КОМИССИЯ СОВЕТА МИНИСТРОВ ГРУЗИНСКОЙ ССР
ПО НАУКЕ И ТЕХНИКЕ

МАРГАНЕЦ

ДОБЫЧА, ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА

Сборник

4 (13)

ИНСТИТУТ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ И ПРОПАГАНДЫ
ТБИЛИСИ
1967

КОМИССИЯ СОВЕТА МИНИСТРОВ ГРУЗИНСКОЙ ССР
ПО НАУКЕ И ТЕХНИКЕ

Е. И. Соколовой в знак
глубокого уважения
от авторов
28/XII-1969 г.

МАРГАНЕЦ

ДОБЫЧА, ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА

Сборник

4 (13)

ИНСТИТУТ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ И ПРОПАГАНДЫ
ТБИЛИСИ
1967

СОДЕРЖАНИЕ

А. В. Гавашели — О генезисе разновидностей марганцевых руд Чиатура-Сачхерского бассейна 3
Б. Н. Тартаковский, Л. М. Солодовник, И. И. Остроухов, Я. Ш. Ройзен — Исследование и выбор рационального шага перемещения промежуточных складов руды на карьерах . . . 15
Ш. В. Ахвледиани — Современное состояние и перспективы обогащения марганцевых руд Чиатурского месторождения . . . 25
А. И. Денисенко, В. И. Кармазин, В. А. Бинкевич, И. И. Гражданцев, Н. Д. Постоенко, В. К. Соколов, Н. В. Смирнов — Исследование измельчаемости и обогатимости марганцевых концентратов с применением рудногалечного размола 35
М. А. Кекелидзе, Г. Н. Одилавадзе, Т. А. Чубинидзе — Использование низкосортных флотационных концентратов для выплавки углеродистого ферромарганца 47
С. М. Мазмишвили, А. Т. Хвичия, З. А. Мурадова — Получение силикомарганца из марганцевых флотоконцентратов Чиатурского месторождения методом моношихты 58

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

Ш. С. Шеклашвили (председатель редколлегии), А. Ш. Авалиани, М. П. Апакидзе, И. И. Гражданцев, К. П. Джинчвелашвили, И. И. Зурабишвили, В. И. Кармазин, О. В. Кевлишвили, М. А. Кекелидзе, Г. Л. Середа, С. И. Хитрик.

О ГЕНЕЗИСЕ РАЗНОВИДНОСТЕЙ МАРГАНЦЕВЫХ РУД ЧИАТУРА-САЧХЕРСКОГО БАССЕЙНА

А. В. ГАВАШЕЛИ

Институт экономики и планирования народного хозяйства Грузинской ССР

553.32

Палеогеографическая обстановка в период отложения марганцевых руд бассейна. По имеющимся данным, в олигоценовое время территория Грузии, в частности Чиатура-Сачхерский бассейн, подвергалась разнозначным тектоническим движениям, что вызвало ее поднятие и опускание в некоторых местах. При этом установлено, что климат в различные периоды третичного времени также сильно изменялся.

Поэтому каждой формации третичной системы этого района соответствуют определенные климатические, палеогеографические и тектонические условия и гидродинамический режим.

В палеогеновое время Дзирульский кристаллический массив и прилегающие к нему участки, в породах которых содержится двухвалентный марганец, представляли собой сушу, значительно возвышавшуюся над территорией Чиатура-Сачхерского бассейна. Начавшееся в эту эпоху общее погружение местности обусловило трансгрессию олигоценового моря, в результате которой в обоих рудных полях Чиатура-Сачхерского бассейна отложились марганценосные осадки.

Источник поступления марганца для формирования марганцевых руд бассейна. Областью сноса обломочного материала, преимущественно речными водами, служили Дзирульский массив и другие участки палеогеновой суши, с содержанием в породах двухвалентного марганца в количестве около одного кларка. К ним относятся марганцесодержащие кристаллические породы и вулканогенные образования мезозоя, которые в результате глубокого физико-химического выветривания высвобождали марганец, поступающий для формирования марганцевых руд бассейна. В процессе переноса продуктов выветривания, при соответствующей геохимической обстановке в зоне окисления, марганец переходил в истинные коллоидные растворы в виде четырехвалентных соединений. С возвышенных участков окружающей территории происходил снос материалов, тогда как депрессионные зоны являлись местами накопления осадков разного гранулометрического состава [7]. В обстановке тектонической активности создавались пред-

посылки для расчлененности рельефа и возрастала интенсивность денудации. В осадках прибрежной части водного бассейна наблюдается повышенная концентрация марганца. В результате интенсивных тектонических, денудационных и седиментационных процессов образовались отдельные довольно сложные разновидности марганценосной свиты промышленного значения, которые обладают ярко выраженной зональностью маркирующих свойств, сменяющейся в направлении от прибрежной части к центру олигоценового Чиатура-Сачхерского бассейна. Поэтому и образовались в бассейне разные марганцевые руды — окисные и карбонатные, которые содержат марганец различной валентности.

Формы переноса и осаждение марганца в бассейне. Перенос марганца речными и другими водами совершался в виде коллоидных растворов и частью во взвешенном состоянии [6]. Под влиянием электролитов соединения марганца коагулировались и выпадали на дно морского бассейна в виде гидратов окислов марганца [2]. При смыве и выносе с водосборных площадей растворенных и взвешенных соединений марганца в процессе осадочной дифференции растворенный марганец отделялся от взвешенного [7]. Осаждение растворенного марганца из вод олигоценового моря происходило путем его биогенной сорбции уже имевшимися в воде коллоидными мицеллами. Первичной формой осадка была, по всей вероятности, перекись марганца. Затем в процессе осаждения и диагенеза осадка происходит распад и перегруппировка марганцевого вещества с образованием различных форм выделений марганцевого материала, давших после соответствующих диагенетических преобразований отдельные минералогические и текстурно-структурные разновидности марганцевых руд Чиатура-Сачхерского бассейна.

С удалением вглубь нагорий часто встречаются манганитовые руды. Образование карбонатных марганцевых руд, содержащих только двухвалентный марганец, происходило в удаленных от берега участках и на относительно большой глубине (от 160 до 350 м) морского бассейна, где недостаток кислорода и разложение органического материала способствовали созданию восстановительной обстановки. Здесь происходило выделение углекислоты и сероводорода [5].

Дифференциальные колебательные движения дна олигоценового моря и связанные с ними процессы формирования основных типов марганцевых руд бассейна. Чиатура-Сачхерский марганцевый бассейн является классическим месторождением осадочного типа и флишевой формации палеогеновой эпохи. Среднее содержание марганца в чиатурских рудах равно 33%. Концентрация этого элемента здесь достигает 330 кларков.

Главное рудное поле бассейна характеризуется развитием в его пределах высококачественных первичноокисных марганцевых руд, а карбонатные и окисленные марганцевые руды имеют здесь

подчиненное значение [4]. На территории рудного поля развиты дизъюнктивные нарушения, по-видимому, связанные с гравитационной и кристаллизационной дифференциацией основной и кислой магмы, при которой разновременно осуществлялась интенсивная мобилизация расплавленной массы сложного состава, выражавшаяся в интрузиях гранитов, излияниях базальтов и образовании кварцевых порфиров. Вследствие изменчивости тектонического режима и геохимических условий осадконакопления, в рудном поле периферии этого бассейна первое место занимают карбонатные марганцевые руды, а первично-окисные марганцевые руды стоят на втором месте. Заслуживает особого внимания и тот факт, что в бассейне на протяжении 12.5 км высотные отметки марганценосной свиты снижаются на 400 м.

Располагаясь в пределах краевой зоны геосинклинальной области, где особо важную роль играют магматизм и метаморфизм, главное рудное поле Чиатура-Сачхерского бассейна полностью и частично рудное поле периферии подвергались в олигоцене воздействию вертикальных тектонических движений разной интенсивности [3]. В крайних частях рудного поля периферии бассейна происходили пликативные движения, а дно олигоценового моря на главном рудном поле подвергалось воздействию дизъюнктивных нарушений, обусловленных дифференциальными, относительно кратковременными вертикальными тектоническими подвижками. Различие в тектонике двух рудных полей обусловлено тем, что рудное поле периферии, по-видимому, непосредственно подстилается жестким субстратом магматических пород, чего нет на главном рудном поле бассейна. По нашему мнению, гравитационная и кристаллизационная дифференциация магмы, по-видимому, вызванная распадом базальтовой и гранитной основы под воздействием радиоактивного тепла, явилась причиной колебательных движений дна олигоценового моря Чиатура-Сачхерского марганцевого бассейна. Это обстоятельство и специфическая геохимическая обстановка того времени определили образование фациально различных первичноокисных и карбонатных марганцевых руд, а после эмерсии карбонатных руд — окисленных руд. Локальные перерывы в осадконакоплении и сильное геоморфологическое расчленение района также объясняются этим.

Согласно палеографическим представлениям автора статьи, главное рудное поле бассейна местами претерпело кратковременное опускание ниже кислородной зоны, вследствие чего вместо преобладавшей окислительной, возникла восстановительная среда (при господстве H_2S), в результате чего карбонатная марганцевая руда отлагалась непосредственого на известняках верхнего мела. Мощность рудного пласта достигала 0,5 м и для ее отложения по примеру Сурамского хребта понадобилось около 100 лет. Если же исходить из положения, что скорость прогибания земной коры в геосинклиналях по средним подсчетам достигает 0,2 мм в

год [1,7], получим: 500 мм : 0,2 = 2500 лет. Затем главное рудное поле в результате тектонических движений поднялось снова и тогда в обстановке насыщенности воды кислородом произошло формирование первичноокисных руд марганца, при этом общая средняя мощность окисных руд нагорья Перевиси составила 3 м. Для накопления марганцевых осадков такой мощности нужно было 3000 : 5 = 600 лет, а если примем положение, что скорость прогибания земной коры в геосинклиналях достигает до 0,2 мм в год, тогда получим 3000 : 0,2 = 15000 лет. Отсюда следует, что амплитуда поднятия дна моря за 600 или 15000 лет в этой части бассейна составляла 3 м. Затем в итоге изменения тектонического режима некоторые участки дна олигоценового бассейна опять погрузились до зоны сероводородного брожения (H_2S) и в результате поглощения организмами свободного кислорода (O_2) на этих участках осадки оказались в условиях недостатка кислорода в воде водоема и повышенного содержания углекислоты, образовавшейся на дне бассейна при разложении органических остатков [5]. Уже после процесса редукции гидроокислов четырехвалентного марганца среда осадка здесь из окислительной превратилась в восстановительную.

Чередование окисленных марганцевых руд с окисными явилось следствием окисления белых карбонатных марганцевых руд в результате кратковременных колебательных движений дна олигоценового моря, благодаря которым карбонатные марганцевые руды после смены морского режима континентальным, т. е. вследствие эмерсии, оказались в пределах активного воздействия свободного кислорода, воды и живого вещества. Отсюда ясно, что чередование окисной руды, часто с еле уловимыми перерывами, с окисленными рудами марганца убедительно указывает на кратковременные вертикальные дифференциальные колебательные движения дна олигоценового моря этого участка, которое то приближалось к поверхности земли, то опускалось на незначительную глубину. При этом суммарная мощность отдельных прослоев окисных и окисленных марганцевых руд составляет до 5 м, что соответствует общей амплитуде незначительных дифференциальных кратковременных колебательных движений олигоценового моря. Колебательными движениями можно также объяснить встречающееся местами характерное чередование тонких прослоев окисной руды с карбонатными рудами марганца. Следующие одно за другим поднятия и опускания определили чередование первичноокисных руд с карбонатными рудами марганца. Кратковременные колебательные движения также обусловили и разный фациальный характер осадконакопления марганцевого материала. Общая сумма положительных и отрицательных амплитуд колебательных движений достигает 10 м.

На окраинах рудного поля периферии бассейна (нагорье Сареки) по мере углубления дна олигоценового моря колебательные движения почти затухали, задерживаясь в этой части бассейна жестким и мощным субстратом магматических пород. При этом первичноокисные руды марганца сменялись белыми карбонатными рудами марганца.

Описанный режим бассейна явился следствием радиальных колебательных дифференциальных движений дна водоема. Отсюда логически вытекает предположение, что за пределами этого бассейна на глубине нескольких сот метров или на сложенных олигоценовыми отложениями возвышенностях также могут залегать марганцевые руды промышленного значения, так как эти отложения формировались в том же водном бассейне, куда сносился и марганец. Обоснованность такого предположения отчасти подтверждается тем, что среди олигоценовых осадков за пределами Чиатура-Сачхерского бассейна обнаружены карбонатные марганцевые руды в районе села Шкмери на высоте до 2200 м над уровнем Черного моря и в районе Аджамети-Чхари, где имеются окисные марганцевые руды, располагающиеся на абсолютной высоте 400 м. Кроме того, в Западной и Восточной Грузии по радиу-

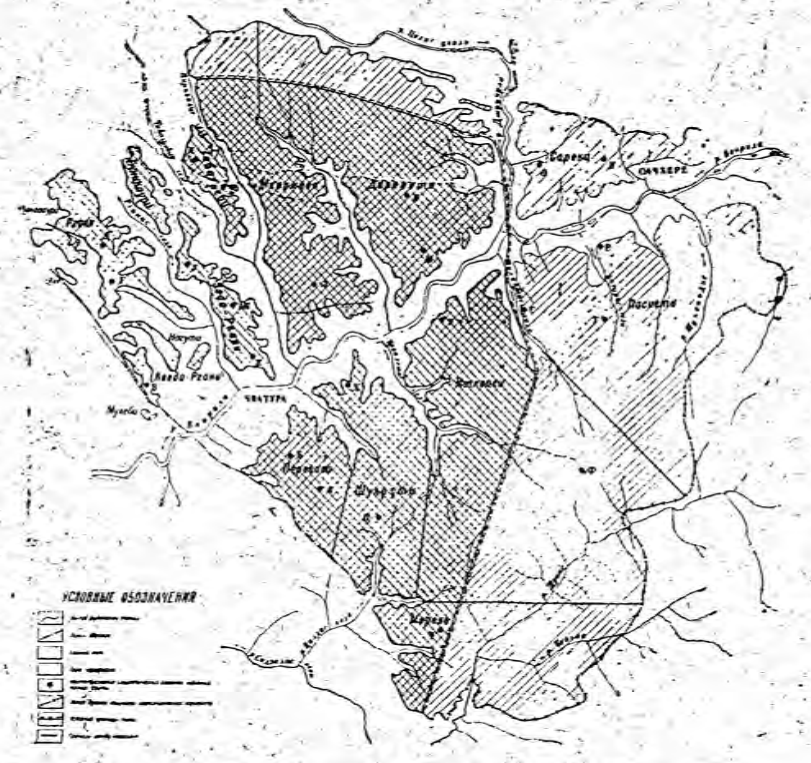

Рис. 1. Схема расположения нагорий Чиатура-Сачхерского марганцевого бассейна.

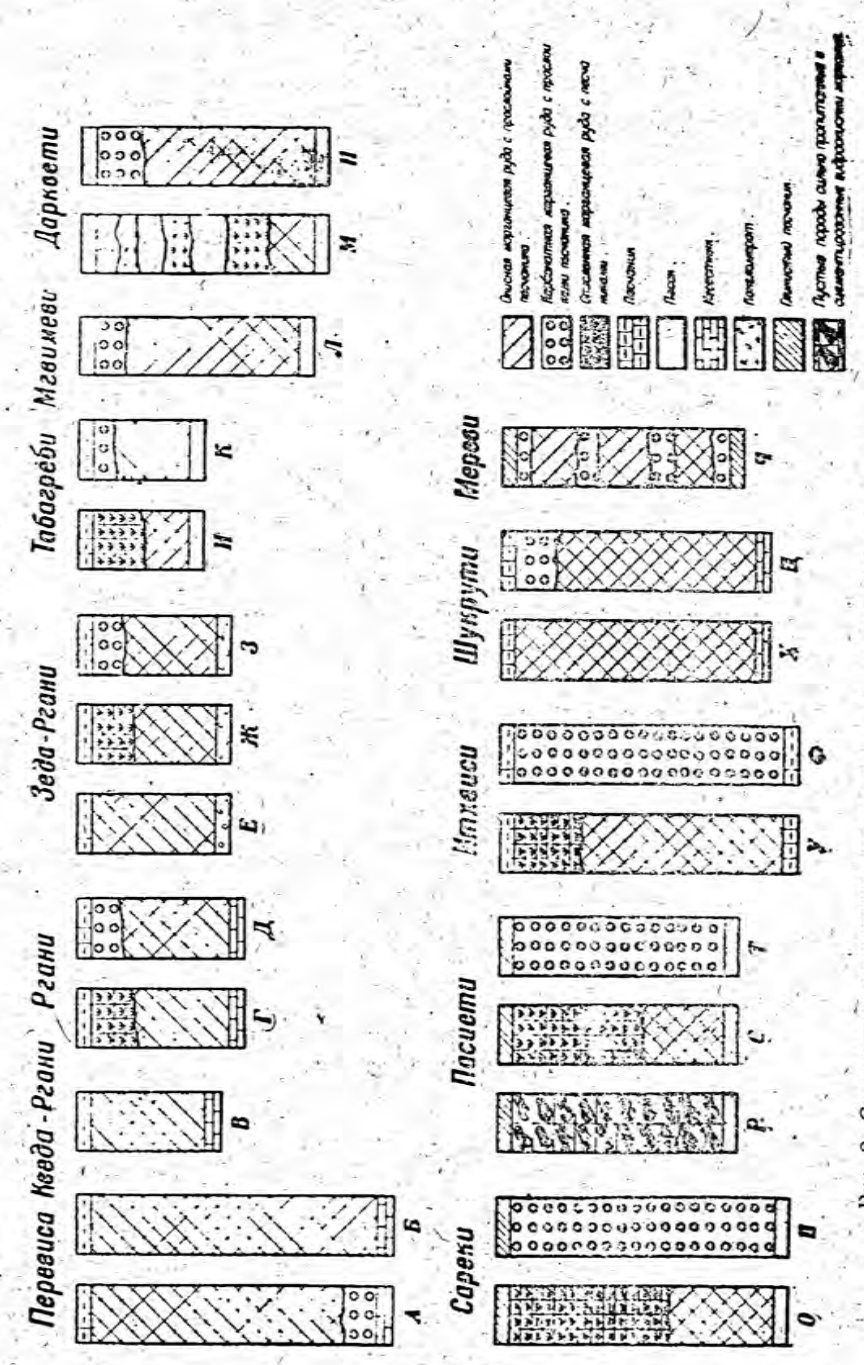

Рис. 2. Схематические разрезы марганценосной толщи Чиатура-Сачхерского бассейна

су 40-80 км от Чиатура-Сачхерского бассейна установлены другие марганцевые рудопроявления среди пород олигоценового возраста.

Колебательные движения дна олигоценового моря Чиатура-Сачхерского марганцевого бассейна иллюстрируются схемой расположения нагорий (рис. 1) и 23 схематическими разрезами марганцевой свиты (рис. 2).

Основные заключения по фактическому материалу. По разрезу «А» можно заключить, что в незначительной части района Перевиси дно морского бассейна первоначально находилось ниже кислородной зоны в условиях преобладания сероводорода (H_2S), что и обусловило образование белых карбонатных руд марганца.

В результате последовавшего затем поднятия этого участка отложение карбонатных руд прекратилось и в условиях активного действия кислорода на подводных поднятиях образовались богатые кислородом окисные марганцевые руды.

Анализ разреза «Б» приводит к выводу, что большая часть площади нагорья Перевиси неизменно находилась в кислородной зоне; это обусловило образование одних первичных окисных марганцевых руд.

Судя по разрезу «В» в районе Кведа-Ргани, дно морского бассейна все время находилось в кислородной зоне, что обеспечило отложение окисных марганцевых руд как в нижней, так и в верхней частях марганценосной свиты.

Разрез «Г» говорит о том, что в районе Диди-Ргани дно морского бассейна первоначально находилось на уровне кислородной зоны, что определило отложение одних окисных марганцевых руд. Затем этот участок погрузился до сероводородной зоны, вследствие чего выше окисных марганцевых руд образовались карбонатные руды. Далее, в зоне физико-химического выветривания происходило окисление карбонатных руд с превращением их в темно-коричневые окисленные руды марганца.

По разрезу «Д» можно заключить, что дно олигоценового моря в центральной части нагорья Ргани первоначально также находилось на уровне кислородной зоны, что обеспечило отложение окисных черных марганцевых руд. Затем эта часть нагорья погружается до уровня сероводородной зоны, где среда становится уже восстановительной. В итоге выше окисных руд образовались карбонатные марганцевые руды.

Разрез «Е» свидетельствует о том, что южная часть нагорья Зеда-Ргани (Сашевардно) все время находилась на уровне кислородной зоны, вследствие чего в условиях активного воздействия кислорода образовались только окисные руды — главным образом псиломелановые и манганитовые. Они располагались ближе к дневной поверхности, выше уровня грунтовых вод, поэтому псиломеланы и манганиты вторично окислились до состояния пиролюзита.

Из разреза «Ж» видно, что на другом участке нагорья Зеда-Ргани дно морского бассейна первоначально находилось на уровне кислородной зоны, что обусловило отложение окисных марганцевых руд. Затем центральная часть этого нагорья опустилась до уровня сероводородной зоны, вследствие чего выше окисных руд образовались карбонатные руды, которые после смены морского режима континентальным превратились в темно-коричневые окисленные руды.

