АКАДЕМИЯ НАУК СССР

СОВ. СЕКРЕТН

КАЧКАНАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

ИЗДАТЕЛЬСТВО АКАДЕМИИ НАУК СССР

190

A Bx.W 88cc
30/VI.557.

АКАДЕМИЯ НАУК СОЮЗА ССР
СОВЕТ ПО ИЗУЧЕНИЮ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ

ЖЕЛЕЗОРУДНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ СССР

ИЗДАТЕЛЬСТВО АКАДЕМИИ НАУК СССР
1955

АКАДЕМИЯ НАУК СОЮЗА ССР
СОВЕТ ПО ИЗУЧЕНИЮ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ

СОВ. СЕКРЕТНО
Экз. № 125

ПОСТОЯННАЯ КОМИССИЯ
ПО ЖЕЛЕЗУ

МИНИСТЕРСТВО
ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
СОЮЗА ССР
«ГИПРОМЕЗ»

КАЧКАНАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

ПУТИ ПРОМЫШЛЕННОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

2172

ИЗДАТЕЛЬСТВО АКАДЕМИИ НАУК СССР
1955

Библиотека Геологических Наук АН Армянской ССР

Ответственные редакторы:
академик *И. П. Бардин, В. Б. Хлебников*

Научная редакция: академик *С. Г. Струмилин, С. М. Мелешкин, И. В. Орлов,* д-р геол.-мин. наук *Г. А. Соколов,* д-р экон. наук *И. М. Разумов,* канд. экон. наук *В. В. Рикман* и канд. техн. наук *С. С. Смирнов-Верин*

ПРЕДИСЛОВИЕ

В настоящем выпуске даны геологическая характеристика, технико-экономическая оценка и пути промышленного использования титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения. Эта работа является продолжением серии трудов, издаваемых Постоянной комиссией по железу СОПС Академии наук СССР по железорудным месторождениям СССР.

XIX съезд Коммунистической партии Советского Союза наметил большую программу по строительству новых и расширению действующих предприятий черной металлургии. В целях удовлетворения растущих потребностей страны в сырьевых ресурсах предусмотрено дальнейшее развитие работ по разведке природных богатств в недрах и выявлению запасов полезных ископаемых.

Перспективы развития черной металлургии Северного и Среднего Урала до последнего времени ограничивались отсутствием надежной мощной железорудной базы в этом районе. Большими геологоразведочными и геофизическими работами, проведенными Уральским геологическим управлением Министерства геологии и охраны недр в послевоенные годы, установлены огромные запасы бедных вкрапленных титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения, включающего собственно Качканарское (на горе Качканар) и Гусевогорское месторождения.

С открытием крупных запасов руд в Качканарском месторождении и намечаемым прямым железнодорожным соединением Урала с Печорским угольным бассейном создаются благоприятные топливно-сырьевые предпосылки для дальнейшего мощного развития черной металлургии в районе Северного и Среднего Урала. Ввод в эксплуатацию Качканарского месторождения позволит ликвидировать образующийся в перспективе дефицит в железной руде заводов Среднего Урала после их расширения.

Руды Качканарского месторождения являются комплексным сырьем, содержащим железо, ванадий и платину в количествах, имеющих промышленное значение. Эти руды по содержанию железа относятся к бедным (около 17%) и являются малотитанистыми (1,2% двуокиси титана). Такое содержание титана не имеет промышленного значения.

Благоприятное географическое размещение по отношению к металлургическим заводам Среднего Урала, в частности к Ново-Тагильскому металлургическому заводу, возможность открытых работ в больших масштабах, относительно простая схема обогащения, возможность комплексного использования полезных компонентов — железа, ванадия, платины, высокие металлургические свойства агломерата из этих руд, позволяют наметить металлургическое производство в больших масштабах с относительно благоприятными экономическими показателями.

В настоящем исследовании освещаются технико-экономические условия использования железа и ванадия. Хотя в рекомендуемых путях использования предусмотрена возможность извлечения платины, однако, вследствие отсутствия полной ясности в закономерностях распространения данного компонента в рудах и в методах его извлечения, этот вопрос не получил в книге полного освещения.

Публикуемый труд является обобщением многих исследовательских материалов по геологии, обогащению, агломерации, металлургической и экономической оценке руд, выполненных различными институтами и организациями.

В отношении показателей добычи, подготовки руд к плавке и металлургической их оценки имеется единство взглядов и примерная однозначность выводов; в некоторых же экономических оценках из-за отсутствия единой методики, пока еще остается достаточно широкое поле для дальнейших исследований. Составление сравнительной экономической оценки процессов комплексного использования сырья в настоящее время затруднительно из-за отсутствия единой, достаточно научно обоснованной методики, в связи с чем для окончательных выводов требуется еще проведение дальнейших исследований.

Приводимые ниже материалы и выводы базируются в основном на наиболее благоприятных предпосылках использования качканарской руды, а другие возможные оценки, менее благоприятного характера, даны кратко, в виде отдельных замечаний.

Отражение различных возможных точек зрения, по нашему мнению, является обязательным на данной, предварительной стадии исследования, когда речь идет о строительстве гигантского промышленного предприятия, требующего, в конечном счете, многомиллиардных капиталовложений.

Следует отметить, что в основу расчетов масштаба использования качканарских руд положены перспективные наметки развития заводов Урала и их рудных баз, по данным Гипромеза. Эти материалы не подвергались анализу в процессе работы по качканарским рудам и потому для авторов настоящего труда показатели развития металлургии Урала явились лишь условной базой для расчетов по Качканарскому месторождению.

Публикуемый труд составлен авторским коллективом работников Академии наук СССР, Министерства геологии и охраны недр СССР, Министерства черной металлургии СССР и Министерства цветной металлургии СССР.

Авторами настоящей работы являются (по алфавиту): В. Б. Бродский, С. М. Бучельников, Д. Б. Инденбом, З. А. Кулагина, В. В. Михайлов, К. М. Мокриевич . А. Б Патковский, Л. А. Полякова, К. Н. Риспель, З. В. Рупасова, С. С. Смирнов-Верин, П. Я. Сорокин, К. Д. Тимохов, А. А. Ухов ,А. С. Финкельштейн, С. В. Шаврин, И. С. Шапиро, П. А. Ширяев.

В подготовке рукописи участвовали К. В. Зернова и А. С. Фомина.

В научном редактировании глав II—III приняли участие И. С. Бурдюгов и А. Г. Усов.

Общая редакция и подготовка рукописи к печати выполнена И. С. Шапиро.

Постоянная комиссия по железу СОПС АН СССР выражает благодарность руководителям и сотрудникам организаций за участие в разработке исследований, использованных в настоящей работе.

Академик *И. БАРДИН*

ГЛАВА I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЙОНЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

МЕСТОПОЛОЖЕНИЕ И КРАТКАЯ ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Качканарский интрузивный комплекс, вмещающий месторождение титаномагнетитовых руд, находится в Исовском районе Свердловской области, на восточном склоне северной части Среднего Урала, в 25 км восточнее главного водораздела (фиг. 1). Координаты района: 58°44′—58°48′ северной широты и 59°20′—59°32′ восточной долготы (от Гринвича).

Непосредственно на территории месторождения населенных пунктов нет. Ближайшими поселками являются прииски Валериановский и Косья, расположенные на периферии Качканарского массива, первый — в восточной, второй — в северо-западной части. Районный центр — пос. Ис — расположен в 15 км к востоку от месторождения. От г. Свердловска месторождение находится в 280 км на север. Ближайшими железнодорожными станциями являются: ст. Н. Тура (30 км), ст. Выя (40 км) линии Свердловск — Богословск и ст. Теплая Гора (35 км) Молотовской ж. д. (фиг. 2).

С железнодорожной магистралью Свердловск—Богословск район месторождения связан узкоколейной железной дорогой треста «Уралзолото», идущей от прииска Косья, через районный центр Ис, до ст. Выя Свердловской ж. д.

Непосредственно в районе месторождения грунтовые дороги практически отсутствуют, так как в период весенних и осенних распутиц они мало пригодны для автотранспорта; имеющиеся охотничьи тропы не пригодны даже для переброски грузов вьюком. Прииски Валериановский и Косья с районным центром пос. Ис соединены плохими автомобильными дорогами; от прииска Косья до ст. Теплая Гора имеется автомобильный тракт.

Климат района континентальный.

Район относится к лесной зоне горного Урала. Растительность представлена хвойными и лиственными породами. Отдельные участки покрыты девственными борами. Из хвойных преобладают ель и строевая сосна. Встречаются рощицы березы и липы. Лесные массивы в настоящее время усиленно эксплуатируются для нужд промышленности и строительства района.

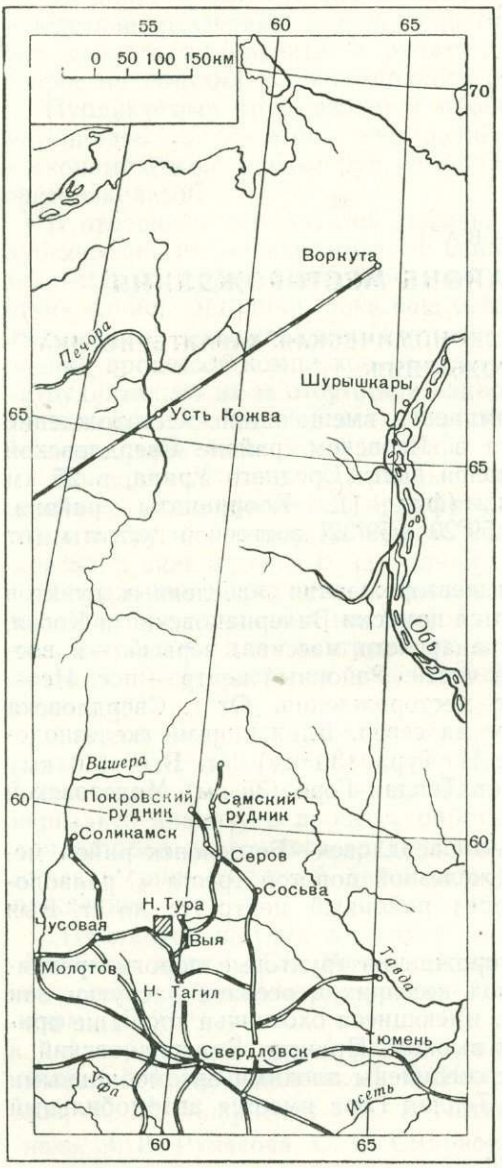
В долинах речной сети, на небольших, очень редко встречающихся лесных полянах находятся сенокосные угодья. Общая площадь, занимаемая ими, недостаточна для удовлетворения потребности в сене скота, имеющегося у населения и промышленных предприятий.

Основное занятие жителей — приисковое дело в системе Исовского и Косьвинского приисковых управлений треста «Уралзолото».

Электроэнергией район обеспечивается Кушвинской электростанцией, от которой передается ток по сети высокого напряжения (3800 в).

Водой население обеспечивает свои нужды из рек Большой Гусевой и Выи на пос. Валериановском и из р. Иса — на пос. Косья, а также из колодцев и ключей. Вода в реках постоянно загрязнена и мало пригодна для потребления. Техническое водоснабжение в районе пос. Косья обеспечивается за счет вод рек Иса и Косьи. В районе пос. Валериановского оно может осуществляться из р. Выи.

Строительные материалы, кроме леса, непосредственно на площади месторождения отсутствуют, если не считать гравия и мелких валунов дражных отвалов, которые могут быть использованы (и частично используются) для дорожного строительства, а также аллювиально-делювиальных глин севернее пос. Валериановского. В непосредственной близости к месторождению (к юго-востоку), в Нижне-Туринском районе, имеются известняки, химический состав которых указывает на возможность их использования в качестве флюсов.



Фиг. 1. Схематическая обзорная карта Северного и Среднего Урала

Заштрихованный квадрат – Качканарское месторождение.

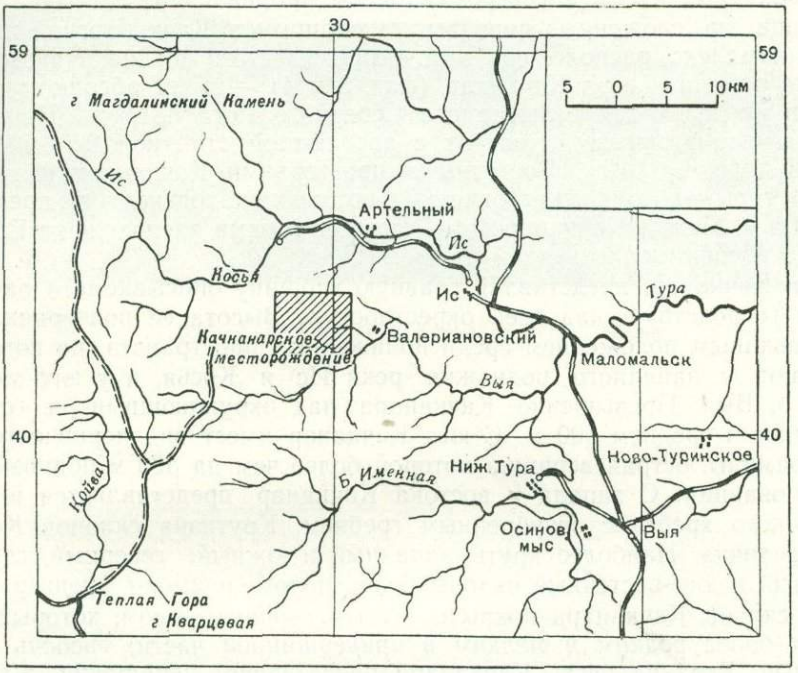
Качканарское месторождение титаномагнетита находится в крупнейшем горнопромышленном районе. К югу от него располагаются Нижне-Тагильский горнометаллургический и машиностроительный узел, предприятия медной промышленности, к северу—Серовский металлургический завод с примыкающими к нему горнопромышленными и расположенными в районе угледобывающими предприятиями, а еще севернее — крупнейшие бокситовые рудники. В Исовском административном районе, где находится месторождение, производится добыча золота и платины.

ОРОГРАФИЯ И ГЕОМОРФОЛОГИЯ

Район, в пределах которого находится описываемое месторождение, можно разделить на три орографические зоны, протягивающиеся параллельно в меридиональном направлении:

1) зона средневысотных гор, сложенная слюдяными и шальштейновыми сланцами и представляющая водораздельную осевую часть Уральского хребта;

2) горнохолмистая зона — восточная предуральская горная гряда, сложенная интрузивными основными и ультраосновными породами и продуктами их метаморфизма;



Фиг. 2. Обзорная карта района Качканарского месторождения.

3) увалистая полоса восточного склона, представленная породами главным образом зеленокаменного комплекса; к востоку она переходит в эрозионно-абразионную, слабохолмистую равнину.

Рельеф первой зоны однообразный, имеет черты главным образом денудационного происхождения с незначительным эрозионным расчленением современной гидрографической сетью. Продольный профиль водораздела выражается слабоволнистой линией, рисующей чередование вершин и седловин, разницы высот между которыми составляют 20—50 м, реже 80 м и только в северо-северо-западной части (Магдалинский увал) — 120—140 м. Наибольшие абсолютные высоты приурочены к водораздельной линии. Они имеют отметки 400—500 м в южной части района и до 650—700 м — в северо-западной.

Рельеф предуральской горной гряды, в пределах расширенной и повышенной части которой находится Качканарский интрузивный массив, резко отличается от водораздельной части значительным разнообразием и сильным расчленением и носит характер эрозионного.

Абсолютные отметки большей части зоны, представляющей обширную площадь древнего пенеплена, в которой выделяется ряд ступеней и уровней с поверхностями выравнивания, обычно составляют 320—370, 420—460, 520—560, 600—660 и 700—750 м, с общим пологим уклоном на юг и юго-восток.

На общем фоне поверхности выравнивания выделяются наибольшие высоты зоны, представленные рядом меридионально вытянутых разобщенных массивов, сложенных основными интрузивными породами: Качканар, Саранная, Вересовая, Вересовый бор, Красная горка и Березовый увал. Эти горные массивы, разделенные седловинами с глубиной врезания 70—90 м, представляют собой гряды, ориентированные в северо-северо-западном и северо-северо-восточном направлениях.

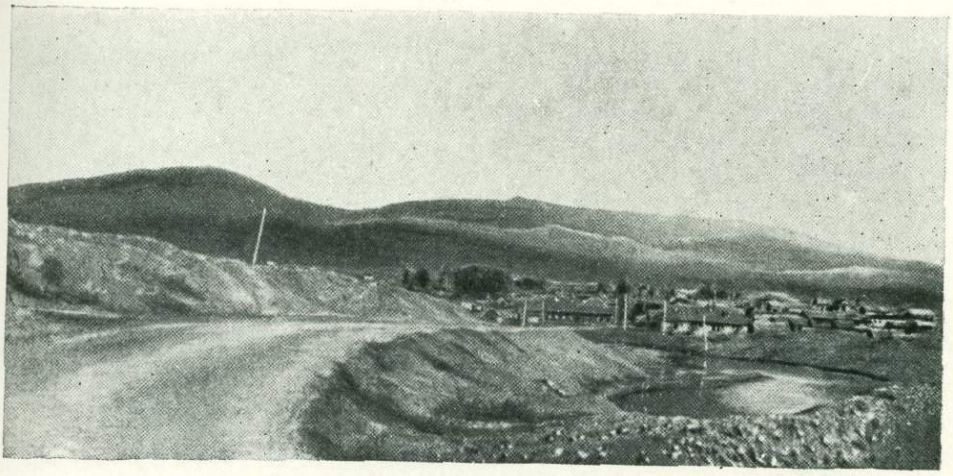
Группа гор, сложенных породами, входящими в Качканарский интрузивный комплекс, расположена в виде прерывистого кольца. Наивысшая вершина района — гора Качканар (фиг. 3 и 4) — имеет абсолютную отметку в пределах так называемого Северного Рога 881,5 м. Наиболее низкий гипсометрический участок с абсолютной отметкой 220 м находится в долине р. Иса. Восточными предгорьями Качканара являются Гусевы горы, абсолютные отметки которых находятся в пределах 300—460 м. Между Качканаром и Гусевыми горами расположена Еловая Грива с абсолютной отметкой 618,5 м.

Гора Качканар, представляя главную вершину описываемого района, как бы господствует над всей окрестностью. Высота ее подчеркивается изолированным положением среди пониженных пространств, по которым протекают у западного подножия реки Ис и Косья, а у юго-восточного — р. Выя. Превышение Качканара над окружающими ее горами составляет в среднем 500 м. С юга Качканар имеет вид неравносторонней пирамиды, острая вершина которой более чем на 500 м поднимается над основанием. С запада и востока Качканар представляется в виде удлиненного хребта с зазубренным гребнем. Крутизна склонов Качканара различна. Наиболее круты западный и южный; северный, северо-восточный и юго-восточный склоны более пологи и имеют предгорья.

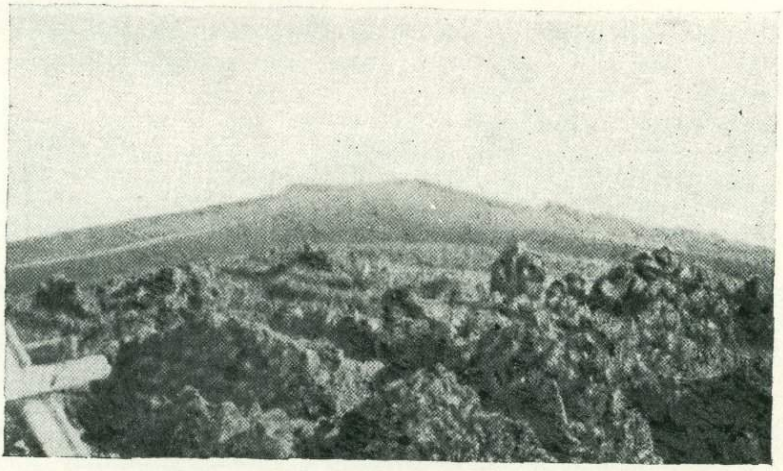
Все склоны Качканара покрыты густым хвойным лесом, который становится более редким и мелким в привершинной части; гребень горы безлесный. Верхняя часть Качканара представляет нешироких, вытянутый в северо-северо-западном направлении скалистый хребет с двумя изолированными вершинами Северной и Южной, отстоящими друг от друга на расстоянии 2 км и разделенными седловинами, абсолютная отметка которых понижается до 800 м. Скалы имеют вид столбов, стен или же башен, окруженных сравнительно пологими площадками каменных россыпей, представляющих собой нагромождения крупных глыб. На крутых склонах каменные россыпи встречаются в виде потоков.

Гусевы горы, представляющие восточные предгорья Качканара, расположены на расстоянии 7 км от его хребтовой части. Они представлены меридионально расположенной грядой изолированных гор, гребневые части которых вытянуты преимущественно в северо-западном направлении и имеют названия (с севера на юг): Малые Гусевы горы, состоящие из двух вершин, разделенных седловинкой, Большая Гусева гора, которая, благодаря конусообразно торчащей скалистой вершине (460 м), имеет еще местное название «Острая».

В южной части Большой Гусевой горы расположена вершина Железная (320 м). Южной оконечностью Гусевых гор является гора Веселая (345 м). Несмотря на наличие невысоких скалистых выходов пироксе-



Фиг. 3. Вид на гору Качканар с пос. Косья.



Фиг. 4. Вид на Южный Качканар с Северного Качканара.

нитов в гребневых частях Гусевых гор, общий рельеф их значительно отличается от собственно Качканара большей сглаженностью контуров, более пологими склонами и отсутствием каменных россыпей. Горы эти до самых вершин густо поросли хвойными и в меньшей степени лиственными деревьями.

Восточная часть описываемого района, принадлежащая в орографическом отношении к пониженной увалистой полосе восточного склона, характеризуется плоско всхолмленным рельефом, без правильно ориентированных хребтов, но с отдельно разбросанными увалами и невысокими горами, чередующимися с болотистыми низинами и долинами речек. Непосредственно граничащими с площадью месторождения являются горы Голая, Малая и Большая Луковая. Последняя имеет абсолютную отметку 413 м и поднимается значительно выше среднего уровня (210—250 м) гор этой полосы.

ГИДРОГРАФИЯ

Район месторождения расположен в бассейне рек Иса и Выи, впадающих в р. Туру, относящуюся к системе Иртыша — Тобола, и имеет густо развитую речную сеть.

Наиболее крупной водной артерией района является р. Тура, проходящая в 20 км к востоку от месторождения. Тура течет с юга на север, почти в меридиональном направлении. При впадении в нее р. Ис она резко меняет направление своего течения с меридионального на восточное. Ширина реки меняется в пределах 20—30 м, глубина от 0,1 до 5,0 м. Минимальный расход реки наблюдается в феврале—марте. Наблюдениями у прииска Маломальского (в 20 км от ст. Выя Свердловской ж. д.) установлен следующий расход реки за пять месяцев 1950 г. (в $м^3$/сек): май — 72,5; июнь — 58,9; июль — 16,5; август — 68,5; сентябрь — 55,8.

Река Ис пересекает район в широтном направлении, огибая Качканар с севера. Из крупных притоков с левой стороны в нее впадают реки Лобазка, Простокишенка и Кипсия; с правой — реки Косья, огибающая Качканар с запада, Малая и Большая Железная, Большая и Малая Шумиха. Река Выя, огибающая Качканар с юга, также течет в направлении, близком к широтному. Гусевогорский массив, представляющий восточные предгорья Качканара, пересекается в широтном направлении речками Большая и Малая Гусева, которые берут начало в нижней части восточного склона собственно Качканара и впадают в р. Выю, восточнее и южнее прииска Валериановского. Несколько севернее, близ своего изгиба, р. Выя принимает речку Мокрую. Южнее Качканара в нее впадают речки: Утянка, Качканарка и Веселая. С правой стороны притоком р. Выи является речка Рогалевка.

Долины района морфологически весьма неоднородны. В одних местах они узки и каньонообразны, в других — широки и достигают ширины 1—1,5 км. Характер долин зависит от их происхождения. Так, неширокие долины, имеющие крутые борта, являются, вероятнее всего, подготовленными тектоникой (речки Большая и Малая Гусева). Широкие долины с покатыми бортами являются эрозионными. Между этими типами долин имеются промежуточные звенья.

Река Ис, являющаяся главной рекой района, имеет плоскую, широкую, довольно однообразную долину. Направление долины в общем широтное, но иногда наблюдаются уклонения от этого направления к меридиональному.

Следует отметить, что дражные отвалы по берегу и в русле р. Ис значительно изменили ее первоначальный облик.

Река Выя берет свое начало на водораздельном хребте и имеет горный характер. Общее течение ее довольно быстрое и распределение скорости более или менее равномерное на всем протяжении, за исключением участка долины в юго-восточной части Качканара, где река течет в глубоком ущелье по крутому порогу, усеянному громадными глыбами пироксенита. Береговые увалы, ограждающие долину р. Выи, несколько раз и довольно резко меняют свой облик, в зависимости от смены пересекаемых горных пород.

Речка Большая Гусева, берущая начало на восточном склоне Качканара, протекает в пироксенитах Гусевогорского массива в глубокой и каменистой долине, подготовленной, повидимому, дизъюнктивными нарушениями. После перехода речки Большой Гусевой из пироксенитов во вмещающие породы зеленокаменной толщи, горный характер ее долины исчезает и она течет между невысокими и плоскими увалами.

Речка Малая Гусева протекает в условиях, аналогичных условиям течения речки Большой Гусевой, располагаясь между рудными участками Большая Гусева и Южным. Она меньше по размерам, долина ее уже и высота бортов русла ниже, чем у речки Большой Гусевой. Летом она пересыхает, а зимой промерзает.

ГЛАВА II

ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ. ЗАПАСЫ И КАЧЕСТВО РУД

ОБЗОР ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ ДО 1933 г.

Качканарское месторождение известно коренным жителям — вогулам — более двух столетий. В 1770 г. Паллас в своем труде «Путешествия по разным местам Российского государства» отметил весьма сильные «магниты» и целый утес магнитного железняка горы Качканар.

В последующем район месторождения посещали И. Герман (1783), Р. Мурчисон (1849), К. Цереннер (1851), Е. Еремеев (1859), Антипов (1860) и Гофман (1868).

В 1869 г. А. П. Карпинский впервые дал петрографическое описание пород, слагающих гору Качканар, отметив в своей работе следующие особенности месторождения. «Почти вся масса горы состоит из авгитовой породы, распространенной также в ее окрестностях, но в последних породах заключено гораздо большее количество полевого шпата, который, еще ясно различаемый в породе у подножья Качканара, уменьшается в ней мало-помалу, так, что, наконец, на вершине горы порода лишь изредка заключает этот минерал, отчего цвет ее в последнем месте становится значительно темнее».

В 1882 г. район горы Качканар изучал магистр геологии Глинка. Позднее, в 1889 г., изучение района продолжил горный инженер А. А. Краснопольский, обобщивший результаты своих исследований в работе «Геологический очерк Верхне- и Нижне-Туринских заводов и горы Качканар». Автор дает отрицательную оценку Качканарского месторождения, отмечая, что «обыкновенно наблюдалось то весьма неутешительное явление, что при углублении разведочных работ рудоносность быстро прекращалась».

Попытки организации разведочных работ на площади Качканарского массива весьма многочисленны. Так, еще в 1875 г. на южном склоне горы Качканар Ободовский проходил разведочную штольню. Вначале штольня вскрыла богатые оливинито-магнетитовые руды; на 16-м метре она вошла в пустые породы и проходка ее была прекращена. Последующими разведочными работами, произведенными Землянским, Вернером, Мостовенко, Хмакиным, Лебединским, Цимбаленко (1898), было установлено, что магнитный железняк Качканарского месторождения образует небольшие гнезда и жилы в авгитовой породе.

В 1898 г. под руководством Шамарина на месторождении впервые проводилось алмазное бурение. На участке Магнитная Яма было про-

бурено 6 скважин глубиной от 6 до 35 м, которые установили, что «магнитный железняк» залегает в виде жилы, хотя и довольно мощной на выходах, но вглубь быстро выклинивающейся.

1899—1900 гг. залежь магнитных руд в районе штольни Ободовского разведывалась Е. Н. Барбот-де-Марни. Им было пройдено 7 скважин алмазного бурения глубиной до 60 м, которые подтвердили наличие небольших крутопадающих шлиров магнетитовых оливинитов. К сожалению, никаких графических материалов по этим разведкам не сохранилось.

Одновременно с геологоразведочными работами Е. Н. Барбот-де-Марни произвел и магнитную съемку, которая явилась первой не только на Качканаре, но и вообще в России. Всего было произведено 1358 наблюдений по сети 100×100 саженей. При работе измерялись только углы наклонения, т. е. вертикальная составляющая земного магнетизма. Результаты съемки показали, что значительное отклонение магнитной стрелки от нормального положения наблюдалось лишь в некоторых пунктах. Наиболее сильные отклонения были выявлены на площади между Еловой Гривой и Магнитной Ямой. Буровые скважины, заданные с целью выяснения причин, вызвавших аномалию, не обнаружили сплошного оруденения, а показали лишь густую вкрапленность магнетита в пироксенитовой породе. Более подробных сведений об этих работах также не сохранилось.

