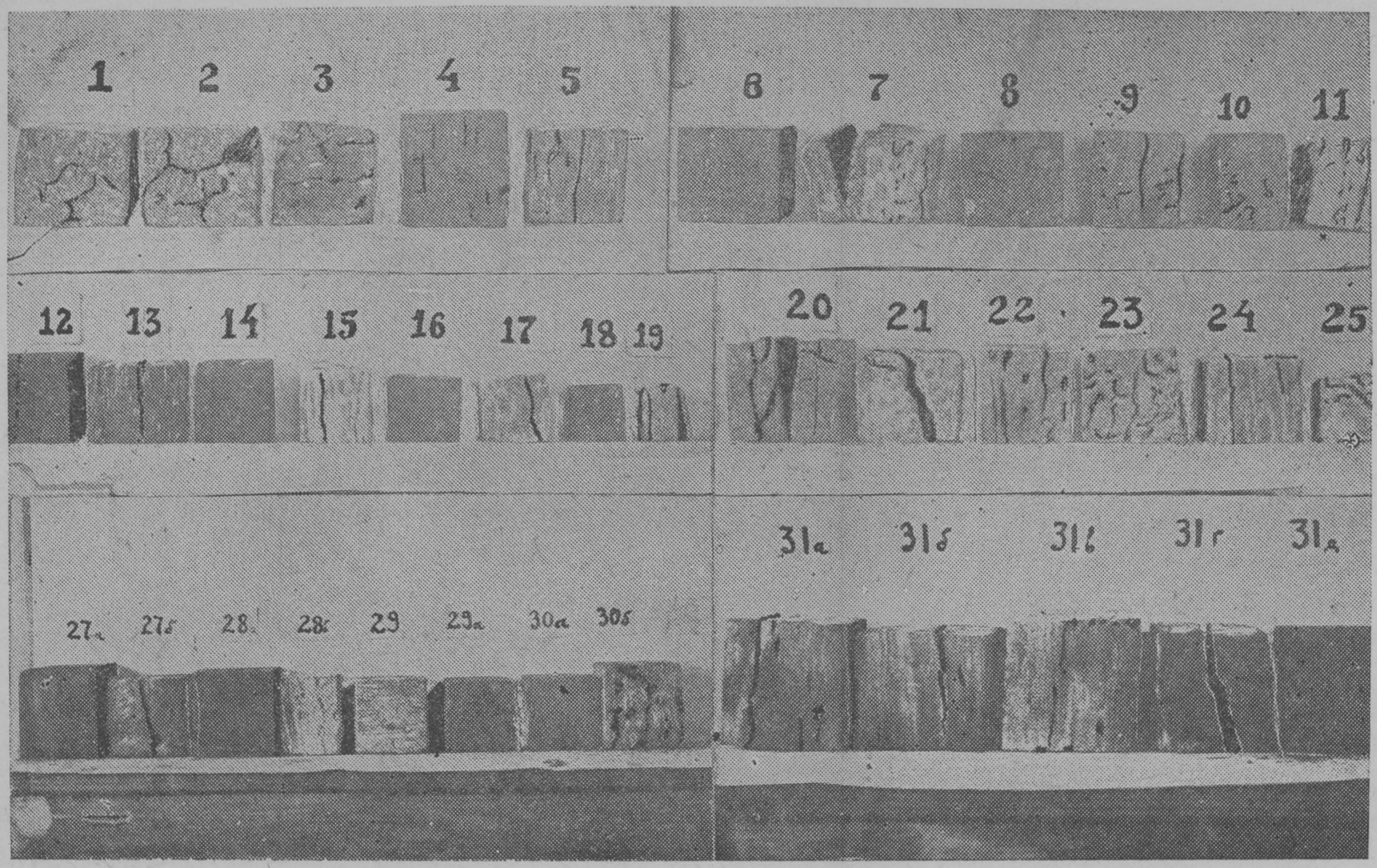
Испытанию на раздавливание были подвергнуты образцы сырого и прокаленного угля, а также кузнецкого и кемеровского кокса для сравнения. Раздавливание образцов угля производилось по направлению слоев и перпендикулярно их направлению. Результаты испытаний и характеристика образцов приведены в таблице 1. Из данных таблицы следует:

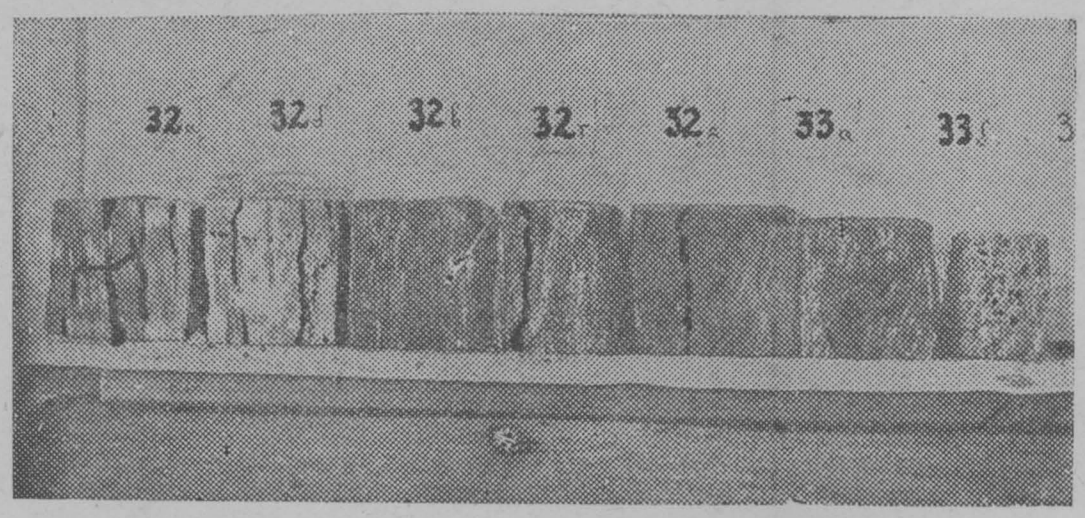
1) Подавляющее большинство проб, подвергнутых испытанию, показало высокую прочность на раздавливание вообще (100—300 кг-см^2) и значительно большую чем кокс.

2) Сопротивление раздавливанию образцов сырого угля по направлению волокон, как правило, ниже, чем поперек их, но величина его по направлению волокон (слоев) близка к таковой у кокса.

3) Образцы проб угля после постепенного прокаливания в течение

К статье П. Н. Набойщикова и А. Н. Редько „Предварительные данные по вопросу применения неспекающегося угля пл. „Мощного“ в доменных печах КМЗ“.

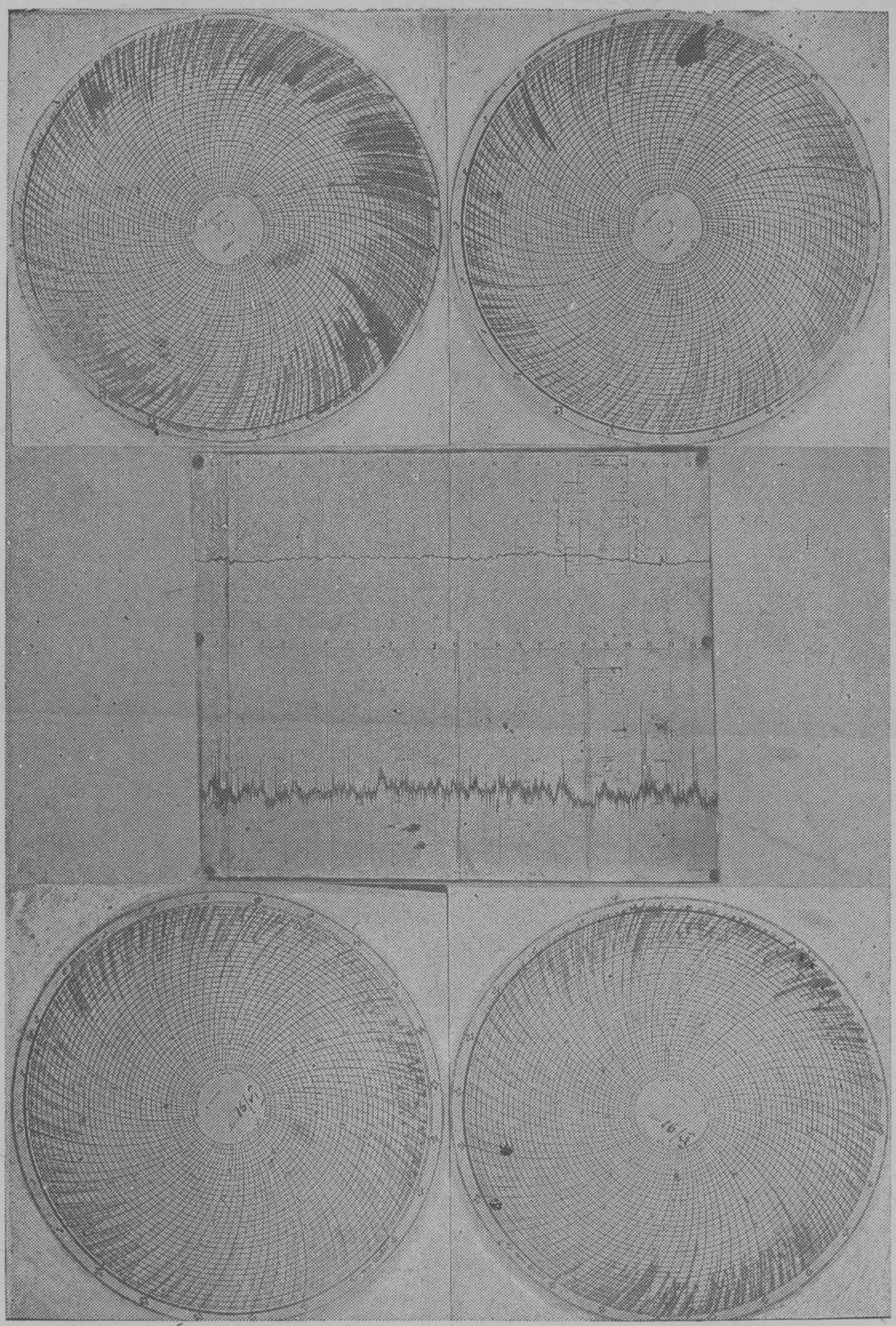


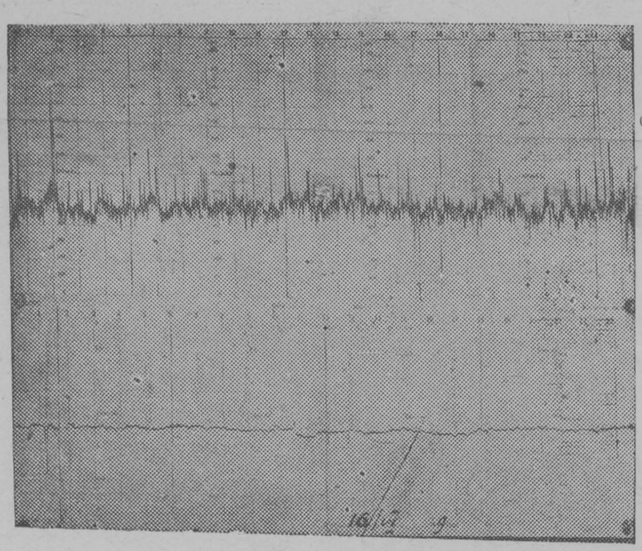


Фиг. 1. Образцы угля, подвергавшегося испытанию.

318071

К статье П. Н. Набойщикова и А. Н. Редько „Предварительные данные по вопросу применения неспекающегося угля пл. „Мощного“ в доменных печах КМЗ“.





318041

Фиг. 2. Диаграммы упругости дутья, давления грязного газа на колошнике и шомпольные диаграммы.

Таблица 1.

Результаты испытаний образцов угля пласта „Мощного“ и кокса на раздавливание.

№№ по порядку	№№ образцов	Наименование образцов	Вид обработки образца перед механическим испытанием.	Сопротивление раздавливанию	
				Направление усилий	кг/см.²
1	а	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха	Сырой	Вдоль слоев	135,6
2	б	Уголь пл. „Мощного“ из бункер дом. цеха	Тоже	Поперек слоев	275,3
3	в	Кокс КМЗ	Тоже	Поперек направл. трещин	66,8
4	г	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха	Прокален до 900⁰ в течение 2 час.	Поперек слоев	175,4
5	д	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха	Прокален до 900⁰ в течение 4 час.	Вдоль слоев	363,2
6	е	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха	Прокален до 900⁰ в течение 6 час.	Тоже	200,0
7	1	Кокс КМЗ	Тоже	Поперек направл. трещин	87,0
8	2	Кокс КМЗ	Тоже	По направл. трещин	30,4
9	3	Кокс КМЗ	Тоже	Поперек направл. трещин	54,6
10	4	Уголь пл. „Мощного“ шахты Черная гора	Серый	Поперек слоев	222,0
11	5	Уголь пл. „Мощного“ шахты Черная гора	Прокален до 900⁰ в течение 6 час.	Тоже	202,0
12	6	Уголь пл. „Мощного шах. Черная гора с большим количеством блестящих прослоек	Серый	Тоже	93,0
13	7	Уголь пл. „Мощного шах. Черная гора с большим количеством блестящих прослоек	Прокален до 900⁰ в течение 6 час.	Тоже	80,5
14	8	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Серый	Вдоль слоев	271,0
15	8а	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Сырой	Тоже	103,0
16	9	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Прокален до 900⁰ в течение 6 час.	Поперек слоев	221,0
17	10	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Сырой	Тоже	103,0
18	11	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Прокален до 900⁰ в течение 6 час.	Тоже	87,0
19	12	Уголь пл. „Мощного“ шахта Черная гора	Сырой	Тоже	286,0
20	13	Уголь пл. „Мощного“ шахта Черная гора	Прокален до 900⁰ в течение 6 час.	Тоже	125,0
21	13а	Уголь пл. „Мощного“ шахта Черная гора	Тоже	Тоже	115,0

№№ по порядку	№№ образцов	Наименование образцов	Вид обработки образца перед механическим испытанием.	Сопротивление раздавливанию	
				Направление усилий	кг/см.²
22	14	Уголь пл. „Мощного“ шахта Черная гора	Сырой	Тоже	190,0
23	14а	Уголь пл. „Мощного“ шахта Черная гора	Тоже	Вдоль слоев	91,0
24	15	Уголь пл. „Мощного“ шахта Черная гора	Прокален до 900° в течение 6 час.	Тоже	24,0
25	16	Уголь пл. „Мощного из бункер. дом. цеха	Серый	Попер. слоев	59,0
26	17	Уголь пл. „Мощного из бункер. дом. цеха	Прокален до 900° в течение 6 час.	Тоже	120,0
27	18	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Серый	Тоже	156,5
28	18а	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Тоже	Вдоль слоев	116,0
29	19	Уголь пл. „Мощного“ шахты 3-3бис	Прокален до 900° в течение 6 час.	Попер. слоев	117,5
30	20	Уголь пл. „Мощного“ шахта Черная гора	Прокален до 900° в течение 2 час.	Тоже	46,7
31	21	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха	Прокален до 900° в течение 4 час.	Вдоль слоев	104,0
32	22	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха	Тоже до 6 час.	Попер. слоев	340,0
33	23	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха	Тоже до 6 час.	Вдоль слоев	83,5
34	24	Уголь пл „Мощного“ из бункер. дом. цеха с большим количеством блестящих прослоек	Тоже	Попер. слоев	41,8
35	25	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха с большим количеством блестящих прослоек	Сырой	Тоже	57,5
36	26	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха с большим количеством блестящих прослоек	Тоже	Вдоль слоев	175,0
37	27а	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха с большим количеством блестящих прослоек	Тоже	Попер. слоев	134,5
38	27б	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха с большим количеством блестящих прослоек	Прокален до 900° в течение 5 час.	Тоже	300,0
39	28	Уголь пл. „Мощного“ шахты Маганак	Сырой	Тоже	151,0
40	28а	Уголь пл. „Мощного“ шахты Маганак	Тоже	Вдоль слоев	85,0
41	28б	Уголь пл. „Мощного“ шахты Маганак	Прокален до 900° в течение 6 час.	Поперек волокон	217,0
42	29а	Уголь пл. „Мощного из бункер. дом. цеха	Тоже	Вдоль слоев	251,0
43	29б	Уголь пл. „Мощного из бункер. дом. цеха	Сырой	Попер. слоев	206,0

№№ по порядку	№№ образцов	Наименование образцов	Вид обработки образца перед механическим испытанием.	Сопротивление раздавливанию	
				Направление усилий	кг/см.²
44	30а	Уголь пл. „Мощного“ с блестящими прослойками	Сырой	Вдоль слоев	89,0
45	30б	Уголь пл. „Мощного“ с блестящими прослойками	Прокален до 900° в течение 6 час.	Попер. слоев	105,0
46	31а	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, матовый, плотный	Тоже до 2 час.	Вдоль слоев	175,0
47	31б	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, матовый, плотный	Тоже до 4 час.	Тоже	202,0
48	31в	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, матовый, плотный	Тоже до 6 час.	Тоже	258,0
49	31г	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, матовый, плотный	Прокал. до 1080° в течение 7,5 час.	Тоже	140,0
50	31д	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, матовый, плотный	Сырой	Тоже	210,0
51	31е	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, матовый, плотный	Тоже	Попер. слоев	272,0
52	32а	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, с небольш. колич. тонких блестящих прослоек	Прокален до 900° в течение 2 час.	Тоже	225,0
53	32б	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, с небольш. колич. тонких блестящих прослоек	Тоже до 4 час.	Тоже	245,0
54	32в	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом цеха, с небольш. колич. тонких блестящих прослоек	Тоже до 6 час.	Тоже	302,0
55	32г	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, с небольш. колич. тонких блестящих прослоек	Прокал. до 1010° в течение 8 час.	Тоже	139,0
56	32д	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, с небольш колич. тонких блестящих прослоек	Сырой	Тоже	144,0
57	32е	Уголь пл. „Мощного“ из бункер. дом. цеха, с небольш. колич. тонких блестящих прослоек	Тоже	Вдоль слоев	165,0
58	33а	Кокс камеровских печей	Тоже	Тоже	67,0
59	33б	Кокс камеровских печей	Прокален до 900° в течение 6 час.	Тоже	39,6
60	33в	Кокс камеровских печей	Тоже	Тоже	28,5

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

Более быстрое нагревание угля снижает его прочность на раздавливание и тем больше, чем быстрее нагревается образец. Так, в группе

образцов 31а, 31б, 31в и 31д, взятых от одной пробы угля, но подвергнутых прокаливанию с различной скоростью нарастания температуры получены следующие показатели прочности:

Образец 31д	сырой уголь	. . . . .	210 кг/см²
„ 31в	прокален. уголь до 900° в течение 6 часов	. . . .	258 „
„ 31б	„ „ „ „ „ 4 „	. . . .	202 „
„ 31а	„ „ „ „ „ 2 „	. . . .	175 „

Такие же показатели прочности получились в группе образцов 32а, 32б, 32в и 32е, взятых также из одной пробы угля:

Образец 32д	сырой уголь	. . . . .	144 кг/см²
„ 32в	прокален. уголь до 900° в течение 6 часов	. . . .	300 „
„ 32б	„ „ „ „ „ 4 „	. . . .	245 „
„ 32а	„ „ „ „ „ 2 „	. . . .	225 „

Излом прокаленных образцов по внешнему виду несколько отличается от излома образцов из сырого угля. Он значительно светлее у прокаленных образцов, серебристый отлив его более выраженный и напоминает свежий излом куска кокса. Отличие его от кокса состоит в том, что на нем совершенно отсутствуют видимые поры и целиком сохранена структура угля. Надо полагать, что в процессе прокаливания происходит частичное коксование этого угля, хотя и незначительная часть его составляющих проходит через пластическое состояние (но без вспучивания, так как не происходит, как мы отмечали выше, образование видимых пор и об'ем образца совершенно не увеличивается) и при остывании цементирует частицы угля. Этим и об'ясняется значительное повышение прочности прокаленного угля по сравнению с сырым.

Испытание сырого угля на сбрасывание с высоты 1,8 метра на чугунную плиту дало также вполне удовлетворительные результаты (таблица 2). Остаток на сите с

Таблица 2

№№ п-п.	Наименование материалов	Остаток на сите после 4-кратного сбрасыв. по фракциям в % %			
		+ 50	+ 25	+ 10	— 10
1	Уголь пласта „Мощного“ . .	86,1	6,2	3,2	4 5
2	„ „ „ . .	85,7	7,0	5,2	2,1
3	„ „ „ . .	89,2	5,6	1,9	3,3
4	„ „ „ . .	86,8	5,2	3,1	4,9
5	Среднее по углю . . .	86,95	6,0	3,35	3,70
6	Кокс КМЗ	81,9	13,4	2,6	2,4
7	„ „	85,0	9,7	2,0	2,4
8	„ „	83,3	11,8	2,2	2,7
9	„ „	77,5	18,2	2,90	1,40
10	„ „	81,6	13,8	2,4	2,20
11	Среднее по коксу КМЗ . .	82,0	13,40	2,4	2,2
12	Кокс кемеровских печей . .	86,2	8,2	2,0	3,6
13	„ „ „ . .	85,7	7,5	2,4	4,4
14	Среднее по кемеровскому коксу .	85,95	7,85	2,2	4,0

величиной отверстий 50 мм после 4-х кратного сбрасывания колеблется в пределах 86—89%. Для кокса из коксовых печей комбината эта величина составляет 82—86%; для кокса кемеровских печей—85—86%, т. е. в отношении сопротивления измельчению при ударах уголь не только не уступает коксу, но даже несколько превосходит его. По химическому составу тощий уголь пласта «Мощного» является прекрасным металлургическим топливом. По многим анализам, выполненным в центральной лаборатории КМЗ в 1939 году и на ряде заводов Урала в 1925-26 гг., часть которых приведена в таблице 3, можно установить, что качество его в отношении содержания золы и серы значительно выше, чем кокса. Содержание золы в тощем угле обычно колеблется в пределах 2—5%, а серы 0,15—0,4%, тогда как в кузнецком коксе содержится золы 10—14% и серы 0,5—0,6%, т. е. тощий уголь является более чистым горючим по золе, примерно, в 2—5 раз и по сере в 1,5—4 раза.

Низкое содержание золы и серы в тощем угле обусловливают сравнительно высокое содержание в нем нелетучего углерода, несмотря на высокое содержание летучих, около 12,5—14,5%. Как следует из средних данных таблицы 3 содержание нелетучего углерода составляет для угля 79,53%, для кузнецкого кокса—83,84% и для кемеровского кокса—78,07%, т.-е. по этому показателю уголь незначительно уступает кузнецкому коксу и превосходит кемеровский. А из этого следует, что тощий каменный уголь пласта «Мощного» по химическому составу с полным правом можно отнести в разряд лучших видов доменного горючего.

Высокое содержание летучих в тощем угле совсем не умаляет его достоинства как металлургического топлива, ибо за счет их повышается выход колошникового газа и происходит обогащение его водородом и углеводородами, отчего повышается калорийность газа и его ценность как топлива для плавильных и нагревательных металлургических печей.

Результаты применения тощего угля в шихту доменных печей КМЗ

Применение тощего угля пласта «Мощного» в плавку в доменном цехе КМЗ было начато 20 марта 1939 года на доменной печи № 1.

Профиль печи находится в неудовлетворительном, искаженном состоянии, несмотря на то, что после капитального ремонта (осень 1936 г.) она работает сравнительно непродолжительное время (около 2,5 лет).

Особенно неприятным в искажении профиля печи является наличие настыли (довольно солидных размеров), образовавшейся по всей окружности верхней части шахты в районе защитных сегментов. Наличие этой настыли болезненно отражается на работе печи, портит распределение материалов в ней, вызывает верховые подвисания и самопроизвольные обрывы шихты.

Тощий уголь в начале применения его на печи № 1 задавался в шихту в незначительном количестве, не систематически, а от случая к случаю. За 2 месяца (апрель—май) задано в печь всего около 500 тонн.

Только с начала июня уголь поступал регулярно в количестве около 15% от общего расхода горючего и за 15 дней работы печи в июне его загружено около 1600 тонн.

Таблица 3

№№ п-п.	Наименование материалов	Технический			Элементарный						Примечание
		Влага	Зола	Летучие	C общ.	H_2	N_2	O_2	S	Q	
1	Уголь пл. „Мощного“ шахты Черная гора	0,78	1,48	14,50	88,90	4,51	2,64	2,33	0,12	—	По анализу центр. лаборат. КМЗ 1939 г.
2	„ „ „ „ „ „	0,72	2,13	13,46	88,87	4,22	2,21	2,37	0,20	—	„
3	„ „ „ „ „ „	0,52	3,85	12,48	86,70	4,00	2,11	3,16	0,18	—	„
4	„ „ „ „ 3 бис .	2,00	1,99	13,89	88,25	3,93	2,10	3,34	0 39	7952	„
5	„ „ „ „ „ .	1,47	1,65	12,82	88,77	4,01	2,10	3,01	0,46	—	„
6	„ „ „ „ „ .	3,50	3,56	12,13	90,47	1,5	1,72	2,40	0,35	—	„
7	„ „ „ „ Маганак .	2,60	1,68	10,30	89,10	4,42	1,8	2,66	0,34	8175	„
8	„ из бункеров доменного цеха .	2,20	2,37	10,65	89,12	4,22	1,79	2,10	0,40	8070	„
9	„ „ „ „ .	2,40	2,42	11,59	88,53	34,03	2,07	2,23	0,70	8197	„
10	„ „ „ „ .	1,12	4,76	13,76	86,40	3,85	2,18	2,39	0,42	7915	„
11	„ с блест. просл. жирн. угля .	1,40	3,45	12,80	86,91	4,97	2,33	1,96	0,38	8016	„
12	Уголь пл. „Мощного“ . . .	5,51	6,31	18,77	79,70	3,45	10,25		0,205	—	По анализу лаборатории Н-Тагильского зав. 1925 г.
13	„ „ „ . . .	7,03	3,08	19,10	82,30	3,78	10,62		0,233	—	„
14	„ „ „ . . .	5,22	7,08	18,32	77,03	3,39	12,29		0,206	—	„
15	„ „ „ . . .	6,62	3,28	20,38	80,55	3,61	12,33		0,231	—	„
16	Среднее	2,87	3,27	14,33	86,10	3,85	6,43		0,32	—	По анализу центр. лаборат. КМЗ 1939 г.
17	Кокс печей КМЗ . . .	2,80	12,1	1,48	82,04	0,58	1,78		0,60	—	„
18	„ „ „ . . .	3,60	10,39	1,14	83,03	0,51	1,90		0,57	—	„
19	„ „ „ . . .	3,53	12,31	1,44	81,02	0,52	2,03		0,53	—	„
20	„ „ „ . . .	3,40	11,57	0,89	81,89	0,69	1,89		0,56	—	„
	Среднее	3,33	11,59	1,24	81,99	0,59	1,90		0,56	—	„
21	Кокс кемеровских печей . .	5,2	14,79	1,94	—	—	—		0,42	—	„

И если за первые 2 месяца работы печи на шихте с применением угля трудно сделать какие-либо определенные выводы, то непрерывное употребление угля в шихту доменной печи № 1 в течение пятнадцати дней июня дает уже достаточно материалов для анализа работы печи и позволяет сделать некоторые предварительные выводы о применимости его в доменную плавку на современных мощных доменных печах.

Но прежде чем приступать к анализу работы печи с применением сырого тощего каменного угля, следует коротко осветить условия, в которых протекала работа печи на каменном угле.

В первый период применения угля в шихту с 29-III по 31-V печь частично останавливалась или работала на пониженном дутье из-за отсутствия кокса. Остановки были длительные, не менее чем на смену, а иногда продолжались более суток и производились без всякой подготовки. Печь останавливалась сразу в том состоянии в каком находилась в данный момент, нередко на больших нагрузках руды на кокс, без снижения рудной сыпи. Это приводило к тому, что печь значительно остывала за время стоянки, с трудом и длительно раздувалась при пуске после стоянки, плохо принимала дутье, шла осадками, имея ярко выраженный расстроеный ход. Частые и длительные остановки печи вынуждали держать ее на повышенном нагреве, во избежание сильного расстройство хода, чем об'ясняется высокое содержание кремния в передельном чугуне (1,08% в среднем) при работе на угле в апреле и мае. Совершенно понятно, что такая работа приводила к снижению производительности печи даже в фактическое время работы и значительно ухудшила все остальные показатели ее работы. Во второй период работы с 1-VI по 19-VI печь останавливалась из-за отсутствия кокса дважды и стояла: 13-VI 7 час. 30 минут и 5—6 июня 30 час. 05 мин. подряд. Во время второй остановки, произведенной на больших нагрузках (1,87—2,08 тонны руды на 1 тонну кокса) печь изрядно подстыла, вследствие чего пуск ее происходил крайне болезненно. Печь упорно не хотела принимать дутья и за 2 смены пришлось сделать 26 осадок. Сейчас же после пуска (6-VI в 3-ю смену) уголь был выведен из шихты и вновь введен в нее только 9-VI в 3 смену. После этого вплоть до 3-й смены 20-VI печь работала без простоев, почти на полном дутье и уголь поступал в шихту безпрерывно.

За время применения каменного угля в плавку наряду с ним в шихту печи поступали в значительном количестве кемеровский кокс (низкого качества по физическим свойствам и хим. составу) и суррогаты кокса—(кокс брак с отвала, кокс 2 и 3 сорта). Так, с 1 по 18 июня в коксовый бункер д. п. № 1 было разгружено 33 большегрузных вагона кокса второго сорта, 4 большегрузных вагона 3 сорта, 2 вагона бракованного кокса и 33 вагона кемеровского кокса в общей сложности около 2200 тонн.

Во второй период работы при выплавке литейного чугуна имел место неудовлетворительный состав шлака, в нем было повышенное содержание глинозема (18—20%). Столь глиноземистые шлаки, как известно густы, вязки, малоподвижны и плохо выходят из печи, особенно когда в них еще имеется по-

вышенное содержание кремнезема (37—39%). Этим, надо полагать, об'ясняется такое ненормальное явление когда при нормальном нагреве печи в шлаковую летку, открытую через 2—2,5 часа непрерывной работы после выдачи чугуна (за которые проплавлено 12—15 подач) дуло, шлак не хотел выходить или выходил очень вяло, создавая впечатление отсутствия его в печи. На самом же деле об'емистый пухлый шлак переполнял горн печи, что можно было наблюдать по фурмам.

Уголь пласта «Мощного» поступал в плавку плохо подготовленным. Прежде всего он поступал недробленным, с наличием большого количества чрезмерно крупных кусков, достигавших по наибольшему размеру до 500 мм. Наряду с этим в нем содержалось значительное количество тонкой мелочи (мусора) достигающее 5%, а иногда и выше, благодаря плохому грохочению его на шахтах. Дополнительному грохочению в доменном цехе уголь не подвергался, так как загрузка его в печь осуществлялась через рудный бункер при помощи вагоновесов и, следовательно, весь имевшийся в нем мусор поступал в печь. Совершенно очевидно, что как наличие чрезмерно крупных кусков, так и присутствие тонкой мелочи в угле сказывалось отрицательно на распределении материалов на колошнике и газов в печи.

В шихту уголь задавался в количестве 4600 кг в каждую 6-ю подачу. Такой порядок применения угля, по нашему мнению, является неправильным с точки зрения технологии доменного процесса, он не только не способствует ровному ходу печи, но напротив препятствует ему.

Уголь является плотным горючим, значительно плотнее кокса, его насыпной вес примерно в полтора раза больше чем кокса. Поэтому совершенно естественно будет предположить, что процессы горения угля и кокса в доменной печи, а равным образом характер и размеры окислительной зоны у фурм при горении угля и кокса будут совершенно различны. При горении кокса — пористого и легко горючего топлива — очаги горения перед фурмами с окислительной атмосферой, очевидно, будут иметь меньший об'ем и иную форму нежели таковые при горении угля, обладающего большей плотностью и меньшей горючестью. А если это так, то принятый порядок подачи угля в шихту, регулярно через определенные промежутки времени около 1 часа, соответствующие проплавлению пяти подач, приводил к изменению характера окислительной зоны и, следовательно, к некоторому нарушению режима работы печи. Безусловно, более правильным будет делать добавку угля в каждую колошу кокса. Но несмотря на наличие всех этих неблагоприятных факторов, плавка на горючем с применением угля происходила в основном нормально, а результаты работы печи, полученные при этом, вполне удовлетворительны.

Ниже мы приводим таблицу 4, в которой сгруппированы все наиболее важные показатели, характеризующие работу печи на каменном угле. Прежде чем рассматривать показатели этой таблицы следует обратить внимание на количество дутья, поступившего в печь в период применения угля. В период нормальной работы печи с расходом кокса 0,9—0,95 тонны на 1 тонну чугуна в нее вдувалось 2000—2100м³ воздуха в минуту. Во время приме-

Таблица 4.

Показатели работы доменной печи № 1 Кузнецкого металлургического завода им Сталина на каменном угле

№№ п. п.	Дата	Кол. смен.	Колич. раб. часов	Колич. подач.	Выплавлено чугуна тн.	Коэфициент использования об'ема печи		Расход угля		Расход на 1 тонну чугуна в тн.					Дутье			Si	Характеристика работы печи
						За календарное время	За фактическое время	В тн.	В %	Угля.	Кокса.	Всего горючего.	Руды.	Известняка.	Колич. м³/мин.	Упруг.	Тем-ра		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	29 марта 1939 г.	1	8	47	247,2	1,110	1,110	9,2	3,5	0,037	1,030	1,066	—	—	1500	1,13	530	1,04	Редкие небольшие обрывы шихты.
2	30 „ „	1	8	44	252,6	1,035	1,085	9,2	3,7	0,036	0,941	0,976	—	—	1500	1,19	533	1,48	В 1 и 2 см. печь стояла 12 час. 10 м., после стоянки ход печи обрывали, оползла настыль над ф. 9.
3	31 „ „	3	18	97	663,1	1,239	0,842	46,0	9,7	0,080	0,766	0,846	—	—	1430	1,16	505	1,20	1 см. ход ровный, нагрев повышенный, 3 см. после остановки ход осадками.
4	1 апреля „	2	11	56	394,0	1,417	—	32,2	7,6	0,081	1,045	1,126	—	—	1450	1,11	551	1,01	Ход ровный, нагрев повышенный.
5	8 „ „	2	16	98	551,7	1,012	1,012	55,2	10,1	0,100	0,889	0,989	—	—	1500	1,18	554	1,22	2-я смена ход ровный, 3-я смена ход обрывами.
6	13 „ „	1	8	47	305,9	0,896	0,896	23,0	8,8	0,075	0,785	0,860	—	—	1500	1,24	533	1,10	Ход ровный, нагрев повышенный.
7	22 „ „	3	24	171	911,1	0,901	0,901	105,8	11,1	0,121	0,946	1,067	—	—	1700	1,42	522	0,90	Ход неровный, обрывами, нагрев нормальный.
8	26 „ „	1	8	48	352,2	0,778	0,778	13,8	5,1	0,039	0,725	0,763	—	—	1500	1,26	562	0,89	Ход сравнительно ровный, нагрев нормальный, в 3-й смене остановили, нет кокса.
9	27 „ „	1	7	27	99,4	2,760	2,410	23,0	15,3	0,232	1,290	1,522	—	—	1190	1,07	450	0,94	Печь стояла 13 час. 20 мин. После остановки ход тугой, осадками, дали 5 холостых подач.
10	28 „ „	1	8	48	266,8	1,027	1,027	26,8	13,7	0,138	0,870	1,008	—	—	1600	1,32	462	1,70	Ход нормальный, нагрев повышенный.
11	29 „ „	1	8	50	313,0	0,876	0,876	36,8	13,1	0,117	0,777	0,895	—	—	1600	1,35	487	1,18	Ход нормальный, нагрев повышенный.
12	23 мая „	1	3	14	198,1	4,144	2,417	8,4	10,8	0,043	0,354	0,397	—	—	1400	1,16	550	1,05	Печь стояла 13 часов, после остановки шла осадками на низком дутье.
13	24 „ „	3	24	119	708,2	1,160	1,160	54,0	7,6	0,102	1,058	1,160	—	—	1345	1,11	536	0,67	Ход печи обрывами, холодный, заливало шлаком фурмы 10, 11, 12.
14	26 „ „	1	8	56	375,0	0,731	0,731	27,6	8,8	0,073	0,763	0,836	—	—	1650	1,40	657	1,00	Во 2-й смене ход неровный, на некоторых фурмах (9-10) холодно, в 3-й смене ход ровный.
15	27 „ „	1	8	55	371,5	0,738	0,738	33,0	10,8	0,090	0,740	0,830	—	—	1680	1,40	640	1,09	1-я см. ход ровный, в 7 ч. резко поднялось давление горячего дутья, печь подвисла, заливало фурмы на шлаковой стороне.
16	1 июня „	3	24	153	769,8	1,067	1,067	11,04	12,2	0,145	1,058	1,203	2,290	0,391	1610	1,32	566	0,72	Ход ровный, нагрев нормальный.
17	2 „ „	3	24	150	936,9	0,875	0,875	69,0	8,2	0,073	0,822	0,895	2,168	0,345	1600	1,34	610	0,84	В 1-й и 2-й сменах ход ровный, в 3-й смене обрывами.
18	3 „ „	3	15	69	526,4	1,520	0,972	50,6	12,8	0,096	0,648	0,744	1,779	0,280	1335	1,15	539	0,70	Печь стояла 10 ч. 15 м., после остановки ход небольшими обрывами.
19	4 „ „	3	24	153	895,9	0,917	0,917	110,4	12,9	0,125	0,845	0,970	2,057	0,338	1580	1 33	619	0,59	В 1-й смене ход небольшими обрывами, во 2-й и 3-й —ровный нагрев нормальный.
20	5 „ „	2	16	101	666,6	0,838	0,838	73,6	13,0	0,110	0,788	0,848	1,995	0,318	1560	1,35	608	0,86	В 1-й и 2-й сменах ход ровный, нагрев повышенный в 16 ч. 25 м. остановили —нет кокса.
21	9 „ „	1	8	40	219,0	1,252	1,252	27,6	12,4	0,126	0,897	1,028	—	—	1340	0,96	615	2,16	Ход ровный, нагрев нормальный.
22	10 „ „	3	24	151	688,5	1,193	1,193	110,4	13,1	0,162	1,078	1,240	2,199	0,334	1580	1,20	660	2,60	Ход небольшими редкими обрывами, нагрев хороший.
23	11 „ „	3	24	155	791,8	1,037	1,037	115 0	13,2	0,146	0,954	1,110	2,284	0,304	1600	1,23	676	2,95	Ход обрывами, нагрев высокий.
24	12 „ „	3	24	161	993,0	0,827	0,827	119,6	13,3	0,120	0,787	0,907	2,060	0,252	1600	1,32	689	2,58	Ход редкими обрывами, нагрев нормальный.
25	13 „ „	3	24	149	895,9	0,917	0,917	110,4	13,3	0,123	0,812	0,935	2,142	0,257	1565	1,18	670	2,46	Ход обрывами, нагрев нормальный.
26	14 „ „	3	24	142	765,4	1,073	1,073	110,4	13,9	0,145	0,894	1,039	2,345	0,270	1540	1,17	666	2,22	„ „ „ „
27	15 „ „	3	24	155	798,5	1,028	1,028	119,6	13,8	0,152	0,945	1,097	2,438	0,287	1600	1,24	693	2,63	„ „ „ „
28	16 „ „	3	24	158	948,6	0,866	0,866	128,8	14,5	0,137	0,799	0,936	2,066	0,263	1630	1,33	700	2,54	В 1-й и 2-й сменах ход редкими обрывами, в 3-й ровный, нагрев нормальный.
29	17 „ „	3	24	169	970,6	0,846	0,846	124,2	14,0	0,124	0,798	0,922	2,010	0,273	1660	1,38	725	2,54	Ход ровный, нагрев нормальный.
30	18 „ „	3	24	152	905,0	0,908	0,908	115,0	13,4	0,127	0,826	0,953	1,967	0,253	1593	1,31	716	2,89	Ход ровный нагрев высокий.
31	19 „ „	3	24	159	807,2	1,017	1,017	115,0	12,9	0,143	0,960	1,103	2,461	0,301	1650	1,34	713	2,76	Ход небольшими обрывами, нагрев высокий.
32	Среднее по переделному чугуну за 1-й период	23	167	981	6016,8	1,021	0,926	514,0	9,1	0,085	0,821	0,906	—	—	1500	1,23	536	1,08	
33	Среднее по переделн чугуну с 1 по 5 июня	14	108	626	3792,6	1,011	0,928	404,0	11,5	0,125	0,832	0,957	2,059	0,334	1530	1,30	590	0,74	
34	Среднее по литейному чугуну с 9 по 19 июня	34	272	1734	8783,5	0,960	0,960	119,6	13,5	0,136	0,876	1,007	2,384	0,280	1665	1,24	684	2,57	

Новосибирская областной
научная библиотека
№ 31804/

Новосибирская областная
научная библиотека
№_____

нения угля максимальное количество вдуваемого в печь воздуха составляло в среднем за сутки 1700м³, т. е. печь работала как будто бы на значительно сниженном дутье. На самом деле это не соответствует действительности. В действительности это заниженное количество дутья есть результат неправильных показаний контрольно-измерительной аппаратуры, установленной на определении количества дутья.

Оно не находится в соответствии с количеством сожженного в печи углерода и выплавленного чугуна. Это можно установить небольшим, элементарным расчетом. В качестве отправных данных для расчета примем одну из двух последних смен за 17-VI с. г. В эти смены по показаниям приборов в печь вдувалось постоянное количество воздуха—1650 м³ в 1 минуту и в каждую смену сработано по 53 подачи. Следовательно, в печи сожжено горючего в смену 296,8 тонны, а в одну минуту 0,618 тонны.

Если принять содержание нелетучего углерода в горючем 0,82 (средняя величина для кузнецкого кокса) и количество углерода доходящего до фурм 80% от количества его, загружаемого через колошник (величина выведенная по тепловому балансу печей КМЗ в июне прошлого года), то можно определить количество углерода, сгоревшего на фурмах 17-VI равным:

$$0{,}618 \cdot 0{,}82 \cdot 0{,}8 = 0{,}405 \text{ тонны.}$$

Количество воздуха, расходуемого на сжигание единицы углерода на фурмах доменной печи, как известно, является величиной изменяющейся в весьма узких пределах, почти постоянной (изменение ее зависит только от изменения содержания влаги в дутье) и равной 4380 м³ на тонну соженного углерода. Следовательно для того, чтобы сжечь на фурмах 0,405 тн углерода нужно ввести через них в печь, без учета потерь:

$$0{,}405 \times 4380 = 1774 \text{м}^3 \text{ воздуха.}$$

Принимая, что потери дутья в кауперах и на пути от них до горна печи в фурменных устройствах составляют 10%, действительное количество воздуха, подаваемого воздуходувкой и поступающего в каупера*) определится равным:

$$1774 \times 1{,}1 = 1950 \text{ м}^3 \text{ в минуту,}$$

что находится в полном сответствии с количеством выплавленного чугуна 970 тн за сутки. Таким образом, можно считать установленным, что приборы, определяющие подачу воздуха в доменную печь № 1, показывают заниженное количество его против действительного, примерно, на:

$$(1950 - 1650) \cdot 100 : 1650 = 18\%, \text{ а}$$

работу дом. печи № 1 за второй период (июнь с. г.) нужно считать почти нормальной.

Теперь обратимся к подробному рассмотрению данных таблицы 4-й. В этой таблице приведены показатели работы печи с применением тощего угля за каждый день, когда уголь поступал в шихту непрерывно не менее смены (горизонтальные строки с 1 по 31-ю). Данные таблицы мы разбили на три периода: 1) с 29-III по 27-V когда уголь поступал в шихту нерегулярно, печь работала на передельном чугуне с большими перебоями из-за отсут-

*) Замер количества воздуха производится в холодном воздухопроводе.

ствия кокса; 2) с 1-VI по 9-VI, когда уголь поступал в шихту более регулярно, печь выплавляла также передельный чугун и работала с меньшими перебоями, чем в первом периоде; 3) с 9-VI по 19-VI печь работала без простоев, выплавляя высокие марки литейного чугуна, уголь поступал в шихту непрерывно. Соответственно этим трем периодам выведены средние показатели и помещены в нижней части таблицы (см. строки 32, 33 и 34).

Первый период работы с применением угля менее всего характерный, по его данным труднее всего судить о влиянии угля на ход доменного процесса и результаты доменной плавки. Как уже отмечалось выше, уголь в это время задавался в шихту нерегулярно, от случая к случаю, в моменты особых затруднений с коксом, когда печь часто останавливалась и на длительное время. Тем не менее мы считаем необходимым рассмотреть и его. За этот период, продолжительностью почти два месяца, задано в шихту всего 514 тонн угля. Средний расход угля в дни его употребления составил 9,5% от общего расхода горючего—0,085 тн на тонну чугуна, при общем относительном расходе горючего 0,906 тонны. За время работы на угле в этот период выплавлено 6016,8 тн чугуна с коэфициентом использования полезного об'ема печи 1,021 за календарное время работы и 0,926 за фактическое.

Эти показатели, вообще говоря, являются недостаточно удовлетворительными, но они мало чем отличаются от показателей работы этой же печи в первом квартале когда уголь в шихту печи не употреблялся.

В первом квартале печь имела следующие показатели: коэфициент использования полезного об'ема 1,331 за календарное время работы и 0,909 за фактическое, расход кокса 0,870 тн чугуна.

Причина неудовлетворительной работы печи и в первом квартале (без применения угля) и за апрель—май (с применением угля) лежит в частых простоях печи и длительной ее работе на пониженном дутье. За первый квартал в печь вдувалось в среднем за минуту по показаниям приборов 1280м³ (1510м³ фактически), за апрель—май (в дни применения угля)—1500м³ по показаниям приборов (1770м³ фактически).

Приведенные сравнительные данные о показателях работы печи в апреле и мае с применением угля в шихту и за первый квартал без применения последнего указывают на повышенный расход горючего в первом случае по сравнению со вторым. Неодинаковые условия работы печи в этих случаях (более форсированная работа печи и более горячий ход ее, содержание Si в чугуне 1,08% в первом случае), нерегулярное поступление угля в шихту и непродолжительное время (в общей сложности 23 смены), а также незначительное расхождение,—не дают возможности высказаться определенно явилось ли применение угля одной из причин повышенного расхода горючего или последний зависел только от указанных выше факторов — более форсированной работы печи при более горячем ходе ее в апреле и мае по сравнению с первым кварталом.

За второй период работы печи с применением угля последний поступал в шихту в количестве 11,5% от общего расхода горючего, в среднем—0,125 тонны чугуна при общем относительном расходе горючего в 0,957. Показатель использования полезного об'ема получился не-

сколько лучше — 1,011 м³-тн за календарное время работы печи и 0,928 м³-тн за фактическое, при средней подаче дутья в печь 1530м³ в минуту по показаниям приборов (1800м³ фактически). Повышенный расход горючего во втором периоде по сравнению с первым можно об'яснить высоким расходом суррогатов кокса за второй период. За пять дней фактической работы печи с применением угля во втором периоде, в печь поступило 1100 тонн кокса 2 и 3 сорта, да сверх того 65 тн кемеровского кокса.

Наиболее ценным с точки зрения выявления влияния тощего угля на ход доменного процесса показателем работы печи является третий период работы. Работа печи в этот период протекала наиболее нормально как в смысле отсутствия перебоев в снабжении коксом, так и в отношении применения угля, последний задавался в шихту беспрерывно в течение 10 суток подряд. В это время печь работала без простоев и выплавляла литейный чугун высоких марок, преимущественно от № 1 и выше. Среднее содержание кремния в чугуне за 10 дней работы составило 2,57%.

Средний расход угля был 13,5% от общего расхода горючего — 0,136 тн на тонну чугуна при общем относительном расходе горючего 1,007 тонны. За 10 суток работы выплавлено чугуна 8783,5 тонны с коэфициентом использования полезного об'ема печи 0,960 при подаче дутья в печь в среднем 1665 м³ в минуту по показаниям приборов (1960 м³ фактически). Расход горючего за этот период был незначительно выше того, какой она имела за 20 дней мая текущего года, выплавляя литейный чугун на одном коксе без участия угля в шихте с расходом горючего 0,990 тонны и значительно более низкий чем при выплавке литейного чугуна в 1938 году (тоже без участия угля) когда расход кокса составил 1,155 тонны.

Если пересчитать десятидневные результаты работы печи в июне с литейный на передельный чугун, пользуясь обычным переводным коэфициентом 1,15, то мы получим следующие показатели: расход горючего 0,870 тонны на тонну чугуна и коэфициент использования полезного об'ема 0,834м³/т. Такие показатели характеризуют хорошую работу печи. Из них расход горючего в пересчете на передельный чугун получился точно такой же какой имел место в первом квартале (0,870) при работе печи на передельный чугун без участия угля и значительно ниже, чем печь имела при работе на передельный чугун в 1938 году также без участия угля когда расход горючего составил 0,949, правда, при более форсированной работе в первом полугодии.