Из разреза «З» следует, что в северной части нагорья Зеда-Ргани (Кокоцаури) дно водного бассейна сначала находилось в кислородной среде, что способствовало отложению окисных марганцевых руд, затем в результате возможных местных вертикальных движений этот участок погрузился до сероводородной зоны и выше окисных руд образовались карбонатные белые марганцевые руды.

Разрез «И» показывает, что на центральной части нагорья Табагреби дно морского бассейна первоначально стояло на уровне кислородной зоны, что определило отложение окисных марганцевых руд. Затем этот участок опустился на 0,7 м до восстановительной зоны и выше окисных руд возникли карбонатные руды, которые после интенсивного выветривания дали окисленные марганцевые руды.

Согласно разрезу «К», в северной части нагорья Табагреби дно олигоценового моря прежде находилось в кислородной зоне, что обусловило отложение окисных руд. Затем этот участок опустился до сероводородной зоны, вследствие чего выше окисных руд образовались карбонатные марганцевые руды.

Анализ разреза «Л» приводит к выводу, что в районе Мгвимеви морское дно вначале располагалось в кислородной зоне, что определило отложение окисных марганцевых руд. Через некоторое время этот участок погрузился, с амплитудой до 2 м, в сероводородную зону. Поэтому выше окисных руд при подводных опусканиях образовалась совершенно иная, более глубоководная, фация карбонатных марганцевых руд.

Разрез «М» показывает, что в южной части нагорья Даркветн (Нарагвеби) чередование черных окисных марганцевых руд, часто с еле уловимыми переходами в окисленные руды марганца, явилось следствием незначительных колебаний дна бассейна, вызвавших в результате эмерсии этого участка продолжительные перерывы в отложении, что определило окисление карбонатных белых руд с превращением их в темные окисленные руды марганца.

Из разреза «Н» видно, что в северной части нагорья Даркветн дно водного бассейна сначала находилось в кислородной зоне, что способствовало отложению окисных марганцевых руд, затем этот район опустился до сероводородной зоны и в результате выше окисных марганцевых руд образовались карбонатные белые руды.

Согласно разрезу «О», в западной части нагорья Сареки дно олигоценового моря сначала находилось в кислородной зоне, что обусловило отложение окисных марганцевых руд, а через некоторое время этот участок погрузился до сероводородной зоны, в результате выше окисных руд образовались карбонатные белые руды, которые после эмерсии и последующего выветривания дали темные окисленные марганцевые руды.

Разрез «П» говорит о том, что в северо-восточной части Сареки, по мере углубления дна олигоценового моря, окисные марганцевые руды резко сменились белыми карбонатными рудами, при отсутствии в этой части рудного поля периферии колебательных движений. Это, по-видимому, объясняется непосредственным подстиланием ее жестким массивом, чего нет в центральной части бассейна.

Разрез «Р» свидетельствует о том, что в северной части нагорья Пасиети окисные, карбонатные и окисленные марганцевые руды отсутствуют и рудоносный горизонт представлен пустыми породами, сильно пропитанными и сцементированными гидроокислами марганца, что говорит о присутствии марганца в олигоценовых отложениях этого бассейна.

Анализ разреза «С» приводит к выводу, что западная часть нагорья Пасиети сначала находилась в кислородной зоне, что обусловило отложение окисных руд. Затем этот участок погрузился до сероводородной зоны и выше окисных руд образовались карбонатные марганцевые руды, которые после глубокого выветривания превратились в окисленные руды.

Из разреза «Т» видно, что по мере удаления от выхода марганца на нагорьи Пасиети окисные руды исчезают и рудоносная свита здесь представлена белыми карбонатными рудами, что свидетельствует о том, что в этой части бассейна колебательных движений не было.

Разрез «У» говорит о том, что в северной части нагорья Итхвиси морское дно первоначально находилось на уровне кислородной зоны, что определило отложение окисных марганцевых руд. Затем эта часть нагорья погрузилась до уровня восстановительной зоны, вследствие чего выше окисных руд образовались карбонатные белые руды, которые после интенсивного выветривания дали окисленные руды марганца.

Разрез «Ф» свидетельствует о том, что в юго-восточной части района Итхвиси по мере углубления дна водоема окисные марганцевые руды сменялись белыми карбонатными рудами.

На основании разреза «Х» можно заключить, что в северной части нагорья Шукрути дно бассейна в течение всего олигоцена находилось на уровне кислородной зоны, в итоге в условиях энергичного действия кислорода образовались только окисные марганцевые руды.

Согласно разрезу «Ц», в южной части нагорья Шукрути мор-

ское дно сначала находилось в кислородной зоне, что обеспечило отложение окисных марганцевых руд. Затем этот участок погрузился до сероводородной зоны, в результате выше окисных руд возникли карбонатные марганцевые руды.

Наконец, разрез «Ч» показывает чередование тонких слоев окисной черной марганцевой руды с белыми карбонатными рудами, что могло быть вызвано незначительными, кратковременными вертикальными дифференциальными колебательными движениями морского дна в районе Мереви. Здесь произошло многократное чередование поднятий и опусканий, причем их амплитуда была неодинаковой.

Таким образом, весь полученный фактический материал по кратковременным вертикальным дифференциальным колебательным движениям дна олигоценового моря Чиатура-Сачхерского бассейна подтверждает наши обобщения.

Наличие вышеуказанных движений дна Чиатура-Сачхерского водного бассейна подтверждается также непосредственным залеганием марганценосной свиты на верхнемеловых известняках нагорий Перевиси, Ргани и частично Шукрути. Тогда как на нагорьях Зеда-Ргани, Табагреби, Мгвимеви, Дарквети, Итхвиси, Мереви, Пасиети и Сареки марганценосная свита залегает на олигоценовых отложениях.

В заключение необходимо отметить, что широкое развитие олигоценовых осадков и нахождение за пределами территории Чиатура-Сачхерского бассейна окисных и карбонатных марганцевых руд, а также рудопроявлений марганца среди этих олигоценовых отложений дают основание предполагать, что на упомянутой обширной территории Грузии, где развиты отложения этого возраста, существовал в олигоценовое время большой водный бассейн, в пределах которого могли формироваться марганцевые руды на большой площади. Эту обширную территорию (условно пока названную нами «Грузинским марганцевым бассейном») необходимо обследовать, организовав на ней в широких масштабах поисковое бурение на марганец.

Условия формирования различных структурных и текстурных типов марганцевых руд. Первичные марганцевые руды (содержащие четырехвалентный марганец) Чиатура-Сачхерского бассейна возникли или оформились как обособленный, выдержанный и самостоятельный горизонт марганцевых руд, отложившихся вблизи береговой линии в условиях активного воздействия кислорода на небольшой глубине, в зоне окисления с хорошей аэрацией воды. Сплошные оолитовые марганцевые руды с марганцевым цементом и внутренним концентрическим строением оолитов образовались в прибрежной зоне в среде подвижных вод в виде обособленного слоя марганцевой залежи, в то время как массивная марганцевая руда «пласт» образовалась путем глубокого диагенеза оолитовых руд марганца.

Чрезвычайно легкая порошковатая марганцевая руда «пумпла» образовалась путем просачивания марганцевых растворов через слой конгломератов с еще не затвердевшим цементом и последующим осаждением марганца ниже этих конгломератов.

Карбонатные марганцевые руды, содержащие только двухвалентный марганец, образовались и сформировались в виде самостоятельного пласта марганценосной свиты на удаленных от берега участках в условиях относительно большого движения воды и на сравнительно больших глубинах морского бассейна, где была восстановительная среда.

Окисленные марганцевые руды образовались и оформились как самостоятельный горизонт марганцевой свиты в результате окисления карбонатных марганцевых руд, когда эти руды при вертикальных колебательных движениях были выведены из-под воды на поверхность.

Марганцевые кальцитизированные руды типа «мцвари» возникли и оформились в результате циркуляции гидротермальных растворов.

Метаморфизованные марганцевые руды получились в итоге контактового воздействия на первичноокисные осадочные марганцевые руды оливиновой базальтовой магмы.

Инфильтрационные марганцевые руды возникли и сформировались в результате насыщения светло-серых кремнистых пород гидроокислами марганца, а марганцевистые кварцевые пески рудного поля периферии были сцементированы сажистыми или коричневыми гидроокислами марганца из вышележащих пластов руд.

Завершение формирования (отложения) марганцевых руд бассейна и образование толщи олигоценовых покрывающих пород. После того, как закончилось формирование марганцевых руд в бассейне, началось осадконакопление безрудного терригенного материала. В результате выше марганценосной свиты образовалась толща покрывающих пород олигоцена, чокрака, карагана, фолладового горизонта, верхнего конка и нижнего сармата.

Осадки олигоцена на западе Чиатура-Сачхерского бассейна непосредственно начинаются спонголитовыми песчаниками, в основании которых и залегает марганценосная свита на нагорьях Перевиси, Шукрути, Ргани, Зеда-Ргани, в юго-западной части Мгвимеви, Табагреби и Буникаури. При этом в Итхвиси и Мгвимеви, в западной части кровли марганцевой толщи залегают песчаники, которые к востоку сменяются песчанистыми глинами. Однако на Тхилис-Цкали, Кведа-Ргани в пределах рудника № 2 и местами на нагорье Мереви марганцевая залежь непосредственно перекрывается рыхлыми светлыми кварцевыми песками чокрака. На нагорьях Дарквети, Итхвиси, Мгвимеви, Сареки, Пасиети и Мереви непосредственно над рудой залегают глины типичной майкопской фации.

ЛИТЕРАТУРА

1. Белоусов В. В. — Основные вопросы геотектоники. Гостехиздат, Москва, 1962.

2. Бетехтин А. Г. — О генезисе Чиатурского марганцевого месторождения. Труды конференции по генезису руд, Москва, 1937.

3. Гавашели А. В. — О генезисе марганцевых руд Чиатура-Сачхерского бассейна. Сообщения АН ГССР, т. XII, № 6, 1951.

4. Гавашели А. В. — Новые данные о дифференциальных колебательных движениях дна олигоценового моря Чиатура-Сачхерского марганцевого бассейна. Сообщения АН ГССР, т. XVI, № 4, 1955.

5. Гавашели А. В. — Марганцевая свита Чиатура-Сачхерского бассейна и ее промышленная характеристика в аспекте новых данных. Сборник «Марганец» № 2, Тбилиси, ГрузИНТИП, 1964.

6. Соколова Е. И. — Физико-химические исследования осадочных железных и марганцевых руд и вмещающих их пород. Издательство АН СССР, Москва, 1962.

7. Страхов Н. М. — Основы теории литогенеза, т. 1. Издательство АН СССР, Москва, 1962.

ИССЛЕДОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНОГО ШАГА ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ СКЛАДОВ РУДЫ НА КАРЬЕРАХ

Б. Н. ТАРТАКОВСКИЙ, Л. М. СОЛОДОВНИК

Днепропетровский филиал Института механики АН УССР,

И. И. ОСТРОУХОВ

Главруда МЧМ СССР

Я. Ш. РОЙЗЕН

Днепропетровский горный институт

622. 271: 3: 622. 61

Проведенные исследования и опыт эксплуатации действующих карьеров Приднепровского марганцевого бассейна позволили установить, что наиболее рациональным видом транспорта полезного ископаемого является комбинированный [1] (автомобильный и железнодорожный). Промежуточным звеном между забойным (автомобильным) транспортом и железнодорожным, доставляющим руду непосредственно на обогатительную фабрику, служит накопительный склад для аккумулирования и подготовки ее к обогащению и перегрузочный пункт для непосредственной перегрузки полезного ископаемого из автомобилей в ж.-д. составы.

В зависимости от принятой технологической схемы транспортирования полезного ископаемого перегрузочные пункты (рудные склады) могут располагаться (рис. 1, а, б.) на отметке почвы рудного пласта (в выездной траншее, рис. 1, б-II), на предотвале (рис. 1, б-I, III), на фланге или в центре карьера, на одном из вскрышных горизонтов или на поверхности карьера (рис. 1, а).

Основным условием обеспечения максимальной эффективности комбинированного транспорта руды является сокращение расстояния транспортирования автосамосвалами, что может быть достигнуто рациональной технологической схемой транспортирования полезного ископаемого [2], а также путем перемещения промежуточного перегрузочного пункта и рудного склада вслед за подвиганием фронта работ карьера.

В статье рассматривается задача по определению рационального (оптимального) шага переноса рудного склада (интервала времени его функционирования), при котором в определенных горнотехнических условиях будут иметь место минимальные затраты на транспортирование 1 т полезного ископаемого.

Общая сумма затрат на транспортирование полезного ископаемого может быть выражена так:

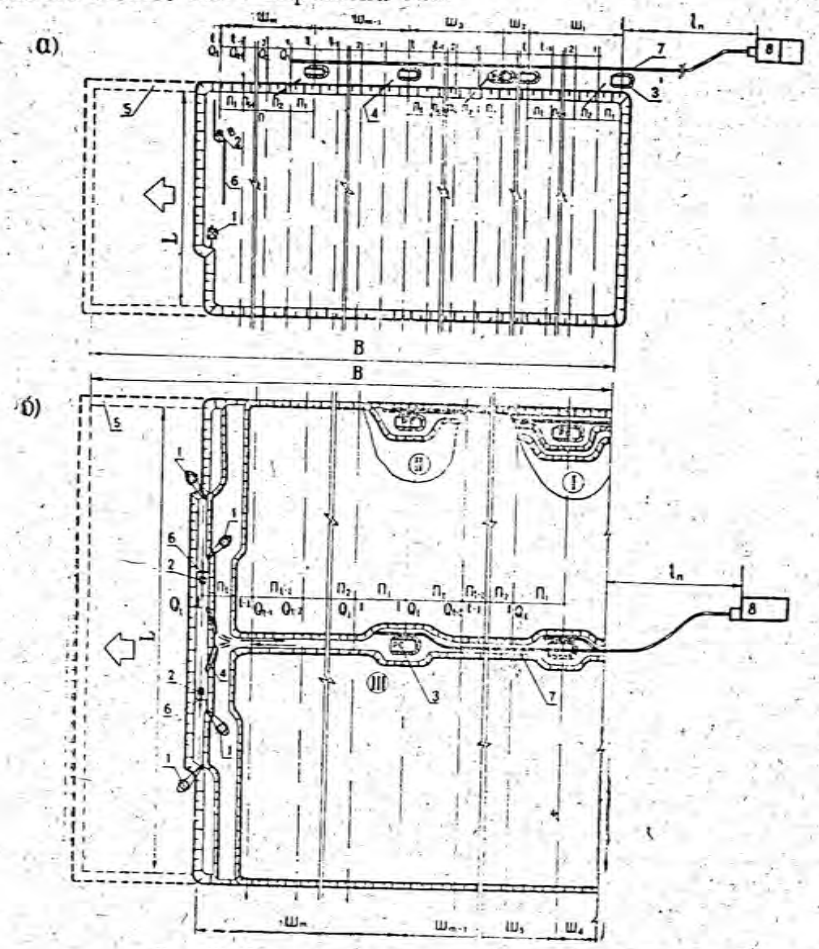

Рис. 1. Схемы расположения рудных складов:
а) — на поверхности карьера; б) — внутри карьера; I и III — на предотвале; II — в выездной траншее.

$$E_{пер.} + K + З_a + З_{ж.-д.}, \quad \text{руб.}, \qquad (1)$$

где K —капитальные затраты на строительно-монтажные работы по сооружению перегрузочного узла и склада, руб.;

$З_a$ —затраты на транспортирование полезного ископаемого автотранспортом до склада, руб.;

$З_{ж.-д.}$ —затраты на транспортирование полезного ископаемого ж.-д. транспортом от склада до обогатительной фабрики, руб.

Величина капитальных затрат является функцией производственной мощности карьера по добыче, места расположения склада и режима добычных работ $K = f(Q_Г, M_e, N_g)$.

Строительно-монтажные работы включают все землеройные работы, связанные с созданием нового склада: планировка площадки и создание водоотводных канав, удаление дополнительного объема пород при расположении склада внутри карьера (в выездной траншее или на предотвале), проведение съездов при расположении склада на промежуточном вскрышном горизонте или на поверхности карьера и монтаж перегрузочного узла (эстакады).

Применительно к технологической схеме транспортирования полезного ископаемого, предложенной для Покровских карьеров [2], где склады располагаются на поверхности и грузотранспортная связь добычного горизонта с поверхностью осуществляется по временным съездам (рис. 1, а), капитальные затраты составляют:

$$K_1 = K_э + K_c + K_n, \quad \text{руб.};$$

где $K_э$ —стоимость строительства эстакады, руб; эстакада предназначена для одновременной разгрузки двух автосамосвалов, что обеспечивает производительность загрузки ж.—д. составов до 3 млн. т. руды в год;

K_c —стоимость проведения съезда по нерабочему борту карьера частично по насыпным и коренным породам [2], руб.;

K_n —стоимость земляных работ по планировке площадки под склад, дренажных канав и др. является функцией производственной мощности карьера по руде и режима добычных работ, $K_n = f(Q_Г, N_g)$.

При расположении складов на предотвале (рис. 1, б-II, III) или в выездной траншее (рис. 1, б-I)

$$K_{2,3,4} = K_э + K_y + K_n, \quad \text{руб.};$$

K_y —стоимость удаления пород (перелопачивания) из отвала для размещения склада,

$$K_y = f(Q_Г, M_e, N_g), \quad \text{руб.},$$

где N_g —годовой режим работы карьера по добыче, предопределяющий емкость рудного склада, мес./год;

M_e —место размещения склада.

На графике (рис. 2) приведена зависимость затрат на монтаж перегрузочного узла и создание оборудованной площади склада от производственной мощности карьера и режима добычных работ

$$K_{1,2,3,4} = f(Q_Г, M_e, N_p).$$

Прямолинейная зависимость капитальных затрат от производственной мощности, годового режима добычных работ и места расположения склада объясняется тем, что затраты на эстакаду практически одинаковы для годовой производительности карьера

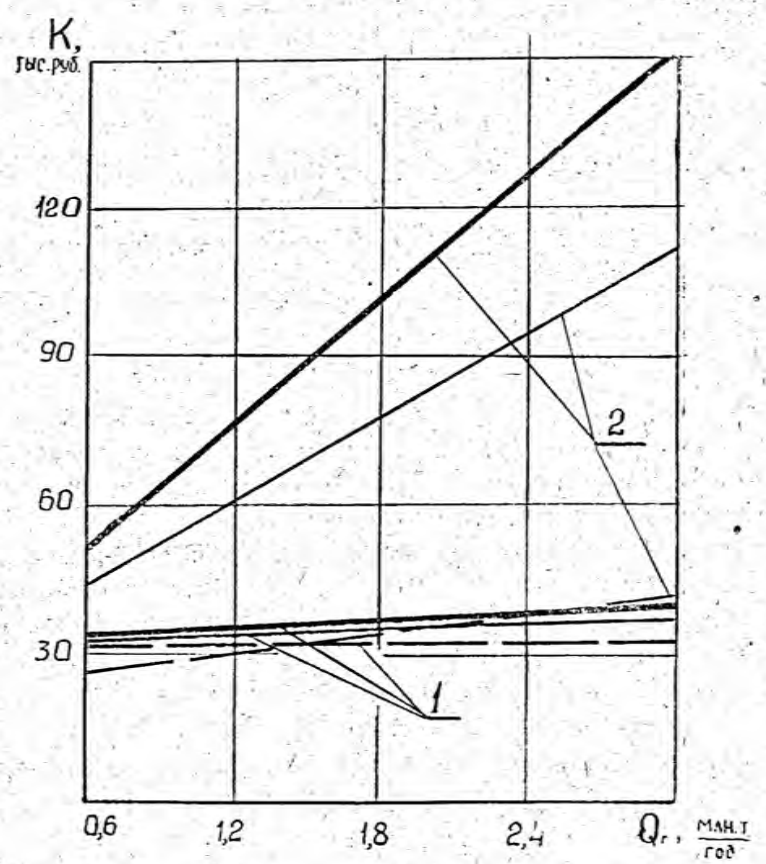

Рис. 2. Зависимость капитальных затрат на оборудование рудных складов от производственной мощности карьера по добыче, места их расположения и режима добычных работ:
I — склад на предотвале; 2 — склад на борту карьера;
3 — месячная емкость склада;
2 — месячная емкость склада;
0,5 — месячная емкость склада.

0,6 — 3,0 млн. т, так как эстакада на два автосамосвала обеспечивает перегрузку трех млн. т руды в год. Кроме того, стоимость съезда для конкретных горнотехнических условий — величина постоянная, а затраты, связанные с созданием площади и др. под

склад, прямо пропорциональны производственной мощности и режиму добычных работ карьера.

Для определения входящих в выражение (1) величин Зa и Зж.-д. рассмотрим показатели работы автомобильного и железнодорожного транспорта полезного ископаемого:

$$З_a = R_a \cdot C_a, \quad \text{руб.}; \tag{2}$$

$$З_{ж.-д.} = R_{ж.-д.} \cdot C_{ж.-д.}, \tag{3}$$

где R_a и $R_{ж.-д.}$ — работа, совершаемая соответственно автомобильным и ж.-д. транспортом, ткм;

C_a и $C_{ж.-д.}$ — соответственно стоимость транспортирования I т полезного ископаемого на I км, руб/ткм.