Результаты разведок Е. Н. Барбот-де-Марни и исследования А. А. Краснопольского все же представляют интерес в том отношении, что дают общее представление о характере рудоносности района горы Качканар, что подтверждается и результатами последующих магнитометрических работ, проведенных в 1931 г. в этой же части Качканарского месторождения.

В период 1902 —1904 гг., в связи с изучением месторождений платины, Н. К. Высоцким впервые составлена геологическая карта района в масштабе 1 : 42 000. Результаты геологических исследований Высоцкого обобщены в его монографии «Месторождения платины Исовского и Нижне-Тагильского районов на Урале», которая до настоящего времени представляет исключительный интерес для дальнейшего геологического изучения района. В работе дано весьма детальное петрографическое описание пород, подробная характеристика геологического строения и описание всех полезных ископаемых района; однако вопросам титаномагнетитового оруденения отведено очень немного места. Исследованиями Высоцкого завершается дореволюционный период изучения района месторождения.

В послереволюционный период 1931—1932 гг. на Качканарском месторождении производились магнитометрические и небольшие разведочные работы.

В 1931 г. партией Уральского геологического управления, под руководством А. И. Медведева, весь Качканарский ультраосновной массив общей площадью 135 км^2 исследовался магнитометрической съемкой. Съемка производилась магнитометром Тиберга-Талена по сети 100×40 м и местами 50×20 м с измерением всех компонентов земного магнетизма. Всего было произведено 40 000 наблюдений.

Результаты работ были представлены в виде 10 планшетов масштаба 1 : 5000, на которых проведены изолинии ΔZ в единицах Баумана и нанесены векторы. К сожалению, последние нанесены далеко не везде, и это лишает возможности их использовать. Составленный отчет весьма сжат и содержит только краткое описание съемочных планшетов. В ре-

зультате работ выяснено, что на большей части заснятой площади (до 100 км²) магнитное поле оказалось повышенным и неспокойным. На общем фоне повышенных (от 1 до 2 тыс. гамм) напряжений выделяются две основные наиболее интенсивные аномальные зоны. Одна из них приурочена к Качканару, а другая — к Гусевым горам. Обе эти аномальные зоны резко отличаются друг от друга по характеру аномалий.

Качканарская аномалия занимает площадь около 20 км² и приурочена к горе Качканар и Магнитной Яме. Характерной особенностью является частая смена положительных и отрицательных аномалий. Площадь таких аномалий невелика, и часто они распространяются только на одну-две точки, в то время как напряженность их достигает нескольких десятков тысяч гамм. На севере и востоке Качканарская аномалия переходит в равномерное поле с напряженностью от 2 до 5 тыс. гамм, а на юге и западе — в нормальное поле с более или менее частыми небольшими пятнами положительных и отрицательных аномалий типа Качканарских.

Гусевогорская аномалия занимает площадь около 16 км² и представляет собой полосу, вытянутую в меридиональном направлении и расширяющуюся к югу. Границы этой полосы очень извилисты. Характерным для Гусевогорской аномалии является сравнительно равномерно повышенное поле, с напряжением от 2 до 20 тыс. гамм. Довольно обширную площадь (около 4 км²) занимают аномалии с напряжением выше 5000 гамм.

Обе аномалии приурочены к выходам на поверхность пироксенитов, причем геологические границы и границы аномальных зон совпадают довольно хорошо. Понижение напряжения поля между Качканарской и Гусевогорской аномалиями до 1—3 тыс. гамм соответствует площади развития габбро.

Напряженность поля над Светлоборским дунитовым массивом колеблется в пределах от —500 до +500 гамм. Оторачивающая дунитовый массив полоса пироксенитов и габбро отмечается повышением поля от 1000 до 2000 гамм.

В 1932 г. В. Я. Ильясов в пределах Гусевых гор проводил магнитометрическую съемку магнитометром Тиберга-Талена по сети 50×20 м на площади 12,96 км². Всего было произведено 13 000 наблюдений.

В результате съемки обнаружено, что вся площадь, за исключением небольшой части в северо-восточном углу участка, густо покрыта довольно интенсивными, но весьма неравномерными по напряжению аномалиями. Векторы горизонтальной силы не подвержены никакой закономерности.

На основании проведенной проверочной шурфовки руководитель партии В. Я. Ильясов вывел следующую ориентировочную связь между содержанием магнетита и величиной вертикального аномального напряжения: напряжениям от 2000 до 5000 гамм соответствует содержание магнетита в породах от 2 до 10%; напряжениям 5000—10 000 гамм — 10—25%; напряжениям от 10 000 гамм и выше — 25—43%. Провести проверочные геологоразведочные работы в достаточном объеме В. И. Ильясову не удалось. На разведанном участке им были подсчитаны запасы вкрапленных руд.

В 1931—1932 гг. обследование месторождения производилось работниками Уральского отделения Института прикладной минералогии И. И. Малышевым, П. Г. Пантелеевым и А. В. Пэком, которые впервые в истории изучения месторождения дали общую оценку перспектив рудоносности Качканарского массива. Результаты этих исследований обоб-

щены в статье «Месторождение горы Качканар», опубликованной в сборнике «Титаномагнетитовые месторождения Урала».

Запасы Качканарского месторождения оценивались авторами в несколько сот миллионов тонн высококачественного концентрата. Глубина распространения вкрапленных руд была принята в 50—100 м.

После 1932 г. вплоть до 1946 г. никаких работ на месторождении не производилось, если не считать геоморфологического изучения бассейна р. Ис, производившегося партиями «Уралзолото» и «Нигризолото», с целью установления платиноносности.

В 1946 г. начаты работы по систематическому изучению и разведке месторождения, которые Уральским геологическим управлением закончены в 1952 г.

КРАТКОЕ ОПИСАНИЕ РАБОТ 1946—1952 гг.

Основной задачей начатых в июле 1946 г. геологоразведочных и геофизических работ являлось геологическое изучение и промышленная оценка месторождений.

Геологоструктурное изучение массива и оконтуривание оруденения по поверхности осуществлялось геологической и феррометрической съемками. Геологическая съемка, выполненная в масштабе 1 : 10 000, охватывает весь интрузивный массив и его контакты с вмещающими породами. Феррометрическая съемка в масштабе 1 : 2000 произведена в пределах пироксенитовых массивов и частью габбро, путем систематического опробования горных выработок и обнажений.

Разведочные работы проводились бурением скважин главным образом в контурах оруденения, установленных феррометрической съемкой по сети 50×50 м (для категории A_2), 100×100 м (для категории B) и 200×200 м (для категории C_1).

В результате детальных работ по геологическому изучению и большому объему горных, буровых и опробовательских работ, проведенных на площади Качканарского интрузивного массива, установлена внутренняя его структура, оконтурено (в плане) промышленное оруденение и достоверно определены перспективы распространения оруденения на глубину.

Геофизические работы 1946—1948 гг. (А. С. Михайловский) носили в значительной мере контрольный характер в связи с тем, что магнитометрическая съемка всей площади Качканарского интрузивного комплекса производилась в 1931 г.

По своему характеру контрольные геофизические работы разделялись на три вида: а) детальная магнитометрическая съемка масштаба 1 : 2000 и 1 : 10 000; б) магнитная профильная съемка по линиям, пересекающим весь Качканарский массив в близких к широтным и меридиональным направлениям, и в) обработка материалов магнитной съемки 1931 г.

Детальная магнитная съемка, проведенная на площади Гусевогорского массива (и его контактов с габбро), охватила почти всю оруденелую часть.

Магнитные аномалии на площади Гусевогорского месторождения оконтурены изолиниями через 2, 5, 10 и 15 тыс. гамм на планах масштаба 1 : 2000 и через 5 и 10 тыс. гамм на плане масштаба 1 : 10 000. Общая площадь аномального поля 8 км^2.

Сопоставление данных магнитометрической съемки с феррометрической съемкой поверхности и результатами бурения показывает:

а) участки, вызывающие магнитные напряжения выше 10 000 гамм, в значительной своей части приближенно совпадают с контурами феррометрии и на глубину показывают промышленное оруденение;

б) площади, вошедшие в контуры изолиний 5000—10 000 гамм, в значительной своей части совпадают с феррометрией поверхности и промышленное оруденение в участках совмещения подтверждается бурением скважин;

в) аномальные площади, находящиеся в контурах изолиний 5000—10 000 гамм и имеющие напряжение выше 10 000 гамм, не подтвержденные феррометрической съемкой поверхности, на глубине также не имеют оруденения;

г) аномальные поля с напряжением ниже 5000 гамм на поверхности, так же как и на глубине, в большинстве случаев являются практически безрудными.

Детальная магнитная съемка участка, расположенного в районе южной вершины собственно Качканара, показала, что магнитное поле этого участка отличается исключительной изменчивостью. Весь участок покрыт точечными аномалиями положительного и отрицательного знаков. Напряжение в отдельных точках, отстоящих друг от друга на 10 м, изменяется от +119 000 гамм до —90 000 гамм. Проследить какую-либо закономерность в распределении этих точечных аномалий не удается. Такой характер магнитного поля имеет преобладающая часть площади собственно Качканарского массива.

Обработка материалов магнитной съемки 1931 г. позволила составить магнитную схему Качканарского массива в масштабе 1 : 25 000.

ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ РАЙОНА

Описание геологического строения района в основном дается по Н. А. Штрейсу. Изложены также некоторые геотектонические построения А. В. Пейве, изучавшего геологию зеленокаменного пояса севернее Исовского района и опиравшегося в части стратиграфии на работы Штрейса. Петрографическая часть изложена по Н. К. Высоцкому.

Как и в других районах зеленокаменной полосы Среднего Урала, в Исовском районе Н. А. Штрейс выделяет три фациальные зоны: *Центральную,* сложенную в значительной своей части известняковыми толщами, и примыкающие к ней *Западную* и *Восточную,* в пределах которых максимальное развитие имеют вулканогенные толщи, а известняки занимают подчиненное положение или совершенно отсутствуют.

Возраст пород зеленокаменной полосы Среднего Урала установлен на основании многочисленных окаменелостей. Только для одного Исовского района комплекс ископаемых организмов заключает 202 вида при огромном количестве особей. Из этого числа 119 видов падает на долю брахиопод. Так как комплекс окаменелостей Исовского района недостаточен для палеонтологической характеристики всех стратиграфических единиц зеленокаменной полосы, то он пополнен палеонтологическими данными более северных районов. Таким образом, дана общая схема стратиграфической последовательности отложений зеленокаменной полосы. Для готландия и низов девона выделены естественные подразделения местной геохронологической шкалы, которые названы горизонтами.

Вертикальная последовательность этих слоев, а также положение в ней платиноносного габбро-перидотитового комплекса отображены в сводном стратиграфическом разрезе (фиг. 5).

Институт Геологических Наук Арм.ССР Библиотека

Породы габбро-перидотитового магматического комплекса, залегающего в западной половине рассматриваемой части зеленокаменной полосы, относятся к известной платиноносной формации Урала (фиг. 6). Полное и систематическое описание этих пород произведено Н. К. Высоцким.

На Среднем Урале Н. К. Высоцкий выделяет четыре полосы пород:

Полоса I — глубинных изверженных пород основного состава — диоритов и габбро, среди которых залегают перидотиты, пироксениты и горнблендиты в виде отдельных массивов разной величины. Орографически эту полосу Н. К. Высоцкий характеризует как предуральскую горную гряду, так как водораздел или собственно Уральский горный хребет проходит здесь западнее, в области развития докембрийских пород Центрально-Уральского антиклинория (т. е. полосы IV по Н. К. Высоцкому).

В схеме Н. А. Штрейса эта полоса, т. е. платиноносный комплекс глубинных изверженных пород, осложняет западное крыло, местами центральную часть и восточное крыло Кабанского прогиба.

Преобладающим развитием пользуются здесь породы основного состава, а среди них — роговообманковые бескварцевые диориты и роговообманковые, нормальные и реже оливиновые габбро. Большая часть этих пород имеет первичное гнейсовидное (т. е. как бы слоистое или полосчатое) сложение. Н. К. Высоцкий отмечает, что по мере увеличения кислотности химического состава пород полосчатость ослабевает и проявляется реже. Так, среди кварцсодержащих диоритовых пород наблюдаются уже только неясные следы полосчатости, среди же самых кислых разновидностей местных глубинных пород, а именно аплитовидных гранитов,— полосчатости не наблюдалось совершенно. Кроме полосчатости, Высоцкий отмечает в основных породах еще вторичную, более или менее тонкую «слоистость», переходящую местами даже в плойчатость, в тех местах, где эти породы подверглись динамометаморфизму. Простирания полосчатости в габбро близки к меридиональным, колеблясь между ССЗ и ССВ, но местами наблюдаются уклонения от этого преобладающего направления, например в оливиновых габбро на Качканаре и на Саранной горе. Простирание сланцеватости также обычно меридиональное, падение вертикальное или весьма крутое восточное. Наиболее сильные проявления динамометаморфизма наблюдаются вдоль западной окраины полосы глубинных пород.

Среди упомянутых господствующих полевошпатовых пород залегают бесполевошпатовые: перидотиты, пироксениты и горнблендиты в виде массивов, ориентированных также меридионально.

Описываемая полоса глубинных изверженных пород имеет в Исовском районе ширину от 10,5 до 18 км.

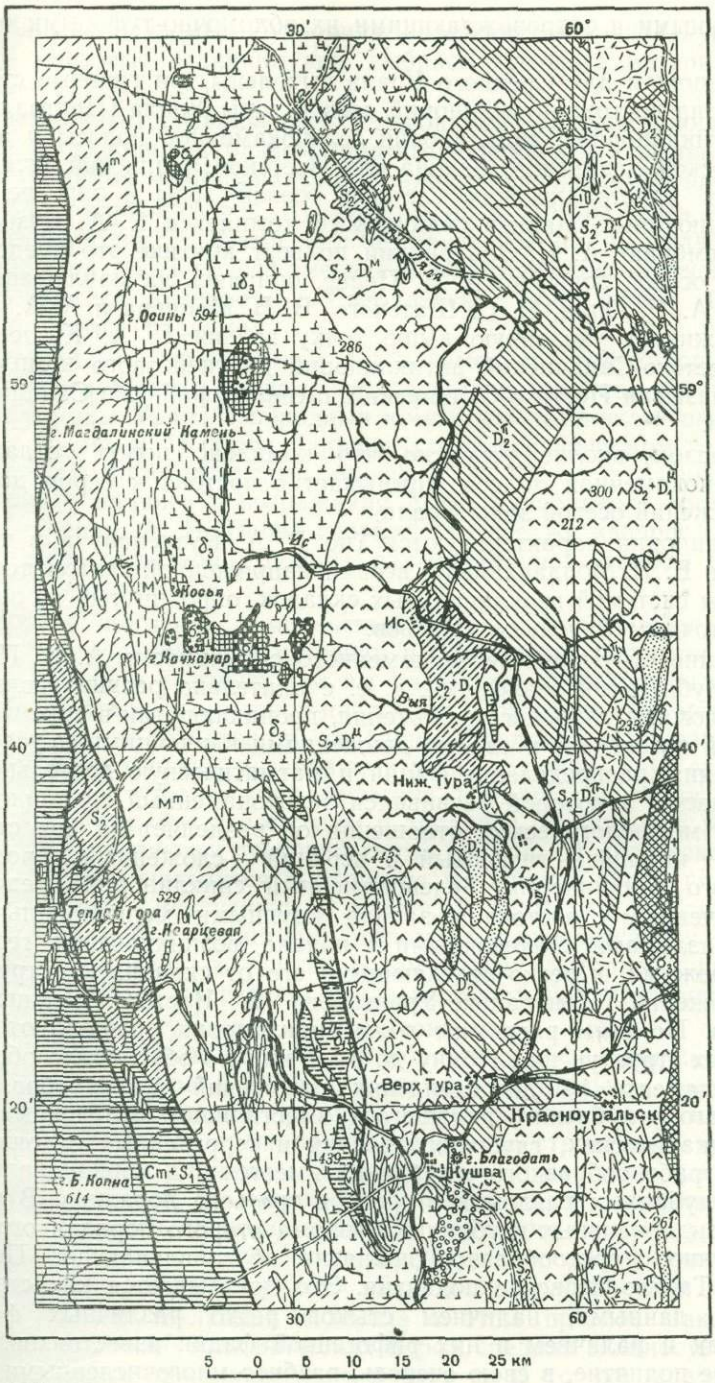
Полоса II — восточная, глубинных изверженных пород — гнейсов, гранитов, змеевиков,— залегает в области Салдинско-Исетского антиклинория.

Полоса III — восточная, осадочных толщ палеозойского возраста,— отвечает области срединного Тагильско-Исовского поднятия с прилегающими к нему Кабанским и Красноуральским прогибами, сложенными известняками, вулканическими и терригенными отложениями готландия и девона. Это и есть собственно зеленокаменная полоса восточного склона Среднего Урала.

Полоса IV — западная, осадочных толщ палеозойского возраста,— отвечает отложениям Центрально-Уральского антиклинория. Здесь, так же как и в III полосе, осадочные породы переслаиваются с поверхност-

Средний Кайнозой	Q_1 и Q_2	50	Кора выветривания. Постплиоценовые и современные элювиальные и аллювиальные отложения. Валуны, галечники, пески, глины, суглинки и пр.
Средний девон	Живетский ярус	200	Известняки темносерые, плитняковые, иногда с прослоями глинистых сланцев с *Conchidiella, Stringocephalus, Hypothyridina, Spongophyllidae* и *Campophyllidae, в эйфельском ярусе с Spirifer (Theodossia) superbus* (Eichw). В западной фациальной зоне замещаются более мощными образованиями — вулканическими брекчиями порфиритов, альбитофиров и др., в восточной зоне (Серовский р-н) — частично вулканическими и терригенными образованиями.
	Эйфельский ярус	200	
Нижний девон	Кобленцский ярус	350—400	Известняки. На севере (Карпинский, Серовский и Ивдельский районы) они замещаются к востоку терригенными и пирокластическими образованиями с подчиненными прослоями лав, к западу — песчано-глинистыми породами. Руководящие формы: *Karpinskia fedorovi* Tschern., *Carinatina comata* (Barr.), *Conocardium bohemicum* Barr., *Pholidophyllum devonianum* Soshk.
	Жединский ярус	400—700	Серовский горизонт. Изредка известняки. Покровы диабазовых порфиритов и их туфы. Альбитофиры, яшмы, глинистые сланцы, темные плитчатые известняки. Мощность известняков 100—200 м. Руководящие окаменелости: *Karpinskia vagranensis* Khodl и *Atrypa barba* Khodl.
Силурийская	Верхний лудлоу даунтон	500—1500	Петропавловский горизонт. На подстилающих образованиях лежит резко трансгрессивно, иногда с угловым несогласием. Редкие линзы известняков. Нижняя толща: конгломераты, осадочные брекчии, песчаники, туффиты и туфы; средняя: диабазовые порфириты и туфы; верхняя: ортофиры и их пирокластические аналоги. Мощность известняков не превышает 200—250 м. Руководящие ископаемые: *Neomphyma originata* Soshk., *Gypidula parvula* (Tschern.), *Lissatrypa gigas* Khodl, *Spirifer (Eospirifer) juno* Khodl, *Wilsonella wilsoni* var. *vagranica* Khodl.
	Средний лудлоу	600	Журавликовский горизонт. Известняки темносерого и черного цвета. В западной и восточной фациальных зонах этот горизонт представлен порфиритами, их вулканическими брекчиями и туфами андезитового состава. Руководящие формы: *Conchidium vogulicum* (Vern.), *C. pseudoknighti* (Tschern.) и *Megalomus gotlandicus* (Lindst.).
	Нижний лудлоу	700	Исовской горизонт. Известняки белые, светлосерые, розовые и красные, пятнистые. В западной и восточной фациальных зонах горизонт сложен порфиритами, их вулканическими брекчиями, туфами и туффитами андезитового состава. Руководящие формы: *Brooksina striata* (Eichw.), *Zelophyllum minimum* Soshk., *Wyella uralica* (Tschern.), *Conchidium biloculare* (Linn.), *Pentamerus magnus* Khodl и др.
	Верхний уинлок	800	*Елкинский горизонт. Белые и светлосерые известняки, к востоку и западу* сменяющиеся вулканическими брекчиями порфиритов, их туфами и туффитами, заключающими покровы лав. Отложения содержат *Lissocoelina pirum* Khodl, *Camarella turjensis*, Khodl.
Силурийская	Нижний и средний уинлок	400—1200	Павдинский горизонт. Туфогенные песчаники, глинистые сланцы и туфы пироксеновых порфиритов, перемежающиеся с пачками темносерых и черных глинистых известняков с *Dalmanella crassa* (Lindst.) и *Spirifer (Eospirifer?) pavdensis* nov. sp. и др. В верхней части развиты покровы диабазовых порфиритов, красные яшмы, чередующиеся с туфами и лавами.
	Верхний лландовери	50	Семеновский горизонт. Известняки серые и темносерые с *Pentamerus oblongus* Sow.
	Средний лландовери	Мощность, м	Порфириты пироксеновые и плагиоклазовые.
			Платиноносный габбро-перидотитовый комплекс девонского возраста.
Докембрий			Древняя толща метаморфических сланцев осевой зоны Урала.

Фиг. 5. Сводный стратиграфический разрез отложений зеленокаменной полосы Исовского района.
Составил Н. М. Аксенов по материалам Н. А. Штрейса.



Фиг. 6. Геологическая карта района Качканарского месторождения титаномагнетита. Выкопировка из геологической карты Урала

1 – кислые эффузивы среднего девона; *2* – нижнедевонские отложения; *3* – кислые эффузивы верхнего силура и нижнего девона; *4* – основные эффузивы верхнего силура и нижнего девона; *5* – верхнесилурийские отложения; *6* – кембрий и нижний силур; *7* – метаморфизированные эффузивы и зеленые вулканогенные сланцы метаморфизированной толщи; *8* – слюдяные кварциты; слюдяные сланцы, хлорито-кварцитовые и хлорито-слюдяные сланцы метаморфизированной толщи; *9* – граниты и ортогнейсы (гранито-гнейсы); *10* – кварцевые диориты, плагиограниты, грано-диориты; *11* – сиениты; *12* – диориты и соответствующие ортоамфиболиты; *13* – интрузивные диабазы и соответствующие ортоамфиболиты; *14* – габбро, габбро-диориты; *15* – пироксениты; *16* – дуниты; *17* – перидотиты; *18* – тектонические контакты; *19* – вкрапленные титаномагнетитовые руды.

ными изверженными и сопровождающими их обломочно-туфовыми отложениями.

Е. А. Кузнецовым для Среднего Урала выделены три главные структуры, с запада на восток: антиклинорий осевой зоны Урала (Центрально-Уральский антиклинорий), синклинорий зеленокаменной полосы и антиклинорий Исетско-Салдинского района или Исетско-Салдинский антиклинорий. Возраст кристаллических сланцев осевой зоны и парагнейсов, кварцитов и слюдяных сланцев салдинского комплекса Е. А. Кузнецов относит к докембрию. А. Н. Заварицкий подверг критике это представление в части осевой зоны, но А. В. Пейве, опираясь на наблюдения и высказывания А. И. Олли, Н. С. Шатского, В. В. Меннера и А. А. Петренко, поддерживает указанную выше точку зрения Е. А. Кузнецова, протягивая Исетско-Салдинский антиклинорий до гнейсового комплекса Мугоджар и называя Исетско-Салдинский антиклинорий уже Салдинско-Мугоджарским.

Таким образом, вполне вероятно, что комплекс пород готландия и девона зеленокаменной полосы примыкает с востока к серии докембрийских отложений осевой зоны Урала.

Оба антиклинория характеризуются (по Е. А. Кузнецову и в части осевой зоны по Е. П. Молдаванцеву) весьма напряженной складчатостью и представлены системой изоклинальных складок, опрокинутых на запад, с крутым восточным падением крыльев.

Формирование структуры зеленокаменного синклинория А. В. Пейве связывает с глубинными разломами, т. е. с длительно развивающимися крупными разломами глубокого заложения, проникающими в докембрийский гнейсовый фундамент и своими движениями влияющими на условия осадконакопления, распределение фаций и магматическую деятельность. Структуру области, в которой развивался зеленокаменный синклинорий, в объемном и морфологическом отношении он разделяет на два структурных этажа: нижний — гнейсовый и верхний — сложенный породами зеленокаменного синклинория. Зеленокаменный синклинорий представляется ограниченным с востока и запада крупными меридиональными глубинными разломами, заложенными в начале возникновения геосинклинального режима, и резко отделяющими его от складчатых структур древних отложений Центрально-Уральского и Исетско-Салдинского антиклинориев. По этим разломам ложе синклинория опущено относительно соседних структур на глубину до 3—4 км, что обусловило образование в фундаменте из доготландских отложений грабенообразного меридионального углубления, явившегося вместилищем зеленокаменной формации вулканических, глубоких морских и терригенных отложений. Внутри этого грабенообразного углубления имеется ряд меридиональных и широтных глубинных разломов второго и третьего порядков. В частности, два меридиональных глубинных разлома второго порядка ограничивают срединное горстообразное поднятие, обусловливающее Петропавловское и Тагило-Исовское поднятия. Это доказывается как стратиграфическими данными, наличием стыков резко различных фаций отложений, так и наличием в них рифогенной фации известняков. Это горстообразное поднятие, в свою очередь, разбито многочисленными глубинными разломами третьего порядка. Таким образом, породы почвы грабенообразного углубления разбиты многочисленными глубинными разломами, обусловившими сложную структуру глубинного этажа зеленокаменного синклинория. Поведение этого глубинного структурного этажа обусловило характер распределения фаций верхнего структурного этажа, т. е. пород собственно зеленокаменного синклинория, а многочисленные

глубинные разломы обусловили интенсивную эруптивную деятельность, т. е. массовые излияния лав, выбросы туфового материала и интрузий магм.

Восточным ограничением зеленокаменного синклинория А. В. Пейве считает глубинный разлом, протягивающийся с севера на юг в виде почти прямой меридиональной линии, прослеживаемой на сводных геологических картах от сел. Бурмантово на р. Лозьве через Ивдель, сел. Денежкино близ ст. Сама, сел. Караульское на р. Ляля. Далее разлом следует по узкой полосе змеевиков, окаймляющих зеленокаменную полосу с востока до широты г. Свердловска. Эту линию Пейве называет Зауральским разломом.

Западным ограничением зеленокаменного синклинория А. В. Пейве считает глубинный разлом, проходящий по границе отложений свиты М осевой зоны Урала с породами комплекса зеленокаменной полосы. Приводя мнение Е. П. Молдаванцева о стратиграфическом несогласии между упомянутыми комплексами, мнение Е. А. Кузнецова о возможности здесь большого надвига и возражения А. Н. Заварицкого против того и другого мнения, А. В. Пейве считает, что все же «вопрос о тектоническом характере западной границы зеленокаменной полосы не может быть снят с обсуждения».

Пейве применил комплексный метод изучения тектонических структур, заключающийся в изучении исторического развития их морфологии в сочетании с подчиненным им развитием петрографических формаций и фаций отдельных членов последних. Применяя этот метод, он устанавливает, что по обе стороны глубинных разломов, ограничивающих зеленокаменный комплекс, развиваются резко отличные друг от друга тектонические структуры, петрографические формации и фации. Это дает основание считать, что и восточное и западное ограничения зеленокаменного комплекса являются тектоническими. В прямой логической и причинной связи с этим находится и развитие по линиям обоих глубинных разломов мощных интрузивных поясов. В частности, по линии западного ограничения или глубинного разлома и развивается пояс габбро-перидотитовых интрузий, к Качканарскому члену которых и приурочено рассматриваемое в настоящем труде железорудное месторождение.

Заключая суждение о геотектонической позиции зеленокаменного синклинория, Пейве пишет, что область его «зародившись как отрицательная структура в начале готландия, длительное время развивалась как ярко выраженный прогиб с очень резкими восточным и западным ограничениями, которые обусловлены существованием краевых глубинных разломов в нижнем структурном этаже. Эти разломы хорошо улавливаются и в современной морфологии синклинория, который характеризуется узкими, крутыми, редуцированными крыльями, свидетельствующими о прерывности структуры метаморфического цоколя при переходе от антиклинориев в область зеленокаменного прогиба».

В течение готландия и девона в этом прогибе накопились толщи преимущественно вулканических пород, средняя мощность которых может быть оценена приблизительно в 6000 м. В то же время на соседних с востока и запада поднятиях, по всем данным, отлагались осадки гораздо меньшей мощности и в иных фациях. В частности, на значительной площади Центрально-Уральского поднятия в готландии отлагались относительно маломощные известняки, а в нижнем и среднем девоне как это поднятие, так и Исетско-Салдинское в отдельных участках, повидимому, размывались, о чем свидетельствуют значительные по

мощности девонские толщи терригеновых пород, развитые по краям зеленокаменного прогиба.