Из остальных данных, характеризующих работу печи, следует остановиться на упругости дутья и составе колошникового газа.

Как показывает таблица, упругость дутья за все время работы на угле как при выплавке передельного, так и литейного чугуна находилась в нормальных пределах (1,1—1,4 атм) соответственно поступающему в печь дутью, временами незначительно (на 0,1—0,15 атм) превышая упругость при работе на одном коксе при одинаковом количестве дутья.

Состав колошникового газа при работе с применением угля отличается от такового при работе на одном коксе заметно повышенным содержанием метана и водорода. При работе с применением угля содер-

жание в газе метана наблюдается чаще всего 0,6—0,8%, водорода 2,0—2,5, а в отдельных пробах достигает 2,7—2,8%, тогда как при работе на одном коксе содержание в газе метана колеблется в пределах 0,4—0,5%; а водорода 1,6—1,8%.

Работа печи на шихте с применением угля в том количестве, в котором уголь употреблялся (9,5—13,5%) ничем особенным не отличается от работы на одном коксе. Ход ее достаточно нормальный, что можно видеть из приведенных диаграмм упругости дутья, давления грязного газа на колошнике и шомпольных диаграмм (см. фиг. 2), взятых за дни с наибольшим содержанием угля в шихте отдельно при работе на передельный и литейный чугуны. Достаточно плавная кривая упругости дутья, редкие небольшие верхние пики на газовой диаграмме говорят о сравнительно ровной работе печи и достаточно плавном опускании плавильных материалов в ней. Об этом же свидетельствует и характер шомпольных диаграмм.

Редкие небольшие обрывы шихты, о которых говорится в графе «Характеристика работы печи» таблицы 4 и на которые указывают верхние пики на газовых диаграммах имеют своей причиной, надо полагать, наличие настыли на стенках верхней части шахты, а не применение угля в шихту. Такое предположение тем более вероятно и основательно, что подобные обрывы шихты (и не совсем спокойный ход печи) замечались и при работе ее в первую половину текущего года на горючем, состоявшем из одного кокса.

Выше отмечалось, что в некоторых случаях после длительных остановок при работе на угле пуск печи в работу проходил довольно болезненно, печь плохо принимала дутье, склонна была к подвисаниям, требовала определенной осторожности в темпах повышения количества дутья во избежание хода осадками. Некоторые работники доменного цеха склонны об'яснить это влиянием угля. Но, как показывает тщательный анализ показателей работы печи по данным сменных рапортов и диаграмм контрольно - измерительных приборов, это об'яснение не соответствует действительности.

Из этих данных можно усмотреть, что ненормальный ход пуска печи в работу после остановки обычно имел своей причиной заметное похолодание ее вследствие длительной стоянки, работу ее перед остановкой на высоких нагрузках руды на коксе (на которых печь останавливалась без уменьшения рудной сыпи) и нередко неосторожное, быстрое увеличение количества дутья. Так, например, весьма ненормально проходил пуск печи 6/VI. Но при этом печь пускалась после весьма длительной стоянки—30 час., причем она была остановлена на очень высоких нагрузках—2,08—1,87 тонны руды на 1 тонну кокса без уменьшения рудной сыпи. Естественно при этих условиях печь заметно похолодала, что и послужило причиной неприятностей при пуске.

Несостоятельность об'яснений ненормального хода пуска печи после стоянки влиянием угля можно также усмотреть в том, что при работе с применением угля был ряд случаев когда пуск печи в работу после стоянок длительностью не менее смены (если остановка печи проводилась на нормальных нагруз-

ках и при достаточном нагреве печи) проходил обычным нормальным путем и напротив известен ряд случаев, когда пуск той же печи, остановленной на шихте без участия угля, проходил ненормально, если печь останавливалась на высоких нагрузках или неосторожно подходили к темпам увеличения количества дутья. Например, далеко ненормально проходил пуск печи после стоянок 12-V, 19-V и 20-V, при этом угля в шихте не имелось.

Перед употреблением угля в шихту у некоторых доменщиков возникало опасение в отношении возможности загромождения горна угольной мелочью. Эти опасения не подтвердились, по крайней мере, при том количестве угля и шихте, которое употреблялось на дом. печи № 1.

Как уже отмечалось выше, до 20-VI уголь поступал в шихту беспрерывно в течение 15 дней, всего за это время загружено в печь около 1600 тонн угля. Наблюдение же за работой фурм и состоянием горна показывает, что последний остается совершенно чистым. Подтверждением этому может служить следующий факт. При выпуске чугуна после начала выхода шлака через чугунную летку сейчас, как и обычно, наливается $1^1/_2$—$1^3/_4$ ковша чугуна из общего количества 2—3 ковшей на выпуске, т. е. примерно 60%. Фурмы работают вполне нормально, на них не болтает шлак и они не горят (за все время работы на угле не сгорело ни одной фурмы), что всегда имеет место при загроможденном горне.

Все это дает основание полагать, что уголь хорошо ведет себя в печи, не растрескивается на очень мелкие куски, не образует тонкой мелочи (мусора) или если и образует ее, то в ничтожно малом количестве, легко удаляемом из печи шлаком. На выпуске чугуна во время продувки печи иногда наряду с коксом выбрасываются из печи и кусочки угля. Эти кусочки обычно имеют величину не менее волошского и не более грецкого ореха. Они имеют чаще всего форму четырехгранных столбиков или пластинок, гладкую отшлифованную поверхность с достаточно округлыми кромками, но все же более острыми, чем у кусочков кокса почему легко отличаются от последнего. Очень интересно отметить, что среди кусочков угля, выброшенных через чугунную летку, попадаются кусочки с неровной рифленной поверхностью, имеющей форму гармошки. Характер поверхности этих кусков показывает, что в силу неоднородности структуры угля (частые прослойки витрена) происходило неравномерное горение его, но куски при этом не рассыпались на мелочь, а сохраняли свою форму, уменьшаясь только за счет горения с поверхности.

ВЫВОДЫ

1. Лабораторные исследования тощего угля пласта «Мощного» на сопротивление раздавливанию, удару и термическим воздействиям показали высокие физико-механические свойства присущие этому углю. В этом отношении уголь не уступает кузнецкому коксу и даже несколько превосходит его.

2. По химическому составу тощий уголь пласта «Мощного» является прекрасным доменным топливом, уступая кузнецкому коксу только несколько пониженным содержанием нелетучего углерода (на 2—3%) и заметно превосходя его в отношении чистоты (более низкое содержание золы и серы).

3. Испытания угля в производственных условиях путем применения его в шихту доменной печи № 1 в количестве до 13,5% показали пригодность угля как частичного заменителя кокса при выплавке чугуна в мощных доменных печах.

Применение тощего угля в шихту доменной печи № 1 в течение пяти суток непрерывной работы (на передельный чугун) в количестве 11,5% и 10 суток (на литейный) в количестве 13,5% никаких осложнений в работу печи не внесло. Работа печи при этом протекала вполне нормально, достаточно ровно и с вполне удовлетворительными показателями, не худшими чем при работе на одном коксе, при прочих одинаковых условиях. Следует особо отметить, что применение угля в размере 13,5% практически не вызывает роста общего расхода горючего на выплавку единицы чугуна по сравнению с работой на одном коксе (несмотря на несколько пониженное содержание нелетучего углерода в угле). Это можно об'яснить некоторым снижением расхода известняка при плавке с применением угля по сравнению с плавкой на одном коксе (0,280 кг вместо 0,310 кг на тн чугуна) и соответственным уменьшением относительного веса шлака, благодаря меньшему содержанию золы и серы в угле.

4. Отпали опасения в отношении возможности загромождения горна угольной мелочью при употреблении угля в шихту доменной печи, по крайне мере, в тех пределах (13,5%), в которых уголь был применен на печи № 1. При непрерывном десятидневном поступлении угля в шихту в размере 13,5% от общего расхода горючего и при работе на литейный чугун, горн печи оставался совершенно чистым, несмотря на не совсем удовлетворительное качество шлаков в смысле их текучести.

5. На основании этих данных можно твердо и уверенно рекомендовать повседневное применение в шихту всех доменных печей КМЗ угля пласта «Мощного» в размере 15% от общего расхода горючего.

6. Эти же данные дают основание полагать, что возможно допустить применение тощего угля в колошу горючего мощных доменных печей в значительно большем количестве, чем было испытано на печи № 1, и во всяком случае не менее 30% от общего расхода горючего. Это следует испытать в самом ближайшем времени. Однако при этом следует провести ряд легко выполнимых простейших мероприятий, а именно:

а) подвергать дроблению все крупные куски угля размером выше 150 мм;

б) подвергать уголь тщательному грохочению на грохоте с размером отверстий 40 мм, при этом уголь не должен содержать тонкой мелочи более 2%;

в) повысить текучесть доменных шлаков при работе на угле за счет снижения глинозема до 16% при сумме кислот 54% и повышении магнезии до 6—8% путем либо увеличения в шихте мартеновского шлака, либо частичной замены известняка доломитом;

г) исключить из шихты суррогаты кокса и магнитогорскую руду 3-го сорта и

д) задавать уголь в шихту совместно с коксом в каждую колошу горючего равномерно.

Л. П. Владимиров
Доцент СМИ

Пути освоения мощных мартеновских печей*)

(Итоги и перспективы)

10 лет тому назад, когда партия большевиков подхватила идею великого Сталина и многомиллионными руками трудящихся всего Советского Союза начала строить Урало-Кузнецкий комбинат, мартеновское производство в нашем Союзе находилось еще на крайне низком уровне. В то время наиболее крупный завод им. Дзержинского еще только проектировал 110-тонные мартеновские печи, а наибольшая садка на существовавших в отдельных заводах 60-тонных печах доходила лишь до 60 — 80 тонн. Все цехи у нас были построены по «немецкому» типу. Шихта подавалась на балкончики, мульды подхватывались неудобными крановыми завалочными машинами, слитки разливались в изложницы в «канаве», крытых шихтовых отделений, дворов изложниц и стрипперных отделений не было, небольшие миксеры построены были только на 2 — 3 заводах.

Две Сталинских пятилетки совершенно преобразили лицо нашего мартеновского производства. Постройка, пуск и освоение цехов-уникумов на Кузнецком заводе (13 больших печей), Магнитогорском (12 печей), новых мартеновских цехов на старых заводах им. Дзержинского (4 мощных печи) и им. Кирова в Макеевке (6 печей), мартеновских цехов на новых заводах «Запорожстали» (пока 7 печей) и «Азовстали» (4 качающиеся печи, еще неполностью вошедшие в строй), затем реконструкция цехов ряда заводов, наконец, стахановское движение в металлургии и последовавшая в результате этого движения переделка почти всех мартеновских печей всего Советского Союза, — все это дало невиданное вооружение советским мартеновцам.

Такой колоссальный под'ем промышленности был достигнут менее чем за одно десятилетие. Постройка и освоение новых крупных агрегатов встречали на своем пути немало трудностей. Наряду с врагами народа, сознательно шедшими на срыв всякого рода нововведений, на пути нашего роста встали косность, консерватизм и отсталость технической мысли многих деятелей мартеновского производства.

Большое недоверие встретили, прежде всего, мощные мартеновские печи. Это недоверие было проявлено в особенности к большим печам в условиях так называемых «отсталых» районов (Сибирь, Южный Урал). Это видно хотя бы на примере проектов Кузнецкого завода. Промзадание на постройку мартеновского цеха изме-

*) С рядом выдвигаемых доцентом Л. П. Владимировым положений редакция сборника не согласна. Статья печатается в порядке обсуждения.

нялось 5 раз. Первый американский проект предусматривал постройку 7 печей по 110 тонн каждая. Американцы считали бессмысленным строить мощные печи в «отсталой России», не говоря уже о Сибири.

Второй проект включал 8 печей по 125 тонн. Третий Гипромезовский —12 печей по 125 тн. По четвертому проекту, утвержденному правительством, цех должен был состоять уже из 15 стопятидесятитонных печей. И, наконец, окончательный проект был утвержден в составе 12 печей по 150 тн и 3 печей по 300 тн каждая.

Но действительность сломила и этот проект. Цех еще не был достроен, когда построенные 13 печей стали давать металла больше, чем было предусмотрено проектом на 15 печах. Эти годы дали огромный толчок устаревшей технике, дали громадный опыт металлургам СССР.

Теперь мы вправе задать себе вопросы: каковы итоги 7-летней работы больших печей? Что нового внесли металлурги Сибири в дело познания и организации мартеновского производства? Что еще необходимо проделать металлургам, чтобы, не останавливаясь на достигнутом, поднять уровень производства на еще более высокую ступень?

Постараемся вкратце ответить на эти вопросы.

Конструкция печей

Как ни хороши были новые печи американского образца по сравнению со старыми южными и уральскими печами, но уже в первые месяцы эксплоатации они обнаружили немало недостатков. Попытки сразу устранить эти недостатки встречались в штыки. «Вам дали лучшее, что есть в технике; сумейте же хотя бы освоить это». «Нечего на печи пенять, коли не умеете работать». Так как зерна истины о нашем неуменьи сразу хорошо работать несомненно были, то приходилось соглашаться с тем, что главное сейчас —это научиться работать. Но, чем лучше люди осваивали процесс, тем больше выступали недостатки конструкции печей. Началось со сводов. Уже через год после пуска первой печи пришлось констатировать весьма низкую стойкость сводов. Установлено было, что виною этому являлась неудовлетворительная организация процесса и, в частности, неудачная конструкция сводов.

На одном из технических заседаний в конце 1933 года защищалась идея поднятия сводов печей. Эта идея вскоре нашла полное признание *) и практическое применение.

Вслед за Кузнецким заводом своды в течение 1934—1936 гг. были подняты буквально на всех заводах Советского Союза. Следует отметить, что под'ем сводов встречал у нас и сопротивление и саботаж, и хотя это мероприятие выдвинуто было на Кузнецком заводе, но использовано оно на этом заводе до сих пор в наименьшей степени.

Для улучшения конструкции печей с 1934 года было предложено также переделать своды с несимметричных на симметричные. Это предложение также реализовано ныне на всех заводах Союза.

В 1936 г. наряду с введением охлаждения сводовых пят на других заводах, введены были охлади-

*) Всесоюзное совещание мартеновцев в Харькове 1936 г.

тельные балки и на Кузнецком заводе. Это устранило надобность в пятовом кирпиче и также направлено было к повышению стойкости сводов. Для увеличения стойкости сводов с конца 1936 г. они стали выкладываться утолщенным кирпичом (460 и 520 мм против прежних 380 мм).

В 1936 г. впервые на крупной печи в СССР был теплоизолирован свод. Теплоизоляцию производила бригада инженеров Уральского теплотехнического института*). Теплоизоляция дала явное улучшение. Следует отметить, что преимуществами теплоизолированных сводов наши мартеновцы воспользовались не сразу, и после от'езда бригады исследователей долгое время ни один свод не был вновь теплоизолирован.

В 1936 г. был разработан проект переделки 150-тонной печи на 300-тонную. Хотя он и был утвержден, но встретил сильное сопротивление руководящих тогда заводом и его отделами врагов народа. Все же понемногу, под давлением стахановцев и ИТР, администрация завода вынуждена была переделать одну за другой ряд печей на увеличенную садку.

Переделка была осуществлена неполностью. По проекту предполагалось не только углубить ванну, поднять свод и реконструировать головки, но и улучшить тепловую работу печи, для чего нужно было увеличить поверхность нагрева насадки, улучшить работу шлаковиков и разработать вопросы усиления принудительного дутья и применения искусственной тяги.

Кроме того, предполагалось установить диффузорный кессон в головках, уменьшить некоторые вредные сопротивления, полностью теплоизолировать не только свод, но и всю печь, увеличить емкость мульд и т. д. В действительности же только увеличен об'ем ванны за счет поднятия ложных порогов, уменьшения толщины наварки и замены подподовых балок № 40 на рельсы.

Свод был поднят вместо предложенных 800 мм только на 200—300 мм, т. к. надставки для сляб не были своевременно изготовлены. Кривизна свода увеличена незначительно, хотя нужно было довести отношение стрелы свода к хорде до $^1/_5$. Свод был выложен из утолщенного кирпича, но не теплоизолирован. В головках были подняты воздушные перевалы, поднят газовый кессон, наклон его был увеличен с 9° до 14°.

Вместо обычных симметричных раздвоенных желобов были применены несимметричные, предложенные инж. Д. Ф. Наговициным. Несмотря на односторонность переделки, уже в первые месяцы после пуска печи показали всю выгоду работы на увеличенных садках. В течение 1937 и 1938 гг. последовательно были переделаны на удвоенную садку печи №№ 1, 2, 3, 4 и 8. Почти все остальные печи также были приспособлены к выпуску металла в 2 ковша, но прежнее вредительское руководство заводом считало излишним вести большинство печей на удвоенных садках под тем предлогом, что, якобы, некуда будет девать металл—блюминг не справится.

*) Н. Карпов и В. Варначев—„Уральская металлургия", 1937 г., №№ 9 и 12.

В дальнейшем конструкция печей также подверглась изменению. Было введено охлаждение передней стенки. Для удобства заправки, переднюю стенку (за счет кирпичной выкладки) стали делать наклонной. Охлаждению были также подвергнуты и кирпичные арочки загрузочных окон, хотя на ряде заводов их вовсе устранили, заменив охлажденными металлическими перекрытиями.

По предложению слесаря-стахановца Самохвалова, вместо дефицитных резиновых шлангов на крышках загрузочных окон были установлены телескопические трубки. По его же предложению водосборные коробки, помещавшиеся раньше между окнами, были перенесены по обе стороны печи, что устранило частое засорение их. Это мероприятие следует рекомендовать и другим заводам.

С большим опозданием было выполнено предложение автора об устройстве второго шлакового отверстия для одновременного спуска шлака с двух сторон печи. Это предложение реализовано пока только на печи № 13.

Наконец, при переделке печи № 4 была осуществлена полужесткая система крепления печи.

Вот ряд тех нововведений, которые имели место на протяжении последних пяти лет в деле создания физически-выносливой и более быстроходной печи.

Что же нужно в ближайшее время сделать?

1. Нужно, прежде всего, завершить реконструкцию всех печей, переводя их на удвоенную садку.

2. Эту садку на всех печах нужно довести не до 240—280 тн, как это имеет место сейчас, а до 380 тонн. Дело в том, что наши сталеразливочные ковши свободно вмещают по 190 тонн. Поскольку это так, то удвоенная садка должна рассчитываться на все 380 тонн.

3. Чтобы избежать неравномерности в заполнении ковшей при выпуске, нужно изготовить «наклоняемые» желоба, по которым металл сначала заполнит один из ковшей, а затем другой.

4. Нужно растравить чересчур пологие (18°—25°) откосы у передних и торцевых стенок всех печей и привести профиль ванны в надлежащее состояние.

5. Нужно осуществить, наконец, конструкцию с'емного секционного свода, который позволит смену свода производить за 2—3 часа и на место снятых секций даст возможность ставить уже разогретые на стороне до 600—700° новые.

6. Нужно отказаться, наконец, от неудовлетворительно работающих головок Вентури и применить взамен одно из видоизменений головок Розе, разработанных в Сибирском металлургическом институте.

7. Нужно расширить шлаковики в сторону межпечного пространства, углубить их и применить конструкцию шлаковика, предложенную в 1936 г. Первый опыт применения его на печи № 3 показал, что такой шлаковик значительно лучше очищает газы от шлака и сохраняет насадки, но т. к. шлаковик не был углублен, то скоплявшийся под аркой шлак стал затруднять проход газа в печь и в последнюю часть кампании печь из-за этого ухудшила работу. Под бетонной подушкой шлаковика находится пустое про-

странство, так называемые «продухи», нужно за счет их увеличить глубину шлаковиков, установив в них отводные наклонные арочки.

8. При расширении шлаковика вертикальный канал легко будет сделать наклонным, диффузорной формы *).

9. В регенераторах насадку нужно заменить на более стойкую и более компактную. Сечение каналов нужно уменьшить до 100×100 мм. Вырезы на кирпиче нужно сделать двухсторонними, по 20 мм на сторону. Это увеличит число рядов кирпича и сделает насадку более устойчивой, а вместе с уменьшением размера ячеек увеличит поверхность нагрева более чем на 50%.

10. Нужно ликвидировать ряд вредных сопротивлений в системе печи и поставить вопрос о замене на всех печах тарельчатых газовых клапанов на шибера типа Блау-Нокс, а на первых четырех печах заменить воздушные клапаны Нея на задвижки Блау-Нокс.

11. Необходимо, наконец, установить и пустить в работу имеющиеся на КМЗ два котла утилизатора и подготовить остальные печи к тому же.

Тепловая работа печей

До 1936 г. на заводе существовала вредительская инструкция, запрещавшая сталевару сжигать больше 7000 м³ смеси газов в час. Отдельные сталевары, боявшиеся сжечь свод, сжигали по 5000—5500 м³ смеси в час. Руководством цеха распространялась вредная теория о том, что калорийность смеси не должна быть выше 1800 кал. В результате печи «голодали», теплонапряжение в них составляло в лучшем случае 11—12 миллионов калорий в час.

Несмотря на ряд дискуссий, докладов и статей, направленных к повышению расхода тепла, с 1933 г. по 1936 г. положение оставалось неизменным и лишь с развитием стахановского движения бывшее руководство завода пошло на-попятную.

По проекту, выполненному студентами В. Паршиным и А. Васильевым (ныне инженерами 2-го мартеновского цеха), были переделаны стояки коксового газа. Диаметр их был увеличен с 200 до 300 мм. Подводы сделаны были с плавными закруглениями.

Почти на всех печах были установлены более мощные вентиляторы. Печи, не пользующиеся генераторным газом, были снабжены форсунками для корбюрации газа мазутом. Коксовые печи частично были переведены на доменный газ и это позволило дать больше коксового газа мартенам. Для лучшего усвоения тепла шихтой стали применять разработанную институтом последовательно-послойную систему завалки, быстрый и более полный спуск шлака после расплавления ванны. Все эти меры позволили поднять теплонапряжение в рабочем пространстве печи до 20—28 миллионов калорий в час. В результате средняя продолжительность плавок снизилась с 16—18 час. до 10—12 час. при увеличенной садке.

Однако этих мер на сегодня крайне недостаточно. Необходимо следующее:

*) И. Г. Казанцев—„Исследование сопротивлений в головках мартеновских печей“ „Сталь“. 1938 г., № 3.

1. Пересмотреть снова газовый баланс завода, перевести полностью на доменный газ печи листостана и других цехов, снизить до минимума потребление коксового газа в коксовом цехе, устранить окончательно засос воздуха в коксовые печи, переставить вредительски смонтированный бустер на участок газопровода, примыкающий к мартеновскому цеху. Все это даст больше коксового газа мартеновским цехам, для которых 25000 м³/час все же голодная норма.

2. За счет увеличения количества коксового газа повысить среднюю калорийность смеси до 2500 кал.

3. Всерьез заняться интенсификацией работы газогенераторов, увеличив подачу в них дутья. Выход генераторного газа можно увеличить более, чем в полтора раза.

4. Разработать для всех печей определенный тепловой режим, вывесить таблицы режимов против каждой печи и выделить одного инженера в смену, который бы занимался исключительно вопросами организации тепловой работы печи.

5. Повысить температуру нагрева газовых регенераторов путем изменения сечений воздушных окон и выходного сечения газового клапана.

6. Закрыть дыры в вертикальных каналах, пробитые для охлаждения воздушных насадок, а стойкость насадок вверху повысить за счет укладки нескольких рядов кирпичей на плашку.

7. Произвести тщательнейшую засыпку и обмазку всех частей печи, имея ввиду, что засасываемый воздух в очень значительной степени ухудшает тягу, снижает температуру факела пламени и температуру нагрева газа и воздуха в регенераторах. Об этом на заводе говорят уже больше 4 лет, но практически сделано весьма немногое.

8. Необходимо уменьшить засос воздуха через загрузочные окна. Для этого нужно меньше их открывать, быстрее закрывать и сделать прижимы к крышкам загрузочных окон.

9. Чтобы меньшее число раз открывать окна, нужно, наконец, увеличить размеры мульд по длине и высоте.

10. Нужно приучить персонал к тому, чтобы крышки окон открывались лишь в момент, когда хобот завалочной машины с мульдой уже приближается к крышке окна, а не когда машинист еще только собирается взять хоботом мульду.

11. Нужно усвоить всем, что тепло, в большом количестве подведенное в печь, не всегда ведет к улучшению работы печи. Подведя топливо в печь, нужно обеспечить и поглощение его ванной. До заливки чугуна этому способствует последовательно-послойная система завалки, после заливки—быстрый и наиболее полный спуск шлака. Оба эти мероприятия хотя и признаны в цехах КМЗ, но выполняются совершенно недостаточно.

12. Для более полного спуска шлака нужно обеспечить все печи двумя шлаковыми отверстиями, увеличить число шлаковых ковшей в цехе, увеличить их об'ем, а при ремонтах изготовить вместо шлаковых отверстий шлаковые окна с небольшим ложным порогом.

13. Нужно помнить, что в настоящее время наши непеределанные печи работают на теплонапряжении порядка 20 миллионов калорий, а переделанные—25—28 млн. калорий

в час, в то время как поглотительная способность шихты, примерно, вдвое больше. Нужно, поэтому, принять решительные меры общезаводского характера для увеличения подвода тепла к мартеновским печам. Печи на это ответят только значительным сокращением продолжительности плавок. В качестве таких мер можно наметить постройку дополнительной батареи коксовых печей, постройку второй газогенераторной станции и, в особенности, интенсификацию процесса коксования в существующих печах за счет введения принудительных дутья и тяги, и интенсификацию газогенераторного процесса за счет подачи большего количества дутья.

Процесс плавки

Истекшие годы заставили сильно изменить взгляды на процесс плавки стали в печи. Раньше завалке шихты вообще уделялось мало внимания. Инструкциями предусматривалась только система завалки, т. е. очередность дачи в печь того или иного материала. В результате изучения работы мощных печей Кузнецкого завода было доказано, что не менее важна последовательность, в которой эти материалы заваливаются в то или иное окно. Появился новый способ последовательно-послойной завалки шихты, который дает возможность увеличить теплопоглотительную способность шихты и равномернее прогреть ее как по глубине, так и по длине печи.

Стахановцами-сталеварами еще в 1935 г. была поставлена под сомнение необходимость в периоде прогрева шихты. Действительно, когда в период завалки печь работает на очень высоком теплонапряжении, когда перед завалкой печь не была остужена и заправка ее велась на полном газе, когда, наконец, завалка произведена последовательно-послойным способом,—тогда период прогрева становится ненужным и после окончания завалки, лишь только заправлены передняя стенка и ложные пороги, в печь можно заливать чугун.

В первые годы эксплоатации больших печей было обращено внимание на исключительно затяжной период расплавления. Этот период отнимал от 6 до 8 часов после конца завалки. Исследование ряда плавок показало, что продолжительность периода плавления связана, прежде всего, с форсированием печи во время завалки и прогрева. Кроме того, она зависит от порядка завалки и от количества введенной в завалку руды. Увеличением теплонапряжения в периоды завалки, прогрева и плавления, лучшей системой завалки и дачей не всей руды в завалку, — период расплавления в дальнейшем удалось значительно сократить. В завалку в то время давали не только всю расчетную руду (как железную, так и марганцевую), но и значительный избыток ее.

Шихтовка тогда основывалась не на расчете, а на глазомере. Однако и применение теоретических методов расчета шихт не сразу внесло ясность в вопрос. Почти все методы расчета шихт (кроме старого метода расчета проф. Доброхотова) не учитывали такой важнейший фактор плавки, как спуск шлака. Внедрению правильной шихтовки на КМЗ особенно содействовали инж. Д. Титов, составивший ряд готовых таблиц и сделавший расчет более доступным для мастеров и грамотных сталеваров, и затем инж. Д. Наговицин, который в предложенных

им таблицах ввел поправку на спуск шлака.

Так как почти вся марганцевая руда, идущая в завалку, уходила со спускным шлаком, то еще в 1935 году было предложено от дачи этой руды в завалку отказаться с использованием ее уже после расплавления ванны. Точно также было предложено вводить в завалку не всю расходуемую железную руду, а только 85—90% ее с тем, чтобы остальное количество вводилось после расплавления ванны.

Последнее предложение, внесенное еще в 1934 г. *), встретило весьма сильные возражения. Многие утверждали, что вводить руду в расплавленный металл — это значит студить металл и губить плавку. Поэтому предпочитали давать эту руду в завалку и получать перемягченные плавки, плавки которые кисли в печи и не могли нормально кипеть. А длинный период расплавления, вызванный слабым питанием печи теплом и дачей большого количества холодной руды, способствовал тому, что к концу расплавления в металле уже почти не оставалось углерода. Такой металл не мог быть прокипяченным, в нем было мало газов, из него с трудом удалялись шлаковые включения, его было неимоверно трудно нагреть и раскислить.

Повысить содержание в металле углерода по расплавлении удалось лишь тогда, когда стахановцы опрокинули старые инструкции и, наряду с большим форсированием печи в начальные периоды плавки, стали смело вводить в печь руду после расплавления. Если раньше в печь боялись вводить руду даже лопатами, то теперь такие мастера как инж. И. Зотенко смело вводят после расплавления по 4—5 даже по 6 мульд железной руды. И они поступают совершенно правильно, т. к. во-время подброшенная руда не только не застудит металл, но, наоборот, вызывая более сильное кипение, поможет быстрее нагреть его.

Более быстрому нагреву ванны способствует также примененный первым сталеваром-стахановцем Кузнецкого завода В. Матюшкиным метод наиболее быстрого и наиболее полного спуска шлака из печи. Правильная завалка, высокий тепловой режим, быстрый спуск шлака и любовь к своему делу, к своему заводу, к Родине — позволили тов. Матюшкину еще в 1935 год дать ряд рекордных 6-часовых плавок на 150-тонных печах.

Старые инструкции ограничивали сталеваров в отношении скорости выгорания углерода. Средняя скорость выгорания углерода должна была быть не выше 0,3% в час. Однако произведенные еще в 1936 году исследования показали, что и производительность и качество металла улучшаются при повышении скорости обезуглероживания. Но при повышении скорости обезуглероживания должен был сократиться период кипения. В инструкции же (до последних дней) говорится о том, что для обеспечения качества металла кипятить его нужно не менее, чем... столько-то часов. Ни теоретические обобщения, ни практика этого не подтверждали. Нужно было

*) В докладе на НИТОМ от 5|VI-1934 г,

сломить инструкцию, изменить взгляд специалистов на этот вопрос. Первая попытка поставить так вопрос на всеуральской конференции по мартеновскому производству в 1936 году вызвала одобрение стахановцев и молодых инженеров и сильные нарекания старых специалистов. Но прошло 3 года и приверженцы старых взглядов пришли к тому же. Сейчас уже можно считать установленным, что на больших печах необходимо повысить содержание углерода в металле по расплавлении, повысить среднюю скорость выгорания углерода (по крайней мере, до 0,45 — 0,50% в час) и что продолжительность кипения не играет самостоятельной роли в вопросах качества металла. Далее, изучение процесса привело к необходимости специальной организации процесса обезуглероживания, к необходимости ведения плавок по направляющим кривым. В противовес неудовлетворительным немецким направляющим кривым Байтера, Лифшица, при построении которых учитывается термическая мощность печи, был выдвинут принцип правильного ведения плавки, принцип синхронности нагрева металла и обезуглероживания его, который и лег в основу составления направляющих кривых.

Исследованиями процесса сотен плавок было установлено, что лучшим видом кривой выгорания углерода является кривая, вогнутая по направлению к оси абсцисс с большей скоростью выгорания в начале кипения и меньшей в конце. Было также установлено, что кипение к концу плавки должно только замедляться, но не затихать совсем. Кроме того, было найдено, что лучший путь достижения такой кривой —это дача после расплавления ванны такого количества руды, при котором кривая выгорания углерода получится нормальной естественным путем, без значительного количества подсадок.

Инструкции по качественным сталям требовали, однако, введения в ванну по ходу кипения подсадок ферромарганца. Они в сущности тормозили кипение ванны и ухудшали качество металла. В то же время ферромарганец можно было в значительной мере экономить, добиваясь восстановления его из шлака. Последнее оказалось выгодным не только экономически. Восстановление марганца резко повышает качество металла. Отсюда возник вопрос о режиме марганца. Если раньше почти все заводы боялись вести процесс с восстановлением марганца, то теперь большинство металлургов согласилось с тем, что лучше отказаться от присадок ферромарганца и добиваться восстановления марганца из шлака. Так как выгорающий из чугуна марганец уходит со спускным шлаком, то, чтобы обеспечить восстановление марганца, нужно проделать то, что предлагалось еще в 1935 году—давать марганцевистую руду после расплавления ванны взамен части железной.

За годы работы больших печей изменилось также отношение и к шлаку. Установлено, что при всех благоприятных условиях (температура, закись железа в шлаке, углерод в металле) обезуглероживание может протекать ненормально, если консистенция шлака не будет удовлетворительной. В нашей литературе до последнего времени понятия «очень основной» шлак и «густой» шлак являются синонимами. Так как работа на густом шлаке, вязком шлаке не давала удовлетворитель-

ного эффекта, то люди спокойно делали вывод, что нужно работать на шлаках несколько пониженной основности. А вместе с тем это неверно. Шлак может быть весьма основен, но не густ, если его разжижить при помощи нейтральных разжижителей.

Шлаковый режим нужен не только с точки зрения количественной (спуск шлака, наводка его и т. п.), но и с точки зрения качественной (вязкость шлака и состав его). С этой целью передовые цехи уже ввели и освоили шлаковые вискозиметры Герти, позволяющие более точно определять когда и сколько боксита или извести нужно дать на шлак, чтобы поддерживать его в нормальном состоянии.

Изучение работы мощных печей потребовало более критического отношения к применяющимся способам раскисления. При существующем способе введения ферромарганца в печь и ферросилиция в жолоб продукты раскисления неохотно покидают металл и, оставаясь в нем, служат причиной появления трещин и других дефектов металла. Более целесообразным является метод комплексного раскисления. Но при введении всех раскислителей в ванну они будут связывать содержащиеся в ней газы и не позволят им покинуть металл при выпуске. При введении же твердых раскислителей в ковш есть опасность получить неоднородный металл.

Изучение этого вопроса дало основание в 1938 году предложить метод комплексного раскисления жидкими раскислителями в ковше. Этот метод потребует некоторых затрат — установки 3-тонной электропечи в цехе, но зато он будет оптимальным в смысле борьбы с противоположными последствиями окисленности стали и раскисления ее, и поможет еще больше снизить брак.

Ближайшей задачей всех работников мартеновских цехов КМЗ является усвоение всех высказанных выше основных принципиальных положений ведения процесса и внедрение их в практику на каждой плавке. Это тем более нелегко, что сталевары и мастера годами воспитывались бывшим руководством в духе противопоставления теории практике. Большинство высказанных выше положений, выставлявшихся на КМЗ в 1935 — 36 гг., буквально осмеивалось как «не имеющие ничего общего с практикой», как «досужий вымысел людей, которым нечего делать кроме того, что портить бумагу» и т. д. А между тем, в самые последние дни эти положения утверждены всесоюзной конференцией мартеновцев в Харькове как программа дальнейшей работы, как торжество передовой теории, победившей старую антистахановскую практику.

Мартеновскому производству нужны новые технологические инструкции, зиждящиеся на новых теоретических воззрениях и не являющиеся припятствием для процветания стахановской работы сталеваров.

Разливка стали

Мартеновский цех КМЗ, спроектированный при участии американской консультации, совершенно не был рассчитан на производство качественной стали. Вообще принято было считать, что качественную сталь можно готовить только в малых печах, а большие цехи могут производить валовым способом лишь рядовой неответственный ме-

талл. Поэтому в разливочном отделении цеха не были предусмотрены приспособления для получения вполне надежных плотных слитков стали.

Однако партия и правительство потребовали от кузнецких металлургов, чтобы они на своих хорошо оборудованных печах готовили металл не хуже, а лучше других старых заводов. Нужно было ввести целый ряд изменений в работу разливочного отделения. Помимо внедрения раздвоенных желобов, мартеновцы увеличили, прежде всего, емкость сталеразливочных ковшей, нарастив их по высоте.

Были применены графитовые пробки, вместо шамотовых. Конструкция этих пробок была улучшена и в последнее время внедрены в производство анкерные пробки из графита. Наряду с другими заводами на КМЗ были применены магнезитовые вставки в шамотовый стакан, улучшившие работу его. В 1935 году были введены промежуточные корыта, помещенные на специальную тележку трамвайного типа, ходившую по рабочей площадке. Промежуточные корыта были не совсем удачны по конструкции (невысокие, без стопоров), но зато они все же дали возможность замедлить наполнение изложниц (вместо 2 минут до 5—7 минут), при более быстром опорожнении ковша.

Затем были применены уширяющиеся кверху изложницы, которые помогли получить более плотный и однородный слиток. Для уменьшения усадочной раковины были впервые в СССР введены керамические (плавающие) утеплители.

Впервые в СССР была применена отливка осевой стали сифоном на движущихся вагонетках, давшая весьма удовлетворительные результаты. В стрипперном отделении был дооборудован второй стрипперный кран, который в отличие от первого мог вынимать слитки из изложниц, ухватываясь клещами за голову слитка и имел приспособления для отрыва приварившихся слитков от поддонов. В настоящее время изготовляется обратный стриппер для выталкивания слитков из изложниц снизу.

С большим запозданием было введено в строй здание подготовки изложниц, где для купания их устроено два бассейна и где производится чистка и смазка их. Однако бассейны эти до сих пор не используются.

Работавшие на заводе враги народа, наряду с некоторыми показными мероприятиями борьбы за производительность, попытались нанести ущерб по линии качества. Так, разливка через промежуточные устройства совершенно необоснованно была устранена. Отлитые волнистые изложницы так и не были использованы. Совершенно не применялся до сих пор лункерит. Был выдвинут лозунг о лучшем качестве металла при выпуске его из печи с наиболее низкой температурой. Поставлена была под сомнение целесообразность медленной заливки металла в изложницы. Все это привело завод к получению огромного количества бракованной продукции в1936, 1937 и 1938 гг., в особенности на заводах-потребителях.

В настоящее время мартеновские цехи перестраиваются на работу по тем принципам, которые вытекают из научных исследований мартеновского процесса и формообразования слитка. Эти принципы:

1) достаточно высокая температура и низкая вязкость металла при выпуске его из печи; 2) длительная (не менее 20 мин.) выдержка металла в ковше; 3) разливка через промежуточные устройства с потерей напора струи металла; 4) одновременное и медленное заполнение нескольких изложниц; 5) изложницы, уширяющиеся кверху; 6) утеплители в головной части слитка.

Уход за печами и механизация трудоемких процессов

После того, как стахановцы металлургии отвергли старый принцип охлаждения пода перед завалкой, мартеновские цехи КМЗ достигли значительного повышения стойкости подин. Этим они обязаны как конструкции толстых подов печей американского типа, так и любовному обслуживанию печей такими специалистами как, например, мастер-орденоносец А. Д. Лаушкин.

В мартеновском цехе КМЗ впервые в СССР был применен и освоен метод выгонки ям при помощи сжатого воздуха. Впервые на больших печах был применен метод заправки печей доломитом, перемешанным с горячей смолой, что повело к искусственному увеличению угла естественного откоса заправочных материалов и практически позволило работать на откосах с большей крутизной, чем это рекомендовалось обычно в литературе (45°—50° вместо 35°—40°). Это в свою очередь позволило увеличить об'ем ванны на некоторых печах только за счет рационализации профиля.

В мартеновском цехе КМЗ впервые, по инициативе сталевара Минкина и мастера Соловьева, была применена «паровая завеса» под сводом печи для защиты его от поджога. Позднее эта идея была конструктивно оформлена работниками института Е. К. Вяткиным и В. К. Рязанцевым, затем перенесена на южные заводы, где осуществлена в несколько измененном виде (Таганрог).

Однако в вопросах механизации процессов мартеновские цехи КМЗ сильно отстают. С опозданием на 3 года был, наконец, выполнен бункер для заправки ложных порогов, примененный впервые в 1936 году на Запорожстали. Для подвозки раскислителей к печам были применены 2 трактора и электрокары. Но это и все.

До сих пор не используется импортная заправочная машина Блау-Нокс, хотя руководители цехов давали десятки обещаний ввести ее в строй. До сих пор не были применены подвесные бункера для ввода в жолоб ферросилиция.

В 1937 году работниками института была предложена новая конструкция машины для, так называемой, веерной забросси руды и известняка в мартеновскую печь. Целью этой конструкции было улучшить систему завалки разбрасыванием руды и известняка по всей площади пода, что позволит быстрее и равномернее прогреть шихту. Такая машина уменьшила бы в несколько раз продолжительность завалки. При завалке не нужны были бы такие длинные шихтовые составы. Эту машину мог бы изготовить сам завод. Но бывшие руководители завода «не нашли времени для обсуждения этого вопроса» в течение 1½ лет, хотя и похвально отзывались об этой машине. В настоящее время Харьковская конференция

мартеновцев высказалась за изменение метода завалки в том же направлении какое преследует эта машина. Днепропетровский институт, познакомившись с этой машиной, уже выдвинул иную конструкцию, которую и демонстрировал на конференции. Наш завод, который родил много хороших идей, но отставал в реализации их, снова рискует отстать. Нужно построить опытную машину и внедрить ее в производство, облегчив и упразднив много ненужного труда.

Ближайшие перспективы

Количество и качество—это те два направления, в которых наши мартеновцы имеют еще огромные резервы. В самом деле, проверим насколько эти резервы значительны. Переделав 5 печей на большую садку, мартеновские цехи выплавили за 1938 год 1678348 тонн стали при средне-годовой продолжительности плавок 12 часов. Но цеху нужно переделать не 5 печей, а 12. Садку на этих печах нужно довести не до 240—280 тонн, а до 380 тонн. Если бы при том же незначительном питании печей теплом, какое мы имеем в настоящее время, продолжительность таких утяжеленных плавок поднялась бы в среднем до 14 часов, а число рабочих суток печи осталось бы на том же пределе, т.е. 330, то за счет только одного увеличения садки производительность цехов возросла бы до

$$\frac{13 \cdot 380 \cdot 24 \cdot 330}{14} = 2.800.000 \text{ тонн}$$

т. е. на 75%. Но в действительности мы имеем еще огромные резервы в отношении подвода к печам большого количества тепла. При интенсивном подводе тепла отдельные 300-тонные плавки варились на печах КМЗ уже за 10 часов (рекорды сталевара Лаврищева). На Макеевском заводе сталевар Козырев в 1938 г. варил плавки по 320 тонн за 10 часов 03 мин. — 10 часов 5 мин. При техническом разрешении вопроса о тепловой работе печи и переделке ее верха и низа на более физически выносливую, эту цифру без особого труда удастся снизить до 9 часов. Этого, конечно, не удастся сделать без проведения всех мероприятий по тепловой работе печи, указанных выше. Но зато это несомненно можно будет сделать, если теплонапряжение в печи будет доведено до 45—50 миллионов кал. в час. При дальнейшей интенсификации работы доменных печей путем увеличения ввода в печь дутья (аналогично тому, что происходит на домне № 3 зав. Запорожсталь) надобность в постройке новых коксовых батарей конечно возрастет. Учитывая, что заводу придется в дальнейшем достроить незаконченные мартеновские печи №№ 14 и 15, можно ориентировочно принять, что к 1942 году производительность мартеновских цехов подымется до

$$\frac{15 \cdot 380 \cdot 24 \cdot 330}{9} = 5 \text{ миллионов тонн}$$

Отсюда неизбежность постановки вопроса о втором блюминге, с одной стороны, и о резком увеличении выпуска чугуна доменными печами, с другой. Это, в свою очередь, потребует установки новых турбовоздуходувок и постройки минимум еще двух батарей коксовых печей, при условии интенсификации процесса коксования на существующих. Вместе с тем, затраты, требующиеся ныне для фактического утроения выпуска готового прока-

та, будут ничтожны по сравнению с затратами для постройки еще двух таких заводов как наш.

Все эти мероприятия (постройка коксовых батарей, турбовоздуходувок для домен, 14 и 15 мартеновских печей и второго блюминга) могут быть проведены в течение 1940 и 1941 года.

Металлургам Кузнецкого завода нужно бороться за 5 миллионов тонн стали в 1942 году.

Нужно научиться видеть не только сегодняшний день, но и завтрашний. Нужно работать хорошо сегодня, чтобы завтра можно было бы работать еще лучше.

Инженер Д. З. САВОСТИН
Центральная лаборатория КМЗ

Стахановские скоростные плавки

Одним из резервов увеличения производительности существующих мартеновских печей является освоение и закрепление производства скоростных плавок. С целью выявления возможности сокращения времени на производство стали, а также и с целью сокращения расхода тепла на изготовление стали, теплотехнической группой центральной лаборатории была проведена обработка накопленного материала.

За 6 месяцев работы, с сентября 1938 года по февраль 1939 г., наилучшие результаты как количественные, так и качественные были достигнуты в феврале 1939 года, причем лучше всех работала печь № 11. Средняя месячная продолжительность плавки по печи № 11 равна 10 часам 56 минутам, т. е. на 4 мин. ниже графика. Из всех плавок 11 печи семь дали наилучшие результаты и их можно определить как стахановские — скоростные плавки. Продолжительность этих плавок колебалась от 8 часов 10 мин. до 9 час. 45 мин. Хотя этих плавок немного, всего около 15% и, к сожалению, опыт работы по ним коллективом мартеновских цехов полностью не закреплен, все же анализ этих плавок дает полную возможность вскрыть существующие недостатки и наметить пути к их устранению. Подробные данные по всем периодам скоростных плавок, а также среднемесячная характеристика всех плавок по печи 11 приведена в таблице 1.

Этих достижений по печи 11 коллектив добился благодаря снижению затраты времени на выполнение отдельных операций работы печи. Последнее может быть выполнено только правильной организацией работы и правильным ведением технологического процесса. Продолжительность мартеновской плавки определяется затратами времени на заправку, завалку, прогрев, плавление и доводку.

Анализ продолжительности отдельных операций плавок показывает, что продолжительность заправки и завалки, зависящие исключительно от организации работ, колеблются в больших пределах. В скоростных плавках заправка проводилась в течение 10 — 20 минут, а на других печах она затягивается до 45 минут.

Точно такое же положение наблюдается и в отношении завалки. В скоростных плавках 11 печи завалка проводилась в течение одного часа при общем весе шихтовых материалов (ломь, руда, известняк) в 100 тонн, т. е. при затрате 0,6 минут на одну тонну завалки. Во многих же других случаях на тонну завал-

ки тратится 1 минута и даже больше, т. е. завалка продолжается от 1 часа 30 минут до 2 часов (таб.2).

и в наших условиях в очень незначительной степени может лимитироваться перебоями с жидким чугуном

Таблица 2

№№ плавок	Скорость завалки шихты в тн/мин.	Шихтовка скоростных плавок										
		Скрап, блюмсы в тн.	Руда жел. в тн.	Руда марг. в мульдах	Известняк в тн.	Брак слитк. в мульдах	Жидкого чугуна в тн	Анализ жидкого чугуна				
								C	Mn	Si	P	S
11—199	1,06	65	17	1/2	13	1/2	125	—	2,3	0,52	0,2	0,04
11—200	1,38	43	34	—	13	1/2	147	4,45	2,4	0,56	—	0,04
11—190	1,3	65	19	1/2	12	1/2	125	4,4	2,3	0,62	0,24	0,04
11—218	1,5	65	20	1/2	12	3/4	125	—	2,3	0,82	—	0,05
11—207	1,39	66	18	—	13	1/4	124	—	2,0	0,47	—	0,04
11—209	1,46	65	18	1/2	12	1/4	118	—	2,2	0,74	—	0,04

Характеристика состава шихты скоростных плавок приведена в таблице 2.

Из таб. 2 видим, что скорость завалки шихты по плавкам неодинакова. Средняя продолжительность завалки по скоростным плавкам равна 1 часу 8 мин. Из приведенных цифр также видно, что завалочная машина в состоянии обработать больше 2 тонн в минуту. При устранении всех недостатков, продолжительность завалки не должна превышать одного часа для печей с одним желобом и одного часа 20 минут для печей с двумя желобами.

В целях сокращения периода прогрева во время завалки необходимо подавать тепла около 25 млн. кал/час.

В период завалки и прогрева шихта способна поглощать максимум тепла, поэтому совершенно нецелесообразно в это время держать печь на голодном пайке.

Период прогрева зависит исключительно от теплового режима печи, (последнее может быть при работе печей не по графику или при остановке миксера на ремонт). При питании печи в период завалки и прогрева теплом в 25 млн. кал/час, — период прогрева не должен продолжаться свыше 1 часа 30 минут. Данные из таблицы 1 это положение подтверждают полностью. На примере плавки 11190 можно убедиться, что прогрев шихты может быть произведен и за более короткое время (1 час 15 минут).