На рис. 1 (а, б) представлена схема работы карьера с параметрами L и B (длина фронта работ и длина карьера), где в точках 1, 2, 3, ... t условно сосредоточены годовые объемы карьера по добыче $Q_1, Q_2, Q_3, \ldots Q_t = Q_г$, т/год. Соответственно добытой руде ежегодно фронт работ перемещается на величину $П_1, П_2, П_3, \ldots, П_t$ [3]. Считаем, что в пределах конкретного месторождения мощность разрабатываемого рудного пласта h и длина фронта работ L — величины постоянные. Последнее предопределяет при неизменной производственной мощности карьера по руде в течение его срока службы постоянное подвигание фронта работ, т. е. $П_1 = П_2 = П_3 = \ldots П_t = П_г$.

Тогда работа автотранспорта за цикл (период между перенесением склада) определяется следующим образом:

$$R_a = Q_г П_г + 2Q_г П_г + 3Q_г П_г + \ldots + tQ_г П_г, \text{ ткм}, \tag{4}$$

где t — оптимальный срок службы рудного склада до очередного его перемещения, лет.

Выражение (4) после преобразования относительно всего срока эксплуатации карьера примет вид

$$\Sigma R_a = Q_г П_г \frac{t(1+t)}{2} m, \quad \text{ткм}, \tag{5}$$

где m — количество перемещений рудного склада.

$$m = \frac{B}{Ш},$$

здесь $Ш$ — оптимальный шаг перемещения рудного склада, км.

Расстояние транспортирования и работа, совершаемая железнодорожным транспортом при перенесении перегрузочного узла и склада в отличие от работы, совершаемой автотранспортом, возрастает пропорционально шагу, количеству переносов склада и расстоянию от первого склада до обогатительной фабрики $l_п$, т. е.

$$R_{ж.-д.}=l_п Q_г t+(l_п+Ш) Q_г t+(l_п+2Ш)Q_г t+\ldots+$$
$$+[l_п+(m-1)Ш] Q_г t, \text{ ткм.} \quad (6)$$

После преобразования выражения (6) получим

$$R_{ж.-д.}=mQ_г t\left[l_п+\frac{Ш(m-1)}{2}\right], \text{ ткм.} \quad (7)$$

Подставив в формулу (1) значения входящих в нее величин, получим

$$E_{пер.}=[K=f(Q_г, M_e, N_p)]\cdot m+Q_г П_г m\frac{(1+t)}{2}C_a+$$
$$+Q_г tm\left[l_п+\frac{Ш(m-1)}{2}\right]C_{ж.-д.}, \text{ руб.} \quad (8)$$

Затраты на транспортирование одной тонны полезного ископаемого, выраженные относительно искомого шага переноса склада, составляют

$$e=\frac{[K=f(Q_г, M_e, N_p)]П_г}{Q_г Ш}-\frac{П_г-Ш}{2}C_a+$$
$$+\left[l_п+\frac{B-Ш}{2}\right]C_{ж.-д.}, \text{ руб/т.} \quad (9)$$

Анализ выражения (9) показывает, что функция $e=f(Ш)$ экстремальна и затраты на транспортирование I т полезного ископаемого имеют минимальное значение при определенном шаге переноса склада.

Оптимальный шаг переноса рудного склада можно определить по экстремальным точкам функции, а именно:

$$\frac{d^1e}{dШ}=-\frac{KП_г}{Q_г Ш^2}+\frac{C_a}{2}-\frac{C_{ж.-д.}}{2}=0;$$

так как

$$\frac{d^2e}{dШ^2}=\frac{KП_г}{Q_г Ш^4}>0,$$

то

$$Ш=\sqrt{\frac{2[K=f(Q_г, M_e, N_p)]П_г}{Q_г \Delta C}}, \text{ м,} \quad (10)$$

где

$$\Delta C=C_a-C_{ж.-д.}$$

Анализ выражения (10) показывает, что в конкретных горнотехнических условиях шаг переноса рудного склада зависит от величины подвигания фронта работ, стоимости строительно-монтажных работ, производственной мощности карьера по руде и общей стоимости транспортирования одной тонны полезного ископаемого на 1 км. Данные величины взаимосвязаны и предопределяются суммарной производственной мощностью вскрышного горнотранспортного оборудования на основном уступе и горнотехническими условиями месторождения.

Применительно к транспортно-отвальной системе разработки производственная мощность карьера определяется по выражению:

$$Q_г^{т-о}=\frac{\Sigma V\cdot L_д h\gamma K_{извл.}}{HL_в}, \text{ т/год.} \quad (11)$$

При бестранспортной системе разработки

$$Q_г^{б}=\frac{\Sigma V\cdot h\gamma K_{извл.} L_д}{H(1+K_п)L_в}, \text{ т/год.} \quad (12)$$

В общем виде производственную мощность карьера по добыче можно представить как

$$Q_г=L_g П_г h\gamma K_{извл.}, \text{ т/год.} \quad (13)$$

В приведенных выражениях:

ΣV — суммарная производительность вскрышного горнотранспортного оборудования на основном уступе, м³/год;

L_g и $L_в$ — длина соответственно добычного и вскрышного фронтов работ карьера, м;

h — мощность добычного уступа, м;

H — мощность основного вскрышного уступа, м;

$K_п$ — коэффициент переэкскавации;

$K_{извл.}$ — коэффициент извлечения полезного ископаемого.

В общем виде формулы для определения шага перемещения рудного склада можно представить следующим образом:

при транспортно-отвальной системе разработки

$$Ш=\sqrt{\frac{2\left(Д\frac{\Sigma V\cdot L_д h\gamma K_{извл.}}{HL_в}-F\right)П_г}{\frac{\Sigma V\cdot L_д h\gamma K_{извл.}}{HL_b}\Delta C}}, \text{ м;} \quad (14)$$

при бестранспортной системе разработки

$$Ш=\sqrt{\frac{2\left(Д\frac{\Sigma V\cdot L_g h\gamma K_{извл.}}{HL_в(1+K_п)}-F\right)П_г}{\frac{\Sigma V\cdot L_g h\gamma K_{извл.}}{HL_b(1+K_п)}\Delta C}}, \text{ м.} \quad (15)$$

Подставив в формулы (14) и (15) значения величин годового подвигания фронта работ

$$П_{г}^{т-о} = \frac{\Sigma V}{H L_{в}} \quad \text{и} \quad П_{г}^{б} = \frac{\Sigma V}{H(1+K_{п})L_{в}},$$

получим:

$$Ш = \sqrt{\frac{2\left(Д\frac{\Sigma V \cdot L_{д} h \gamma K_{извл.}}{H L_{в}} - F\right)}{L_{g} h \gamma K_{извл.} \cdot \Delta C}}, \text{ м;} \qquad (16)$$

$$Ш = \sqrt{\frac{2\left(Д\frac{\Sigma V \cdot L_{д} h \gamma K_{извл.}}{H(1+K_{п})L_{b}} - F\right)}{L_{g} h \gamma K_{извл.} \cdot \Delta C}}, \text{ м.} \qquad (17)$$

Здесь $ДQ_{г} - F = K$, руб,

где $Д$ и F — постоянные коэффициенты.

Приведенные аналитические выражения (14, 15, 16, 17) позволяют установить зависимость шага переноса складов от производственной мощности карьера, их места расположения, режима добычных работ, длины и годового подвигания фронта работ, а также ряда других горнотехнических факторов.

Эта зависимость приведена на графике (рис. 3, а-б) применительно к наиболее характерным схемам расположения складов. Из графика (рис.3) видно, что режим добычных работ практически не оказывает влияния на шаг перемещения склада при его размещении на нерабочем борту карьера и осуществлении грузотранспортной связи добычного горизонта с поверхностью по временным съездам, однако, существенно влияет при его размещении на предотвале, т. е. когда необходимо дополнительное удаление значительных объемов вскрыши. Из графика также следует, что рациональный шаг перемещения рудных складов в целом изменяется в широких пределах в зависимости от производственной мощности карьера, места расположения склада и горнотехнических условий месторождения.

Так, для вновь проектируемых Покровских карьеров, где годовое подвигание фронта работ составит 250÷300 м при производственной мощности карьера по добыче 2÷3млн. т, рациональный шаг переноса складов составит 400÷475 м. что вполне удовлетворяет условие рационального шага перемещения скользящих съездов по технологическим факторам [2]. Для горнотехнических условий Богдановского карьера при производственной мощности по руде 1,5÷1,8 млн. т и расположении склада в центре карьерного фронта работ рационально переносить склады через 300÷350 м.

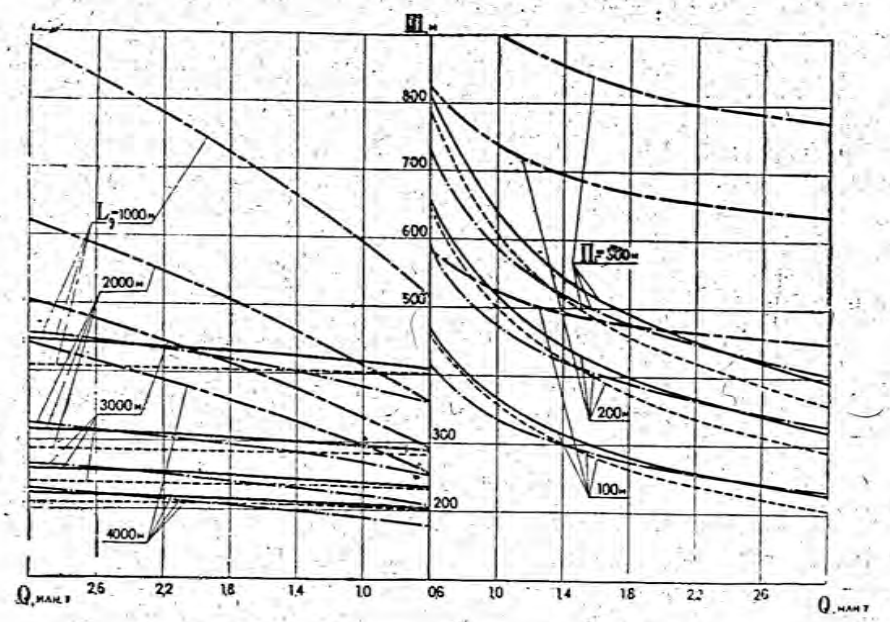

Рис. 3. Зависимость шага переноса рудного склада от производственной мощности, годового подвигания и длины фронта работ:

склад на борту карьера при 3-месячной емкости;
то же при емкости склада, равной 0,5 месяца;
склад на предотвале при 3-месячной емкости;
то же при емкости склада, равной 0,5 месяца.

Годовая экономия по транспорту полезного ископаемого может быть подсчитана по выражению

$$\Delta E_{г} = \frac{E_{ст} - E_{пер.}}{T}, \quad \text{руб./год,} \qquad (18)$$

где $E_{ст}$ — общая сумма затрат на транспортирование полезного ископаемого при стационарных складах;

T — срок эксплуатации карьера, лет.

Подставив в выражение (18) значения входящих в него величин и произведя ряд преобразований, получим:

$$\Delta E_{г} = \frac{K(1-m)}{T} + 0{,}5 Q_{г}\left[П_{г}(T-t)C_{а} - Ш(m-1)C_{ж.-д.}\right], \text{ руб./год,} \qquad (19)$$

Среднегодовая экономия только по Богдановскому карьеру составит при этом 25 тыс. руб.

ЛИТЕРАТУРА

1. М. Г. Новожилов, Б. Н. Тартаковский, В. С. Эскин — Поточная технология разработки месторождений полезных ископаемых (теорические основы). Изд. «Наукова думка», Киев, 1965.

2. М. Г. Новожилов, Б. Н. Тартаковский, В. С. Эскин, Я. Ш. Ройзен, Г. Л. Середа — Основные направления эффективной технологии открытой разработки на карьерах Покровского ГОКа. «Металлургическая и горнорудная промышленность», 4, Киев, 1965.

3. П. Т. Церенщиков, А. Т. Кмитовенко — Определение рационального шага переноски породоотборочных комплексов на угольных карьерах. Известия ВУЗов, «Горный журнал», 3, 1963.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОБОГАЩЕНИЯ МАРГАНЦЕВЫХ РУД ЧИАТУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Ш. В. АХВЛЕДИАНИ

Трест «Чиатурмарганец»

553.32:622.7.

Руда Чиатурского бассейна представлена тремя основными разновидностями: окисная, карбонатная и окисленная. Мощность карбонатных и окисленных руд к периферии месторождения увеличивается, поэтому по плану развития Чиатурского месторождения добыча окисных руд постепенно уменьшается, а доля карбонатных и окисленных — увеличивается.

Сырая руда лишь в крайне незначительной части используется без обогащения (окисленные разности, добытые селективно), вся же остальная масса подвергается обогащению на семи фабриках.

По технологическому признаку все фабрики бассейна можно условно разделить на две группы: к первой относятся фабрики, в схемах которых предусмотрено гравитационное обогащение мытой руды без доработки промпродуктов (Пероф, № 29, 25-бис).

В схемы фабрик второй группы включено дообогащение измельченных до 3(8) мм промпродуктов отсадки (ЦОФ-I, ЦОФ-II. НОФ-Дарквети). Централизованное дообогащение концентратов IV сортов всех фабрик осуществляется на центральной доводочной фабрике. Принципиальная схема обогащения чиатурских марганцевых руд включает двухстадийное дробление до 15(20) мм; промывку руд в корытных мойках; рассев мытой руды на классы 15(20)-8(10), 8(10)-3(2) мм, 2-0 мм; обогащение классов отсадкой. Промпродукты отсадки измельчаются до 3(5) мм и обогащаются по магнитно-гравитационной схеме. Полученные вторичные концентраты IV сортов подлежат измельчению до крупности — 0,16 мм и флотации; флотируются также шламмы промывки.

Анализируя работу обогатительных фабрик за истекшее десятилетие, следует отметить, что вовлечение в обогащение бедных марганцевых руд привело в 1965 году к снижению содержания марганца в исходном сырье на 6,6% по сравнению с 1955 годом и на 7,4% по сравнению с 1950 годом. Одновременно на 10% снизился выход концентрата I сорта. Выход концентратов высшего сорта включая пероксидный, уменьшился на 5,5%. Несмотря на уменьшение выхода высших сортов, извлечение металла в них не уменьшилось, а наоборот—увеличилось на 0,4%. С пуском в эксплуатацию

Центральной доводочной фабрики треста «Чиатурмарганец», где дообогащаются четвертые сорта всех обогатительных фабрик, общее извлечение металла уменьшилось на 9,0%.

В связи с перспективным наращиванием добычи карбонатных и окисленных руд, особое внимание в последние годы уделяется изучению их обогатимости. Впервые обогащение карбонатной руды в Чиатурском бассейне в промышленном масштабе было осуществлено в 1961 году на карбонатной обогатительной фабрике.

Гравитационная схема обогащения карбонатной руды предусматривала дробление до 20 мм, промывку, классификацию и обогащение отсадкой. В настоящее время фабрика КОФ не работает. Обогащение карбонатной руды отсадкой не эффективно, так как значительная часть продукции выделяется в виде низкосортной продукции и промпродукта.

Выход карбонатного концентрата в 1964 году составил 12-13%. Несмотря на то, что карбонатный концентрат отвечает существующим кондициям ГОСТа (SiO_2 ниже 15%, Mn до 31% и P — 0,17 — 0,20%), металлургами он не используется, что явилось основной причиной консервации фабрики.

Обогатительная фабрика НОФ-Дарквети предназначалась для обогащения окисных руд нагорий Дарквети и Итхвиси-Старый. В настоящее время сырье фактически представлено смесью окисной, карбонатной и окисленной разностей.

На НОФ-Дарквети осуществлена так называемая селективная гравитационная схема обогащения, что позволяет получать как окисный, так и карбонатный концентраты.

Селективная гравитационная схема обогащения отличается от принципиальной гравитационной тем, что карбонатный концентрат получается по 3-стадийной схеме обогащения на высокочастотных отсадочных машинах дробленого до 3 мм промпродукта. На I-II стадиях получается окисный концентрат, а на III стадии — карбонатный, содержащий марганца 31-32%, кремнезема 15%, фосфора 0,16-0,18% с выходом 1%.

Следует отметить, что на НОФ-Дарквети впервые в промышленной практике для измельчения марганцевых руд были использованы стержневые мельницы, применяемые для измельчения промпродуктов.

Повышение технологических показателей обогащения карбонатных руд может быть осуществлено путем внедрения более совершенных технологических процессов. К ним относится обогащение в тяжелой суспензии в гидроциклонах и барабанных сепараторах.

В 1965 году на полупромышленных установках треста Институтами «Механобр» и «Механобрчермет» были проведены испытания на обогатимость карбонатных руд. Институтом «Механобр» в РИСе треста испытания проводились на барабанном и спиральном сепараторах производительностью 2 т/час.

Содержание окисной руды в исходном сырье не превышало 2-3%. Утяжелитель состоял из 70% гранулированного ферросилиция завода «Запорожсталь» и 30% магнетитового концентрата КЮГОК. Расход утяжелителя при испытаниях составил 0,6-0,7 кг на тонну питания. Плотность суспензии 2,35-2,49 г/см³. Обогащение в тяжелой суспензии позволяет получить 49-52% первосортного карбонатного концентрата, что на 16-19% абсолютно выше, чем дает отсадка.

На фабрике КОФ-Дарквети Институтом «Механобрчермет» была освоена опытно-промышленная установка для обогащения карбонатных руд в гидроциклонах (⌀250 мм) с магнетитовым утяжелителем. Питанием гидроциклона служила мытая руда крупностью 15-1 мм, производительность установки — 16,4 т/ч по питанию. Рабочая плотность суспензии 2,2—2,3 г/см, расход утяжелителя 3,5 кг/т. Руда крупностью 1-0 мм направлялась на отсадочную машину ОТ-48.

В результате проведенных испытаний получены следующие показатели (табл. 1).

Таблица 1

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %
		Mn	SiO_2	
Карбонатный концентрат	35,1	32,1	14,3	56,6
Окисный	4,5	38,3	—	8,7
Общий	39,6	32,8	—	65,3
Промпродукт	35,9	11,65	—	21,0
Шламы	24,5	11,2	—	13,7
Исходная руда	100	19,9	—	100

Полученные технологические показатели указывают на необходимость внедрения тяжелых суспензий для обогащения карбонатных марганцевых руд.

В целях успешного освоения обогащения руд в тяжелых суспензиях необходимо автоматизировать процесс регулирования плотности суспензии, без чего практически невозможно управлять процессом.

Проведенные на Зестафонском заводе проф. М. А. Кекелидзе опытные плавки карбонатного концентрата на ферромарганец дали положительные результаты.

В 1963 — 1964 гг кафедра обогащения Грузинского политехнического института на специально смонтированной на НОФ-Дарквети установке проводила исследования по обогащению вторичных концентратов IV сорта ЦДФ с целью выделения из них карбонатного и окисного концентратов.

Схема испытаний включает двухстадийную магнитную сепарацию и раздельное обогащение магнитных фракций отсадкой. Сле-

дует отметить, что магнитная карбонатная фракция выделяется при напряженности магнитного поля 3300 эрстед. Результаты испытаний приведены в таблице 2.

Таблица 2

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn	SiO_2	Mn	SiO_2
Окисный концентрат	8,17	45,3	7,23	15,89	2,07
Карбонатный концентрат	29,11	30,81	13,50	38,45	13.76
Концентрат IV сорта	30.25	22,44	26,01	28.8	27,5
Всего концентрата	67,52	29,02	18,31	23,14	43.31
Шламы всех видов	21,36	14,76	44,43	13,56	33,24
Хвосты ЭМС	11,11	6,91	60,27	3,30	23,45

Несмотря на то, что наукой доказана возможность применения обогащенной карбонатной руды для выплавки ферромарганца, металлургическая промышленность до настоящего времени не использует ее, вследствие чего бездействует в течение пяти лет карбонатная обогатительная фабрика в Дарквети, а селективно добыта и отдельно доставленная на поверхность карбонатная руда или складируется, или смешивается с окисной рудой и выдается на фабрику как промывочная.

Все усилия обогатителей по усовершенствованию технологии обогащения карбонатных руд остаются безрезультатными ввиду неиспользования карбонатных концентратов в металлургическом переделе.

С целью увеличения выхода высших сортов за счет переработки IV сорта была построена и пущена в эксплуатацию в 1962 году Центральная доводочная фабрика треста «Чиатурмарганец».

Схема фабрики включает измельчение исходного сырья до 3 мм, обесшламливание и обезвоживание измельченного продукта, магнитную сепарацию, отсадку магнитной фракции, измельчение вторичного IV сорта до минус 0,16 мм и его флотацию вместе с шламами измельчения. Флотосекция при ЦДФ была запроектирована и смонтирована позже, поэтому ее пуск был осуществлен в 1964 году.

Технологические показатели работы ЦДФ за 1966 год без флотации приведены в таблице 3.

Флотоцех при доводочной фабрике имеет селективную схему флотации, однако, при наладке процесса кондиционного окисного флотоконцентрата высшего сорта не было получено; содержание марганца в окисном флотоконцентрате не превышало 36%. В настоящее время флотосекция выдает только карбонатный флотоконцентрат. Одной из основных причин является отсутствие дистиллированного таллового масла.

При работе на дистиллированном талловом масле на полупромышленной установке в 1964 году было получено и отгружено Зестафонскому заводу ферросплавов около 120 тонн флотоконцентрата, из них 45 тонн флотоконцентрата с содержанием марганца 48-51%.