Строение же собственно зеленокаменного синклинория, т. е. его внутренняя структура, по Н. А. Штрейсу, представляется в следующем виде: естественными границами структуры следует считать на западе комплекс метаморфических пород Центрально-Уральского антиклинория, а на востоке — аналогичные отложения Исетско-Салдинского антиклинория. Массивы глубинных магматических пород, протягивающиеся вдоль этих границ, залегают в области синклинория. Главные элементы внутренней структуры синклинория в пределах Исовского района следующие:

1) Тагило-Исовское антиклинальное поднятие, расположенное в центральной части синклинория;

2) Кабанский синклинальный прогиб, сопряженный с антиклинальным поднятием на западе;

3) Красноуральский синклинальный прогиб, сопряженный с антиклинальным поднятием на востоке, и

4) Турьинская наложенная мульда, осложняющая осевую часть антиклинального поднятия.

Говоря о главных элементах структуры зеленокаменного синклинория, выделенных Н. А. Штрейсом, следует указать, что к северу от описанного последним района А. В. Пейве выделил те же самые элементы. Так: срединное — Петропавловское — поднятие Пейве отвечает Тагило-Исовскому антиклинальному поднятию Штрейса, западный (Кумбинский) и восточный (Турьинский) синклинальные прогибы первого соответственно отвечает Кабанскому и Красноуральскому синклинальным прогибам второго.

Указанные главные элементы структуры сформировались в готландии и девоне. В последевонское же время они претерпели дальнейшее развитие в виде усложнения пликативных и дизъюнктивных форм нарушений. А. В. Пейве считает, что «тектоническая структура зеленокаменного синклинория в окончательном виде сформировалась во время герцинского тектонического этапа, скорее всего в каменноугольное время. Уже в верхнем девоне области прогибов начинают замыкаться, вовлекаясь в волну поднятий и одновременно происходящих дислокаций».

Герцинские усложнения готландско-девонских структур видны из дальнейшего описания тектоники зеленокаменного пояса по Н. А. Штрейсу.

I. Тагило-Исовское антиклинальное поднятие сложено породами готландия. Его западной границей является крупный Качканаро-Баранчинский разлом (с вертикальным перемещением порядка 3—4 км и с предположительно крутым восточным падением); восточную же границу поднятия правильнее всего проводить по контакту более древних пород со слоями верхнего лудлоу—даунтона. В состав антиклинального поднятия входят (начиная с запада): 1) Петропавловская антиклиналь, западное крыло которой почти целиком срезано упомянутым разломом; 2) синклиналь горы Липовой; 3) антиклиналь горы Имашевой — две складки меньшего размера; 4) Бушуевская синклиналь; 5) Елкинская антиклиналь, обрезанная с востока Турьинским разломом, который на юге, вследствие изгиба простирания складок, пересекает в месте погружения ось не только Елкинской антиклинали, но и Бушуевской синклинали; 6) Шайтанская антиклиналь, на юге также обрезанная с востока

сбросом; 7) Выйская антиклиналь, обособленная от предыдущих складок «проливом» Турьинской наложенной мульды.

Все перечисленные складки почти симметричны, обладают широкими плоскими сводами и падениями в крыльях под углом 35—45°.

2. Кабанский синклинальный прогиб сложен породами готландия, нижнего и среднего девона, а также интрузиями габбро-перидотитовой формации. Вне полосы интрузий вся тектоническая форма в целом в современном эрозионном срезе представлена лишь западным крылом с падением слоев под углами 40—50°. Восточное крыло и, повидимому, большая часть ее ядра отсутствуют, так что западное крыло по Качканаро-Баранчинскому разлому приведено в соприкосновение с породами Тагило-Исовского поднятия. Синклиналь погружается на север. В центральной части западного крыла проходит зона небольших сжатых складок и сильно рассланцованных пород.

3. В строении Красноуральского прогиба также участвуют слои готландия нижнего и среднего девона. Большое Лялинское поднятие на север и Левихинская антиклиналь на юге разделяют прогиб на две ветви. Западная ветвь в целом представляет собой крупную причудливой конфигурации, синклинальную форму, так как она охватывает Лялинское поднятие и с запада и с юга.

Углы падения слоев обычно колеблются в пределах 15—30° и лишь иногда, а именно в мелких складках и в северной части восточного крыла, возрастают до 45° и даже до 60°. На юге в восточном крыле ветви протягивается зона рассланцованных пород.

Восточная ветвь значительно более прогнута по сравнению с западной и сложена довольно крупной Нижне-Талицкой антиклиналью, которая позволяет выделить западную более крупную Михайловско-Сухоложскую синклиналь и восточную небольшую Карелинскую синклиналь. Лялинское антиклинальное поднятие входит в район лишь своей южной периклинальной частью. Оно осложнено в середине несколькими складками, а его западное крыло круче восточного (45—50° и менее 30°).

Все эти структурные элементы Красноуральского синклинального прогиба по интрузивному и вместе с тем тектоническому контакту ограничены с востока полосой серпентинитов.

4. Турьинская наложенная мульда является тектоническим новообразованием и отличается от описанных синклинальных прогибов неполнотой стратиграфического разреза. Ее борта, сложенные породами верхнего лудлоу—даунтона, трансгрессивно и несогласно секут складки Тагило-Исовского антиклинального поднятия. Внутри мульды вместо линейных складок развиваются брахисинклинали с падениями в крыльях в среднем 30—35° и с частыми разрывами. Они разделены узкими «антиклинальными перемычками». Это — «складки облекания», отражающие выступы и впадины расколотого на отдельные блоки фундамента. Важным отличием мульды является также наличие внутри ее маломощных мезозойских отложений с унаследованными складчатыми формами.

Таким образом, зеленокаменный синклинорий в Исовском районе принадлежит к относительно симметричным тектоническим структурам с хорошо развитыми и сходными крыльями. Это сходство выражается в том, что оба его крыла сложены образованиями среднего лудлоу, верхнего лудлоу — даунтона и нижнего девона, а со своей внешней стороны они контактируют с линейно-вытянутыми интрузиями, которые срезают крылья синклинория под очень острым углом. Сопряженные с обеих сторон антиклинории сложены толщами древних сильно метаморфизован-

ных пород. Симметричное строение выражается и в наличии внутри синклинория двух глубоких синклинальных прогибов, разделенных в осевой части синклинория антиклинальным поднятием. В самом поднятии обе краевые антиклинали имеют одинаковую амплитуду, причем средняя часть поднятия несколько прогнута и частично занята Турьинской наложенной мульдой. В противоположность этому синклинальные прогибы асимметричны. В Кабанском синклинальном прогибе восточное крыло по существу замещено разломом, повидимому, крутопадающим на восток; в Красноуральском синклинальном прогибе восточное крыло отличается от западного крутыми падениями и ядро прогиба смещено на восток.

В строении зеленокаменного синклинория большое участие принимают интрузивные породы. Согласно существующим представлениям, породы этих интрузий (так же как эффузивы готландия и нижнего девона) являются продуктами дифференциации единого магматического очага, причем позднейший этап их формирования был завершен в нижнем или начале среднего девона. Некоторые геологи считают возраст глубинных изверженных пород среднедевонским.

Геологическое строение массивов глубинных изверженных пород платиноносного комплекса изучено еще очень мало. Высказываемые соображения основаны на малом количестве фактического материала.

Н. К. Высоцкий полагает, что габбро-перидотитовые массивы залегают в области горстов, а Е. А. Кузнецов считает их тектонически надвинутыми клиньями.

А. Н. Заварицкий относит эти интрузии к факолитам, согласно залегающим в слоистых толщах и стратифицированным таким образом, что в придонных частях залегают дуниты, а выше они сменяются последовательно перидотитами, пироксенитами, габбро и диоритами (эта схема стратификации членов дифференцированного комплекса согласуется и с представлениями Н. К. Высоцкого). Границы распространения перечисленных членов дифференцированного комплекса соответственно представляются согласными с вмещающими породами и в принципе параллельными между собой, образуя как бы также «слоистый» и «складчатый» комплекс.

Наиболее новые высказывания о геологической позиции платиноносной габбро-перидотитовой формации в складчатой структуре Урала находим у Н. А. Штрейса. Он считает, что структура комплекса пород, вмещающих интрузии, представляет собой систему крупных складок. В одних случаях интрузии осложняют западное крыло Кабанского синклинального прогиба, в других — заходят в более восточные части прогиба вплоть до Тагило-Исовского антиклинального поднятия. Интрузии в целом являются согласными или почти согласными, причем уходящие под них на западе породы служат постелью, а прикрывающие их и падающие от них на восток породы — кровлей. Подводящим каналом для интрузий была та зона проницаемости, которая устанавливается по распространению вулканогенных пород готландия и девона. Вероятнее всего, она возникла в верхнем ордовике в области сочленения геоантиклинали и геосинклинали. Магматические массы габбро-перидотитовой формации проникли над метаморфическими породами (по несогласию), в некоторых случаях достигли срединного антиклинального поднятия и начали дифференцироваться в образовавшихся магматических камерах, участвуя в складчатости сначала как «живые», а потом как «мертвые» плутоны.

Исключительное развитие в Тагильском массиве сиенитовых пород связывается с расположением последних в области срединного антиклинального поднятия — структуры, возникшей раньше других и поэтому способствовавшей своим воздыманием накоплению летучих. Возможно, здесь оказывало влияние и наличие известняков. Когда свод антиклинального поднятия был разбит расколами, то произошли вулканические извержения сиенитовой магмы (ортофировая толща).

Второй пояс глубинных магматических пород протягивается вдоль сочленения зеленокаменного синклинория и Исетско-Салдинского антиклинория и по своему строению является как бы зеркальным отображением пояса габбро-перидотитовой формации. Несмотря на недостаток данных, вероятно допущение, что в основных чертах этот пояс развивался аналогично западному, т. е. интрузии возникли благодаря проникновению магмы вдоль восточной зоны проницаемости и дальше вдоль поверхности согласия над метаморфическими породами. И здесь они дифференцировались, причем кислые дифференциаты располагались в местах, отвечавших сводам воздымавшихся крупных антиклиналей.

Однако последующая судьба западного и восточного интрузивных комплексов была различна. В восточном поясе уже «мертвые» плутоны подверглись в процессе длительного развития разломов, охвативших западное крыло Исетско-Салдинской геоантиклинали, тектоническим нарушениям. Вдоль этих нарушений (в каменноугольное время) поднимались новые расплавы, преимущественно ультраосновной магмы, которые в дальнейшем застывали как внутри ранее сформировавшихся интрузий, так и в породах их кровли. Такой второй фазы внедрения расплавов в западном поясе, повидимому, не было.

Согласно С. А. Кашину, платиноносная формация петрографически и петрохимически отличается от неплатиноносной—восточной—формации основных и ультраосновных пород. «Как известно,— пишет он,— с первой формацией связаны месторождения платины, а также медно-титаномагнетитовое оруденение волковского типа, тогда как вторая формация бедна металлами платиновой группы, но включает месторождения хромита».

ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ РАЙОНА

Исовский и Нижне-Тагильский районы издавна славятся добычей платины. Наряду с добычей платины по всему району производится и добыча золота. Вблизи массивов основных и ультраосновных пород добыча обоих металлов производится из одних и тех же россыпей.

По мере удаления от упомянутых массивов количество платины в россыпях уменьшается, а относительное количество золота увеличивается.

Широко распространены месторождения титаномагнетитовых и медно-титаномагнетитовых руд. Важное промышленное значение в районе имеют контактово-метасоматические железные и медные руды.

Кроме того, известны месторождения киновари, марганцевых руд, незначительные скопления бурого и красного железняка, имеются находки серебросодержащего свинцового блеска, цветных камней, алмазов, имеются месторождения облицовочных камней и флюсовых известняков.

Месторождения платины встречаются коренные и россыпные. Россыпная платина добывается в Николае-Павдинской даче, Исовском и Нижне-Тагильском районах. Наиболее значительные по размерам скопления коренной платины встречаются в дунитах — частью в

виде самостоятельных скоплений идиоморфных зерен платины, главным же образом в виде аллотриоморфных зерен в шлирах хромистого железняка или хромита.

Коренные месторождения платины наиболее распространены в центральной части Нижне-Тагильского дунитового массива. Кроме того, платина содержится в дунитовых массивах Вересового и Светлого боров. Коренная платина имеется и в пироксенитах, но в непромышленных масштабах, ввиду низкого содержания металла.

Наиболее важное промышленное значение имеют россыпные месторождения платины. Территориально, как указывалось выше, и генетически они связаны с дунитовыми массивами Светлого и Вересового боров в Исовском районе и с Нижне-Тагильским дунитовым массивом в Нижне-Тагильском районе, а также и с пироксенитовыми массивами главным образом Гусевых гор и Качканара, и с рядом других пироксенитовых массивов, обычно залегающих в той или иной связи с дунитовыми.

Золото по району, в пределах залегания пород платиноносной формации, встречается повсеместно.

Киноварь в Исовском районе добывается из тех же россыпей, из которых добывается золото и платина.

Железные руды, имеющие наибольшее промышленное значение, находятся в месторождениях магнетитов и мартитов контактово-метасоматического типа и генетически связаны с Тагило-Кушвинским сиенитовым массивом. Эти месторождения являются базой Нижне-Тагильских металлургических заводов. Самые крупные из них горы Благодать и Высокая. Между ними располагается ряд менее крупных железорудных месторождений: Валуевское, Осокино-Александровское, Естюнинское, Лебяжинское и др.

Медные руды промышленного значения представлены главным образом медистыми колчеданами, залегающими в виде линзообразных тел среди зеленокаменных пород, обычно метаморфизованных в кварцево-серицитовые и хлоритовые сланцы. Наиболее известны месторождения: Красногвардейское, Левихинское, Спасо-Серноколчеданское, Андреевское, им. III Интернационала и Ольховское.

Марганцевые руды слагают чрезвычайно мелкие залежи различного генезиса.

Титаномагнетитовые и медно-титаномагнетитовые руды довольно часто встречаются в полосе распространения габброидных пород как к северу от Качканарского массива, так и к югу от последнего.

Известны титаномагнетитовые месторождения: Косьвинский Камень, Конжаковский Камень; рудники: Вознесенский, Васильевский, Кормовищенский и Спасский, а также и медно-титаномагнетитовые месторождения Незнамовское и Серебрянский хребет.

К югу известны месторождения: титаномагнетитовое — Баронское и гора Синяя, медно-титаномагнетитовые — Волковское, Мостовское и Медведевское.

Строительные материалы и поделочные камни представлены в районе в виде крупных залеганий известняков и мраморов, добываемых и используемых в металлургии в качестве флюсов, а также для обжига на известь. Розовые брекчиевидные известняки рудника Сапальского используются как облицовочный материал и как поделочные камни.

ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ КАЧКАНАРСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Основные черты геологического строения месторождения определяются его непосредственной пространственной и генетической приуроченностью к сложному по петрографическому составу и внутренней структуре интрузивному массиву габбро-пироксенито-перидотитового состава (фиг. 6). Территориально он подразделяется на дунитовую и Качканарско-Гусевогорскую габбро-пироксенитовую части.

Дуниты представлены в виде двух пространственно-обособленных, вытянутых в меридиональном направлении и падающих (под углом 35—60°) на восток тел, слагающих возвышенности, имеющие названия Светлый и Вересовый боры. Они расположены в северо-западной части исследованной площади, за пределами габбро-пироксенитовой части, несущей титаномагнетитовое оруденение.

Площадь, занимаемая Качканарско-Гусевогорским габбро-пироксенитовым интрузивным комплексом, составляет 110 км^2. Пироксениты, слагающие 50% этой площади (50—55 км^2), представлены двумя обособленными массивами, из которых восточный — Гусевогорский — вытянут в меридиональном направлении и круто (под углом 80—85°) падает на восток, а западный — собственно Качканарский — имеет изометрическую, чуть вытянутую в северо-западном направлении форму, несколько изогнут к западу и характеризуется преимущественно пологим (25—30°) падением на восток.

Габброиды занимают площадь 35 км^2, они как бы выполняют пространство между пироксенитами, «обтекают» их и окаймляют в периферических частях.

Габбро-пироксенито-перидотитовый интрузивный комплекс залегает на границе между породами свиты М Центрального Урала, распространяясь согласно в сторону последних. С востока Гусевогорский пироксенитовый массив, окаймленный габбро и образованными из них амфиболитами, непосредственно контактирует с пироксеновыми и плагиоклазовыми порфиритами и диабазами. Западнее дунитовых массивов — шальштейновые, слюдяные и кремнистые сланцы.

С северной стороны интрузив граничит с амфиболитами, которые Н. К. Высоцкий считал «возникшими на месте габбро и роговообманковых бескварцевых диоритов». Наши наблюдения, произведенные в процессе геологического картирования масштабов 1 : 10 000 и 1 : 50 000 над северным и южным контактами габбро и пироксенитов с амфиболитами показали наличие переходов как между габбро и амфиболитами, так и между пироксенитами и амфиболитами. Переход от габбро к амфиболитам представлен габбро-амфиболитами, а от пироксенитов к амфиболитам — переходной амфиболизированной разностью пироксенита, среди которой фиксируются остаточные (не затронутые амфиболизацией) участки.

Н. В. Бутырин, предпринимавший для выяснения природы амфиболитов специальные петрографические исследования, установил «наличие непосредственных переходов между диабазами и порфиритами, с одной стороны, и амфиболитами, с другой». Согласно нашим наблюдениям, выводы Н. В. Бутырина относительно образования плагиоклазовых амфиболитов за счет эффузивных пород зеленокаменной полосы можно распространить только на узкую приконтактовую с Качканарским массивом зону.

Восточный контакт Качканарско-Гусевогорского интрузива с вмещающими породами характеризуется крутым падением на восток. За-

падный контакт собственно Качканарского интрузива вскрыт горными выработками и изучен только в северной половине и совершенно не прослежен из-за мощного делювиального покрытия в юго-западной половине. Положение его, показанное Н. К. Высоцким, несколько корректируется данными площадной (1931) и профильной (1947) магнитных съемок, что, однако, требует проверки выработками. Непосредственные наблюдения над контактом, во вскрытой выработками части, а также поведение полосчатости в массиве и в приконтактовой полосе показывают согласное (пологое—под углом 25—30°) падение западного контакта. Северный и южный контакты падают под углом 65—70° под интрузивные породы Качканарского массива.

Положение дунитовых массивов в составе интрузивного комплекса недостаточно ясно. Вероятнее всего они представляют нижнюю часть этого комплекса.

Последующее описание относится к Качканарско-Гусевогорской интрузии, в которую входят собственно Качканарский и Гусевогорский пироксенитовые массивы и окаймляющие их габбро.

Основные черты петрографического состава

В состав интрузивного комплекса входят следующие породы: 1) оливиниты, 2) перидотиты диаллаговые, 3) пироксениты диаллаговые и оливино-диаллаговые, 4) пироксениты плагиоклазовые и роговообманковые, связанные постепенными переходами с пироксеновыми и плагиоклазовыми горнблендитами, 5) пироксеновые и оливиновые габбро, 6) роговообманковые габбро, 7) биотитовые габбро, 8) микрогаббро и габбро-порфириты, образующие жилы в нормальных габбро, 9) роговообманковые и кварцевые плагиоклазиты, выполняющие трещины в пироксенитах и габбро, с образованием жил разнообразного простирания и падения, 10) амфиболиты, представляющие продукт преобразования габбро и диоритов.

В пространственном расположении пород и их взаимных отношениях наблюдается закономерность, выражающаяся в смене различных петрографических зон по вертикали.

В вертикальном разрезе описываемого интрузивного комплекса названные породы сменяются следующим образом (сверху вниз):

1) биотитовые габбро, частью соссюритизированные, с оливином и без оливина;

2) роговообманковые габбро с шлировыми участками линзообразной формы пироксенитов, характерными для переходной зоны от габбро к пироксенитам, и с шлировыми участками габбро-пегматитов;

3) нормальные (пироксеновые) и оливиновые габбро;

4) роговообманковые и плагиоклазовые пироксениты, связанные постепенными переходами с пироксеновыми и плагиоклазовыми горнблендитами, с включениями линзовидных участков габбро; эта зона характеризует пироксениты на границе с габбро;

5) пироксениты, преимущественно диаллаговые, пегматоидного характера, крупнозернистого и порфировидного строения, рудные. В нижней части пироксениты содержат шлировые обособления оливина с образованием атакситовых оливиновых пироксенитов и верлитов;

6) диаллаговые и оливино-диаллаговые пироксениты, нормально средне- и мелкозернистого строения, рудные и со шлировыми обособлениями рудных оливинитов;

7) оливиновые пироксениты, преимущественно мелкозернистые, большей частью безрудные;

8) перидотиты мелкозернистые рудные и чаще безрудные.

Жильные породы фиксируются главным образом в пределах верхних петрографических зон и совершенно не отмечены в пироксенитах нижних зон.

В плане интрузива намечаются следующие закономерности в расположении пород, слагающих отдельные петрографические зоны. По периферии габбровой площади, вмещающей оба пироксенитовых массива, вдоль северо-западного, северного и южного контактов с вмещающими породами, габбро представлены биотитовыми разностями, нормально характеризующими верхние горизонты интрузии.

Оливиновые и оливино-пироксеновые разности габбро, образующие большей или меньшей величины изолированные участки и полосы среди нормальных (пироксеновых) габбро, тяготеют к пироксенитовым массивам. Нормальные габбро пользуются наибольшим распространением. Роговообманковые габбро встречаются в виде небольших участков и полос среди нормальных.

Переходная зона от габбро к пироксенитам, представленная роговообманковыми габбро, габбро-пегматитами, горнблендитами и роговообманковыми пироксенитами, хорошо выражена по периферии Гусевогорского пироксенитового массива. Что касается собственно Качканарского массива, то там переходная зона отмечена лишь вдоль небольшого участка контакта в западной и северо-восточной частях.

Восточная, северная и северо-западная части контакта собственно Качканарского пироксенитового массива с габбро характеризуются обилием линзообразных включений пироксенитов, а также включениями участков габбро в пироксенитах.

Пироксениты, как уже отмечено было выше, пользуются наибольшим распространением среди остальных пород комплекса и слагают массивы собственно Качканарский и Гусевогорский. Среди пироксенитов выделяются три разновидности, слагающие, как это видно из вышеприведенного разреза, отдельные петрографические зоны.

Распространение их на площадях пироксенитовых массивов соответственно различно. Так, диаллагиты пегматитового характера, имеющие неравномернозернистое, крупнозернистое и порфировидное строение, слагают преобладающую часть Гусевогорского массива и особенно отчетливо и постоянно проявляются в центральной его части. На собственно Качканаре они представлены в менее мощном и менее постоянном развитии по сравнению с Гусевогорским массивом, в то время как породы следующей петрографической зоны (нормальные средне- и мелкозернистого строения пироксениты) слагают почти всю внутреннюю его часть. Оливиновые пироксениты, характеризующие нижнюю петрографическую зону интрузии на современном эрозионном срезе, пользуются сравнительно небольшим распространением. На Гусевогорском массиве они наблюдаются в виде изолированных участков в северо-восточной и юго-западной частях. На собственно Качканаре они слагают юго-восточную часть площади, представляющую так же как и в северо-северо-восточной части Гусевогорского массива, вероятнее всего, перемещенный блок.

Шлировые обособления оливинового и оливино-рудного состава обусловливают среди пироксенитов верхней петрографической зоны Гусевогорского массива наличие оливиновых пироксенитов и верлитов атакситового строения, а среди пироксенитов, представляющих следую-

щую петрографическую зону, в пределах собственно Качканара — крупные предположительно линзовидные тела магнетитовых оливинитов.

Перидотиты в виде изолированных участков чаще всего встречаются среди оливиновых пироксенитов, характеризующих нижнюю зону описываемого комплекса.

Ниже приводится более подробное описание характера проявления, формы и взаимоотношений отдельных петрографических фаций в пределах Гусевогорского и собственно Качканарского пироксенитовых массивов и в промежутке между ними.

Геологическое описание Гусевогорского месторождения

Гусевогорский массив представляет крутопадающее на восток, меридионально вытянутое интрузивное тело. Размеры его по простиранию — 8,5 км; по ширине в центральной части — 3,5 км; северной — 2 км и южной — 1 км.

Общая конфигурация границ несколько извилистая, причем в северной части отмечается некоторое отклонение на восток, а в южной — на запад. Обнаженность массива, в общем, неудовлетворительная и приурочена в основном к вершинам гор, в связи с чем поверхность массива изучалась главным образом по горным выработкам, пройденным систематически на всей площади.

В составе массива принимают участие: пироксениты (диаллаговые, оливиновые, роговообманковые и плагиоклазовые), перидотиты (верлиты нормально-зернистые, верлиты атакситового строения, горнблендиты, габбро, габбро-пегматиты), жильные породы (пироксенит-аплиты, микрогаббро, габбро-порфириты, плагиоклазиты роговообманковые, мономинеральные и кварцевые).

Преобладающая часть площади Гусевогорского массива сложена пироксенитами, поэтому он и носит название «пироксенитового массива».

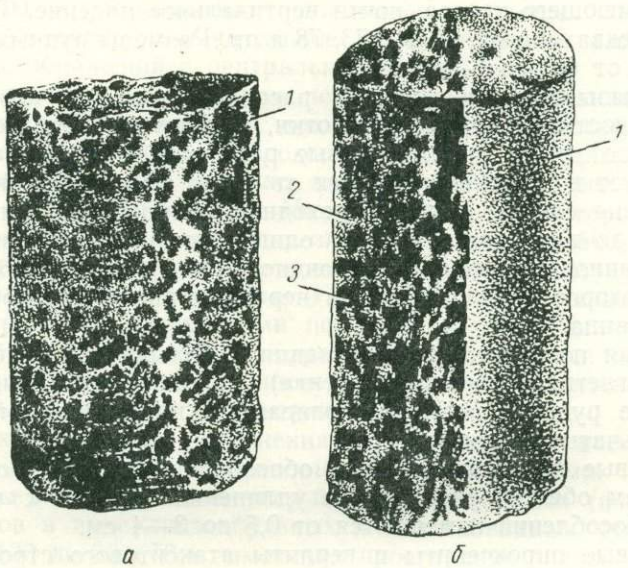
Преимущественное распространение имеют диаллаговые пироксениты. Оливиновым пироксенитам принадлежит второстепенное место. Среди них различаются нормально-, мелко- и среднезернистые разности, обнаженные в северо-восточном углу и в юго-западном конце массива, и разновидности атакситового строения. Последние образуют среди диаллагитов различных размеров полосы и изолированные участки, а также мелкие шлирового характера обособления. Роговообманковые пироксениты характерны для приконтактовых (с габбро) участков и связаны постепенными переходами с диаллагитами, с одной стороны, и с горнблендитами, с другой, представляя собой вытянутые вдоль контакта участки небольших размеров. Совершенно подчиненное место принадлежит полевошпатовым пироксенитам, среди которых различаются: а) среднезернистые разности, устанавливающиеся в переходной зоне от габбро к пироксенитам, где они связаны постепенными переходами с роговообманковыми пироксенитами и габбро; б) крупнозернистые, вмещающие жилообразные шлиры титаномагнетита.

По размерам и соотношениям зерен, слагающих пироксениты, среди последних выделяются разности: мелко- и среднезернистые, неравномернозернистые, порфировидные и крупнозернистые.

Наиболее полно все разнообразие текстурных видов представлено среди диаллагитов. Неравномернозернистое и крупнозернистое строение, часто переходящее в порфировидное (а иногда в гигантоплазматическое), свойственно пегматитоидным разностям, слагающим верхнюю петрографическую зону. Неравномернозернистое (мелкозернистое, чаще средне-

зернистое) строение характеризует нормальные разности пироксенитов. Они в верхней своей части, вероятнее всего на границе с пегматитовой зоной, содержат мелкие обособления оливина, обусловливающие своим расположением атакситовое строение породы.

Диаллаговые пироксениты пегматитового облика максимальное распространение имеют в пределах центральной части массива. Наиболее характерным для них является неравномернозернистое строение, с вариациями в размерах зерен в пределах от средне- до крупнозернистых типов. При преобладающем среднезернистом сложении и крупных размерах (до 3 см в диаметре) единичных зерен образуется псевдопорфировая



Фиг. 7.

а. Рудный пироксенит неравномернозернистого строения. Титаномагнетит (1) в виде равномерно распределенных скоплений, форма которых создает нечеткую петельчатую текстуру. Гусевогорское месторождение. *б*. Контакт мелкозернистого равномерно вкрапленного оливинового пироксенита (*1*) и неравномернозернистого пироксенита (2) с шлирововкрапленным оруденением (3) (текстура нечетко петельчатая). Гусевогорское месторождение. Центральный участок.

структура. Разности с такой структурой в практике геологической документации Качканарской геологоразведочной экспедиции получили название «порфировидных». Они отмечаются в пределах небольших участков, имеющих гнездообразное расположение в массиве, и являются свидетельством первичной неравномерности в распределении летучих. Характер, размеры и форма рудных обособлений постоянно согласуются с размерами зерен пироксена и особенно с наиболее крупными его выделениями.

Магнетит обволакивает крупные зерна пироксена, образуя соответственно обособления крупных размеров. Сидеронитовая структура при этом проявляется макроскопически особенно отчетливо (фиг. 7).

В рудных пироксенитах неравномернозернистого строения, особенно в тех разностях, где размеры зерен пироксена изменяются от 0,2 до 3 см и крупные выделения располагаются равномерно среди мелко- и среднезернистой массы, рудные обособления создают пятнистую, петельчатую

и очковую текстуры, которые можно рассматривать как макросидеронитовые структуры.