Продолжительность плавления, главным образом, зависит от количества подаваемого в печь тепла. При подаче тепла 18 — 19 млн. кал/час шихта может расплавляться в течение 3 час., что подтверждается работой 11 печи на плавке 11190, расплавившейся за два часа 40 минут и плавке 11218—за 2 часа 50 минут. Продолжительность доводки зависит от многих факторов и колеблется в рассмотренных скоростных плавках в довольно широких

Таблица 1

плавок	Продолжительность плавки	ЗАПРАВКА								ЗАВАЛКА								ПРОГРЕВ							
		Продолжительность в мин.	Расход дом. газа 1000 м³/час	Расход коксового газа 1000 м³/час	Расход смеси 1000 м³/час	% коксов. газа в смеси	Калорийность смеси	Поступлен. тепла в млн кал/час*)	% расхода тепла в период	Продолжительность	Расход дом. газа 1000 м³/час	Расход коксового газа 1000 м³/час	Расход смеси 1000 м³/час	% коксового газа в смеси	Калорийность смеси	Поступлен. тепла в млн кал/час	% расхода тепла в период	Продолжительность	Расход дом. газа 1000 м³/час	Расход коксового газа 1000 м³/час	Расход смеси 1000 м³/час	% коксов. газа в смеси	Калорийность смеси	Поступлен. тепла в млн кал/час	% расхода тепла в период
11199	8—10	10	4,65	4,5	9,15	49	2365	21,64	2,5	1—30	4,3	3,7	8,0	46	2880	18,24	20	1—30	4,3	3,5	7,8	45	2250	17,55	20
11200	8—25	30	5,2	3,3	8,5	39	2200	18,7	6	1—05	4,4	3,5	7,9	44	2365	18,68	15	1—35	4,2	3,6	7,8	40	2430	18,95	21
11214	8—35	20	4,6	1,8	6,4	28	1715	10,98	3	0—45	4,3	2,8	7,1	39	2020	14,34	9	1—50	4,2	2,4	6,6	36	1940	12,8	20
11190	8—45	15	5,5	2,5	8,0	31	1845	14,76	3	1—15	5,1	3,0	8,1	37	2025	16,4	14	1—15	4,6	3,1	7,7	40	2115	16,29	14
11218	9—05	10	5,3	1,5	6,8	22	1545	10,51	1,0	1—05	5,1	3,7	8,8	42	2100	18,48	14	2—00	4,4	3,3	7,7	48	2130	16,4	24
11207	9—35	35	5,0	2,7	7,7	35	2130	16,4	6	1—10	4,6	2,8	7,4	38	2235	16,54	13	2—00	4,6	2,7	7,3	37	2200	16,06	22
11209	9—45	10	4,8	3,0	7,8	38	2025	15,8	2	1—05	4,1	3,0	7,1	42	2140	15,2	11,5	1—40	4,6	2,9	7,5	39	2050	15,38	17,5
Среднее по семи плавкам	8—54	19	5,0	2,8	7,8	35	1980	15,54	3,4	1—08	4,6	3,2	7,8	41	2170	16,8	14,0	1—40	4,4	3,1	7,5	40	2170	16,2	20,0
Среднее за февраль по 11-й печи	10—56	27	5,04	2,41	7,45	32,3	1925	14,34	3,8	1—14	4,82	2,79	7,97	38,2	2110	16,44	12,0	1—45	4,83	2,86	7,69	37,2	2070	15,92	16,5

плавок	ПЛАВЛЕНИЕ								ДОВОДКА								Расх. тепла на кг стали в кал.		
	Продолжительность	Расход дом. газа 1000 м³/час	Расход коксового газа 1000 м³/час	Расход смеси 1000 м³/час	% коксов. газа в смеси	Калорийность смеси	Поступлен. тепла в млн кал/час	% расхода тепла за период	Продолжительность	Расход дом. газа 1000 м³/час	Расход коксового газа 1000 м³/час	Расход смеси 1000 м³/час	% кокс. газа в смеси	Калорийность смеси	Поступлен. тепла в млн кал/час	% расхода тепла за период	От смолы	От газа	Всего
11199	3—00	5,1	2 9	8,0	36	1985	15,83	35,5	2—00	5,5	2,5	8,0	31	1840	14,72	22	69	641	710
11200	3—45	5,2	2,5	7,7	33	2000	15,4	41	1—30	4,8	2,8	7,6	37	2130	16,19	17	80	704	784
11214	4—00	4,7	2,6	7,3	36	1940	14,16	49	1—40	4,7	2,7	7,1	34	1880	13,35	19	203	639	842
11190	2—50	5,1	3,1	8,2	38	2055	16,85	34	3—10	5,2	2,8	8,0	35	1965	15,72	35	102	740	842
11218	2—40	5,1	2,9	8,0	36	1935	15,48	30	3—10	5,6	2,3	7,9	29	1740	15,49	31	130	731	861
11207	3—15	4,2	2,7	6,9	39	2270	15,66	34	2—35	4,6	2,3	6,9	33	2060	14,24	25	115	742	857
11209	3—35	5,6	2,7	8,3	33	1880	15,6	38	3—15	5,3	2,4	7,7	31	1820	14,02	31	78	768	846
Среднее по семи плавкам	3—18	5,1	2,8	7,9	36	2008	15,6	37	2—29	5,1	2,5	7,6	33	1920	14,8	26	111	709	820
Среднее за февраль по 11-й печи	4—41	5,26	2,63	7,89	334	1980	15,62	43,5	2—49	5,26	2,37	7,63	31,2	1890	14,42	24,2	115	1007	1122

*) В графе „Поступило тепла млн кал/час" не учтено тепло от смолы, а приведено только тепло от сгорания газа.

318041

Новосибирская областная
научная библиотека
№ _____

пределах от 1 часа 30 мин. до 3 час. 15 мин.

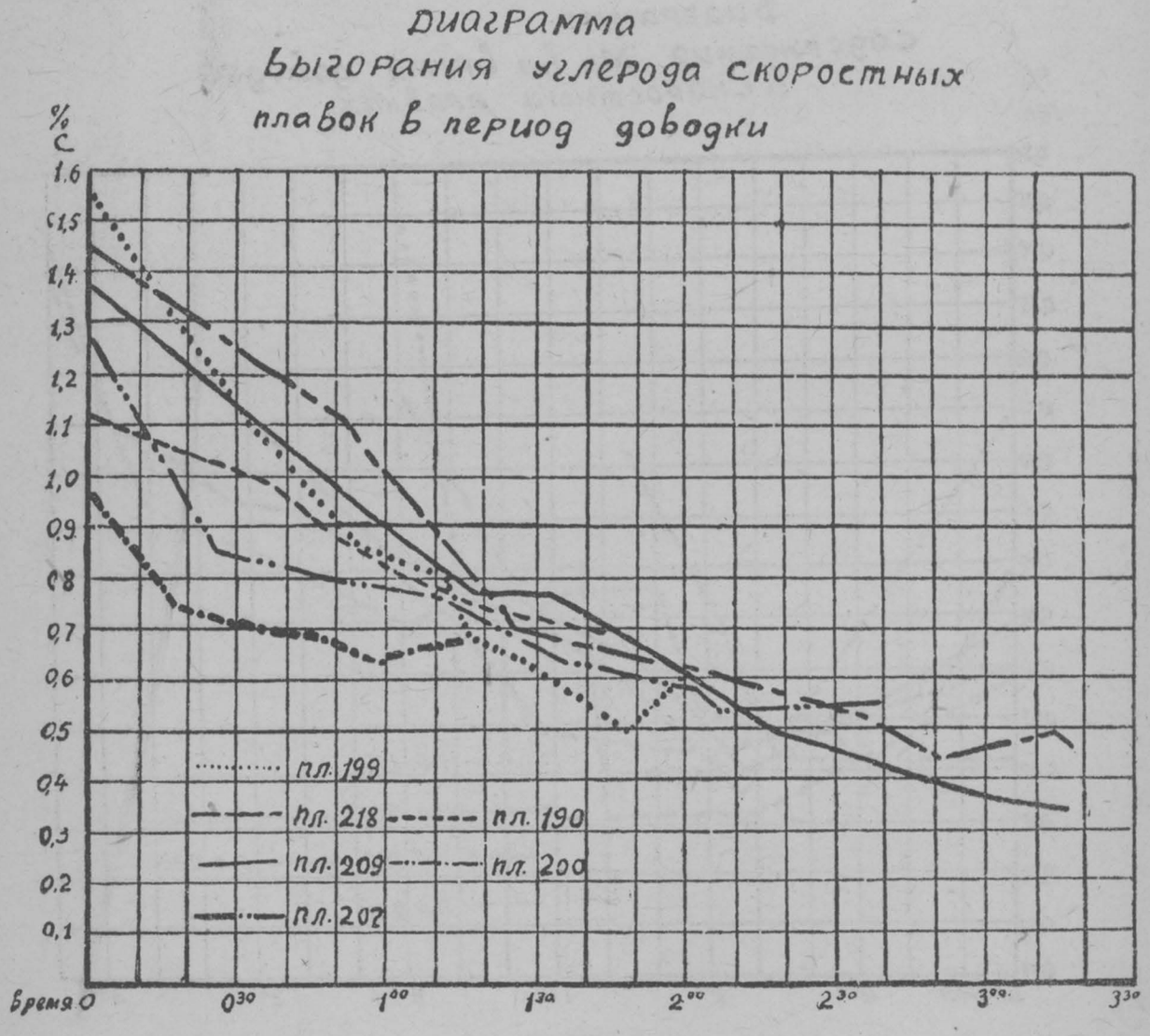
Первостепенное значение имеет количество углерода в металле ванны после расплавления, которое зависит исключительно от правильности шихтовки плавки. Если плавка расплавляется крепкой или замякла, то продолжительность доводки затягивается с 1 час. 30 мин. до 2 часов. Следовательно, шихтовка плавки имеет решающее значение для продолжительности доводки. Неправильная шихтовка получается в основном от неточного взвешивания шихтовых материалов и недоучета их физического состояния и химического анализа.

Из остальных факторов, влияющих на продолжительность доводки, необходимо указать на следующие:

1. Умение мастеров печей правильно сочетать термическое и химическое состояние ванны с тем, чтобы правильно рассчитать необходимое количество руды в полировку.

2. Своевременное наличие на рабочей площадке полировочного материала (руды, извести).

3. Обеспеченность выпуска посудой (ковши, изложницы).



Фиг. 1

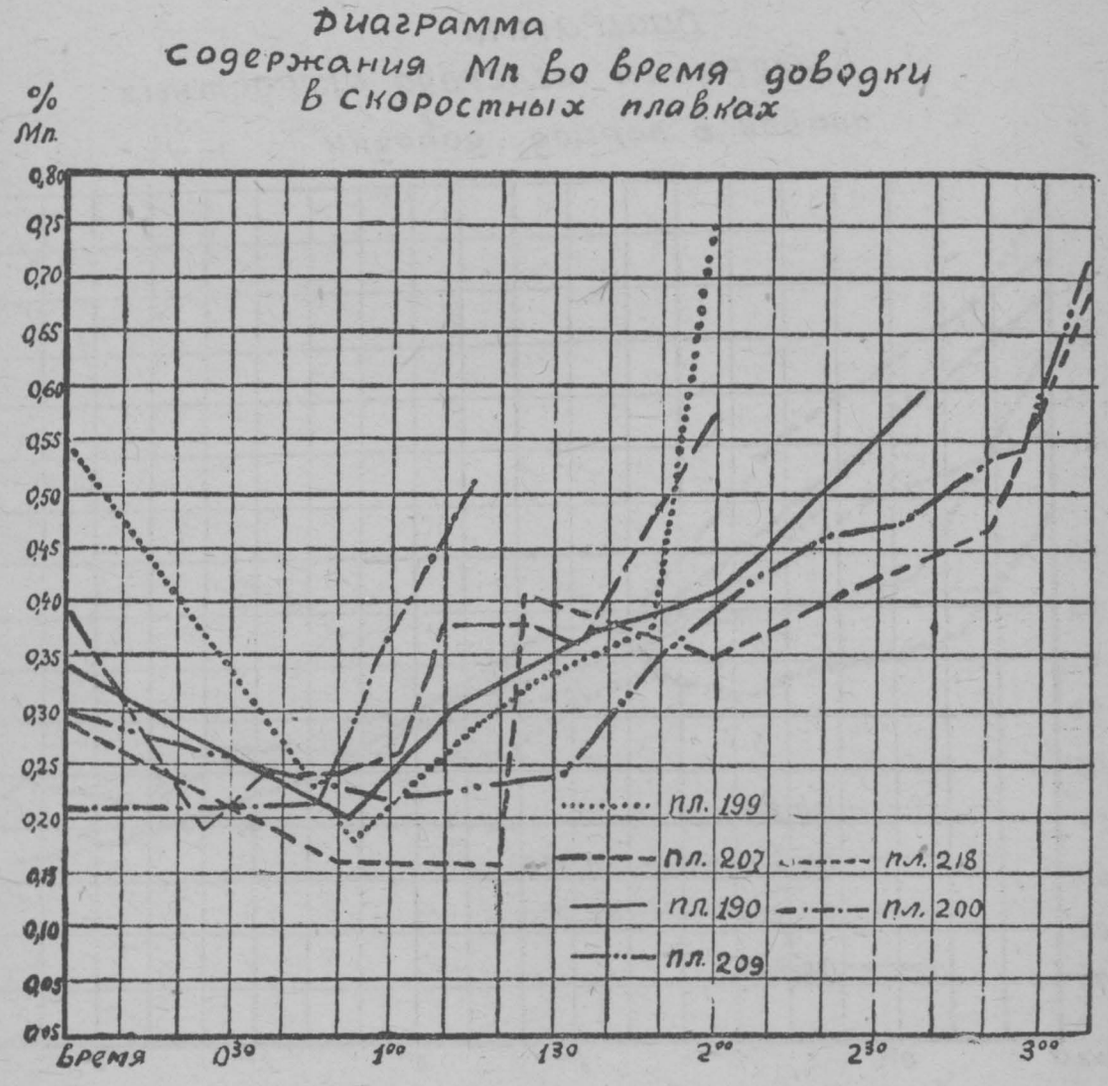
При правильном сочетании всех указанных факторов период доводки не должен продолжаться свыше 2 часов. А в отдельных случаях можно добиться и более короткого времени доводки (пл. 11200 и 11214).

Подробный анализ доводки скоростных плавок приведен в таблицах 3, 4 и 5.

Диаграмма (фиг. 1) кривых выгорания углерода в скоростных плавках в период доводки наглядно показывает зависимость между временем, затраченным на доводку, содержанием углерода в металле во время расплавления и интенсивностью выгорания углерода.

Из изученных материалов приходим к выводу, что продолжительность плавки 190-тонных печей должна быть не выше восьми часов. Продолжительность же отдельных операций должна быть следующей:

Заправка	—	15 мин.
Завалка	1 час	—
Прогрев	1 час	30 мин.
Плавление	3 часа	—
Доводка	2 часа	—
Итого	7 час.	45 мин.



Фиг. 2

Таблица 3

Скорости выгорания углерода

	№ № П Л А В О К											
	11 — 199		11 — 200		11 — 190		11 — 218		11 — 207		11 — 209	
	Продолжит. в мин.	% выгоран. С	Продолжит. в мин.	% выгоран. С	Продолжит. в мин.	% выгоран. С	Продолжит. в мин.	% выгоран. С	Продолжит. в мин.	% выгоран. С.	Продолжит. в мин.	% выгоран. С
	27	0,38	18	0,24	37	0,14	51	0,45	26	0,43	60	0,48
	26	0,32	10	0,03	13	0,09	30	0,28	26	0,06	18	0,13
	19	0,07	20	0,04	12	0,08	04	0,04	19	0,04	14	0,01
	04	0,11	10	0,04	08	0,03	35	0,08	25	0,12	18	0,10
	21	0,05	—	—	16	0,04	25	0,07	15	0,04	17	0,11
	21	0,09	—	—	09	0,02	11	0,03	10	0,02	13	0,07
	—	—	—	—	—	—	15	0,07	05	0,04	15	0,05
	—	—	—	—	—	—	22	+ 0,05	—	—	15	0,08
	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,02
Сумма	1—58	1,02	0,58	0,35	1—35	0,40	3—13	0,97	2—06	0,75	3,03	1,05

Таблица 4

Характеристика режима доводки скоростных плавок

№№ плавок	Содержание углерода при расплавлении в %	Продолжительн. доводки в час. и мин.	1-я порция руды в доводку		2-я порция руды в доводку		Известь в доводку		Время расплавления
			Время дачи	Колич. в тн.	Время дачи	Колич. в тн.	Время дачи	Колич. в тн.	
11199	1,56	2—00	22,00	8,0	22,25	2,0	—	—	21,50
11200	0,98	1—30	6,55	4,5	—	—	—	—	6,50
11190	1,12	3—10	22,25	2,0	22,45	1,0	—	—	22,20
11218	1,46	3—10	13,15	6,0	14,20	2,0	—	—	13,10
11207	1,28	2—35	6,30	4,0	6,40	4,0	—	—	6,25
11209	1,38	3—15	3,45	6,0	—	—	3,0	4,0	3,40

Таблица 5

Анализ шлака в скоростных плавках

№№ плавок	1-я проба		2-я проба		3-я проба		4-я проба		5-я проба	
	Время взятия пробы	% FeO в шлаке	Время взятия пробы	% FeO в шлаке	Время взятия пробы	% FeO в шлаке	Время взятия пробы	% FeO в шлаке	Время взятия пробы	% FeO в шлаке
11199	21,50	13,1	22,17	20,9	22,43	22,3	23,16	14,7	—	—
11200	7,35	17,9	7,45	17,1	—	—	—	—	—	—
11190	22,18	14,5	22,55	19,2	23,08	18,5	23,28	15,4	23,38	17,0
11218	13,09	11,7	14,32	18,9	15,09	12,8	16,00	12,4	—	—
11207	6,25	12,1	7,16	18,7	7,35	14,4	18,15	12,7	—	—
11209	3,38	13,4	5,07	19,6	5,25	15,1	5,42	14,7	5,59	12,4

В таблице 6 приведена качественная оценка металла скоростных плавок. Из таблицы видно, что расход металла на тонну годной продукции скоростных плавок ниже средне-месячных расходов по тем же маркам стали. Увеличение скорости выгорания углерода положительно влияет на качество металла. Плавка 11199 имела максимальную скорость выгорания углерода 0,0086 проц. в минуту и наименьший расходный коэфициент металла 1,48. Из диаграммы содержания марганца во время доводки скоростных плавок (фиг. 2) видим, что плавки, в которых содержание Мп в металле не падало ниже 0,2%, дали наилучшие качественные результаты. Наоборот, плавка 11218, у которой длительное время содержание марганца держалось на уровне 0,16%, дала наибольший расходный коэфициент металла равный 1,81.

Таким образом, анализ скоростных плавок полностью подтверждает мнение металлургов в отношении скорости выгорания углерода и низшего предела содержания марганца в металле во время процесса. С увеличением скорости выгорания углерода во время доводки качества металла улучшается. Но ввиду того, что вопрос о максимально полезной скорости выгорания углерода еще окончательно не решен, то вытекает необходимость проведения специального исследования для определения оптимальной скорости выгорания углерода для различных марок стали.

На основании вышеизложенного приходим к выводу, что для достижения наилучшего качества стали кроме других факторов, влияющих на качество, необходимо:

а) плавку варить в возможно короткое время;

Таблица 6

№№ плавок	Марка стали	Вес плавки в тоннах	Химический анализ стали					Режим разливки стали															Средн. расход металла за февраль на 1 тн годн.	Средн. скорость выгоран. углер. в % в мин.
								К-во раскисл. в ковше		Температура стали				Выдержка металла в ковше в мин.	Продолжительность разливки	Скорость разливки в тн/мин.			Диаметр стакана в мм.	Способ засыпки прибыли	Расход металла на тн годного		
			C	Mn	Si	P	S	Ферросилиций в кг.	Алюминий в кг.	На желобе	В начале разливки	В середине разливки	В конце разливки			Первый слиток	Средний слиток	Последний слиток					
11199	Рельс.	194,0	0,60	0,75	0,18	0,03	0,02	100	48	1460	1415	1420	1410	05	1—20	5,9	3,4	2,1	40	Сажа	1,48	1,71	0,0086
11200	Кг—7	201,2	0,66	0,51	0,22	0,02	0,011	400	—	1465	1415	1420	1410	15	1—20	5,2	3,7	2,2	40	Коксик	1,49	—	0,006
11190	Кг—7	192,1	0,68	0,58	0,22	0,03	0,02	1000	—	1465	1415	1420	1410	14	1—30	4,2	3,0	2,3	40	"	1,51	1,72	0,0042
11218	10—50	193,8	0,45	0,69	0,33	0,04	0,01	—	—	1460	1420	1425	1415	10	1—20	5,8	4,2	2,4	40	"	1,81	1,86	0,005
11207	Констр.	200,8	0,54	0,60	0,25	0,038	0,02	1000	60	1470	1415	1420	1410	09	1—45	5,5	2,9	2,3	40	Сажа	1,73	1,81	0,006
11209	Ось	190,4	0,33	0,72	0,23	0,04	0,02	800	50	1470	1415	1420	1410	15	1—25	4,8	2,8	1,8	40	"	1,69	1,71	0,006

ВЫВОДЫ:

б) скорость выгорания углерода должна быть оптимально высокэй;

в) содержание марганца в ванне не должно снижаться до 0,2%.

1. Продолжительность мартеновских плавок не должна превышать:

а) для 190-тонных печей—8 часов,

б) для 300-тонных печей—9 часов 30 минут.

2. Расход тепла на тонну стали не должен быть выше 800—900 тысяч калорий.

3. Рекомендуемый часовой расход тепла:

а) заправка—10—12 млн. кал/час.
б) завалка — 25 »
в) прогрев — 25 »
г) плавлен.—18—20 млн. кал/час.
д) доводка —15—18 »

4. Продолжительность периодов плавки зависит:

а) от организации труда,

б) работы печей по графику,

в) правильной шихтовки плавки и

г) от умения мастера достаточно точно определить весь комплекс данных по состоянию печи во время доводки.

5. Скоростные плавки значительно повышают (на 20—30%) мощность печи и резко уменьшают расход топлива на единицу стали.

6. Скоростные плавки дают возможность получить металл лучшего качества.

Инженер Н. Е. СКОРОХОДОВ
Центральная лаборатория КМЗ.

Исследование шеститонного слитка спокойной стали КМЗ

I.

Развитие мощных прокатных станов, с усовершенствованной технологией нагрева металла и большой производительностью, поставило перед металлургами проблему большого слитка. Развитие таких видов промышленности как автостроение, авиастроение, тяжелое машиностроение, паровозостроение и т. д. выдвинуло проблему качественного слитка.

Требования, пред'являемые к слитку, сводятся к следующему:

1. Качество металла;
2. Вес, обеспечивающий производительность мощных нагревательных агрегатов и обжимных станов, и
3. Минимально возможные отходы (расходный коэфициент).

В технической литературе имеется много работ, посвященных проблеме стального слитка вообще и в частности большого; тем не менее до сих пор нет какой-либо определенной точки зрения на механизм образования ряда характерных особенностей большого слитка.

Характерным для большого слитка КМЗ (фиг. 1) является:

1. Три кристаллизационные зоны;
2. Ярко выраженная зональная ликвация («усы»);
3. Осевая (центральная) V-образная ликвация;
4. Вторичная осевая рыхлость и
5. Незначительные поры (пустотки).

Среди исследователей имеются различные мнения по вопросу образования столбчатых кристаллов, зональной ликвации («усов») и пр.

До сих пор точно не определена природа зональной ликвации, не внесено ясности в вопрос влияния толщины стенки изложницы на процесс кристаллизации и т. д.

Кристаллизация стального слитка протекает в сложных условиях, а именно:

1. В присутствии большого количества компонентов;
2. При неравномерности химического состава по об'ему металла и
3. При наличии резких перепадов температур.

Поэтому об'яснить ее, полностью руководствуясь работами Таммана, а тем более управлять ею практически нельзя. Качество слитка прежде всего зависит от качества металла, его чистоты и химического состава. Процесс же кристаллизации, его последовательность, а отсюда месторасположение и величина усадочной раковины, величина осевой рыхлости и количество пор зависит от температуры металла при выпуске и разливке, скорости наполнения металлом изложницы и конструкции изложницы, ее охлаждающих свойств. Отсюда вполне по-

нятное стремление к созданию такой изложницы, которая бы (при прочих равных условиях) обеспечила последовательность кристаллизации слитка от основания до верха при максимально возможной его однородности.

В настоящей статье основное внимание уделено исследованию качества и процесса кристаллизации шеститонного слитка в нормальных для КМЗ производственных условиях.

II.

Методика исследования

Исследование качества слитка и процесса его кристаллизации проводилось по трем направлениям:

1. Разрезка слитков по продольной оси с целью изучения макроструктуры осмотром, при помощи снятия отпечатков по Бауману и глубоким травлением.

2. Изучение неоднородности слитка химическим анализом.

3. Выливание слитков — изучение процесса кристаллизации и влияния на него толщины стенки изложницы.

В течение всей работы мы стремились создавать, примерно, одинаковые условия насколько практически позволял производственный процесс. Так, например, все опытные слитки заливались среднеуглеродистой сталью химсостава:

$$\left.\begin{array}{l} C - 0{,}53 - 0{,}55 \\ Mn - 0{,}60 - 0{,}70 \end{array}\right\} C + Mn \leq (1{,}15 - 1{,}30)$$

$$Si - 0{,}20 - 0{,}30$$

$$\left.\begin{array}{l} S - 0{,}05 \\ P - 0{,}05 \end{array}\right\} \text{сумма } P + S \leq 0{,}08.$$

Температура выпуска металла по Пиропто без поправки — 1455—1465°С. Выдержка металла в ковше 15 — 18 мин. Температура разливки 1415° по Пиропто без поправки. Скорость разливки 4 тн/мин. Разливалась сталь в изложницы конструкции, показанной на фиг. 2, с плавающим керамическим утеплителем. Зеркало стали в прибыли утеплялось слоем генераторной сажи толщиной 35—40 мм.

1. Разрезка слитков.

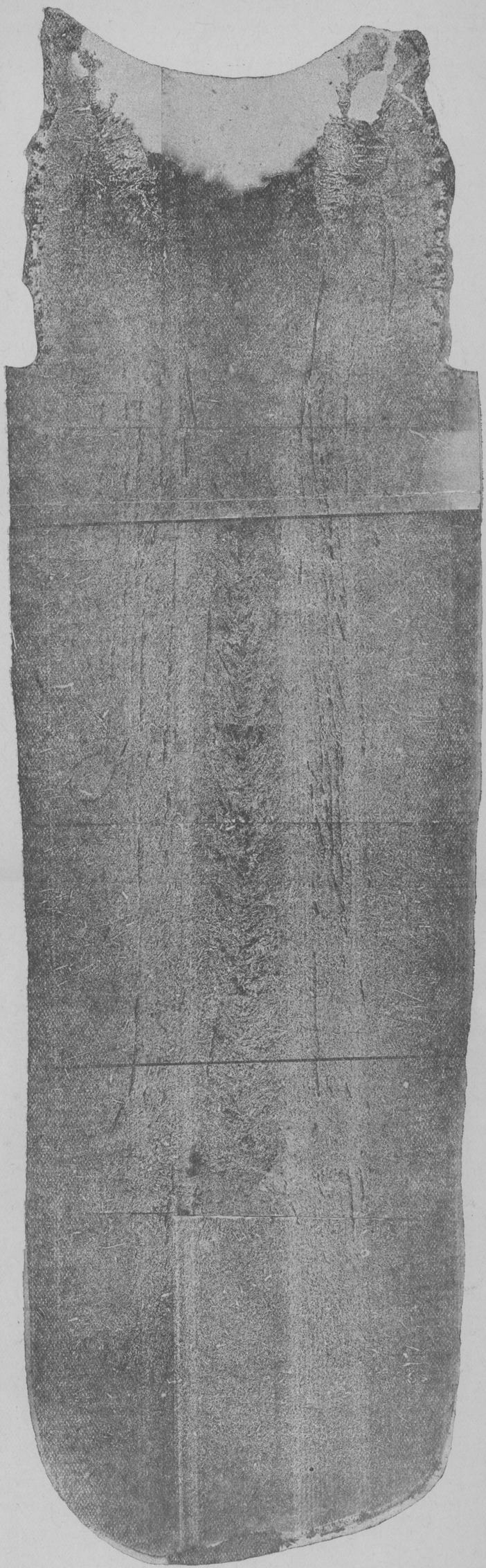
Было разрезано девять слитков от различных плавок, причем до центральной плоскости оставляли допуск в 15 мм, который снимали стружкой в 1,5 мм. После каждой стружки плоскость реза осматривалась через лупу. Все обнаруженные особенности (пустотки, светловинки и проч.) записывались с указанием их координат. Центральная плоскость слитка шлифовалась для отпечатка по Бауману. Накопленный материал дал возможность установить следующее:

1. Шеститонный слиток данной конструкции (фиг. 2) имеет все особенности, присущие большому стальному слитку (фиг. 3).

2. Усадочная раковина полностью выводится в прибыльную часть, причем покрытие зеркала стали слоем генераторной сажи толщиной 30—40 мм обеспечило получение открытой чашевидной усадочной раковины, которая заняла только, примерно, одну треть прибыли по высоте. Это дает возможность уменьшить об'ем утеплителя, что сократит отход металла в обрезь.

3. Небольшие пустотки в металле располагаются в центральных плоскостях слитка, в большинстве случаев около его оси.

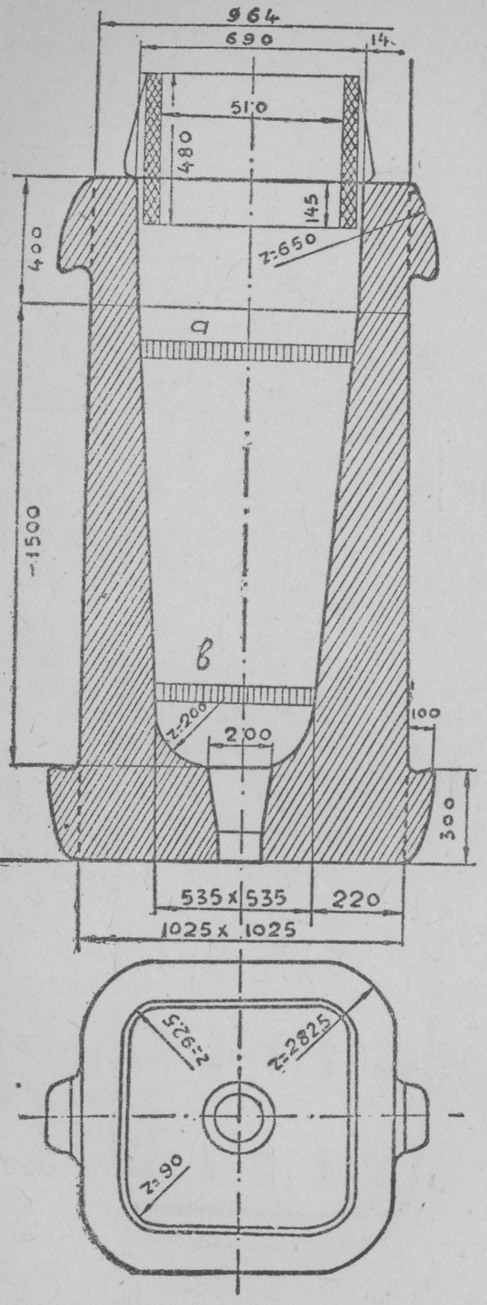
На отпечатках по Бауману были произведены замеры углов наклона цепочки ветвей обратной ликвации



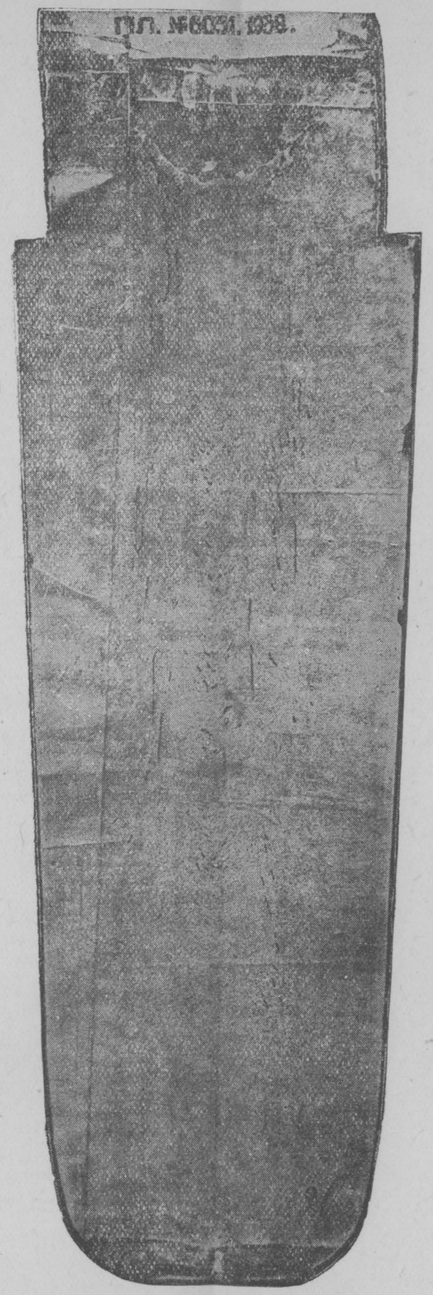
Фиг. 1.

Новосибирская областная
научная библиотека
№

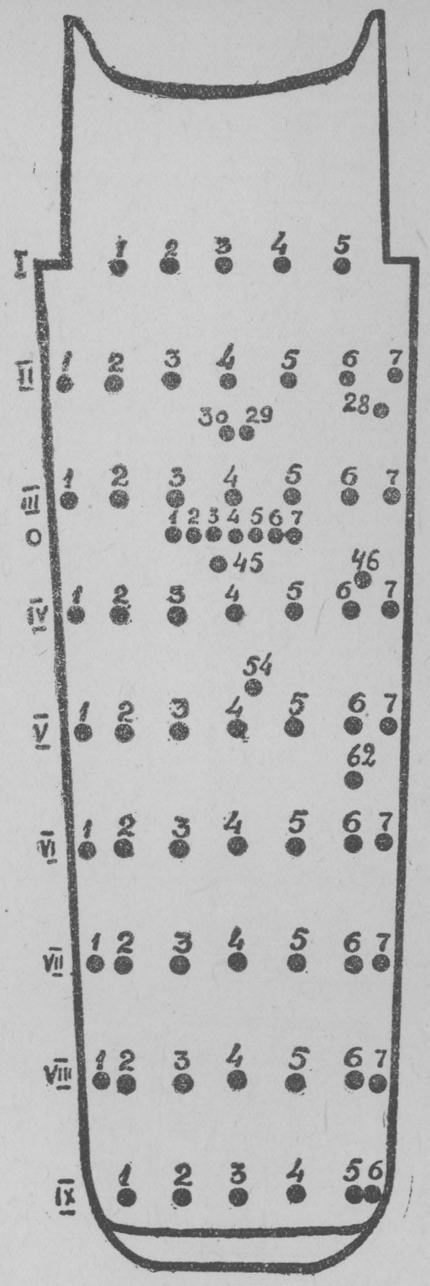
318071



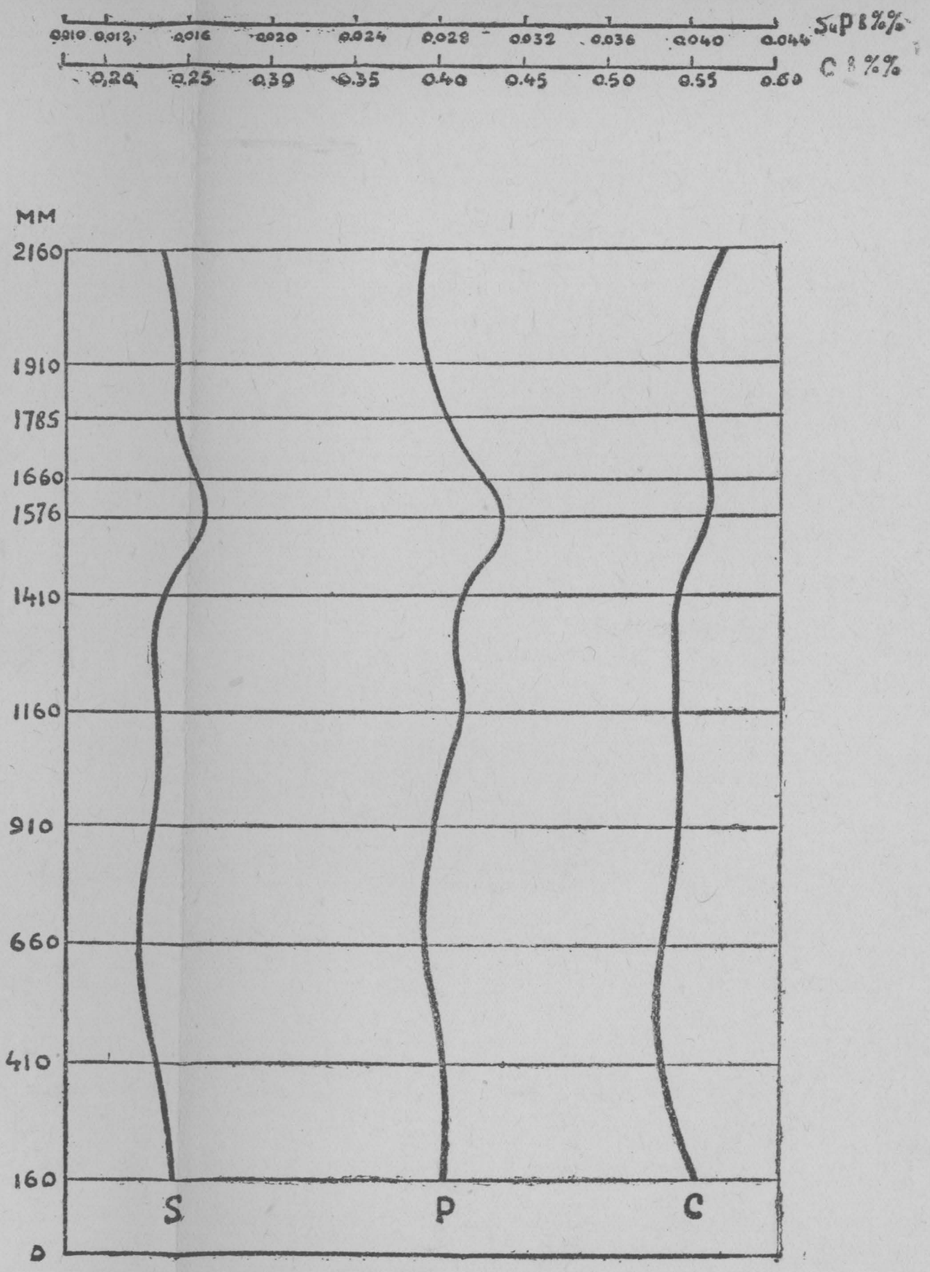
Фиг. 2.



Фиг. 3.



Фиг. 4.



Фиг. 5.

Новосибирская областная
научная библиотека
№ 318041

(«усов») к вертикальной оси слитка, для чего отпечаток был разбит по высоте на сечения (фиг. 5), в пределах которых и проводились замеры. Участки цепочки «усов» имеют различные углы наклона. Колебания для сечений

от II до IX + 40′ ÷ + 38° 45′

и в сечении I (переход от прибыли к телу слитка) и выше — 7° 20′ ÷ — 30° 40′.

По сечению слитка от края к центру первые «нити» «усов» залегают в большинстве случаев на расстоянии 110 мм. Зона пораженная усами по ширине колеблется в пределах 140 мм (на одну сторону для продольного разреза слитка). Для определения природы обратной ликвации («усов») были вырезаны образцы для электролиза от плиты (травленной реактивом Фри) слитка, вылитого через 100 мин. Пробы брали как в местах не пораженных обратной ликвацией, так и пораженных (непосредственно по отдельным участкам «усов»).

Результаты исследования показали, что пробы, взятые по усикам, загрязнены в основном MnS и FeO. Содержание Al_2O_3 и SiO_2 в „усах“ не превышает содержания их по всему слитку.

2. Химический анализ.

Пробы для определения углерода, серы и фосфора были взяты (сверлом с диаметром =15 мм) от слитка плавки 6051. Точки для отбора проб были намечены по следующему принципу: на отпечатке по Бауману по высоте слитка было намечено девять основных сечений с расстоянием друг от друга в 200 мм. Расстояние между соседними горизонтальными точками—100 мм, причем расстояние между точками 1 и 2, а также 6 и 7 постепенно уменьшалось (соответственно уклону боковой грани слитка). Точки 1 и 7 от грани слитка до центра сверла находятся на расстоянии 15 мм.

Кроме основных точек, были намечены характерные точки (сечение «0», точки 28, 29 и др.). Всего было намечено 89 проб. Так получилась схема, указанная на фигуре 4.

Намеченные точки с Баумана были перенесены на прозрачную бумагу и с нее уже на слиток. Чтобы не повлиять на правильность анализа, место, из которого нужно было брать пробу, промывалось эфиром и, кроме этого, снимались стружки толщиной 0,5 мм.

По результатам химического анализа мы составили таблицу 1 и вычертили фигуру 5, по средним цифрам каждого сечения.

Из таблицы 1 видим:

1. Ликвация углерода по высоте слитка и сечению незначительная (колебание в пределах точности анализа). Максимальное расхождение — 0,05% между сечением VII и сечениями I и «0» по средним данным анализа сечений.

2. Ликвация серы и фосфора также незначительна по высоте и сечению слитка.

3. Характерные точки по содержанию углерода, серы и фосфора практически не отличаются от основных. Сечение «0» было намечено по более загрязненному месту в слитке, точки 28, 46 и 62—по крупным дендритам, точки 29, 30 и 45—по веткам V-образной ликвации и точка 54—по пятну, образованному незначительной пустоткой в металле. Это говорит о том, что количественная сторона мелкого дефекта путем химанализа больших проб не улавливается.

Таблица 1

Точки по горизонтали	1			2			3			4			5			6			7		
Анализ / Сечения	C	P	S	C	P	S	C	P	S	C	P	S	C	P	S	C	P	S	C	P	S
I	0,56	0,028	0,015	0,56	0,027	0,015	0,64	0,030	0,016	0,53	0,026	0,012	0,55	0,025	0,015						
II	0,55	0,028	0,015	0,56	0,024	0,016	0,56	0,024	0,014	0,56	0,025	0,018	0,56	0,028	0,016	0,52	0,029	0,014	0,53	0,028	0,014
III	0,54	0,032	0,015	0,56	0,030	0,017	0,56	0,031	0,013	0,56	0,032	0,016	0,56	0,026	0,016	0,55	0,027	0,015	0,56	0,029	0,016
0	0,57	0,031	0,016	0,56	0,032	0,018	0,56	0,032	0,017	0,55	0,030	0,017	0,59	0,033	0,017	0,56	0,032	0,017	0,56	0,032	0,017
IV	0,53	0,027	0,013	0,54	0,027	0,015	0,55	0,027	0,014	0,55	0,028	0,015	0,54	0,038	0,015	0,54	0,027	0,013	0,52	0,028	0,014
V	0,54	0,028	0,013	0,55	0,030	0,013	0,56	0,032	0,014	0,54	0,027	0,013	0,55	0,033	0,014	0.54	0,028	0,014	0,52	0,028	0,014
VI	0,53	0,026	0,016	0,55	0,029	0,012	0,54	0,020	0,012	0,53	0,025	0,012	0,56	0,028	0,013	0,55	0,028	0,013	0,54	0,030	0,012
VII	0,53	0,027	0,010	0,54	0,029	0,016	0,50	0,025	0,014	0,51	0,024	0,014	0,53	0,026	0,013	0,54	0,030	0,016	0,52	0,026	0,016
VIII	0,53	0,030	0,017	0,55	0,028	0,012	0,52	0,027	0,017	0,52	0,028	0,016	0,53	0,028	0,014	0,54	0,027	0,017	0,50	0,026	0,012
IX	0,54	0,028	0,017	0,56	0,027	0,017	0,55	0,028	0,011	0,56	0,028	0,019	0,56	0,027	0,015	0,55	0,031	0,012			

ПРИМЕЧАНИЕ: Характерные точки

	C	P	S
28 —	0,56	0,028	0,015
29 —	0,56	0,026	0,016
30 —	0,56	0,028	0,016
45 —	0,54	0,026	0,014
46 —	0,53	0 028	0,011
54 —	0,53	0,028	0,013
62 —	0,54	0,030	0,012

Из фигуры 5 видим, что максимальное отклонение углерода, серы, и фосфора от среднего содержания по слитку имеется на сечении «0». Высоты 1410 мм и 1875 мм от основания слитка являются как бы границами загрязненной зоны. На отпечатке по Бауману (фиг. 3) эта зона хорошо заметна. Особенно резко выражена она на 8 тн слитке КМЗ, уширенном вверх.

3. Выливка слитков

Нами было вылито четыре слитка плавки 5406, химсостава стали C — 0,56 Mn — 0,67 Si — 0,28 P — 0,02 S — 0,01. Процесс плавки нормальный, температура выпуска по Пиропто без поправки 1460, выдержка в ковше 17 минут. Температура разливки 1415°. Скорость наполнения изложниц и температура изложниц приведены в таблице 2. Порядок эксперимента следующий: первый слиток вылит через 10 минут от начала разливки, второй через 30 минут, третий через 60 минут и четвертый через 100 минут. Вылиты слитки через верх при помощи 15 тн крана. Для замера об'ема вылитого металла, пустотелые слитки заливали водой. Данные замеров сведены в таблице 2.

Вылитые слитки мы разрезали по высоте и сняли отпечатки по Бауману (фиг. 6—фотография отпечатка с первого слитка, фиг. 7 — со второго, фигура 8—с третьего и фигура 9—с четвертого).

Толщина закристаллизовавшейся корки была замерена у трех слитков (1, 2 и 3) по обеим сторонам высоты и по днищу слитка через 25 мм.

По данным замеров составлена таблица 3.

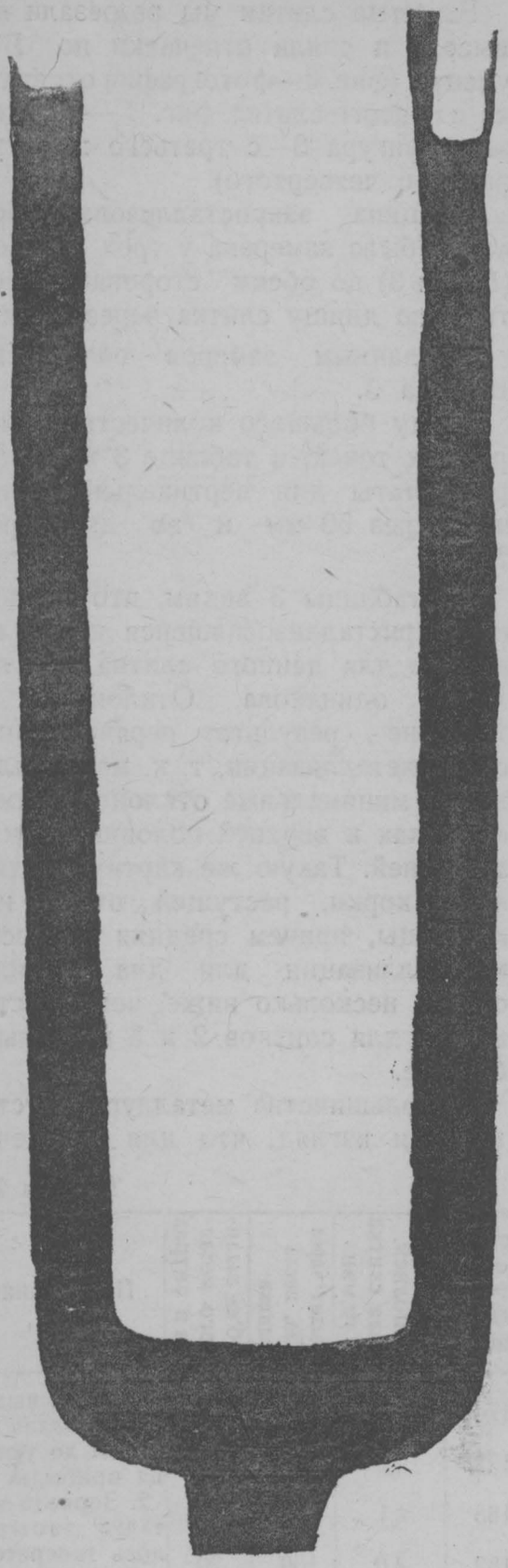
Ввиду большого количества замеренных точек, в таблице 3 мы даем результаты для вертикальных стенок через 50 мм и по дну через 25 мм.

Из таблицы 3 видим, что толщина закристаллизовавшейся корки по высоте для данного слитка практически одинакова. Отклонения в толщине — результат неравномерности кристаллизации, т. к. максимальные и минимальные отклонения имеются как в верхней половине, так и в нижней. Такую же картину видим и для корки, растущей от дна изложницы, причем средняя скорость кристаллизации для дна первого слитка несколько ниже, чем для стенок, и для слитков 2 и 3 несколько больше.