Таблица 3

Наименование	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Сырье	100	23,2	100
Мытая I сорта	0,1	48,7	0,2
Концентрат II сорта	11,5	44,9	22,3
Концентрат IV сорта	45,2	23,5	45,8
Всего мытая	57,6	27,9	69,3

Проведенными исследовательскими работами доказана возможность получения большого количества марганцевого концентра из шламов методом флотации. С этой целью в г. Чиатура строится Центральная флотационная фабрика, технологическая схема которой включает селективное извлечение окисных и карбонатных минералов. Проектом Института «Механобр» предусмотрено получение окисного концентрата с содержанием марганца 42,4% в количестве 8,3% и карбонатного концентрата в количестве 9,0% с содержанием марганца 22,0% от исходного сырья при общем извлечении марганца 45,9%.

Необходимо отметить, что в 1964 году Институт горной механики, разработки месторождений и физики взрыва им. Г. А. Цулукидзе АН Грузинской ССР проводил работы по изучению влияния различных коагулянтов, применяемых для ускорения осветления оборотных вод флотации чиатурских марганцевых шламов. На рекомендованном проектом режиме и реагентах флотационный окисный концентрат не был получен. Для уточнения проектных показателей ЦФФ Институт «Механобр» провел в 1965 году дополнительное испытание на установке РИСа треста «Чиатурмарганец», где окисный концентрат получен с содержанием марганца не более 37-32%.

Изменившийся минералогический состав исходной руды, безусловно, повлек за собой изменение характера шламов. Отсюда — необходимость разработки новых реагентных режимов, обеспечивающих получение качественных концентратов. Флотоконцентраты на ЦДФ и ЦФФ отличаются повышенным содержанием фосфора (от 0,26 до 0,5%). Необходимо продолжить исследования по уменьшению содержания фосфора во флотоконцентрате и доведению его до кондиции путем обесфосфоривания концентрата обратной флотацией или химическим обогащением.

Следующим этапом на пути увеличения выхода концентратов

I сорта является решение вопроса полной ликвидации низкосортной продукции путем внедрения наряду с флотационным, химического метода обогащения. При флотации марганцевых шламов и обезиливании будет теряться на фабриках ЦФФ и ЦДФ около 50% от общего количества металла с тонкими фракциями (— 10 микрон). Для обогащения илов целесообразно испытание химических методов обогащения. Проведенные по химическому обогащению работы в Институтах «Механобрчермет», «Уралмеханобр», Институтом неорганической химии и электрохимии АН Грузинской ССР пока не вышли из стадии лабораторных.

Институтом «Механобрчермет» в лабораторных условиях осуществлено химическое обогащение чиатурской окисленной руды и шламов дитионатным методом. Получен концентрат с содержанием марганца 54,1% (при прокаливании содержание марганца повышается до 62%) и выходом 41,6%. В опытах обогащения окисно-карбонатных шламов хлоридным методом получен концентрат с содержанием марганца 54% (при прокаливании до 62%). В настоящее время на установке треста «Чиатурмарганец» проводятся полупромышленные испытания, окончательные результаты которых пока еще неизвестны. Реконструкция Чиатурской полупромышленной установки позволит испытать и другие методы химического обогащения.

Грузинским институтом неорганической химии и электрохимии проведены работы в области химического обогащения бедных руд и шламов азотнокислотным способом.

При обогащении восстановленной окисно-карбонатной руды получен марганцевый концентрат с содержанием марганца 55,2%, при извлечении 93,7%. Метод химического обогащения бедных руд и шламов марганца, разработанный Институтом неорганической химии и электрохимии АН Грузинской ССР имеет по сравнению с другими методами то преимущество, что находящиеся в руде компоненты и применяемые реагенты почти полностью переходят в нужные продукты в виде марганцевых концентратов, микроудобрений, аммиачной селитры и др.

Следует признать, что в настоящее время этот метод является наиболее разработанным и перспективным для внедрения в производство. Однако для того, чтобы накопить все необходимые данные для проектирования многотоннажного производства, необходимо продолжать работы по химическому обогащению первичных шламов, сырых карбонатных и окисленных руд, концентратов IV сорта, продолжить полузаводские исследования по всем стадиям технологического процесса с учетом подбора соответствующего оборудования.

К труднообогатимым рудам Чиатурского бассейна относятся окисленные руды. Испытания на обогатимость окисленной руды неоднократно проводились Институтом «Механобр», «Механобрчермет», Грузинским политехническим институтом и РИСом треста

«Чиатурмарганец». Окисленные (легкопористые) руды составляют 13,9% от общих запасов Чиатурского бассейна.

При изучении вещественного состава этих руд выявилось, что даже при измельчении их до флотационной крупности не наблюдается раскрытия рудной фазы, достаточного для получения механическими методами обогащения концентратов высокого качества. Институтом «Механобрчермет» была испытана на обогатимость проба легкопористой руды с содержанием марганца 21,9%. Полученная в результате испытаний схема положена в основу проекта Центральной обогатительной фабрики пористых руд. Схема предусматривает дробление исходной руды до крупности 25 мм, промывку ее, измельчение мытой руды до 3 мм, а затем ее обогащение по магнитно-гравитационной схеме с доработкой концентрата IV сорта и шламов флотацией. Проектные технологические показатели по рекомендуемой схеме приведены в таблице 4.

Таблица 4

Продукты	Выход, %	Содержание Mn, %	Извлечение Mn, %
Концентрат II с. грав.	13,6	42,5	26,3
Концентрат II с. флот.	2,8	42,5	5,4
Концентрат III сорта	25,3	35,8	41,1
Концентрат IV сорта	14,1	26,5	17,0
Общий концентрат	55,8	35,4	89,8
Хвосты и шламы	44,2	5,1	10,1
Исходная руда	100	22,0	100

При испытаниях на обогатимость легкопористой руды на РИСе треста «Чиатурмарганец» было получено 4,7% по выходу концентрата II сорта.

Считаем необходимым перед рабочим проектированием Центральной обогатительной фабрики пористых руд уточнить проектные технологические показатели, для чего провести дополнительное испытание на обогатимость легкопористой руды на представительных пробах.

Повышение уровня техники обогащения чиатурских марганцевых руд осуществляется за счет внедрения новой исполнительной аппаратуры на действующих фабриках бассейна и освоения новой технологии. На фабриках НОФ и КОФ-Дарквети, а также на ЦДФ впервые в отечественной практике для измельчения марганцевых руд установлены и освоены стержневые мельницы. Режим работы измельчительных аппаратов должен обеспечивать получение максимальной удельной производительности по вновь образованному классу при минимальной шламообразовании руды.

Чиатурские марганцевые руды измельчаются легко: производительность мельниц по питанию достигает паспортного максимума при половинной против паспортной стержневой загрузке.

На обогатительной фабрике № 25-бис в 1963 году испытана беспоршневая отсадочная машина МБОМК-6, производительность которой в 3-4 раза превышает производительность чиатурской отсадочной машины с подвижным решетом и в период испытаний составила 60-80 т/час. В отличие от установленных отсадочных машин для МБОМК-6 не требуется узкой классификации питания; процесс разделения протекает удовлетворительно при работе на материале крупностью 25-3 мм. Имеется возможность дальнейшего повышения нагрузки на машину при установке более производительных (до 50 т/час) элеваторов.

Технико-экономический расчет показывает, что стоимость обогащения 1 т руды в отсадочной машине МБОМК-6 при полной ее загрузке в 1,6 раза ниже, чем в отсадочной машине типа «Штаух». Установка высокопроизводительных беспоршневых машин на фабриках позволит существенно повысить производительность труда.

В 1964 году на ЦДФ проведены наладка и промышленные испытания четырехвалкового электромагнитного сепаратора ЭРМ-2, принципиальным отличием которого от установленных на фабрике 5СВК-5 является совмещение в одном агрегате основной и перечистной операций. Один сепаратор ЭРМ-2 заменяет два серийных сепаратора 5СВК, работающих последовательно. Считаем нужным заменить на Центральной доводочной фабрике сепараторы 5СВК на сепараторы ЭРМ-2.

На фабриках силами Руставского института ПКИ «Автоматпром» и треста «Чиатурмарганец» внедряются методы автоматизации, призванные упорядочить контроль за работой механизмов, стабилизацию оптимальных параметров процессов, повышение производительности труда.

На фабрике «Пероф» телевидение обеспечивает контроль и учет поступающей исходной руды. Там же осуществлено автоматическое регулирование питания отсадочных машин и разгрузки концентратов, автоматически регулируется плотность сливов классификаторов, внедрена автоматическая смазка, действует блокировка агрегатов.

На фабрике НОФ-Дарквети автоматически регулируется питание мельниц, телевидение обеспечивает контроль за работой отсадочных машин.

На ЦДФ автоматически регулируется плотность питания флотомашин.

На фабрике ЦОФ-II автоматизирована пробоотборка шламов, внедрена автоматическая смазка. На фабрике ЦОФ-I проходит испытания установка для автоматического определения содержания марганца в исходной руде и продуктах обогащения. Испытания

проводятся Институтом физики АН Грузинской ССР в содружестве с Институтом «Механобр».

Следует отметить, что если опробование сырой руды на фабриках треста «Чиатурмарганец» механизировано, то опробование продуктов обогащения, за редким исключением, осуществляется вручную, что впредь недопустимо, так как приводит ко многим ошибкам и неувязкам при составлении балансов работы фабрик.

Перспективы обогащения руд Чиатурского бассейна

Разубоживание марганцевого сырья и вовлечение бедных марганцевых разновидностей в промышленность ставят перед обогатителями ряд актуальных вопросов по рациональному обогащению марганцевых руд, вводу новых мощностей, увеличению выхода высших сортов марганцевых руд.

Остатки на складах низкосортных марганцевых руд и концентратов постепенно увеличиваются. Реализация этих руд в ближайшие 5 лет не ожидается, а выход их при существующей технологии добычи и обогащения — увеличивается, что крайне неудовлетворительно влияет на хозяйственно-финансовую деятельность треста «Чиатурмарганец» и его предприятий.

Первоочередной задачей горняков, обогатителей и ферросплавщиков является проведение комплексных мероприятий, обеспечивающих использование бедных руд.

Научно доказано, что карбонатные руды можно добывать раздельно (селективно), обогащать и использовать как сырье для получения ферромарганца. Необходимо осуществить на рудниках треста селективную добычу руд, реконструировать Даркветскую обогатительную фабрику карбонатных руд, построить КОФ-29 для обогащения карбонатных руд нагорий Мгвимеви и увеличить мощность Зестафонского ферросплавного завода с учетом 100%-ной переработки чиатурских низкосортных руд.

Комиссией по науке и технике Совета Министров Грузинской ССР в июле текущего года разработаны предложения по максимальному использованию низкосортных марганцевых руд треста «Чиатурмарганец» на Зестафонском заводе ферросплавов. Предложения были рассмотрены и одобрены на технических совещаниях в тресте «Чиатурмарганец» и Зестафонском заводе ферросплавов. Пока не решится вопрос использования низкосортных карбонатных и окисных концентратов в металлургии, все усилия обогатителей по их обогащению останутся безрезультатными.

Важнейшим препятствием на пути использования низкосортных руд является сравнительно высокое содержание в них фосфора. Вопросу обесфосфоривания должны уделить максимальное внимание все научно-исследовательские институты, работающие над обогащением марганцевых руд, и в ближайшее время дать наиболее эффективные рекомендации, что является первоочередной задачей на пути использования бедных руд.

Обогащение бедных руд в тяжелой суспензии дает сравнительно лучшие показатели, чем в отсадке. Необходимо внедрить этот метод в промышленном масштабе, для чего закончить реконструкцию регенерационной установки на КОФ-Дарквети и произвести промышленные испытания обогатимости карбонатных руд на барабанных и спиральных сепараторах. Основываясь на результатах промышленных испытаний, произвести также реконструкцию одной секции ЦОФ-I; строительство КОФ-29 и реконструкцию КОФ-Дарквети.

Для лучшего использования окисленных руд и освоения рациональной технологии их обогащения считаем необходимым форсировать строительство обогатительной фабрики пористых руд.

С целью сокращения потерь марганца в шламах, а также сокращения выпуска низкосортной продукции необходимо ускорить пуск в эксплуатацию Центральной флотационной фабрики.

Необходимо продолжать работы по усовершенствованию флотационного процесса обогащения марганцевых шламов и магнитно-флотационного обогащения необезиленных шламов.

Вопрос выделения фосфоросодержащих минералов при флотации имеет очень важное значение для получения малофосфористых концентратов, поэтому необходимо продолжать научно-исследовательские работы в этом направлении.

Созданные полупромышленные установки для химического обогащения пока еще не оборудованы для непрерывного ведения процесса, а также имеют недостаточную мощность (150 кг/час). Для многотонного производства концентратов считаем целесообразным создать опытно-промышленный цех химического обогащения марганцевой руды, после пуска и освоения которого можно будет судить об экономической эффективности этого процесса.

В целях решения вопроса использования мелких гравитационных и тонкоизмельченных флотоконцентратов, необходимо ускорить строительство фабрик окускования на Зестафонском заводе ферросплавов.

Дальнейшее усовершенствование технологического процесса обогащения марганцевой руды и автоматизации управления процессами требуют создания и внедрения на обогатительных фабриках нового мощного оборудования: поршневых отсадочных машин, грохотов, корытных моек, магнитных сепараторов большей производительности.

Для решения вопросов улучшения технологии на действующих фабриках, а также перспективных вопросов по обогащению отдельных разновидностей руд крайне необходимо осуществить реконструкцию Рудоиспытательной станции треста. Для дальнейшего изучения вопросов окускования считаем нужным при РМСе треста «Чиатурмарганец» смонтировать полупромышленную установку по окатыванию, брикетированию и обжигу марганцевых руд.

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТИ И ОБОГАТИМОСТИ МАРГАНЦЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ РУДНОГАЛЕЧНОГО РАЗМОЛА

А. И. ДЕНИСЕНКО, В. И. КАРМАЗИН, В. А. БИНКЕВИЧ, И. И. ГРАЖДАНЦЕВ, Н. Д. ПОСТОЕНКО, В. К. СОКОЛОВ, Н. В. СМИРНОВ

Днепропетровский горный институт,
Трест «Никопольмарганец»

553.32:622.731.

Известно, что глубокое обогащение марганцевых руд, т. е. более полное удаление кремнезема на обогатительных фабриках, обогащающих эти руды, значительно выгодней, чем удаление его при доменной плавке или в электропечах. На плавку 1 тонны кремнезема расходуется более 800 кг кокса и около двух тонн известняка. Кроме того, кремнезем при плавке связывается с окислами марганца в прочные марганцевые силикаты, замедляет плавку агломерата и металл-марганец теряется в шлаках.

По расчетам В. И. Кармазина и др. стоимость удаления кремнезема при плавке его в доменных печах в 10-12 раз выше, чем при механическом обогащении [1]. Однако обогатительные фабрики выпускают марганцевые концентраты II и III сортов крупностью 25—3(1) мм, содержащие значительное количество кварца, полевого шпата и других пустых пород, находящихся в виде тонких сростков с марганцевыми минералами.

В статье приведены результаты лабораторных экспериментальных исследований по раскрытию марганцевых концентратов II сортов последующим обогащением на сепараторе с большой интенсивностью магнитного поля.

Во время исследований устанавливались: оптимальная степень измельчения и раскрытия, переизмельчение марганцевых минералов, распределение марганца по отдельным классам крупности, содержание марганца и фосфора в продуктах обогащения, влияние способа сепарации и размола на показатели обогащения, изменение магнитных свойств в процессе размола и др.

С целью уменьшения ошламования и лучшего раскрытия марганцевых зерен применялся метод рудногалечного самоизмельчения. В качестве измельчающих тел использовалась рудная галя из магнетитового кварцита крупностью +25—75 мм. Измельчению подвергался концентрант II сорта Грушевской обогатительной фаб-

рики треста «Никопольмарганец» с содержанием марганца 35,6%. Время измельчения задавалось 10÷80 минут. После каждого периода размола определялась гранулометрическая характеристика продуктов измельчения до крупности +0,074 мм на ситах мокрым способом, а меньше 0,074 мм — на аппарате АДАП для седиментационного анализа.

В таблице 1 приведены гранулометрические характеристики измельченного марганцевого концентрата при времени размола 10÷80 минут и распределение марганца по отдельным классам крупности во времени.

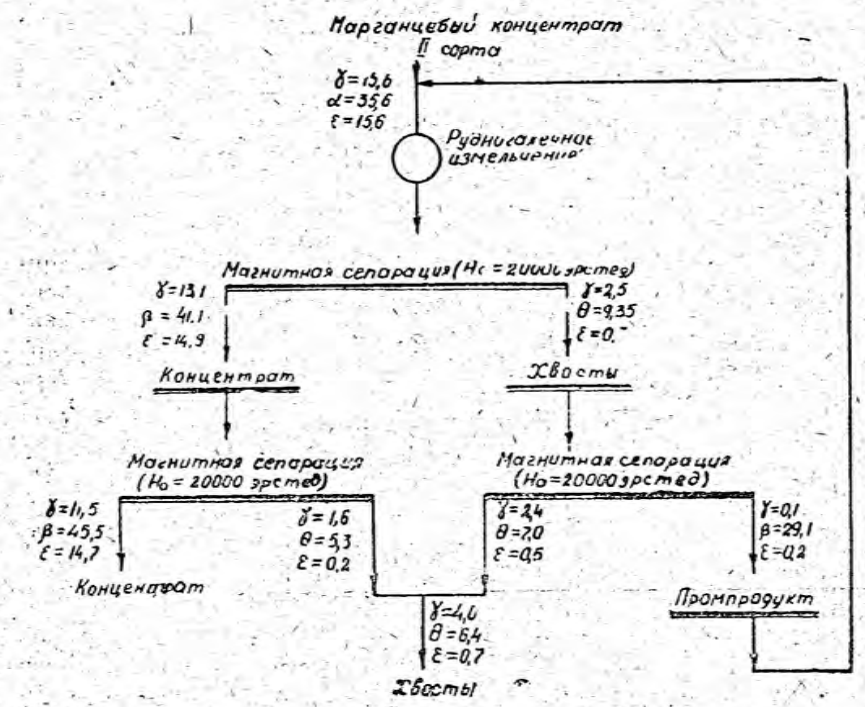

Рис. 1. Кинетика образования отдельных классов крупности при измельчении галечным методом марганцевого концентрата II сорта ГОФ.

Из рис. 1 видно, что образование относительно крупных классов (—0,5 и—0,25 мм) во времени происходит более интенсивно, чем мелких (—0,074; —0,020 и—0,010 мм). Характер кривых образования классов крупности—0,074; —0,020 и—0,010 мм аналогичен. Прирост этих классов в интервале времени 10÷60 минут незначительный и соответственно составлял 9,5; 9,8 и 6,9%.

Марганцевый концентрат II сорта легко измельчается и раскрывается в сравнении с крепкими железистыми горными породами.

Таблица 1

Гранулометрическая характеристика измельченного марганцевого концентрата II сорта ГОФ рудногалечным методом

Классы крупности, мм	Время измельчения, мин, выход классов, % и содержание марганца, %																	
	10		20		30		40		60		80							
	Выход, %	Mn, %	Выход, %	Mn, %	Выход, %	Mn, %	Выход, %	Mn, %	Выход, %	Mn, %	Выход, %	Mn, %						
+0,1	18,1	48,5	8,6	50,4	6,7	52,2	1,9	52,6	1,0	51,6	—	—						
—0,1+0,5	23,0	33,5	17,8	24,7	12,2	35,8	8,1	36,3	6,5	38,0	0,8	40,6						
—0,5+0,25	27,0	31,6	25,9	33,8	25,8	35,0	25,3	35,7	24,7	34,3	9,7	36,6						
—0,25—0,125	13,1	33,5	17,3	34,4	17,2	34,5	19,7	34,5	21,2	33,8	26,0	34,8						
—0,125+0,10	6,5	35,6	10,4	35,4	15,5	35,0	17,1	34,4	15,4	35,0	19,4	34,3						
—0,10+0,074	3,2	35,4	7,4	35,5	8,8	35,5	13,1	36,4	13,0	36,6	12,3	35,3						
—0,074+0,040	0,4	40,0	0,4	40,2	0,5	39,9	0,8	40,0	1,0	39,7	2,3	40,0						
—0,040+0,020	2,5	35,6	2,7	37,8	3,0	36,3	2,5	36,0	1,6	36,8	2,3	36,6						
—0,020+0,010	0,8	33,5	3,5	35,8	3,2	35,5	3,3	36,4	3,7	36,4	5,1	35,8						
—0,010+0,005	0,6	33,4	0,9	33,1	1,3	33,8	1,2	34,1	2,2	34,7	3,8	35,0						
—0,005	4,8	21,4	5,1	26,5	5,8	27,5	7,0	30,6	9,7	38,5	18,3	37,0						
Всего	100,0	35,4	100,0	35,6	100,0	35,8	100,0	35,4	100,0	35,6	100,0	35,5						

Если относительно полное раскрытие железистых кварцитов достигается при крупности измельчения 95—99% минус 0,074 (0,050) мм и времени измельчения 120—140 минут [2,3], то марганцевый концентрат II сорта соответственно при 12—14% —0,074 мм и 20—30 мин. При этом переизмельчение марганцевого концентрата незначительно. Содержание тонких классов в измельченном продукте в этом случае достигает: минус 20 мк—9,5—10,5%, минус 10 мк—6,0—7,0% и минус 5 мк — 5,0 — 6,0%.

При определении содержания марганца в отдельных классах крупности обнаружено, что в классе+1,0 мм концентрируются наиболее богатые, достаточно полно раскрытые рудные минералы. В этих классах содержание марганца достигает 50—52%, что объясняется возможным переходом в данный класс наиболее прочного минерала манганита.

Для сравнения в таблице 2 приведены некоторые физические и механические свойства марганцевых минералов [4].