Пятнистая текстура создается более или менее изолированным расположением рудных скоплений, которые имеют общую ориентировку вытянутости, близкую к вертикальной, т. е. согласную с направлением падения интрузивного тела. Петельчатые и очковые текстуры представляют результат обволакивания силикатов магнетитом. Все эти текстуры являются типичными для пегматоидных пироксенитов и почти не фиксируются в породах нижних петрографических зон. Резкое отличие в характере, размерах и густоте рудных обособлений в пределах пироксенитов различного сложения обусловливает в ряде случаев наличие резкого контакта, имеющего крутое, почти вертикальное падение. Такой контакт обнаружен скважинами 55, 70, 73, 78 и др. Размеры рудных обособлений изменяются от 0,5 до 3—4 см.

Как показывают скважины и расположенные по довольно густой сети поверхностные горные выработки, в контурах пегматоидных диаллагитов имеют развитие оливиновые разности. Количество оливина в них варьирует в широких пределах от 10 до 40 и более процентов, что соответственно создает серию переходных разностей от оливиновых пироксенитов до верлитов и реже оливинитов. Отличительной особенностью оливиновых пород пегматоидной зоны является их атакситовое строение, которое обусловливается неравномерным сгустковым расположением оливина.

Скопления последнего в ассоциации с бо́льшим или мѐньшим количеством магнетита (титаномагнетита) создают текстуры, совершенно аналогичные рудным текстурам описанных выше диаллагитов (пятнистые, петельчатые, очковые).

Оливиновые и оливино-рудные обособления всегда несколько вытянуты, причем общая ориентировка удлинения близка к вертикальной. Размеры обособлений изменяются от 0,5 до 3—4 см.

Оливиновые пироксениты и верлиты атакситового строения, связанные между собой постепенными и часто с трудом улавливаемыми переходами, представляются как участки концентрации мелкошлировых обособлений оливина среди диаллагитов.

Ширина этих участков изменяется от 1 до 40 и 80 м, конфигурация в пределах сети пройденных выработок точно не установлена. Вероятнее всего, участки эти представляют, с одной стороны, крутопадающие полосы и, с другой,— небольшие линзообразные, а чаще неправильной формы тела, границы которых в большинстве случаев извилисты со взаимными заходами зерен минералов контактирующих разновидностей. Границы, а также форма их, являются условными и схематичными. В пределах, показанных на карте (фиг. 7), и разрезах границ атакситовые оливиновые пироксениты и верлиты перемежаются с крупно- и среднезернистыми диаллагитами. Отличительной особенностью участков атакситовых пород, влияющей на их практическое значение, является понижение в них степени оруденения, так как из остаточного расплава здесь выпадали не только титаномагнетит, но и оливин.

Особенно наглядно это видно из геологических разрезов, составленных по разведочным линиям через центральную часть описываемого месторождения. Вся центральная, наиболее разведанная (а также и наиболее перспективная) часть Гусевогорского массива представлена рудными пегматитовыми диаллагитами, среди которых без видимой закономерности находятся участки концентрации оливина (в ассоциации с магнетитом и без него), обусловливающего своим распределением атаксито-

вое строение. Участки эти (фиг. 8) имеют неправильную, изометрическую, реже округлую форму и размеры от 10 × 20 до 300 × 450 м. В зависимости от количественных соотношений оливина и рудного минерала, в пределах этих участков меняется интенсивность оруденения. Обычно она меньше, чем в диаллагитах, а в ряде случаев снижается до нуля. Полосчатые текстуры в пегматитовых пироксенитах наблюдаются, в общем, очень редко. В одних случаях они образуются концентрацией вкрапленного оруденения в пределах узких, шириной до 3—4 мм, полосок, параллельно располагающихся на протяжении 5—15 см в виде крутопадающих «зон», фиксирующихся в единичных случаях по керну скважин. В других случаях полосчатость обязана наличию тонких (до 10—15 см) крутопадающих прожилков аплитовых пироксенитов, имеющих также очень незначительное распространение. Последние отмечены в ряде обнажений в центральной части массива.

Рудные шлировые обособления пересекаются прожилками пироксенит-аплита, что указывает на то, что кристаллизация последних происходила позднее рудной части. Пироксенит-аплиты, отличающиеся мелкозернистым сложением, как правило, не содержат оруденения.

В южной части (южнее речки Малая Гусева) Гусевогорский массив, в пределах пироксенитовой части, резко сужается (до 800—1000 м) и несколько смещен на запад. Пироксениты, слагающие эту часть, представлены преимущественно диаллагитами нормально-, мелко- и среднезернистого строения с отдельными полосами и участками оливинового состава. Участки с атакситовым строением наблюдаются очень редко. Оруденение в них мелковкрапленное и обычно менее интенсивное, чем в пегматоидных пироксенитах центральной части.

Площадь концентрации оруденения ограничивается с востока габбро, а с запада-юго-запада оливиновыми пироксенитами. Последние закартированы в юго-западном углу планшета «южного» (фиг. 8) и среди диаллагитов в виде линзообразных и полосковидных участков, размером от 10×30 до 30×70 м, имеющих простирание близкое к меридиональному с отклонением на северо-запад. Отдельные неправильной формы участки оливиновых пироксенитов достигают размеров 200×350 м. Они имеют преимущественно мелкозернистое строение и в большей своей части лишены оруденения. В отличие от диаллагитов в оливиновых пироксенитах, в ряде случаев устанавливается полосчатость, которая обусловлена чередованием полос диаллагового и оливинового состава. Особенно хорошо она проявляется на поверхности выветривания в обнажениях и шурфах на склонах горы Веселой. Простирание полосчатости изменяется от СЗ 290—320° до СВ 20—40°, падение 70—75° на СВ и СЗ.

Северная часть массива сложена рудными диаллаговыми и оливиновыми пироксенитами безрудными или слабооруденелыми. Рудные диаллагиты слагают западную часть участка. Они характеризуются преимущественным среднезернистым строением, крупнозернистые и атакситовые разности имеют подчиненное значение. Оруденение мелко- и среднезернистое и реже мелкошлировое. Среди диаллаговых пироксенитов установлены небольшие участки оливиновых разностей.

Оливиновые пироксениты мелко- и среднезернистого строения слагают весь северо-восточный квадрант, граница которого в южной части проходит в долине левого берега речки Большой Гусевы. Контакт оливиновых пироксенитов с среднезернистыми диаллагитами прослежен и изучен недостаточно и из-за значительных наносов в виде четкой границы установлен лишь в единичных шурфах.

В связи с этим положение и характер контакта проверялись детальной магнитной профильной съемкой. Магнитная профильная съемка, так же как и площадная, проведенная ранее, показала резко различные значения магнитного поля диаллагитов и оливиновых пироксенитов. Этот резко различный характер магнитных напряжений находится, естественно, в прямой зависимости от степени оруденения этих пород.

Таким образом, контакт между двумя разностями пироксенитов подтверждается не только отличием их текстурного облика, но и феррометрической и магнитной границами. Характерно, что феррометрическая граница, представляющая изолинию содержания железа 14%, почти идеально совпадает с линией напряжения 5000 гамм.

Такая резкость границ между породами двух петрографических зон позволяет предполагать, что вся северо-восточная часть, сложенная на современном эрозионном срезе безрудными оливиновыми пироксенитами, представляет тектонически поднятый блок. Обилие жил плагиоклазита среди диаллагитов близ контакта их с оливиновыми разностями еще более подтверждает указанное предположение. Эта приуроченность жильных пород к предполагаемой тектонической зоне позволяет думать, что образование трещин, выполненных плагиоклазитами, сингенетично блоковому перемещению.

Роговообманковые пироксениты приурочены к контактам с габбро и имеют, в общем, очень подчиненное распространение.

В пределах центрального участка массива они задокументированы по восточному контакту с габбро в виде полос шириной от 40 до 100 м. Полосы их перемежаются с нормальными пироксенитами и габбро, причем наиболее мощного постоянного развития достигают в юго-восточной части участка. Иногда они перемежаются с плагиоклазовыми и реже оливиновыми разностями. По скважинам, пробуренным в восточной приконтактовой зоне, установлено чередование роговообманковых и плагиоклазовых пироксенитов с горнблендитами.

По западному контакту роговообманковые пироксениты установлены в центральной части в виде полосы шириной от 20 до 150 м и длиной 900 м. Оруденение в них почти не фиксируется. В северо-западной части описываемые породы задокументированы в виде участка 400×150 м, расположенного между роговообманковыми габбро и горнблендитами.

Плагиоклазовые пироксениты имеют еще меньшее распространение, чем роговообманковые. Среднезернистые их разности связаны постепенными переходами как с габбро, так и с роговообманковыми пироксенитами и залегают обычно между ними в виде небольших участков, границы которых удается провести только весьма условно. В значительном удалении от контакта крупнозернистые разности плагиоклазовых пироксенитов закартированы в шурфе № 101-а в зальбандах жилообразных шлиров титаномагнетита, также содержащих включения крупных (до 2—3 см) зерен плагиоклаза и по структурной скважине № 44. Отличительной особенностью их является то, что плагиоклазы, в виде скоплений изометричной формы размером от 1 до 2 см, проявляются спорадически и носят характер включений, ассоциирующих с наиболее крупными шлировыми обособлениями магнетита и с выделениями роговой обманки. В отдельных рудных шлирах, зафиксированных по скв. 44, наряду с редкими зернами плагиоклаза размером до 2 см, отмечаются также редкие включения зерен диаллага и амфибола.

Горнблендиты — средне- и крупнозернистые пегматоидного облика породы — образуют изолированные неправильной формы тела среди габбро, недалеко от контакта их с пироксенитами, и наблюдаются в

виде небольших участков, чаще всего полосок непосредственно вдоль контакта.

В южной части массива, на Выйском участке такое тело размером 350×500 м несет вкрапленное оруденение, переходящее в центральной части в крупношлировые рудные обособления, содержащие включения крупных зерен плагиоклаза. Ему присвоено название Выйской рудной залежи. Судя по поведению полосчатости в габбро, окаймляющем горнблендиты, контакты их падают внутрь, предположительно образуя форму воронки.

Второе, более крупное тело, размером 1800×350 м, сложенное почти безрудными горнблендитами, преимущественно среднезернистого строения, оконтурено в северо-западной части массива.

По восточному контакту горнблендиты фиксируются в виде небольших участков среди роговообманковых пироксенитов и на контакте между габбро и диаллагитами.

Приуроченность рудных обособлений в горнблендитах к участкам последних, имеющим крупнозернистое пегматоидное строение, указывает на участие летучих компонентов.

Габбро, окаймляющее пироксенитовый массив, представлено нормальными пироксеновыми и роговообманковыми разностями, причем последние наблюдаются в виде небольших участков, вдоль контакта с пироксенитами в северо-западной части массива, а также в юго-восточной части в районе Выйской рудной залежи.

Спорадически среди роговообманковых габбро и горнблендитов отмечены участки габбро-пегматитов; оконтуривание их на карте не представляется возможным, ввиду незначительного развития. Подробное описание габбро приводится ниже, поэтому здесь отметим только основные черты их сложения, а именно: а) четкое полосчатое строение; б) преобладающее простирание полосчатости северо-западное и меридиональное, с отдельными отклонениями до СВ; в) полосчатость в приконтактовой с пироксенитами зоне, как правило, повторяет направление поверхности контакта.

Габбро-амфиболиты и амфиболиты, отмеченные вдоль восточной и северо-восточной частей контакта габбро и пироксенитов, представляют результат преобразования габбро.

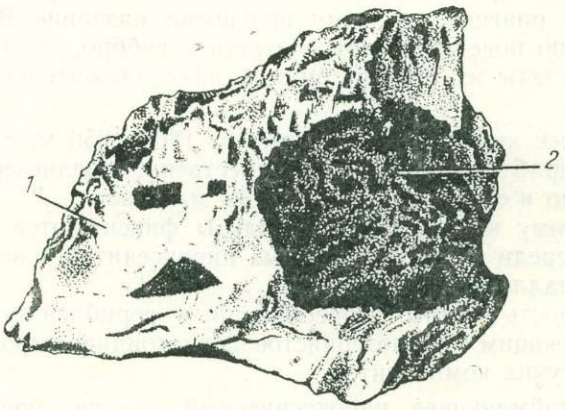
Жильные породы представлены пироксенит-аплитами, микрогаббро, габбро-порфиритами и плагиоклазитами — почти мономинеральными, роговообманковыми и кварцевыми.

Пироксенит-аплиты имеют очень ограниченное распространение. Они устанавливались в единичных обнажениях и изредка по керну скважин, в виде крутопадающих меридионально вытянутых прожилков, мощностью до 10—15 см, секущих пегматоидные пироксениты и рудные обособления в них, а иногда вытянутых согласно с ними.

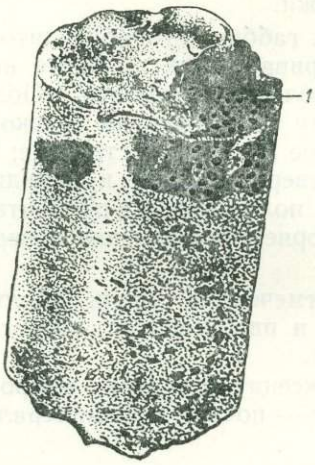
Микрогаббро и габбро-порфириты образуют небольшой мощности жилы и прожилки в габбро согласные с полосчатостью. Они установлены в единичных шурфах в пределах Восточного участка.

Плагиоклазиты пользуются наиболее широким распространением среди остальных жильных пород массива. В зависимости от присутствия в их составе, кроме плагиоклаза, роговой обманки и кварца, они классифицируются на роговообманковые и кварцевые. Мощность прожилков варьирует от 0,5 до 3—5 см. В отдельных случаях встречались жилы мощностью 20—60 см и редко мощностью до 2 м.

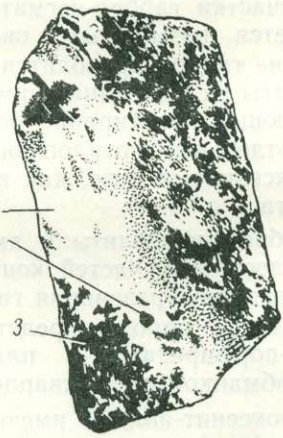
Взаимные отношения прожилков позволяют установить, что наиболее раннее выполнение имели роговообманково-полевошпатовые плагиоклазиты. Они характеризуются очень пологим, почти горизонтальным падением. Следующая генерация прожилков, чисто полевошпатовых



Фиг. 9. Плагиоклазит (*1*); то же с ксенолитами крупнозернистого пироксенита (*2*). Гусевогорский массив.



Фиг. 10. Плагиоклазит роговообманковый с ксенолитами мелкозернистого пироксенита (*1*). Гусевогорское месторождение.



Фиг. 11. Плагиоклазит (*1*) с ксенолитами рудного пироксенита; *2* — пироксенит; *3* — титаномагнетит. Гусевогорское месторождение.

(плагиоклазовых), имеющая разнообразное простирание и падение 25—50°, развита наиболее широко. Кварцево-полевошпатовые жилы (или кварцевые плагиоклазиты), встречающиеся сравнительно редко, имеют также разнообразное простирание и крутое, до вертикального, падение, они секут жилы первых генераций.

Все жильные породы, входящие в группу плагиоклазитов, отмечались особенно в большом количестве в пределах Северного участка Гусево-

горского месторождения среди диаллагитов. Жильные породы установлены почти всеми буровыми скважинами, причем наибольшее их количество имеет место вдоль границы с оливиновыми пироксенитами. Основная масса их встречена и в центральной части массива; на остальных участках они фиксировались в единичных случаях.

Жильные породы не несут титаномагнетитового оруденения. В кварцево-плагиоклазовых прожилках иногда отмечается мелкая вкрапленность сульфидов.

В роговообманково-плагиоклазовых и плагиоклазовых прожилках, имеющих мощность более 3—5 см, встречаются ксенолиты пироксенита самых различных размеров. Как это видно на фиг. 9, 10 и 11, включения слабо корродированы и имеют неправильные угловатые очертания, обычные для обломков и характерные для интрузивных брекчий. Интрузивные брекчии указывают на то, что заполнение трещин происходило вслед за их образованием.

По керну скважины № 2 на глубине 93 м в прожилке плагиоклазита наблюдаются включения рудного пироксенита и изолированных рудных зерен и их скоплений. Последние производят нередко ложное впечатление оруденения, связанного с плагиоклазитами.

Кварцевые плагиоклазиты, в отличие от бескварцевых, никогда не содержат посторонних включений.

Геологическое описание собственно Качканарского месторождения

Собственно Качканарский пироксенитовый массив представляет пологопадающее под углом 30—35° на ВСВ, вытянутое в северо-западном направлении интрузивное тело. Геологическим картированием масштаба 1 : 10 000 он оконтурен в северной, северо-восточной, восточной и юго-восточной частях. Западный контакт вскрыт и изучен на небольшом протяжении.

Конфигурация границ массива, как это видно на геологической карте (фиг. 8), извилиста и отражает характер контакта с габбро на различных гипсометрических уровнях. Размеры массива: по простиранию — 5,5 км, по средней ширине — 3,2 км.

Обнаженность массива по количеству выходов вполне удовлетворительная, но неравномерная. Хребтовая часть представляет почти непрерывную цепь скалистых выходов, достигающих высоты 20 м и более (фиг. 12). К востоку обнаженность уменьшается и на отдельных участках отсутствует совсем. Западный и юго-западный склоны покрыты мощным слоем крупноглыбовых элювиально-делювиальных отложений, нередко покрытых растительным слоем.

Массив в преобладающей своей части сложен пироксенитами, наибольшее распространение среди которых имеют диаллагиты. Второе место принадлежит оливиновым пироксенитам, которые обнажены главным образом в южной части массива и образуют изолированные участки среди диаллагитов, с которыми связаны постепенными переходами. Пироксениты роговообманковые и плагиоклазовые в контурах массива не встречаются; они встречены только в приконтактовых частях среди горнблендитов и габбро. Оливиниты и перидотиты имеют также совершенно подчиненное распространение и представляют линзообразной формы участки среди диаллагитов и оливиновых пироксенитов. Габбро нормальные и оливиновые в пределах массива располагаются среди диаллагитов и оливиновых пироксенитов в виде изолированных участков линзовидной формы. Горнблендиты оливиновые и роговообманковые,

а также амфиболиты встречены в приконтактовых частях. Жильные породы — плагиоклазиты, имеющие столь широкое распространение среди пород Гусевогорского массива, на собственно Качканаре почти не встречаются.

Почти все породы, слагающие площадь собственно Качканара, в той или иной мере несут оруденение. Причем наиболее оруденелыми являются оливиниты; среднее по интенсивности оруденение отмечается в диаллагитах и резко пониженное (до полного отсутствия) в оливиновых пироксенитах.

Характерной особенностью собственно Качканарского массива, в отличие от Гусевогорского, является отчетливо проявляющаяся полосчатость пород. Она имеет свое выражение:

а) в шлирово-полосчатом характере рудных обособлений, в диаллагитах;

б) в полосчатом расположении оливина среди оливиновых пироксенитов;

в) в наибольшей концентрации рудной вкрапленности по определенным структурным направлениям, с образованием вкрапленно-полосчатой текстуры;

г) в согласной со всей вышеперечисленной полосчатостью ориентировке обособлений рудных оливинитов.

Ниже при описании пород, слагающих массив, и их взаимоотношений характер проявления полосчатости будет описан более подробно.

Диаллаговые пироксениты (диаллагиты), как уже было сказано выше, пользуются наибольшим распространением, представляя основной фон на геологической карте Качканара. В их составе, в ряде случаев, отмечается незначительное количество оливина, меньшее чем в оливиновых пироксенитах.

По текстурным особенностям среди диаллагитов выделяются мелко- и среднезернистые разности, неравномернозернистые и редко — крупнозернистые. Наиболее типичным является неравномернозернистое строение с вариациями размеров зерен от мелких до средних. Крупнозернистые пегматоидного облика разности, имеющие столь широкое развитие на Гусевогорском месторождении, здесь встречаются редко, в виде небольших участков, связанных постепенными едва уловимыми переходами с остальными текстурными разновидностями.

Таким образом, собственно Качканарский массив, на современном эрозионном срезе представлен в большей своей части пироксенитами средне- и мелкозернистого строения, характеризующими петрографическую зону, следующую за пегматоидными пироксенитами. Такой же зернистости пироксениты установлены в центральной части Гусевогорского месторождения структурными скважинами на глубине около 500 м.

Диаллагиты почти всегда несут титаномагнетитовое оруденение в виде шлиров, образующих своим расположением полосчатое строение, а также в форме мелкой равномерной вкрапленности. Мелкошлировое и средневкрапленное оруденение, характерное для пегматоидной зоны, устанавливается здесь очень редко.

Рудная шлировая полосчатость в диаллагитах отчетливо проявляется почти во всех выходах в северо-северо-восточной части массива, в виде параллельных жилообразных полос с ветвистыми очертаниями. Ширина их изменяется от 0,5 до 10 см и более. На поверхности выветривания (в обнажениях) магнетит рельефно выделяется среди пироксенитов в виде «наростов». Бурение скважин показало, что на глубину шлирово-полосчатое оруденение не прослеживается. Почти все скважины уста-

новили мелко- и среднезернистые пироксениты с мелким равномерно вкрапленным оруденением, средним по интенсивности.

Рудные диаллагиты своим значительным распространением определяют промышленные перспективы собственно Качканара.

Оливиновые пироксениты преимущественно мелко- и среднезернистого строения составляют на современном эрозионном срезе 20—25% площади массива, слагая юго-восточную его оконечность и изолированные участки среди диаллагитов. Размеры этих изолированных, обычно вытянутых, участков колеблются от 50×10 до 750×400 м. Границы их с диаллагитами, так же как и форма участков, являются условными. Между этими двумя разновидностями наблюдаются постепенные трудно уловимые переходы. Иногда в зонах перехода фиксируется полосчатость, создаваемая расположением оливина, согласная с рудной шлировой полосчатостью в диаллагитах. От последних, кроме содержания оливина, они отличаются значительно меньшей интенсивностью оруденения. Содержание железа (валовое) в них обычно ниже 14%.

Оливиновые пироксениты собственно Качканара, обнаженные в южной части массива, слагают крупный блок, перемещенный вдоль широтно ориентированной крутопадающей тектонической зоны, прослеженной по обнажениям. Критерием для установления и проведения на геологической карте тектонической зоны послужили:

а) наличие зеркал скольжения и зон дробления;

б) несогласное с полосчатостью направление поверхности контакта.

Амплитуду этого вероятного блокового перемещения установить, естественно, не удалось. Относительно она должна быть меньше, чем в Гусевогорском массиве.

Оливиниты представляют шлирообразные линзовидной формы участки среди диаллагитов и оливиновых пироксенитов и слагают в общем не более 2—3% площади описываемого массива. Оливиниты вытянуты в северо-западном или меридиональном направлении и падают на В и СВ под углом 30°. Размеры их изменяются от нескольких до 400 метров.

Самый крупный шлир оливинитов находится на вершине Северного Качканара. Длина его около 400 м, мощность около 50—70 м. Контакты оливинитов с диаллагитами и оливиновыми пироксенитами всегда согласны с полосчатостью в последних. Они имеют несколько извилистые контуры, но почти всегда четкие, очевидно, благодаря резко отличному составу и цвету.

Отличительной особенностью оливинитов является повышенное содержание магнетита, достигающее 40—50%. Сложение их средне- и крупнозернистое, макроструктура крупнопойкилитоподобная, указывающая на вероятность почти одновременной кристаллизации оливина и магнетита. В ряде случаев магнетит выделился раньше оливина. Особенно четко это видно в обнажениях менее оруденелых оливинитов на вершине Южного Качканара, где на отдельных участках устанавливается шлирово-полосчатое расположение магнетита.

Перидотиты закартированы главным образом в южной части Качканара и представлены в очень подчиненном количестве. Они оконтурены весьма условно, в виде линзовидной и эллипсоидальной формы участков, размер которых изменяется от 2—5 до 150—200 м. Длинная ось этих участков ориентирована в меридиональном и северо-западном направлениях и всегда согласна с полосчатостью оливиновых пироксенитов.

Перидотиты характеризуются в основном мелко- и среднезернистым строением и связаны постепенными переходами к оливиновым пироксенитам. Оруденение в них обычно незначительное, мелковкрапленное.

Пироксениты роговообманковые и плагиоклазовые имеют, как уже сказано, весьма подчиненное значение и отмечены только в приконтактовых частях среди пироксенитов и габбро. Роговообманковые пироксениты зарегистрированы западнее пироксенитового массива среди горнблендитов в виде изолированного участка, размерами 750 × 250 м. Плагиоклазовые пироксениты отмечены восточнее массива, среди оливиновых габбро в виде участка размером 500 × 300 м.

Горнблендиты встречены в обнажениях и шурфах в западной части массива, в контакте с роговообманковым габбро. Они занимают значительную площадь в виде полосы, вытянутой в меридиональном направлении. В горнблендитах отмечается незначительное вкрапленное оруденение.

Габбро нормальные, оливиновые и роговообманковые со всех сторон окаймляют пироксенитовый массив. Кроме того, нормальные и оливиновые габбро часто встречаются в виде небольших изолированных участков среди диаллаговых и оливиновых пироксенитов, вытянутых согласно с полосчатостью пород в меридиональном или северо-восточном направлении. Размер их в длину нередко достигает 200—250 м. Обе эти разновидности габбро между собой имеют постепенные переходы.

Однако в указанных изолированных участках габбро нормальное и оливиновое имеют довольно резкие и прямолинейные контакты с вмещающими их пироксенитами; простирание и падение этих контактов совершенно подобно ориентировке полосчатости в габбро и пироксенитах. Нередко можно наблюдать габбро в пироксените в виде четких лентообразных полос.

Среди описываемых габбро выделяются разности: лейкократовые, меланократовые и мезолитовые, причем последняя разновидность резко преобладает над двумя первыми.

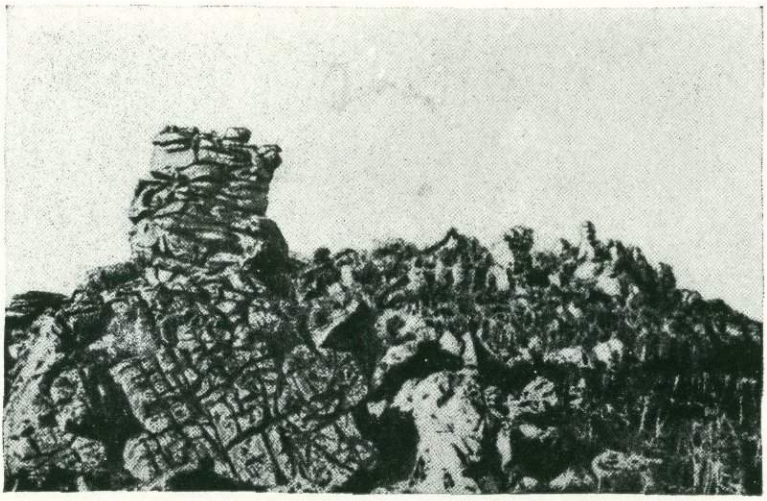
Габбро нормальное и оливиновое характеризуются среднезернистым и неравномернозернистым строением, реже наблюдаются мелкозернистые разности. В оливиновых лейкократовых габбро иногда можно наблюдать и крупнозернистое строение.

Как нормальные, так и оливиновые габбро в основной своей массе являются породами безрудными и лишь в редких случаях в них наблюдается бедное мелковкрапленное оруденение. Шлиры магнетита в габбро встречаются еще реже.

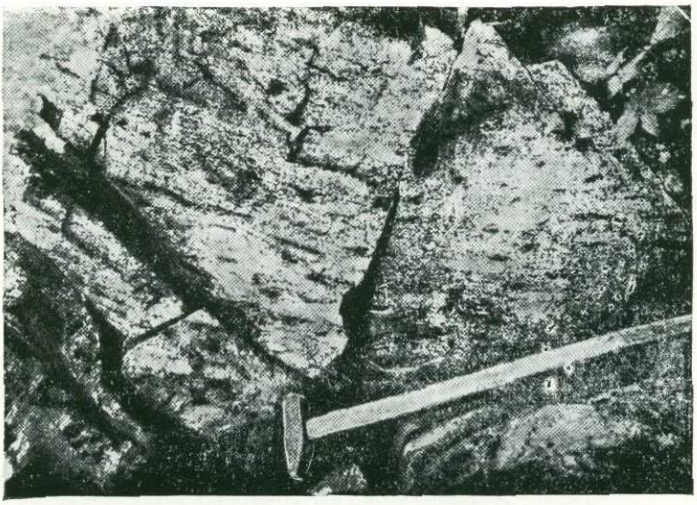
В рассматриваемых породах хорошо проявляется полосчатость. Она определяется в основном ориентировкой зерен минералов в одном направлении и чередованием светлых, обогащенных полевым шпатом, и темных, обогащенных темноцветными минералами, полос.

Габбро биотитовое встречено в южной части собственно Качканарского массива лишь в двух обнажениях, а также в северной части массива, вблизи контакта габбро с амфиболитами. Порода имеет неравномернозернистое (от мелко- до среднезернистого) строение без видимой рудной вкрапленности. Биотит наблюдается в количестве 10—15% в виде черных листочков, иногда с золотистым оттенком.