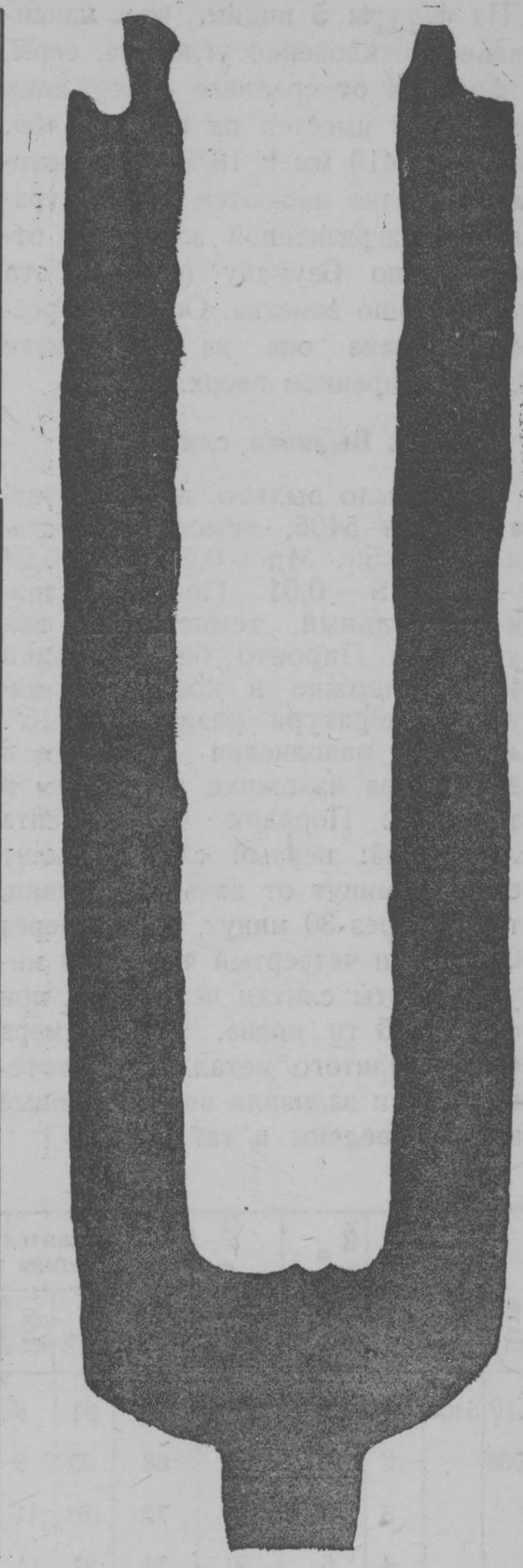
У большинства металлургов установился взгляд, что для обеспече-

Таблица 2

Дата	№ плавки	№ слитка	Полный вес слитка в тн.	Тем-ра из-цы в °С	Продолжительность наполнения в сек.				Скорость наполнен. тела слитка в тн\мин.	Вылит через мин. после заливки	Об'ем вылитого металла в литрах	Примечание
					Тела слитка	Пауза	Прибыли	Общая				
5-IV	5406	1	6	50	72	94	8	174	4,1	10	320	1. Об'ем вылитого металла замерен до уровня прибыли.
1938		2	6	50	68	95	9	172	4,3	30	180	
		3	6	50	72	102	11	185	4,1	60	60	2. Зеркало металла засыпалось генераторной сажей.
		4	6	50	74	97	11	182	4,0	100	20	



фиг. 6.



фиг. 7.

ния последовательности затвердевания от основания слитка до верха, кроме уширения изложницы вверх, необходимо еще утолщать стенки изложницы сверху вниз и иметь толстое дно, т. е., как правило,

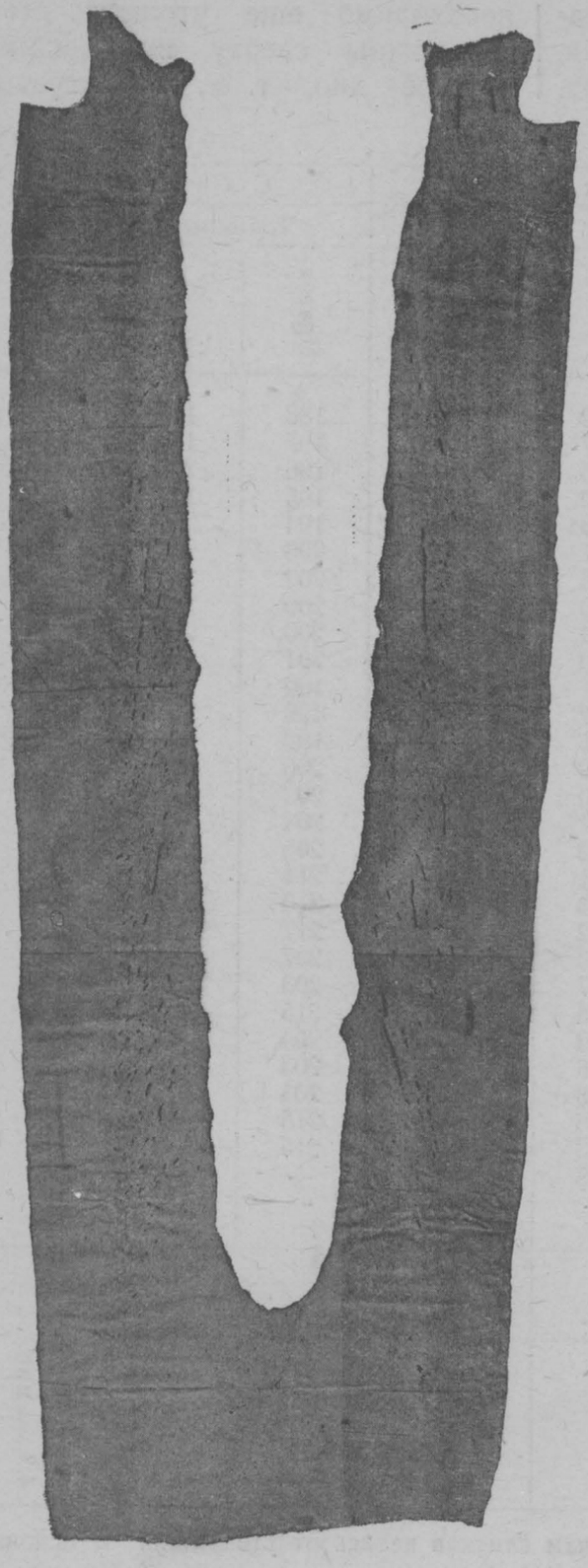
Таблица 3.

Точка замера	Слиток 1			Слиток 2			Слиток 3		
	Толщина корки в мм.			Толщина корки в мм.			Толщина корки в мм		
	Правая	Левая	Дно	Правая	Левая	Дно	Правая	Левая	Дно
1	94	96	80	137	132	155	186	193	Замерена
2	90	88	80	138	137	153	197	194	
3	87	85	84	136	135	150	196	200	одна точка
4	87	85	80	137	132	149	195	197	
5	87	85	75	139	130	150	194	207	по центру
6	88	84	80	137	137	155	206	207	
7	87	88	82	138	136	157	202	203	слитка
8	88	90	80	141	139	153	200	210	
9	88	88	80	139	134	150	200	205	
10	88	88	87	140	140	152	201	200	
11	87	90	82	141	137	144	199	210	
12	88	90	80	145	137	148	198	207	
13	88	90	86	141	135	156	192	206	
14	89	92	83	140	129	149	205	210	
15	89	90	88	141	140	142	202	207	
16	90	91	88	144	137	140	204	205	
17	90	92	92	139	142	141	205	208	
18	90	92	90	140	141	147	214	206	
19	90	90	90	140	143	145	210	217	
20	91	92	95	142	142	—	217	201	
21	88	94	—	143	143	—	207	198	
22	85	95	—	140	147	—	208	210	
23	92	93	—	145	145	—	215	205	
24	88	95	—	145	142	—	204	204	
25	96	95	—	145	146	—	203	207	
26	95	95	—	141	146	—	205	210	
27	96	97	—	148	146	—	215	215	
28	92	95	—	148	143	—	215	230	
29	97	94	—	151	148	—	—	—	
30	93	90	—	—	—	—	—	—	
	89		80	141		149	203		260
Средняя скорость кристаллизации.	8,9 мм/мин.		8,0 мм/мин.	4,7 мм/мин.		4,9 мм/мин.	3,4 мм/мин.		4,3 мм/мин.

Примечание: Замеры по боковым стенкам слитков велись от утеплителя к основанию слитка.

2. Средняя скорость нарастания корки определена по формуле $V = \frac{\delta}{t}$

δ = толщина корки
t = время от начала заливки до выливки.



фиг. 8.

стенки низа и дна гатмановских изложниц делаются значительно толще стенок верха. Мы вели эксперименты над слитками, отлитыми в изложницу, показанную на фиг. 2. Она имеет толщину стенки вверху — 140 мм, внизу—220, дна—300 мм и уклон стенок $5^0/_0$. Как видим, выполнены все условия для обеспечения последовательности кристализации (по установившимся взглядам). Если мы примем в заполненной изложнице на различном уровне два слоя металла—слой „а“ и слой „в“ толщиной „y_1“, (фиг. 2), то условия охлаждения для слоя „в“ значительно лучше, потому что

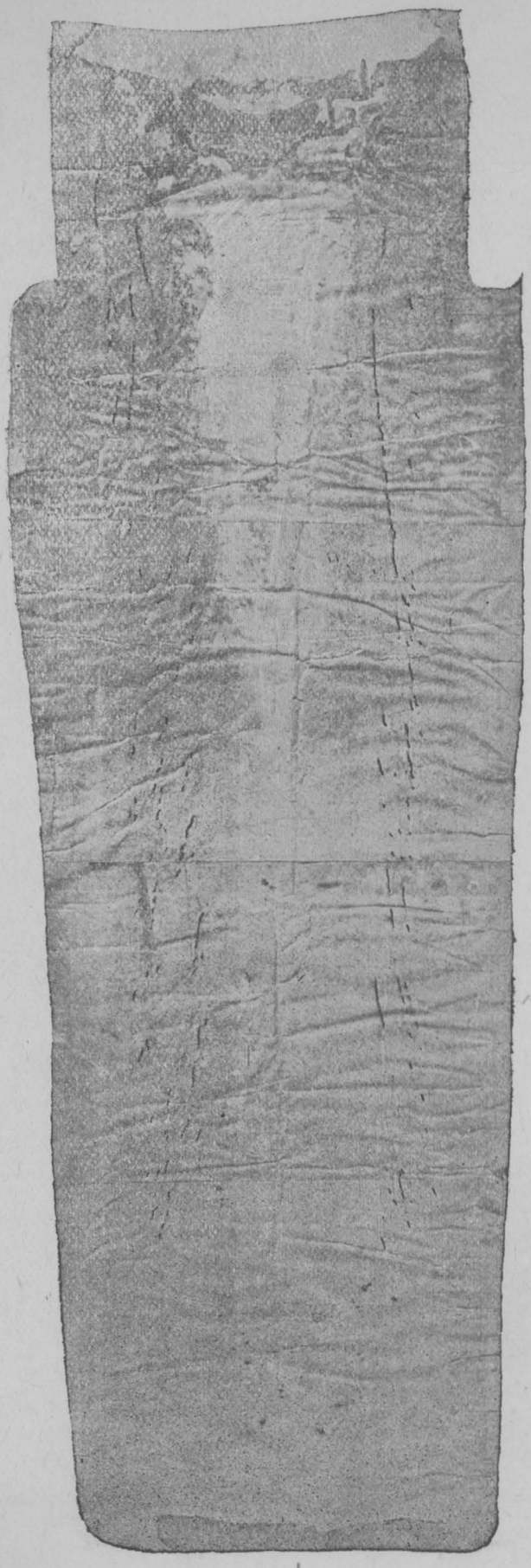
1. Масса слоя „в“ меньше массы слоя „а“, следовательно запас тепла в слое „в“ меньше, чем в слое „а“.

2. Масса металла „в“ раньше залита в изложницу, чем „а“.

3. Теплота от слоя „в“ отводится (для разреза) по трем направлениям и

4. Теплота от слоя „в“ отводится толстыми стенками и массивным дном изложницы, от слоя же „а“ теплота отводится в две стороны и значительно более тонкими стенками.

Следовательно, кристаллизация начнется раньше в слое „в“, скорость ее должна быть больше, чем слоя „а“, а отсюда толщина корки за одинаковый промежуток времени должна быстрее нарастать от днища и нижней части изложницы, т. е. затвердевшая корка от дна и внизу от стенок должна быть значительно толще, чем вверху. Наши эксперименты над шеститонным слитком данного рассуждения не подтвердили. Нарастание корки от

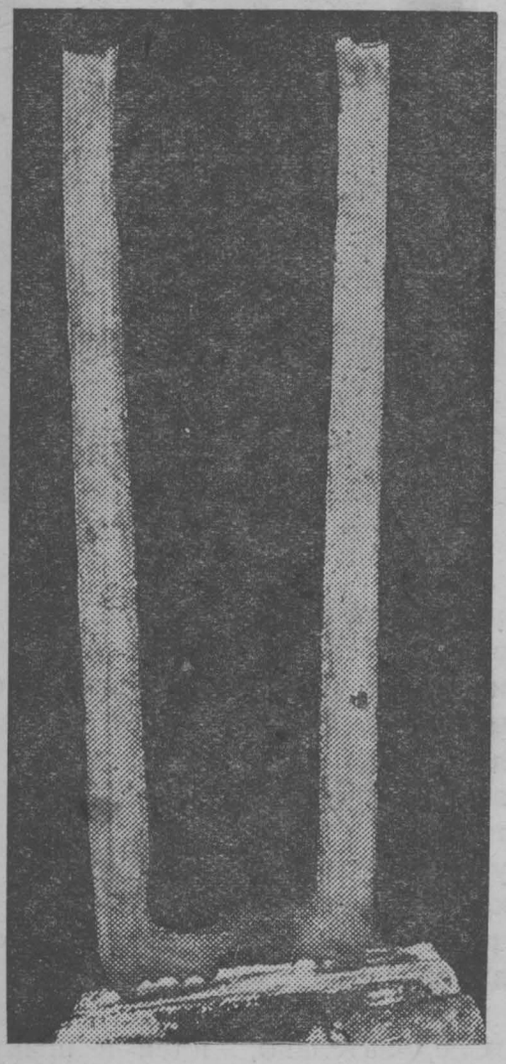


Фиг. 9.

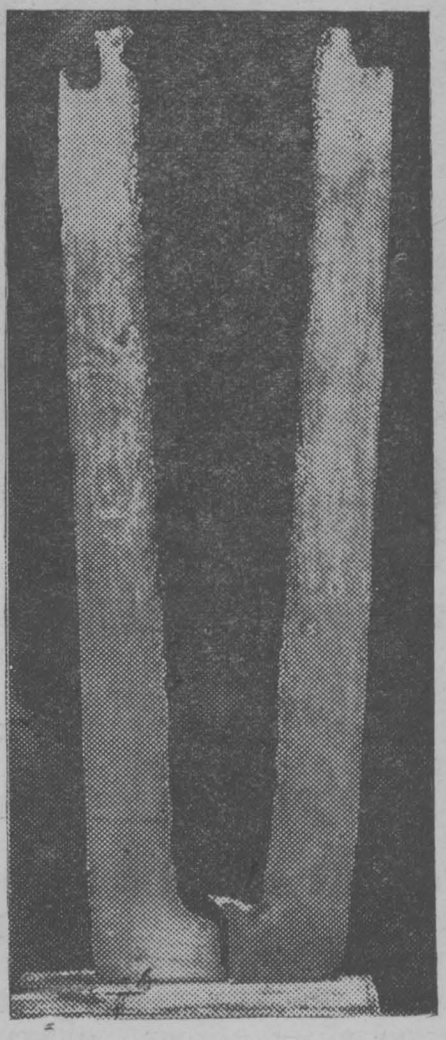
всех элементов изложницы идет с одинаковой скоростью.

Колебания размеров корки, как мы уже сказали, есть результат местной неравномерности кристаллизации, вызываемой переменными условиями для роста различных групп кристаллов. На фигурах 10, 11, 12 и 13 (снятых с плит от вылитых слитков), сделанных дополнительно к фигурам с отпечатков по Бауману, видим, что скорость нарастания корки практически одинакова от всех участков изложницы. Разница на 57 мм между средней толщиной стенки и днища у слитка 3 получилась в результате по степенного уменьшения влияния массы жидкой фазы и значительного снижения ее температуры, а не за счет толщины дна.

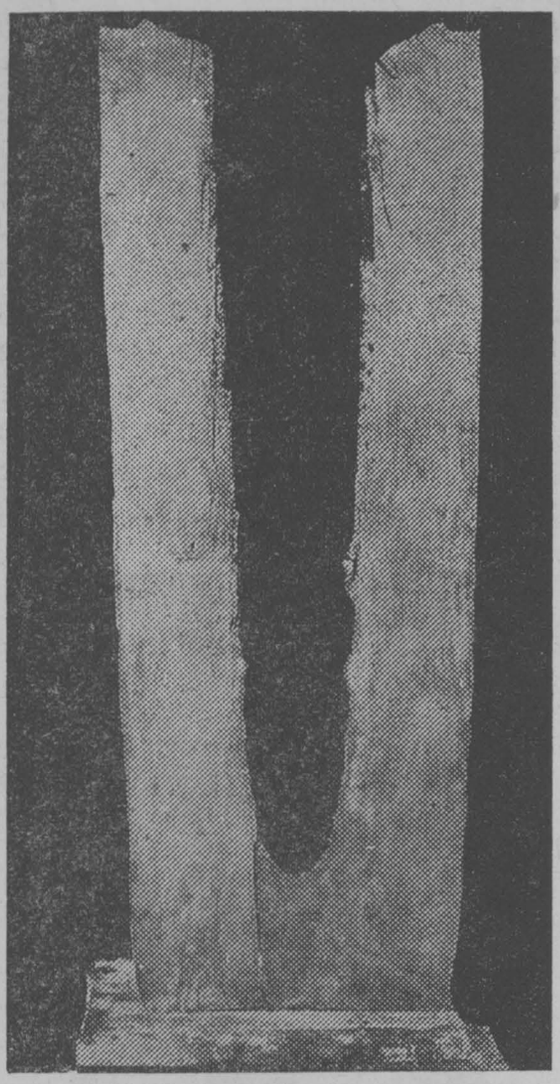
На фигуре 10 (слиток, вылитый через 10 мин) видим, что между наросшей коркой от стенки и от дна имеется прямой угол, на фиг. 11 переход несколько плавный и на фиг. 12 имеем совершенно плавный переход, что говорит о влиянии роста кристаллов от боковых стенок.



фиг. 10



фиг. 11



фиг. 12

Из вышеизложенного вытекает, что низ слитка, имея все преимущества, кристаллизуется с такой же скоростью как и вверху, следовательно, имеются причины, которые задерживают скорость нарастания корки.

Разберем выше перечисленные факторы для слоя «в» по сравнению со слоем «а». Первое — масса слоя «в» меньше, температура рассматриваемых слоев одинаковая, следовательно, запас тепла меньше и это безусловно способствует скорости кристаллизации. Второе—металл слоя «в» поступает в изложни-



фиг. 13

цу раньше на 1—1,5 мин., что также способствует скорости нарастания корки. Третье—теплота от слоя «в» отводится по трем направлениям, что также способствует скорости роста корки. Четвертое—толстый низ и дно, влияние которых нужно признать отрицательным на скорость нарастания корки, т. к. три очевидных преимущества для слоя «в» сводятся ими, нужно полагать, к нулю.

Следовательно, идея и практика утолщения нижней части изложницы для обеспечения последователь-

ности кристаллизации слитка от основания до верха исследованиями шеститонного слитка не подтвердилась. Безусловно, этим мы не хотим сказать, что вообще масса изложницы (отношение веса слитка к весу изложницы) не имеет положительного влияния на скорость кристаллизации. Однако величина ее (массы изложницы) влияния до сих пор точно не установлена. Мы еще раз подчеркиваем, что толстый низ изложницы не ускоряет процесса кристаллизации низа шеститонного слитка. Утолщение низа изложницы в лучшем случае является нерациональным расходом 2000—2500 кг чугуна. Кроме этого, утолщенные стенки создают более тяжелые тепловые условия работы изложницы. Часто после первых же плавок на внутренних стенках низа изложницы получается «сетка». Уширенные изложницы на КМЗ довольно быстро выходят из строя по сетке.

На основании проведенных экспериментов и анализа данных приходим к заключению:

1. Уширенные вверх изложницы должны иметь одинаковой толщины стенки изложницы от верха до основания.

2. Толщину дна, по сравнению со стенками, следует установить несколько больше, т. к. необходимо учесть механические удары горячей струи и вообще большую нагрузку на него.

3. Толщину стенок изложницы (массу изложницы) нужно установить экспериментально (в производственных условиях), придерживаясь принципа быстрого перевода металла из жидкой фазы в твердую.

Помимо увеличения стойкости изложницы с одинаковой толщиной стенок, при масштабе КМЗ получается экономия только на чугуне для изложниц около одного миллиона рублей в год.

Большой интерес в настоящее время представляет вопрос борьбы с зональной ликвацией («усами»). Британская комиссия в своем первом докладе приходит к выводу, что об'ем и расположение центральной сегрегации до известной степени подлежит нашему контролю, наоборот коническая сегрегация («усы» *) является кажется стереотипной и ослабление ее встречает большие трудности **). Трудность борьбы с «усами» заключается в том, что до сих пор точно не определена природа и механизм образования их.

В толковании механизма образования «усов», по нашему мнению, имеется ряд принципиально неправильных суждений. Более детальное об'яснение механизма образования «усов» дает С. С. Штейнберг **). Проведенная нами работа неполностью подтверждает точку зрения С. С. Штейнберга. Приведем эти об'яснения. «Застывание стали продвигается параллельными слоями от холодных стенок изложницы и поддона. В зоне столбчатых кристаллов новых центров кристаллизации не образуется, в области беспорядочно ориентированных кристаллов последние зарождаются из самостоятельных центров...» и т. д.

«С появлением новых центров кристаллизации характер продви-

*) Примечание автора.
**) Штейнберг. „Слиток стали". 1933 г.

жения замерзания стали не меняется, т. е. он происходит слоями, параллельными стенкам изложницы и днищу. Разница только та, что в полужидком слое надо различать, согласно Хультгерну, две части: 1) часть еще несросшихся дендритов, плавающих в жидком металле и часть уже сросшихся кристаллов, представляющих пластичную массу.

Удельный вес скелетов — дендритов больше удельного веса жидкого металла примерно на 4%; поэтому образовавшиеся скелеты, поскольку они не связаны между собой или связаны очень слабо, опускаются вниз на застывшие на поддоновой плите кристаллы, вытесняя находящийся там жидкий металл. Под влиянием давления столба лежащих на них кристаллов пластичные скелеты постепенно спрессовываются, выдавливая в стороны находящийся внутри их маточный раствор...» и т. д.

«Выдавленный опускающимися дендритами сегрегат, как уже сказано выше, должен проталкиваться вверх сквозь каналы между ветками дендритов цилиндрической поверхности, соответсвующей области полужидкой, пластичной стали.

Сужение зональной сегрегации по направлению кверху можно об'яснить следующим образом: опускание скелетов дендритов, их спрессование и выдавливание сегрегата происходит постепенно во времени, причем раньше всего этот процесс происходить в нижней части слитка, затем подымается кверху: за это время слой застывшей стали увеличивается и продвигается внутрь, отсюда, сужение конуса кверху...».

Далее он пишет:

«Кроме того, давление снизу столба пластичных кристаллов больше, чем вверху, почему он должен у основания больше раздаться в ширину, выдавливая полужидкие пластичные кристаллы, находящиеся по сторонам».

Во-первых, следует заметить, что все наиболее важные моменты в об'яснении механизма образования «усов» не увязаны с общей динамикой кристаллизации слитка.

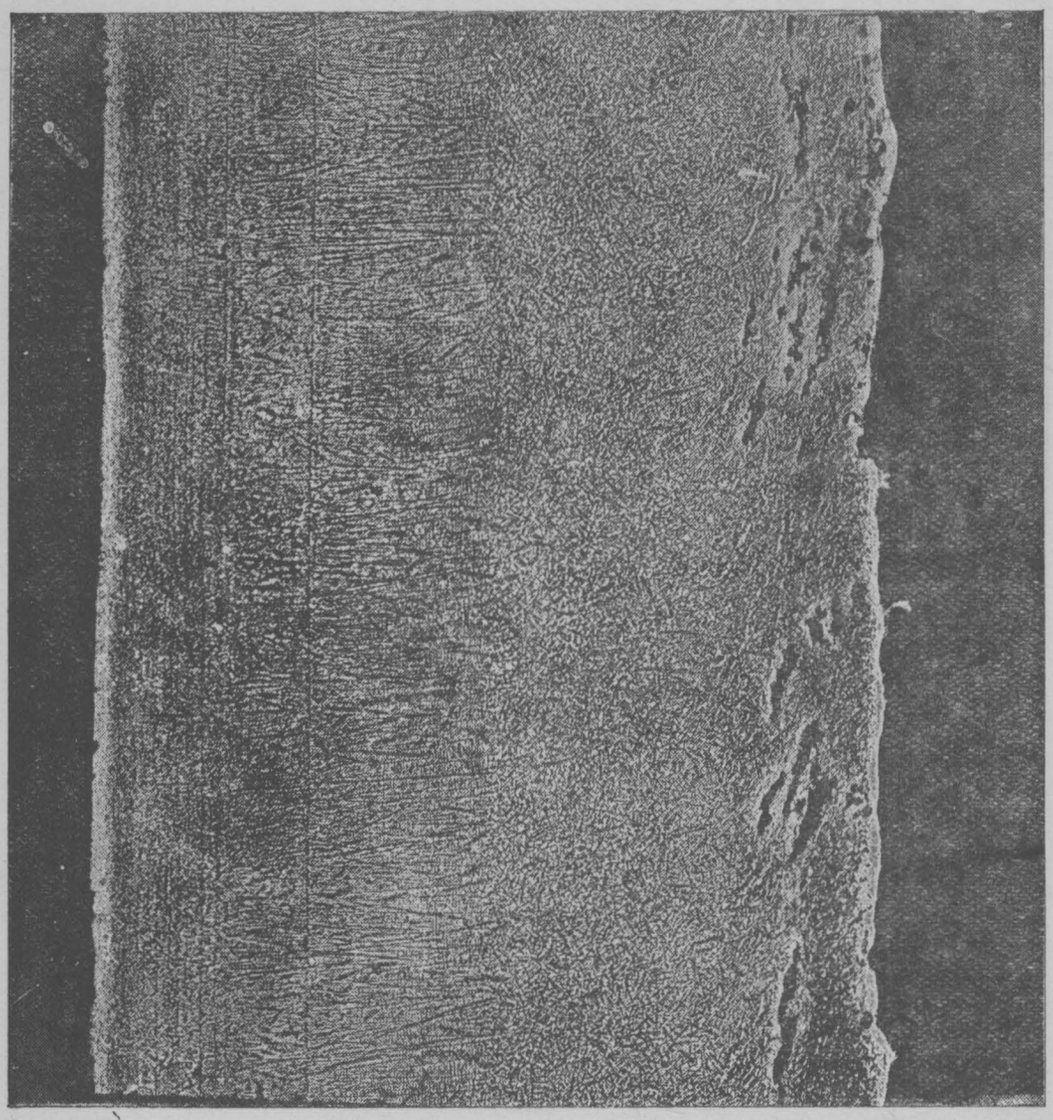
Во-вторых, если об'яснение механизма образования построено, главным образом, на опускающихся скелетах на донную часть корки слитка, по осевой его части, то это неизбежно должно было увеличить толщину донной части корки, причем по характеру опускания скелетов (как описывает С. С. Штейнберг) должен образоваться конус.

Наши опыты не подтвердили роста конуса. Следовательно, об'яснение механизма образования обратной ликвации, данное С. С.Штейнбергом, не соответствует действительности.

Цифры таблицы 3, фотографии со снимка по Бауману от вылитых слитков и фотографии вылитых слитков говорят за то, что роста конуса нет. Если на слитке 1 (фиг. 10) имеется прямой угол между коркой стенки и дна, то на слитке 2 (фиг. 11) уже заметен плавный переход, на слитке 3 (фиг. 12) четко выделяется плавный переход с низшей точкой закругления по оси слитка. Этих доводов вполне достаточно, чтобы показать несостоятельность об'яснений механизма образования «усов», данных С. С. Штейнбергом. Особенно характерным примером для отрицания всех выше приведенных доводов в об'яснении механизма образования «усов» служит фиг. 7 и 8, где «усы» уже появились при бесспорном отсутствии какого-либо намека на рост конуса. Рост конуса

трактовался опусканием дендритов, следовательно, отсутствие конуса, говорит об отсутствии опускающихся дендритов, а это, в свою очередь, отрицает утверждение о том, что относительную его чистоту по фосфору и сере.

Отсюда вытекает, что причина загрязнения низа силикатами и чистота его по сере и фосфору не свя-



фиг. 14

чистота низа по углероду, фосфору сере и загрязнение его силикатами, есть результат опускающихся более чистых скелетов, но увлекающих за собой частицы неметаллических включений. Следует отметить, что анализ шеститонного слитка на неметаллические включения показывает загрязнения силикатами низа и заны с опусканием дендритов и если в больших слитках все это имеет место, то очень незначительное.

Механизм образования «усов» очевидно связан с более сложными физико-химическими процессами. В первые моменты заливки процесс кристаллизации идет быстро и за счет более чистого металла.

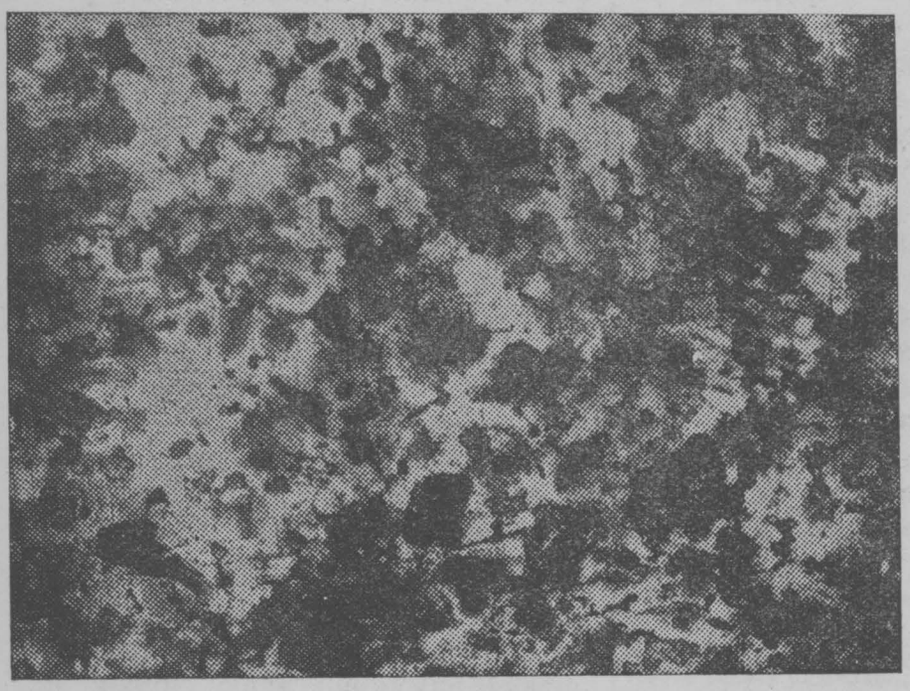
На ряду с этим, постепенно накапливается маленькая капелька ликвата (для рассматриваемого участка), которая увеличиваясь значительно замедляет скорость роста для данной группы кристаллов и, наконец, может наступить момент, когда кристаллы на этом участке прекратят рост, т. к. капелька ликвата имеет температуру кристаллизации ниже. Процесс кристаллизации перекинется на соседние слои жидкого металла несколько выше по температуре но чище по составу; таким образом, может зарости капля ликвата. На фиг. 14 показан шлиф, взятый от вылитого слитка 2 (протравлен реактивом Ле-Шателье-Лемана*), который подтверждает мысль о перескакивании кристаллизации. Отверстие по краю фигуры—место выливавшегося, загрязненного маточного раствора. Все отверстия, которые мы видим по краю фигуры 14, связаны с основной массой жидкого металла. Конусность «усов» вверх нам, ка-



фиг. 15

*) Травление проведено в металлографической лаборатории Сибирского Металлургического Института.

жется, можно об'снить следующим: накопление ликвата, в результате кристаллизации более чистого металла, вызывает движение его вверх. Путь движения будет параллельным оси слитка. Сопротивление движению ликвата непосредственно в соседних слоях кристаллизующейся



фиг. 16

корки будет большое, т. к. металл около нее более вязкий, поэтому ликват будет уклоняться к центру слитка. Возможно в результате этого получается угол наклона «усов» к оси слитка. Следует отметить, что длинные «нитки» «усов» имеют очень незначительный наклон к оси слитка.

Большое количество «ниток» (их частота) в верхней части слитка, об'ясняется всплыванием ликватов из нижних слоев слитка. Отрицательный угол наклона «усов» в верхней части слитка (под утеплителем), а также V-образную ликвацию по центру слитка следует, очевидно, об'яснить движением металла из прибыльной части в тело слитка. Движение металла из утеплителя можно уподобить движению жидкости в воронке, т. е. большее движение будет происходить в центре слитка. Вверх слитка ликваты поднимаются также, главным образом, по центру. В последних же об'емах жидкой фазы они струей металла несколько отклоняются от центра.

V-образная ликвация глубоко проходит по слитку. Форму ее можно именно об'яснить встречным медленным движением металла вниз и ликватов вверх в последних об'емах. Слиток, вылитый через 100 минут (фиг. 13), имеет пустоту формы воронки. Нижняя часть ее, именно, очертания V-образной ликвации.

Выше нами уже упоминалось о пораженной зоне в слитке. Она хорошо видна на снимке по Бауману (фиг 3). Получается она в слитке в результате чрезвычайно медленного процесса кристаллизации. В последних об'емах металла содержание загрязнений повышенное, температура для всей массы жидкой фазы высокая, поэтому процесс кристаллизации идет за счет роста скелетов. Образуется ноздреватая масса (губка), в пусто-

тах которой сосредоточен маточный раствор.

На фиг. 15 показан шлиф при увеличении 75. Структура металла видманштетовая. В поле шлифа видим несколько раковинок. На фигуре 16 заснят этот шлиф при увеличении 5. Видим ноздреватое строение металла. Шлиф был вырезан на 75 мм ниже жидкой фазы слитка, вылитого через 100 мин, т.е. из места, уже достаточно закристаллизовавшегося. Нужно отметить, что все пустоты связаны с общей массой жидкой фазы. Губчатое строение слитка по центру затрудняет поступление металла из прибыли и удаление ликватов в утеплитель. Очевидно, борьбой с этим явлением будет более форсированное затвердевание слитка, т. е. активное вмешательство в процесс формирования слитка.

Проблема большого стального слитка до сих пор только изучалась. Металлурги до сих пор не делали серьезных попыток активного вмешательства в процесс кристаллизации. Больше того, много еще держатся ряда устарелых, неправильных взглядов на отдельные характерные особенности стального слитка.

ВЫВОДЫ.

1. По макроструктуре и химическому анализу (распределение углерода, серы и фосфора) шеститонный слиток данной конструкции (фиг. 2) вполне удовлетворительный.

2. Пораженная загрязнениями зона—результат медленного процесса кристаллизации слитка в последних об'емах металла.

3. Скорость нарастания корки от всех элементов изложницы и по всей высоте ее имеет одинаковую величину.

4. Идея утолщения низа изложницы, для обеспечения последовательности кристаллизации, является принципиально неправильной и осуществление ее вызывает бесполезный расход чугуна и снижение стойкости изложницы.

5. Последовательность кристаллизации вполне обеспечивается уширением изложницы вверх.

6. Изучение процесса кристаллизации шеститонного слитка методом выливки не подтвердило взгляда на рост конуса от дна изложницы за счет опускающихся дендритов, а отсюда следует, что не соответствуют действительности:

а) об'яснение механизма образования обратной ликвации («усов»), данное С. С. Штейнбергом на основании роста конуса и

б) об'яснение причин чистоты низа слитка по сере и фосфору и загрязнения его силикатами.

На основании проведенного исследования необходимо:

1. Отказаться от практики утолщения изложниц внизу, нужно перейти на отливку их с одинаковой толщиной стенок, что увеличит тепловую стойкость низа изложниц, даст экономию чугуна при хорошем качестве слитка.

2. Для выяснения влияния массы изложницы на скорость кристаллизации необходимо провести дополнительно исследование в производственных условиях.

3. Для борьбы с обратной ликвацией, V-образной ликвацией и загрязненной зоной, необходимо быстро переводить слиток из жидкого состояния в твердое путем активного вмешательства в процесс кристаллизации, т. е. применением «кристаллизаторов».

Инженер И. Г. Демко
Центральная лаборатория КМЗ

Проблема большого слитка на КМЗ*)

I.

ВВЕДЕНИЕ

В фасонносталелитейном деле сталь из ковшей разливается непосредственно по литейным формам и в результате получаются литые изделия. Совершенно иначе обстоит дело в производстве прокатанных и кованных стальных изделий. В этом случае сталь из ковшей предварительно разливается в слитки, которые затем поступают в прокатку или ковку. Практически однородная сталь в ковше после разливки становится неоднородной в каждом отдельном слитке. Мало этого, хорошая сталь в ковше может быть испорчена и переведена в брак при плохой разливке. Следовательно, слитковая фаза в производстве литой стали играет весьма большую роль.

Особую остроту проблема производства здоровых стальных слитков приобрела на вновь построенных и реконструированных крупных металлургических заводах СССР. Социалистическое общество и социалистическое государство требуют и не могут не требовать от социалистической металлургии производства высококачественной металлической продукции. Практика же и теория застывания слитков показывают, что чем крупнее слитки, тем хуже их внутреннее строение и наоборот. Но Кузнецкий металлургический завод как по своим масштабам производства, так и по своему оборудованию может отливать только крупные по весу слитки, порядка 6—8 тн. Следовательно, для него закрыт путь улучшения качества слитков по линии уменьшения их веса. В этом и состоит существо проблемы большого слитка на КМЗ.

II.

Общие условия разливки стали на КМЗ

Проектная производительность «малых» печей Кузнецкого металлургического завода составляет 150 тн и одной большой—300 тн. Стахановское движение опрокинуло эти проектные нормы. Сейчас производительность «малых» печей доходит до 240—280 тн за плавку. Часть печей переделана на более углубленную ванну. Разливка стали осуществляется посредством мощных мостовых кранов и ковшей вместимостью 190 тн. Плавки большого веса разливаются в два ковша.

*) Дополненная и переработанная в мае-июне 1939 года стенограмма доклада, прочитанного на собрании членов НИТОМ Кузнецкого металлургического завода 23 и 29 января 1938 года.

По состоянию качества графитовых пробок на сегодня, удается при заливке сверху удовлетворительно отлить не более 30 уширенных кверху с утеплителями слитков. Дело в том, что для заливки одной изложницы приходится два раза открывать стопорное отверстие. Сначала изложница заливается до, так называемого, плавающего утеплителя, приблизительно, на 100 мм ниже верхнего края изложницы. Затем заливается таким же образом рядом стоящая изложница. После этого ковш возвращают обратно для заливки утеплителя на первой изложнице.

При отливке слитков уширенных книзу, когда для заливки сверху одной изложницы стопорное отверстие открывается только один раз, можно отлить до 60 слитков. При заливке изложниц сифонным способом, когда одновременно на тележке отливается два слитка, можно отлить 120 слитков. Совершенно очевидно, что чем крупнее по весу слитки, тем производительнее работа на разливке.

Следовательно, по условиям работы мартеновских цехов (производительность печей, грузопод'емность мостовых кранов, емкость разливочных ковшей, качество графитовых пробок), вообще говоря, можно отливать слитки следующего минимального развеса при разливке сверху:

а) уширенные кверху с утеплителями

$$\frac{190}{30} = 6{,}33 \text{ тн и}$$

б) уширенные книзу без утеплителей

$$\frac{190}{60} = 3{,}15 \text{ тн.}$$

При разливке сифонным способом вес слитка можно сделать как угодно малым даже в условиях Кузнецкого завода. Максимальный же вес слитков по условиям работы мартеновских цехов ограничен разве только грузопод'емностью кранов.

Стрипперное оборудование приспособлено для раздевания крупных, а не мелких слитков. Обжимной стан блюминг для того и установлен, чтобы прокатывать крупные, а не мелкие слитки. Если бы, скажем, завод перешел на отливку мелких слитков весом в 1,5—2,0 тн, то блюминг как таковой был бы просто не нужен. Чем крупнее слиток, тем выше производительность блюминга и наоборот. Минимальный вес слитка с точки зрения производительности блюминга можно принять в 4 тн.

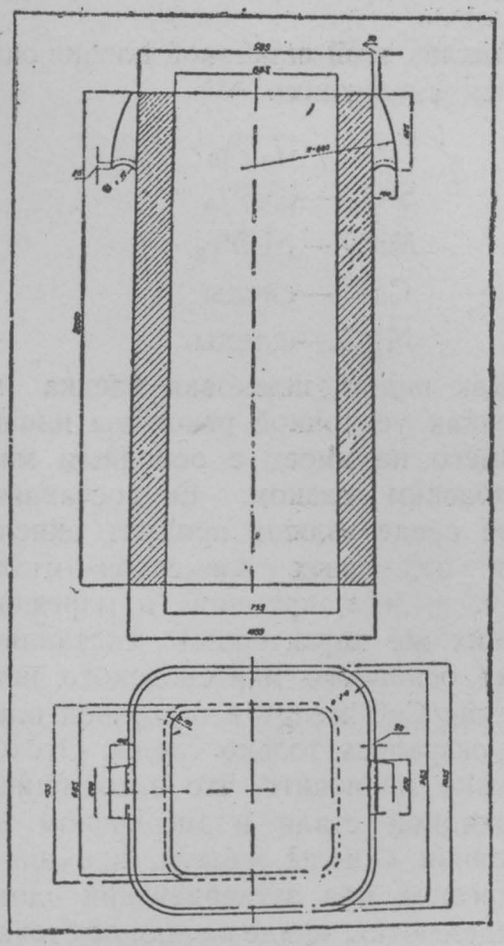
III.

Слитки уширенные книзу без утеплителей.

Первая жидкая сталь на Кузнецком заводе получена в сентябре 1932 года. 1932, 1933, 1934 и 1935 г.г. были годами освоения современного крупного металлургического производства. В эти годы создавались первые кадры квалифицированных сибирских рабочих - металлургов, главным образом, из людей, строивших завод.

До 1937 г. Кузнецкий завод отливал крупные 6—8 тонные слитки только в изложницы уширенные книзу без утеплителей (фиг. 1). Отпечаток по Бауману с типичного слитка, отлитого в изложницу с уширением книзу без утеплителя, представлен на фиг. 2. Как видим, внутренняя структура таких слитков явно неудовлетворительна. Примерно,

одна треть длины в верхней части слитка поражена открытой усадочной раковиной, следующая одна треть длины (в средней части слитка) поражена усадочной рыхлостью и только треть длины в нижней части слитка представляет по макроструктуре вполне удовлетворительный здоровый металл.



Фиг. 1. Типичная для Кузнецкого металлургического завода изложница с уширением книзу.

Некоторое время на заводе господствовало мнение, что при прокатке слитков усадочная раковина, а тем более усадочная рыхлость, заваривается. Значительная отбраковка рельсов по расслою вскоре опровергла это мнение. Тогда было предложено поливать водой или посыпать песком верха слитков после их отливки для того, чтобы получить плотную и непроницаемую корку (фиг. 3) и тем самым предохранить стенки усадочной раковины и усадочной рыхлости от окисления кислородом атмосферного воздуха.



Фиг. 2. Отпечаток по Бауману со слитка, отлитого в изложницу с уширением книзу без утеплителя.

В течение нескольких месяцев верха слитков сразу же после их отливки поливались водой или посыпались песком. Песок при нагревании слитков раз'едал футеровку нагревательных колодцев и причинял много беспокойства администрации блю-

минга в отношении очистки колодцев от шлака. В результате же оказалось, что брак рельсов по расслою не только не уменьшался, а даже повышался *). Таким образом, практика полностью показала несостоятельность мнения о заварке при прокатке стенок усадочной раковины и усадочной рыхлости в крупных слитках.

При внимательном изучении этого вопроса оказалось, что можно говорить о заварке при прокатке усадочной раковины и усадочной рыхлости в том случае, когда стенки их неокислены и будут иметь чистый серебристо-белый цвет, подобный цвету стенок газовых раковин в слитках кипящей стали. На самом же деле, стенки усадочной раковины и усадочной рыхлости крупных слитков спокойной стали оказываются окисленными, покрытыми пленкой шлака и других загрязнений (даже при наличии плотной и толстой корки на верху слитка, предохраняющей стенки усадочной раковины от воздействия кислорода атмосферного воздуха).

В одном случае нам удалось собрать достаточное количество шлаковой пленки со стенок незаварившейся усадочной раковины в прокатанной рельсовой накладке и подвергнуть этот шлак химическому анализу на обычные составляющие основного мартеновского шлака.

Анализ этой шлаковой пленки оказался следующим: **)

FeO — 7,6%
SiO_2 — 40,8%
MnO — 51,5%
CaO — следы
MgO — следы.

Как видим, шлаковая пленка на стенках усадочной раковины ничего общего не имеет с основным мартеновским шлаком. Ее составляющие представляют продукт окисления отдельных элементов стали, т. е. железа, кремния и марганца. Таких же характерных составляющих основного мартеновского шлака как CaO и MgO в шлаковой пленке оказались только следы. Отсюда можно заключить, что находящиеся в жидкой стали в дисперсном состоянии окислы железа, кремния и марганца при затвердевании слитка выделяются ввиде пленки на стенках усадочной раковины и усадочной

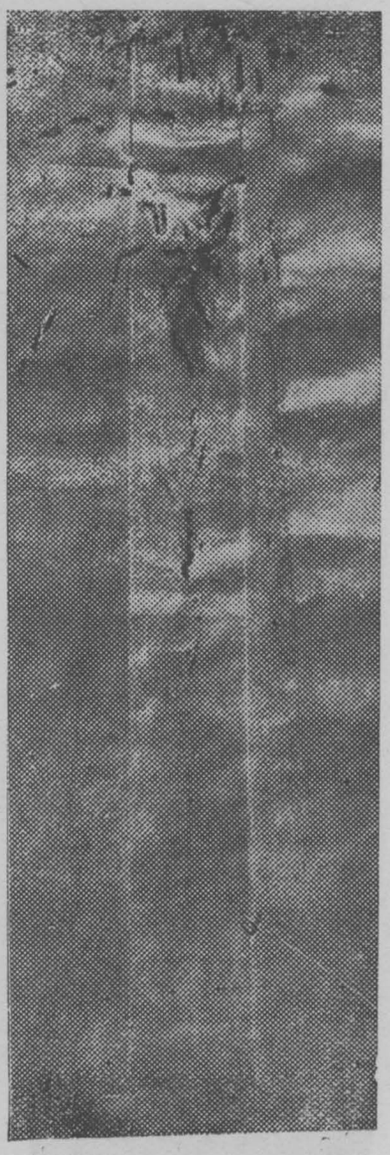
*) В эти годы, несмотря на значительную отбраковку на заводе, на железные дороги попадали рельсы с мнимо заварившейся усадочной раковиной. Вот что пишет в своем письме от 20 мая 1939 г. на имя директора КМЗ начальник 4-й дистанции службы пути Южно-Уральской жел. дороги тов Матвейчев:

„В 1936 году 4-й дистанцией службы пути Южно-Уральской ж. д. были получены рельсы типа IIA прокатки Вашего завода и уложены в путь. В 1937 году и особенно в 1938 г. эти рельсы стали в массовом порядке выходить из строя вследствие того, что в них образовалась скрытая продольная трещина, которая давала себя знать по появлению или красноты под головкой рельса или по черной полосе сверху головки в месте наката Этот дефект большею частью обнаруживался на рельсах, лежащих на внутренней нитке в кривой, но немалое количество рельсов изъято из пути по этому дефекту с наружной нитки кривой и из прямой части. Были случаи такие, когда у рельса откалывалась часть головки по продольной оси и в месте откола явно была обозначена трещина, которая продолжалась внутри головки по продольной оси рельса. Исследование состояния пути, где лежат эти рельсы, и дальнейшее наблюдение за работой этих рельсов позволило сделать вывод, что выход рельсов по этому дефекту идет за счет заводского брака—недоброкачественной прокатки".

**) См. протокол металлографической лаборатории КМЗ № 1148 от 26 августа 1937 г

рыхлости, а поэтому эти стенки и не свариваются.