Таблица 2

Физические и механические свойства марганцевых минералов

Показатели	Пиролюзит	Манганит	Псилэмелан	Манганокальцит, кальциевый родохрозит
Твердость по Моосу	3,8—4,5	5,4—6,3	2,2—3,7	3,9—4,1
Микротвердость, кг/см²	212—390	618—904	50—185	220—370
Временное сопротивление сжатию, кг/см²	291—990	680—1210	26—118	189—990

В классах крупности меньше 1 мм (табл. 1) содержание марганца составляло 30—37%, за исключением класса крупности — 0,074+0,040 мм, который содержал повышенное содержание марганца (в пределах 40%.)

Дальнейшее увеличение степени измельчения марганцевого концентрата не дает повышения степени раскрытия рудных минералов и увеличения содержания марганца в концентрате. При этом увеличиваются потери металла в отходах. Кроме того, с увеличением степени измельчения происходит накапливание тонких классов.

Измельченный до различной крупности марганцевый концентрат II сорта подвергался обогащению на полиградиентном электромагнитном сепараторе. В качестве фильтрующих насадок применялись шары крупностью 6 — 10 мм.

Схема обогащения измельченного марганцевого концентрата приведена на рис. 2, а результаты обогащения в таблице 3.

Данные таблицы 3 показывают, что из марганцевого концентрата II сорта Грушевской обогатительной фабрики при крупности измельчения до 1 мм и содержания в нем класса минус 0,074 мм 12—14% можно получить концентрат первого сорта с содержанием марганца 45%, отвальных хвостов — 6,5% и промпродукта — 20—33%. Незначительный выход промежуточного продукта (порядка 1—3% к исходной руде) позволяет направить его на доизмельчение (замкнутый цикл работы мельниц) или же складировать в прудах.

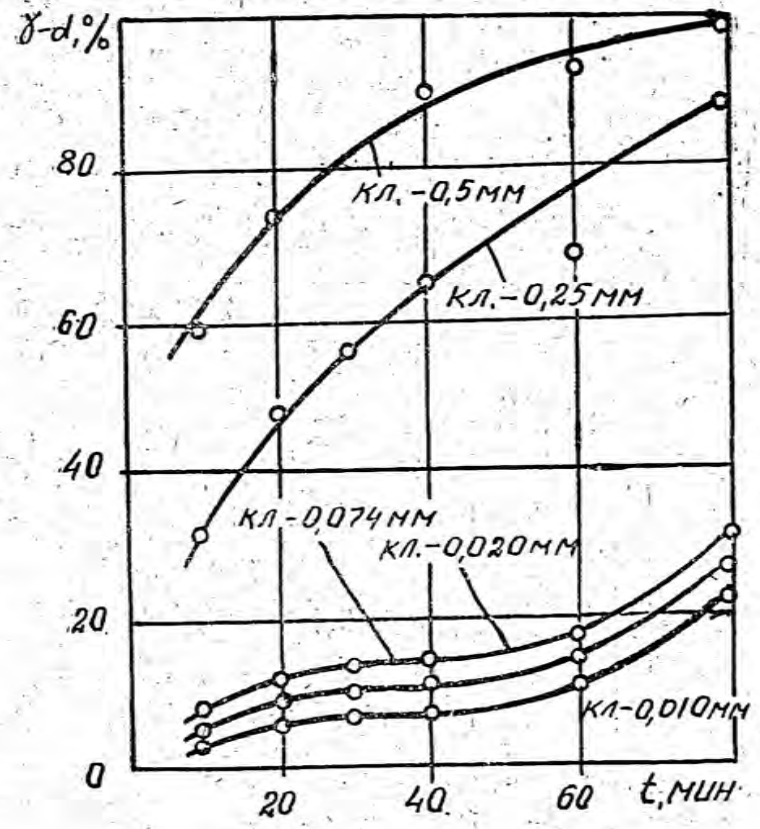

Рис. 2. Схема обогащения измельченного марганцевого концентрата II сорта ГОФ рудногалечным методом.

Увеличение степени измельчения до 31,8% класса — 0,074 мм приводит к увеличению содержания марганца в хвостах на 5, 6% и ошламованию продуктов измельчения. При этом содержание марганца в готовом концентрате увеличивается только на 0,5 — 0,8, выход тонких классов — 20 микрон до 27% и — 5 мк до 18%.

Рост содержания марганца в концентрате наблюдался при измельчении в течение 30 минут, затем оно снижается. В этот период размола (период 30—40 минут) промпродукт содержал наи-

Таблица 3

Время измельчения, мин.	Концентрат, %					Хвосты, %					Промпродукт, %				
	Mn	К пробе		К исходной руде		Mn	К пробе		К исходной руде		Mn	К пробе		К исходной руде	
		Выход	ε	Выход	ε		Выход	ε	Выход	ε		Выход	ε	Выход	ε
10	43,0	70,0	84,5	10,9	13,2	14,7	26,2	12,8	4,1	2,0	24,9	3,8	2,7	0,6	0,4
20	45,3	66,3	84,5	10,3	13,2	4,3	31,3	13,5	4,9	2,1	30,4	2,4	2,0	0,4	0,3
30	45,8	73,0	93,7	11,4	14,6	6,7	20,9	0,6	3,2	0,2	33,2	6,1	5,7	1,0	0,8
40	45,5	74,0	94,5	11,5	14,7	6,4	24,2	4,0	4,0	0,7	29,1	1,8	1,5	0,1	0,2
60	45,4	65,0	82,7	9,7	12,9	6,8	16,1	4,1	3,0	0,7	24,9	18,9	13,2	2,9	2,0
80	45,8	68,5	88,2	10,7	13,8	9,9	21,6	6,0	3,4	0,9	21,6	9,6	5,8	1,5	0,9

Содержание марганца в концентрате II сорта — 35,6%; выход концентрата II сорта 15,6%. (по данным ГОФ за 1965 г.).

большее количество марганца, а потери его в отходах (хвостах) были наименьшими.

Абсолютное содержание фосфора в конечном концентрате достигало при периодах размола 20 и 80 минут соответственно 0,226 и 0,192%, отношение фосфора к марганцу 0,0050 и 0,0042. При увеличении степени измельчения марганцевого концентрата II сорта наблюдалось снижение содержания фосфора и отношения фосфора к марганцу в конечном концентрате. Так, при увеличении времени измельчения от 20 до 80 минут содержание фосфора и отношение фосфора к марганцу уменьшилось на 20%. Нерастворимый остаток в готовом концентрате составлял порядка 11—16% и в бросовых хвостах 83—84%.

Удельная производительность мельницы по исходному (при достаточном раскрытии минералов) достигала 0,545 т/м³ час.

Повышение эффективности разделения минералов марганцевого концентрата II сорта (после его измельчения) в магнитном поле большой интенсивности авторы статьи объясняют изменением магнитных свойств (магнитной восприимчивости) минералов. В результате износа рудной магнетитовой гальки освободившиеся зерна магнетита откладываются в пористых поверхностях марганцевых минералов, а на гладких поверхностях непористого кварца, имеющего большую поверхностную твердость, он не откладывается. Поэтому абсолютная разность в магнитных восприимчивостях марганцевых минералов и кварца возрастает. Марганцевые минералы с наличием магнетита в порах и на их поверхности легче извлекаются в концентрат в магнитном поле большой интенсивности.

Магнитная восприимчивость магнитной фракции (концентрата) изменялась от $40{,}65 \cdot 10^{-6}$ см³/г (время измельчения 30 минут) до $106{,}06 \cdot 10^{-6}$ см³/г (время измельчения 90 минут), а немагнитной фракции (хвостов) практически не изменялась и составляла:

$$(19{,}48 \div 23{,}61) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}.$$

Исследования по определению степени раскрытия рудных минералов, изучение минералогического состава отдельных классов крупности при сухой и мокрой магнитной сепарации измельченного продукта и их разубоживание, изменение магнитных свойств в процессе размола и др. были проведены в Центральной лаборатории обогащения треста «Никопольмарганец» и лабораториях кафедры обогащения Днепропетровского горного института. Для этого была отобрана проба марганцевого концентрата II сорта на Грушевской обогатительной фабрике с содержанием марганца 36%. Сравнительные опыты проводились при измельчении стальными шарами и рудной галькой из магнетита. Время измельчения задавалось 5, 10, 20, 40 и 60 мин. Вес измельчающих сред (стальных шаров и рудной гальки) был постоянным. Общая проба квартовалась на 11 равных частей весом по 1 кг каждая. Одна проба в есте-

ственном виде подвергалась ситовому и минералогическому анализам, а остальные десять—шаровому и галечному измельчению.

После каждого периода размола отбирались пробы для определения их гранулометрического и минералогического составов, для сухой и мокрой магнитной сепарации, определения магнитных свойств и содержания марганца.

Ситовый анализ (мокрый) производился на ситах с отверстиями I; 0,5; 0,3; 0,15; 0,1 мм. Сухая магнитная сепарация осуществлялась на лабораторном магнитном однороликовом сепараторе 138Б — СЭ с перечисткой немагнитной фракции.

На рис. 3 (а, б) показано изменение крупности измельченных продуктов во времени.

Из приведенных данных видно, что при одинаковом весе металлических шаров и рудной гальки рудногалечный помол дает более интенсивное уменьшение крупности (рис. 3, а). Особенно это заметно для классов крупности—1,0 и—0,5 мм. Прирост классов—0,15 и—0,1 мм практически одинаковый. Выход тонких классов 10 и 20 микрон в измельченных продуктах при галечном и шаровом измельчении соответственно составлял 11,0 и 19,5%, 33,5 и 42,5% (время измельчения 20 минут).

При увеличении времени измельчения происходит раскрытие рудных и нерудных минералов. Так, классы крупности +1мм и 1—0,5 мм в исходной пробе концентрата II сорта содержали марганца 38,6 и 29,3%, а после галечного измельчения (t=60 мин.) 51,5 и 47,4% и шарового (t=60 мин.) — 48 и 35%.

Распределение марганца по отдельным классам крупности — равномерное.

При сухой магнитной сепарации измельченных продуктов крупностью 22—26% — 0,1 мм содержание марганца в первичном концентрате увеличивалось примерно на 4%. Увеличение времени измельчения свыше 20 минут приводило к снижению качества концентрата (концентрат II сорта практически не обогащался). Следует заметить, что увеличение времени измельчения при галечном размоле приводило к снижению содержания марганца в хвостах. Минимальное и максимальное содержание марганца в хвостах соответственно достигало 8,7 и 18,2% при галечном измельчении и 18,3 и 31,2%—шаровом.

Содержание железа в продуктах галечного и шарового измельчения и магнитные восприимчивости во времени увеличивались. Так, для различных периодов галечного размола содержание железа изменялось в пределах 1,57—1,76 и шарового 1,47—1,57%, а магнитные восприимчивости соответственно $60{,}8 \cdot 10^{-6}$—$93{,}47 \cdot 10^{-6}$ см³/г и 37,99—57,066 10^{-6} см³/г.

С увеличением времени измельчения магнитная восприимчивость продуктов возрастает. Для галечного измельчения она изменяется в большей степени. Увеличение содержания железа в продуктах измельчения и их магнитной восприимчивости связано

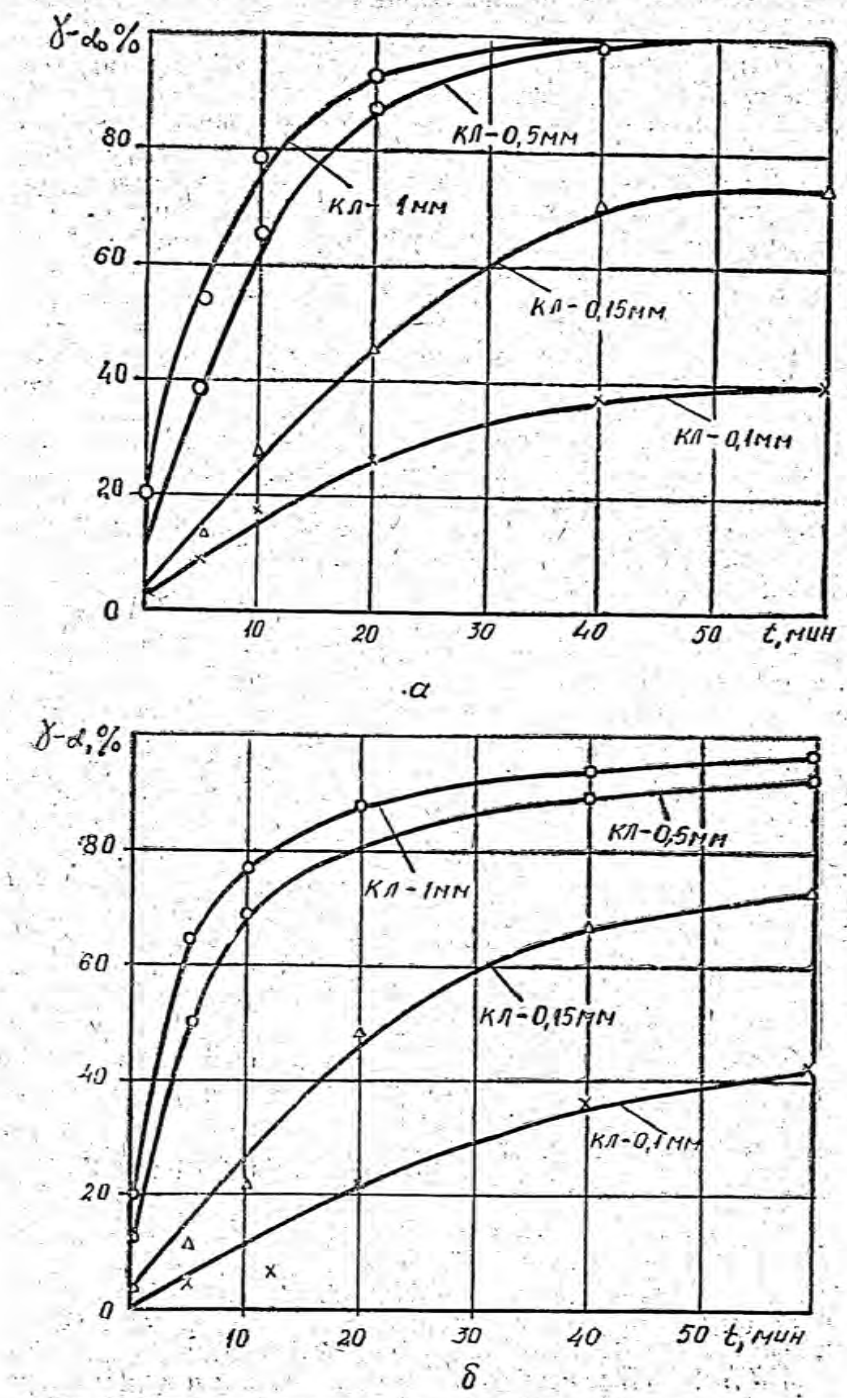

Рис. 3. Зависимость выходов отдельных классов крупности от времени измельчения: а — при галечном; б — при шаровом.

с переходом в продукты размола магнетита при износе гальки и металлического железа при износе шаров.

Минералогический анализ исходного марганцевого концентрата II сорта показал, что класс+3 мм представлен в основной своей массе псиломеланом (80,7%) и незначительными количествами манганита (4,8%), сростками окисных и карбонатных минералов (6,8%), карбоната (3,0%) и пустой породы (кварц и полевой шпат 4,7%).

Псиломелановая руда представлена в виде обломков размером от 3 до 10 мм и небольшим количеством оолитов от 3 до 7 мм. Рудные обломки содержат большое количество зерен кварца (от мельчайших до 3 мм) и точечную вкрапленность карбонатов. Манганитовая руда состоит аналогично псиломелану из обломков.

Сростки состоят из окисных минералов, содержащих вкрапления карбонатных минералов и зерна кварца. Карбонатная руда представлена обломками, некоторые из них пористые и ожелезненные. Кварц и полевой шпат в виде зерен, количество полевого шпата преобладает. В концентрате этого класса встречаются единичные зерна пиролюзита.

Таблица 4

Характеристика класса 3—0 мм исходной пробы марганцевого концентрата II сорта ГОФ по содержанию рудных окисных и карбонатных зерен, сростков и нерудных зерен

Составляющие компоненты	3—1 мм		1—0,15 мм		—0,15 мм		Итого	
	Выход, %		Выход, %		Выход, %		Выход, %	
	к классу	к пробе	к классу	к пробе	к классу	к пробе	от клас. 3—0	от пробы
1. Рудные окисные	84	30,2	59	10,3	81,6	2,0	75,6	42,5
2. Рудные карбонатные	1	0,4	6,9	1,2	2,7	0,1	3,1	1,7
3. Сростки окисной с карбонатной	3,6	1,3	—	—	—	—	2,3	1,3
4. Сростки окисной с кварцем	1,4	0,8	6,7	1,2	3,4	0,1	3,7	2,1
5. Полевой шпат и кварц	10	3,6	27,4	4,7	12,3	0,3	15,3	8,6
Итого	100	36,3	100	17,4	100	2,5	100	56,2

В таблице 4 приведено содержание сростков, рудных и нерудных зерен в классе 3—0 мм исходной пробы концентрата. В этом классе 78,7% (44,2% к пробе) раскрытых рудных и карбонатных зерен, 6% сростков и 15,3% нерудных зерен (кварц и полевой шпат). Рудные окисные зерна содержат мельчайшие вкрапления кварца, а карбонатные загрязнены окисными минералами.

Сростки представлены в виде двух разновидностей: а) в карбонатные минералы включены окисные минералы; б) кварцевые зерна содержат корочки и гнезда окисных минералов. Зерна полевого шпата с ярко выраженной спайностью, а кварца—угловатые.

По мере измельчения исходной пробы концентрата II сорта количество сростков уменьшается, а свободных рудных карбонатных и нерудных (полевой шпат и кварц) зерен — увеличивается. Так, после 5 минут галечного размола содержание нерудных составляло: 11,4 после 60 минут — 35,8. Аналогичные данные были получены при шаровом измельчении.

Измельченный продукт галечного размола (время 60 минут) представлен зернами средней (0,1 мм) и минимальной (около 0,020 мм) крупности.

Продукт шарового размола имел среднюю крупность зерен 0,09 мм, минимальную—около 0,01 мм.

Из приведенных данных поисковых исследований можно сделать следующие выводы:

1. Измельчение марганцевого концентрата второго сорта до крупности 1 мм при содержании классов минус 0,074 мм 12—14% и 0,01 мм 6—7% с последующей полиградиентной магнитной сепарацией его в поле высокой интенсивности позволяет получать концентрат первого сорта с содержанием марганца от 43 до 45,8% при извлечении металла 94,5% к операции и потерях марганца в хвостах 6,5—7%.

2. Галечное измельчение дает лучшее раскрытие сростков (рудных минералов с пустыми породами) и меньшее ошламование продуктов размола. При этом выход классов крупности минус 10 и 20 микрон соответственно в 1, 8 и 1,3 раза меньше, чем при шаровом измельчении.

3. Опытами установлена возможность получения марганцевого концентрата первого сорта дешевым способом с применением полиградиентной магнитной сепарации. Требуется ускорить исследования по изучению раскрытия марганцевых концентратов и шламов низших сортов, проектирование, изготовление и доводку промышленных образцов полиградиентных сепараторов.

ЛИТЕРАТУРА

1. В. И. Кармазин, И. Д. Ройзен, В. А. Бинкевич — О совершенствовании обогащения на комбинатах Кривбасса и Никопольмарганца. «Горный журнал», № 9, 1965.

2. А. И. Денисенко, В. И. Кармазин, Л. А. Цыбулько — Изучение закономерностей измельчаемости обожженной руды ЦГОК методом бесшарового и

шарового помолов. Республиканский межведомственный научно-технический сборник «Горная электромеханика и автоматика», выпуск II, 1965.

3. В. И. Кармазин, А. И. Денисенко — Самоизмельчение Криворожских магнетитовых роговиков. «Горный журнал», № 10, 1963.

4. В. И. Грязнов, Л. В. Червоноокая, К. И. Тищенко, А. С. Шорникова — Оценка обогатимости минералогических разновидностей Никопольских марганцевых руд. Сб. «Обогащение марганцевых руд». Научные труды Института «Механобрчермет», вып. 6, «Недра», 1965.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НИЗКОСОРТНЫХ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ УГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОМАРГАНЦА

М. А. КЕКЕЛИДЗЕ, Г. Н. ОДИЛАВАДЗЕ, Т. А. ЧУБИНИДЗЕ

Институт металлургии АН Грузинской ССР

669.15 — 198:661.185

Огромные масштабы производства марганцевых сплавов в нашей стране требуют значительного расширения его сырьевой базы. Поскольку запасы богатых окисных руд весьма ограничены, то все большее внимание привлекает проблема применения в металлургии бедного марганцевого сырья, обогащенного по наиболее эффективным схемам.

Согласно принятым схемам обогащения, конечными продуктами флотации являются окисные и карбонатные концентраты.

Первая разновидность флотационных концентратов характеризуется достаточно высоким содержанием марганца и может иметь вполне самостоятельное значение в производстве стандартных ферромарганцевых сплавов [1]. Вместе с тем, карбонатные флотационные концентраты отличаются низким содержанием марганца и повышенным—фосфора, что обуславливает их весьма ограниченную применимость в упомянутом производстве в качестве подшихтовочного материала [2].