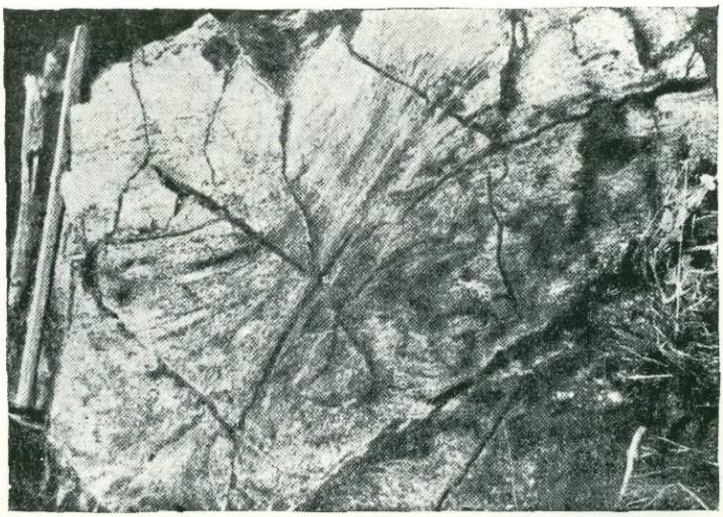
Форелленштейн среди пород собственно Качканарского массива не имеет широкого распространения. Эта порода встречается в северо-восточной части массива в виде отдельных небольших участков, измеряемых несколькими метрами среди лейкократовых оливиновых габбро и связана с ними постепенными переходами. Оруденение в них не отмечено.



Фиг. 12. Выходы пироксенита на горе Северный Качканар.



Фиг. 13. Габбро нормальное полосчатое. Обнажение южнее р. Б. Гусевой, восточнее Шуваловской грани.



Фиг. 14. Полосчатость (структура течения) в габбро нормальном. Обнажение южнее горы Еловая Грива.

Описание габбро

Поле между Гусевогорским и собственно Качканарским пироксенитовыми массивами сложено преимущественно породами группы габбро и в малой степени пироксенитами, залегающими среди них в виде шлиров, а также полос, окаймляющих массивы.

Среди пород группы габбро, кроме нормальных разностей, выделяются габбро: оливиновые и форелленштейны, гиперстеновые, биотитовые и роговообманковые. Наибольшим распространением пользуются нормальные (пироксеновые) габбро, среди которых, в зависимости от количественных соотношений темных и светлых компонентов, выделяются меланократовые, мезолитовые и лейкократовые разности.

Мезолитовые разности среднезернистого строения пользуются преимущественным распространением, в то время как меланократовые наблюдаются в виде отдельных полос шириной от 1 до 30 м; лейкократовые габбро имеют совершенно подчиненное значение и встречаются спорадически.

Оливиновые габбро, по данным геологического картирования масштаба 1 : 10 000, не имеют такого сплошного распространения, как это показано на геологической карте Н. К. Высоцкого. Они наблюдаются в виде изолированных, линзообразной формы, участков и полос, шириной от 1—2 до 20—30 м, залегающих среди нормальных габбро, согласно с полосчатостью последних.

Форелленштейны, представляющие собой оливиновые габбро, в составе которых содержание пироксена понижается до 10%, спорадически встречаются среди габбро оливиновых.

Габбро гиперстеновые имеют незначительное распространение, встречаются в единичных случаях среди габбро нормальных и оливиновых.

Габбро биотитовые наибольшее распространение имеют в районе северного и южного контактов габбро с амфиболитами. Они встречены и на горе Качканар, но имеют там весьма подчиненное значение. Микроскопическое их изучение показывает, что в ряде случаев породы являются биотитизированными.

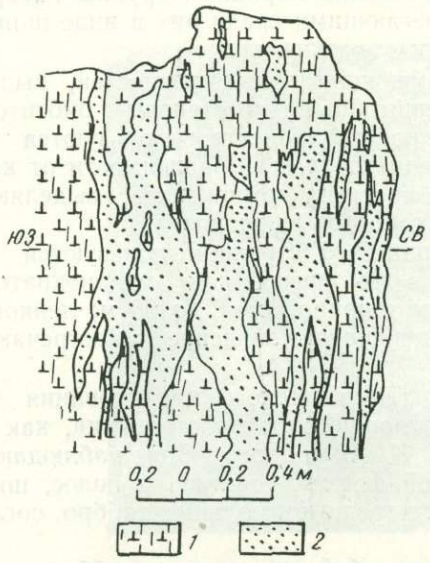
Габбро роговообманковые наблюдаются большей частью в периферической части интрузивного массива — на западе и востоке. Отличаются от роговообманковых бескварцевых диоритов тем, что имеют в своем составе более основные плагиоклазы.

Уралитизированные и соссюритизированные габбро, как и биотитизированные, распространены вдоль северного и южного контактов массива с амфиболитами.

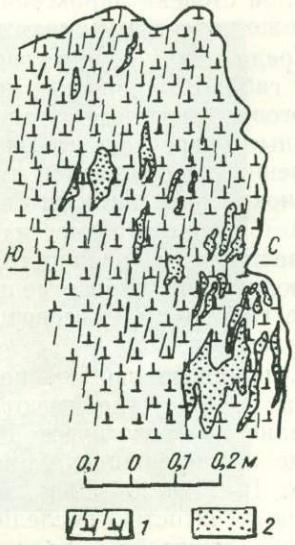
Все породы группы габбро характеризуются полосчатым строением. Полосчатость выражена или только в виде параллельной ориентировки зерен минералов и их скоплений или к этому еще добавляется чередование полос (шлирообразных участков) габбро, отличающихся размером зерен и составом (фиг. 13 и 14). Нередко полосчатость подчеркивается ориентировкой шлиров пироксенового, оливино-пироксенового, магнетито-пироксенового состава. Реже среди полосчатого габбро фиксируются участки массивного сложения; по составу они чаще всего являются оливиновыми. Шлиры пироксенита в габбро зарегистрированы главным образом на горе Еловой, а также западнее и юго-западнее от нее, в приконтактовой с пироксенитами зоне.

Из зарисовок, сделанных по обнажениям, видно, что шлиры шириной 2—3 м имеют ветвисто-жилообразный характер (фиг. 15) и причудливую конфигурацию границ. Вытянуты они совершенно согласно с

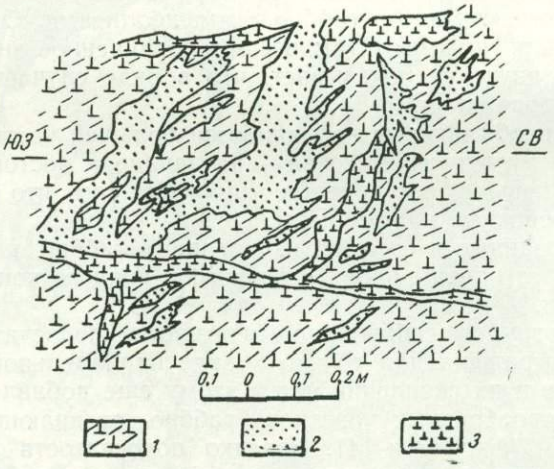
полосчатостью в габбро. Шлировый характер этих участков пироксенита особенно отчетливо виден там, где размеры их невелики и форма приближается к линзовидной (фиг. 16). Шлиры пироксенита секутся жилка-



Фиг. 15. Шлиры пироксенита в габбро (гора Еловая Грива):
1 — габбро нормальное; *2* — рудный пироксенит.



Фиг. 16. Шлиры рудного пироксенита (*2*) в габбро нормальном полосчатом (*1*). Штрихи — направление полосчатости (гора Еловая Грива).



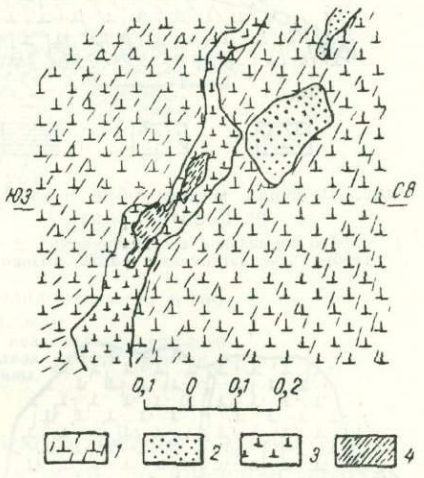
Фиг. 17. Шлиры рудного пироксенита (*2*) и прожилки тонкополосчатого порфировидного микрогаббро (*3*) в габбро нормальном (*1*) (гора Еловая Грива).

ми микрогаббро и смещаются вдоль них (фиг. 17). Обособления пироксенового состава содержат обычно бóльшую или мéньшую вкрапленность магнетита. В единичных случаях в обнажениях горы Еловой (фиг. 18) отмечаются жилообразные шлиры магнетита, также согласные с полосчатостью в габбро.

Простирание полосчатости в габбро, в общем, почти всегда повторяет направление поверхности контакта с пироксенитами и изменяется с севера на юг от близкого к широтному с падением 60—80° на юг, до близкого к меридиональному с падением на восток под углами 60—70°. Близ контакта габбро с пироксенитами собственно Качканара углы падения полосчатости выполаживаются до 25—30°. В южной части массива простирание полосчатости близко к широтному с падением 50—70° на С и СВ. В ряде участков отмечено изгибание полосчатости в габбро.



Фиг. 18. Рудный шлир в габбро:
1 — габбро оливиновое; *2* — магнетит; *3* — направление полосчатости (гора Еловая Грива).

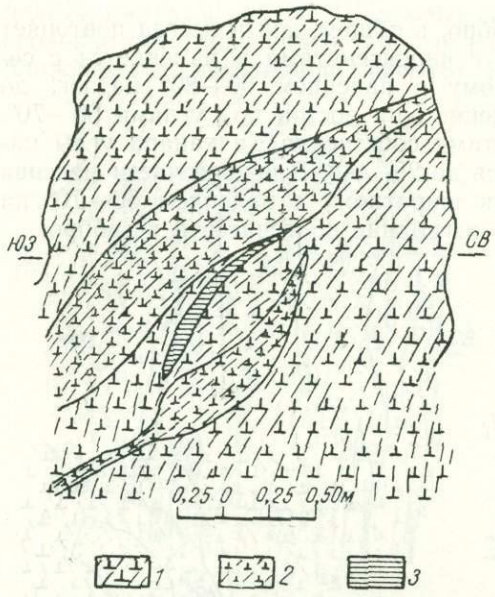


Фиг. 19. Жила микрогаббро в габбро (гора Еловая Грива):
1 — габбро нормальное полосчатое; *2* — шлиры рудного пироксенита; *3* — микрогаббро; *4* — ксенолит габбро.

Из жильных пород среди габбро встречаются: микрогаббро, плагиоклазиты, пироксениты, роговообманковые и кварцево-полевошпатовые аплиты. Жилы микрогаббро делятся на две группы: одна из них согласна с направлением полосчатости (фиг. 19), другая — сечет габбро в направлении диагональном к полосчатости, причем в ряде случаев микрогаббро имеют полосчатое строение (фиг. 20).

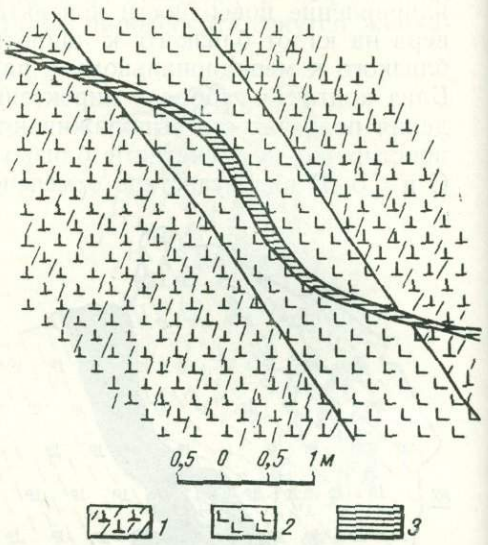
Жилы плагиоклазитов роговообманковых и кварцевых (фиг. 21 и 22) имеют незначительную мощность и секут габбро и прожилки микрогаббро в них. В отдельных прожилках плагиоклазита отмечаются обособления крупных кристаллов роговой обманки (фиг. 23 и 24).

Для контактов габбро с пироксенитами характерным является: резкость границ, согласное направление поверхности контакта с полосчатостью, наличие шлиров и полос пироксенита в габбро и шлиров и полос габбро в пироксените, развитие в приконтактовой зоне роговообманковых и плагиоклазовых пироксенитов, горнблендитов, габбро-пегматитов.



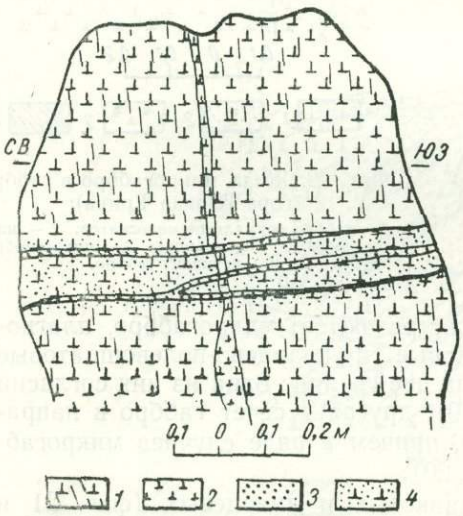
Фиг. 20. Жила микрогаббро в габбро (гора Еловая Грива):

1 — габбро нормальное среднезернистое; *2* — микрогаббро; *3* — плагиоклазит роговообманковый.



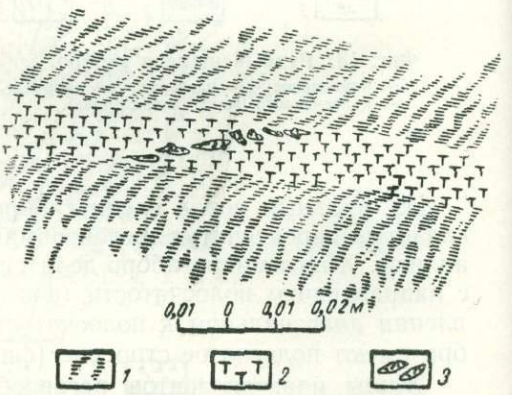
Фиг. 21. Жила пироксенита в габбро сечется плагиоклазовым прожилком. Правый берег р. Б. Гусева (у Шуваловской грани:)

1 — габбро нормальное; штрихи указывают направление полосчатости; *2* — пироксенит; *3* — плагиоклазит.



Фиг. 22. Прожилки плагиоклазита в габбро (гора Еловая Грива):

1 — габбро нормальное мезолитовое среднезернистое; *2* — габбро нормальное (полоса), лейкократовое; *3* — плагиоклазит; *4* — амфиболизированное габбро в контакте с прожилками плагиоклазита.



Фиг. 23. Жила плагиоклазита в габбро (гора Еловая Грива):

1 — габбро нормальное неравномернозернистое (от мелко- до среднезернистого) полосчатое; *2* — плагиоклазит; *3* — зерна роговой обманки.

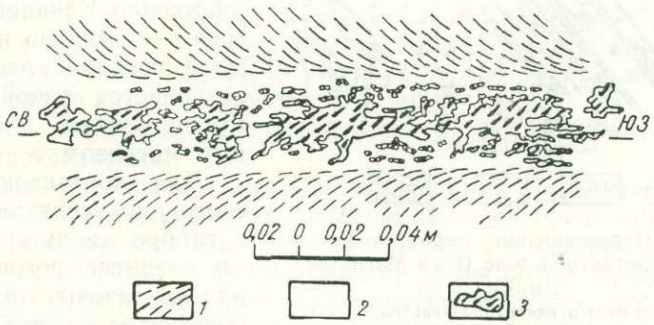
Необходимо указать, что в контактах Гусевогорского и собственно Качканарского пироксенитовых массивов перечисленные выше элементы проявляются соответственно в различной степени.

Контакты Гусевогорского пироксенитового массива с габбро, вскрытые значительным количеством горных выработок, представлены тремя типами:

а) участки контакта в восточной и южной частях массива, показывающие наличие резких переходов, переслаивание пироксенитов и габбро и наличие шлиров пироксенитов в габбро вблизи контакта;

б) контакты, характеризующиеся постепенными переходами от пироксенитов к габбро через роговообманковые и плагиоклазовые пироксениты;

в) участки контакта, показывающие также постепенные переходы через горнблендиты, которые образуют изолированные участки и реже небольшие полоски.



Фиг. 24. Полевошпатово-роговообманковая жила в габбро (гора Еловая Грива):
1 — габбро нормальное полосчатое; *2* — полевошпатово-роговообманковая жила; *3* — обособления кристаллов роговой обманки в центральной части жилы.

Вдоль контакта пироксенитов Гусевогорского массива с габбро ориентировка полосчатости в последних, повторяющая направление поверхности контакта, имеет преобладающее меридиональное простирание и крутое (75—80°) падение на восток.

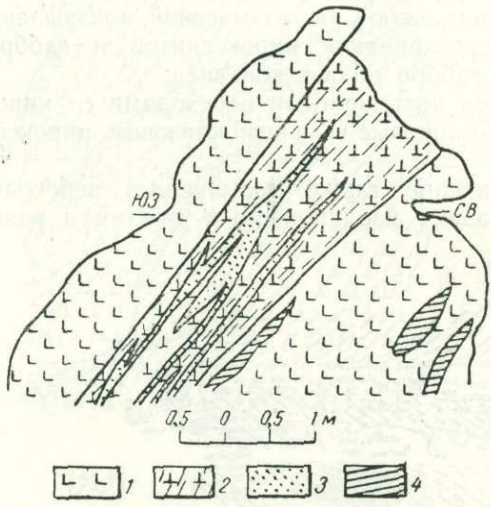
Контакт габбро с пироксенитами собственно Качканарского массива прослежен на ряде участков. Так, например, непосредственный контакт наблюдался в юго-восточной части массива. На расстоянии 5 м от контакта мезолитовое габбро обогащено шлирами и полосами пироксенита, мощностью 10—30 см, и прожилками магнетита (от 1 до 2 см), которые залегают согласно с полосчатостью в габбро. В этой части Качканарский пироксенитовый массив разбивается на ряд полос, которые выклиниваются в габбро, а одна из них соединяется с южной частью Гусевогорского пироксенитового массива.

Контакты габбро с пироксенитами наблюдались во многих местах в районе горы Магнитной Ямы. Характер этих контактов аналогичен таковым в восточной части собственно Качканарского массива.

Переходы плагиоклазовых пироксенитов в габбро в некоторых местах наблюдались постепенные (в пределах нескольких метров), в других — резкие, с участками переслаивания выклинивающихся полос габбро и пироксенита или наличием шлиров пироксенита в габбро и габбро в пироксенитах. Характер переслаивания и форма шлиров показаны на зарисовках обнажений (фиг. 25 и 26).

Следует указать, что в результате детального картирования, границы пироксенита и габбро, проведенные на карте Н. К. Высоцкого, значи-

тельно передвинулись и изменили свою конфигурацию. Это хорошо устанавливается при сопоставлении карт масштаба 1 : 42 000 (Н. К. Высоцкого) и масштаба 1 : 25 000, которые были составлены нами по материалам геологической съемки. В частности, в районе горы Магнитной Ямы пироксенитовый «пикообразный клин» не установлен. Существование его также опровергается поведением структурных элементов в габбро в приконтактовой части. Кроме того, контуры собственно Качканарского массива значительно изменились в юго-восточной части, где он соединяется узкой полосой с Гусевогорским пироксенитовым массивом.

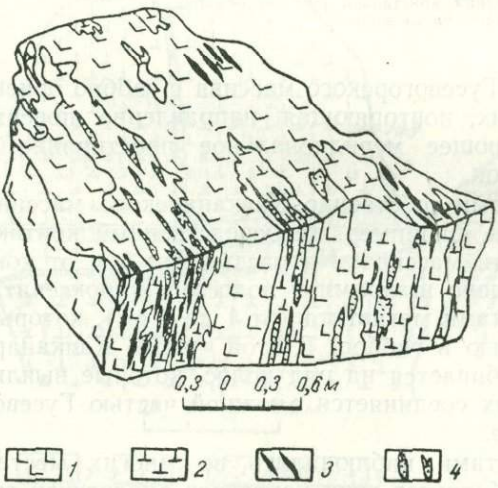


Фиг. 25. Переслаивание пироксенитов и габбро в контактной зоне (гора Магнитная Яма):

1 — пироксенит мелкозернистый; *2* — габбро; *3* — шлиры пироксенита в габбро; *4* — шлирообразные участки неравномернозернистого плагиоклазового пироксенита.

Для контактов Гусевогорского пироксенитового массива с габбро характерным является развитие роговообманково-плагиоклазовых разностей пироксенитов и горнблендитов, в то время как для контактов собственно Качканарского массива показательно присутствие в габбро (близ контакта) шлиров пироксенитов, а также участков переслаивания габбро и пироксенитов.

Такое различие в характере контактов связано, вероятнее всего, с тем, что Гусевогорский массив представлен на современном эрозионном срезе более высокими горизонтами интрузии, нежели собственно Качканарский. Накопление в верхних зонах летучих компонентов и главным образом паров воды способствовало развитию в приконтактовой части роговообманковых пород, крупнозернистое строение которых подтверждает, известным образом, именно такие условия их образования.



Фиг. 26. Глыба из контакта пироксенитов с габбро (гора Магнитная Яма):

1 — пироксенит; *2* — габбро; *3* — шлирообразные скопления магнетита в пироксените; *4* — шлирообразные участки пироксенита и магнетита в габбро.

Петрографическая характеристика пород

Оливиниты. Макроскопически оливиниты представлены мелко- или тонкозернистой массивной или нечеткосланцеватой текстурой и имеют темносерый (нередко почти черный) цвет.

Под микроскопом в оливинитах устанавливается следующий минералогический состав: оливин до 80%, моноклинный пироксен до 10%, роговая обманка, магнетит, ильменит, шпинель (плеонаст); из вторичных минералов — серпентин и вторичный магнетит. Оливиниты часто содержат в своем составе значительное количество магнетита, достигающее 50% и более, однако, встречаются также оливиниты безрудные или почти безрудные. Оливин по оптическим константам ($Ng—Np=0{,}033—0{,}046$; $2V=$ от -80 до -89 и от $+84$ до $+87$) относится к магнезиальным разновидностям.

Структура оливинитов, в зависимости от соотношения оливина с аллотриоморфными выделениями магнетита, аллотриоморфносидеронитовая (фиг. 27 и 28) и реже пойкилитоподобная.

Перидотиты (верлиты). К этой группе относятся породы, характеризующиеся комбинацией оливина и моноклинного пироксена, находящихся в более или менее равных количествах. Магнетит заполняет промежутки между зернами оливина и пироксена, обусловливая образование сидеронитовой структуры.

Перидотиты связаны постепенными переходами с оливинитами и оливиновыми пироксенитами.

Среди верлитов выделяются две разновидности: а) *верлиты нормального строения,* характеризующиеся равномерным распределением оливина в породе, и б) *верлиты атакситового строения,* в которых оливин образует отдельные участки, как бы цементирующие собой зерна диаллага, с образованием петельчатой, узловатой, очковой и других текстур.

Макроскопически верлиты нормальнозернистого строения, представляют собой массивные мелко- или среднезернистые породы темносерого цвета.

Под микроскопом устанавливается следующий минералогический состав: оливин (40—60%), моноклинный пироксен, роговая обманка, магнетит, ильменит, плеонаст, серпентин и тальк. Оптические константы оливина

$$Ng — Np=0{,}033—0{,}048; \qquad 2V= \text{ от } +80 \text{ до } +90^\circ \text{ и от } -84 \text{ до } -88^\circ$$

Структура гипидиоморфнозернистая. Однако в ряде случаев идиоморфизм главных составных частей не имеет четкого выражения. По химическому составу верлиты занимают промежуточное положение между оливинитами и пироксенитами — диаллагитами.

Верлиты атакситового строения пространственно всегда разобщены от верлитов нормальнозернистых. Макроскопически это зеленовато- или темносерого цвета породы, характеризующиеся тем, что оливин в них располагается в виде участков неправильной формы почти черного цвета, создавая пятнистую, очковую и петельчатую текстуры.

По минералогическому составу верлиты атакситового строения по существу ничем не отличаются от нормальнозернистых. Особенности их, установленные при микроскопическом изучении, сводятся в основном к следующему:

а) оливин распределен неравномерно и в виде агрегатов мелких зерен образует неправильные участки; эти неправильные оливиновые участки нередко окружают крупные кристаллы диаллага короткопризматической формы, создавая порфировидную структуру;

б) оливин ксеноморфен относительно пироксена; в то же время в ряде шлифов устанавливались включения идиоморфных зерен оливина в пироксене;

в) иногда встречаются графические срастания магнетита и оливина;

г) магнетит в одних случаях располагается в промежутках между зернами оливина и диаллага, в других — находится в пойкилитовом срастании с оливином.

Пироксениты. Среди пироксенитов по минералогическому составу и текстурным особенностям выделяются следующие разновидности:

а) диаллаговые пироксениты или диаллагиты;

б) оливиновые диаллагиты нормального строения, связанные постепенными переходами с верлитами;

в) оливиновые диаллагиты атакситового строения, имеющие постепенные переходы к верлитам такого же строения;

г) роговообманковые диаллагиты, постепенно переходящие в горнблендиты;

д) плагиоклазово-роговообманковые диаллагиты и

е) плагиоклазовые диаллагиты, являющиеся переходными породами между диаллагитами и габбро.

Из всех перечисленных разновидностей пироксенитов наибольшим распространением пользуются *диаллагиты.*

Макроскопически в свежем изломе они характеризуются в большинстве случаев зеленовато-серым цветом, иногда имеющим на плоскостях спайности диаллага перламутровый блеск. Благодаря совершенной спайности кристаллы пироксена всегда отчетливо видны в породе. Среди диаллагитов резко различаются пегматоидные и нормальнозернистые разности. Пегматоидные диаллагиты — породы неравномернозернистые, порфировидные и крупнозернистые. Размер зерен диаллага в них нередко достигает 4—5 см. Нормальнозернистые разности диаллаговых пироксенитов имеют строение от мелко- до среднезернистого.

Оливиновые диаллагиты нормального строения представляют также в основном мелко- и среднезернистые породы.

Оливиновые диаллагиты атакситового строения макроскопически сходны с верлитами атакситового строения, отличаясь от них соответственно меньшим количеством оливина.

Роговообманковые разности отличаются макроскопически от чистых диаллагитов более темной окраской; при этом в основной пироксеновой массе зерна роговой обманки легко отличаются по удлиненной форме и зеленовато-черному цвету.

Плагиоклазово-роговообманковые диаллагиты по внешнему облику сходны с роговообманковыми диаллагитами, отличаясь от них лишь редкими зернами плагиоклаза, обыкновенно неправильной, аллотриоморфной формы.

Плагиоклазовые диаллагиты отличаются от диаллаговых пироксенитов лишь присутствием редких зерен плагиоклаза. Однако строение их в большинстве случаев неравномернозернистое и среднезернистое.

По размеру зерен среди всей этой группы пород выделяются следующие разности: тонкозернистые, с поперечником зерен менее 0,1 см; мелкозернистые — 0,1—0,2 см, среднезернистые — 0,2—0,5 см, неравномернозернистые с вариацией размеров зерен в пределах мелко- и среднезернистых типов, неравномернозернистые с вариацией зерен в пределах средне- и крупнозернистых типов, порфировидные (псевдопорфировые), крупнозернистые (грубозернистые) — 0,5—3 см и крупнозернистые (гигантоплазматические) — более 3 см.

Наиболее часто встречаются разности от мелкозернистых до неравномернозернистых.



Фиг. 27. Оливинит серпентинизированный. Структура сидеронитовая. Параллельные *николи*.



Фиг. 28. Оливинит. Сидеронитовая структура. Параллельные *николи*.

По интенсивности оруденения на первом месте стоят диаллагиты, все остальные разности пироксенитов имеют в этом смысле подчиненное значение.

Морфологический характер оруденения: мелко-, средне- и крупновкрапленный, мелкошлировый, шлировый и шлировополосчатый. Вкрапленность легко обнаруживается невооруженным глазом.

Под микроскопом в составе пироксенитов установлено наличие моноклинного пироксена (диаллага), оливина, роговой обманки, магнетита, ильменита, апатита, шпинели (плеонаста) и биотита, из вторичных минералов — роговой обманки, хлорита, серпентина, эпидота, талька и иддингсита.

Преобладающей составной частью является моноклинный пироксен-диаллаг, оптические свойства которого (по данным петрографической лаборатории Уральского геологического управления) приведены в табл. 1.

Таблица 1

Оптические свойства пироксена

Состав пироксенита	$Ng - Np$	$+ 2V$	$c\,Ng$
Пироксенит оливиновый . . .	0,026	57°	36°
То же . . .	0,025	54°	39°
„ „ . . .	0,025	55°	42°
„ „ . . .	0,020	—	—
„ „ . . .	0,025	56°	40°
Пироксенит диаллаговый . . .	0,026	54°	43°
То же . . .	0,028	—	42°
„ „ . . .	0,027	55°	40°
„ „ . . .	0,028	—	—
„ „ . . .	0,029	—	—
„ „ . . .	0,028	55°	45°
„ „ . . .	0,026	60°	46°
„ „ . . .	0,033	62°	41°
Пироксенит роговообманковый	0,029	50°	41°
То же	0,031	62°	42°
„ „	0,037	60°	41°

Оливин в оливиновых разностях имеет подчиненное значение, составляя от 10 до 20%; в чистых и роговообманковых диаллагитах количество его понижается до нуля. Оливин представлен чаще всего в виде мелких зерен, как бы защемленных между крупными зернами пироксена.