Стоит описать в этой связи и еще один наблюденный и изученный на-



Фиг. 3. Отпечаток по Бауману со слитка, отлитого в изложницу с уширением книзу без утеплителя, но засыпанного песком и залитого водой сверху тотчас после заливки для образования вверху толстой непроницаемой для атмосферного воздуха корки.

ми факт. На фрезерованных концах, вернее торцах, рельсов часто обнаруживаются различной конфигурации светловины, которые ОТК КМЗ долгое время квалифицирует как железные включения. На самом же деле эти светловины представляют в большинстве случаев самый настоящий расслой. Если сломать эти рельсы, то на изломе обнаруживается расслой, имеющий контур, точно совпадающий с контуром светловины. Наличие несварившейся усадочной раковины по контуру светловины доказано также и микроанализом *).

Природа светловин в данном случае состоит в обезуглероженности на значительную глубину стенок усадочной раковины. Обезуглероженное железо на обычном фоне стали резко выделяется ввиде серебристо-белых полос, нитей и т. п. фигур. Обезуглероживание стенок усадочной раковины может произойти при нагревании слитков в колодцах как за счет кислорода атмосферного воздуха, так и за счет кислорода растворенного в стали.

Этот факт показывает, что даже обезуглероженные стенки раковин не свариваются. Усадочная раковина и усадочная рыхлость образуются там, где металл застывает в последнюю очередь. Металл же, застывший в последнюю очередь в крупных слитках, является самым грязным металлом, в нем собирается наибольшее количество всевозможных ликватов, шлаковинок и других неметаллических включений. Такой грязный металл, конечно, менее всего пригоден для свариваемости.

Следовательно, становится ясным, что получить крупный здоровый слиток для продукции с повышенными требованиями и обеспечить высокий выход годного путем отливки слитков в изложницы уширенные книзу без утеплителей пока невозможно. Но изложницы с уширением

*) См. протокол металлографической лаборатории КМЗ № 2061 от 4 сентября 1937 г.

книзу имеют в некоторых отношениях несравнимые преимущества, например, в отношении легкости и простоты раздевания слитков, чистки изложниц и т. д. Поэтому вполне резонно возникла мысль получения здорового слитка путем отливки в изложницу с уширением книзу, но с утеплителем.

Такой опыт был поставлен в начале 1937 года. Если судить по отпечатку Баумана с опытного слитка, отлитого в изложницу с уширением книзу с утеплителем (фиг. 4), то надо сказать, что такой слиток по своей макроструктуре также неудовлетворителен. Хотя усадочная раковина почти полностью выведена в утеплительную головную часть, все же усадочная рыхлость простирается на значительную глубину в средней зоне слитка. Нижняя же здоровая часть слитка составляет не более 43%. Таким образом, результаты этого опыта не могли удовлетворить пред'явленных к качеству слитка требований.

IV.

Слитки уширенные кверху с утеплителями

Под влиянием неудач с опытами получения здоровых слитков путем отливки в изложницы с уширением книзу как без утеплителей, так и с утеплителями, с одной стороны, и новейших достижений американской техники отливки слитков в изложницы с уширением кверху с утеплителями, с другой стороны, — в 1937 году*) Кузнецкий металлургический завод перешел к отливке слитков качественной стали в изложницы уширенные кверху с керамическими плавающими утеплителями.

Несмотря на то, что изложницы с уширением кверху с утеплителями



Фиг. 4. Отпечаток по Бауману со слитка, отлитого в изложницу с уширением книзу с керамическим плавающим утеплителем.

(вошедшие в обиход на КМЗ как изложницы Гатмана) имеют с точки зрения получения здоровых слитков

*) Впервые на КМЗ были отлиты слитки в уширенные кверху изложницы с керамическими утеплителями в сентябре 1936 года. Опыты были неудачны. Благодаря большой конусности (5%), слитки оказались с поперечными трещинами из-за подвисания.

очевидное преимущество по сравнению с изложницами уширенными книзу без утеплителей,—при освоении их и внедрении в производство пришлось преодолеть много препятствий. Надо сказать, что и до настоящего времени не преодолены все затруднения, связанные с разливкой стали в изложницы Гатмана.

В первый период, в течение нескольких месяцев было пережито много затруднений в связи с тем, что литейный цех не мог освоить массового производства изложниц уширенных кверху с глухим дном. Наконец, кое-как эта трудность была преодолена и в настоящее время отливка таких изложниц, в общем и целом, не представляет особых затруднений. Но все же надо сказать, что производство в литейном цехе изложниц уширенных кверху с глухим дном дороже и значительно сложнее производства сквозных изложниц уширенных книзу.

Возникло много затруднений в эксплоатации нового типа изложниц. Появился в значительном количестве брак слитков по поперечным трещинам, благодаря подвисанию. Различными мероприятиями, главным образом, уменьшением конусности слитка удалось этот вид брака свести почти на-нет. Стойкость изложниц нового типа оказалась вначале катастрофически малой. После 2 — 3 заливок глухое дно сильно раз'едалось и никакими силами не удавалось вынуть заклиненный слиток из целой изложницы.

Возникло большое количество различных мелочных предложений и, наконец, в начале лета 1937 года было предложено остановиться на литых фасонных подкладках (заклепках) из чугуна или стали. Подкладки или заклепки отливались вместе с пробками, вставлявшимися в круглые конические отверстия в дне изложниц. Положение настолько было тяжелым, что завод с радостью ухватился за это предложение. С этими подкладками или заклепками в дальнейшем произошла крайне поучительная история.

С одной стороны, к идее специальных фасонных заклепок подошли с точки зрения ликвидации во что-бы то ни стало размывания сталью сферического дна изложниц и, тем самым, увеличения стойкости их. С другой стороны, к идее заклепок подошли с точки зрения получения стали свободной от, так называемых, железных включений или светловин. В то время на заводе об'ясняли появление, так называемых, железных включений в металле (рельсах и др.) исключительно всплыванием подкладок из листового железа*).

Полагали, что подкладки часто всплывают и, как чужеродные тела, дают в основном металле, так называемые, железные включения. Поэтому, для менее ответственных сортов стали возникло категорическое требование делать подкладки из металла такого же химического состава, какой имеет металл отливаемого слитка. В отношении же более ответственных сортов стали возникло другое категорическое требование — ни в коем случае не класть подкладок из листового железа, а обязательно применять вы-

*) Светловины, по нашему мнению, являются результатом, во-первых, незаварившегося расслоя с обезуглероженными стенками усадочной раковины или усадочной рыхлости, во-вторых, всплывания подкладок и, в-третьих, прокатки слитков с жидкой сердцевиной („сырых" слитков).

шеуказанные литые фасонные чугунные или стальные заклепки.

Однако светловины или железные включения не уменьшались, а даже увеличивались. Но это отнюдь не помешало тому, что в литейном цехе возникло новое массовое производство огромного количества этих заклепок. Наиболее желательным было бы получение от литейного цеха стальных заклепок. Но он, имея одну 8-тонную дуговую электропечь, явно не мог отливать в массовом количестве стальные заклепки и поэтому перешел на отливку их из чугуна.

Чугунная заклепка служила один раз. Она приваривалась к слитку и вместе с ним загружалась в нагревательные колодцы. В редких случаях заклепка вынималась из колодцев вместе со слитком и при прокатке его на блюминге отваливалась. В большинстве же случаев, заклепки расплавлялись в нагревательных колодцах и создавали специфические трудности в деле правильной и нормальной эксплоатации их. Помимо того, что ячейки нагревательных колодцев загромождались ненужным хламом в виде металла заклепок, — одна из основных бед заключалась в том, что чугун заклепок расплавлялся и колодцы превращались в своеобразные пудлинговые печи.

Подина их заростала стальными козлами, весьма трудно поддававшимися удалению. В борьбе с этим злом пришли к мысли о замене чугунных заклепок стальными. Дано было поручение разработать специальный проект организации в мартеновских цехах нового — фасонно-сталелитейного производства по отливке из мартеновской стали заклепок. Проект был осуществлен. Второй мартеновский цех долгое время занимался этим фасонным стальным литьем.

Слитки, отливаемые в изложницы уширенные кверху с керамическими плавающими утеплителями, не могут свободно покоиться ни в колодцах на подине, ни на тележке. Поэтому раздеваются они не в стрипперном цехе, а на блюминге. Тиглеровскими кранами приходится вынимать слитки из изложницы за утеплительные головы и при посадке в колодцы прислонять их к стенкам. Далее, вверху, в месте перехода основного тела слитка в утеплительную голову, образуются карманы или заусеницы, наполненные остатками керамического утеплителя. Очистка слитков от керамических утеплителей крайне затруднительна и не всегда полностью удается, а керамика в заусенках всегда идет вместе со слитками как в колодцы, так и в прокатку.

Эти слитки подвержены опасности загрязнения огнеупорами от обломков керамических утеплителей при разливке стали и сборке утеплителей, а также от глины, которая намазывается на ножки (пробки) заклепок при посадке их в гнезда дна изложниц. Литейный цех не смог наладить изготовление изложниц и заклепок таким образом, чтобы зазор между заклепкой и гнездом дна изложниц был минимальным. Поэтому, чтобы не допустить подтекания стали через отверстие в дне изложниц, стрипперный цех вынужден был применять подмазку отверстий у дна изложниц глиной.

Частое растрескивание утеплителей при заливке стали, двухкратное открытие стопорного отверстия, чистка изложниц и продувка их с целью удаления обломков и мусора от

керамических утеплителей, —все это крайне осложняет работу. Несмотря на целый ряд указаний дирекции о чистоте, все же разные огнеупоры иногда попадают в готовый металл и это приносит заводу большие убытки по браку металла у заводов-потребителей.

Но самое тяжелое последствие введения изложниц уширенных кверху с керамическими плавающими утеплителями (несмотря на ряд попыток, не привились футерованные чугунные утеплители) сказалось в том, что нагревательные колодцы систематически засорялись керамикой от остатков утеплителей, оплавлялись и требовали частой очистки подин от стального скрапа и шлака. Это же приводило к понижению производительности колодцев.

Чтобы это затруднение преодолеть, появилась идея перевести работу колодцев на жидкий шлак. Была быстро произведена соответствующая реконструкция и многие считали, что основное затруднение преодолено. Идея эта, на первый взгляд, оригинальна и заманчива. В самом деле, чем понижать производительность колодцев из-за частой остановки их на очистку подин, не лучше ли устроить так, чтобы они работали непрерывно, а образующийся шлак постепенно спускался бы в жидком виде в специальные коробки. Но на деле все это оказалось не так.

Ведь для того, чтобы шлак можно было спускать самотеком, он должен быть жидким по самой идее этого мероприятия. А для того, чтобы он был жидким — его нужно греть. Но так как ячейки нагревательных колодцев превращались, как выше указано, в своеобразные пудлинговые печи, в которых рафинировался чугун заклепок, и так как, чем больше чугун рафинировался, тем выше становилась температура его плавления и, следовательно, больше приходилось разогревать подину,—то получались самые неприятные дела. Во-первых, возникли колоссальные затруднения с налаживанием правильной работы нагревательных колодцев, во-вторых, начал быстро расти брак металла по пережогу и по железным включениям (по причине прокатки «сырых» слитков).

Весной 1938 года было решено, наконец, вовсе отказаться от чугунных заклепок и перейти целиком на стальные. Впоследствии, вместо прежней конструкции стальных заклепок с прилитыми ножками (пробками), стали отливать и применять заклепки без прилитых пробок. Последние заготовляются и вставляются в гнезда дна изложниц отдельно от подкладок (заклепок).

Такое упрощение конструкции стальных подкладок или заклепок, а также чрезвычайно большие трудности с отливкой их в массовом количестве, — привели к мысли о замене литых стальных подкладок (заклепок) прокатанными подкладками, так называемыми, слябами. Наряду с литыми заклепками с весны 1939 года начали внедряться и прокатанные слябы.

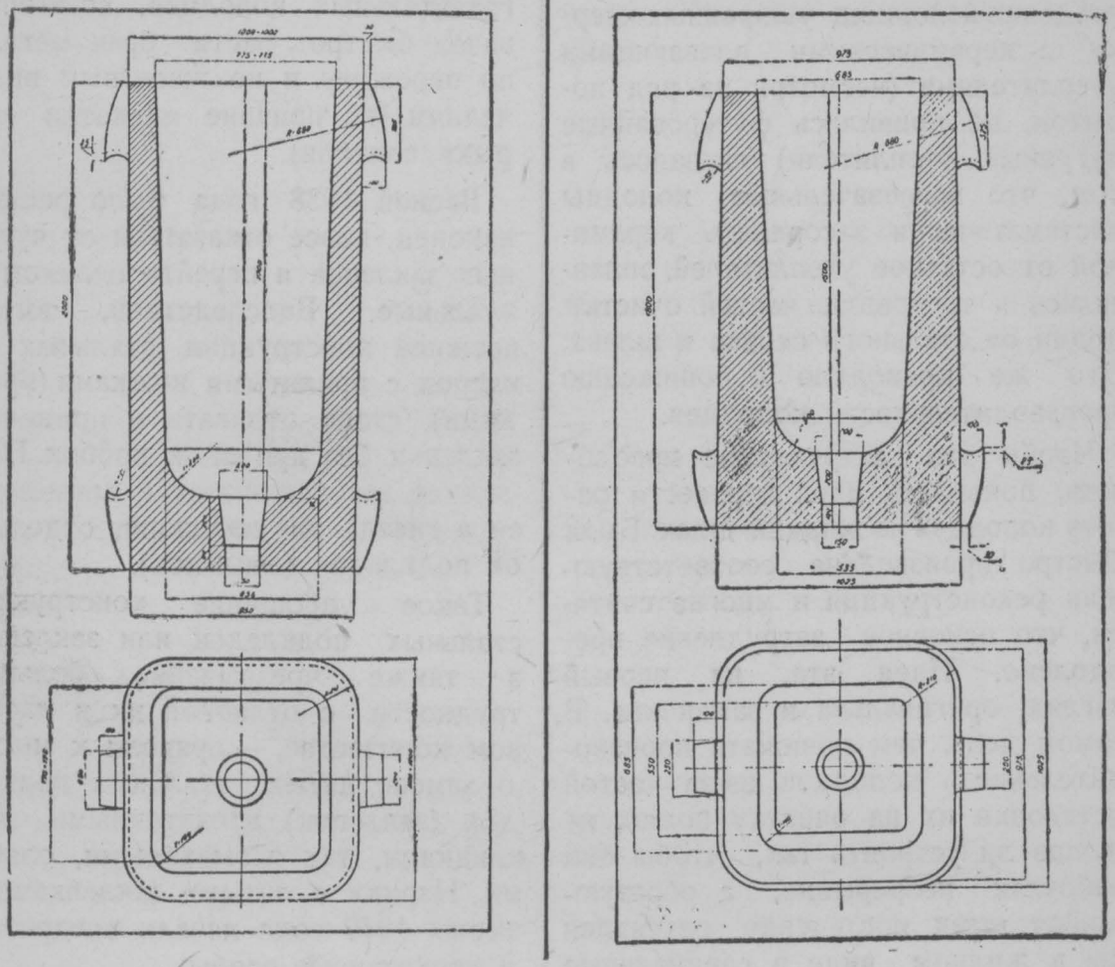
Необходимо отрицательно высказаться по поводу этих нововведений. Дело в том, что неукрепленные прилитой ножкой (пробкой), вставляющейся в отверстие дна изложниц, а свободно лежащие на дне изложниц литые заклепки последней конструкции и прокатанные слябы легко могут подмываться жидкой сталью, завернуться и всплыть в слиток. А это неизбежно приведет к забракова-

нию по посторонним металлическим включениям не только отдельных слитков, но и целых плавок.

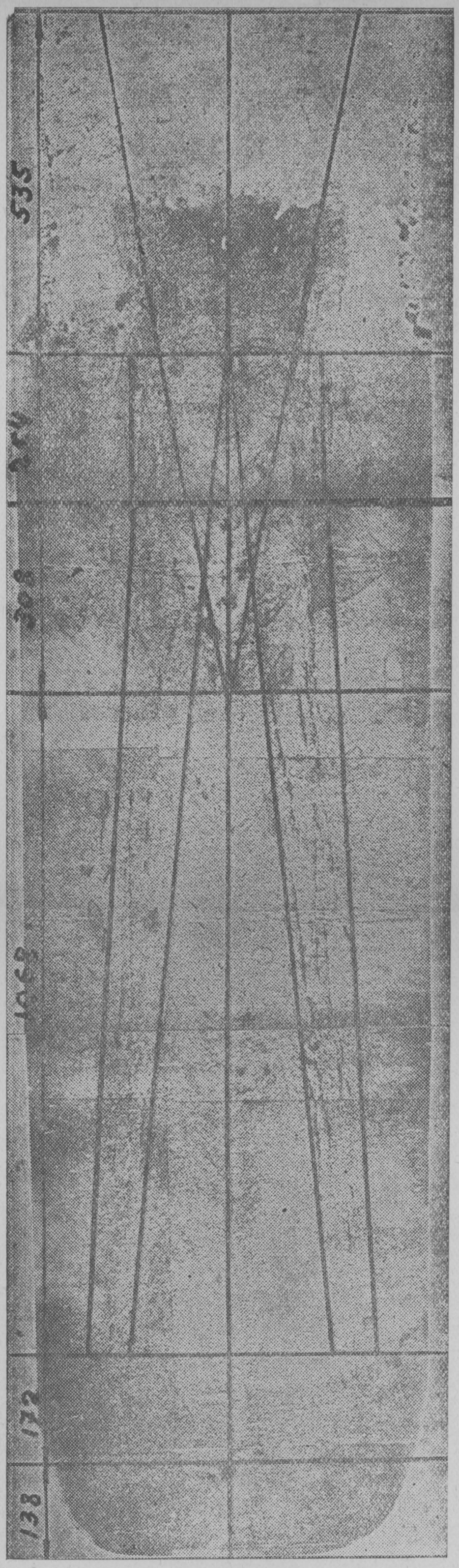
Хотя на колодцах работа и облегчилась, но трудности с заготовкой огромной массы литых стальных подкладок и прокатанных сляб настолько велики, что завод до сих пор не может полностью перейти на отливку всех спокойных сталей в изложницы с уширением кверху с керамическими утеплителями. Эту задачу в ближайшее время мы обязаны разрешить.

Помимо описанных затруднений, в 1937 году вдруг оказалось, что брак по расслою по слиткам уширенным вверх с утеплителями не уменьшается. Тем самым была поставлена под сомнение сама возможность получения здоровых крупных слитков в изложницах Гатмана. Пришлось проделать большую работу для того, чтобы выяснить причину неудач. Оказалось, что все беды коренились в недостаточном размере утеплителей—в утеплителях не хватало жидкого металла для питания усадочной раковины и усадочной рыхлости.

С целью выбора оптимального типа слитка было разрезано много опытных слитков. В июле 1937



Фиг. 5. Типичные для Кузнецкого металлургического завода гатмановские изложницы с уширением кверху. При заливке в них стали применяются керамические плавающие утеплители (справа изложница для слитков весом 7 тн и слева — 5 тн).



1 зона

2 зона

3 зона

4 зона

Фиг. 6. Отпечаток по Бауману с типичного слитка, отлитого в гатмановскую 7-тн изложницу с уширением кверху с керамическим плавающим утеплителем. На отпечатке ясно можно различить четыре основных зоны слитка, а именно: утеплительную голову, верхнюю здоровую, среднюю дефектную и нижнюю здоровую зоны, причем нижняя часть последней зоны представляет наиболее здоровый однородный металл (нет усов), если только не считать случайно попавшего в изложницу при разливке инородного неметаллического включения (черное пятно). Также отчетливо видны нижний конус (пирамида) кристаллов твердого раствора, усы, боковые транскристаллизационные зоны, верхний обратный конус и его сочленение с нижним.

Новосибирская областная
научная библиотека
№
318041

года в конце-концов завод закрепился на двух типах слитков (фиг. 5). Но ни один из этих типов не мог в дальнейшем нас удовлетворить. Если в общем удалось получить здоровые слитки в отношении усадочной раковины, то в отношении усадочной рыхлости и макроструктуры, в связи с повышенными требованиями на качество металла, дело обстояло попрежнему неважно, масса металла браковалась.

По качеству металла лучшие результаты получились при отливке 5 тн слитков и худшие — 7 тн. Но малые слитки затрудняли разливку. Для того чтобы разлить в 5 тн изложницы плавку весом в 190 тн, нужно открыть до 80 — 90 раз стопор, что удавалось в очень редких случаях. Производительность же блюминга при прокатке 5 тн слитков резко снижалась.

V.

Неоднородность слитков по макроструктуре.

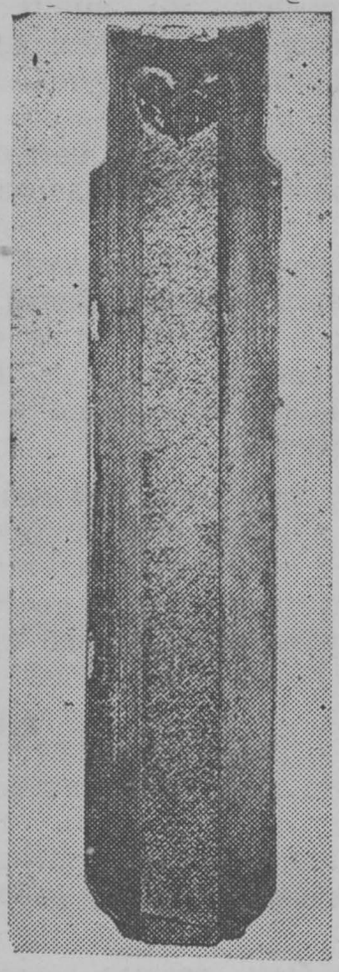
Эта неудовлетворенность завода побудила вести дальнейшие исследования в направлении получения такого типа слитка, который бы не только давал доброкачественный металл, но удовлетворял бы завод в отношении производительности блюминга.

Естественно, что прежде чем итти дальше по линии экспериментов, нужно было изучить накопленный материал, в частности изучить качество разрезанных слитков. Слитки, отлитые в изложницы с уширением кверху с керамическими утеплителями по макроструктуре оказались далеко неоднородными (фиг. 6). Выявилось, что если у слитков, отлитых в изложницы с уширением книзу без утеплителей, чем ниже по высоте слитка, тем лучше по качеству металл, то у слитков, отлитых в изложницы с уширением кверху с утеплителями, мы имеем обычно почти всегда дело с четырьмя зонами, а именно: зоной утепления, состоящей из загрязненного металла, зоной здорового металла ниже утеплителя, зоной нездорового металла (загрязненного ликватами и пораженного небольшими порами усадочного происхождения), расположенной, примерно, на 40—50% длины слитка сверху и, наконец, зоной здорового металла в нижней части слитка.

Такая макроструктура слитка, отлитого в изложницу с уширением кверху с утеплителем, влечет обрезку сверху при прокатке до 40—50%, чтобы удалить не только прибыльную зону, но и среднюю дефектную зону (с удалением которой удаляется и вышележащая здоровая зона). Это же обстоятельство резко понижает эффективность слитков. Кроме этого, так называемые усы представляют одно из неприятных явлений.

Стало быть, прежде всего, необходимо правильно об'яснить причину образования средней дефектной зоны и усов в слитках, отлитых в изложницы с уширением кверху с утеплителем, чтобы предложить способы их устранения. Вообще же качество полученных нами слитков не хуже рекламируемых американскими журналами слитков Э. Гатмана (фиг. 7). При этом мы подходим к оценке качества слитка более придирчиво, нежели Э. Гатман, который рекламирует нешлифованные слитки с расколотой продольной

сердцевиной. Это скрывает, маскирует наличие незначительных раковинок в средней зоне, которые обнаруживаются только



Фиг. 7. Снимок с расколотого слитка, отлитого в гатмановскую изложницу с уширением кверху с утеплителем. Слиток отлит в США. Снимок взят из журнала „Blast Furnace and Steel Plant" (Vol. XXV, № 2, февраль 1937, стр. 204). Следует обратить внимание, что американцы не шлифуют слитков и рекламируют их с расколотой продольной сердцевиной. Разумеется, что на шиферном изломе нельзя обнаружить пор величиной в 3—8 кв мм. У нас же на КМЗ все разрезанные слитки сначала прострагиваются, затем шлифуются и со шлифованной поверхности снимается отпечаток по Бауману.

после шлифовки простроганной поверхности и снятия отпечатка по Бауману (на КМЗ разрезанные слитки шлифуются и с поверхности обязательно снимается отпечаток по Бауману).

VI.

Жидкая сталь — однородная смесь нескольких растворов.

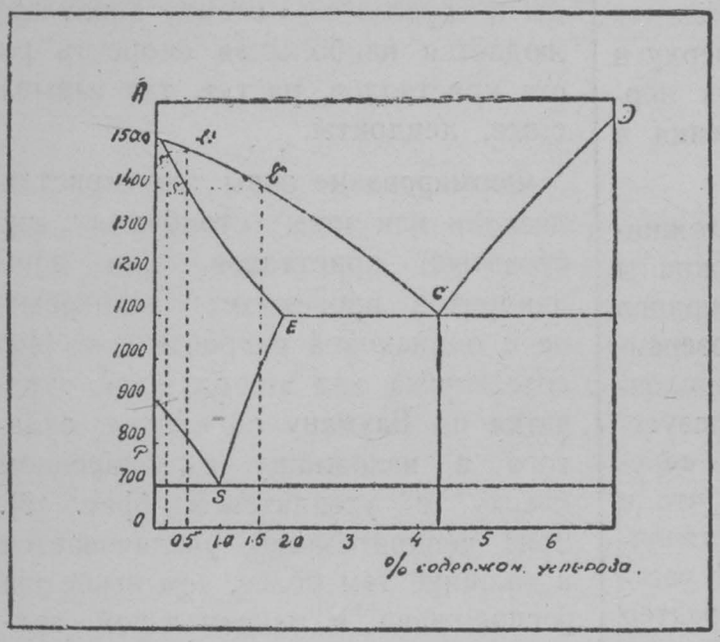
Изучение отпечатков по Бауману с продольных разрезов слитков весьма интересно. Так называемые усы и продольные белесоватые полосы проливают некоторый свет на внутренние процессы, имевшие место при затвердевании слитков. Беглый осмотр бауманских отпечатков убеждает в сложности этих процессов. Прежде чем дать в схематических чертах картину хода застывания слитков, остановимся в кратких чертах на характеристике жидкой стали.

В жидком состоянии сталь представляет однородную смесь нескольких растворов из двух и трех компонентов каждый, а именно:

$Fe + C$ вернее $Fe + Fe_3C$
$Fe + P$ „ $Fe + Fe_3P$
$Fe + S$ „ $Fe + FeS$
$Fe + O$ „ $Fe + FeO$
$Fe + Si$ „ $Fe + FeSi$
$Fe + Mn$
$Fe + FeS + FeO$ и т. д.

Кроме того в стали всегда находится во взвешенном состоянии то или иное количество дисперсных частиц неметаллических включений, всевозможных загрязнений. Многообразные растворы при застывании стали ведут себя весьма различно. Нет нужды подробно останавливатся на описании диаграмм плавкости всех указанных выше растворов. Достаточно будет сказать несколько слов о механизме затвердевания чистого однородного раствора $Fe + Fe_3C$.

При понижении температуры однородного жидкого раствора Y из него выпадают смешанные кристаллы твердого раствора аустенита, т. е. кристаллы железа модификации γ, заключающие в себе углерод в количестве меньшем, чем его было в первоначальном жидком растворе. Благодаря этому, количество углерода в жидком маточном растворе увеличивается, а температура его плавления понижается. При дальнейшем застывании этого обогащенного углеродом маточного раствора опять выпадают кристаллы более бедные углеродом, чем жидкий раствор, но более богатые углеродом, чем выпавшие первые кристаллы. Последняя же капля жидкого маточного раствора может чрезвычайно сильно отличаться по содержанию углерода от первоначального жидкого раствора.



Фиг. 8. Диаграмма железо-углеродистого сплава (схема).

Рассмотрим этот процесс на конкретном примере. Допустим, что имеем в ковше сталь с содержанием углерода 0,50%. Сталь в ковше при этом представляет однородный жидкий раствор. При появлении первого зародыша кристалла твердого раствора аустенита положение ее на диаграмме определяется точкой 1′ (фиг. 8). Состав первого кристалла твердого раствора определится точкой S_1, а именно: в нем будет 0,125% углерода. По мере понижения температуры стали и, следовательно, по мере выделения из нее малоуглеродистых кристаллов твердого раствора аустенита, остающийся маточный жидкий раствор становится все более и более углеродистым, точка 1′ подвигается вниз по кривой AC. Последняя капля жидкого маточного раствора будет содержать согласно диаграмме (точка 1″) 1,65% углерода.

Следовательно, затвердевший слиток представляет собой бесконечную гамму кристаллов твердого раствора в пределах между 0,125% и 1,65% углерода, в то время как первоначально сталь в ковше имела 0,50% углерода. Затвердевание стали, согласно диаграмме плавкости, происходило в интервале между 1475 и 1405°C. Вот что происходит при застывании однородного жидкого раствора $Fe + Fe_3C$.

VII.

Схема механизма застывания стального слитка.

Такое резко неоднородное по содержанию углерода строение затвердевшего слитка несколько выравнивается процессом диффузии как между соседними слоями твердой стали, так и между маточным

раствором и вымороженными кристаллами твердого раствора аустенита. Попытаемся нарисовать приблизительную схему затвердевания слитка, которая достаточно удовлетворительно об'ясняет образование четырех зон в слитках, отлитых в изложницы с уширением кверху и с утеплителями, при обычных нормальных условиях охлаждения в цехе.

После заливки стали в изложницу, немедленно у стенок изложницы образуется тонкая корка твердого металла, имеющего мелкозернистую, кристаллически-беспорядочную структуру. Эта корка образуется в условиях очень сильного переохлаждения. Можно сказать, что в момент заливки металл представляет собой однородный жидкий раствор и что структура и характер поверхностной перехлажденной корки кругом слитка в местах соприкосновения со стенками изложницы являются одинаковыми.

После образования этой поверхностной твердой корки у стенок изложницы, которые вследствие нагревания расширились, образуется небольшой зазор между стенками изложницы и стенками слитка. Зазор заполняется горячими газами и горячим воздухом. Вследствие этого наступает затухание переохлаждения. Образуется промежуточная зона, состоящая из одинаково ориентированных столбчатых или шестоватых кристаллов (зона, так называемой, транскристаллизации).

Эта зона возникает благодаря затуханию переохлаждения и установки кристаллических осей или нитей в такое положение, при котором кристаллические плоскости, наименее плотно заполненные атомами, параллельны отводу тепла. Перпендикулярно стенкам изложницы и параллельно отводу тепла наблюдается наибольшая скорость роста кристаллов, растут, так называемые, дендриты.

Формирование зоны транскристаллизации или зоны столбчатых, шестоватых кристаллов, или зоны дендритов происходит, во-первых, не с одинаковой скоростью по высоте слитка, как это видно из отпечатка по Бауману со слитка, отлитого в изложницу с уширением кверху с утеплителем (фиг. 6). Зона дендритизации увеличивается в толщине тем более, чем выше она расположена, и максимальной толщины она достигает, примерно, на высоте от низа данного слитка 1378 мм (фиг. 6), где зоны транскристаллизации, идущие от противоположных стенок, почти встречаются и пережимают слиток на две части: верхнюю и нижнюю.

Одновременно с формированием зоны столбчатых кристаллов идет интенсивное вымораживание, выпадение кристаллов твердого раствора аустенита из массы жидкого маточного раствора. Эти кристаллы твердого раствора, как более тяжелые по удельному весу, интенсивно (как дождь или вернее град) падают на дно и, подобно сыпучим телам, с определенным углом откоса образуют растущую со дна вверх коническую или вернее пирамидальную (в изложницах квадратного сечения)

кучу*). Угол откоса, повидимому, может являться характерной величиной для данного типа изложницы, данных конкретных условий застывания.

Естественно, что внизу слитка встреча зон транскристаллизации, растущих от стенок изложницы, и кучи выпавших кристаллов твердого раствора происходит очень быстро, а поэтому до некоторой высоты слитка снизу, равной в данном случае 310 мм (фиг. 6), нельзя обнаружить границу между зонами транскристаллизации и кучей выпавших кристаллов твердого раствора. Только выше этой линии поперечного сечения мы отчетливо видим границу между зонами транскристаллизации и кучей кристаллов твердого раствора ввиде значительных скоплений ликватов серы и фосфора, так называемых, усов (узкие, длинные, перерывистые черные полоски).

Природа этих усов таким образом ясна, а механизм их образования довольно прост. С одной стороны, транскристаллизационные зоны, разрастаясь от стенок изложницы, оттесняют внутрь слитка жидкий маточный раствор, обогащенный ликватами, а с другой стороны, растущая посредине слитка куча или пирамида выпавших кристаллов твердого раствора оттесняет к периферии жидкий маточный раствор, обогащенный ликватами. В местах, где конус (или пирамида) встречается с зонами транскристаллизации, затвердевают последние остатки вымороженного жидкого маточного раствора, обогащенного ликватами и другими загрязнениями.

Повидимому, если бы не было образования конуса (пирамиды), растущего за счет выпадающих (при понижении температуры) из жидкого раствора кристаллов твердого раствора аустенита**) ввиде зерен, — боковые зоны транскристаллизации были бы одинаковы по толщине (по высоте слитка), при прочих равных условиях. А так как растущая вверх пирамида кристаллов имеется, то толщина боковых зон транскристаллизации и неодинакова. Чем ниже по высоте слитка, тем скорее происходит встреча пирамиды с боковыми зонами транскристаллизации и, тем самым, раньше

*) Командированный быв. НКТП в мае—июле 1937 г. на Кузнецкий завод инженер И. Я. Дитмар поставил оригинальный опыт. После заливки сталью изложницы (пл. 10511), он приспособился соответствующим образом и в течение нескольких минут опускал железный лом в сталь, залитую в изложницу (держа лом непосредственно в руке). Вначале лом достигал дно изложницы, затем все менее и менее глубоко можно было с некоторым усилием опустить его. Очень важно отметить, что по личному рассказу тов. Дитмара, он при опускании лома ощущал не твердое дно застывшей корки металла, а как будто бы он опускал лом в очень влажный речной песок (даже ощущался характерный хруст). Этот опыт инженера И. Я. Дитмара явился наиболее сильным импульсом дальнейшей углубленной разработки описываемой схемы кристаллизации слитка.

**) Е. Пивоварский в своей книге „Общее металловедение", переведенной на русский язык Я. П. Селисским (ОНТИ НКТП СССР. Главная редакция литературы по черной металлургии. Москва—1936—Ленинград), на стр. 104 пишет: „При литье более крупных стальных слитков имеет место явление, которое иногда ошибочно называют обратной ликвацией в слитке, в то время как здесь происходит чисто механический процесс. В спокойно затвердевающих (хорошо раскисленных) отливках выпадающие в первую очередь чистые кристаллы опускаются на дно; более легкий маточный раствор, обогащенный посторонними веществами, поднимается вверх; так возникает поднимающийся вверх конус чистого материала".

Ср. также брошюру проф. С. С. Штейнберга „Слиток стали" (Уралогиз 1933 год) стр. 34.

останавливается рост в толщину боковых зон транскристаллизации.

Пирамида кристаллов твердого раствора представляет почти такой же сравнительно чистый металл как и металл боковых зон транскристаллизации. Пирамида состоит из более или менее однородных, беспорядочно ориентированных, в зависимости от различных условий, кристаллов, а боковые зоны транскристаллизации, как выше указано, состоят из столбчатых или шестоватых кристаллов. Таковы процессы, происходящие при затвердевании нижней и, частично, средней зон слитка.

Перейдем к изучению процессов, происходящих при затвердевании средней зоны слитков. Здесь эти процессы проходят более сложно. Описанная выше пирамида кристаллов твердого раствора растет не до конца, а на некоторой высоте, в данном слитке на высоте 1686 мм, (фиг. 6) усекается. Она не только оттесняет в стороны обогащенный ликватами жидкий маточный раствор, но также выносит его вверх на своей усеченной вершине. В первом случае жидкий маточный раствор растекается по граням пирамиды ввиде отдельных струек и, затвердевая, образует, так называемые, усы, сравнительно менее опасные дефекты металла, а во втором — он образует значительные компактные ликвационные пятна на верху пирамиды в некоторой определенной зоне, расположенной в данном слитке (фиг. 6) на высоте от 1378 до 1686 мм.

Компактны эти ликвационные пятна потому, что образовавший их грязный жидкий раствор не мог растекаться куда-нибудь, так как он находился в случайно образовавшихся ямочках наверху пирамидальной кучи кристаллов твердого раствора. Эти ликвационные пятна не могли также всплыть и уйти в прибыль потому, что на некоторой высоте растущая пирамида как бы встретила «потолок», т. е. зону, где практически срастаются боковые транскристаллизационные зоны, образуются зоны дендритов и подвижность или жидкотекучесть металла становится ничтожной. Запутавшиеся в куче кристаллов пирамиды небольшие и изолированные капельки жидкого раствора (сильно обогащенного ликватами) никуда не могли податься и застыли там, где их застигло такое критическое положение.

Капельки грязного жидкого маточного раствора, поднятые на вершине усеченной пирамиды вверх, после застывания дают обычную для жидкого металла об'емную усадку, но так как образовавшимся «потолком» закрыт доступ сверху жидкого металла для питания этой усадки, то в результате и образуются в средней дефектной зоне небольшие (размером до 3—8 кв мм) раковинки, окруженные ликвационными пятнами по величине, примерно, в 10 раз большими самих раковинок. Вот, собственно, в кратких грубых чертах механизм образования и природа раковинок, обнаруживаемых на поверхности разрезанных слитков.

На основе вышеприведенного анализа процессов, происходящих внутри слитка при его затвердевании, уже можно заключить, что чем меньше будет угол откоса кучи выпадающих из жидкого раствора кристаллов твердого расствора (или иначе, чем меньше конусность этой кучи или пирамиды), тем ниже по высоте слитка будут расположены эти компактные ликвацион-

ные пятна, дающие почти неизбежно описанные выше раковинки. Следовательно, необходимо стремиться к тому, чтобы угол откоса был равен 90°, т. е. был прямым. В этом идеальном случае всевозможные жидкие ликваты будут при достаточной их жидкотекучести вынесены наверх максимально высоко, т. е. практически в прибыльную часть слитка.

Что касается усов, то теоретически их можно полностью избежать только в том случае, если отвод тепла от боковых сторон слитка будет равен нулю и все тепло будет отводиться только через дно. В этом случае будет расти снизу вверх столб кристаллов твердого раствора, равный сечению слитка. Находящийся вверху над столбом жидкий раствор постепенно будет уменьшаться количественно и обогащаться ликватами. После же полного застывания все ликваты будут сконцентрированы только в верхней торцевой корке слитка, а усадочной раковины и усадочной рыхлости не будет вовсе. Слиток после затвердевания будет короче только на величину линейной усадки той длины, которую он имел после отливки. Для этого типы слитков будет действительно правило, гласящее, что чем ниже по высоте слитка, тем здоровее металл и наоборот. Однако это только пока идеальный слиток. Практически в стальных слитках усы всегда будут, они могут не быть только в совершенно чистом от серы и фосфора металле. Отсюда следует, что чем металл чище по фосфору и сере, тем усы будут меньше и наоборот.

Следовательно, нам необходимо стремиться к тому, чтобы усы были меньше по толщине, расположены ближе к периферии, т. е. дальше от продольной оси слитка и, самое главное, чтобы по направлению они были возможно ближе к параллельности продольной оси слитка. Надо, стало быть, стремиться к тому, чтобы рост конического или пирамидального столба кристаллов твердого раствора протекал с значительно большей скоростью, нежели скорость роста боковых транскристаллизационных зон. Это нужно для того, чтобы столб кристаллов успел во-время проскочить через опасную зону вверху, где происходит срастание боковых транскристаллизационных зон. В этом случае все ликваты будут вынесены вверх в прибыльную часть.

Образовавшееся срастание боковых транскристаллизационных зон образует как бы второе дно и делит слиток на две противоположные части: верхнюю с обратным конусом (или пирамидой) смешанных кристаллов и, уже хорошо известную нам, нижнюю—с обычным конусом или пирамидой. На некоторой высоте слитка усы идут почти параллельно его продольной оси. Следовательно, на данном участке в некоторый период скорость роста транскристаллизационных зон почти равна нулю. Затем в прибыли наступает обратное явление тому, что наблюдалось в нижней части слитка. Чем выше, тем меньше скорость роста боковых транскристаллизационных зон. Замечательно, что обратный конус верхней части растет вверх свободно и оканчивается постепенным сплошным черным ликвационным пятном. Следовательно, здесь все ликваты свободно всплывают наверх.

VIII.

Некоторые замечания о разливке стали.

Отпечаток по Бауману со слитка представляет собой замечательный документ. Он является немым свидетелем всех чрезвычайно сложных явлений, которые имели место в процессе застывания слитка. Он является таким документом, научиться читать который весьма полезно. О нем многое еще не сказано,— отдельные процессы, отмеченные так или иначе на отпечатке, еще не об'яснены с исчерпывающей ясностью. Но на основании того, что уже нами выяснено и об'яснено, можно попытаться дать ответы на некоторые вопросы, связанные с разливкой стали.

Допустим, что сталь разлита слишком горячая. В этом случае замедлится, вследствие высокой температуры, выпадение из жидкого раствора смешанных кристаллов твердого раствора и скорость роста нижней пирамиды будет очень мала. Следовательно, встреча или замыкание транскристаллизационных зон произойдет скорее, т. е. ниже по высоте слитка и загрязнение слитка ликвационными пятнами будет глубже от верха. Стало быть, разливку стали при слишком высокой температуре, по этим только соображениям, рекомендовать нельзя. Но высокая температура способствует лучшему всплыванию наверх всевозможных неметаллических включений, находящихся в стали во взвешенном состоянии. Поэтому необходимо поставить соответствующий опыт, чтобы проверить влияние температуры разливаемой стали на загрязнение слитка ликватами (при прочих равных условиях). Допустим, что скорость разливки очень большая. В этом случае металл будет менее окислен при разливке, но зато всплывание различных загрязнений в металле замедлится и поверхность слитка будет более плениста. При малой скорости будут обратные результаты.

IX.

ВЫВОДЫ.

Если судить в целом по бауманскому отпечатку, то с точки зрения требований на качественную сталь данный слиток (фиг. 6) надо признать неудовлетворительным. В этом слитке сверху в зоне от 20 до 32% по весу (не считая утеплительной головы) имеются значительные ликвационные пятна с раковинками, величиной 3—8 кв мм. Природа слитка прямо подсказывает, что при данной конструкции изложницы можно получить здоровый слиток (при прочих равных условиях) только при уменьшении его высоты. Мы видим, что слиток вполне здоров снизу вверх на высоту 1378 мм. Вполне резонно допустить, что если мы отольем такой невысокий слиток с утепленной головой, то он получится точно таким же вполне здоровым, с точки зрения его внутренней структуры, как и нижняя часть исследуемого слитка.

Изучаемый слиток (фиг. 6) слишком длинный и непропорционально узкий. Он имеет отношение высоты к средней ширине равное 2,96. Отношение же высоты нижней здоровой части слитка к средней ее ширине равно 2,10, т. е. округло 2,0.

Изучения одного слитка недостаточно для основательных выводов по данному вопросу. Поэтому, отыскав метод изучения на одном слитке, мы перешли к изучению всех

разрезанных на КМЗ и имевшихся в нашем распоряжении однотипных по конструкции, но различных по весу слитков. Прежде всего, мы произвели с натуральных бауманов-ских отпечатков*) соответствующие замеры и после обработки полученных цифровых данных, результаты этой обработки свели в таблицу 1. Как уже сказано, все слитки однотипны, т. е. они отлиты в изложницы с уширением кверху с керамическими утеплителями.

Выводы, которые можно сделать из данных этой таблицы, по нашему мнению, можно сформулировать следующим образом:

1. Несмотря на различный вес слитков (без утеплителей), — вес нижней здоровой части слитков колеблется в общем около средней величины равной 3,38 тн. При этом только два слитка имеют резкое отклонение от этой средней величины, а именно: слиток плавки 9349 (отпечаток 6, фиг. 6) и слиток плавки 6829 (отпечаток 10).

2. Веса средней нездоровой части и верхней здоровой части колеблятся около средней величины равной 1,11 тн.

3. Коэфициент полезного действия утеплителей, т. е. отношение веса металла утеплителя, идущего на питание слитка при его усадке, к металлу всего утеплителя в среднем равен 0,42 и отклонение его у отдельных слитков от средней величины незначительно.

4. Могущая быть обрезка сверху при прокатке на блюминге этих слитков (если иметь ввиду удаление средней дефектной зоне) является значительной и составляет в среднем 47,2%, что с хозяйственной точки зрения нерентабельно.

5. Вес утеплителей в % к весу слитков без утеплителей в среднем составляет 14,2.

6. Об'ем утеплителей в % к об'ему слитков с утеплителями составляет в среднем 24,7.

7. Вес утеплителей в % к весу слитков с утеплителями составляет в среднем 12,5.

8. Об'ем утеплителей в % к об'ему слитков с утеплителями составляет в среднем 20,0.

9. Отношение высоты слитков до утеплителя к средней их ширине в среднем составляет 2,42%.

10. Отношение высоты нижней здоровой части слитков к средней ширине этой здоровой части составляет в среднем 1,46.

11. Высота нижней здоровой части слитков в среднем составляет 974 мм.

12. Ширина нижней здоровой части слитков в среднем составляет 666 мм.

X

Некоторые практические указания о проектировании слитков и изложниц **).

В основу расчетов слитков и изложниц необходимо ставить качество металла. Полученные размеры слитка и изложницы необходимо проверять, согласовывать и увязывать с условиями формовки и отливки изложниц в литейном цехе; с условиями разливки в мартеновских цехах (грузопод'емность кранов, емкость ковшей, качество графитовых пробок, заливка сверху или сифоном, основные габариты

*) Отпечатки хранятся в Центральной лаборатории КМЗ.
**) На основе личного четырехлетнего опыта работы на Кузнецком заводе.

Таблица 1

№№ п. п.	№№ плавок исслед. слитков	9349	7690	3296	9452	6656	10511	3287	3451	8629	Среднее
	№№ отпечатков по описи / Показатели	6	7	9	12	13	19	8	17	10	
1	Вес слитка без утеплителя в тн	6,51	6,28	5,91	5,61	5,40	5,34	5,32	5,12	4,90	5,60
2	Вес нижней здоровой части слитка в тн . . .	4,60	3,20	3,43	3,66	3,12	3,28	3,28	3,51	2,39	3,38
3	Вес средней нездоровой части слитка в тн .	1,03	1,15	1,25	1,17	1,01	1,39	1,17	0,21	1,52	1,11
4	Вес верхней здоровой части слитка в тн . . .	0,88	1,93	1,23	0,78	1,27	0,67	0,87	1,40	0,99	1,11
5	Вес утеплительной головы в тн	0,87	0,59	0,79	0,83	0,71	0,70	0,85	0,87	1,00	0,80
6	Вес слитка с утеплительной головой в тн . . .	7,38	0,87	6,70	6,44	6,11	6,04	6,17	5,99	5,90	6,40
7	Коэфициент полезного действия утеплителя .	43,5	52,0	43,1	40,7	43,7	44,0	39,3	37,4	33,3	42,0
8	Обрезка на блюминге в % сверху	37,5	53,5	48,8	40,6	48,8	45,7	46,9	41,5	58,5	47,2
9	Вес утепл. гол. в% к весу слитка без утепл. .	13,6	9,3	13,4	14,8	13,1	13,1	16,0	16,9	20,4	14,2
10	Вес утепл. гол. в % к весу слитка с утепл. . .	11,9	9,6	11,6	10,5	11,0	11,3	13,9	14,7	16,2	12,5
11	Об'ем утепл. в % к об'ему слитка без утепл. .	26,4	21,8	26,1	27,7	25,9	26,0	29,3	30,3	34,2	24,7
12	Об'ем утепл. в % к об. слитка с об. утепл. .	20,9	17,9	20,7	21,7	20,6	20,7	22,7	23,2	26,7	20 0
13	Отнош. выс. слитка до утепл. к средн. его шир.	2,96	2,57	2,60	2,24	2,30	2,36	2,34	2,18	2,20	2 42
14	Отнош. выс. нижн. здор. ч. сл. к средн. его шир.	2,12	1,32	1,51	1,46	1,31	1,44	1,43	1,50	1,80	1,46
15	Высота нижней здор. части слитка в мм . . .	1378	900	1000	1000	880	950	950	1000	710	974
16	Ср. ширина нижней здор. части слитка в мм .	655	680	660	682	770	660	662	668	658	666

разливочного оборудования, грузопод'емность тележек); с условиями раздевания слитков в стрипперном цехе (грузопод'емность стрипперных кранов, габариты клещей, способы раздевания слитков, очистки и смазки изложниц); с условиями подогрева и нагрева слитков в нагревательных колодцах (грузопод'емность кранов, глубина колодцев); с условиями прокатки на блюминге (габариты прокатного стана, обрезь с головы и хвоста слитков, кратность заготовок, коэфициент расхода металла); с условиями прокатки в сортопрокатных цехах (главным образом, кратность готовых изделий и коэфициент расхода металла) и, наконец, проверять спроектированный слиток на эффективность (максимальная загрузка оборудования, производительность станов и расход металла на тонну годного от отлитого).