Поскольку выход низкосортных карбонатных флотационных концентратов составит свыше половины от всего количества продуктов флотационного обогащения, возникает необходимость изыскания более широкого вовлечения их в металлургический передел. С этой целью исследовалась возможность металлургического обесфосфоривания данного вида сырья с последующей подшихтовкой полученного передельного шлака к первосортной руде для выплавки углеродистого ферромарганца с пониженным содержанием фосфора.

Используемый в опытах флотационный карбонатный концентрат был получен из шламов в отделении флотации Центральной доводочной фабрики треста «Чиатурмарганец». В связи с тем, что концентрат характеризовался повышенной влажностью (порядка 28 — 32%), он перед окускованием подвергался глубокой сушке во вращающейся барабанной печи. Содержание основных компонентов и влаги в концентрате после сушки было следующим: 23,0 — 26,2% Mn; 12,1 — 13,2% SiO_2; 17,3—19,4% CaO; 3,9 — 5,2%

Al_2O_3; 0,23—0,26% P; влага 1,0—3,0%. Содержание в концентрате фракции крупностью — 0,07мм составляло 50,0 — 65,0%.

Окускование концентрата производилось в цехе подготовки шихт к плавке Зестафонского завода ферросплавов на грануляторе с диаметром тарели 3000 мм и высотой борта 700 мм. Скорость вращения тарели составляла 76,16 рад/мин. (12 об/мин) при окружной скорости 1,88 м/сек. (113 м/мин). Регулировочное устройство гранулятора позволяло изменять угол наклона тарели в пределах 0,78—1,13 рад (45—65°). В качестве связующего вещества применялся водный раствор сульфитно-спиртовой барды.

Процесс окатывания характеризовался следующими основными показателями: угол наклона тарели 0,91—0,96 рад (52—55°), производительность гранулятора 333 — 417 г/сек (1,2 — 1,5 т/ч), влажность окатышей 7,0—8,0%, содержание связующего вещества 3,5 — 4,0%. Сопротивление раздавливанию сырых окатышей составляло 1,2 — 3,6 кг/ок, а число падений с высоты 500 мм порядка 10—15.

Следует отметить факт упрочнения сырых окатышей в период их складирования в течение 3—4 суток. Естественная подсушка окатышей способствовала развитию структурных превращений в пленках связующего вещества [3], за счет чего заметным образом улучшались механические свойства гранул. Так, окатыши с остаточной влажностью 5,0% обладали сопротивлением раздавливанию 20—100 кг/ок и выдерживали падение с высоты 6000—8000 мм, что значительно повышало их транспортабельность.

При проплавке полученных окатышей была предпринята попытка получения малофосфористого передельного шлака без добавки кварцита. При этом имелось в виду, что максимальное использование основной пустой породы окатышей в данной стадии передела обеспечит в дальнейшем, во время выплавки ферромарганца с подшихтовкой полученного шлака, существенную экономию известняка, значительно сократит кратность отвального шлака, а следовательно, и уменьшит потери марганца, что при переработке бедного марганцевого сырья имеет особо важное значение.

Опытные плавки велись непрерывным процессом с закрытым шихтой колошником на однафазной рудовосстановительной электропечи мощностью 1000 ква Зестафонского завода ферросплавов.

Печь с проводящим подом имела следующие основные размеры: диаметр по кожуху — 2800 мм, высота — 2300 мм, диаметр горна — 1350 мм, высота — 1000 мм, диаметр самоспекающегося электрода — 700 мм. Фактическое напряжение на низкой стороне трансформатора составляло 49 в, сила тока — 14 ка.

Химические составы шихтовых материалов приводятся в табл. 1.

Проплавляемые окатыши имели крупность—30+5 мм, причем количество фракций — 25+10 мм составляло 76,0%.

Технический анализ коксовой мелочи: зола — 10,40%, летучие вещества — 1,90%, сера — 1,70%, влага — 10,0%.

Количество восстановителя рассчитывалось на полное восстановление фосфора и железа, а высших окислов марганца — до закиси.

Длительность опытного периода составила четверо суток. Плавки были начаты на шихте, состоящей из 100,0 кг окатышей и 5,0 кг коксовой мелочи. Содержание марганца в шлаке колебалось от 28,21 до 32,30%, фосфора от 0,084 до 0,114%, а выход попутного металла на Мг (т) шлака составлял 0,072 — 0,077 Мг (т).

Таблица 1

Средневзвешенные химические составы шихтовых материалов

Наименование материалов	Состав, %										Влага
	Mn	SiO_2	CaO	MgO	BaO	K_2O+Na_2O	Al_2O_3	Fe_2O_3	P	п. п. п.	
Окатыши из карбонатного флотационного концентрата	24,35	12,76	18,79	1,88	1,21	3,88	5,08	3,01	0,24	20,98	5,10
Зола коксовой мелочи	2,28	38,40	5,00	1,80	—	—	26,00	23,00	0,14	—	—

С целью уменьшения содержания фосфора в шлаке во второй день плавок навеска восстановителя была увеличена до 8,0 кг. Количество фосфора в шлаке понизилась до 0,03%, однако, при этом имело место заметное увеличение выхода попутного металла (до 0,124 — 0,134 Мг/Мг шлака). Поэтому в третий день плавок количество коксовой мелочи в шихте было снижено до 7,0 кг, что вызвало уменьшение выхода попутного металла до 0,1 Мг/Мг (т/т) шлака при содержании в шлаке марганца и фосфора соответственно 26,57 и 0,041%. Попытка дальнейшего снижения выхода попутного металла путем уменьшения колоши восстановителя до 6,0 кг вызвала рост содержания фосфора в шлаке до 0,068%, что, конечно, нельзя считать целесообразным. По-видимому, в условиях данных опытов, оптимальной следует считать величину навески восстановителя порядка 7,0 кг (рис. 1.).

При непрерывном процессе плавки передельного шлака наряду с правильной дозировкой восстановителя большую роль играет также равномерность схода шихты в печи. Ровная работа колошника, отсутствие спекания шихты и ее периодических обвалов в горн обеспечивают оптимальное содержание фосфора в шлаке и сокращение потерь марганца. С этой точки зрения нужно считать, что использование в шихте окатышей с их благоприятными физическими свойствами несомненно окажет весьма благотворное влияние на процесс плавки передельного шлака.

Практика проведения данных плавок полностью подтвердила это предположение — ход печи в продолжение всего опытного периода был исключительно ровным. Шлаки на выпусках, несмотря

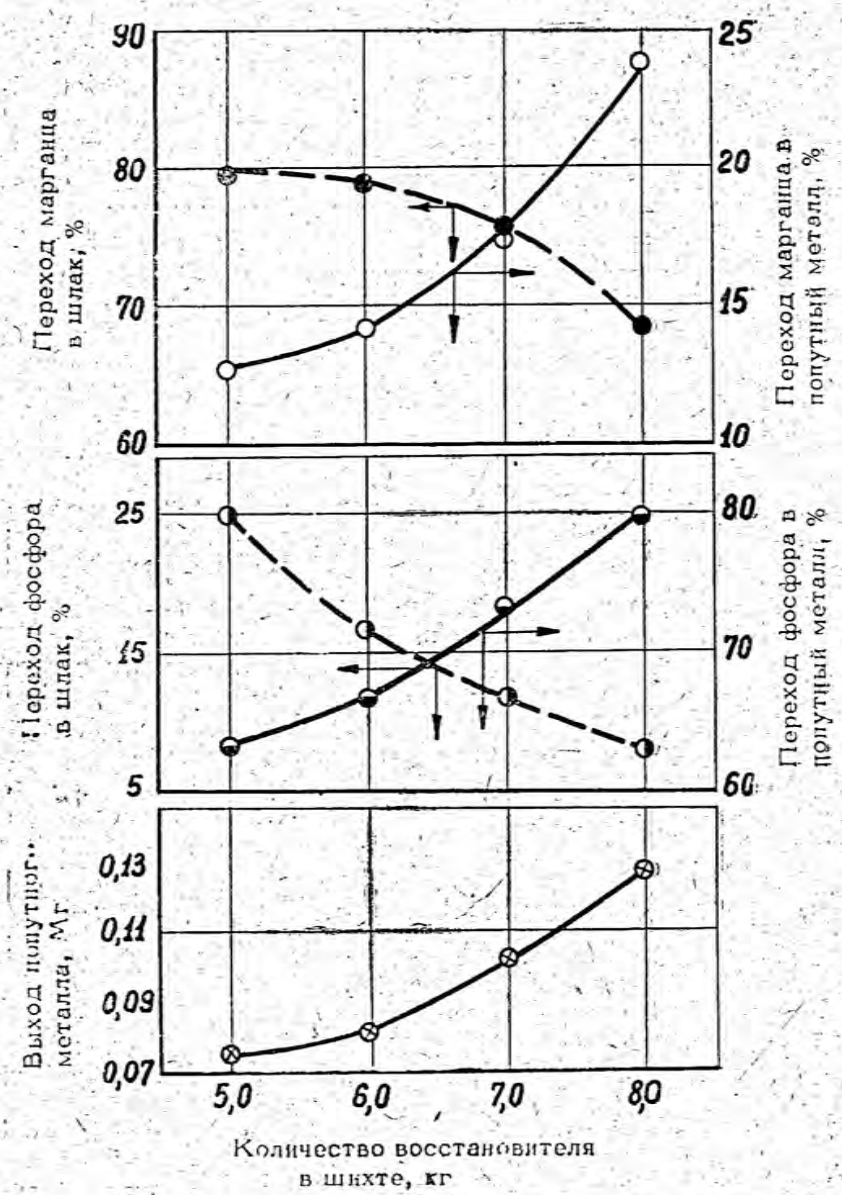

Рис. 1.

на повышенную основность, обладали достаточной жидкоподвижностью. Последнее, очевидно, объясняется разжижающим влиянием щелочных соединений[4], а также магния и бария, содержащихся в проплавляемых окатышах в заметных количествах.

В среднем за опытный период выплавка передельного шлака с

содержанием 27,51% Mn, 19,52% SiO_2, 28,05% CaO, 3,10% MgO, 8,09% Al_2O_3; 0,91% FeO и 0,057% P сопровождалась получением попутного металла в количестве 0,097 Мг/Мг (т/т) шлака. При дозировке восстановителя в оптимальных количествах (третий день плавок) было возможным получение шлака с содержанием фосфора 0,041%. В данных условиях, по-видимому, не следует стремиться к дальнейшему снижению фосфора в шлаке — во избежание излишнего увеличения выхода попутного металла, тем более, что любые варианты подшихтовки передельного шлака с содержанием фосфора 0,040% $\left(\frac{P}{M_n} = 0{,}0015\right)$ к чиатурской мытой марганцевой руде I с. $\left(\frac{P}{M_n} = 0{,}0035 \div 0{,}0039\right)$ обеспечивают при флюсовом способе плавки получение ферромарганца с меньшим содержанием фосфора, чем при проплавке только руды.

В рассматриваемом периоде переход марганца в шлак составил 76,12%, а в попутный металл—16,80%. Сравнительно высокая последняя величина обуславливалась повышенной основностью передельного шлака, высокой температурой процесса, вследствие тугоплавкости окатышей, а также влиянием угольной футеровки горна и большой удельной поверхностью электрода на единицу веса шлакового расплава в печи.

Для блокирования процесса восстановления марганца, помимо замены футеровки печи, рекомендуется также увеличение в шихте окислов железа путем подшихтовки железной руды. Установлено, что подобный прием создает реальные предпосылки для достижения высокого извлечения марганца (до 97%) в шлак не только за счет разбавления его железом, но и за счет ухудшения восстановимости окислов марганца железом, вследствие образования прочных силикатов последнего [5].

Средний удельный расход электроэнергии на выплавку Мг (т) передельного шлака составил 6,29 Гдж (1747 квт-ч). По данным работы [6], при получении передельного шлака без добавки кварцита из усинских карбонатных руд (27,0—33,0% Mn, 0,23% P) аналогичная статья расхода составляла 5,94 Гдж (1480 квт-ч). Очевидно, повышенный энергорасход плавок данного характера объясняется меньшим выходом шлака в результате изъятия из шихты разжижающей добавки-кварцита, необходимостью расплавления и прогрева более основного шлака, разложения карбонатов и нагрева дополнительного количества газов, выделяющихся при этом, а также значительными тепловыми потерями, что вообще свойственно малым печам, имеющим большое отношение поверхности к объему.

На втором этапе данной работы была осуществлена плавка углеродистого ферромарганца флюсовым способом в три серии:

на обычной шихте и с подшихтовкой к чиатурской мытой марганцевой руде полученного передельного малофосфористого шлака в количестве 30 и 50%.

Опыты проводились на той же электропечи непрерывным процессом и с закрытым шихтой колошником. Используемое напряжение на низкой стороне трансформатора — 49 в, сила тока — 15 кв. Металл и шлак выпускались из печи одновременно, каждые два часа.

Средневзвешенные химические составы марганцевых руд и передельного шлака по сериям плавок приведены в табл. 2.

Таблица 2

Средневзвешенные химические составы мытых марганцевых руд и низкофосфористого передельного шлака

Серии плавок	Наименование материалов	Состав, %							Влага
		Mn	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Fe_2O_3	P	
I	Мытая марганцевая руда	47,46	10,86	2,10	0,90	2,24	2,17	0,18	5,20
II	Мытая марганцевая руда	46,10	8,86	1,60	0,51	1,55	2.01	0,18	6,20
III	Низкофосфористый передельный шлак	27,28	19,27	28,43	3,12	8,18	FeO-0,93	0,057	

Мытая марганцевая руда содержала фракции—15+5 мм в количестве 42,85% и — 5 мм в количестве 57,15%. Низкофосфористый передельный шлак имел крупность — 30+10 мм.

Применяемый коксик фракции 5 — 15 мм характеризовался следующим техническим составом: 10,00 — 17,40% золы; 2,00 — 2,65% летучих; 12,00 — 16,00% влаги и 1,75 — 1,81% серы. Известняк крупностью 5 — 30 мм содержал 0,2 — 1,40% SiO_2; 52,65 — 54,00% CaO; 0,20 — 0,60% MgO и 0,5% влаги.

Длительность опытов во всех указанных сериях составляла по три дня, а балансовый период принимался продолжительностью по двое суток, в течение которых было осуществлено 24 выпуска.

Ход печи на протяжении первой серии плавок характеризовался периодическим забиванием колошника, образованием свищей различной интенсивности и неровным электрическим режимом. Шлаки на выпусках были прогретыми и достаточно жидкотекучими. Во второй и особенно третьей сериях плавок при подшихтовке 30 и 50% передельного шлака имело место улучшение и выравнивание хода печи в связи с увеличением в шихте сухого и кускового материала. Основные показатели работы печи во всех вариантах плавок сведены в табл. 3.

Из сопоставления данных табл. 3 видно, что подшихтовка передельного шлака в количестве 30 и 50% от веса чиатурской мытой марганцевой руды обеспечивала сокращение расхода последней на 16,0 — 33,7% и получение ферромарганца с содержанием фосфора соответственно 0,29 и 0,25%.

Таблица 3

Среднесуточные показатели работы печи при выплавке углеродистого ферромарганца флюсовым способом из мытой марганцевой руды и с подшихтовкой к ней 30 и 50% низкофосфористого передельного шлака

Показатели	Серии плавок		
	I	III	III
1	2	3	4
Мощность печи, квт	642	647	647
Простои печи к номинальному времени, %	0,97	0,91	0,65
Производительность печи по ферромарганцу, н. Мг (т)	3,220	3,077	3,000
б. Мг (т)	3,350	3,168	3,024
Средневзвешенный химический состав, %			
Mn	79,00	78,22	76,62
Si	1,27	0,99	1,07
P	0,30	0,29	0,25
Выход шлака, Мг (т)	2,470	3,080	3,820
Средневзвешенный состав, %			
Mn	13,07	13 10	11,93
SiO_2	30,05	29,35	29,50
CaO	38,67	37,10	37,75
P	0,017	0,013	0,012
Основность шлака CaO: SiO_2	1,27	1,27	1,28
Кратность шлака	0,77	1,00	1,26
Расход на б. Мг (т) 76% ферромарганца:			
мытой марганцевой руды, Мг (т)	2,010	1,690	1,330
малофосфористого передельного шлака, Мг (т)	—	0,730	1,370
коксика, Мг (т)	0,480	0,455	0,450
известняка, Мг (т)	0,460	0,262	0,189
железной стружки, Мг (т)	0,104	0,085	0,110
электроэнергии, Гдж	16,5	17,64	18,50
электроэнергии, квт.—ч	4600	4900	5140
Распределение марганца и фосфора:			
извлечение марганца в сплав,	78,69	77,79	76,43
переход марганца в шлак,	9,96	13,04	15,16
улет и пр. потери,	11,35	9 17	8,41
переход фосфора в сплав,	75,79	78,42	75,86
переход фосфора в шлак,	3,16	3,62	3,10
улет и пр. потери	21,05	17,96	20,99

За счет разубоживания марганцесодержащей рудной части шихты передельным шлаком имело место некоторое снижение производительности печи (4,4 — 6,8%) и повышение удельного расхода электроэнергии (7,0 — 12,0%). Вместе с тем, повышенная основность подшихтовочного материала обуславливала сравнительно невысокую кратность шлака, достаточно высокое извлечение марганца и значительную экономию известняка (рис. 2).

Для экономической оценки и сравнения результатов проведенных опытных плавок в табл. 4 и 5 приведены ориентировочные калькуляции себестоимости базовой тонны металла, рассчитанные на основе полученных расходных коэффициентов.

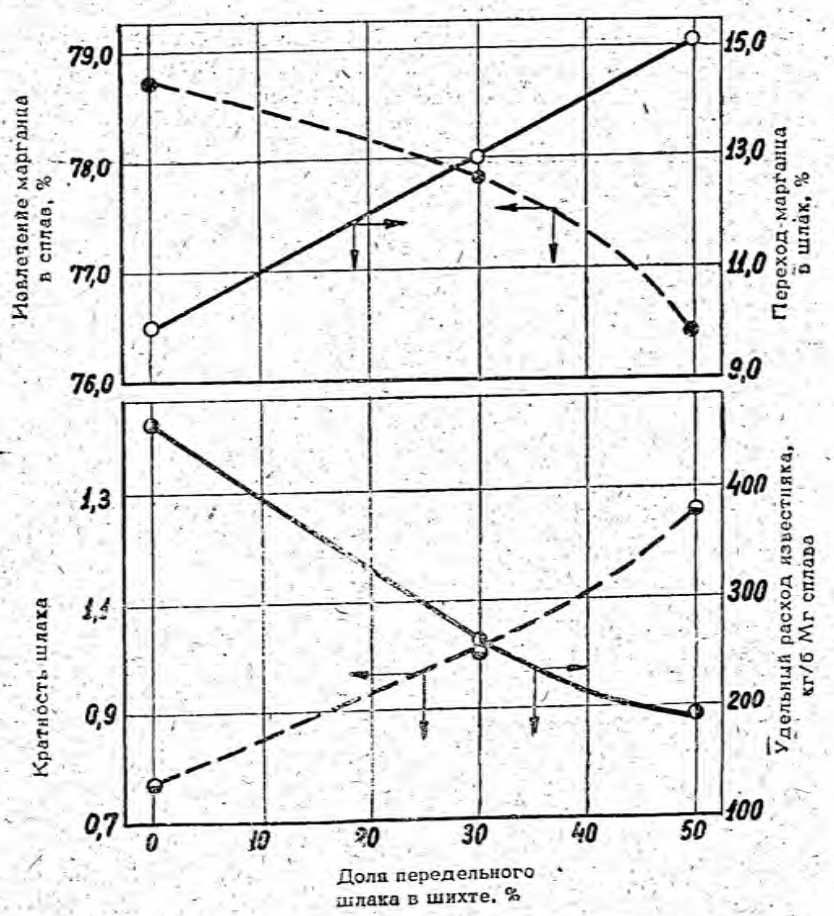

Рис. 2.

Из приведенных таблиц видно, что себестоимость Мг (т) малофосфористого шлака, выплавленного из окатышей карбонатного флотационного концентрата, значительно выше (на 83,3%) такой же для чиатурской мытой марганцевой руды. Поэтому с увеличением доли использования в шихте шлака до 30 и 50% себестоимость углеродистого ферромарганца с пониженным содержанием фосфора возрастает соответственно на 23,1 и 41,9%. Вместе с тем следует отметить, что себестоимость металла с содержанием фосфора 0,25% находится на уровне себестоимости доменного ферромарганца со значительно большим содержанием фосфора (0,40—0,45%). В перспективе это обстоятельство будет несомненно обуславливать большой спрос сталеплавильной промышленности на ферромарганец с понижением фосфора, тем более, что при организации его производства в мощных рудовосстановительных электропечах следует реально ожидать заметного улучшения технико-экономических показателей плавки и снижения себестоимости металла.

Таблица 4

Ориентировочная калькуляция себестоимости малофосфористого передельного шлака, выплавленного из окатышей карбонатного флотационного концентрата ЦДФ

Наименование статей затрат	Единица измерения	Количество	Цена, руб—коп.	Сумма, руб—коп.
Окатыши из карбонатного флотационного концентрата	Мг (т)	1,48	9—86	11,59
Коксик	„	0,096	15—41	1,48
Электродная масса	„	0,009	72—80	0,65
Электродная арматура	„	0,001	98—00	0,10
Электроэнергия технологическая	квт—ч	1747	0—0021	3,67
Прочие расходы по переделу и общезаводские рвсходы	—	—	—	7—93
Заводская себестоимость				28—42

ВЫВОДЫ

1. На промышленном грануляторе с диаметром тарели 3000 мм установлены оптимальные параметры окатывания карбонатных флотационных концентратов производства ЦДФ: угол наклона тарели 0,91 — 0,96 рад (52 — 55°), производительность гранулятора 333—417 г/сек (1,2 — 1,5 т/час), влажность окатышей 7,0—8,0%, расход сульфитно-спиртовой барды 3,4—4,0%.