Роговая обманка (до 15—20% в роговообманковых пироксенитах) представлена как первичной, так и вторичной. Образует большей частью неправильной формы зерна различной величины и ассоциирует с магнетитом, образующим сидеронитовую структуру. Иногда встречается в виде мелких идиоморфных зерен внутри зерен пироксена. Вторичная роговая обманка наблюдается в виде небольших, с нечеткими очертаниями, участков вдоль спайности зерен пироксена или по периферии их.

Магнетит наблюдается в виде четырех разновидностей:

а) мелких идиоморфных зерен, расположенных в зернах пироксена, оливина или роговой обманки;

б) аллотриоморфных участков, выполняющих промежутки между зернами пироксена и оливина и как бы цементирующих их, обусловливая сидеронитовую структуру (фиг. 29 и 30);

в) мелких (не более 1 мм) удлиненных веретенообразных зерен, закономерно прорастающих крупные зерна пироксена (фиг. 31);

г) точечных зерен, в виде мелкой сыпи магнетита, заполняющих неправильные трещины в зернах оливина, и образующихся в процессе серпентинизации последнего.

Первая разновидность обычно встречается в небольшом количестве (в шлифе не более 1—2%), вторая образует основной тип оруденения пироксенитов, третья и четвертая отмечены в единичных случаях.

Остальные минералы, обнаруженные в составе пироксенитов, имеют совершенно подчиненное значение. Структура пироксенитов гипидиоморфнозернистая, в богатых магнетитом разновидностях — типично сидеронитовая.

Г а б б р о. В зависимости от относительных количеств темноцветной и полевошпатовой составных частей различаются мезолитовые, меланократовые и лейкократовые разности габбро, причем первые пользуются наибольшим распространением.

Макроскопически породы группы габбро представляют средне- или неравномернозернистые мезолитовые полосчатые породы с отдельными переходами в крупнозернистые (1—2 см) и в мелкозернистые разности. Изменение размеров зерен на отдельных участках пород придает им такситовый характер.

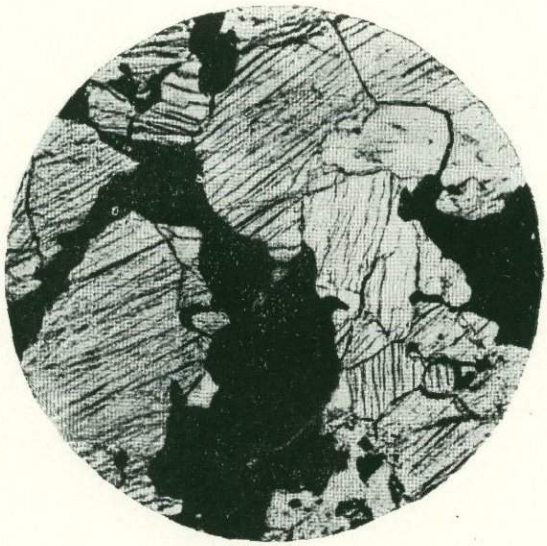
Полосчатость выражена в виде планпараллельной ориентировки зерен минералов и их скоплений, а также чередованием полос различных разновидностей габбро и шлирообразных, вытянутой формы, обособлений в них — пироксенового, оливино-пироксенового и магнетитового состава.

Сравнительно редко наблюдается массивное сложение, главным образом в роговообманковых и оливиновых габбро. Окраска пород вследствие колебаний количественных соотношений темных и светлых минералов, а также характера вторичных процессов меняется от зеленовато-серых до темнобуровато-зеленых тонов. Роговая обманка придает породе зеленовато-черную окраску, оливин — желтовато-буроватую. Рудная вкрапленность в габбро, в общем, бедная (до 5—10%) и в ряде случаев макроскопически не устанавливается совсем; реже (в меланократовых и мезолитовых разностях) достигает 15—20%.

Под микроскопом в составе пород группы габбро обнаружены следующие минералы: плагиоклаз, пироксен моноклинный (диаллаг, диопсид, авгит), гиперстен, оливин, роговая обманка, биотит, магнетит (титаномагнетит), апатит, плеонаст, сфен, актинолит, уралит, эпидот, цоизит, альбит, кварц, кальцит, пренит, хлорит, иддингсит, тальк, мусковит, серпентин, гранат, лейкоксен, налеты медной зелени.

Плагиоклазы являются главной составной частью габбро; они представлены анортитом, битовнитом и лабрадором. Основность их возрастает соответственно от роговообманковых и биотитовых к нормальным и оливиновым разновидностям габбро.

Моноклинный пироксен большей частью относится к диаллагу (диопсид) и является наиболее характерной цветной составной частью габбро как нормальных, так и оливиновых, биотитовых и габбро-норитов;



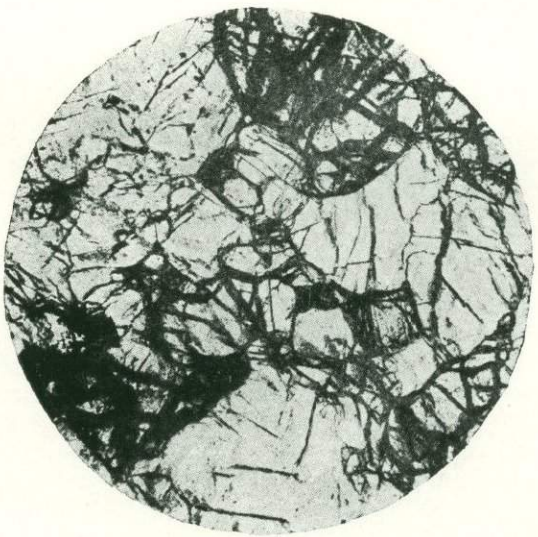
Фиг. 29. Пироксенит. *Сидеронитовая структура.* Параллельные николи.



Фиг. 30. Пироксенит. Полисинтетические двойники диаллага (*1*). Скрещенные николи.



Фиг. 31. Пироксенит. Прорастание пироксена магнетитом (*1*). Параллельные николи.



Фиг. 32. Форелленштейн. Параллельные николи.

в форелленштейнах и роговообманковых габбро он наблюдается в незначительном количестве или отсутствует совсем.

Роговая обманка обыкновенная зеленая в большем или меньшем количестве встречается во всех разновидностях габбро, а в роговообманковых является основной, а иногда и единственной цветной составной частью породы. Уралит и актинолит образуются обычно за счет первичной роговой обманки и моноклинного пироксена и имеют небольшое развитие во всех разновидностях габбро, за исключением уралитизированных.

Оливин в качестве главной составной части присутствует в оливиновых габбро и форелленштейнах, в нормальных и некоторых биотитовых разностях отмечается спорадически. В оливиновых габбро он наблюдается в меньшем количестве, чем моноклинный пироксен; в форелленштейнах является главной и почти единственной цветной составной частью (фиг. 32 и 33).

Гиперстен в виде мелких, неправильных или изометричных зерен встречается исключительно редко в габбро-норитах оливиновых и безоливиновых и наблюдается как примесь в незначительном количестве в оливиновых и нормальных габбро, а также оливиновых разностях биотитовых габбро и форелленштейнах (вследствие чего возникают разновидности, переходные к габбро-норитам).

Биотит представлен мелкими изолированными или обрастающими титаномагнетит и моноклинный пироксен листочками, с характерным резко выраженным плеохроизмом в бурых и желтовато-бурых тонах. Встречается только в биотитовых габбро.

Магнетит (титаномагнетит) наблюдается в габбро в виде: а) мелких каплевидных, реже идиоморфных зерен, образующих чаще всего включения в зерна пироксена или роговой обманки; б) червообразных вростков в зернах роговой обманки и пироксена (графические срастания); в) неправильной формы зерен, расположенных в интерстициях других минералов и образующих сидеронитовую структуру; г) мелких и крупных (до 1,5×10 м) шлирообразных скоплений в габбро.

Каплевидные и идиоморфные зерна магнетита, представляющие первую генерацию, встречаются в незначительном количестве.

Вторая генерация наблюдается сравнительно редко; только в рудном нормальном габбро горы Еловая Грива встречены в большом количестве графические срастания магнетита с роговой обманкой, реже с пироксеном.

Магнетит, выполняющий промежутки между силикатами, встречается в сравнительно больших количествах (до 20—30%) обычно только в оливиновых и нормальных габбро. Магнетит ассоциирует с темноцветной частью породы, поэтому вполне закономерным является тот факт, что более меланократовые разновидности габбро содержат большее его количество.

Плеонаст ассоциирует обычно с магнетитом в виде неправильных угловатых зерен интенсивно-зеленого цвета. Количество его большей частью не превышает 1—1,5%.

Апатит, как правило, отсутствует в оливиновых габбро; в нормальных и роговообманковых наблюдается в виде удлиненно-призматических кристаллов или неправильных зерен (размером до 1 мм), включенных обычно в зерна плагиоклаза. Реже ассоциирует с магнетитом, располагаясь в интерстициях. Количество его в рудном нормальном габбро горы Еловая Грива достигает 5—7%.

Остальные минералы, встречающиеся в составе габбро, имеют весьма подчиненное значение.

Преобладающей структурой габбро является гипидиоморфнозернистая (фиг. 34 и 35), подчиненное значение имеют участки со структурой, переходной от гипидиоморфнозернистой к порфировидной панидиоморфнозернистой и диабазовой.

Горнблендиты. По минералогическому составу среди горнблендитов выделяются следующие разновидности: чистые диаллаговые и плагиоклазовые горнблендиты.

Из них диаллаговые горнблендиты являются переходными породами от чистых горнблендитов к роговообманковым пироксенитам, а плагиоклазовые горнблендиты — переходными к роговообманковым габбро.

Макроскопически горнблендиты представляют собой породы массивные, обычно крупнозернистые, реже — среднезернистые, зеленовато-черного или черного цвета, иногда с редкими вкрапленниками плагиоклаза.

Под микроскопом в описываемых породах наблюдаются следующие минералы: роговая обманка, пироксен, магнетит, ильменитовая слюдка, плагиоклаз. Роговая обманка обыкновенная является преобладающей составной частью пород. Она наблюдается в виде крупных удлиненных зерен, плеохроирующих в зеленоватых или буровато-зеленоватых тонах. Моноклинный пироксен слагает 10—20% объема породы. Он встречается то в виде отдельных зерен, то в виде реликтовых участков в зернах роговой обманки.

Магнетит представлен, как правило, в небольшом количестве и не превышает 3—4%. Ильменитовая слюдка прорастает некоторые зерна роговой обманки. Плагиоклаз иногда встречается в количестве 5—7% объема породы. Структура породы в основном панидиоморфнозернистая, реже — порфировидная.

Жильные породы

Пироксенит. Жильные роговообманковые пироксениты часто встречаются на участке Центральном в пределах Гусевогорского пироксенитового массива. Это, как правило, небольшой мощности (3—10 см) жилы, расположенные в нормальном, обычно неравномернозернистом пироксените с четкими прямолинейными контактами.

Макроскопически роговообманковые пироксениты представляют собой породы мелкозернистые и даже тонкозернистые, серого или зеленовато-серого цвета; оруденение в них, как правило, незначительное, в виде тонкой вкрапленности (фиг. 36).

Новообразований в контакте с вмещающими породами нет.

Под микроскопом устанавливается следующий минералогический состав: моноклинный пироксен, магнетит, ильменитовая слюдка, роговая обманка, хлорит, серпентин и тремолит. Структура породы — панидиоморфнозернистая.

Микрогаббро. В жильном залегании микрогаббро встречено на участке Центральном Гусевогорского массива (в пироксените), а также на Еловогорском участке (в габбро). Это мелкозернистые или тонкозернистые породы мезолитового облика слегка зеленоватой окраски.

Под микроскопом наблюдаются следующие минералы: моноклинный пироксен, роговая обманка, апатит, магнетит и соссюрит. Структура породы аллотриомофнозернистая (фиг. 37), а в том случае, когда содержится значительное количество магнетита — нечетко сидеронитовая.

Габбро-порфириты. Эти породы были встречены в жильном залегании в габбро на Еловогорском участке. Мощность жил достигает 6—7 см. Габбро-порфирит представляет собой породу мезолитового



Фиг. 33. Форелленштейн. Скрещенные николи.



Фиг. 34. Габбро роговообманковое. Параллельные николи.



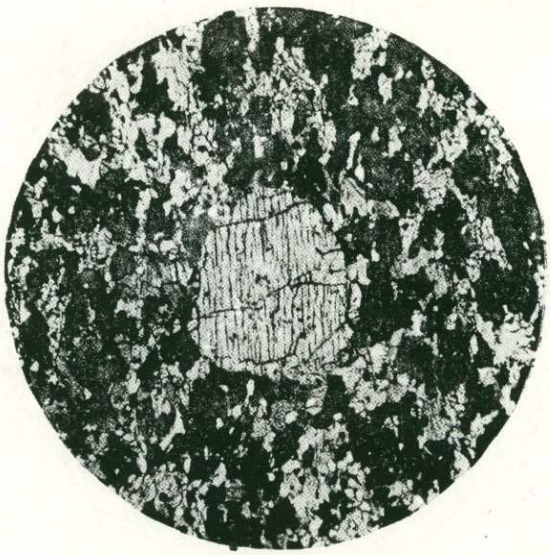
Фиг. 35. Габбро нормальное тонкозернистое. Параллельные николи.



Фиг. 36. Пироксенит роговообманковый, жильный. Параллельные николи.



Фиг. 37. Микрогаббро жильное. Параллельные николи.



Фиг. 38. Габбро-порфирит жильный. Параллельные николи.

облика, в основном тонкозернистого строения, с ясно различимыми невооруженным глазом порфировыми вкрапленниками моноклинного пироксена. Контакт этих жил с вмещающими породами (габбро) резкий, прямолинейный.

Под микроскопом устанавливается следующий минералогический состав: моноклинный пироксен, роговая обманка, апатит, магнетит и соссюрит.

Порфировые вкрапленники представлены моноклинным пироксеном, размер их 1—3 мм, форма в большинстве случаев изометричная (фиг. 38).

Плагиоклазиты. Жильные плагиоклазиты большей частью залегают среди пироксенитов. Очень широким распространением они пользуются на Гусевогорском массиве, в то время, как в пределах собственно Качканарского пироксенитового массива совершенно отсутствуют.

В зависимости от количественных соотношений основных породообразующих минералов — плагиоклаза, роговой обманки и кварца — среди плагиоклазитов выделяются следующие разновидности:

Разновидность плагиоклазита	Количество роговой обманки (в %)	Количество кварца (в %)
Собственно плагиоклазит . . .	0—10	—
Роговообманковый „	10—25	—
Кварцевый „	0—10	0—10

Наибольшим распространением пользуются две первые разности; кварцевый плагиоклазит встречается сравнительно редко.

Макроскопически жильные плагиоклазиты представляют собой мелкозернистую или среднезернистую породу серого, зеленовато-белого или белого (сахаровидного) цвета с блестящими плоскостями спайности у плагиоклаза. Зеленовато-черные, обычно удлиненные зерна роговой обманки, часто в небольшом количестве наблюдаемые в этих породах, сообщают плагиоклазитам пеструю окраску.

В результате соссюритизации плагиоклаз становится матовым. Нередко даже невооруженным глазом можно наблюдать эпидотизацию плагиоклазов, придающую породе зеленоватый оттенок. Иногда же зеленоватый цвет наблюдается вследствие хлоритизации роговой обманки.

Под микроскопом наблюдаются следующие минералы: плагиоклаз, роговая обманка, актинолит, кварц, апатит, сфен, магнетит, пирит и биотит. Из вторичных минералов встречаются эпидот, пренит, хлорит и кальцит.

Структура жильных плагиоклазитов в основном панидиоморфнозернистая.

О внутренней структуре массива

Данные для суждения о форме интрузивных массивов в разрезе дают замеры: полосчатости в габбро, ориентировки поверхности контакта пироксенитов и габбро, шлировой рудной полосчатости в пироксенитах, и наконец, направления сланцеватости в породах, вмещающих интрузив. Полосчатость, являющаяся одним из основных элементов внутренней структуры, в разных частях массива проявляется с различной интенсивностью.

Как уже указано было выше, для Гусевогорского массива характерно крутое восточное падение западного и восточного контактов. С этим согласуется такое же падение поверхностей, разграничивающих пегматитовые пироксениты от средне- и мелкозернистых и жил пироксенит-аплитов в них.

Полосчатость, сравнительно редко устанавливающаяся в пироксенитах в виде чередования полос диаллагового и оливинового состава и концентрации вкрапленного оруденения в определенных направлениях, также показывает крутое падение на восток. Вертикальная вытянутость мелких шлировых рудных обособлений в пегматитовых пироксенитах, являющаяся надежным показателем направления наибольшего вытягивания, имевшего место в породах в процессе их формирования, хорошо согласуется со всеми остальными структурными элементами описываемого интрузивного тела. Таким образом, Гусевогорский пироксенитовый массив, имеющий в плане форму, приближающуюся к эллипсовидной, вытянут в меридиональном направлении или близком к тому и весьма круто падает на восток.

Контакты собственно Качканарского пироксенитового массива с габбро имеют простирание от северо-западного до меридионального и пологое падение на восток под углом 25—30°. Внутри массива наблюдается четкая полосчатость, выраженная расположением тонких рудных шлиров и подчеркивающаяся вытянутостью тел магнетитовых оливинитов и полос оливино-диаллагового состава. Ориентировка полосчатости плавно изменяется с юга на север от северо-западного до северо-восточного, близкого к меридиональному простиранию и показывает восточное падение под углами 25—30°, с отклонениями в западной части до 35—45° и в южной 50—60°.

Одновременно следует отметить, что рудная шлировая полосчатость на собственно Качканаре проявляется главным образом в северо-восточной приконтактовой с габбро части; для всей остальной площади характерно равномерно вкрапленное оруденение. Скважины, пробуренные на площади собственно Качканара подтверждают это, причем в северо-восточной части рудная шлировая полосчатость прекращается на глубине не более 20 м от поверхности.

Объяснение появления указанной рудной шлировой полосчатости воздействием ориентированного давления не согласуется с тем, что она проявляется не в одинаковой мере в различных частях собственно Качканарского массива и совершенно отсутствует в таком четком проявлении в Гусевогорском массиве.

В то же время полосчатость встречается повсеместно в габбро, окаймляющем упомянутые массивы. На этом основании ранее высказывалось предположение о более поздней, по сравнению с Гусевыми горами, кристаллизации собственно Качканара. Однако, кроме различного характера проявления полосчатости, никаких убедительных данных в пользу этого предположения нет. То обстоятельство, что пироксенитовые массивы соединяются между собой и по своему петрографическому строению совершенно однотипны, позволяет с большей достоверностью предположить, что кристаллизация их происходила в одну и ту же стадию.

В собственно Качканаре ориентировка полосчатости плавно изменяется с юга на север от северо-западного до северо-восточного, близкого к меридиональному, простирания и показывает восточное падение под углом 25—30°. Направление полосчатости в габбро вдоль контакта с пироксенитами совершенно согласно как с полосчатостью в пироксе-

нитах, так и с поведением поверхности контакта. Плавное изменение простирания полосчатости, как это хорошо видно на геологической и структурной картах, находится в соответствии с изменением направления западной границы пироксенитов и габбро. Таким образом, направление полосчатости в массиве в плане повторяет первичные границы массива или отражает положение стенок интрузивной камеры. Пологое положение интрузивной камеры собственно Качканара позволяет думать, что причину проявления полосчатости нужно искать в давлении вышележащих вмещающих пород, которое соответственно и отразилось на ориентировке рудных обособлений. Естественно, что при пологих стенках камеры это давление должно сказаться более чем при крутых, что в общем хорошо согласуется с характером полосчатости в крутопадающем Гусевогорском и пологопадающем собственно Качканарском массивах.

Теперь необходимо рассмотреть внутреннюю структуру в пределах габбро, залегающего между двумя пироксенитовыми массивами и окаймляющего их со всех сторон.

Характерным для габбро является их планпараллельная текстура с проявлением в ряде случаев типичных складок первичной полосчатости. Реже полосчатость в габбро представляет результат линейной ориентировки зерен.

На геологической карте видно, что простирание и падение полосчатости в габбро в различных частях массива меняется. Так, в северной части, на границе с вмещающими породами (включая район горы Еловой), преобладающее простирание полосчатости близко к широтному с небольшими отклонениями на северо-восток; падение преимущественно южное, под углами от 40 до 85°, наиболее часто 60—70°. В непосредственной близости к контакту с пироксенитами собственно Качканара полосчатость в габбро изменяет простирание от широтного до меридионального, а угол падения уменьшается до 25—30° (на восток). Вдоль контакта с Гусевогорским пироксенитовым массивом направление полосчатости в габбро близко к меридиональному, падение под углом 75—80° на восток. Южнее горы Еловой, в центральной части полосы габбро, близ верховья р. Большой Гусевой, полосчатость имеет северо-западное и северо-восточное, близкое к меридиональному, простирание с восточным и западным падением.

Изменение направления падения полосчатости носит характер складок. Изгиб полосчатости фиксировался в ряде обнажений (фиг. 39 и 40). Судя по изменению направления полосчатости, повидимому, в пределах центральной части габбровой полосы имеются и более крупные складки, крылья которых падают внутрь массива. В южной оконечности площадки, представленной породами описываемого интрузивного комплекса, простирание полосчатости северо-западное и широтное, падение под углом 60—70° на северо-восток и север.

Прежде чем перейти к выводам о форме и внутреннем строении массива, необходимо остановиться еще раз на вопросе взаимосвязи Гусевогорского и собственно Качканарского пироксенитовых массивов и на строении пород, вмещающих интрузивный комплекс.

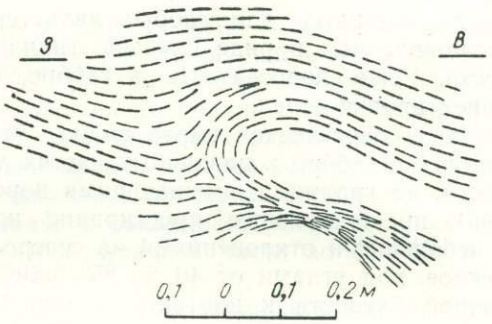
Гусевогорский пироксенитовый массив представляет почти вертикально падающее интрузивное тело; собственно Качканар полого падает на восток. В то же время на глубине они соединяются друг с другом, образуя как бы асимметричную складку синклинального характера. С этим согласуется общая ориентировка первичной полосчатости в габбро в виде складки, ось которой располагается по середине между пиро-

ксенитовыми массивами. То обстоятельство, что в южной части массива на поверхности обнажаются оливиновые пироксениты, представляющие нижнюю петрографическую зону комплекса и что здесь происходит соединение обоих пироксенитовых массивов на поверхности, указывают на вероятное погружение оси складки на северо-северо-запад.

В периферической части массив представлен плагиоклазовыми амфиболитами, являющимися продуктами преобразования габбро. Сланцеватость в плагиоклазовых амфиболитах вокруг Качканарского массива как бы обтекает породы последнего, оставшиеся нерассланцованными. Восточный контакт массива с породами зеленокаменной полосы имеет крутое, близкое к вертикальному падение. Это указывает на то, что описываемый интрузивный комплекс залегает несогласно с западным крылом Кабанской синклинали, срезая ее под значительным углом.



Фиг. 39. Микроскладчатость в габбро нормальном (южнее горы Еловая Грива).



Фиг. 40. Изгибание полосчатости (складки) в габбро (гора Еловая Грива). Зарисовка сделана примерно в плоскости полосчатости, характерной для данного обнажения в габбро.

Западный контакт массива имеет согласное с породами свиты М падение. Таким образом, внедрение интрузии произошло, вероятнее всего, по зоне проницаемости, между породами зеленокаменной полосы (геосинклинали) и метаморфическими породами свиты М Центрального Урала (геоантиклинали) в сторону последних на запад от подводящего канала. Проникнув в сторону сланцев, магматические массы габбро-перидотитовой формации начали дифференцироваться в образовавшихся магматических камерах, участвуя в складчатости вместе с породами, их вмещающими. Ориентировка стенок магматических камер отражается, как уже было сказано выше, в полосчатости пород сформированного интрузивного комплекса. Поэтому форма интрузива в поперечном разрезе рисуется в виде асимметричной складки с пологим западным крылом. В продольном разрезе он тоже имеет складчатый характер, причем крылья складки падают симметрично внутрь массива. Канал, как уже было сказано выше, расположен, вероятно, под Гусевогорским массивом.

Тектоника массива изучалась главным образом в пределах обнаженной части, так как в поверхностных выработках нарушенность пород маскируется поверхностными процессами.

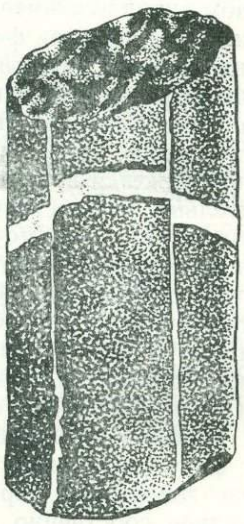
Наблюдения над разнообразными системами трещин, проведенные главным образом в пироксенитах собственно Качканара и габбро горы

Еловой, показали, что наиболее ясно выражены поперечные трещины, более или менее перпендикулярные к первичной полосчатости.

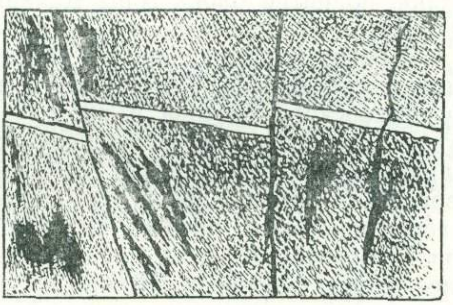
Они сопровождаются жилами и прожилками плагиоклазитов. Несколько слабее выражены продольные трещины отдельностей; простирание их совпадает с первичной полосчатостью. Четко устанавливаются диагональные трещины, которые ориентированы под углом 45° к полосчатости.

На Гусевогорском массиве, ввиду плохой его обнаженности, наблюдения более ограничены. Но значительный материал дает керн скважин. По керну скважин тип трещин достаточно хорошо устанавливается по характеру заполнения и минерализации стенок. Обычно хорошо выражены крутопадающие и диагональные трещины. Стенки их серпентинизированы и часто несут на себе зеркала скольжения.

Плагиоклазитовые жилы являются продуктами последнего этапа формирования комплекса. Обилие их в центральной и особенно северной частях Гусевогорского месторождения указывает на то, что тектонические факторы играли определенную роль на последней стадии формирования массива, создавая благоприятные пути для проникновения новых порций магматического материала.



Фиг. 41. Две генерации прожилков плагиоклазита, секущих рудный пироксенит. Гусевогорское месторождение.



Фиг. 42. Смещение прожилков плагиоклазита. Амплитуда смещений 10 см. Гусевогорское месторождение.

Жилы плагиоклазитов выполняют трещины трех систем. Среди них различаются пологопадающие — почти горизонтальные, ориентированные под углом 30—45° к оси керна и, наконец, крутопадающие. Последние являются низкотемпературными, имеют состав кварцевых плагиоклазитов и секут все остальные прожилки. Таким образом, можно считать что вертикальные трещины являются наиболее поздними, причем по ним происходили подвижки. Смещения небольшой амплитуды вдоль этих трещин устанавливаются довольно часто (фиг. 41 и 42). Плоскости зеркал скольжения на стенках трещин с наклонными (под углом 30—40°) к ним бороздам истирания также указывают на наличие подвижек.

Тектонические линии типа сдвигов в значительной мере являются гипотетичными. Основанием для их проведения являются трещины со следами скольжения, нарушенные перетертые участки, наличие несогласия полосчатости и косвенные соображения, опирающиеся на данные

петрографического строения массивов и характера магнитного поля. Наиболее крупные тектонические линии — разломы, по которым, вероятно, происходили блоковые перемещения, имели место в южной части собственно Качканара и в северо-восточной части Гусевых гор. Как в том, так и в другом случае поднятые блоки на поверхности представлены оливиновыми пироксенитами мелко- и среднезернистого строения, характеризующими нижнюю петрографическую зону комплекса. Оруденение, имеющее в пегматоидных пироксенитах характер вкрапленности и мелкошлировых обособлений совершенно прекращается на границе их с оливиновыми пироксенитами. С границей вкрапленного оруденения совпадают также контуры магнитных аномалий с напряжениями ниже 5000 гамм. Время этого возможного блокового перемещения определяется косвенно по пространственной приуроченности к тектонической зоне (на Гусевогорском массиве) плагиоклазитовых жил. Эта пространственная связь позволяет думать о их сингенетичности и, следовательно, полагать, что блоковое перемещение имело место в последние моменты формирования интрузивного комплекса. Таким образом, предположительно определяется первая фаза тектонических нарушений. Современная форма собственно Качканарского пироксенитового массива по всей вероятности связана с значительными искажениями его первичной формы тектоническими нарушениями. В связи с тем, что вершина горы Качканар представляет картину молодого горного рельефа, образованного, повидимому, в результате позднейших тектонических нарушений, кажется вероятным некоторое поднятие блока горы Качканар относительно всей остальной части интрузива. Косвенно это предположение подтверждается отсутствием в собственно Качканарском массиве пегматитовых пироксенитов и плагиоклазитовых жил. Как те, так и другие распространены на площади Гусевогорского массива и характеризуют более высокие горизонты интрузии. Следовательно, на современном эрозионном уровне собственно Качканарский массив обнажен на более глубоких горизонтах, нежели Гусевогорский. Однако, если тектоническое поднятие и имело место, то оно, вероятнее всего, прошло без существенных частных перемещений внутри интрузива. Об этом, прежде всего говорит факт соединения двух пироксенитовых массивов. Можно в данном случае говорить о нарушении надвигового характера, имевшего место западнее собственно Качканара. К юго-западу от него, на контакте слюдистых сланцев и амфиболитов проходит полоса хлоритовых сланцев. Возможно эти хлоритовые сланцы и являются свидетелем (и результатом) предполагаемой тектонической (надвиговой) зоны.