Принципиальными вопросами, которые необходимо предварительно решить при проектировании, являются: 1) уширение вверх или вниз, 2) форма поперечного сечения слитка (круглый, квадратный, прямоугольный, с гладкими или волнистыми, с выпуклыми или вогнутыми гранями), 3) величина конусности, 4) величина радиуса закругления угла, 5) отливка сверху или сифоном, с утеплителями или без утеплителей и способы утепления, 6) удельный вес стали в жидком и твердом состоянии, 7) отношение высоты слитка без утеплительной головы к средней его ширине, 8) средняя ширина слитка, 9) толщина стенки изложницы, 10) толщина дна изложницы, если она глухая, и толщина поддона, если изложница сквозная, и 11) вес слитка.

Для спокойных сталей лучше применять слитки уширенные вверх и для кипящих—уширенные вниз. Наилучшей формой поперечного сечения слитка необходимо считать квадратную. Самой экономной формой поперечного сечения слитка был бы круг, но крупные круглые слитки после застывания имеют продольные трещины и поэтому их поверхность делают волнистой (напр., слитки для бандажей). Прямоугольная форма поперечного сечения менее экономна, чем квадрат. Волнистые грани лучше отводят тепло (большая площадь), но волнистые изложницы трудно очищать и смазывать, затем гребни волн быстро выгорают и, тем самым, быстро выводят изложницы из строя. Чтобы воспрепятствовать развитию угловых продольных трещин, лучше грани слитка делать выпуклыми. Но нельзя увлекаться кривизной выпуклости, чтобы не сбиться на круг. Стрелу выпуклости можно рекомендовать для крупных 6—8 тн слитков от 10 до 12 мм.

О конусности слитков иногда очень много спорят. Теория и практика фасонносталелитейного дела учат, что для получения здоровых стальных отливок и слитков необходимо иметь уширение вверх, чтобы вышележащая часть слитка питала нижележащую. Отсюда следует, что чем больше конусность, тем лучше. Но мартеновские слитки отливаются не в земляную (податливую до некоторой степени) форму, а в жесткую чугунную изложницу. Поэтому, чем больше конусность у слитка уширенного вверх, тем больше будет поперечных трещин от подвисания. Горький опыт учит, что допускать конусность свыше 3% нельзя. Вообще же говоря, вполне можно отливать слит-

ки совершенно прямые (без конусности) и они будут свободно выходить из изложницы после остывания. Но заформовать в литейном цехе прямую изложницу нельзя, нужно обязательно иметь литейную конусность, которая колеблется около 3%.

Величина радиуса закругления угла. В фасонносталелитейном деле на углах всегда делают некоторые закругления (галтели), чтобы не получить в литых изделиях угловую слабину из-за транскристаллизации. В отношении же мартеновских слитков дело обстоит так, что если сделать большее закругление, то появятся угловые продольные трещины (сечение приблизится к кругу), а если очень малое, то будет большой угар металла на углах при нагревании слитков в колодцах. Есть какой-то оптимум. Экспериментально он не определялся, но опыт работы показывает, что для крупных слитков радиус закругления угла можно принимать от 75 до 100 мм.

Отливка сверху или снизу. С точки зрения внутреннего качества слитка лучше отливать сверху. Разливка сифоном дает чистую поверхность слитка. Это старый вопрос. Можно сказать, что при наличии прекрасного качества огнеупорных материалов, в случае жестких требований в отношении качества поверхности слитка, надо отливать сифоном. Лучше же отливать слитки сверху, только при заливке в первый момент необходимо давать совсем небольшую струю до тех пор, пока не образуется «подушка» из жидкого металла. Затем можно лить нормальной струей и скорость заливки постепенно уменьшать. При такой разливке будет выше стойкость поддонов и изложниц, а слитки будут чисты от заплесков (плен) на поверхности и хорошего качества внутри. Медленная заливка обычно достигается уменьшением диаметра стаканчика, но тонкая струя способствует большему окислению металла кислородом атмосферного воздуха при разливке.

В отношении утеплителей можно сказать, что спокойные стали нужно обязательно отливать в изложницы с утеплителями. Конструкция же утеплителей и самого утепления еще слабо разработана. КМЗ пока работает с керамическими плавающими утеплителями. Удельный вес стали в жидком состоянии нужно принимать равным 7,0 и в твердом — 7,8 тн-м^3. Отношение высоты слитка до утеплителя к его средней ширине нужно принимать от 1,50 до 2,4, но не выше. Среднюю ширину слитка можно принимать от 710 до 780 мм. Толщину стенки изложниц—от 120 до 150 мм. Толщину дна глухой изложницы и поддона можно принимать от 200 до 250 мм.

Вот самое главное и существенное, что я могу сказать по проблеме большого слитка на КМЗ. Оптимальный вес слитка с точки зрения его качества может быть принят от 3,5 до 5,0 тн. Но такой вес не может удовлетворить наш Кузнецкий завод из-за малой производительности и неполной загрузки оборудования. Значит, проблема большого слитка на КМЗ этим исследованием не разрешена. Но кое-что все же выяснено. Есть полная уверенность, что если не сегодня, то завтра, но мы успешно разрешим эту проблему.

Инж. В. К. Бредников.
Обжимной цех КМЗ.

Производственные возможности обжимного цеха КМЗ

Растущая потребность в металле требует от работников металлургии постоянной заботы о росте производительности металлургических предприятий. Развитие и внедрение новейшей техники требуют производства высококачественных специальных сталей. Эти два обстоятельства, положенные в основу третьей сталинской пятилетки — пятилетки специальных сталей, требуют от нас немедленной и коренной переделки технологических процессов работы как мартеновских, так и прокатных цехов.

Обжимной цех КМЗ за 7 лет своей работы достиг больших успехов по сравнению с прошедшими годами, но производственные возможности его еще далеко не исчерпаны.

В настоящей статье ставится целью показать те возможности, которые таит в себе обжимной цех. Узким местом в цехе являются нагревательные колодцы (исключая периоды, когда цех работает на мягких сталях). В настоящее время они способны выдать на стан в среднем 280 слитков в смену. Причем из этого числа ненормально нагретых около 8 % (оплавленные, с непрогретой сердцевиной). Истинная же их производительность может быть определена исходя из следующих соображений: всего колодцы имеют 10 групп, в каждой группе по 4 ячейки, в каждую ячейку вмещается 6 слитков. Принимая постоянно работающими 9 групп и одну группу в ремонте (обычно на ремонте 2 ячейки), можем иметь в колодцах 216 слитков. Учитывая выдачу слитков на стан и спуск шлака из ячеек после выдачи, т. е. пустующими 3 ячейки, будем иметь постоянную загрузку колодцев в 200 слитков. Коэфициент использования 0,86. Из 9 групп 2 группы на подогреве холодняка. Следовательно, выдача может происходить из 7 групп. Основная продукция обжимного цеха—рельсовая заготовка (43 % всей продукции цеха). Рельсобалочный цех способен в среднем брать 140 слитков 8-тонного развеса. Рельсовый металл для нагрева в колодцах до температуры 1155—1160° (при посадке с температурой 800 °С) требует, приблизительно, 3 часа. Значит, в течение 8 часовой смены требуемые 140 слитков мы можем выдавать из трех групп, делая 2 оборота каждой группой и выдавая из группы 48 слитков в смену.

Для догрева подогреваемого в 1 и 10 группах холодняка в количестве 48 слитков требуется работа также одной группы. Остальной металл является мягким и требует для своего нагрева до температуры 1160 °С полтора-два часа, т. к. обычно поступает на колодцы с температурой 850—950 °С. Таким образом, оставшиеся 2 группы способ-

ны в смену делать до 3 оборотов, или выдавать на стан, приблизительно, 140 слитков. Значит, все горячие группы в течение одной смены способны выдать 388 слитков, что составляет 2800 тонн металла. Из них горячего посада 2500 тонн.

Учитывая невозможность получения такого количества металла с мартенов, дающих 5200 тонн в сутки, мы одну группу, греющую мягкий металл, переводим на нагрев мягкого холодняка и досылок, т. е. заставляем ее в смену выдавать только 24 слитка. Тогда производительность колодцев в смену будет 340 слитков или 2450 тонн, из коих 500 тонн приходится на долю холодняка. Суточная же производительность колодцев соответственно может достигать 7750 тонн.

Но если завод откажется отливать рельсовый и трубный металл в уширенные вниз 8-тонные изложницы и перейдет на отливку его в прямоугольные уширенные вверх 8-тонные изложницы, то производительность колодцев, по этим маркам стали, резко вырастет.

Дело в том, что уширенный книзу 8-тонный слиток имеет основную массу металла внизу. Максимальная же температура ячейки находится в верхней ее части, т. е. нижняя часть слитка не имеет возможности прогреваться одновременно с верхней частью его. Это приводит к тому, что:

1. При нормальном прогреве головной части слитка, непрогревается низ его.

2. При нормальном прогреве низа слитка, оплавляется головная его часть, т. е. форма слитка совершенно неприспособлена к работе нагревательных ячеек. Уширенные же кверху слитки вопрос приспособления их формы к работе ячеек разрешают, т. к. у них основная масса металла находится вверху в в наиболее горячей зоне ячеек.

Прямоугольные уширенные вверх слитки можно подавать с более высокой температурой, т. к. процесс кристаллизации их происходит значительно быстрее, а следовательно и время прохождения до колодцев сокращается. Кроме того, как показали наблюдения прокатной группы центральной лаборатории, уширенные вверх слитки значительно снижают брак готовых рельсов по расслою, причины расслоя, правда, до сих пор еще не ясны, но есть основание предполагать, что он вызывается нарушением естественного процесса кристаллизации слитка.

Производительность колодцев далеко превосходит существующую в настоящее время. Но благодаря тому, что завод до сих пор не вышел из тисков безалаберности в работе, медленно идет по линии дальнейшей рационализации отливаемых слитков,—колодцы не в силах дать все то, на что они способны.

Прежде всего необходимо работу всего завода подчинить единому графику. Причем, составляя график работы мартеновских цехов, необходимо учитывать профили, прокатываемые блюмингом.

Что же требуется? Нам нужно, чтобы:

1. Блюминг ежечасно прокатывал на рельсобалку 20 слитков (колодцы ежечасно должны садить не менее 20 слитков рельсового металла, исключая случаи прокатки балок, башмака, швеллеров, которые не являются основной продукцией рельсобалочного цеха).

2. На сторону и на стан „900“ блюминг прокатывал до 25 слитков в час (колодцы еще должны при-

нимать ежечасно 25 слитков металла прочих марок).

Мартены должны выпускать периодично через каждый час одноковшевую плавку или через 2 часа одну двухковшевую плавку рельсового металла. Для достижения последовательности раздевания и обеспечения колодцев металлом всех марок необходимо, чтобы выпуску рельсовой плавки на час раньше предшествовал выпуск конструкционной плавки, или на полчаса позднее выпускалась плавка стали, не требующей предварительной выдержки. Следом же за выпуском рельсовых плавок могут выпускаться другие стали. Регулировка выпуска сталей всех марок выпусками рельсового металла об'ясняется тем, что прокатка сталей на блюминге по всем трем направлениям регулируется прокаткой рельсового металла. При переходе же блюминга на прокатку балочной заготовки или крупных квадратов (250, 300 мм), выпускаемый мартенами металл должен регулироваться выпуском металла, идущего на балку или на указанные квадраты.

Указанная планомерность выпусков мартеновской стали совершенно ликвидирует паническую суету стриппера и даст возможность правильно организовать технологический процесс обжимного цеха. Представится возможность специализировать группы, т. е. приспособлять их только для нагрева сталей определенных марок. Совершенно ликвидируется скученность тиглеровских кранов, т. к. выдачу и посадку можно сосредоточить в двух отдельных местах. Колодцы получат возможность выдавать на стан максимум хорошо прогретого металла.

Обжимные, режущие и уборочные агрегаты цеха, даже при существующей форме слитков, способны пропускать в среднем до 45 слитков в час. Только для этого необходимо, чтобы металл был тщательно прогрет и ликвидированы простои агрегатов.

Прокатка на блюминге 20 слитков рельсового металла требует 30 минут. Подача заготовок на стан „900“ ежечасно в количестве 25 слитков даст возможность блюмингу давать частично их с первого калибра, т. е. после 11—13 пропусков, на что затрачивается 45 секунд. На 15—17 пропусков в среднем требуется от 70 до 90 секунд. Требуемые 25 слитков блюминг легко выдаст за оставшиеся 30 минут, давая 10 слитков с первого калибра и 15 слитков нормального сечения (практически блюминг прокатывает иногда до 47 слитков в час).

Но если завод перейдет к рациональному слитку, т. е. прямоугольному уширенному вверх, то производительность блюминга резко вырастет, ибо тогда рельсовый и трубный металл, отлитый в эти изложницы, можно будет катать не за 17—19 пропусков, а за 11—13 пропусков, т. е. время прокатки сократится на 30 проц. Доказательством этого может служить ориентировочная калибровка 8-тонного уширенного вверх прямоугольного слитка сечением 620 х 850.

Производительность блюминга на рельсовом металле можно легко довести до 50 слитков в час, не говоря уже о мягких трубных сталях, которые можно катать еще скорее.

Рациональный слиток также может увеличить производительность и стана „900“, т. к., при сокращении времени прокатки его на блюминге, на стан„ 900“ можно давать уменьшенное сечение и ликвиди-

ровать подачу слитков из первого калибра. Что же касается ножниц и уборочных шлепперов, то при правильном чередовании прокатываемых профилей, эти агрегаты никогда не будут узким местом.

вырубки. Обычно такая односторонность прокатки приводит завод к суматохе, к борьбе между цехами за вагоны.

Мало того, часто приходится останавливать производство из-за

Ориентировочная калибровка 8-тн уширенного вверх прямоугольного слитка.

Исходное сечение 620 х 850 мм.

1	обжатие	=	80	мм	получим	540.850 мм.	бочка
2	„	=	80	„	„	460.850 „	
			Кантовка				
3	„	=	80	„	„	470 460 мм	бочка
4	„	=	80	„	„	690 460 „	
5	„	=	80	„	„	610 465 „	
6	„	=	80	„	„	630 470 „	
7	„	=	60	„	„	470 475 „	
8	„	=	50	„	„	420 480 „	
			Кантовка				
9	„	=	80	„	„	400 420 мм	I калибр
10	„	=	80	„	„	320 420 „	
11	„	=	120	„	„	300 330 „	II калибр.

Таким образом, производительность обжимного цеха нетрудно довести до 7000 тонн, только для этого надо навести порядок в работе завода, подчинив ее общему графику, и смелее переходить к разливке металла в изложницы, дающие рациональный слиток.

В дополнение к вышеизложенному необходимо остановиться на планировании прокатываемых профилей. И в этом вопросе завод до сих пор не придерживается какой-либо системы. Мы постоянно или давили слябой листостан, или давили заготовкой стан „500“, или, наконец, забивали заготовкой цех

отсутствия вагонов. Вопрос казалось бы второстепенный, а все-таки он тянет за собой все и лишь потому, что делу распределения проката не уделяется должного внимания со стороны дирекции завода.

Ясно, что существующее положение с транспортировкой и разгрузкой продукции обжимного цеха не позволит повышать его производительность. Следовательно, разрешая вопросы общезаводского графика, необходимо прежде всего правильно разрешить вопрос планировки и распределения прокатываемой продукции.

Инженер Г. В. ШАРОВ
Технический отдел КМЗ

Прокатчики в борьбе за освоение технических мощностей станов

5 ноября 1932 г. в 3 часа 30 минут дня в торжественной обстановке Кузнецкий блюминг прокатал первый слиток. Слиток за 9 пропусков был прокатан на сечение 540×540 мм, прокатка заняла почти 4 минуты. Началось освоение новой передовой техники и ломка старых представлений о технике. Путь от первого слитка до рекорда, когда на блюминге было прокатано 6245 тонн за сутки (27 января 1939 г.)—путь замечательных достижений, ярко раскрывшихся в стахановском движении. Старые проектные мощности, казавшиеся раньше трудно достижимыми, последним рекордом были перекрыты почти на 40%.

Вступившие позднее в строй передельные станы (рельсобалочный, листопрокатный, стан „500“) в короткие сроки освоили первоначальные проектные мощности. Стан „500“ через два года после пуска дал 115% проектной мощности; листовой стан на третий год работы перекрыл проектную мощность на 28 тысяч тонн.

Освоение сложнейшего прокатного оборудования, впервые установленного в Союзе, прошло фактически без участия иностранцев. Трудно без улыбки вспомнить, как немецкий монтер Берндт, пряча от наших инженеров монтажные чертежи и отгоняя рабочих, долго и безуспешно настраивал гильотинные ножницы на листовом стане. Теперь стахановцы листостана могут поучить господина Берндта.

Замечательное стахановское движение вскрыло колоссальные резервы мощностей прокатных станов. Сломав старые технические нормы, стахановское движение утвердило новые стахановские мощности, далеко позади оставившие т. н. проектные мощности.

Таблица 1

Производство проката по прокатным цехам КМЗ

Наименование станов	Первоначальн. проектн. мощность в тыс. тн	Новая технич. мощность в тыс. тн	Прокатано в тыс. тн					
			1933	1934	1935	1936	1937	1938
Блюминг	1450	2150	255,2	572,9	917,3	1191,7	1519,7	1657,5
Рельсобал. стан .	450	700	85,8	2 2,4	308,1	416,0	450,7	442,9
Стан „500“ . . .	300	750	—	—	—	89,3	347,2	464,6
Листопрокатный .	150	200	—	—	56,0	143,0	178,0	181,7

26 марта 1936 г. приказом Наркома тяжелой промышленности тов. Серго Орджоникидзе, на основе достижений стахановцев, производственные мощности цехов были резко увеличены (табл. 1). Техническая мощность, напр., стана „500“, особенно ярко вскрывшего резервы мощностей, была увеличена против первоначального в два с половиной раза.

Освоение новых технических мощностей потребовало от прокатчиков упорной работы над рядом технических вопросов. Прокатчики кузнецкого блюминга первыми в Союзе перешли на отопление нагревательных колодцев одним доменным газом. В большом производственном масштабе они успешно разрешили проблему работы нагревательных колодцев на жидком шлаке, подняв их производительность на 20% и увеличив стойкость групп за кампанию более, чем до 250 тысяч тонн металла. Прокатчики рельсобалки первыми в Союзе ввели калибровку рельсов по методу Бартшерера, углубив и дополнив ее.

Новый способ удаления наружных пороков с заготовки с помощью газовой вырезки (вырубки) впервые в СССР применили на стане „500“.

Освоение новых технических мощностей подкрепляется смелым внедрением передовой технологии. Новым руководящим кадрам, пришедшим в прокатные цехи за последние годы, пришлось немало поработать над преодолением враждебных теорий. С самого пуска стана „500“ культивировалась и поддерживалась „теория“, рассматривающая стан „500“ как утилизационный. Самый мощный стан предназначался для переработки отходов и брака. Крупнейший в Союзе рельсобалочный стан в течение ряда лет использовался далеко неполностью, имел большие простои.

Какими резервами мощностей мы располагаем видно из таблицы 2.

Если внедрением передовой технологии прокатчики значительно приблизились к технической мощности станов, то в области повышения производительности труда перед ними еще много работы. Выпуск проката на одного рабочего у нас почти в два раза ниже, чем в США (таблица 3).

Таблица 2

Наименование станов	Проектная суточная технич. мощность в тн.	Достигнутая суточная мощность в тоннах	% простоя станов
Блюминг	6320	6245	5,2
Рельсобалка	2120	2316	28,8
Листостан	600	861	20,2
Стан „500“	2270	2854	29,8

Таблица 3

Выпуск проката на 1 рабочего

Годы	1933	1934	1935	1936	1937	1938
Прокат в тн	195	251	341	372	406	436

Механизация работ на складах, сокращение вспомогательных рабочих, широкое внедрение автоматизации, совмещение профессий —одно из первых условий поднятия производительности труда.

Инженер Л. Н. РОГОЖИН
Центральная лаборатория КМЗ

Износ рельсов КМЗ

Развитие железнодорожного транспорта и появление мощных паровозов и электровозов для перевозки тяжеловесных составов при больших скоростях потребовало значительного улучшения качества рельсов. Увеличение нагрузки на ось при повышенных моментах разгона и торможения привело к быстрому росту выхода рельсов из эксплоатации по износу от истирания и по износу от смятия.

Вопросу качества рельсов и изучению снятых из эксплоатации рельсов уделялось большое внимание на протяжении почти пятидесяти лет. Но различные и по методике и по условиям способы испытания рельсов на износ не дали возможности правильно разрешить проблему износу рельсов ввиду отсутствия в них тех или иных фактов, характеризующих работу рельсов в пути. В силу этого единственно правильным методом изучения рельсов в эксплоатации был признан метод организации опытных участков.

Центральной лабораторией КМЗ в 1935 г. был организован опытный участок на Томской ж. д. протяженностью 5 клм. Требования пред'являвшиеся к опытному участку при выборе его месторасположения сводились к следующему: опытный участок должен обладать: а) значительной напряженностью грузопотока; б) наиболее тяжелыми условиями работы рельсов как по профилю, так и по плану пути и в) быть близко расположенным к заводу-изготовителю с целью лучшей с ним связи.

Всем перечисленным требованиям выбранный опытный участок КМЗ вполне отвечает. Он находится на перегоне раз'езд Дуброво—раз'езд Бускускан. Путь на этом участке, поднимаясь на водораздел рек Оби и Томи, образует несколько петель с преобладающим радиусом кривых $R = 426$ м при $i = 0{,}0074$. В одной из петель и расположен опытный участок. На таком участке рельсы, кроме вертикального износа, подвергаются еще и сильному боковому износу. По строению путь состоит из двух частей: 1) земляных насыпей и 2) небольших выемок.

Средняя высота насыпи 5 м, максимальная 11 м. Балластом пути служит гравий, к настоящему моменту значительно загрязненный продуктами перевозки (уголь, руда и пр.). Среднегодовая температура района опытного участка —3,8°С. Максимальная температура +36,3°С и минимальная —50,9°С. Максимальное количество осадков за год 555,4 мм и минимальное 307 мм.

Методика укладки рельсов на опытном участке

При организации опытного участка для наиболее полного изучения

рельсов в эксплоатации и влияния на их стойкость металлургических факторов, было разработано 24 варианта. Варианты делились на две основные группы:

1. Ярко выраженные определенные факторы мартеновского производства и

2. Ярко выраженные факторы прокатного производства.

В основу первой группы положены варианты по химическому анализу и способы раскисления при средних условиях по прокатному производству.

В основу второй группы положен термический режим прокатки при средних данных по мартеновскому производству. Во всех вариантах второй группы нашли свое отражение варианты первой группы. Отдельно, вне указанных групп, стоит вариант 24, представляющий собой группу рельсов с допустимыми инспекцией НКПС дефектами.

Одновременно было уложено 18 вариантов. В 1937 г. дополнительно уложено 18 обычных по химанализу рельсов КМЗ с закаленными концами. В 1938 г. уложено 43 мышьяковистых рельса из металла Керченского завода. Характеристики вариантов приведены в таблице 1.

Рельсы КМЗ, как показал опыт, имеют значительный процент выхода из эксплоатации по поперечному и продольному изломам и малой износоупорности. Первый вопрос является наиболее изученным и уже найдены некоторые профилактические меры (новая калибровка). Второй же вопрос—увеличение износоупорности является наименее изученным и справедливо привлекает внимание исследователей.

Сущность износа рельсов еще недостаточно ясна. Несомненно однако, что он является суммарным результатом:

1. Статического давления колес подвижного состава на металл рельсов, часто превышающий предел сопротивления смятию на единицу площади головки.

2. Динамических элементов подвижного состава.

3. Скольжения колес.

4. Структуры рельсов и др. причин.

Виды износа рельсов следующие:

а) Изменение первоначальной формы профиля от смятия верха головки, истирания верхней и боковой поверхностей головки.

б) Смятие или срабатывание концов стыка.

в) Волнообразный износ.

г) Местные повреждения: выбоина, откол и т. д.

д) Хрупкость металла, вследствие усталости или иных причин.

Из всех перечисленных видов износа, изменение первоначальной формы профиля является основным фактором снятия рельсов с пути, т. к. вследствие уменьшения площади поперечного сечения рельса, уменьшается и момент его сопротивления на изгиб.

За время эксплоатации опытных рельсов было сделано два обследования: в 1937 г. и в 1938 г. К моменту обследования в 1938 г. с пути опытного участка было снято 310 шт. рельсов по дефектности. Дефекты, послужившие причиной снятия рельсов, приведены в таблице 2. Как видно из таблицы 2, основное место среди всех видов занимает трещина под головкой (26,4%). Кроме этого значительный процент выхода рельсов дал прямой поперечный излом (13,5%) и излом по болтовым отверстиям (9,02%).

Таблица 1

№№ по порядку	№№ вариантов	Химанализ C	Mn	Si	S	P	Характеристика варианта	Механические испытания σ кг/мм²	δ %	ψ %	Нв	Стрела прогиба в мм I	II	III	IV	Распределение рельсов по элементам пути: По профилю Площадка Кол.	%	Уклон Кол.	%	По плану Прямые Кол.	%	Кривые Кол.	%	Общее число рельсов	Данные по износу рельсов: От смятия До 10 мм²	От 10 до 100 мм²	Свыше 100 мм²	% плохих	% средних	% хороших	От истирания До 10 мм²	От 10 до 40 мм²	Свыше 40 мм²	% плохих	Примечание
1	1	0,5—0,54	0,6—0,7	0,15—0,18	0,05	0,05	Мягкие, малоуглерод. и маломарганцевистые	76,8	8,0	11,5	241	48	87	91	—	6	14,6	35	85,4	6	14,6	35	84,4	41	12	21	—	—	64,0	36,0	—	3	30	91	
2	2	„	0,85—0,9	„	„	„	Малоуглерод. и высокомарган.	77,6	8,0	12,8	255	47	87	94	—	3	10,8	25	89,2	12	42,8	16	57,2	28	2	30	—	—	94,0	6,0	—	4	28	88	
3	3	0,55—0,61	0,7—0,8	„	„	„	Рельсы средней твердости	85,6	8,7	10,5	248	41	74	90	—	—	—	34	100,0	7	20,6	27	79,4	34	8	5	—	—	38,5	61,5	—	4	9	69	
4	4	0,62—0,65	0,85—0,90	„	„	„	Высокоуглеродист. маломарган.	85,8	8,7	12,8	248	42	75	87	90	7	16,3	36	83,7	7	16,3	36	83,7	43	6	29	—	—	83,0	17,0	—	5	30	86	
5	5	„	0,88—0,90	„	„	„	Твердые рельсы	93,5	6,0	5,3	262	44	79	86	90	2	6,5	29	93,5	9	29,3	22	70,7	31	7	27	—	—	79,5	20,5	—	8	24	75	Группа вариантов по мартеновскому переделу (химический анализ и раскисление).
6	6	0,55—0,61	0,7—0,8	0,12—0,15	„	„	Низкокремнистые	80,0	8,7	12,8	228	44	79	91	—	—	—	23	100,0	4	17,4	19	82,6	23	5	25	—	—	83,5	16,5	—	3	27	90	
7	8	0,55—0,60	„	0,18—0,25	„	„	Предварительное раскисление бедным ферросилицием	86,6	8,0	14,1	228	42	75	89	91	—	—	31	100,0	7	22,5	24	77,5	31	—	16	—	—	100,0	—	—	2	14	88	
8	8а	0,43—0,59	1,40—1,81	0,28—0,30	0,03	0,04	Среднемарганцевистые	88,5	8,6	30,5	278	37	67	78	89	—	—	59	100,0	—	—	59	100,0	59	12	—	—	—	—	100,0	—	3	9	80	
9	9	0,55—0,60	0,70—0,80	0,18—0,25	„	„	Раскисление жидким чугуном	87,4	10,0	16,5	235	41	75	90	—	2	6,6	28	93,4	2	6,6	28	93,4	30	5	23	—	—	82,5	17,5	—	2	26	83	
10	10	„	„	„	„	„	Дополнит. раскисление Al	76,0	10,7	15,2	223	48	86	92	—	—	—	31	100,0	2	6,5	29	93,5	31	3	27	—	—	90,0	10,0	—	3	27	90	
11	11	Средний с обычным раскислением					Температура конца прокатки 900—920°C	86,5	8,0	11,5	248	42	75	90	—	21	40,3	31	59,7	5	9,6	47	90,4	52	11	52	—	—	74,5	25,5	—	7	36	84	
12	12	„	„	„			Средняя температура к. п. 800—850°C	78,2	10,7	15,3	223	48	85	90	—	19	28,3	48	71,7	13	19,4	54	80,6	67	2	52	—	—	96,5	3,5	—	13	41	76	
13	13	„	„	„			Низкая температура к. п. 780—820°C	82,6	8,0	11,5	241	45	82	95	—	40	47,6	43	52,4	13	15,4	71	84,6	84	5	68	—	—	93,0	7,0	—	12	61	84	Группа вариантов по прокатному переделу (температура конца прокатки).
14	14	„	„	„			Максимальная температура к. п., выше 920°C	79,3	10,0	12,8	235	40	72	86	90	2	28,6	5	71,4	2	28,5	5	71,5	7	—	7	—	—	100,0	—	—	1	6	86	
15	15	„	„	„			Минимальная температура к. п., ниже 780°C	81,3	9,3	12,8	212	43	78	90	—	10	52,6	9	47,4	4	21,1	15	78,9	19	1	12	—	—	92,8	7,2	—	1	12	93	
16	18	„	„	„			Большой прог. рельс при охлажд. (L = 12,5 м и h = от 300 до 350 мм)	86,7	8,0	9,2	255	46	74	91	—	—	—	47	100,0	13	27,6	34	72,4	47	4	34	—	—	89,5	10,5	—	3	35	92	Группа вариантов по отделке рельсов (стрела прогиба).
17	19	„	„	„			Средн. изгиб (h = от 150 до 250 мм)	85,4	7,3	9,0	248	43	77	90	—	—	—	18	100,0	5	27,2	13	72,8	18	—	13	—	—	100,0	—	—	—	13	100	
18	24	Группа дефектных рельсов. Наружные дефекты: волосовина, плена, закаты.						77,6	8,7	9,1	226	46	82	92	—	—	—	24	100,0	2	10,5	17	89,5	19	—	16	—	—	100,0	—	—	—	16	100	Дефектные рельсы.

СНЯТО ПО ДЕФЕКТАМ

Таблица 2

№№ п. п.	№№ вариантов	Уложено по варианту шт.	Снято по варианту шт.	Прямой поперечный излом		Откол головки или трещина через 1-ое болтовое отверстие		Раздробление головки с продольн. вертикальн. трещиной		Уширение головки с вдавливан. в виде пленки		Излом рельса с продольным расслоением головки		Трещины или выкол головки		Продольная трещина на подошве		Прямой поперечный излом		Косой поперечный излом		Смятие головки с наплывом, но без трещин		Продольная трещина под головкой		Прочие изломы, отколы, трещины и пороки		% выхода рельсов из эксплоатации по вариантам
				шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	шт.	%	
1	1	41	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	57,5	—	—	—	—	1	14,3	—	—	2	28,2	17,68
2	2	27	18	4	22,22	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	11,11	1	55,5	—	—	—	—	—	—	11	61,12	67,00
3	3	33	10	—	—	3	30,0	—	—	—	—	—	—	—	—	2	20,0	—	—	—	—	—	—	—	—	5	50,0	30,4
4	4	42	17	—	—	1	5,88	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	12	70,50	4	23,54	40,5
5	5	31	5	1	20	—	—	—	—	—	—	—	—	1	20,0	1	20,0	1	20,0	1	20,0	—	—	—	—	—	—	16,4
6	6	23	10	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	30,0	—	—	—	—	—	—	7	10,0	—	—	43,6
7	8	32	10	1	10,0	—	—	1	10,0	2	20,0	—	—	1	10,0	—	—	—	—	—	—	—	—	5	50,0	—	—	32,4
8	8а	59	32	1	3,04	—	—	—	—	—	—	1	3,04	1	3,04	—	—	1	3,04	1	3,04	—	—	13	40,8	14	44,0	54,2
9	9	30	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	7	100,0	23,3
10	10	31	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	14,3	—	—	—	—	—	—	5	71,4	1	14,3	22,5
11	11	52	36	4	11,11	11	30,6	—	—	2	5,55	—	—	—	—	2	5,55	8	22,22	—	—	—	—	8	22,22	1	2,75	69,2
12	12	67	38	4	10,6	—	—	8	21,0	—	—	—	—	—	—	—	—	4	10,6	—	—	—	—	4	10,3	18	47,5	56,7
13	13	82	47	4	8,5	13	27,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	6,4	—	—	6	12,7	21	45,0	—	—	57,3
14	14	7	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	100,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	14,2
15	15	19	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	7	63,6	4	36,4	58,0
16	18	47	29	6	20,7	—	—	—	—	2	6,9	—	—	—	—	—	—	11	37,8	—	—	—	—	—	—	10	56,0	61,7
17	19	18	12	—	—	—	—	2	16,7	—	—	—	—	—	—	—	—	9	75,0	1	8,3	—	—	—	—	—	—	66,7
18	24	19	13	—	—	—	—	—	—	—	—	6	46,0	—	—	3	23,0	4	31,0	—	—	—	—	—	—	—	—	68,4
ИТОГО:		660	310	25	8,06	28	9,02	11	3,54	6	1,93	7	2,25	3	0,96	19	6,12	42	13,5	3	0,96	7	2,25	82	26,4	77	25,01	46,96

318041

Изучение образцов снятых рельсов по трещине под головкой показало, что основной причиной возникновения трещин является сильно развитая ликвация в головке рельса. Следующим видом дефекта были продольные трещины на подошве рельсов, приводящие к большому разнообразию видов излома (косой, прямой и т. д.).

Как видно из работы инженера Скороходова Н. Е. и инж. Иванова А. В. («Сборник Н. Т. С. КМЗ», 1938 г. № 2), причинами образования трещин на подошве рельсов были неметаллические включения, газовые пузыри, неправильная калибровка (сохранение шестоватых кристаллов, ориентированных перпендикулярно подошве рельса) и пр. Новая калибровка, выполненная инж. Кучко И. И., дала хорошие результаты в смысле получения подошвы, свободной от присутствия трещин.

Износ опытных рельсов

Определение величины износа рельсов проводилось путем ежегодного обмера рельсов профилографом и последующей обработки полученных профилограмм. Для определения качества рельсов по износу от истирания и смятия, нами были приняты формулы определения износа и группировки по качеству, предложенные рельсовой комиссией, а именно:

I. Качество рельсов по износу от истирания

1. Хорошие—износ до 10 мм² в год
2. Средние— „ от 10 до 40 мм² в год
3. Плохие — „ свыше 40 мм² в год

II. Качество рельсов по износу от смятия

1. Хорошие—износ до 10 мм² в год
2. Средние— „ от 10 до 100 мм² в год
3 Плохие — „ свыше 100 мм² в год

Результаты исследования стойкости рельсов по износу приведены в таб. 1. Сравнивая данные по износу (от истирания и смятия) видим, что варианты 1, 2, 4, 8, 12, 13, 19, и 24 дали неудовлетворительные результаты по обоим видам износа. Лучшие результаты дали варианты 3, 5 и 8а. Сравнивая лучшие и худшие по износу варианты видим, что лучшие результаты дали варианты по характеристике: твердые, средней твердости и рельсы с повышенным содержанием Mn. Рельсы же остальных вариантов при том же углероде и среднем содержании марганца (варианта 8а) дали в первый год работы высокий процент выхода из эксплоатиции (1,54—2%), но не по низкой износоупорности или повышенной склонности к хладноломкости, а за счет наличия усадочной рыхлости. Остальные рельсы, как это видно из таблицы 1, по износу дают неплохие результаты. Высокий процент выхода рельсов варианта 8а по усадочной рыхлости характерен и для всех остальных вариантов, т. к. все плавки данных вариантов, за небольшими исключениями, имеют ту особенность, что их коснулась порочная идея заливки верха слитка водой с целью предохранения от окисления стенок усадочной раковины. Ряд работников КМЗ проводил в жизнь эту идею, доказывая, что неокисленная усадочная раковина при прокатке заварится и даст рельсы хорошего качества, наряду со снижением расходного коэфициента. Допуская мысль о

совершенной заварке усадочной раковины, не следует упускать из виду и того обстоятельства, что усадочная раковина всегда загрязнена ликватами, а последние, как известно, приводят к значительному ослаблению механической прочности и в рельсах служит центром образования таких дефектов, как трещина под головкой, откол головки и т. д. Практика опытного участка целиком опровергла псевдонаучность идеи получения хороших рельсов из крупных 7—8 тонных слитков с залитым водой верхом.

Лучшие, чем вариант 8а, результаты показал вариант 5 (твердые рельсы), давший по износу от истирания 75% при полном отсутствии плохих по смятию. Из вариантов по прокатному переделу лучший результат дает вариант с температурой конца прокатки 800—850°. В этом случае плохих рельсов по износу от истирания оказалось 76%, но в отношении износа от смятия, процент плохих рельсов очень велик и доходит до 96,5%.

Из вариантов по стреле прогиба (18—19) лучшие результаты имеет вариант, где стрела прогиба не превышает 250 мм.

Отдельно необходимо остановиться на варианте рельсов с закаленными концами (см. таблицу 3). При всех недостатках закалки и недоучете некоторых особенностей работы стыка (недостаточна длина закаленной зоны), все же нужно отметить, что результаты имеются неплохие. Эти рельсы с полным правом считаются лучшими на участке и заслуживают похвалы со стороны работников пути.

Из всего сказанного следует отметить, что:

1. Износоупорность рельсов КМЗ при некотором улучшении качества металла против первых лет производства все же мала. Об этом говорят и поступающие рекламации, и результаты исследований.

2. Борьба за улучшение качества рельсового металла ведется слабо. Борьба за полное прекращение выпуска дефектных рельсов в эксплоатацию ведется еще слабее. Об этом говорят факты игнорирования скорейшего ввода в эксплоатацию монтирующихся второй год дефектоскопов, отказ в любой форме и под любым предлогом от применения термообработки хотя-бы части рельсов или только лишь концов; отсутствие обмена опытом по термообработке рельсов с заводами, уже ее освоившими (завод им. Дзержинского).

Таким образом, для улучшения качества рельсов, не исключая и износоупорности по обеим ее разновидностям, необходимо выполнение следующих требований.

1. Высокое качество рельсового металла.

2. Для увеличения сопротивления износу от истирания и от смятия, необходимо повышение содержания Mn до 1,1—1,2% при 0,55—0,58%C.

3. Применение нормализации как средства получения нормальной структуры.

4. Применение термической обработки головок рельсов по всей их длине или только части головок на концах при длине закаленной зоны минимум в 200 мм.

5. Форсирование монтажа и пуска в эксплоатацию дефектоскопов.

Выполнение всех перечисленных требований безусловно даст значительное увеличение стойкости рельсов в эксплоатации и прекратит поток рекламаций.

Таблица 3

Характеристика износа рельсов с закаленными концами

№№ по пор.	№№ рельсов и плавок	План пути	Профиль пути	Нитка	Принимающий конец: Время снятия профиля	Принимающий конец: Износ в мм² A	Принимающий конец: Износ в мм² B	Принимающий конец: Износ в мм² C	Принимающий конец: Характер износа: Истирание в мм²	Принимающий конец: Характер износа: Смятие в мм²	Середина рельса: Время снятия профиля	Середина рельса: Износ в мм² A	Середина рельса: Износ в мм² B	Середина рельса: Износ в мм² C	Середина рельса: Характер износа: Истирание в мм²	Середина рельса: Характер износа: Смятие в мм²	Сдающий конец: Время снятия профиля	Сдающий конец: Износ в мм² A	Сдающий конец: Износ в мм² B	Сдающий конец: Износ в мм² C	Сдающий конец: Характер износа: Истирание в мм²	Сдающий конец: Характер износа: Смятие в мм²	Боковой и вертикальный износы рельсов: Принимающий конец: Вертик. износ	Принимающий конец: Боковой износ	Середина рельса: Вертик. износ	Середина рельса: Боковой износ	Отдающий конец: Вертик. износ	Отдающий конец: Боковой износ	Прошло груза (брутто) тонн
1	47|48—4106	0	0,008	пр.	15/X-38	55	3	—	52	3	15/X-38	61	—	—	61	—	15|X-38	146	8	—	146	8	3	—	1	—	4	2	11426101
2	39|40—4106 *)	„	„	лев.	„	57	6,5	17	33,5	23,5	„	46	8	24	14	32	„	57	26	32	—	58	1,5	1	1	1,5	1,5	1	„
3	37|38—4106 *)	„	„	лев.	„	54	25	15	14	40	„	49	10	—	39	10	„	60	50	5	5	55	1,5	1,5	1	—	1	1,5	„
4	45|46—4106	„	„	пр.	„	105	70	16	19	86	„	67	—	5	62	5	„	50	10	21	19	31	4	2,5	2,5	1	1	1	„
5	51|52—10384 *)	„	„	лев.	„	70	20	50	—	70	„	80	60	15	5	75	„	80	30	—	50	30	1,5	2	2	1,5	3	1	„
6	53|54—10384	„	„	пр.	„	80	—	20	60	20	„	80	—	20	60	20	„	70	10	40	20	50	—	1	1	2	2	1	„
7	55|56—10384	850	0,008	лев.	„	90	40	30	20	70	„	80	12	30	38	42	„	110	50	—	60	50	3	1	2	1	1,5	2	„
8	49|50—10384 *)	„	„	пр.	„	170	50	120	—	170	„	140	80	—	60	80	„	180	60	70	50	130	1,5	4	0,5	2	2	2	„
9	41|42—4106	„	„	пр.	„	120	—	—	120	—	„	70	15	—	55	15	„	70	10	—	60	10	1	1	1	—	1,5	2	„
10	43|44—4106	„	„	лев.	„	48	30	—	18	30	„	40	23	0	17	23	„	58	—	5	53	5	1,5	1	1	2	2,5	1	„
11	25|26—13543	„	„	пр.	„	70	30	—	40	30	„	90	40	10	40	50	„	90	30	—	60	30	1	1	1,5	1	1,5	—	„
12	35|36—7763	„	„	пр.	„	90	—	20	70	20	„	80	10	25	45	35	„	110	40	—	70	40	5	—	1	—	—	1	„
13	29|30—7763 *)	„	„	лев.	„	120	70	20	30	90	„	40	—	—	40	—	„	90	40	—	50	40	2	—	2	1	2	—	„
14	27|28—7763 *)	640	0,008	лев.	„	130	60	20	50	80	„	30	0	5	25	5	„	30	—	22	8	22	1,5	3	5	3	1	1	„
15	23|24—13543	„	„	пр.	„	90	20	10	60	30	„	120	10	8	102	18	„	70	40	15	15	55	2	1	5	2	1	1	„
16	3|4 —13543 *)	„	„	лев.	„	130	65	30	35	95	„	159	70	40	49	110	„	115	55	30	30	85	3	—	4	—	2	—	„
17	21|22—13543	„	„	пр.	„	110	—	—	110	—	„	140	30	—	110	30	„	90	—	—	90	—	2	—	2	1	4	—	„
18	1|2 —13543 *)	„	„	лев.	„	100	—	—	100	—	„	55	15	8	22	23	„	75	10	35	30	45	—	1	2	1	1	—	„
19	19|20— 13543	„	„	пр.	„	70	5	—	65	5	„	100	10	—	90	10	„	100	70	—	30	70	2	1	2	1	2	2,5	„
20	11|12—13543	„	„	лев.	„	30	—	—	30	—	„	20	2	—	28	2	„	30	10	—	20	10	2	—	4	—	1	2	„
21	17|18—13543	„	„	пр.	„	80	10	—	70	10	„	90	—	—	90	—	„	110	35	10	65	45	2	1	4	1	3	1	„
22	9|10—13543	„	„	лев.	„	60	30	—	30	30	„	70	40	20	10	60	„	90	40	10	40	50	3	—	1,5	2	3	1	„
23	15|16—13543	426	0,008	пр.	„	70	—	—	70	—	„	170	100	20	50	120	„	80	30	25	25	55	1,5	2	2	—	2,5	2,5	„
24	7|8 —13543	„	„	лев.	„	120	—	15	105	15	„	70	10	—	60	10	„	80	30	3	47	33	4	1	2	—	3	2	„
25	13|14—13543	„	„	пр.	„	90	—	—	90	—	„	80	10	—	70	10	„	90	—	—	90	—	4	—	2	—	2	—	„
26	5|6 —13543	„	„	лев.	„	90	20	—	70	20	„	105	40	10	55	50	„	80	30	15	35	45	3	—	3	—	3	—	„
	Рельсы отмеченные знаком*) контрольные (с незакаленными концами)																												
	С закаленными концами. Среднее по варианту					81,5	25,8	15,8	61,0	28,0		85,0	25,0	16,4	57,9	31,0		84,6	29,5	16,0	52,5	36,6	2,52	1,2	2,02	1,4	2,26	1,69	
	С незакаленными концами. Среднее по варианту . . .					103,8	42,3	38,8	73,7	81,2		74,8	40,5	18,4	31,7	47,8		85,8	38,7	30,6	31,8	50,0	—	—	—	—	—	—	

Новосибирская областная
научная библиотека
№ 318041

Инженеры П. А. ГРИГОРЬЕВ и Ю. Д. ВИДЯЙКИНА
Центральная лаборатория КМЗ

Применение коксового графита в литейном деле

Химический пригар зависит от:

1) огнеупорности формовочной смеси;

2) температуры металла;

3) состава металла и

4) продолжительности взаимодействия между металлом и формой.

Для получения отливки с чистой поверхностью применяются различные добавки, которые могут быть классифицированы следующим образом:

1) добавки, вводимые в смесь и

2) добавки, наносимые на поверхность формы.

Добавками, вводимыми в смесь, главным образом, являются: каменноугольная пыль, частично пек и мазут. Действие данных добавок, как противопригарных средств, основано на том, что они при соприкосновении с металлом создают газовую оболочку вокруг зерен песка и тем самым предохраняют их от соприкосновения с металлом.

Добавки, наносимые на поверхность формы, могут быть разделены на две группы:

1) добавки, наносимые на сырую форму и

2) добавки, наносимые на сухую форму.

Из добавок первой группы наибольшее значение имеют графит и древесноугольная пыль.

Для предохранения от пригара, сухие формы покрывают краской, к которой пред'являются следующие основные требования:

1) высокая огнеупорность;

2) хорошая кроющая способность;

3) коэфициент расширения формовочной краски должен соответствовать коэфициенту расширения формовочного материала;

4) краска должна иметь значительную прочность, т. е. способность хорошо держаться на форме и

5) краска должна быть достаточно газопроницаема.

Для составления красок чугунно-литейным отделением литейного цеха КМЗ до последнего времени применяются следующие материалы:

1) графит;

2) молотый кокс;

3) связующие вещества (мука и огнеупорная глина) и

4) древесный уголь.

Около 80% красок в чугунно-литейном отделении идет на покраску форм для изложниц. До декабря 1938 г. для изложниц готовилось две краски, одна для покраски стержней и другая для покраски кожухов. Состав данных красок приведен в таблице 1.

Эти краски давали вполне удовлетворительные результаты. Но вследствие дефицитности и большой стоимости серебристого графита, перед литейным цехом встала задача заменить серебристый графит более дешевым материалом и по-

Таблица 1

№№ п/п.	Наименование материалов	Состав в %%
	I. Краска для стержней изложниц	
1	Серебристый графит	55,40
2	Кокс молотый	34,60
3	Огнеупорная глина	4,58
4	Мука	2,09
5	Древесный уголь	3,33
	Итого	100,0
	II. Краска для кожухов изложниц	
1	Серый графит	51,4
2	Кокс молотый	33,4
3	Серебристый графит	6,0
4	Огнеупорная глина	4,2
5	Мука	1,9
6	Древесный уголь	3,1
	Итого	100,0

го графита приведен в таблице 2.

5) краска должна быть достаточно газопроницаема.

Подбор и приготовление красок производились в лабораторных условиях. Красками, показавшими хорошие результаты после испытания в лаборатории, производилась покраска форм для поддонов, а затем кожухов изложниц. Краски из коксового графита при покраске кожухов изложниц дали хорошие результаты. Для покраски стержней изложниц нами были приготовлены краски, содержащие помимо коксового графита и серебристый графит, в начале 20%, а затем 10%. Внутренняя поверхность изложниц получилась чистой и ОТК они были приняты первым сортом. После этого была выработана общая краска для стержней и кожухов, без серебристого графита из следующих материалов:

Таблица 2

№№ п/п	Наименование материалов	№№ проб	Углерод	Зола	Летучие	Сера	Влага
1	Серебристый графит . .	1	80,91	7,94	0,81	0,09	0,15
2	„ „ . .	2	90,94	6,92	0,74	0,03	0,13
3	Коксовый графит . . .	1	84,08	11,09	1,87	0,45	0,51
4	„ „ . . .	2	87,14	11,83	0,83	0,49	0,16
5	Кокс молотый	1	59,04	16,76	3,36	0,57	0,19
6	„ „	2	76,92	14,55	1,39	0,48	0,65

добрать единую по составу краску для шишек и кожухов изложниц.