2. В условиях опытов, проведенных в электропечи мощностью 1000 ква, показана возможность получения малофосфористого передельного шлака без добавки кварцита из окатышей карбонатного флотационного концентрата, содержащих в среднем 24,35% Мц, 12,76% SiO_2, 18,79%, CaO и 0,24% Р. При оптимальном количестве восстановителя в шихте установлена возможность выплавки передельного шлака с содержанием фосфора 0,041%. В целом за опытный период получение передельного шлака со средним содержанием 27,51% Мп, 19,52% SiO_2 28,05% CaO и 0,057% Р сопровождалось выходом попутного металла в количестве 0,097 Мг/Мг (т/т) шлака и расходом электроэнергии 6,29 Гдж/Мг (1747 квт-ч/т) шлака.

Таблица 5

Ориентировочная калькуляция себестоимости углеродистого ферромарганца, полученного флюсовым способом из Чиатурской мытой марганцевой руды и с подшихтовкой к ней передельного малофосфористого шлака

Наименование статей затрат	Единица измерения	Цена, руб—коп.	На руде		На руде с подшихтовкой 30% передельного шлака		На руде с подшихтовкой 50% передельного шлака	
			Количество	Сумма, руб—коп.	Количество	Сумма, руб—коп.	Количество	Сумма, руб—коп.
Чиатурская мытая марганцевая руда	Мг (т)	15—50	2,010	31—15	1,690	26—20	1,380	20—21
Передельный малофосфористый шлак	„	28—42	—	—	0,730	20—75	1,370	38—93
Нерудная часть шихты, электродная масса и арматура	—	—	—	13—81	—	12—03	—	11—87
Электроэнергия технологическая	квт—ч	0—0021	4600	9—62	4900	10—29	5140	10—79
Прочие расходы по переделу и общезаводские расходы	—	—	—	20—79	—	22—25	—	23—33
Заводская себестоимость	—	—	—	74—37	—	91—52	—	105—53
				100,0%		123,0%		141,9%

3. При выплавке углеродистого ферромарганца флюсовым способом подшихтовка передельного шлака к чиатурской мытой марганцевой руде в количестве 30 и 50% обеспечивала сокращение расхода руды на 16,0 — 33,7% и способствовала снижению содержания фосфора в металле соответственно до 0,29 — 0,25%. Повышенная основность подшихтовочного материала обуславливала сравнительно невысокий выход шлака, достаточно высокое извлечение марганца и значительную экономию известняка.

ЛИТЕРАТУРА

1. Кекелидзе М. А., Одилавадзе Г. Н. — Результаты лабораторных опытов по выплавке углеродистого ферромарганца из окатышей. Труды Грузинского института металлургии, т. XIV, 1964, Тбилиси.
2. Кекелидзе М. А., Одилавадзе Г. Н. — Опробование окатышей из чиатурских флотационных концентратов в производстве электротермического углеродистого ферромарганца. Сб. «Марганец», 2 (4), 1964, Тбилиси.
3. Кекелидзе М. А., Одилавадзе Г. Н. — К металлургической характеристике марганцевых окатышей. Сб. «Марганец», 2 (6), 1965, Тбилиси.
4. Загянский А. П. — Об особенностях поведения карбонатных марганцевых руд в процессе доменной плавки. Доклады АН СССР, т. XXVI, 1951.
5. Хитрик С. И., Ем А. П., Гах А. С., Власенко В. Е., Руденко В. К., — Беликов Ю. В., — Исследование выплавки малофосфористого марганцевого шлака с подшихтовкой железной руды. Сб. «Марганец», 2 (6), 1965, Тбилиси.
6. Толстогузов Н. В., Якушевич Н. В. — Доклад на Всесоюзной научно-технической конференции «Производство марганцевых электроферросплавов и пути улучшения использования марганца», 1964, Днепропетровск.

ПОЛУЧЕНИЕ СИЛИКОМАРГАНЦА ИЗ МАРГАНЦЕВЫХ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ ЧИАТУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕТОДОМ МОНОШИХТЫ

С. М. МАЗМИШВИЛИ, А. Т. ХВИЧИЯ, З. А. МУРАДОВА
ГПИ им. В. И. Ленина

553.32.

Проблема использования продуктов глубокого обогащения бедных марганцевых руд привлекает к себе большое внимание особенно после пуска в стране ряда крупных флотационных фабрик. Гранулометрический состав этих продуктов, а также высокое содержание фосфора, в частности, в карбонатном флотоконцентрате, исключают возможность их металлургической переработки без предварительной подготовки.

В Грузинском политехническом институте проводятся работы по изысканию возможности использования марганцевых флотоконцентратов для получения силикомарганца методом моношихты.

Сущность этого метода заключается в предварительном совместном окусковании компонентов шихты, где в качестве восстановителя применяется уголь [1,2].

В данной статье описываются лабораторные и полузаводские исследования по изучению механической прочности брикетов моношихт, установлению оптимального технологического режима брикетирования моношихты, а также приводятся результаты плавок в лабораторной электроплавильной печи мощностью 75 ква и полузаводской печи мощностью 1000 ква.

В качестве рудного сырья были использованы окисный и карбонатный флотоконцентраты, полученные путем селективной флотации чиатурской мытой марганцевой руды IV сорта.

Для приготовления брикетов использовался флотоконцентрат следующего ситового состава, %:

более 0,4 мм	0,4 — 0,25	0,2 — 0,1 мм	0, 1 — 0,5 мм	менее 0,05 мм
0,65	0,60	1,30	15,55	81,90

Характеристика исходных материалов приведена в таблице 1.

Технический анализ концентрата ткварчельского угля: A^c — 13,4%; V^r —31,2%; W^p —4,0%.

При получении брикетов моношихт в лабораторных условиях использовался уголь размером 0 — 1,5 мм, в заводских 0—3 мм. Споголит дробили до размера менее 3мм. Брикеты моношихт в лабораторных условиях приготовлялись следующим образом: шихта, состоящая из флотоконцентрата, угля и кварцита перемешивалась с добавлением 6% водного раствора сульфит-спиртовой барды плотностью 1,15 г/см³. Смесь брикетировалась на гидравлическом прессе. Брикеты имели форму цилиндра высотой 30—35 мм и диаметром 40 мм. Перед определением механической прочности брикеты подвергали сушке при температуре 105° до постоянного веса.

Таблица 1

Химический состав используемых материалов

Наименование материалов	Содержание, %								$\frac{P}{Mn}$
	Mn	MnO_2	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Fe_2O_3	P	
Карбонатный флотоконцентрат	23,39	7,85	15,0	15,0	0,90	4,17	3,20	0,245	0,011
„——"	26,8	5,40	11,0	14,41	1,40	2,91	1,79	0,25	0,0097
Окисный флотоконцентрат	35,0	29,0	9,4	7,0	0,90	2,10	0,88	0,23	0,0065
„——"	39,35	31,64	11,0	6,0	0,54	2,20	2,00	0,122	0,0048
Марганцевая руда IV с.	26,97	18,18	24,1	7,38	1,30	5,01	2,63	0,177	
Споголит	—	—	88,5	1,04	4,20	4,50	1,30	0,049	—
Кварцевый песок			98,0						
Зола ткварчельского угля	3,52	—	35,1	5,70	1,40	2,80	11,79	0,03	

Одним из свойств, характеризующих сырье для металлургических процессов, является механическая прочность. Складирование брикетов моношихт, перегрузки при транспортировке к плавильным агрегатам оказывают разрушающее действие на брикеты. Поэтому их механическая прочность должна обеспечивать полную транспортабельность от места получения до плавильной печи.

В процессе исследований прочность брикетов характеризовалась тремя методами: сопротивлением раздавливанию, удару и истиранию.

Сопротивление раздавливанию брикетов определялось на лабораторном гидравлическом прессе.

Сопротивление удару определялось 4-кратным сбрасыванием брикетов весом 5 кг с высоты 2 м на чугунную плиту с последующим рассевом на сите с отверстиями 25 мм.

Сопротивление истиранию определялось путем разрушения 5 кг брикетов в барабане диаметром 600 мм с тремя полками шириной 100 мм. Скорость вращения 28 об/мин. Продолжительность испытания 4 мин. После испытания производился рассев на сите с отверстиями 25 мм.

На механическую прочность брикетов оказывают влияние как состав, так и условия их получения, а именно: давление прессования, температура нагрева, скорость нагрева и др. Состав брикетов во всех случаях был постоянным: 1 серия опытов — 63% окисного флотоконцентрата, 23% концентрата ткварчельского угля и 14%

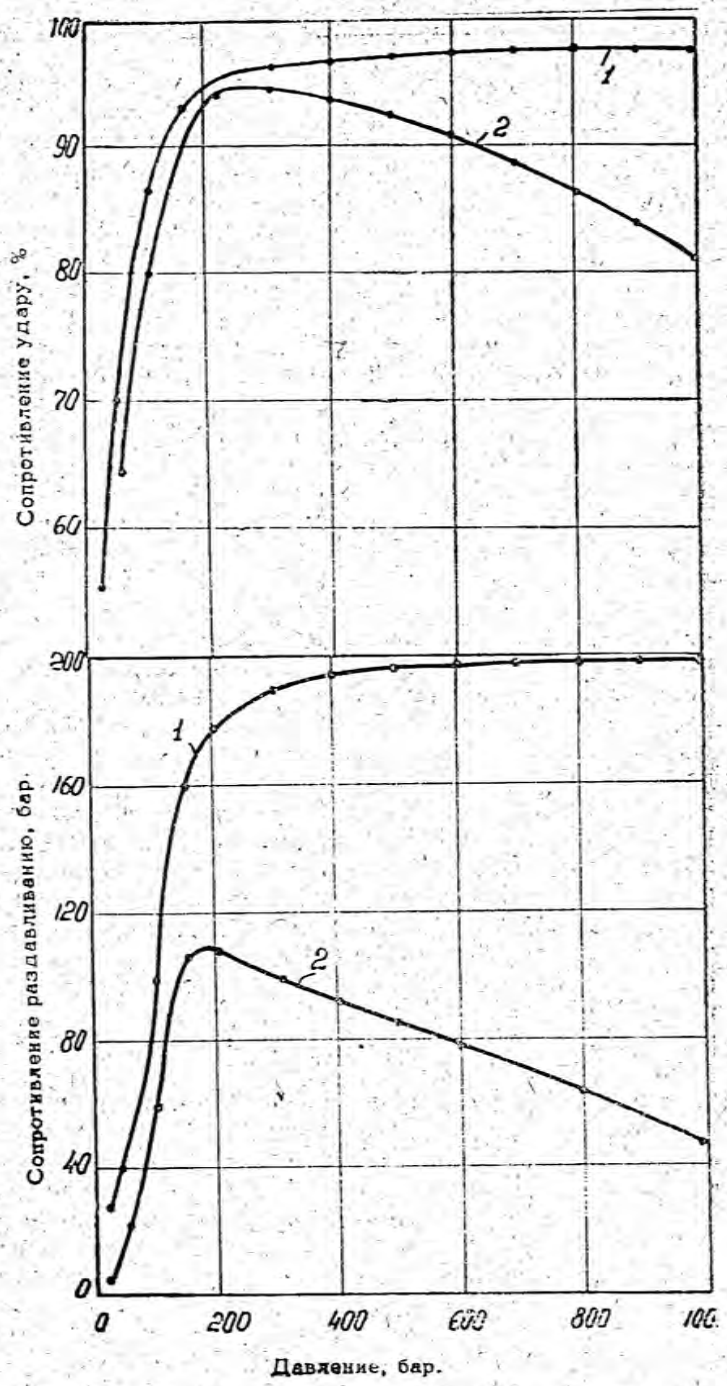

Рис. 1. Изменение прочности брикетов моношихт на основе окисного флотоконцентрата в зависимости от давления прессования:
1 — сырые брикеты; 2 — брикеты после полукоксования.

спонголита; II серия опытов — 65% карбонатного флотоконцентрата, 19% концентрата ткварчельского угля и 16% кварцита.

Для определения влияния давления брикетирования на прочность брикетов моношихта прессовалась при различных давлениях от 20 до 1000 бар. Изменение прочности брикетов I серии опытов в зависимости от давления показано на рис. I. Исследованию подвергались как сырые высушенные брикеты, так и брикеты после нагрева без доступа воздуха до 600° с последующим тушением водой. Как видно из приведенных данных, сырые брикеты и брикеты после полукоксования имеют различную прочность в зависимости от давления. Прочность сырых брикетов раздавливанию повышается с увеличением давления брикетирования (резко до 300 бар и незначительно с дальнейшим повышением давления). Максимальная прочность брикетов после полукоксования была при давлении 200 бар, с увеличением давления прочность раздавливанию снижалась. При давлении 200 бар как сырые, так и спеченные брикеты имели одинаковое сопротивление удару, однако, спеченные брикеты значительно слабее выдерживают нагрузку.

При полукоксовании брикетов-моношихт происходит выделение летучих веществ. Чем больше спрессована рудоугольная смесь, тем труднее происходит процесс выделения летучих и тем в большей степени разрыхляется масса брикета, а значит снижается его механическая прочность. Таким образом, при получении брикетов-моношихт оптимальным давлением прессования следует считать 200—300 бар.

Изучение влияния температуры нагрева брикетов на их механическую прочность производилось путем брикетирования моношихты под давлением 150 бар с последующим нагревом брикетов до температуры 100, 200 и т. д. до 1100° С. Через каждые 100° нагрева определяли прочность брикетов. Результаты опытов приведены на рис. 2.Исследованию подвергались брикеты моношихты на основе окисного флотоконцентрата (I) и карбонатного (II). Состав моношихт указан выше.

Прочность брикетов моношихт II состава при раздавливании значительно выше прочности брикетов моношихт I состава, что объясняется различным минералогическим составом флотоконцентратов. Меньшее количество в карбонатном флотоконцентрате MnO_2, который окисляет уголь, приводит к получению брикетов моношихт II состава высокой прочности. В то же время моношихта состава I оказывается менее прочной, особенно в интервале температур 300—500°. В период перехода угля в пластическое состояние происходит интенсивное окисление угля, которое было установлено при проведении опытов по определению выхода смолы и продуктов окисления угля H_2O и CO_2. Спекаемость угля в указанном интервале температур падает. Уменьшение спекаемости связующего компонента при окислении снижает спекаемость смеси, а тем самым и прочность брикетов моношихт.

Рис.8 Фомин и др.

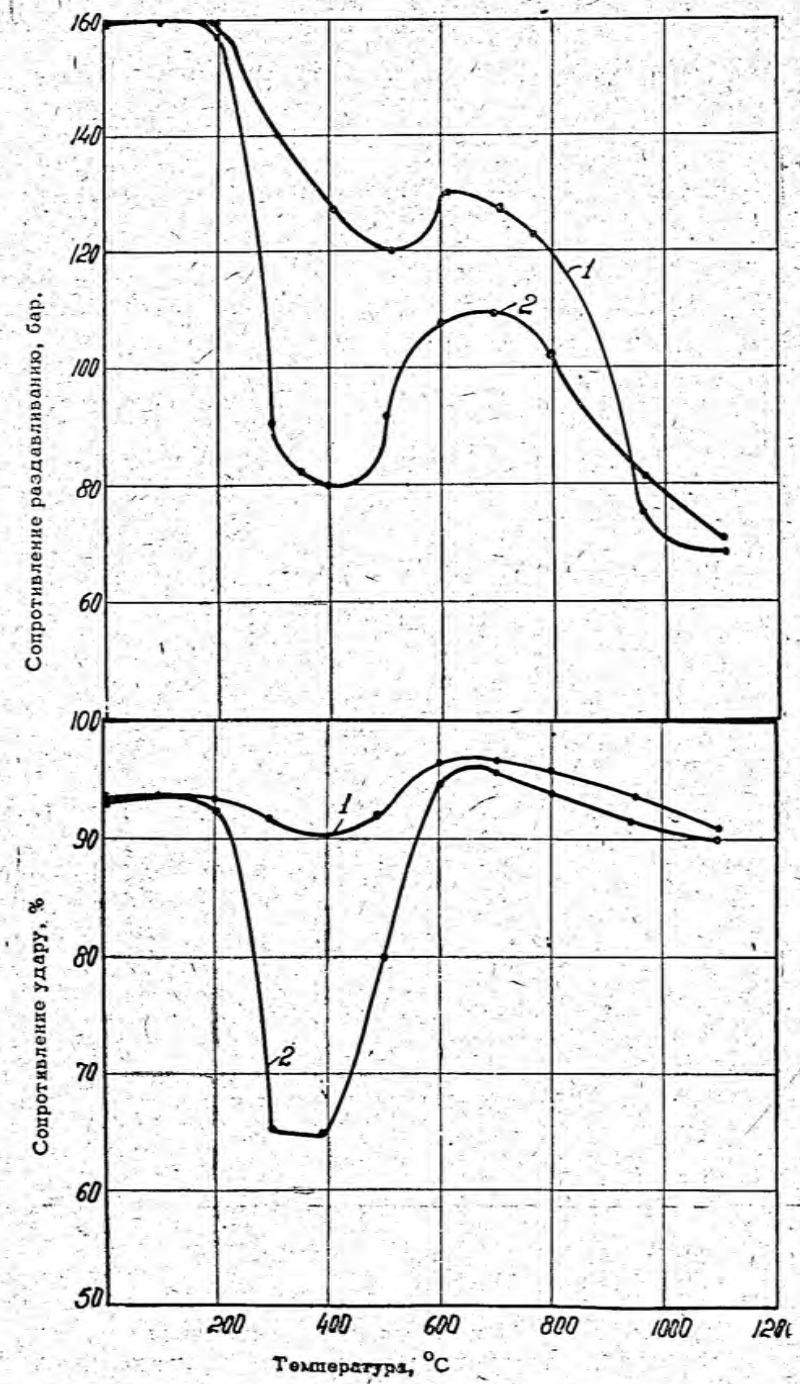

Рис. 2. Изменение прочности брикетов моношихт в зависимости от температуры спекания:
1 — моношихта на основе карбонатного флотоконцентрата;
2 — моношихта на основе окисного флотоконцентрата.

После образования полукокса сопротивление удару и истираемость снижаются незначительно, сопротивление раздавливанию по мере повышения температуры спекания снижается в большой степени, хотя и остается довольно высоким (80 бар).

Таким образом, в результате определения влияния температуры спекания на прочность брикетов моношихт установлено, что брикеты моношихты на основе карбонатного флотоконцентрата прочнее по сравнению с брикетами на основе окисного флотоконцентрата; как одни, так и другие брикеты при 1000° имеют достаточно высокую механическую прочность. Сопротивляемость удару и истиранию выше по сравнению с сопротивляемостью при раздавливании. Это свойство брикетов является положительным, так как в большей степени разрушающее действие на брикеты оказывают их транспортировка, а именно, ударные и истирающие усилия.

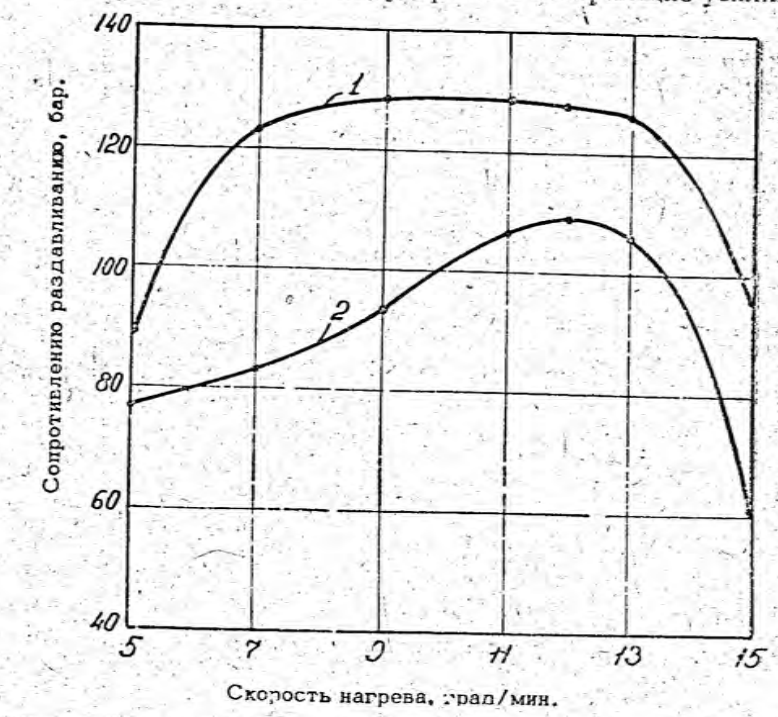

Рис. 3. Влияние скорости нагрева на прочность брикетов моношихт:
1 — моношихта на основе карбонатного флотоконцентрата;
2 — моношихта на основе окисного флотоконцентрата.

На прочность брикетов влияет и скорость нагрева. На рис. 3 представлена зависимость сопротивления брикетов раздавливанию от скорости нагрева. Наиболее прочные брикеты получаются при скорости нагрева 7—13 град/мин на основе карбонатного флото-

концентрата и 11—13 град/мин на основе окисного флотоконцентрата. Малая и большая скорости нагрева отрицательно влияют на прочность брикетов. При малой скорости нагрева создаются благоприятные условия для окисления угля [3]. Большая скорость нагрева способствует интенсивному выделению летучих веществ, сопровождающемуся снижением спекаемости смеси. Скорость нагрева оказывает влияние в интервале температур 300—600°, т. е. в период перехода угля в пластическое состояние до образования полукокса. При более высоких температурах скорость нагрева, как установлено опытами, не оказывает существенного влияния на прочность моношихт.