Краткие выводы по геологическому строению месторождений

Для Качканарского интрузивного комплекса установлена закономерная смена петрографических зон в вертикальном разрезе. Эта закономерность согласуется с выявленной (А. Н. Заварицкий) зональностью массивов габбро-пироксенито-перидотитовой формации Урала, с переходами от кислых пород к основным (сверху вниз).

Наиболее перспективными в части титаномагнетитового оруденения является зона пегматоидных пироксенитов и следующая за ними — зона нормальнозернистых пироксенитов.

Гусевогорский, крутопадающий на восток, массив сложен в большей своей части пегматоидными пироксенитами с шлировыми обособлениями рудного и оливинового состава. Собственно Качканарский массив, поло-

погружающий на восток, представлен нормально-, мелко- и среднезернистыми пироксенитами. Оба массива соединяются на глубине.

Габбро, залегающие в верхней части комплекса, повторяют складчатое строение пироксенитов.

На контакте с вмещающими породами габбро преобразовано в плагиоклазовые амфиболиты. Простирание их сланцеватости изменяется от меридионального до широтного и как бы обтекает породы Качканарского массива. Меридиональное простирание устанавливается к востоку от Гусевогорского массива и на протяжении примерно трехкилометровой полосы к северу и югу от него.

МОРФОЛОГИЯ ОРУДЕНЕНИЯ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ ЕГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ В КАЧКАНАРСКОМ ИНТРУЗИВНОМ МАССИВЕ

Морфологически титаномагнетитовое оруденение в пределах Качканарского интрузивного комплекса проявляется главным образом в виде вкрапленности и в редких случаях как шлировые обособления и прожилки массивных руд.

Оруденение в виде вкрапленности, как это уже отмечалось, приурочено к оливинитам, перидотитам, пироксенитам и габбро и не фиксируется в породах жильной фации.

Наиболее распространенными породами в составе интрузивного комплекса являются пироксениты. Оливиниты и перидотиты представляют сравнительно незначительные по размерам шлировые обособления. В соответствии с этим пространственное распределение главной части оруденения определяется границами пироксенитовых тел. По степени концентрации рудных обособлений габбро принадлежит подчиненное место.

На характере рудных скоплений и конфигурации рудных участков в современном эрозионном срезе (а соответственно и их промышленной перспективности) сказались, с одной стороны, первичные условия накопления титаномагнетита, с другой — как предполагается, глыбовые перемещения, имевшие место после остывания интрузии.

Первичное распределение оруденения

Характер рудных обособлений и степень их концентрации в пределах каждой петрографической разновидности рудных пород имеет соответственно свои особенности. Рудные породы месторождения классифицируются на следующие типы:

1) перидотиты и оливиновые пироксениты мелкозернистые, почти безрудные или с бедным мелко-равномерно вкрапленным оруденением; [1]

2) перидотиты (верлиты) и оливиновые пироксениты атакситового строения с мелковкрапленно-шлировым, средним по интенсивности оруденением;

3) оливиниты, с крупношлировым богатым оруденением;

4) пироксениты-диаллагиты с преобладающим средним по интенсивности оруденением;

5) габбро нормальное и реже роговообманковое с мелкой и большей частью бедной рудной вкрапленностью, в единичных случаях с рудными шлировыми обособлениями размером от 1—2 см до 0,75 м (в одном случае).

Пространственное распределение перечисленных рудных пород показано на геологической карте месторождения (фиг. 8).

[1] Богатое оруденение в перидотитах установлено только в одном случае.

Наиболее распространенными рудными породами являются диаллагиты; среди них выделяются разности, имеющие строение от мелко- до среднезернистого, среднезернистое, крупнозернистое, порфировидное и редко гигантоплазматическое. Размеры, форма и характер рудных обособлений согласуются с перечисленными выше разновидностями строения породы.

В Гусевогорском массиве рудные диаллагиты слагают всю центральную и северо-западную его часть и выклиниваются в южной части. Промышленное оруденение в центральной, наименее эродированной части, сложенной в основном пегматоидными пироксенитами, непосредственно примыкает к первичному контакту с габбро.

Данные бурения глубоких структурных скважин отчетливо показывают, что рудные пегматитовые пироксениты круто уходят вглубь массива. Мощность их определяется в 300—400 м, при постепенном переходе в пироксениты мелко- и среднезернистого строения с мелковкрапленными оруденениями.

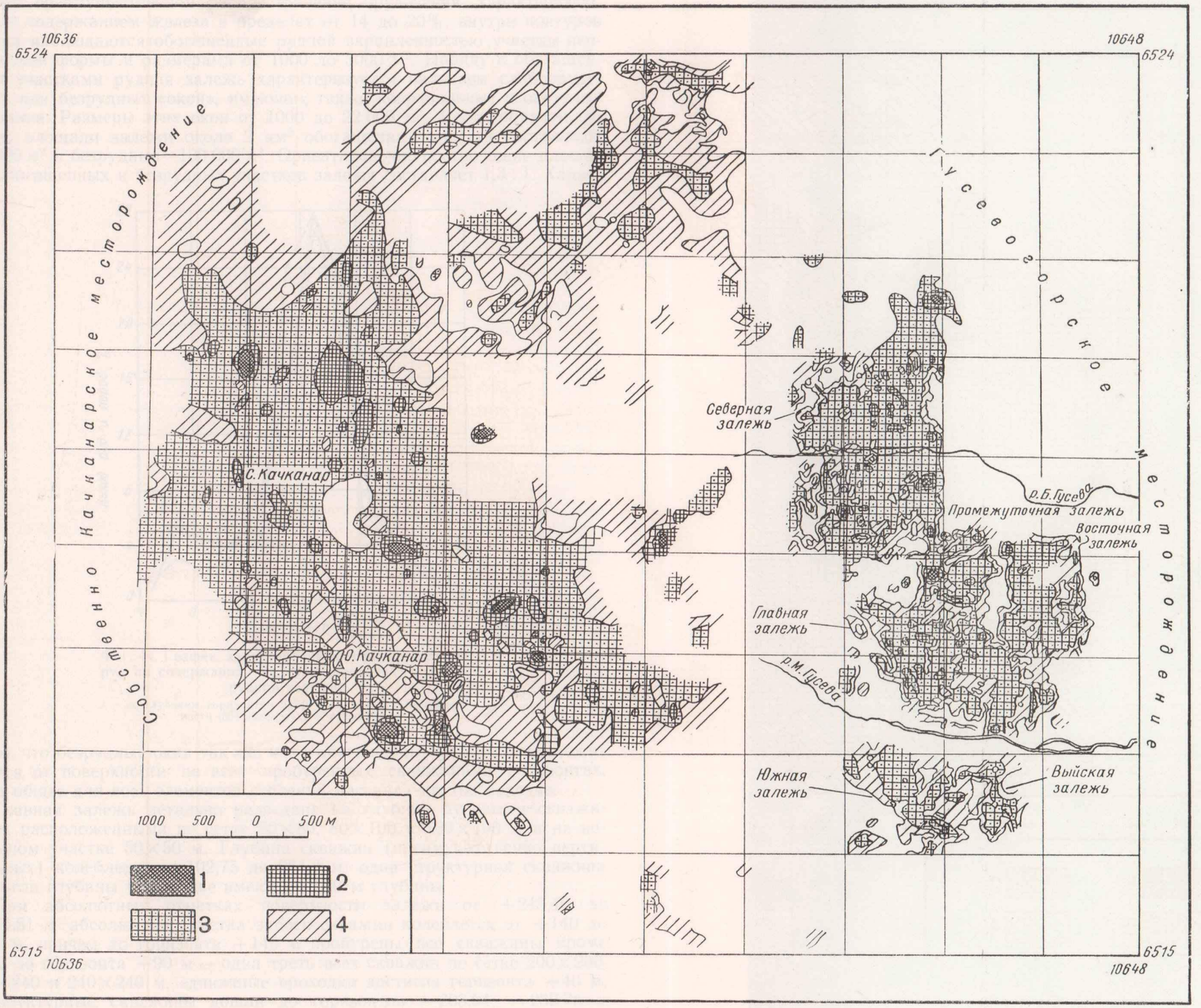
В собственно Качканарском массиве пегматитовые пироксениты имеют значительно меньшее развитие, чем на Гусевогорском. Они встречаются в виде небольших участков. Преобладающая часть массива слагается неравномерно зернистыми пироксенитами мелко- и среднезернистого строения, с равномерно вкрапленным мелким оруденением. Шлирово-полосчатое и шлировое оруденение сконцентрировано в пределах северо-восточной части массива в виде пологопадающих полос, мощность которых измеряется несколькими метрами.

Характеристика Гусевогорского месторождения

Гусевогорский пироксенитовый массив, представляющий меридионально вытянутую и крутопадающую интрузивную массу, является наиболее изученным и разведанным.

Оконтуривание участков концентрации вкрапленного оруденения, которые могут быть названы рудными залежами, произведено на основании феррометрической съемки поверхности. Границей залежей принята изолиния содержания железа 14%. Как показывает феррометрический план в изолиниях и график распределения руд и пород с различным количеством находящегося в них железа (фиг. 43, 44), 14% $Fe_{общ}$ является содержанием, близким к естественному нижнему пределу. Таким образом, характерной особенностью рудного поля является резкий переход от вкрапленных руд к безрудным пироксенитам. Всего оконтурено шесть рудных залежей, представляющих участки концентрации вкрапленного оруденения: Главная, Промежуточная и Восточная — в центральной части, Северная — в северной, Южная и Выйская — в южной части массива. Границами, разделяющими массив на участки, приняты условно речки Большая Гусева (между Центральным и Северным) и Малая Гусева (между Центральным и Южным).

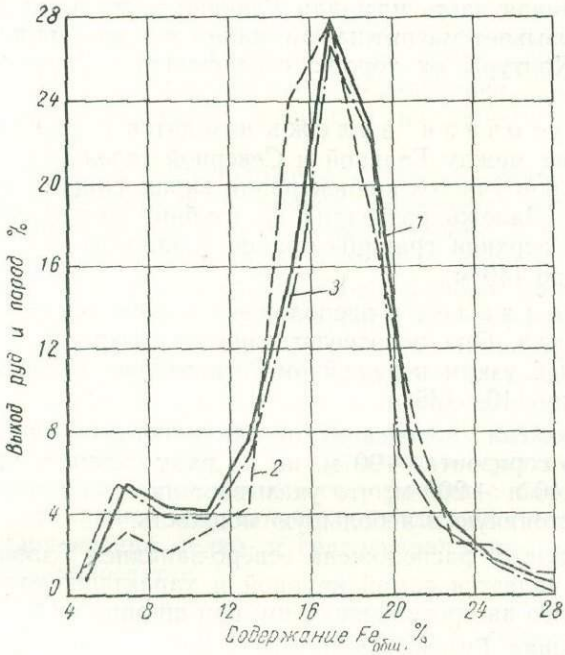
Наиболее разведанной является Главная залежь. Она сложена преимущественно пироксенитами — диаллагитами неравномернозернистого (от мелко- до среднезернистого и от средне- до крупнозернистого) строения, среди которых залегают линзообразные участки и крутопадающие полосы оливиновых пироксенитов и верлитов атакситового строения. В последних интенсивность оруденения в ряде случаев понижается. Преобладающая часть руд является средневкрапленной. При общей извилистости внешних контуров залежь имеет изометричную форму с одинаковой максимальной длиной как в широтном, так и в меридиональном направлениях. Размеры длинных осей составляют 1000 и 1300 м.



Фиг. 43. Феррометрическая карта Качканарского интрузивного массива:

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ более 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *4* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%.

При преимущественном распространении оруденения, характеризующегося содержанием железа в пределах от 14 до 20%, внутри контуров залежи наблюдаются обогащенные рудной вкрапленностью участки неправильной формы и размерами от 1000 до 3000 м². Наряду с обогащенными участками рудная залежь характеризуется наличием слабоорудененых или безрудных «окон», имеющих также неправильные и округлые очертания. Размеры этих окон от 1000 до 22 000 м². Таким образом, из общей площади залежи около 2 км² обогащенные участки составляют 131 000 м² и безрудные—100 000 м². Ориентировочно соотношение площадей обогащенных и безрудных участков залежи составляет 1,3 : 1. Харак-



Фиг. 44. График, характеризующий распределение руд по содержанию железа в пределах Главной рудной залежи.

1 — по глубоким горизонтам (1740 анализов); *2* — по поверхности (304 анализа); *3* — суммарно.

терно, что безрудные окна так же, как и обогащенные участки, прослеживаются от поверхности на всех пробуренных скважинами горизонтах, имея общее для всех элементов строение массива—крутое падение.

Главная залежь детально разведана на глубину буровыми скважинами, расположенными по сетке 80×80, 80×100 и 100×100 м и на небольшом участке 50×50 м. Глубина скважин (преимущественно вертикальных) колеблется от 102,75 до 254,2 м; одна структурная скважина достигла глубины 600 м, две имеют по 500 м глубины.

При абсолютных отметках поверхности залежи от +245,46 до +359,61 м абсолютная отметка забоев скважин колеблется от +140 до +90 м, причем до горизонта +140 м пробурены все скважины, кроме двух, до горизонта +90 м — одна треть всех скважин по сетке 200×200, 200×240 и 240×240 м, единичные проходки достигли горизонта +40 м, а структурные скважины дошли до горизонтов —203,94; —232,78 и —348,45 м.

Разведка залежи скважинами показала, что извилистость контуров в плане сохраняется также и на глубине, при общем крутом падении на восток под углом 70—80°. Западная и восточная залежи оконтурены скважинами. С востока граница оруденения совпадает с контактом пироксенитов и габбро.

Нижняя граница распространения оруденения не установлена, так как структурные скважины не вышли из оруденения.

Учитывая согласное с пироксенитовым массивом крутое падение зоны оруденения, можно полагать, что распространение его на глубину будет значительным, повидимому, не менее 700—800 м.

Преобладающая часть площади Главной залежи, по данным магнитной съемки, вызывает магнитные аномалии высоких напряжений — выше 10 000 гамм. Контуры их хорошо согласуются с феррометрией поверхности.

Промежуточная залежь находится в хребтовой части горы Большая Гусева между Главной и Северной залежами, представляя небольших размеров участок концентрации вкрапленности титаномагнетита в диаллагитах. Залежь разведана на глубину пятью скважинами. Как нижняя, так и верхняя границы крайне извилисты и мощность изменяется от 100 до 140 м.

Восточная залежь расположена в северо-восточной части Центрального участка. Она непосредственно примыкает к Главной залежи, соединяясь с ней узким перешейком. Эта залежь разведана 12 скважинами на глубину 110—136 м.

Залежь сложена пироксенитами-диаллагитами; оруденение в них прослежено до горизонта +90 м, но по ряду скважин прекращается на горизонтах +140 и +200 м, что указывает на извилистость нижней границы, на непостоянную и небольшую мощность.

Северная залежь расположена северо-западнее Главной залежи. По размерам она является самой крупной и характеризуется меридиональной вытянутостью на протяжении 2 км, при ширине от 0,5 до 2 км.

Речка Большая Гусева, принятая условно за границу между Центральным и Северным участками, проходит в центре Северной залежи, вследствие чего южная половина последней находится в северной части Центрального участка. Залежь разведана по поверхности мелкими шурфами, по данным которых она представлена преимущественно пироксенитами-диаллагитами неравномернозернистого (от мелко- до среднезернистого, реже порфировидного) строения с оруденением в виде мелкой вкрапленности и неравномерных, спорадически встречающихся, обособлений размером от 0,5 до 3 см. Оливиновые разности пироксенитов, как это видно из геологической карты (фиг. 8), имеют весьма подчиненное значение и устанавливаются в виде сравнительно мелких изолированных участков, имеющих 50—100 м в диаметре. С востока залежь ограничивается оливиновыми пироксенитами нормально-, мелко- и среднезернистого строения, безрудными. Западная граница залежи почти совпадает с контактом пироксенитов и габбро.

Кроме пироксенитов, в строении залежи принимают участие атакситовые верлиты в виде мелких изолированных линзообразных меридионально вытянутых тел. Площадь залежи в контурах изолиний 14—20% железа составляет 1 819 000 м^2; суммарная площадь мелких разобщенных участков, характеризующихся содержанием железа более 20 и 25%, —160 000 м^2.

По данным опробования поверхностных горных выработок, среднее содержание железа по залежи составляет 16,95% и пятиокиси ванадия — 0,096%.

На глубину залежь разведана скважинами по сетке 200×200 м, а в средней части на площади 0,16 км², по сетке 100×100 м.

Глубина скважин изменяется от 56 до 295 м. При абсолютных отметках поверхности залежи от 370 до 275 м абсолютные отметки забоев скважин изменяются от +50 до +250 м. Как показало бурение скважин, рудные пироксениты, слагающие залежь, секутся большим количеством жил роговообманковых и кварцевых плагиоклазитов. Жилы имеют разнообразное простирание и падение; их мощности 0,1—2 м. Наибольшее количество жил обнаружено в восточной части залежи и тяготеет в своем расположении к тектонической линии, по которой происходили вероятные блоковые перемещения в вертикальном направлении. Это дает основание предполагать, что образование трещин и их заполнение сингенетично этим перемещениям.

Южная залежь расположена в южной, наиболее узкой части пироксенитового массива и в общем повторяет его конфигурацию в этой части. Она как бы зажата между габбро с востока и оливиновыми пироксенитами — с запада. Восточная граница ее (юго-восточная) совпадает с контактом пироксенитов и габбро. Залежь имеет удлиненную форму, слабо извилистую конфигурацию границ, общую вытянутость на северо-запад и площадь 375,000 м². Сложена она в преобладающей своей части пироксенитами-диаллагами, часто оливиновыми, нормально-, мелко- и среднезернистыми с мелковкрапленным оруденением.

На глубину залежь разведана 11 скважинами по 200-метровой сети. Глубина скважин 167,20—229,70 м. Скважинами установлены пироксениты преимущественно мелкозернистого строения с бо́льшим или меньшим количеством оливина, создающего на отдельных участках атакситовое строение. Оруденение мелко- и средневкрапленное, реже мелкошлировое и шлирово-полосчатое.

В соответствии с поведением полосчатости в рудных пироксенитах, а также с элементами залегания поверхности контакта пироксенитов и габбро, падение залежи определяется 70—80° на В и СВ.

Выйская залежь занимает изолированное положение; она расположена на расстоянии 500 м на восток от Южной залежи и представляет оруденелое тело горнблендитов и роговообманковых пироксенитов, заключенных в габбро.

Оруденение мелко- и средненеравномерно вкрапленное, а в центральной части крупношлировое, сплошное. Форма залежи в контуре изолинии 14% содержания железа причудливо извилистая, лентообразная, при общей меридиональной вытянутости. Площадь залежи 10 200 м². Падение ее крутое, под углом 70—80° на запад по восточной границе и на восток — по западной. Такое падение указывает на вероятность выклинивания на небольшой глубине. На глубину залежь не разведана. Вряд ли она может представить интерес для промышленности.

Таким образом, основные характерные особенности Гусевогорского рудного поля сводятся к следующему:

а) приуроченность наибольшей концентрации вкрапленного титаномагнетитового оруденения к пегматоидным диаллагитам, слагающим на современном эрозионном уровне всю центральную часть массива;

б) сравнительно резкий переход от вкрапленных руд к безрудным пироксенитам;

в) крутое, под углом 70—85° на восток, падение оруденения;

г) совпадение восточной границы оруденения с контактом пироксенитов и габбро, т. е. приуроченность его к висячему боку интрузивного тела; закономерность эта нарушается только в северо-восточной части массива, представляющей поднятый блок, сложенный, как это видно в современном эрозионном срезе, оливиновыми пироксенитами, лишенными оруденения;

д) наличие шести рудных залежей;

е) распространение оруденения на глубину, превышающую 600 м.

Характеристика собственно Качканарского месторождения

В отличие от Гусевогорского месторождения для собственно Качканара характерно:

а) площадное распространение вкрапленного оруденения, границей которого служит изолиния 14%-ного содержания железа;

б) пологое, под углом 25—30°, падение рудных зон на восток;

в) шлирово-полосчатый характер рудных обособлений, при перемежаемости с участками мелковкрапленного оруденения в верхних горизонтах северо-восточной части площади;

г) наличие среди диаллаговых пироксенитов крупных (размером до 100×300 м) тел рудных оливинитов, представляющих шлировые обособления. Вытянутость этих крупных шлиров и их падение всегда согласуется с направлением полосчатости в массиве;

д) преобладающее мелко- и среднезернистое строение диаллагитов, несущих оруденение.

Совершенно так же, как и в пределах Гусевогорского массива, оливиновые разности пироксенов мелко- и среднезернистого строения почти не несут оруденения. На площади собственно Качканарского месторождения они занимают изолированное положение и обнажены в южной его части, что хорошо видно на геологической и феррометрической картах.

Общая площадь оруденения в контурах изолинии 14% железа составляет 12,2 км^2.

Нижняя граница оруденения не установлена, так как наиболее глубокие структурные скважины не вышли из оруденения.

Оруденение в габбро

Оруденение титаномагнетитов в габбро представлено мелкой вкрапленностью и очень редко тонкими и короткими жилообразными шлирами или тонкими полосками, согласными с полосчатостью.

В отличие от пироксенитов, рудная вкрапленность в габбро характеризуется значительно меньшей концентрацией и проявляется в виде небольших участков. Эти руды содержат от 6—7 до 10—15% железа. Чаще всего упомянутые вкрапленники приурочены к темноцветной части пород группы габбро и к шлирам пироксенита в них. Изредка в габбро наблюдается вкрапленность сульфидов (халькопирит, пирит) или налеты малахита и азурита по стенкам трещин.

В породах группы габбро можно предполагать существование самостоятельных порций остаточного рудного расплава. Однако участки концентрации рудной вкрапленности в габбро, ввиду их небольших размеров, вряд ли будут иметь в ближайшее время промышленное значение.

Из рассмотрения формы, размеров и масштабов проявления вкрапленного оруденения в пределах различных частей Гусевогорско-Качка-

нарского интрузивного массива устанавливаются следующие основные закономерности его распределения:

а) Рудный остаточный расплав фиксировался в пределах отдельных дифференциатов интрузивного комплекса соответственно в различных количествах. Так, наиболее насыщенными рудной вкрапленностью являются пегматоидные пироксениты-диаллагиты, второе место принадлежит пироксенитам нормальнозернистого строения. Рудные оливиниты, представляющие крупношлировые обособления почти массивной руды с оливином, имеют место на границе этих двух петрографических зон пироксенитов. В пределах нижней петрографической зоны, представленной оливиновыми пироксенитами, оруденение как вкрапленное, так и шлировое не устанавливается.

В габбро вкрапленность характеризуется значительно меньшей интенсивностью, чем в пироксенитах, и концентрируется на участках небольшой площади.

б) Наиболее интенсивное оруденение залегает во внутренних частях массивов как пироксенитовых, так и габбровых. Это находится в соответствии с тем, что титаномагнетиты являются образованием остаточного расплава, благодаря чему наиболее рано остывшие части интрузии, которые, естественно, приурочены к стенкам интрузивной камеры, оказываются слабооруденелыми или остаются безрудными.

Из рассмотрения феррометрической карты Качканарского рудного поля видно, что в пределах центральной части Гусевогорского месторождения и северо-восточной части собственно Качканарского месторождения оруденение непосредственно примыкает к висячему боку.

в) Данные геологического картирования, наряду с феррометрической и магнитной съемками, позволили не только наметить основные закономерности распределения оруденения, но и установить, в первом приближении, роль послерудных тектонических смещений в ограничении рудных участков.

Наиболее показательными в этом отношении являются северо-восточная часть Гусевогорского и юго-восточная собственно Качканарского месторождений. Как в том, так и в другом случаях в современном эрозионном срезе безрудные оливиновые пироксениты нижней петрографической зоны комплекса находятся в непосредственном контакте с пегматоидными и нормальнозернистыми рудными диаллагитами верхних зон. На геологической карте контакты эти показаны как тектонические.

Таким образом, участки оливиновых пироксенитов представляются поднятыми блоками, верхняя часть которых эродирована. Эродированная часть была сложена, повидимому, рудными диаллагитами.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЙ СОСТАВ И ПРИРОДНЫЕ ТИПЫ РУД

Руды Гусевогорского и собственно Качканарского месторождений по характеру рудных обособлений в основных интрузивных породах являются вкрапленными. По размерам и форме этих обособлений среди вкрапленных руд выделяются мелко- и крупно-равномерно и неравномерно вкрапленные, вкрапленно-шлировые и шлирово-полосчатые. В редких случаях, когда шлировые обособления достигают нескольких метров в длину, можно говорить о наличии сплошных массивных руд. Однако в тех количествах, в которых они известны на данной стадии изученности и разведанности месторождений, самостоятельного промышленного значения они иметь не могут.

Минералогический состав руд (как вкрапленных, так и сплошных) отличается большим однообразием минеральных видов, что, впрочем, характерно для всех месторождений подобного типа.

Рудные минералы представлены главным образом магнетитом и ильменитом (мало); в подчиненном количестве наблюдаются мартит, халькопирит, пирит, очень редко пентландит и борнит; в единичных случаях встречается самородная платина.

Нерудные минералы представлены: оливином, пироксеном-диаллагом, амфиболами (первичными и вторичными), плагиоклазом, шпинелью (плеонаст), эпидотом, цоизитом и клиноцоизитом (группа соссюрита), серпентином, хлоритом, уралитом. Поэтому в основу классификации руд, кроме размеров и морфологии рудных обособлений, должны быть введены петрографические особенности рудных пород, а также их текстурные и структурные признаки. Разделение руд на типы (по содержанию в них железа от 10 до 14%, от 14 до 16%, от 16 до 20%, от 20 до 25% и выше 25%) представляет одну из разновидностей классификации, применение которой необходимо в пределах каждого из основных типов, выделяемых по текстурным и петрографическим признакам. Общая схема классификации представлена в табл. 2.

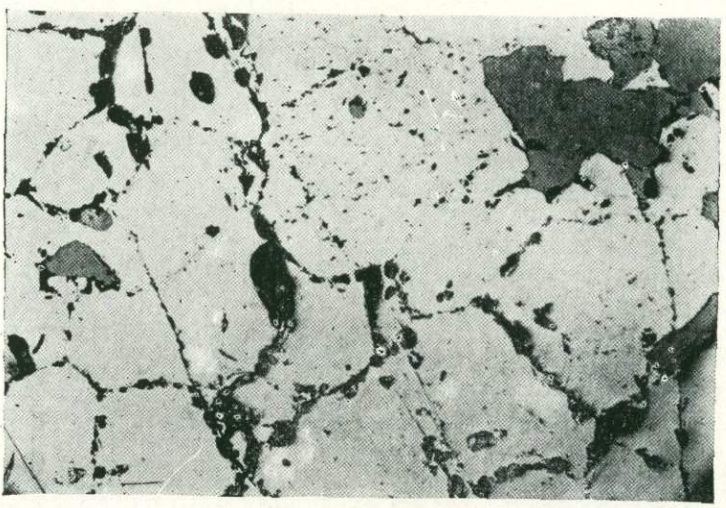
Таблица 2

Классификация руд Качканарских месторождений

Тип руды	Текстурные разновидности	Состав пород, несущих оруденение
I. Вкрапленные		
1) Мелковкрапленные Размер зерен титаномагнетита — до 1 мм.	а) Мелковкрапленные равномерные	Перидотиты и пироксениты оливиновые, имеющие тонко- и мелкозернистое строение
Размер скоплений — до 1—2 см в длину при ширине 1—2 мм	б) Мелковкрапленные неравномерные или шлировые	Перидотиты и пироксениты оливиновые с атакситовым строением. Габбро — меланократовое, мелкозернистое
	в) Мелковкрапленные неравномерные с мелкопятнистыми и редкополосчатыми текстурами	Пироксениты-диаллагиты — от мелко- до среднезернистого строения
2) Средневкрапленные Размер зерен титаномагнетита или их скоплений до 5—10 см; размер редких шлиров до 4 см в длину, при ширине до 1 см	а) Равномерно вкрапленные	Габбро меланократовые и мезолитовые. Пироксениты-диаллагиты среднезернистого и от средне- до крупнозернистого строения
	б) Вкрапленно-шлировые с пятнистыми, очковыми и редкополосчатыми текстурами	Пироксениты оливиновые и верлиты атакситового строения
3) Крупновкрапленные Размеры скоплений зерен титаномагнетита от 1 до 4 см; размер шлиров до 10 см в длину при ширине до 3 см	а) Крупновкрапленные равномерные	Пироксениты диаллагиты крупнозернистые, порфировидные и гигантоплазматические
	б) Крупновкрапленные шлировые	Пироксениты оливиновые и верлиты атакситового строения. Пироксениты плагиоклазовые



Фиг. 45. Пойкилитовая структура срастания магнетита и пироксена (белый — магнетит, темносерый — пироксен).