Из имеющихся на заводе материалов, которые могут быть употреблены для изготовления красок, мы остановились на следующих:

1) коксовый графит (отходы коксового производства);

2) молотый кокс;

3) древесный уголь и

4) огнеупорная глина.

Химический анализ коксового графита, молотого кокса и серебристого графита из следующих материалов:

Коксового графита	60%
Кокса молотого	30%
Древесного угля	7%
Огнеупорной глины	3%

Эта краска была опробована и дала вполне удовлетворительные результаты. Применение ее только для изложниц, по ориентировочному подсчету, дает большой экономический эффект, около 150 тыс. руб. экономии в год.

Инженеры Е. И. КОРАБЛЕВ и В. Ф. КАБАНОВ.
Центральная лаборатория К. М. З.

Газификация коксика в газогенераторах системы „Вельман“*)

Вопрос о газификации коксика (коксовой мелочи)) в газогенераторах системы «Вельман» мало освещен в литературе. Имеющееся описание инж. Членова об испытании газогенератора системы «Вельман» Константиновского завода на мелком коксике, не дает возможности сделать серьезных выводов, ввиду крайне короткого периода испытания (около 24-х часов). Газогенераторные установки как отечественные, так и заграничные, работающие на коксике, имеют по сравнению с газогенераторами системы «Вельман» иные, резко отличные условия газификации (отношение высоты к диаметру и т. д.). Поэтому надо считать, что вопрос получения газа из коксика в газогенераторах системы «Вельман» и им аналогичных до сих пор является неразрешенным.

Методика испытания

Основные параметры, характеризующие работу газогенератора, определялись посредством контрольно - измерительной аппаратуры (сведена в таблице 1).

Таблица 1

№№ п. п.	Объекты замеров	Наименование приборов	Место установки
1	Давление острого пара.	Пружинный манометр Бурдона.	На турбине.
2	Давление газа.	Мембранный манометр Шефера.	Газовая труба.
3	Давление паровоздушной смеси.	Тоже.	Отвод от стояка, подающего паровоздушную смесь.
4	Температура газа.	Термопара железо-константановая.	Газовая труба.
5	Температура паровоздушной смеси.	Электрическ. термометр сопротивления.	Низ стояка, подающего паровоздушную смесь.
6	Расход воздуха.	Диафрагма с регистрирующими кольцевыми весами.	Стояк подвода паровоздушной смеси.
7	Температура воздуха.	Термометр Цельсия.	На всасе вентилятора.

*) Работа проведена бригадой в составе: С. Г. Отливанова, Е. И. Кораблева, В. Ф. Кабанова и М. Г. Волкова.

Дополнительно проводилось:

1. Полный анализ газа прибором Орса-Аше.

2. Определение количества сжигаемого топлива.

ПРИМЕЧАНИЕ: Расход топлива определялся путем измерения высоты от верха бункера до топлива перед загрузкой его и после, причем для определения об'ема бункера использована формула обелиска

3. Ситовой, технической и элементарный анализ топлива. Пробы отбирались с верхней ленты транспортера в момент погрузки топлива, непосредственно у элеватора и разделывались через 20, 10 и 6 мм сита.

4. Технический и элементарный анализы шлака.

Пробы шлака отбирались в период испытания ежедневно и разделывались согласно инструкции В. Т. И.

5. Поверка шлака на температуру плавления и размягчения. Для этого была получена путем сжигания кокса зола; последняя была испытана на начало деформации конуса и начало плавления.

6. Количество влаги в золе. Газ из газогенератора пропускался через U -образные трубки, наполненные хлористым кальцием для улавливания влаги и газовые часы; при этом дополнительно определялось количество смолы и пыли (вынос) на м³ газа.

7. Выход газа по азотной формуле.

8. Расход пара с паровоздушной смесью (определялся расчетно по температуре паровоздушной смеси).

9. Зональные замеры:

а) замер расстояния (железным стержнем) от верхней кромки шуровочного отверстия до топлива;

б) замер зон генератора велся вертикальной постановкой пик через шуровочные отверстия в пяти точках: в центре (на дутьевой головке) и по концам двух перпендикулярных диаметров, причем постановка пик была соблюдена каждый раз, при замерах зон, в одни и те же точки по периферии газогенератора.

Количество и график замеров

1. Данные приборов по испытанию газогенераторов записывались через каждый час.

2. Замеры зон и расстояний до топлива производились по графику 3 раза в смену.

3. Количество газифицированного топлива замерялось через каждый час (записывался угол поворота барабана за один ход).

4. Полный анализ газа производился через 1 час.

5. Определение количества влаги, смолы и пыли производилось эпизодически.

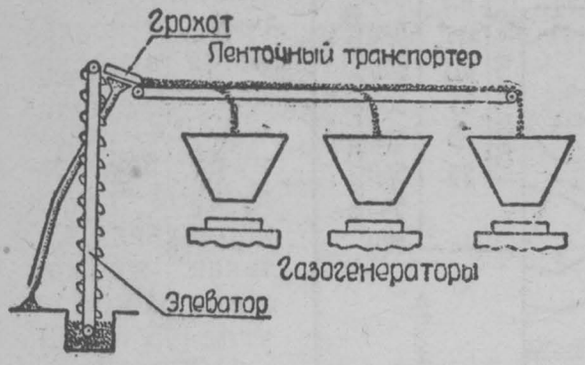
Дутьевые средства

Испытуемый генератор оборудован двумя пародутьевыми установками: инжектором системы Вельман многосопельного типа и паротурбинным вентилятором той же фирмы.

Опыт газификации смеси коксика с углем

Испытание смеси коксика с углем проводилось в течение шести дней, с 17 по 28 апреля 1938 года, причем исходной пропорцией

смеси было 2 части угля и 1 часть коксика (по об'ему). В яму элеватора (фиг. 1) ссыпались 2 вагонетки



Фиг. 1.

угля. В процессе прохождения через грохот, первоначальное соотношение смеси изменялось в сторону увеличения коксика. Это об'яснялось тем, что уголь по сравнению с коксиком имел больше мелочи.

В целях установления истинной пропорции смеси, получающейся непосредственно в бункерах, была установлена пропорция ее после грохочения через грохот с диаметром отверстия в 10 мм. Таким образом, действительная пропорция поступающей в газогенератор после грохочения смеси одной вагонетки коксика и 2-х вагонеток угля (по об'ему) составила:

По об'ему:	По весу:
Коксика—40,2%	33,0%
Угля — 58,9%	67,0%

Надо отметить, что работа на смеси почти ничем не отличается от работы на угле. Кривые фигуры 2 показывают работу генератора на смеси. Цвет газа подобен цвету газа при работе на угле. Калорийность держалась на уровне 1400 кал/м³. Установленной температурой паровоздушной смеси можно считать температуру в среднем 45° — 50° С. Температура выхода газа в среднем 650°С . Высота слоя топлива держалась на уровне от крышки до топлива как обычно на уровне 900 — 1100 мм.

В первые дни испытания хороших шлаков получить не удалось и только на 5-е сутки шлаки стали улучшаться. Приводим таблицу 2 анализов шлака за время испытания.

Таблица 2

Анализ шлака в %%

Дата	W	A	C	H_2	Q кал/кг
20/IV	3,13	30,20	66,27	0,85	5449
21/IV	2,35	40,62	56,18	0,58	4484
22/IV	1,05	59,23	38,20	0,61	3109
24/IV	1,65	45,46	52,40	0,74	4014
25/IV	1,78	62,64	35,06	0,85	2956
27/IV	0,57	81,38	18,44	0,36	1245
28/IV	0,52	81,15	17,5	0,76	1200

Надо полагать, что при более длительном проведении испытания можно было бы ожидать еще меньший провал углерода в золу. Это подтверждается дальнейшей работой по испытанию работы газогенератора на чистом коксике.

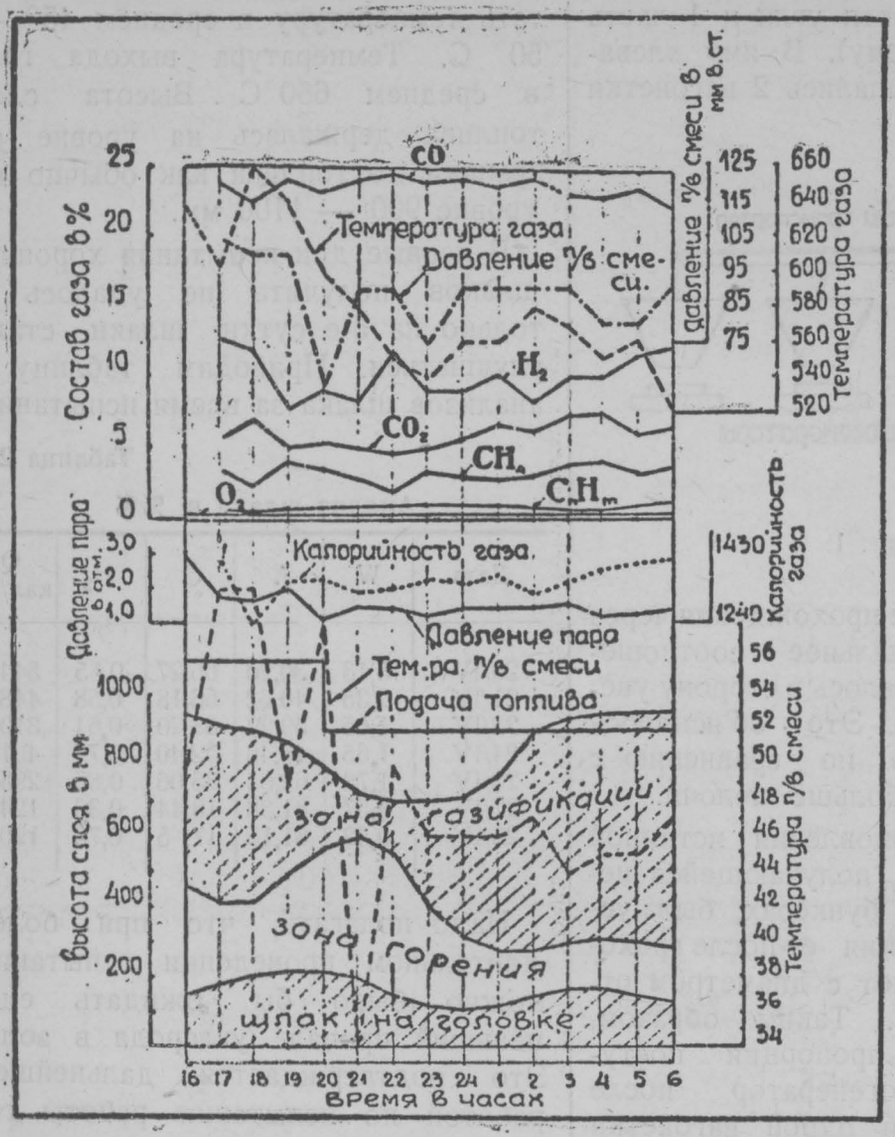
Таблица 3

Анализ смеси в % %

W	A	V	C	H_2	S	N_2	O_2	Q кал/кг.
5,66	9,54	26,63	75,9	4,15	0,45	2,66	7,3	7845

Работа на смеси характеризуется следующими показателями:

Выход газа . . . . 3,80 м³/кг
Расход воздуха . . 2,62 „
Расход пара . . . 0,269 „
Калорийность газа 1362 кал/м³
} по расчету



Фиг. 2

Таблица 4

Расчетный состав газа из смеси в %%

CO_2	CO	CH_4	CnHm	H_2	H_2S	N_2
4,24	27,60	2,35	0,30	10,60	0,06	54,85

Выводы

1. Газогенератор системы «Вельман» может работать с хорошими показателями на смеси угля и коксика.

2. По цвету газ ничем не отличается от газа, получаемого из чистого угля.

3. Калорийность газа в среднем колеблется в пределах 1400 кал/м³.

4. Температура паровоздушной смеси нормальная, т.е. такая же как и при работе на угле (45—60°С).

5. Слой топлива нормальный.

6. Проверить производительность газогенератора при работе на смеси не удалось (в силу производственных условий), но надо быть уверенным, что она отличается очень незначительно от производительности при работе на угле.

7. Расход пара на 1 кг топлива — 0,267 кг.

8. Расход воздуха на 1 кг топлива — 2,62 кг.

9. Выход газа на 1 кг топлива — 3,8 м³.

Испытание на коксике

Опыт по изучению газификации коксика (в обстановке газогенераторной станции 1-го мартеновского цеха КМЗ) начат был 12-го мая 1938 г.

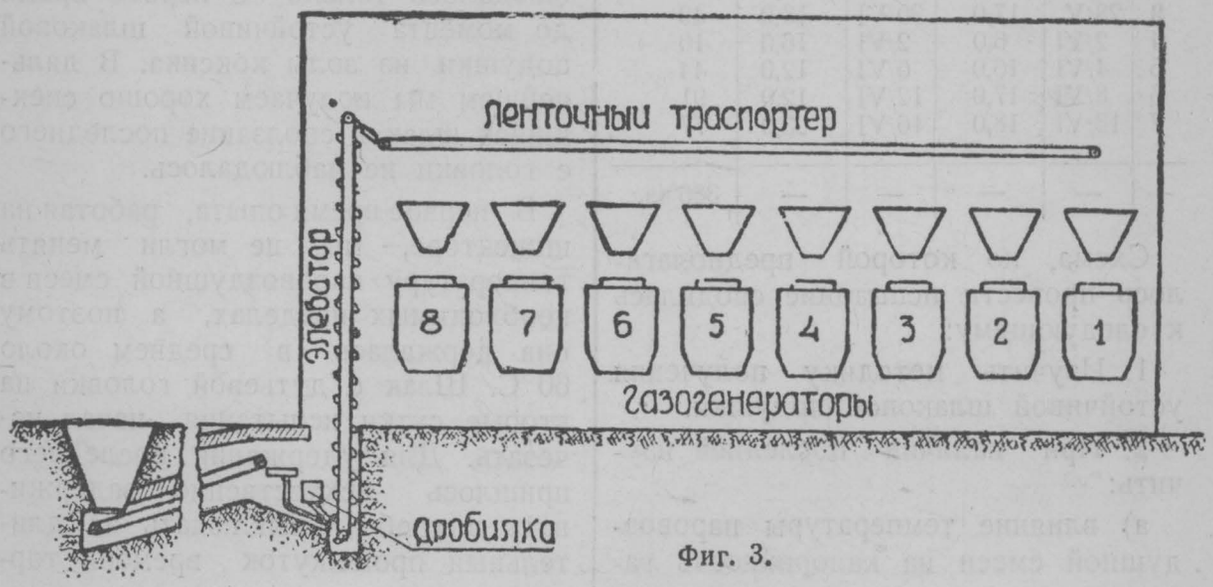
Выбранный для проведения опытов газогенератор № 5 к моменту исследования имел средние, вполне удовлетворительные показатели работ, как-то: средняя производительность, удовлетворительный выход шлаков, минимальное количество настылей и козлов, отсутствие серьезных повреждений, проверенную диафрагму для определения расхода воздуха.

Испытуемый коксик имел следующие анализы:

Таблица 5

Технический анализ коксика.

Дата	W%	A%	C%	H_2%	Qp кал./кг
26/V-38	1,46	14,22	82,21	0,82	6700
13/VI-38	1,17	14,05	82,92	1,30	6641
$17/VI-3_8$	1,18	15,92	81,26	0,78	—



Фиг. 3.

Схема подачи топлива показана на фиг. 3.

Топливная яма перед подачей в нее коксика (из жел. дор. ваг.) очищалась от остатков топлива. Засыпанный коксик транспортировался (проходя дробильную установку) к элеватору, посредством которого топливо подавалось к верхней, находящейся над бункерами транспортирующей ленте. Далее посредством распределительной тележки коксик ссыпался в бункер испытуемого газогенератора.

Таблица 6

Элементарный анализ коксика в %%.

Дата	W	S	A	C	O_2	H_2	N_2	Qp кал./кг
31/5-38	1,09	0,51	11,67	84,21	—	0,75	—	6935
13/6-38	1,17	0,64	14,05	82,92	—	1,30	—	6641
14/6-38	1,86	0,61	10,84	85,96	—	0,48	1,56	7395
17/6-38	1,18	0,58	15,92	81,26	0,34	0,78	1,12	6596

Методика испытания

Методика испытания, а также форма журнала наблюдений нами уже об'яснялась в начале статьи. К началу испытания газогенератор работал на инжекторе, установку тур-

бины предполагалось закончить в пределах 2-х суток, фактически турбина пущена в 17 часов 14 мая. Необходимо отметить, что турбина работала с длительными и частыми остановками (таб. 7).

Таблица 7

№№ п/п.	Начало остановки		Начало пуска		Время простоя в часах
	Дата	Время	Дата	Время	
1	12/V	17,0	14/VI	17,0	48
2	15/V	14,0	18/VI	9,0	67
3	28/V	17,0	30/VI	18,0	49
4	2/VI	6,0	2/VI	16,0	10
5	4/VI	16,0	6/VI	12,0	44
6	8/VI	17,0	12/VI	12,0	91
7	13/VI	18,0	16/VI	23,0	77
—	—	—	—	—	386 час.

Схема, по которой предполагалось провести испытание сводилась к следующему:

1. Изучить методику получения устойчивой шлаковой подушки.

2. При наличии последней изучить:

а) влияние температуры паровоздушной смеси на калорийность газа и

в) влияние высоты слоя топлива на калорийность газа.

3. Влияние форсировки на выход и калорийность газа.

4. Нахождение оптимальных условий газификации.

Методика получения шлака

При проведении опыта по сжиганию коксика обнаружено, что в первые моменты испытания, после того как сгорит уголь и полость генератора заполняется исключительно коксиком, через некоторый промежуток времени, при обычном для углей режиме торможения и выгреба, шлак на головке исчезает.

На это же явление обращает внимание в своей статье инженер А. Г. Членов, при испытании газогенератора системы «Вельман». Он об'ясняет это явление следующим: «абсолютное количество шлаков весьма невелико» потому, что «насыпной вес его сравнительно высок, так как зерна шлака мелки и не сплавляются в большие куски».

Необходимо отметить, что это наблюдалось только в первое время до момента устойчивой шлаковой подушки из золы коксика. В дальнейшем мы получаем хорошо спекшийся шлак и сползание последнего с головки не наблюдалось.

В первое время опыта, работая на инжекторе, мы не могли менять температуру паровоздушной смеси в необходимых пределах, а поэтому она держалась в среднем около 60°С. Шлак с дутьевой головки на вторые сутки испытания начал исчезать. Для удержания последнего пришлось искусственно задерживать выгребы, выключать на длительный промежуток времени тормоз.

После установки турбинки испытание было поведено по линии образования шлаковой подушки. Для этой цели температура паровоздушной смеси была снижена до минимума.

Надо отметить, что частые порчи турбинки срывали опыт по получению хороших шлаков (так как независимо от нашего желания температура паровоздушной смеси при инжекторе держалась высокой). Если в первое время наблюдалась склонность шлака к сползанию с головки, то в последующее время, в период выдержки низших и средних температур паровоздушной сме-

си, наблюдалось, наоборот, явление значительного роста шлака на головке. Об'яснение этого явления было найдено после того, как был произведен эксперимент по отбору шлака на головке.

Для этой цели был специально сделан бурав, которым забиралась проба шлака непосредственно с дутьевой головки и с периферии. В результате выявилось, что в то время как на головке мы имели хороший шлак, на периферии мы извлекли коксик и только в редких случаях шлак.

Убедившись в неправильном распределении дутья, мы опустили до предела внутреннюю трубку, а также регулировали строгим графиком пропиковку и в нужных случаях шуровку.

После принятых мер провал углерода в шлак начал значительно снижаться. К 1-му июля был получен хороший шлак, который при всех колебаниях температуры паровоздушной смеси в качественном отношении был устойчив до конца испытания.

Для подтверждения вышеизложенного, приводим таблицу 8 анализов шлака, охватывающих время с 19 мая по 17 июля 1938 года.

Итак, в основном методика образования шлака на коксике в газогенераторе системы «Вельман» сводится к следующему:

1) Урегулировать правильное распределение дутья паровоздушной смеси по всему сечению газогенератора (установить в соответствующее положение подвижную трубку в дутьевой головке).

2) В период наводки шлака температуру паровоздушной смеси держать невысокой (40—45°С).

3) Выгреб шлака производить в строгом соответствии с количеством сгоревшего коксика за это время *).

4) Аккуратно следить за правильным залеганием зон.

Таблица 8

Дата	W%	A%	C%	N_2%	Qp кал./кг.
19/V	0,62	66,73	32,46	0,32	2579
21/V	0,46	66,33	33,0	0,26	2600
21/V	0,64	50,86	47,67	0,55	2600
22/V	0,31	73,41	23,90	0,43	1917
23/V	0,27	59,24	39,87	0,48	3131
26/V	0,22	52,28	45,32	0,34	3691
27/V	0,42	56,20	42,83	0,56	3447
28/V	0,72	66,09	31,22	1,29	2600
31/V	0,36	75,35	23,56	0,41	1823
30/V	0,52	55,41	42,23	0,34	3105
2/VI	0,46	61,98	37,53	0,36	3010
3/VI	0,41	66,15	33,97	0,51	2606
3/VI	0,32	70,90	27,00	0,52	1893
4/VI	0,28	72,72	25,91	0,21	—
5/VI	0,29	83,14	14,77	0,17	—
6/VI	0,23	87,96	11,35	0,39	959
7/VI	0,13	90,17	8,40	0,34	—
8/VI	0,18	94,12	4,85	0,27	59
9/VI	0,14	95,00	4,30	0,16	62
10/VI	0,67	86,60	11,88	0,22	1033
11/VI	0,26	89,40	10,04	0,48	900
12/VI	0,19	88,14	11,08	0,21	909
14/VI	0,55	97,93	1,73	0,26	32
14/VI	0,45	96,71	2,95	0,25	—
15/VI	0,33	87,50	10,54	0,54	901
15/VI	0,15	85,99	11,95	0,29	1007
17/VI	0,71	79,10	19,70	0,48	1713

5) Регулярно через каждый час производить пропиковку, а в случае образования козлов и настылей, сейчас же их удалять.

6) В случае подачи большого количества пара (по причине остановки турбины и перехода на инжектор, когда зоны горения быстро выводятся кверху, оставляя внизу большое количество несгоревшего, притушенного коксика) необходимо зону горения спускать предельно низко (2100—2200 мм) от шуровоч-

*) В виду небольшой производительности газогенератора, выгреб шлака необходимо производить медленно.

ного отверстия и продолжать наводку снова.

7) После образования хорошего шлака (т. е. с минимальным количеством углерода) температуру паровоздушной смеси надлежит держать нормальной, т. е. 45—55°С.

Влияние температуры паровоздушной смеси на качество газа

Подаваемое количество водяного пара в газогенератор, проходя через раскаленный слой топлива, реагирует с углеродом последнего, разлагаясь на O_2 и H_2. Освободившийся кислород окисляет углерод по следующей (принятой в литературе) схеме:

1) $C + H_2O$ пар $= CO + H_2 - 30173$ кал.
2) $C + 2H_2O$ пар $= CO_2 + 2H_2 - 20274$ кал.

Далее образующаяся по реакции (1) окись углерода может взаимодействовать с парами воды по реакции:

3) $CO + H_2O = CO_2 + H_2 + 9859$ кал.

Получившаяся по реакции (2) и (3) углекислота реагирует по реакции:

4) $CO_2 + C = 2CO - 40072$ кал.

Наличие реакции (3) многими исследователями ставится под сомнение, исходя из термодинамических соображений.

Осуществление этой реакции возможно только в присутствии катализаторов: окислов железа и других. Ауфгейзер считает преимущественно возможной реакцию водяного газа:

$$C + H_2O = CO + H_2.$$

Осуществление эндотермических реакций разложения пара требует теплового притока за счет развития в генераторе других реакций; к этим источникам подачи тепла относятся реакции прямого соединения углерода с кислородом воздуха:

5) $2C + O_2 = 2CO + 55256$ кал.
6) $C + O_2 = CO_2 + 95328$ кал.

С увеличением разложения пара за счет вышеуказанных реакций, увеличивается содержание CO и H_2 в газе, делая его более калорийным.

Совместно с этим идет увеличение отношения $\frac{CO}{CO_2}$ благодаря реакции (4).

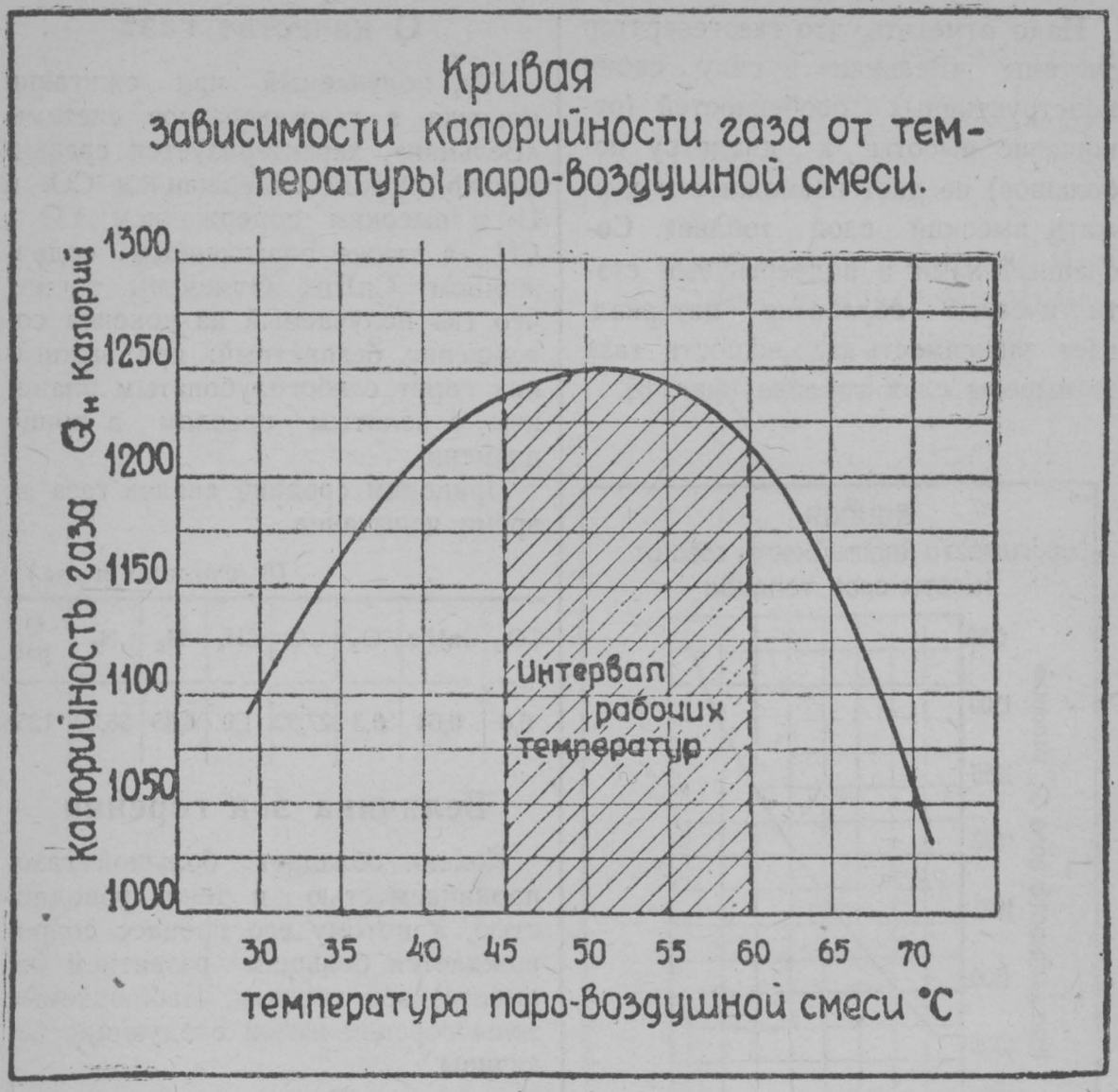
Некоторое количество водорода пара расходуется также на образование метана по реакции:

$$C + 2H_2 = CH_4$$

и тем больше, чем больше парциальное давление водорода.

Недостаточная подача пара уменьшает содержание CO и H_2, а также процент содержания метана, что ухудшает состав газа. Чрезмерное увеличение количества пара вызывает значительное падение температуры зоны горения, замедляет все реакции, а также уменьшает степень разложения пара, что опять-таки ухудшает газ. Поэтому нахождение оптимального количества пара, расходуемого на единицу топлива является одним из наиболее важных моментов правильного ведения процесса газогенерации. В целях нахождения оптимальной температуры паровоздушной смеси нами был обработан методом больших чисел (по Дэвису) материал по испытанию. Результаты обработки представлены на графике (фиг.4).

Из графика видно, что температура в 60°С является строго предельной и превышать ее не следует.



Фиг. 4.

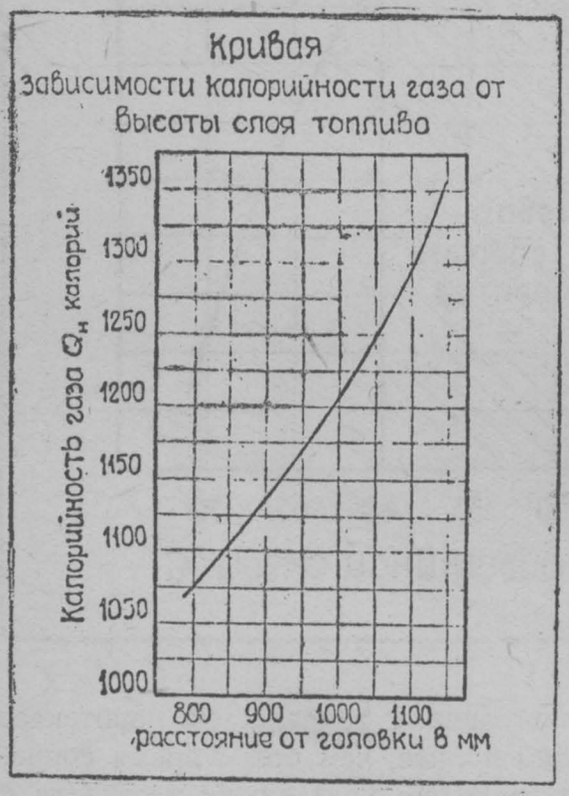
Необходимо ход газогенератора контролировать на провал углерода в шлак; при увеличении последнего температуру паровоздушной смеси нужно снижать до низшего предела, т. е. 40—45°С.

Влияние высоты слоя топлива на качество газа

Высота слоя топлива является одним из важных факторов, влияющих на качество газа. Реакции разложения пара приведены выше. Реакция восстановления углекислоты при данной температуре протекает тем полнее, чем более время соприкосновения указанных реагентов с раскаленным углеродом.

В то же время в литературе начала появляться мысль о ненадобности чрезмерно большой высоты слоя топлива при газификации. Граздовский и Чуханов, а также инженер В. И. Карамзин указывают на затухание реакций уже на высоте 600 мм от начала реакционной зоны. Но это не противоречит дальнейшим выводам.

Надо отметить, что газогенератор системы «Вельман» в силу своих конструктивных особенностей (отношение высоты к диаметру небольшое) не дает возможности держать высокий слой топлива. Собранный нами и подвергнутый статистической обработке материал дает зависимость калорийности газа от высоты слоя топлива (фиг. 5).



Фиг. 5

Отсюда вывод о необходимости держать при газификации коксика в газогенераторе системы «Вельман» слой топлива максимально высоким, но однако при этом не надо забывать о равномерном отсосе газа из генератора и о нагрузке на поккер.

О качестве газа

Газ, получаемый при сжигании коксика в газогенераторе системы «Вельман», характеризуется сравнительно низким содержанием CO_2 и H_2 и высоким содержанием CO и CH_4, а также повышенным содержанием CnHm. Отмечаем также, что газ получаемый из коксика совершенно безцветный; при зажигании горит слабоголубоватым пламенем с золотым ореолом в конце пламени.

Приводим средний анализ газа за время испытания.

(В процентах и кал.)

CO_2	CnHm	O_2	CO	CH_4	H_2	N_2	Q раб.
6,6	0,64	0,3	27,32	1,9	6,85	56,39	1256

Величина зон горения

Коксик обладает большой газопроницаемостью и теплопроводностью, а потому его процесс сопровождается большим развитием (по высоте) зон горения. Наблюдаемые зоны горения имели следующие величины.

На дутьевой головке

Пределы колебания 200—800 мм
в среднем 400 мм

На периферии

Пределы колебания 200—800 мм
в среднем 400 мм

При желании иметь температуру газа невысокой (500—650°C) необходимо слой топлива держать повышенным.

Шлакование и настыли

При работе газогенератора на коксике случаев шлакования топлива и образования настылей и козлов

Работа газогенератора №5 1-го мартеновского цеха за время с 23 часов 16/VI-38 г. до 4 часов 18/VI 38 г.

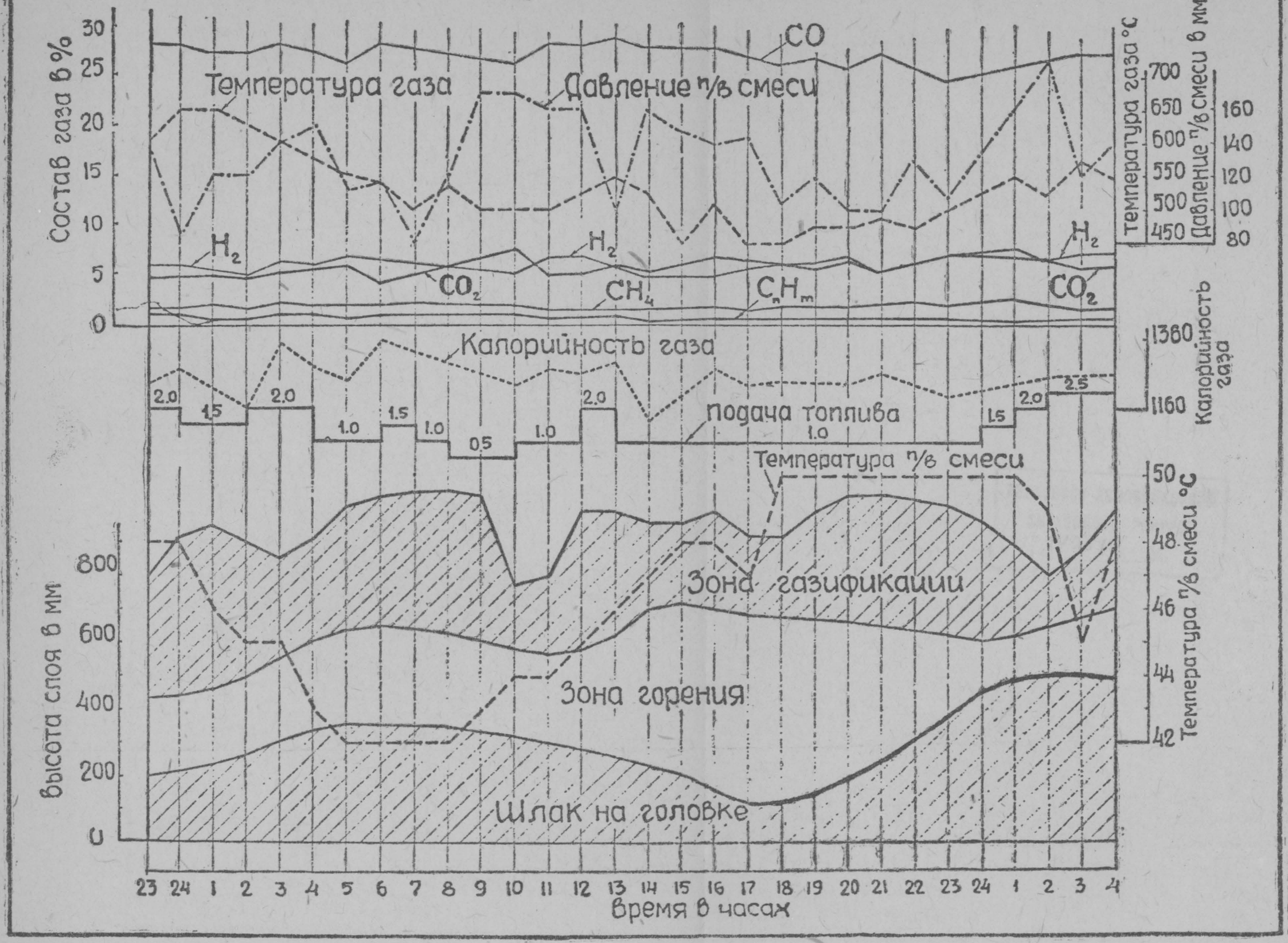


Рис. 6

Новосибирская областная
научная библиотека
№ 318041

наблюдалось меньше, по сравнению с работой газогенератора на угле.

Во всех случаях, когда температура паровоздушной смеси держалась ниже 45°С, наблюдалось большее образование настылей и козлов.

При переходе работы газогенератора на большую подачу пара (нагретого до 50—60°С) козлы и настыли сравнительно легко удалялись из газогенератора; регулярной пропиковкой удавалось сравнительно легко предотвращать образование настылей и козлов, а поэтому указанные мероприятия при газификации коксика должны быть аккуратно соблюдены по графику через определенные промежутки времени.

Анализы золы коксика приводим в таблице 9.

Таблица 9

№№ п./п.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	Начало размягчения	Начало плавления
1	55,07	29,54	7,98	3,28	1,39	0,76	1380°С	1410°С
2	58,83	29,30	7,14	3,14	1,21	0,76		

Средние показатели работы газогенератора № 5.

(За период с 22-часов 16/VI до 4-х часов 18/VI, т. е. за 30 часов).

Сводная таблица показателей режима

Производительность в тн угля . .	21,6
Форсировка на кв м сечен. в кг/м² .	112,8
Расход сухого топлива в тн/час. . .	0,889
Расход воздуха на кг сухого топлива в кг.	3,63
Расход пара на кг сухого топлива в кг.	0,246
Выход сухого газа в м³	3,91
Калорийность сухого газа	1256
% углерода в шлаке	11,13
% провала углерода	2,46

Анализ шлака за данное время.

Дата взятия пробы	C	H	A	Q раб.
15/VI—38 г.	11,95	0,29	85,99	1007
17/VI—38 г.	19,70	0,48	79,10	1713

Анализ коксика.

Влага	1,17%
C	80,31%
H_2	0,77%
N_2	1,11%
O_2	0,33%
S	0,57%
A	15,74%

Материальный баланс газогенератора на 100 кг топлива.

Наименование статей	C	H_2	O_2	N_2	S	Зола	Всего
Приход							
Сухое топливо	80,3	0,77	0,33	1,11	0,57	15,74	98,82
Влага	—	0,13	1,05	—	—	—	1,18
Воздух	—	—	82,00	268	—	—	351,00
Водяной пар	—	2,78	22,22	—	—	—	25,50
Итого . . .	80,3	3,68	105,6	270,11	0,57	15,74	476,00

Наименование статей	C	H_2	O_2	N_2	S	Зола	Всего
Расход.							
Сухой газ	76,2	3,45	109,7	270,00	—	—	459,35
Влага газа	—	0,23	1,84	—	—	—	2,07
Смола	0,0033	0,0033	—	—	—	—	0,0033
Пыль	0,96	—	—	—	—	0,24	1,2
Остатки	2,46	—	—	—	—	15,59	17,96
Итого	79,64	3,68	111,54	270	—	15,74	480,58
Невязка	0,66	—	5,67	0,11	—	—	—

ПРИМЕЧАНИЕ. Для подсчета материального баланса состав газа брался средним за период работы на рассчитанном топливе.

Тепловой баланс.

П Р И Х О Д.

Наименование статей:	Кал/кг.	%
Теплотворная способность топлива	674200	97,1
Теплосодержание:		
Топлива	600	0,09
Пара	15430	2,21
Воздуха	3,940	0,6
Итого	694170	100

Р А С Х О Д.

Наименование статей:	Кал/кг.	%
Теплотворная способность газа	533289	76,82
Теплосодержание:		
Сухого газа	77820	11,2
Влаги газа	1990	0,3
Теплотворная способность:		
Смолы	35	п/учт.
Теплосодержание смолы	1,5	„
Теплотворная способность пыли	7626	1,1
Теплосодержан. пыли	144	0,02
Теплотворная способность шлака	19540	2,81
Теплосодержан. шлака	1274	0,2
Лучеиспускание	24300	3,5
Тепло уносимое охлаждающей водой	14500	2,1
Потери с газом и др. потери	13650	1,93
Итого	694170	100,0

Выводы.

1. На основании проведенного исследования доказана возможность газификации коксика в газогенераторах системы «Вельман».

2. Газ, получаемый из коксика, характеризуется следующими показателями:

а) газ бесцветный, горит слабо-голубоватым пламенем с золотистым ореолом в конце;

б) калорийность газа в среднем 1250 кал/м³ (колеблется между 1200—1350);

в) газ содержит небольшое количество CO_2 — 5% и H_2—7,0—8,0% и большое количество CO—27—28% и CH_4—1,5—2,5%, а также повышенное содержание CnHm.

3. Составляющие золы каталитически действуют на ускорение реакции образования газа, поэтому наличие хорошей шлаковой подушки с минимальным количеством провалившегося углерода способствует увеличению производительности газогенератора, а также повышает тепловой коэфициент полезного действия последнего.

4. Для наведения хорошего шлака необходимо в первое время держать температуру паровоздушной смеси ниже (т. е. давать пара на единицу топлива меньше, чем в пе-

риод нормальной работы газогенератора).

5. Образовавшийся хороший шлак устойчиво держится в течение долгого времени при умеренных температурах паровоздушной смеси, не превышающей 60°С. Плохой шлак требует для своего улучшения некоторого времени работы газогенератора с более низкой подачей пара в паровоздушную смесь (пока не улучшится шлак*).

6. Оптимальная температура паровоздушной смеси лежит в пределах 45—55°С. Не следует превышать температуру паровоздушной смеси выше 60°С.

7. Слой топлива следует держать максимально возможным **).

8. Время выхода шлака, получаемого путем расчетов по фактическим данным, составляет 54 часа.

9. Провал углерода в шлак — 2,46%.

10. Расход пара на кг топлива— 0,246 кг.

11. Расход воздуха на кг топлива — 3,6 кг.

12. Выход газа на 1 кг топлива— 3,91 м³.

Осталось невыяснено количество выносимой пыли.

ИНСТРУКЦИЯ

по ведению технологического процесса в газогенераторах системы «Вельман» на коксике.

1. Методика образования шлака.

1) Отрегулировать правильное распределение паровоздушной смеси по всему сечению газогенератора; для этого необходимо опустить до отказа подвижную трубку в дутьевой головке.

2) Температуру паровоздушной смеси держать в пределах 40—45°С ***)

3) Следить за правильным расположением зон горения (перекосы зон горения увеличивают провал углерода в шлак).

4). Регулярно, через каждый час, производить верхнюю шуровку (пропиковку).

5) Шлаковую шуровку производить не реже 1 раза в два часа (в течение 15—20 минут).

6) Когда дается большое количество пара в паровоздушную смесь (по причине остановки турбин и перехода работы на инжектор), зона горения поднимается к верхней части топлива, а внизу остается со шлаком большое количество несгоревшего коксика, т. е. последний не успевает сгорать.

В таких случаях необходимо более низко опустить зону горения (2100—2200 мм от крышки) и продолжать наводку шлака снова.

II. Нормальный режим.

1. Слой топлива держать максимально возможным (расстояние от крышки до топлива 900—950 мм).

2. Расстояние до шлака по краям держать 1900—2100 мм.

3. Шлак на головке держать в пределах 100—250 мм.

4. Желательные зоны горения 300—400 мм.

---

*) Во время работы газогенератора с хорошими шлаками распределение дутья улучшается и увеличивается разложение пара.

**) Необходимо при этом учесть правильность отсоса газа и нормальную нагрузку на поккер.

***) Ввиду высоких температур, развиваемых в зоне горения, весьма важно иметь на головке шлак толщиной не менее 100 мм.

5. Температуру паровоздушной смеси держать 45—55°С.

6. Температура выхода газа—500—650°С.

7. Давление пара на турбине устанавливается в зависимости от намечаемой производительнсти.

Для средней производительности в 22—24 тн давление пара устанавливается 2,5—3,0 атм.

8. Во время нормальной работы газогенератора давление паровоздушной смеси устанавливается в зависимости от давления пара и высоты слоя топлива в 90—120 мм вод. ст.

9. Калорийность газа должна быть (в среднем) 1250 кал/м².

Мероприятия по созданию нормальной работы газогенератора.

1) Лицо, обслуживающее газогенераторов, для правильного ведения технологического процесса обязано пользоваться показателями контрольно-измерительных приборов.

2) Выгреб шлака производить в строгом соответствии с количеством сгоревшего топлива; для средней производительности один раз в смену, по графику.

3) Торможение чаши производить 2 раза в смену, т. е. через каждые 4 часа, продолжительностью в 1 час (сообразуясь с количеством спускаемого шлака).

4) Шуровку шлака производить не реже 1 раза через 2 часа.

5) Пропиковку (верхнюю шуровку) производить через каждый час.

6) Регулярно, не реже одного раза в час, производить замер расстояния от крышки до топлива.

7) Во время приемки и сдачи смен производить замер зон и зысоты шлака на голове.

8) По мере обнаружения козлов и настылей, немедленно принимать меры по их устранению.

318041

Инженер М. Ф. ГОЛДОБИН

Единые показатели социалистического соревнования по брутто-балансам

Для того, чтобы еще более широко развернуть социалистическое соревнование в нашей стране, необходимо ярко отражать на страницах печати показатели всех заводов. Но для этого нужно выработать единые показатели соревнования, понятные каждому соревнующемуся.

Работа промышленных предприятий состоит, главным образом, в рациональном использовании тепловой энергии, сырья, живой силы и финансов.

На каждом предприятии существует хорошо разработанный контроль финансов—финансовая калькуляция себестоимости продукции. Эта финансовая калькуляция очень сильно помогает производственнику, показывая как в зеркале расходы финансов по элементам затрат. Но одни финансы не определяют сравнительной картины состояния производства и в особенности в масштабе Союза ССР. Цены на один и тот же продукт в различных уголках Союза сильно колеблются в зависимости от близости сырья, климатических условий, близости к развитому сельскому хозяйству, условий транспорта и т. д.

Чтобы иметь более точную оценку продукции я предлагаю на всех предприятиях, параллельно с финансовой калькуляцией, делать калькуляцию в тепле, сырье, живой силе с той только разницей, что вместо рубля придется оперировать калорией, килограммом сырья и человеко-часом. Эти три дополнительных калькуляции не займут много сил, так как исходные материалы те же что и при финансовой калькуляции. Опыт Кузнецкого завода показал, что для производства трех дополнительных калькуляций достаточно в бухгалтерском штате иметь одного лишнего калькулятора.

Основное достоинство подобной калькуляции состоит в том, что отдельные предприятия станут сравнимыми. Для характеристики приведу пример. Кузнецкая и Шатурская электростанции, имея конечной своей продукцией один и тот же киловатчас, должны казалось бы понимать друг друга и соревноваться. В действительности же, контролируя только удельные расходы по работе станции в целом, они не понимают друг друга.

Разберем почему Кузнецкая станция в 1935 году показывала

КПД=22,5%, а Шатурская—около 17%. Как будто за Кузнецкой станцией есть первенство, но это не отвечает действительности. Стоит только проделать тепловой брутто-баланс Кузнецкого завода, на иждивении которого состоит электростанция, как ее КПД окажется уже не 22,5%, а только 14,5%.

Дело в том, что, находясь на иждивении Кузнецкого завода, станция ставит себе в полезный отпуск энергию, отпускаемую общезаводскому цеху водоснабжения и совершенно не учитывает в КПД воду, которую подает ей тот же цех водоснабжения. Точно также выпадают расходы энергии паровозами на подачу угля, энергия услуг вспомогательных цехов. Шатурская же станция, как предприятие замкнутое, все подобные тепловые расходы вынуждена принимать как собственные нужды, которые естественно понижают ее КПД. Таким образом брутто-баланс (калькуляция) сделает предприятия сравнимыми.

Для примера привожу калькуляцию по всем четырем факторам за сентябрь 1938 г. по Кузнецкому заводу, где сырьем является металл в рудах, а первичной энергией--ввозимые на завод каменный уголь, нефть, дрова.

На основе тепловой калькуляции построен график работы тепла в заводе (фиг. 1). Ввезено тепла в виде топлива 1447,30 миллиардов калорий. Внутри завода первичное тепло превращалось во вторичную тепловую энергию в виде газа, кокса, электроэнергии, сжатого воздуха, кислорода, воды и т. п. В конечном счете сумма калорий ввезенных в завод топливом (а может быть и вторичная энергия со стороны в виде электрической) распределяется полностью на готовую продукцию за этот же отчетный период.