Таким образом, установлено, что скорость нагрева брикетов для моношихт на основе марганцевых флотоконцентратов должна составлять 9—13 град/мин. Примерно такая скорость нагрева имеет место в электроплавильной печи.

Для установления возможности получения силикомарганца из брикетов моношихт были проведены опытные плавки в лабораторной электроплавильной печи мощностью 75 ква.

Основные плавки проводились на трех разных составах моношихт:

I. 69% карбонатного флотоконцентрата, 22% угля и 9% кварцевого песка;

II. 65% окисного флотоконцентрата, содержащего 35% марганца, 21% угля и 14% кварцевого песка.

III. 63% окисного флотоконцентрата, содержащего 39,35% марганца, 23% угля и 14% спонголита.

Химический состав исходных материалов приведен в таблице 1.

Выплавка силикомарганца осуществлялась непрерывным процессом с поддержанием закрытого колошника. Выпуск расплава производился через 25—30 мин.

При плавке сырых брикетов моношихты, предварительно раздробленных до размеров 5—12 мм и отсеянных от мелочи, происходило равномерное распределение газового потока на колошнике. Посадка электрода была нормальной, ход плавки был ровным, наблюдалось интенсивное выделение газов на колошнике. При выпусках металл и шлак были достаточно прогреты. При плавке каждой серии было сделано 20—24 выпусков. По результатам 10 последних выпусков подсчитывались основные показатели для каждой серии плавок. Извлечение марганца и кремния в сплав по сериям опытов составило соответственно: I — 75,0% и 41,0%; II — 78,6% и 59,3%; III — 79,5% и 68,5%. Улет фосфора I — 34,5%; II — 48,7% и III — 55,5%.

Из моношихты на основе карбонатного флотоконцентрата получен силикомарганец с содержанием фосфора 0,35%. Результаты лабораторных плавок позволили перейти к полупромышленным испытаниям.

На Зестафонском заводе ферросплавов были получены брикеты моношихт, определена их механическая прочность и установлен режим сушки. Плавка брикетов производилась в электроплавильной печи мощностью 1000 ква; они не подвергались предварительной сушке. Снижение влажности шихты происходило как за счет добавки других компонентов, так и при перемешивании в смесителе.

Технологическая схема получения брикетов моношихт заключалась в следующем: предварительно взвешенные в определенном процентном соотношении компоненты шихты перемешивались в смесителе СМБ — 800 в течение 40 мин. После 25 мин перемешивания в смеситель добавлялось 6% раствора сульфит-спиртовой барды плотностью 1,27 кг/см³. Такой режим работы смесителя обеспечивал частичное высушивание шихты, смесь нагревалась до

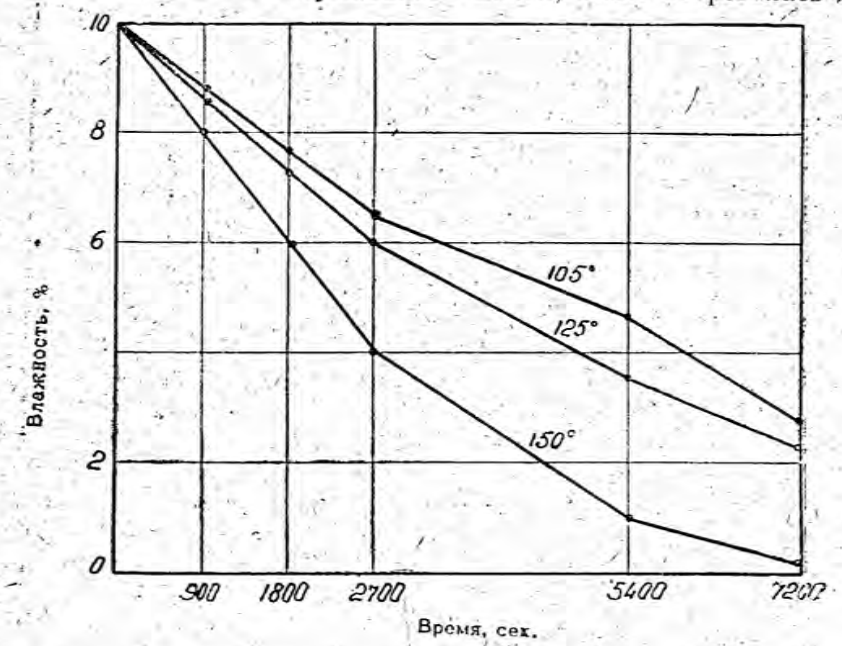

Рис. 4. Изменение влажности брикетов в зависимости от температуры и времени сушки.

температуры 150 — 160° с помощью электронагревателей. Брикетирование шихты проводили на вальцовом углебрикетном прессе производительностью 3 т/час углебрикетов. Получились подушкообразные брикеты объемом 50 см³.

Для установления оптимальной влажности шихты при брикетировании были проведены следующие опыты: влажность шихты изменялась от 7 до 15%. При брикетировании моношихты влаж-

ностью 7—8% брикеты выходили в виде половинок, при влажности 12—14% брикеты получались целыми, но малопрочными, они разрушались и деформировались при падении в приемный контейнер. Шихта влажностью выше 14% плохо брикетировалась, брикеты прилипали к ячейкам пресса.

Таким образом, оптимальной влажностью шихты, поступающей на брикетный пресс, следует считать 10—12%.

Для установления режима сушки брикетов и влияния их влажности на прочность были проведены следующие исследования: брикеты влажностью 10—11% сушились при температурах 105, 125,

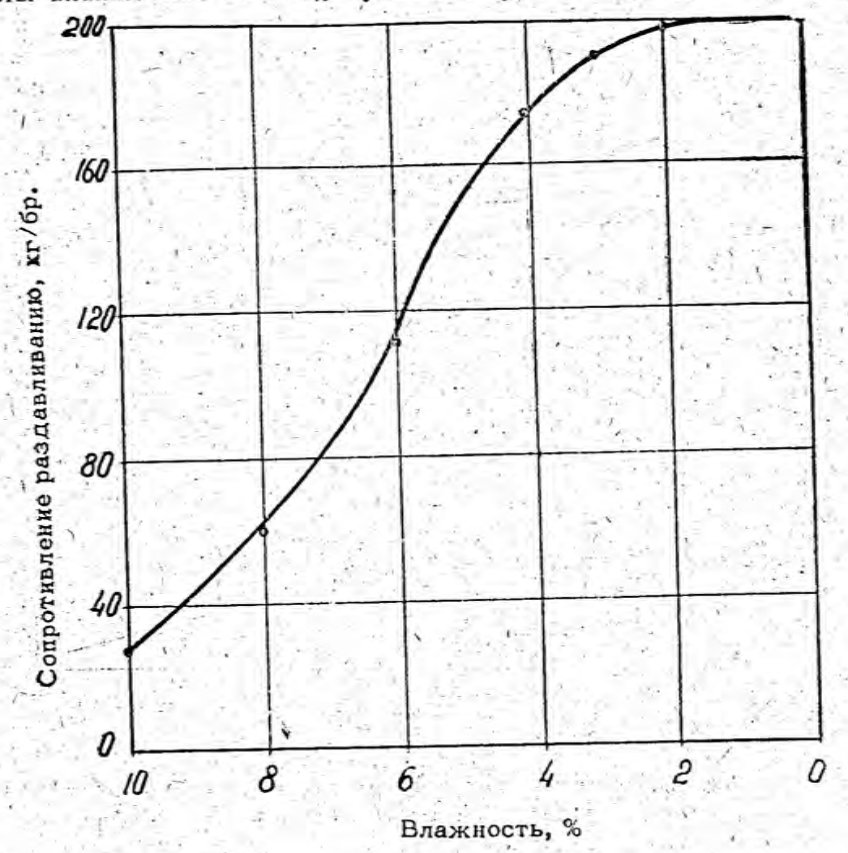

Рис. 5. Влияние влажности брикетов на их прочность.

150°. Изменение влажности брикетов в зависимости от температуры и времени сушки приведено на рис. 4.

В результате опытов установлено, что оптимальным режимом сушки является сушка брикетов в течение 80—90 мин при температуре 105—120°. Влияние влажности на прочность брикетов показано на рис. 5. С уменьшением влажности прочность брикетов увели-

чивается и достигает 180—190 кг/брик. при влажности 4%; дальнейшее уменьшение влаги почти не оказывает влияния на прочность брикетов. Полученные в заводских условиях брикеты обладали достаточно высокой прочностью.

Прочность брикетов на раздавливание в холодном виде составляла 200 кг/брикет как на основе окисного, так и на основе карбонатного флотоконцентратов (рис. 6). При нагревании заводских брикетов механическая прочность изменялась таким же образом, как и при нагревании брикетов, полученных в лабораторных условиях. Сопротивление раздавливанию понижалось в период пере-

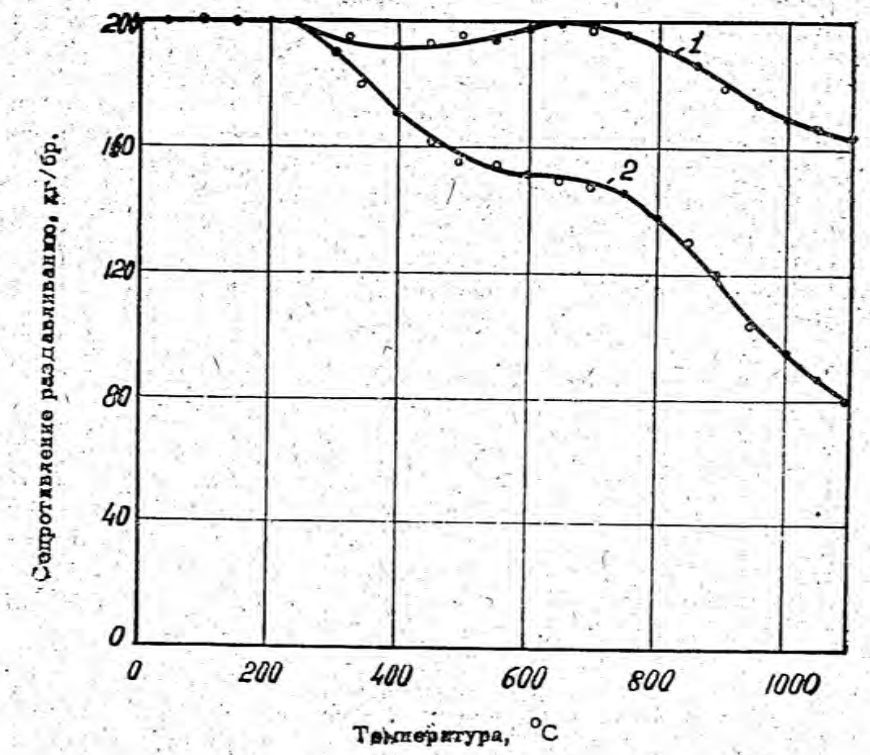

Рис. 6. Прочность брикетов моношихт, полученных в заводских условиях, в зависимости от температуры спекания:

1 — моношихта на основе карбонатного флотоконцентрата;
2 — моношихта на основе окисного флотоконцентрата.

хода угля в пластическое состояние. Сопротивление удару при 600° составляло 94% на основе карбонатного флотоконцентрата и 82% на основе окисного, сопротивление истиранию составляло 87% на основе карбонатного и 75% на основе окисного. При 1000° соп-

ротивление удару снизилось до 83 и 60%; сопротивление истираемости до 76 и 55%.

Плавка брикетов моношихт производилась в экспериментальном цехе Зестафонского завода ферросплавов на дуговой однофазной рудовосстановительной электропечи с проводящей подиной, питаемой от трансформатора мощностью 1000 ква. Низкая сторона трансформатора имела 3 ступени напряжения: 33,38, 49 в. Номинальная сила тока на всех ступенях была 20 кА, однако, конструкция печи не позволяла работать на токе более 14—15 кА.

Выплавка силикомарганца из брикетов моношихты производилась непрерывным процессом с закрытым шихтой колошником и использованием третьей ступени напряжения (49 в). Металл и шлак выпускались из печи одновременно через каждые 2 часа. В период опытных плавок дважды в смену отбирались пробы брикетов для определения их влажности. Пробы металла отбирались в начале и в середине каждого выпуска, затем усреднялись и производился их полный анализ. Пробы шлака отбирались после остывания и затем также подвергались полному анализу.

Всего было проведено 4 серии опытов на основе карбонатного и 2 серии опытов на основе окисного флотоконцентратов. Общее количество проплавленных брикетов моношихт составило около 210 тонн.

Состав брикетов моношихт по сериям

I серия: 69% карбонатного флотоконцентрата, содержащего 23,4% Мп, 22% концентрата ткварчельского угля и 9% спонголита.

II серия: 76% карбонатного флотоконцентрата (23,4% Мп) и 24% концентрата ткварчельского угля. В процессе плавки раздельно подавался спонголит.

III серия: 65% карбонатного флотоконцентрата, содержащего 26,8% Мп, 19% концентрата ткварчельского угля и 16% кварцевого песка.

IV серия: 73% рудной части, состоящей из 50% карбонатного флотоконцентрата (23,4% Мп) и 50% марганцевой руды IV сорта, 19% концентрата ткварчельского угля и 8% спонголита.

V серия: 65% окисного флотоконцентрата, содержащего 35,0% Мп, 20% концентрата ткварчельского угля и 15% кварцевого песка.

VI серия: 63% окисного флотоконцентрата, содержащего 39,35% Мп, 23% концентрата ткварчельского угля и 14% спонголита.

Все брикеты моношихт за исключением I серии опытов загружались в плавильную печь в сыром виде. Брикеты I серии опытов предварительно спекались в электроплавильной печи Ц—90 при температуре 950° в течение двух часов. После выгрузки из печи брикеты тушились водой.

Влажность брикетов всех серий опытов (кроме IV) изменялась вследствие естественной сушки. Средняя влажность брикетов II серии составляла 2%, III — 3,5%, V и VI — 4%. Влажность брикетов IV серии опытов была постоянной и составляла 9%. Эти брикеты загружались в плавильную печь сразу же после брикетного пресса.

Среднесуточные показатели работы электроплавильной печи при выплавке силикомарганца из брикетов на основе карбонатного и окисного флотоконцентратов приведены в табл. 2 и 3.

Таблица 2

Среднесуточные показатели работы печи при выплавке силикомарганца из брикетов моношихты на основе карбонатных флотоконцентратов.

Показатели		Серии опытов I	II	III	IV
Мощность печи, квт		490	490	509	500
Производительность печи по силикомарганцу	н. Мг	1,361	1,286	1,586	2,262
	б. Мг.	1,510	1,440	1,80	2,510
Средневзвешенный химический состав, %					
Mn		70,62	70,4	71,03	72,05
Si		21,14	21,7	22,35	19,0
P		0,33	0,45	0,33	0,33
C		0,88	0,86	0,54	0,99
Fe		7,03	6,59	5,75	7,63
Выход шлака, Мг		2,177	1,929	1,725	2,70
Средневзвешенный химический состав, %					
Mn		4,29	2,43	6,61	3,5
SiO_2		28,54	23,66	39,10	32,0
CaO		36,69	32,16	34,14	36,0
MgO		5.4	4,25	5,13	5,5
Al_2O_3		19,1	20.52	10,93	25,0
FeO		1,75	0,87	0,7	0,78
P		0,007	0,034	0,016	0,006
Кратность шлака		1,6	1,5	1,47	1,20
Основность шлака		1,28	1,35	0,87	1,12
Расход на б. Мг силикомарганца:					
Карбонатного флотоконцентрата, Мг		4,277	3,648	3,09	1,53
Марганцевой руды IV сорта, Мг		—	—	—	1,53
Спонголита, Мг		0,557	0,35	—	0,335
Кварцевого песка, Мг.		—	—	0,671	—
Концентрата ткварчельских углей, Мг		1,363	1,151	0,905	0,766
Электроэнергии, Мдж		28008	28972	24408	17175
То же, квт—ч		7780	8048	6780	4771
Распределение марганца, кремния, фосфора		63,1	73,5	75,4	83,86
Извлечение марганца в сплав, %		7,2	3,8	10,31	4,50
Переход марганца в шлак, %		29,7	22,7	14,29	11,64
Улет и пр. потери марганца, %		33,2	44,7	43,43	44,8
Извлечение кремния в сплав, %		33,9	34,2	51,20	40,2
Переход кремния в шлак, %		32,9	21,1	5,37	15,0
Улет и пр. потери кремния, %		27,8	44,7	38,08	45,0
Переход фосфора в сплав, %		1,05	5,0	2,66	1,0
Переход фосфора в шлак, %		71,15	50,3	59.31	54,0
Улет и пр. потери фосфора					

При плавке брикетов всех серий опытов сход шихты был равномерным, свищей не отмечалось. Наблюдалось интенсивное выделение газа (кроме 1 серии опытов), но колошник был не горячим. Распределение газов на колошнике было равномерным. Посадка электрода была глубокой и устойчивой, особенно при плавке брикетов IV серии опытов. Количество металла и шлака по выпускам и их химический анализ были стабильными.

Таблица 3.

Среднесуточные показатели печи при выплавке силикомарганца из брикетов моношихты на основе окисных флотоконцентратов

Показатели	Серии плавки	
	V	VI
Мощность печи, квт	500	548
Производительность печи по силикомарганцу н. Мг / б. Мг	1,96 / 2,234	2,443 / 2,802
Средневзвешенный химический состав, %		
Mn	73,48	75,38
Si	20,32	18,69
P	0,27	0,24
C	0,96	1,3
Fe	4,97	4,39
Выход шлака, Мг	1,87	2,027
Средневзвешенный химический состав, %		
Mn	9,45	9,6
SiO_2	39,8	37,09
CaO	29,75	26,7
MgO	2,55	2,02
Al_2O_3	14,58	18,68
FeO	1,65	1,78
P	0,02	0,02
Кратность шлака	0,95	0,84
Основность шлака	0,74	0,72
Расход на б. Мг силикомарганца:		
Окисного флотоконцентрата, Мг	2,495	2,189
Спонголита, Мг	—	0,474
Кварцевого песка, Мг	0,574	—
Концентрата ткварчельских углей, Мг	0,765	0,840
Электроэнергии, Мдж	19332	16889
То же квт-ч	5370	4690
Извлечение марганца в сплав, %	74,2	76,33
Переход марганца в шлак, %	9,1	8,21
Улет и потери марганца, %	16,7	15,46
Извлечение кремния в сплав, %	48,4	48,83
Переход кремния в шлак, %	42,1	38,01
Улет и пр. потери кремния, %	9,5	13,16
Переход фосфора в сплав, %	41,4	45,69
Переход фосфора в шлак, %	3,07	3,27
Улет и пр. потери фосфора, %	55,53	51,04

При сравнении результатов плавок брикетов на основе карбонатного флотоконцентрата I, II, III серии опытов видно, что наилучшие показатели были получены при плавке брикетов III серии. Извлечение марганца составило 75,4%, улет фосфора—около 60%.

Особенно следует отметить хорошие показатели, полученные при плавке брикетов моношихт IV серии опытов, т. е. когда рудная часть состояла из 50% марганцевой руды IV сорта и 50% карбонатного флотоконцентрата. Извлечение марганца составило 83,6%, расход электроэнергии 17838 Мдж (4955 квт. ч/т).

При плавке брикетов моношихт на основе окисного флотоконцентрата (V и VI серии опытов) получены лучшие показатели плавки по сравнению с плавками брикетов на основе карбонатного флотоконцентрата. Улет фосфора при плавке брикетов всех серий опытов колебался от 50,03 до 71,15.

В результате проведенных исследований установлена принципиальная возможность получения силикомарганца из флотоконцентратов методом моношихты.

ЛИТЕРАТУРА

1. Хвичия А. Т. — Совместное окускование компонентов шихты коксованием для получения моношихты. Авт. свид. № 7281 от 2. VII, 1957.

2. Хвичия А. Т. — Сб. «Развитие ферросплавной промышленности ССР». Под ред. Н. М. Деханова, 1961, ГИТЛ, УССР, Киев.

3. Грязнов Н. С. — Пластическое состояние и спекание углей. 1962.

საქართველოს სსრ მინისტრთა საბჭოს
მეცნიერებისა და ტექნიკის კომისია

საინფორმაციო კრებული
მ ა ნ გ ა ნ უ მ ი
4 (13)

Редактор издательства **О. В. Кевлишвили**
Корректор **Л. С. Гулагашвили**

Адрес редакции: Тбилиси, пр. Руставели, 8, Дом Правительства, VI этаж, Комиссия Совета Министров Грузинской ССР по науке и технике, тел. 99-74-05.
Адрес издательства: Тбилиси, пр. Чавчавадзе, 35, Институт научно-технической информации и пропаганды, тел. 22-21-38.

Сдано в набор 1.XII.67, Подписано к печати 31.XII.1967 г.
Формат набора 6,5×10,5. Формат бумаги 60×90 1/16,
количество условно-печатных листов 4,5

Заказ № 2179 УЭ 06318 Тираж 1000 Цена 27 коп.

თბილისის უნივერსიტეტის სტამბა, თბილისი, ი. ჭავჭავაძის პროსპექტი, 1.
Типография Тбилисского университета, Тбилиси, пр. И. Чавчавадзе, 1.