Фиг. 2 дает аналогичную графическую картину движения в заводе сырья «металла» в тоннах. Ввезено металла в рудах, флюсах, присадках, скрапе и т. п. 134.223 тонны. Весь этот металл распределился на конечную продукцию.

Фиг: 3 — график движения финансов — общеизвестная калькуляция, изображенная графически. Получено из банка 27.776.000 руб.

Фиг: 4 — график движения живой силы в человеко-часах, затрачено рабочих ИТР и служащих 2.712.463 человеко-часа.

Рассматривая график по четырем фактором необходимо отметить их характерные особенности:

1) Распределение первичного вида расходов по основным и вспомогательным цехам (таб. 1) и

2) Распределение факторов в процентах на выпуск продукции (таблица 2).

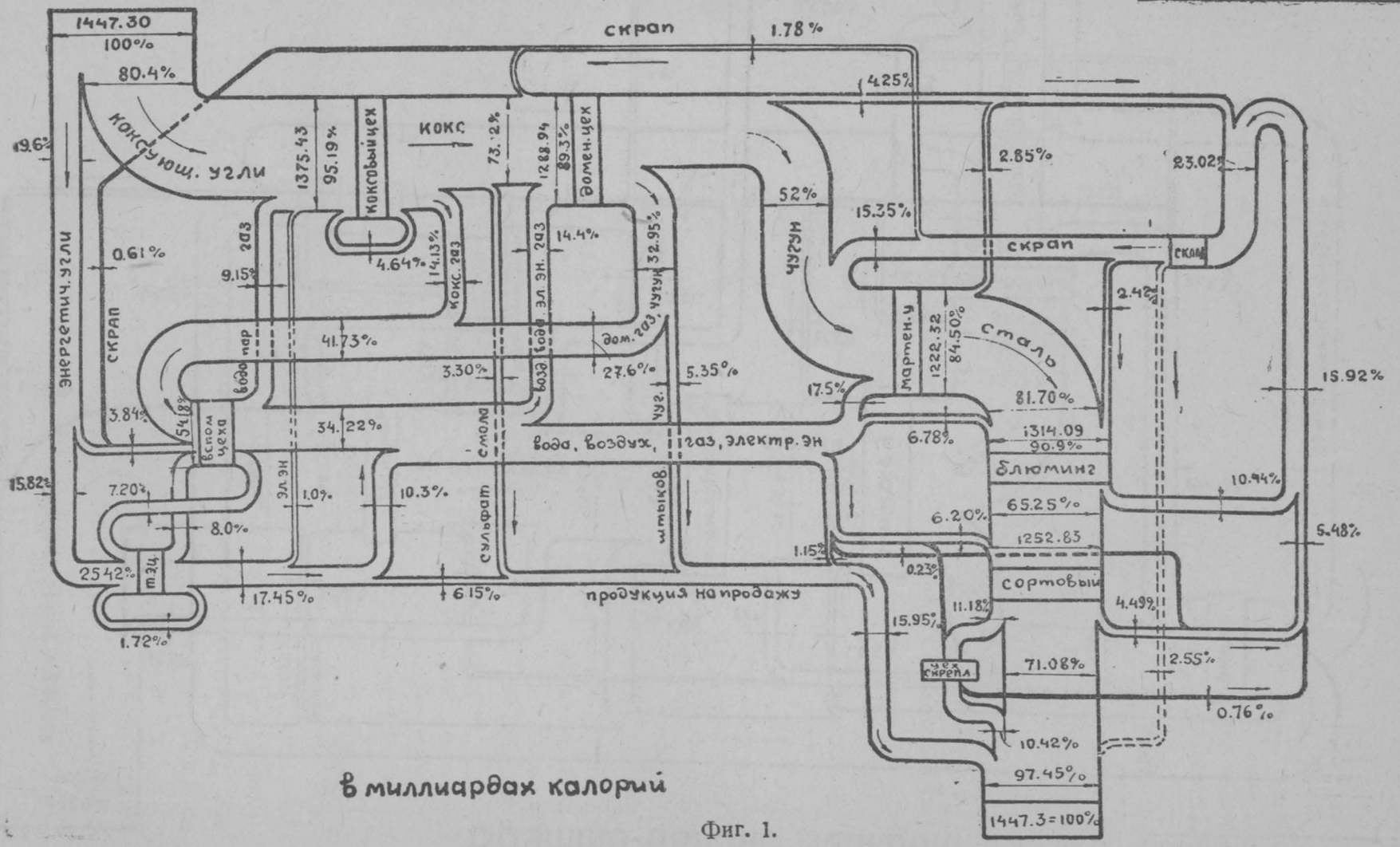
Таблица 1. (В %%)

Наименование показателей	Основные цехи	Вспомогательные цехи
Тепло	80,40	19,60
Металл	98,30	1,70
Финансы	68,40	31,60
Живая сила . . .	52,85	47,15

Из таблицы 1 мы видим, что вспомогательные цехи тяжелее всего ложатся на завод живой силой

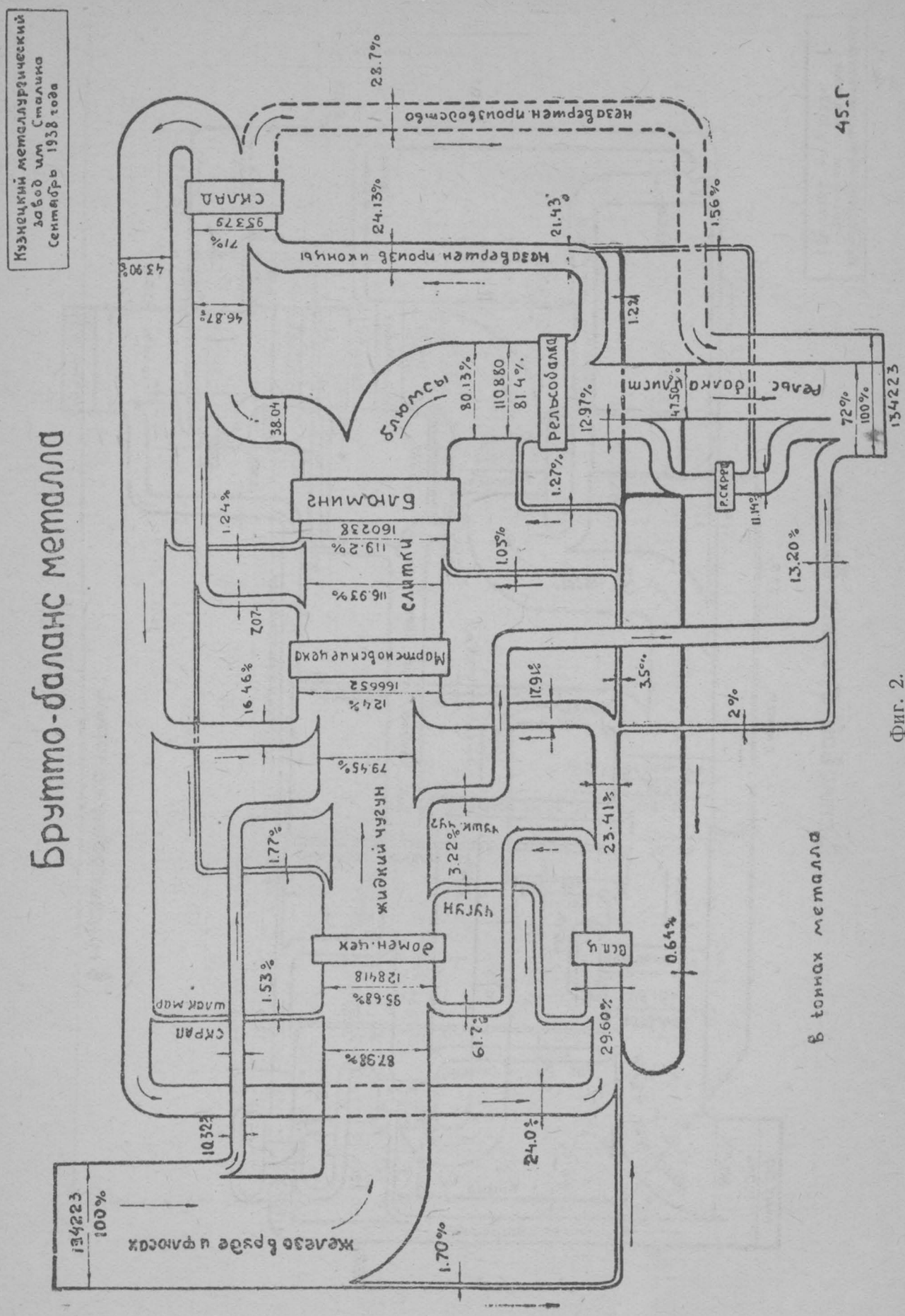
Тепловой брутто-баланс

Кузнецкий металлургический завод им. т. Сталина
Сентябрь м-ц 1938 г.

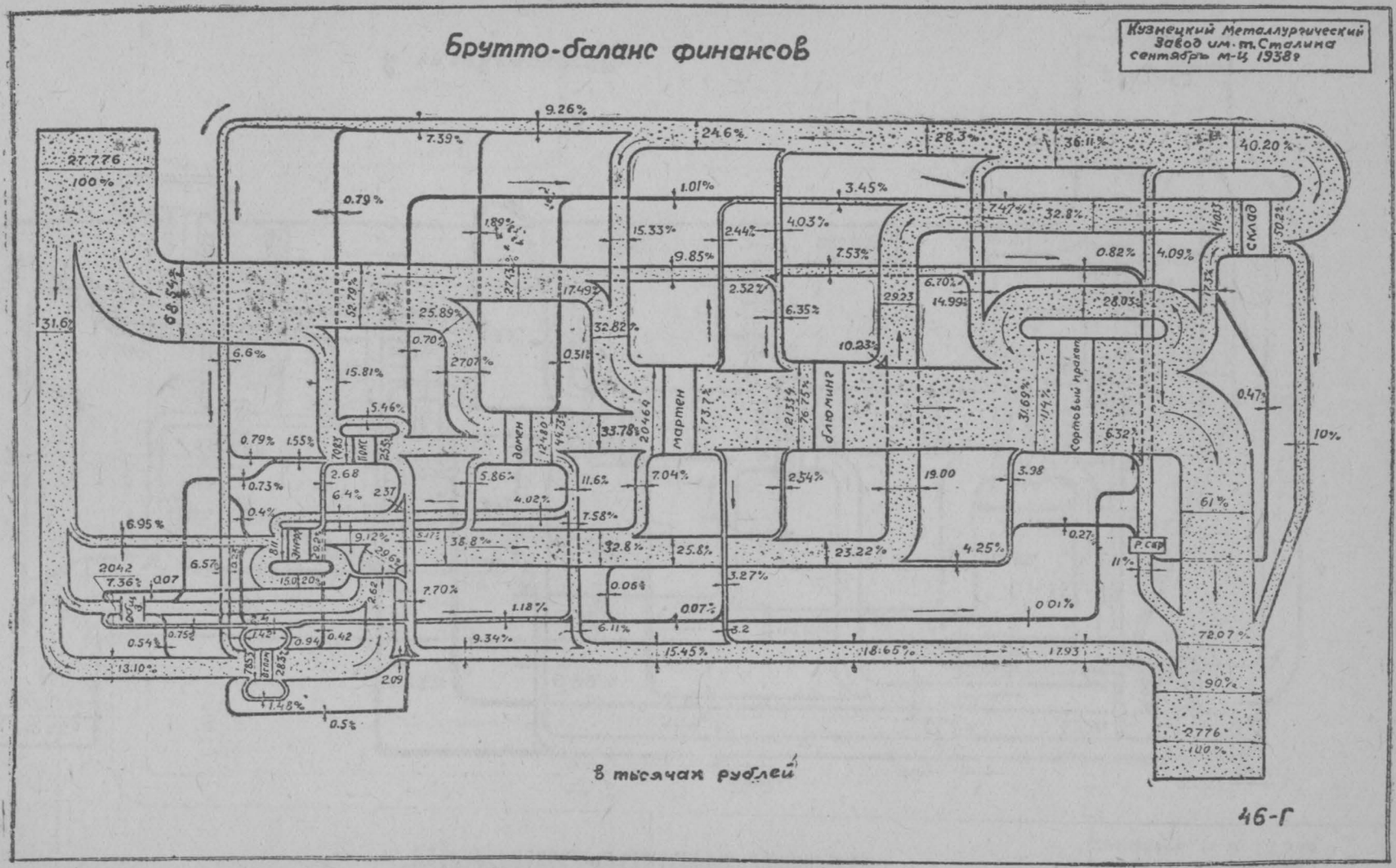


в миллиардах калорий

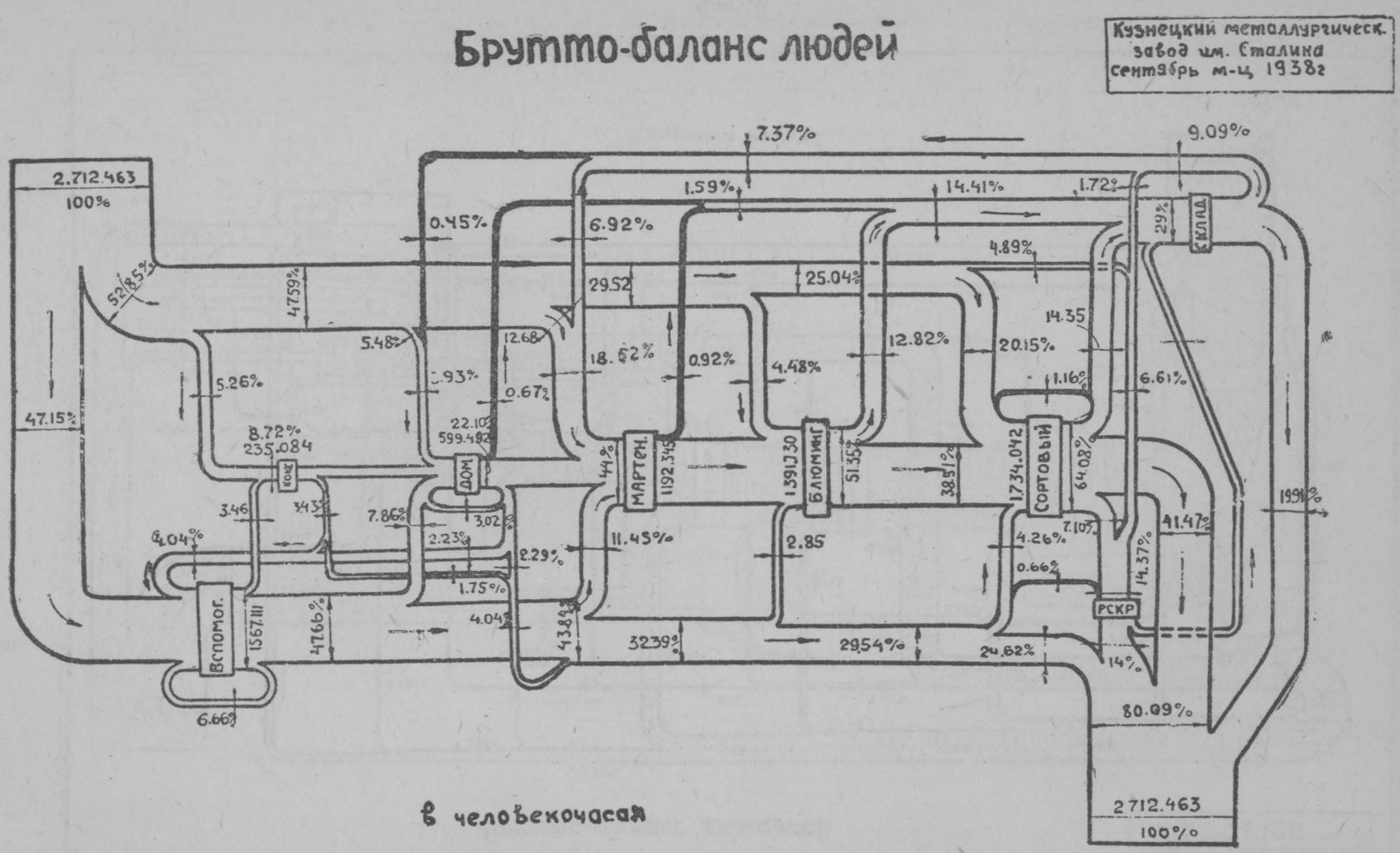
Фиг. 1.


Брутто-баланс металла
Кузнецкий металлургический завод им. Сталина
Сентябрь 1938 года
Склад
Блюмингс
Мартеновские цеха
Домен. цех
Скрап
Рельсобалка
Р.СКРРП
Вспц
Незавершен. производство
Незавершен. произв. и концы
Блюмсы
Слитки
Жидкий чугун
Чугун
Жидкий чугун
Рельс. балка и лист
Железо в руде и флюсах
В тоннах металла
45-Г

Фиг. 2.


Брутто-баланс финансов
Кузнецкий Металлургический Завод им. т. Сталина сентябрь м-ц 1938 г
27.776
100%
9.26%
7.39%
24.6%
28.3%
36.11%
40.20%
0.79%
1.01%
3.45%
15.33%
2.44%
4.03%
7.47%
32.8%
9.85%
7.53%
0.82%
4.09%
склад
2.32%
6.35%
6.70%
14.99%
28.03%
17.49%
25.89%
32.82%
10.23%
0.70%
27.07%
0.31%
15.81%
6.6%
5.46%
33.78%
мартен
блюминг
сортовый прокат
0.47%
10%
6.32%
0.79%
1.55%
2.68
6.4%
2.37
5.86%
11.6%
7.04%
2.54%
19.00
3.98
0.73%
4.02%
7.58%
61%
0.4%
6.95%
9.12%
38.8%
32.8%
25.8%
23.22%
4.25%
0.27%
Р. Сбр
11%
2042
7.36%
0.07
6.57%
15.0
20%
7.70%
0.06%
3.27%
1.18%
0.07%
0.01%
0.54%
0.75%
0.94
0.42
9.34%
6.11%
3.2
15.45%
18.65%
17.93
72.07%
13.10%
2.09
1.48%
0.5%
90%
2776
100%
в тысячах рублей
46-Г

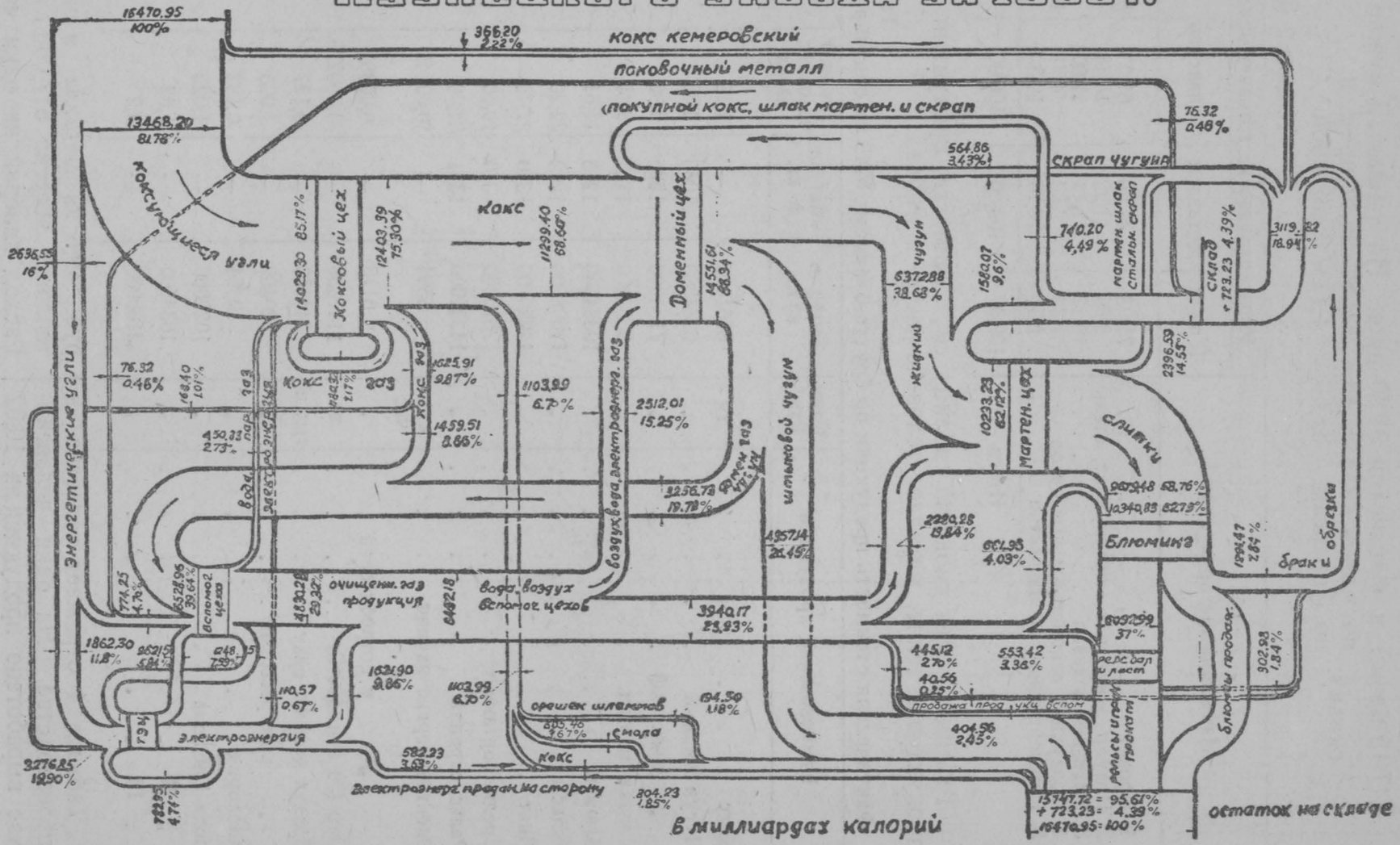
Фиг. 3.


Брутто-баланс людей
Кузнецкий металлургическ. завод им. Сталина сентябрь м-ц 1938г
2.712.463
100%
7.37%
9.09%
1.59%
14.41%
1.72%
0.45%
6.92%
29%
СКЛАД
4.89%
52.85%
47.59%
29.52
25.04%
14.35
5.48%
12.68
18.62%
0.92%
4.48%
12.82%
20.15%
5.26%
0.67%
1.16%
6.61%
47.15%
8.72%
235.084
22.10%
599.482
ДОМ
МАРТЕН.
1192.345
1391.730
БЛЮМИНГ
51.35%
38.51%
1734.042
СОРТОВЫЙ
64.08%
3.46
3.43
7.86%
3.02
2.23%
2.29%
11.45%
2.85
4.26%
7.10%
41.47%
19.91%
4.04%
1.75%
0.66%
14.37%
РСКР
Вспомог.
1567.111
47.66%
4.04%
43.84%
32.39%
29.54%
24.62%
14%
6.66%
80.09%
2.712.463
100%
в человекочасах

Фиг. 4.

47-Г

Тепловой баланс брутто Кузнецкого завода за 1935 г.



Фиг. 5.

(47,15 проц.) и финансами 31,60 проц. По таблице 2 нужно сделать скидку: по живой силе 47,15 — 20,58 = 26,57 проц. и по финансам 31,60 — 4,71 = 26,89 проц.

Таблица 2 (в % %).

Наименование продукции	Израсходовано на готовую продукцию			
	Теплом	Металлом	Финансами	Живой силой
1. Прокат	71,08	47,50	61,00	41,47
2. Полупр. основ. цех.—чугун, кокс, сталь	8,65	11,22	14,48	4,04
3. Метизные изделия	10,42	11,14	11,00	14,00
4. Продукция вспомогательных цехов	7,30	2,00	4,71	20,58
5. Незавершенное производство	2,55	28,70	10,00	19,91
Итого	100,00	100,00	100,00	100,00

Таблица 3 дает сводную таблицу себестоимости продукции и полупродуктов в тепле, металле, человека-часах и рублях.

Таблица 3

Фактическая стоимость продукции по брутто-балансам КМЗ за сентябрь 1938 г.

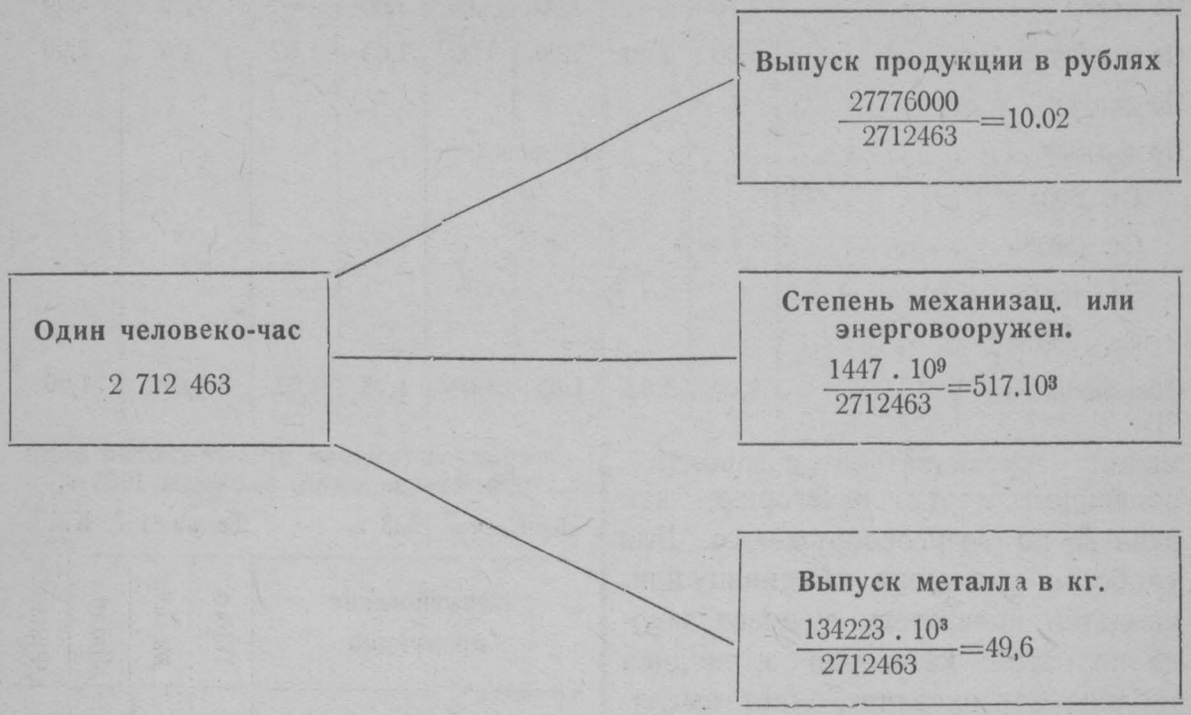
Наименование продукции	Един. изм.	Тепло в кал.	Металл в кг.	Люди в человеко-часах	Финансы в руб.
Кокс	тн	8761000	—	1,19	32,01
Чугун жидкий	»	6984000	1035	4,38	91,48
» чушковый	»	7138000	1035	4,96	96,82
Слитки мартен.	»	8563000	1127	8,45	141,73
Блюмсы	»	10334000	1215	11,61	173,92
Рельсы	»	11698000	1270	22,20	222,87
Лист	»	14880000	1350	27,70	236,05
Средн. сортамент	»	12816000	1310	19,60	220,00
Рельс. скрепл.	»	14334000	1371	34,00	300,00
Электроэнергия на шин.	квт. час	5594	—	0,00348	0,0297
» у потребителей	»	6113	—	0,00381	0,0418
Пар (30 атм. 400°С)	тн	1142350	—	0,000276	4,46
Воздух доменн. цеху	тыс.м³	244140	—	0,127	1,26
» компрессорам	»	520480	—	1,025	5,33
Кислород	»	10464	—	0,162	0,36
Вода I под'ема	»	1022000	—	1,025	13,50
» II »	»	1634500	—	1,52	22,30
» III »	»	2100000	—	18,2	90,10

Таблица 4 отражает человека в производстве. На один человеко-час выработано продукции на 10,02 руб., 49,6 кг металла и затрачено тепловой энергии 517.000 калорий. Расход калорий на один человеко-

Таблица 4.

КМЗ
Сент. 1938 г.

ЧЕЛОВЕК В ПРОИЗВОДСТВЕ



час служит показателем энерговооруженности завода. Степень энерговооруженности завода покажет место этого завода в бюллетене соревнования и покажет заводы ему родственные по степени энерговооружения. Если разбить все заводы по степени энерговооружения на категории, то Кузнецкий завод найдет свое место в 5 категории по роботе за сентябрь 1938 г. (см. таб. 5).

Найдя свое место по каждому фактору работы, Кузнецкий завод

Таблица 5

(В тысячах калорий на человеко-час)

Категории	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Показатели завода	901 1000	801 900	701 800	601 700	501 600	401 500	301 400	201 300	101 200	до 100
Кузнецкий завод . .	—	—	—	—	517	—	—	—	—	—
Магнитогорский з-д										
Макеевский з-д . .				Нет сведений						
Дзержинский з-д . .										
Днепропетровск. з-д										
и т. д.										

Таблица 6

Относительные показатели работы заводов 5 категории.

	Кузнецкий завод				Магнитогорский завод			
	Тепло	Металл	Финан.	Люди	Тепло	Металл	Финансы	Люди
По коксу	1,15	—	1,00	1,05	1,00	—	1,10	1,00
По чугуну	1,00	1,00	1,00	1,02	1,05	1,02	1,05	1,00
По слитку								
По блюмсу			и так далее					
Ст. „800“								
Ст. „500“								
Ст. листопрокатный . .								
Ст. „300“								
Общезаводской . . .	1,00	1,15	1,00	1,01	1,08	1,07	1,07	1,00

может соревноваться с заводами, попавшими в эту категорию, как равный по энерговооружению. Для удобства сравнения за единицу принимается показатель лучшего завода по этой категории и сводная таблица соревнования будет выглядеть как показано в таблице 6.

Сводная таблица соревнования на основании полученных калькуляций с заводов составляется центральным органом и доводится до широкого сведения через бюллетень соревнования при газете «Индустрия» ежемесячно.

По такому же методу организуется соревнование между цехами своего завода с той только разницей, что измерителем будут служить средне-месячные показатели за прошлый год.

Таблица 7 — индикатор контроля производства. Принимая за единицу лучшую работу из опыта прежней работы,—выводим относительные коэфициенты работы каждого цеха или завода в целом по каждому фактору.

Относит. контроль производства если принять за един. расходы 1935 г.

Сентябрь 1938 г. Таблица 7. КМЗ.

Наименование продукции	Тепло	Металл	Люди	Финансы
Кокс	1,27	Нет сведений	Нет сведений	1,45
Чугун жидкий	0,80			1,15
„ чушковый . . .	0,82			1,10
Слитки мартенов. . . .	0,81			1,17
Блюмсы	0,78			0,88
Рельсы	0,75			1,10
Лист	0,73			0,94
Сред. сортамент . . .	0,52			—
Рельс. скрепления . .	0,65			—
Электро-энерг. на шин.	0,95			1,28
„ у потреб. .	0,99			1,51
Воздух дом. цеху 1 5 атм.	0,89			1,25
„ сжат. 7 атм . .	1,03			0,94
Кислород.	0,77			0,88
Газ доменный очищен.	1,05			2,42
„ коксовый	0,95			—
Вода под'ема в 33 м .	1,01			1,02
„ „ 65 м .	1,16			1,06
„ „ 120 м .	1,04			1,07
Общезаводской . . .	0,85			1,07

Таблица 8

Динамика тепловой оценки продукции

КМЗ

Наименование продукции	Единицы измерения	Затраты тепла на единицу продукции в калориях				В переводе на условн. топл. в кг.				Относит. коэфициент к 1935 г.			
		1934 г.	1935 г.	1936 г.	IX-1938 г.	1934 г.	1935 г.	1936 г.	IX-1938 г.	1934 г.	1935 г.	1936 г.	IX-1938 г.
Кокс	тн	9167000	8236000	8436000	8761000	1320	1180	1210	1255	1,11	1,00	1,21	1,27
Чугун чушковый	„	8508000	8707000	8121300	7138000	1240	1255	1160	1100	0,99	1,00	0,93	0,82
Слитки мартеновские	„	11277000	10553000	10141000	8563000	1620	1505	1440	1220	1,07	1,00	0,96	0,81
Блюмсы	„	14934000	13276000	12513700	10334000	2125	1900	1780	1475	1,12	1,00	0,90	0,78
Рельсы	„	17725000	15684000	14565000	11698000	2530	2240	1940	1683	1,13	1,00	0,84	0,75
Листы	„	—	19364000	16135900	14880000	—	2760	2300	2000	—	1,00	0,83	0,73
Средний сортамент	„	—	17871000	17071400	12816000	—	2560	2430	1830	—	1,00	0,95	0,52
Рельсовые скрепления	„	—	—	22406300	14334000	—	—	3200	1900	—	—	—	—
Электроэнерг. на шинах	квтч.	6212	5908	5537	5594	0,89	0,84	0,79	0,80	1,06	1,00	0,88	0,95
„ у потребит.	„	6332	6138	6045	6113	0,91	0,88	0,86	0,87	1,03	1,00	0,98	0,99
Пар (30 атм, 400° С)	тн	1175440	1303260	1234720	1142350	1680	1860	1760	1640	0,90	1,00	0,95	0,88
Воздух домен. цеху	м³	263	275	304	244	0,038	0,039	0,043	0,035	0,96	1,00	1,04	0,89
„ сжат. 7 атм	„	525	484	449	520	0,075	0,069	0,064	0,074	1,04	1,00	0,93	1,03
Кислород	„	15830	13486	8666	10464	2,27	1,92	1,24	1,50	1,17	1,00	0,64	0,77
Газ домен. очищенный	„	1292	1110	1167	1166	0,18	0,16	0,17	0,17	1,16	1,00	1,05	1,05
„ коксовый	„	5501	4631	4992	4422	0,79	0,65	0,71	0,63	1,19	1,00	1,08	0,95
Вода под'ема 33 м	„	908	1018	1136	1022	0,13	0,14	0,16	0,14	0,90	1,00	1,12	1,01
„ „ 65 м	„	1540	1411	1352	1634	0,22	0,20	0,19	0,23	1,05	1,00	0,96	1,16
„ „ 120 м	„	2707	2021	1943	2100	0,38	0,29	0,28	0,30	1,34	1,00	0,96	1,04

Для примера приняты за единицу расходы за 1935 год.

Таблица 8 показывает динамику абсолютных и относительных тепловых расходов по годам.

Таблица 9 представляет удельные показатели на одного человека в месяц, считая нормально 158 человеко-часов в месяц. Эти показатели как и показатели таблицы 8 также должны служить показателями соревнования.

Таблица 10 представляет примерный расчет нового металлургического предприятия с затратой времени для расчета 12 минут.

КМЗ Сентябрь 1938 г.

Таблица 9

Удельный расход на 1 чел. в месяц (158 чел.-час.)

Наименование цехов	В услов. угле тн.	Энергии в киловат.	Металла тн	Финансов в руб.
Коксовый	16,60	190000	—	4260
Доменный	36,00	41250	37,40	3200
Мартеновский	25,50	29200	21,50	2655
Блюминг	20,12	23050	16,52	23,61
Рельсобалочный	11,90	13640	9,04	1587
Листостан	12,23	14000	7,70	1347
Сортовой	14,75	16900	10,57	1775
Рельсовых креплений	9,52	10920	6,38	1395

Таблица 10

Примерный расчет вновь строющегося предприятия (металлургич. завод)

Годовой выпуск	Потребность для эксплоатации			
	Угля усл. тонн	Железа в руде	Людей	Финансов
Кокса на прод.	1,25x100000	—	1,19x100000	32,01x100000
100 000 тн.	125 000	—	119 000	3 201 000
Чугуна на прод.	1,10x50000	1,035x50000	4,96x50000	96,82x50000
50 000 тн.	55 000	51 750	273 500	4 845 000
Рельс	1,683x300000	1,27x300000	22,2x300000	222,87x300000
300 000 тн.	475 000	381 000	6 650 000	67 000 000
Листа	2,0x200000	1,35x200000	27,7x200000	236,05x200000
200 000 тн	490 000	270 000	5 540 000	46 320 000
Сред. сорт. пр.	1,83x500000	1,31x500000	19,6x500000	220,0x500000
500 000.	915 000	655 000	9 800 000	110 000 000
	1 970 000	1 357 750	22 382 500	231 766 002

Комплект $\frac{22\,382\,500}{158.12}=11\,800$

Таблица 11 — тепловой брутто-баланс КМЗ за 1935 год.

Фиг. 5 — график теплового брутто-баланса КМЗ за 1935 год.

Таблица 11

Тепловой баланс брутто Кузнецкого завода за 1935 год

Расход		Приход						
Наименование топлива	В миллиардах калорий	Наименование продукции	Ед измер.	Количество продажной продукции	Калорий тепла на единицу продукции	В миллиардах калорий фактич.	В миллиард. калорий по идеальной оценке	Усл. топл. в кг. на единицу продукции
Коксующиеся угли . .	13468,20	Рельсы, швеллеры . .	тн	301850,4	15887897	4795,77	2663,85	2269
Энергетическ. угли . .	2610,27	Блюмсы . .	„	264361,7	13276474	3509,79	2072,90	1896
Нефть . .	13,68	Чугун . .	„	494481,05	8811532	4357,14	2818,80	1258
Дрова . .	12,60	Кокс . .	„	36938,5	8236054	304,23	299,20	1176
Кокс кемеров.	355,20	Кокс мелочь	„	38859,6	5000000	194,30	194,30	714
—	—	Смола . .	„	35587,7	12456763	443,31	314,95	1779
—	—	Сульфат .	„	5865,0	23859178	139,99	73,00	3408
—	—	Аммиак .	„	15,3	144837459	22,16	3,50	20691
—	—	Электроэнерг.	kw	94847590	6138,57	582,23	521,70	0,87
—	—	Листы . .	тн	55841,6	17804010	994,24	492,80	2543
—	—	Вспомог. цехи	„	—	—	404,56	275,65	—
—	—	Сдано продук на склад .	„	—	—	723,23	625,60	—
Всего .	16470,95	—	—	—	—	10356,25	16470,95	—

Общезаводской энергетический коэфициент $= \frac{16470,95}{10356,25} = 1,59$

-16695-
КЕМЕРОВСКОЙ
Центральной библиотеки
имени СВЕРДЛОВА

Новосибирская областная
научная библиотека
№ 31804

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. Больше стали высокого качества. Из речи народного комиссара черной металлургии СССР товарища **Ф. А. Меркулова** на Всесоюзной конференции по мартеновскому производству . 3
2. Десять лет с начала строительства Кузнецкого металлургического завода (передовая) 9
3. Свойства каменных углей Байдаевского месторождения по данным пластометрического анализа. Инженер **А. А. Луканин** . 23
4. Регулирование отопления коксовых печей 3-й батареи коксового цеха КМЗ. Инженер **В. В. Раков** 41
5. М. К. Курако. (Воспоминания). **Г. Е. Казарновский** 49
6. Минеральные ресурсы КМК и перевод завода на собственное сырье. Инженер **А. Попов**. 59
7. Материальные и тепловые балансы доменных печей КМЗ им. Сталина. Инженеры **А. Н. Редько** и **П. Н. Набойщиков** . 65
8. К вопросу практического регулирования хода доменных печей. Инженер **Б. Н. Жеребин** 99
9. Предварительные данные по вопросу применения неспекающегося каменного угля пласта „Мощного“ в доменных печах КМЗ. Инженеры **П. Н. Набойщиков** и **А. Н. Редько** . . . 113
10. Пути освоения мощных мартеновских печей. (Итоги и перспективы). Доцент СМИ **Л. П. Владимиров** 129
11. Стахановские скоростные плавки. Инженер **Д. З. Савостин** . . 143
12. Исследование шеститонного слитка спокойной стали КМЗ. Инженер **Н. Е. Скороходов** 151
13. Проблема большого слитка на КМЗ. Инженер **И. Г. Демко** . . 167
14. Производственные возможности обжимного цеха КМЗ. Инженер **В. К. Бредников** 189
15. Прокатчики в борьбе за освоение технических мощностей станов. Инженер **Г. В. Шаров** 193
16. Износ рельсов КМЗ. Инженер **Л. Н. Рогожин** 195
17. Применение коксового графита в литейном деле. Инженеры **П. А. Григорьев** и **Ю. Д. Видяйкина** 199
18. Газификация коксика в газогенераторах системы „Вельман“. Инженеры **Е. И. Кораблев** и **В. Ф. Кабанов** 201
19. Единые показатели социалистического соревнования по бруттобалансам. Инженер **М. Ф. Голдобин** 215

РЕДАКЦИЯ:

Инж. И. Д. НИКУЛИНСКИЙ—ответственный редактор.
Инж. Н. Е. СКОРОХОДОВ—технический редактор.
Инж. И. Г. ДЕМКО.

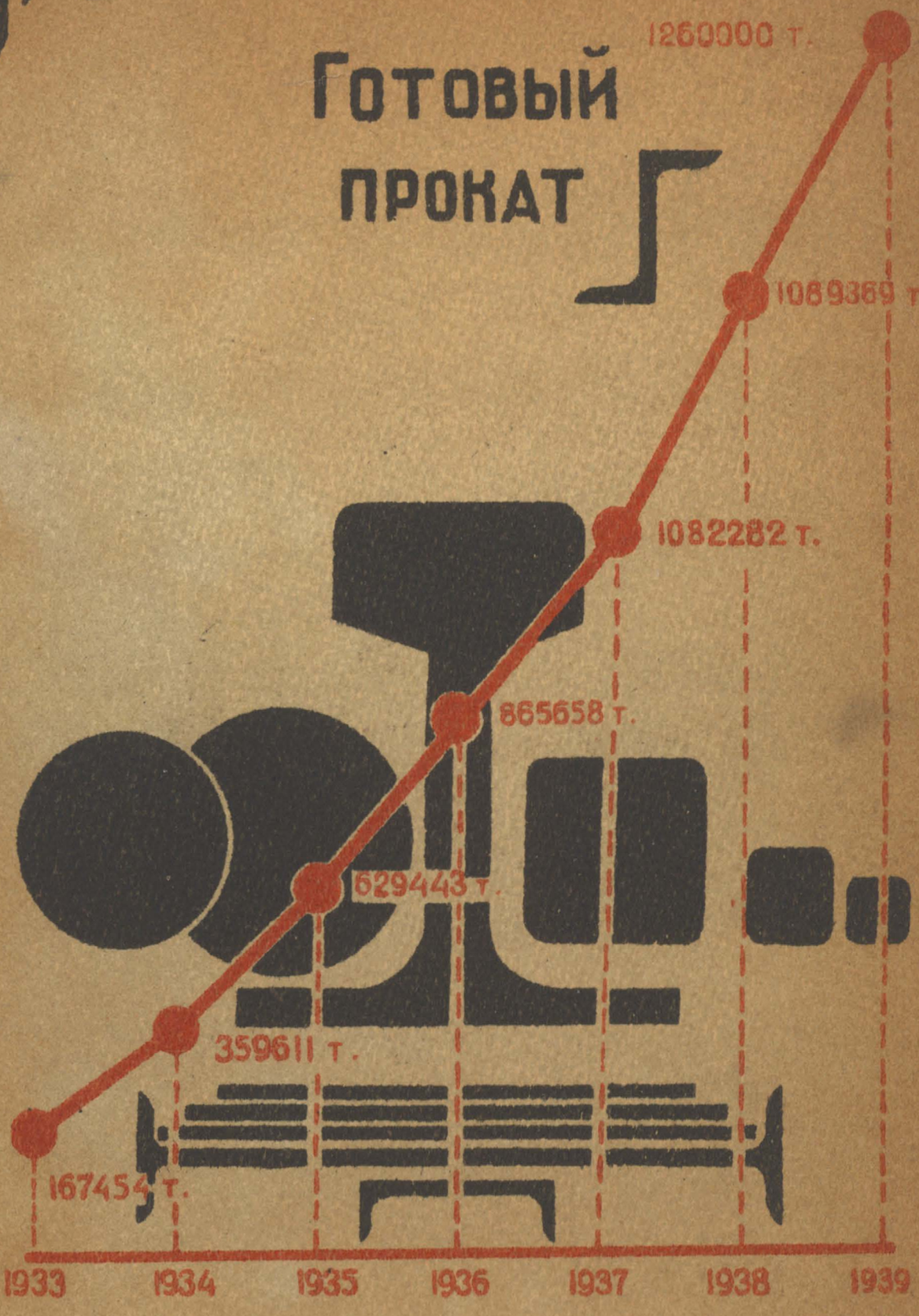
Техническое оформление—А. М. ЧИКОВ.

Адрес редакции: г. Сталинск, Центральная лаборатория КМК,
телефон АТС 22—12 (ответ. редактор), АТС 21—37 (технич. редакт.)

Сдано в набор 1/VI 1939 г.
Подписано к печати 23/VII 1939 г.
Заказ № 3658
Тираж 600 экз.
Формат бумаги 53 x 74 см.
15¼ печатн. листа
59 тыс. зн. в 1 печ. листе
Авторск. 22 листа
Уполобллита № Б—24518

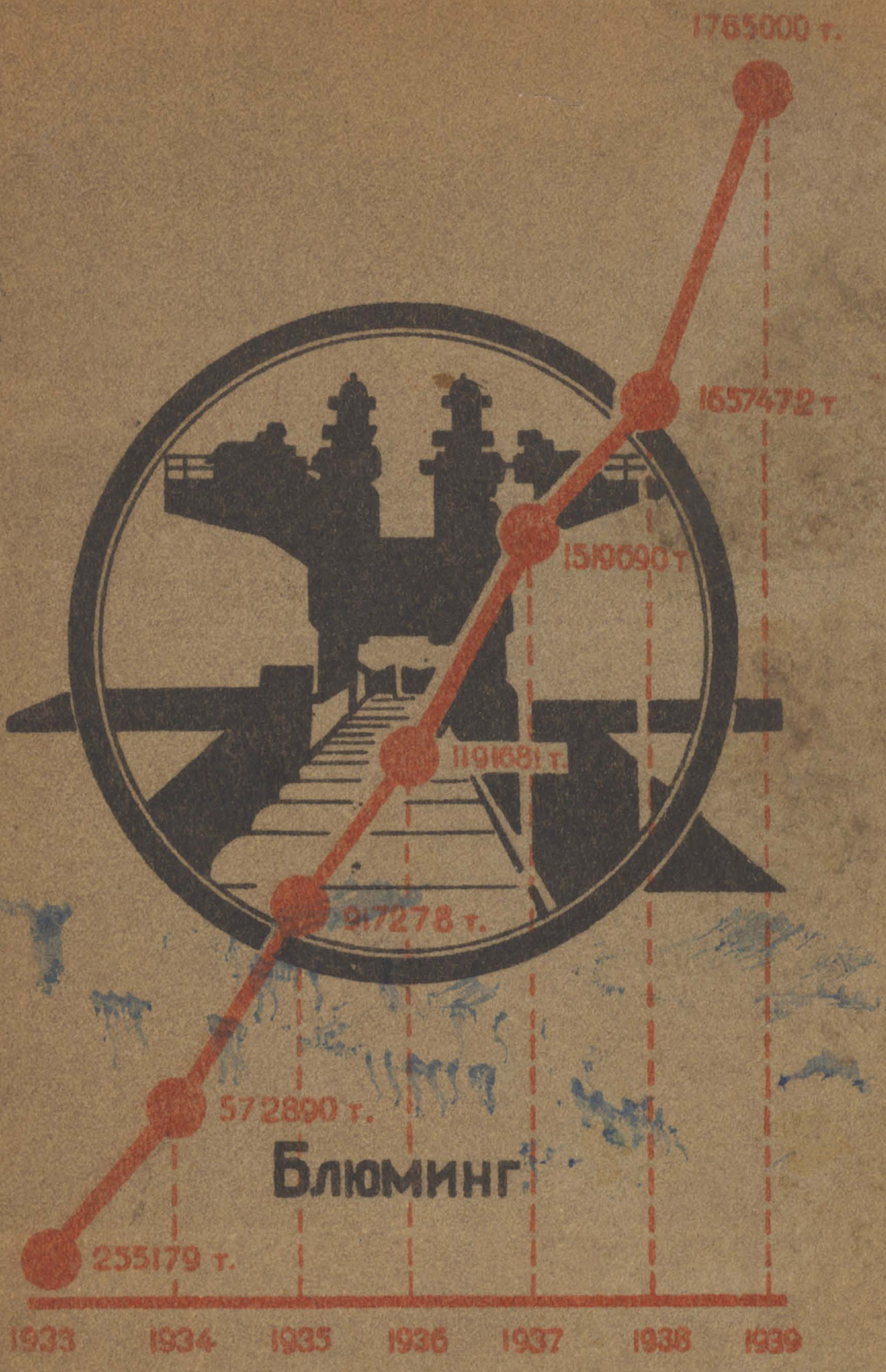
г. Сталинск, типография издательства газеты „Большевистская сталь“

Готовый прокат



~~Цена 10 руб.~~

5р 50к



Блюминг