Фиг. 46. Аллотриоморфнозернистый агрегат магнетита (белый — магнетит, темносерый — нерудный минерал).

Продолжение табл. 2

Тип руды	Текстурные разновидности	Состав пород, несущих оруденение
II. Сплошные	в) Шлирово-полосчатые (качканарский тип) при ширине шлировых полосок от 0,5 до 3 см	Пироксениты диаллаговые и оливиновые мелко- и среднезернистые. Оливиниты
1) Крупношлировые	Массивные	Оливиниты
2) Жилообразные (установлены в одном случае)		Пироксениты оливиновые
		Пироксениты плагиоклазовые

Описание рудных минералов

Магнетит является главным рудным минералом, образующим вкрапленность, и составляет не менее 90% объема рудной части. Величина отдельных зерен магнетита меняется в широких пределах от 0,05 до 5 мм.

Зерна магнетита почти всегда ангедральны и очень редко обнаруживают эвгедральные очертания.

По времени образования достаточно четко устанавливается три генерации. Весьма подчиненная в количественном отношении первая генерация представлена мелкими, правильно ограниченными выделениями, размером от 0,05 до 0,5 мм, образующими включения в зернах пироксена в перидотитах, пироксенитах и реже габбро, как акцессорная часть пород. Кристаллизация зерен магнетита этой генерации является несколько более ранней относительно включающих их силикатов.

Ко второй генерации магнетита относится главная его часть, образующая вкрапленность и шлировые обособления в породах. Начало кристаллизации магнетита этого поколения иногда совпадает с последними моментами формирования силикатной части — оливина, пироксена и плагиоклаза (фиг. 45). Основная часть магнетита кристаллизуется позже силикатов, в виде ксеноморфных зерен, скопления которых образуют типичный аллотриоморфнозернистый агрегат (фиг. 46). Размеры зерен или скоплений магнетита предопределяются чаще всего размерами зерен силикатов и изменяются от 0,2 до одного или нескольких сантиметров.

Третья генерация магнетита имеет также подчиненное значение. Образование ее обязано процессам актинолитизации, хлоритизации пироксена и серпентинизации оливина, представляя результат фиксации освобождающегося из этих минералов железа. Характерным является, с одной стороны, очень мелкий размер (до 0,08 мм), округлая форма выделений магнетита и расположение их вдоль трещин спайности зерен пироксена и путей (трещин) серпентинизации в оливине, а с другой стороны, мирмекитоподобная форма выделений, с образованием типичных графических срастаний с магнетитом, пироксеном, амфиболом и реже оливином. Показательно, что такие графические структуры образуются наиболее часто по периферии серпентинизированных участков оливина. Следует указать, что при серпентинизации оливина в одних случаях фиксируются единичные микроскопические выделения магнетита, а в других — количество его бывает значительным.

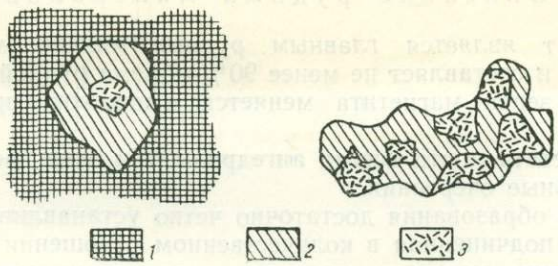
Магнетит первой и третьей генерации имеет в количественном отношении весьма подчиненное значение, а мелкие размеры его зерен не позволяют при обогащении выделить их без сростков с силикатами, поэтому значительная часть перейдет в хвосты.

Все последующее описание относится ко второй (или главной) и третьей генерациям магнетита.

Как уже сказано выше, размер зерен или скоплений магнетита главной генерации в значительной мере определяется размерами зерен силикатов, междузерновые промежутки которых он выполняет.

В соответствии с этим, в мелкозернистых породах размеры рудных выделений колеблются от 0,2 до 1—2 мм, в неравномернозернистых — от 5 до 10 мм и в крупнозернистых — выше 10 мм. При этом, однако, размеры индивидуализированных зерен магнетита редко превышают 5 мм и чаще всего находятся в пределах 0,2—2 мм.

В постоянной ассоциации с магнетитом — в непосредственном срастании с ним (фиг. 47) и в виде очень мелких включений—наблюдается зе-



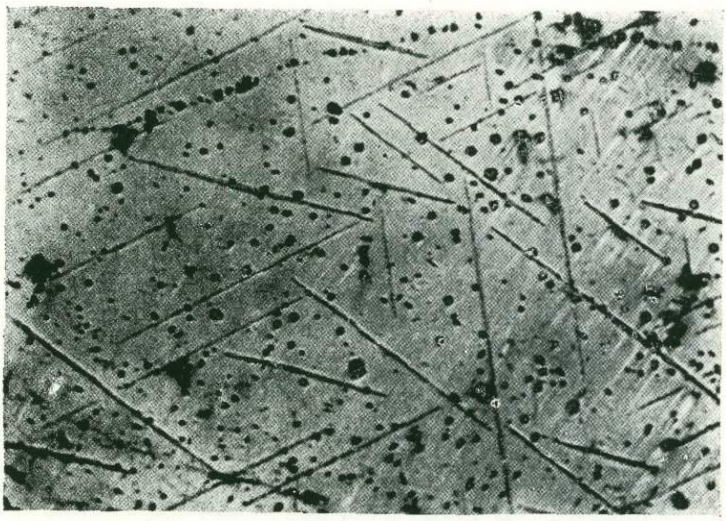
Фиг. 47. Характер срастаний магнетита и шпинели.
1 — пироксен; *2* — магнетит; *3* — шпинель.

леная шпинель (плеонаст). Мелкие включения шпинели, точечные (даже при увеличении × 130) и неправильной округлой или квадратной формы (фиг. 48), располагаются в магнетите как в виде прямолинейных цепочек, так и беспорядочно. Иногда по трещинам спайности (по октаэдру) в тех же зернах магнетита выделяются тончайшие пластинки ильменита.

Такого же характера графические срастания магнетита со шпинелью и магнетита с ильменитом устанавливаются и изолированно друг от друга в целом ряде зерен. Они описаны также в литературе для других месторождений подобного типа. Форма выделений и образующийся при этом рисунок являются типичными. Способ образования таких срастаний магнетита с ильменитом и шпинелью установлен на основании опытов Рамдора как структура распада твердого раствора при температуре распада титаномагнетитов в интервале температур 800—500°.

Следует указать, что мелкие включения шпинели почти неотделимы от магнетита, и поэтому естественно, что химические анализы магнетита показывают несколько повышенное содержание магния и алюминия.

Магнетит своим образованием обусловливает получение сидеронитовой структуры. Он отчетливо корродирует зерна силикатов в виде языков и тонких заливов. Наряду с этим в шлифах наблюдаются случаи почти одновременной кристаллизации магнетита с пироксеном и оливином, которые имеют проявление в пойкилитовом характере их срастания. Магнетит в этом случае окаймляет зерна силикатов, часто округлых; зерна магнетита также имеют округлые очертания и как бы образуют включения в зерна силикатов.



Фиг. 48. Мелкие включения шпинели в магнетите. В трещинах спайности по октаэдру — *пластинки ильменита.*



Фиг. 49. Оливинит. Графическое прорастание *серпентинизированного оливина* магнетитом. Параллельные николи.



Фиг. 50. Оливинит. Выделение вторичного магнетита (*1*) при серпентинизации оливина. Скрещенные николи.

Графические структуры срастания магнетита с силикатами морфологически носят характер мирмекитовых (фиг. 49). Они устанавливаются главным образом в оливиновых разностях габбро и пироксенитов и чаще всего в атакситовых верлитах и оливинитах. Изучение графических структур показало, что они представляют результат метасоматического замещения магнетитом силикатов. Установлено два случая: а) замещение, которое имело место в процессе кристаллизации главной генерации магнетита, и б) замещение вторичным магнетитом.

Графические структуры, образующиеся в результате замещения и частичной коррозии силикатов первичным магнетитом, наблюдались в единичных шлифах. Они характеризуются сравнительно крупным размером червеобразных вростков, располагающихся в зернах амфибола и оливина и представляя иногда как бы ответвление от зерен магнетита, выполняющих междузерновые промежутки силикатов. Иногда также вростки наблюдаются в пределах только реакционной каймы амфибола на границе магнетита и пироксена.

К первичным графическим структурам срастания магнетита и пироксена относятся игольчатые и палочковидные выделения магнетита в пироксене, образующие нередко своим расположением сетку, углы которой изменяются от 60 до 80°. Такого характера включения магнетита в пироксене, вероятнее всего, представляют результат распада твердого раствора.

Магнетит третьей генерации находится, как уже было сказано выше, в подчиненном количестве и приурочен главным образом к оливинсодержащим разностям рудных пород. По форме выделений отмечаются: мелкие, точечные, жилкообразные и неправильные образования и очень характерные удлиненно-мирмекитоподобные, создающие типичный графический узор. Следует указать, что эти морфологические разновидности обычно встречаются совместно. Точечные и жилковидные выделения располагаются обычно в трещинах, по которым происходит серпентинизация оливина, среди образующегося при этом процессе черного (макроскопически и в проходящем свете) неопределенного нерудного минерала (фиг. 50). Поэтому магнетит в прозрачных шлифах не отличим от этого минерала, который, выполняя трещинки, образует густую сеть прожилок с зубчатым и мелкогребенчатым характером границ. Различная концентрация и расположение скоплений мелких выделений магнетита создают также причудливые узоры, границы которых, однако, имеют обычно извилисто-губчатый характер.

Все эти мелкие выделения магнетита располагаются всегда в пределах границ серпентинизированных зерен оливина. Они образовались за счет окислов железа, освобождающихся при серпентинизации, а также в результате переотложения первичного магнетита. Подтверждением последнего процесса служит то, что магнетит в ряде случаев оказывается разъеденным и замещенным вторичными минералами, чаще всего хлорит-серпентином и актинолитом. Графические структуры срастания вторичного магнетита и, чаще всего, пироксена наблюдаются, как правило, в периферических частях серпентинизированного оливина. Эта постепенная приуроченность указывает на то, что переотложение происходит, вероятно, непосредственно на месте, без сколько-нибудь значительного переноса.

К магнетиту третьей генерации относятся мелкие выделения, располагающиеся вдоль спайности амфиболизированного пироксена и хлоритизированного амфибола. Количественно он имеет совершенно подчиненное значение.

Ориентировочное представление о химическом составе магнетита дают анализы его зерен, выделенных из мелко- и крупнозернистых пироксенитов при помощи магнитного анализатора системы Сочнева при измельчении до — 0,074 мм (табл. 3). Работа эта произведена в минералогическом кабинете Уралмеханобра.

Таблица 3

Химический состав магнетита

Типы руд, из которых выделен магнетит	№ выработки	№ анализа	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Fe	V_2O_5	TiO_2
Мелковкрапленные	Скв. № 1	1	6,16	5,02	0,74	4,59	56,78	0,13	3,58
	То же	2	4,08	4,92	1,17	3,48	58,86	0,46	3,98
	„ „	3	7,04	4,71	0,95	5,67	56,01	0,55	3,38
	Шурф № 102	3а	Не опред.		Не опред.		63,03	0,31	1,59
Крупновкрапленные	Скв. № 2	4	3,50	7,00	1,22	1,85	60,94	0,50	2,98
	То же	5	2,44	0,69	2,12	2,86	62,14	0,65	3,98
	„ „	6	2,60	3,91	0,95	2,18	61,48	0,73	1,99
	„ „	7	2,30	2,20	0,63	2,18	62,47	0,73	4,38
	„ „	8	3,52	2,32	0,95	2,26	60,94	0,65	3,98
	„ „	9	4,52	2,38	0,63	2,70	58,86	0,50	4,38
	„ „	10	2,00	1,61	0,47	2,11	60,83	0,67	4,58

Из рассмотрения приведенных анализов прежде всего следует, что чистого разделения не было достигнуто, о чем свидетельствуют небольшое содержание кремнезема и окиси кальция. Это обстоятельство не затемняет, однако, соотношений компонентов в составе анализированных магнетитов. Ванадий, представляющий постоянную изоморфную примесь в магнетите крупнозернистых разностей пироксенита, содержится в большем количестве, чем в магнетите мелкозернистых разностей.

Содержание титана в магнетите невелико и относится целиком на счет ильменита, однако в крупновкрапленных рудах содержание его выше, чем в мелковкрапленных.

Более высокое содержание железа, пятиокиси ванадия и двуокиси титана отмечается в магнитных концентратах, полученных из крупновкрапленных руд (табл. 4).

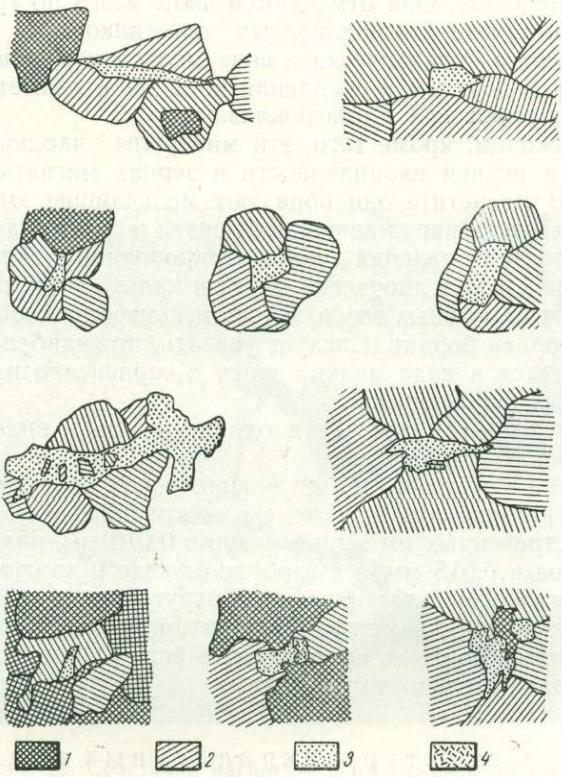
Таблица 4

Содержание основных компонентов в концентратах

Компоненты	Мелковкрапленная руда (в %)	Крупновкрапленная руда (в %)
Fe	50,4	58,3
V_2O_5	0,35	0,54
TiO_2	2,7	3,0

Ильменит в составе вкрапленных руд присутствует в незначительном количестве и составляет в среднем не более 10% по объему от магнетита. Выделения его приурочены к магнетиту главной (второй) гене-

рации и соответственно устанавливаются только в пределах участков рудных пород, имеющих сидеронитовую структуру. Большая часть ильменита выделилась одновременно с магнетитом (фиг. 51 и 52).



Фиг. 51. Характер выделений ильменита
1 — пироксен; *2* — магнетит; *3* — ильменит; *4* — шпинель.

По форме и размерам зерен ильменита можно выделить следующие разновидности:

а) идиоморфные пластинчатые зерна размером 0,2—0,3 мм в длину, образующие включения в зерна магнетита; встречаются редко,

б) неправильные, реже изометричные зерна размером от 0,05 до 0,7 мм, встречающиеся среди аллотриоморфнозернистого агрегата магнетита; отдельные зерна ильменита в этом случае иногда содержат включения мелких зерен магнетита;

в) неправильные прожилковидной формы зерна размером до 1,5 мм в длину, которые в ряде случаев кажутся пересекающими аллотриоморфнозернистый агрегат магнетита; часто удлиненные ксеноморфные зерна ильменита располагаются вдоль границ магнетита с нерудными минералами;

г) тонкопластинчатые выделения по трещинам спайности в магнетите с образованием характерной решетчатой структуры распада твердых растворов.

Небольшие размеры зерен всех форм выделения ильменита и постоянная их ассоциация с магнетитом делает практически невозможным их разделение при обогащении.

Мартит пользуется очень незначительным распространением и изредка устанавливается в рудах поверхностной зоны в виде тонкоигольчатых и пластинчатых выделений, развивающихся от трещинок в магнетите.

Халькопирит и пирит встречаются во вкрапленных рудах в небольшом количестве. Они отмечаются чаще всего по трещинам и в составе роговообманково-плагиоклазовых прожилков. В пироксенитах и габбро встречаются спорадически в виде мелкой и редкой вкрапленности с размером зерен до 1 мм и скоплений до 2 мм в диаметре, располагающихся в зернах пироксена и плагиоклаза.

Под микроскопом, кроме того, эти минералы наблюдаются в виде очень мелкой и редкой вкрапленности в зернах магнетита, пироксена и плагиоклаза. В магнетите они образуют мельчайшие эмульсионного характера выделения, обнаруживающиеся редко и лишь только при больших увеличениях после травления концентрированной соляной кислотой. В зернах плагиоклаза и пироксена пирит и халькопирит отмечаются в виде очень мелких единичных зерен. В одном шлифе в ассоциации с халькопиритом установлен борнит. Следует указать, что наиболее часто халькопирит наблюдается в виде мелких зерен в серпентинизированных разностях оливиновых пироксенитов.

Пентландит (?) отмечен в одном шлифе в виде очень мелкого зерна, включенного в пироксен.

Самородная платина в виде точечного включения в зерне пироксена (у границы его) встречена в одном шлифе. В. М. Тимофеевым описано два встреченных им зерна: «одно в 0,010 мм, находящееся в магнетите, и другое в 0,015 мм — в свободном виде в хвостах магнитной сепарации. Форма зерен пластинчатая. Вокруг одного из зерен наблюдалась весьма узенькая каемочка желтовато-кремового цвета, окаймляющая зерно платины почти со всех сторон в виде рубашки, относящейся по составу предположительно к сульфидам».

Структуры вкрапленных руд

По генетическому признаку во вкрапленных рудах описываемого месторождения можно выделить две группы структур:

а) *структуры кристаллизации из магматического расплава и*

б) *структуры распада твердых растворов.*

В пределах каждой из этих групп по характеру структурного рисунка и минеральных ассоциаций выделяется ряд разновидностей.

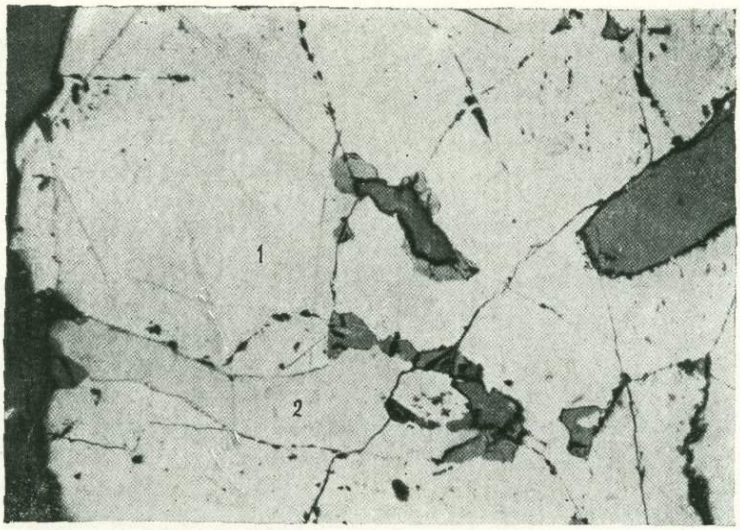
Структуры кристаллизации из магматического расплава представлены зернистыми, графическими и пойкилитовыми разновидностями.

Зернистые структуры, являющиеся наиболее распространенными и характерные для преобладающей части вкрапленных руд, разделяются на *аллотриоморфнозернистые,* характерные для средне- и крупновкрапленного типа руд с размером скоплений от 3 мм, и *аллотриоморфно-сидеронитовые,* обычные для мелковкрапленных руд, где рудные выделения выполняют только междузерновые пространства нерудных минералов.

Графические структуры срастаний магнетита с пироксеном, плагиоклазом и оливином, в виде червеобразных его включений в эти минералы.

Пойкилитовые структуры с пойкилитовыми срастаниями магнетита и пироксена, представляющими результат одновременной их кристаллизации.

Графические и пойкилитовые структуры имеют весьма подчиненное значение.



Фиг. 52. Срастание магнетита (*1*) с ильменитом (*2*).

Структуры распада твердых растворов представлены четырьмя типами твердых растворов: магнетит — ильменит, магнетит — шпинель, пироксен — магнетит, магнетит — сульфиды (пироксен, плагиоклаз — сульфиды).

В типе магнетит — ильменит тончайшие пластинки ильменита выделяются по трещинам спайности магнетита с образованием решетчатых и пластинчато-параллельных структур.

В типе магнетит — шпинель мельчайшие выделения шпинели располагаются в магнетите в виде цепочек по прямолинейным направлениям и беспорядочно.

В типе пироксен — магнетит тонкоигольчатые и пластинчатые выделения магнетита располагаются по трещинам спайности пироксена как в одном, так и в разных направлениях.

В типе магнетит — сульфиды (также пироксен, плагиоклаз — сульфиды) сульфиды образуют тонкую вкрапленность эмульсионного характера в главном минерале.

Текстуры вкрапленных руд, по размерам и форме рудных обособлений в породах разделяются на следующие:

а) *Мелковкрапленные равномерные,* имеющие обычную сидеронитовую или аллотриоморфно-сидеронитовую структуру.

б) *Мелковкрапленные неравномерные* или шлировые, в которых, наряду с мелкой вкрапленностью, присутствуют редкие мелких размеров (1 мм×1 см — 2 мм×2 см) шлиры, ориентированные в одном направлении. В том случае, когда наряду с мелкой вкрапленностью наблюдаются редкие не ориентированные скопления, руды приобретают мелкопятнистую текстуру. Концентрация мелкой вкрапленности по определенным параллельным направлениям обусловливает вкрапленно-полосчатое (или полосчато-вкрапленное) строение, имеющее наиболее подчиненное распространение.

в) *Средневкрапленные* равномерные, имеющие также аллотриоморфносидеронитовую структуру и отличающиеся от мелковкрапленных равномерных большим размером рудных зерен и обособлений. Присутствие наряду с вкрапленностью наиболее крупных изолированных неправильных рудных обособлений и шлиров (размером до 1×4 см) создает значительное разнообразие текстур, которые могут быть названы пятнистыми, очковыми, петельчатыми и, очень редко, полосчатыми (полосчатовкрапленными).

г) *Крупновкрапленные,* так же с разновидностями, обладающими пятнистыми, очковыми и петельчатыми текстурами; отличаются наибольшим размером (до 4 см) рудных обособлений (шлиры до 10 см в длину). Среди крупновкрапленных текстур особое место принадлежит шлировополосчатым рудам, характерным для собственно Качканарского месторождения. Шлировые обособления представляют систему параллельных полосок шириной от 0,5 до 3 см. Полоски эти часто ветвисты и имеют извилистые очертания. В отдельных случаях ширина полос достигает 10 см и более.

Пространственное распространение отдельных типов руд

Мелковкрапленные руды представлены перидотитами, оливиновыми пироксенитами и диаллагитами, мелкозернистыми и иногда среднезернистыми с рудной вкрапленностью, большей частью равномерной. Наиболее

интенсивная по густоте вкрапленность установлена на площади Центрального участка Гусевогорского месторождения в перидотитах, которые представляют небольшой величины крутопадающее тело среди пегматоидных диаллагитов. Перидотиты эти пробурены одной скважиной до глубины 100 м, а на поверхности вскрыты рядом шурфов. В отличие от небольших шлиров перидотита, наблюдающихся среди оливиновых пороксенитов в южной части собственно Качканара и являющихся практически безрудными или слабооруденелыми, перидотитовое «тело», встреченное скважиной, несет густую мелкую, равномерную рудную вкрапленность и имеет содержание железа от 18,23 до 32,86%. Большая часть мелковкрапленных руд представлена диаллагитами неравномернозернистого (от мелко- до среднезернистого) строения.

В оливиновых разностях пироксенитов, являющихся мелко- и среднезернистыми, оруденение обычно резко падает и редко достигает промышленных концентраций.

На площади Гусевогорского месторождения, в контурах Главной рудной залежи, мелковкрапленные руды представляют обособленные участки среди средневкрапленных руд. Наибольшее распространение мелковкрапленные руды имеют в пределах Южной и Северной залежей, где представлены неравномерно вкрапленной разностью.

На площади собственно Качканарского месторождения они пользуются наиболее значительным распространением.

Средневкрапленные руды наиболее типичны для промышленного оруденения. Максимальное их распространение установлено в Главной рудной залежи Гусевогорского месторождения, где они представлены главным образом пегматоидными пироксенитами среднезернистого и крупнозернистого строения, среди которых залегают крутопадающие полосы и линзовидные участки оливиновых пироксенитов и верлитов атакситового строения. В Южной и Северной залежах Гусевогорского месторождения средневкрапленные руды имеют подчиненное значение и изредка встречаются среди мелковкрапленных.

На площади собственно Качканарского месторождения средневкрапленные руды имеют меньшее, относительно мелковкрапленных руд, распространение.

Крупновкрапленные руды представлены в пределах Гусевогорского месторождения пироксенитами крупнозернистого порфировидного и редко гигантоплазматического строения, а также оливиновыми пироксенитами и верлитами атакситового строения, размер рудных обособлений в которых колеблется от 1 до 4 см. В контурах Главной залежи они имеют сравнительно подчиненное значение,— в виде небольших участков. В Северной и Южной залежах они почти совсем отсутствуют. На площади собственно Качканарского месторождения крупновкрапленные руды представлены преимущественно среднезернистыми диаллагитами с вкрапленно-шлировым и шлирово-полосчатым типом оруденения, отчетливо проявляющимся на поверхности в северо-восточной части месторождения и не прослеживающимся на глубину.

ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ РУД

Вкрапленные руды титаномагнетита Качканарского рудного поля относятся к типу малотитанистых и характеризуются значительной сложностью химического состава.

В соответствии с установленными в Техническом управлении Министерства металлургической промышленности кондициями, к промышленным отнесены руды с содержанием железа не менее 14%. При подсчете

запасов были выделены бедные руды, с содержанием железа от 10 до 14%.

Данные о химическом составе руд базируются на большом количестве химических анализов проб, отобранных из керна скважин, горных выработок и обнажений Гусевогорского и собственно Качканарского месторождений.

Общая химическая характеристика пород и руд Гусевогорского месторождения приведена в табл. 5, 6 и 7.

Таблица 5

Химический состав безрудных и слабооруденелых пироксенитов и габбро
(в %)

Компоненты	Пироксениты		Габбро	
	содержание	среднее из 43 анализов	содержание	среднее из 8 анализов
SiO_2	41,20–53,30	47,75	42,48—49,32	47,05
TiO_2	0,28—1,21	0,41	0,30— 0,81	0,58
Al_2O_3	0,79—7,18	2,75	16,27—29,69	21,58
$Fe_{общ}$	5,01—9,77	7,44	3,89— 9,09	7,57
Cr_2O_3	0,18—0,30	0,24	— —	—
CaO	12,21—21,82	19,00	9,33—15,90	11,16
MgO	13,59—19,64	17,99	3,00— 6,68	5,28
MnO	0,16— 0,48	0,26	—	—
V_2O_5	Следы— 0,02	0,014	—	—
NiO	Следы	Следы	—	—
CaO	0,003—0,003	0,003	—	—
SO_3	0,02 —0,08	0,057	—	—
P_2O_5	0,003—0,021	0,009	—	—
H_2O+	0,44 —0,80	1,13	0,20— 3,05	1,62
H_2O-	0,04 —2,34	0,37	—	—
Na_2O	—	—	0,55— 3,15	2,04
K_2O	—	—	0,12— 3,95	1,55

Железо. Содержание железа в разведанных рудных залежах представлено в табл. 8.

Во вкрапленных рудах собственно Качканарского месторождения содержание железа меняется в пределах 14—34,40% при среднем 16,64% (наибольшее распространение имеют руды с содержанием железа от 15 до 18%).

Содержание основных компонентов во вкрапленных рудах Гусевогорского месторождения в контурах запасов категории В приведено в табл. 9.

Сопоставление приведенных в табл. 9 данных показывает незначительные колебания средних содержаний по горизонтам и отсутствие какой-либо видимой закономерности в изменении содержаний с глубиной.

Таблица 6

Химический состав типов руд Гусевогорского месторождения
(в %)

Компоненты	Мелковкрапленные руды		Средневкрапленные руды		Крупновкрапленные руды	
	содержание	среднее из 22 анализов	содержание	среднее из 27 анализов	содержание	среднее
SiO_2	25,24—41,21	35,96	31,58—42,14	37,74	33,80—38,58	36,78
TiO_2	0,84— 1,85	1,47	0,99— 1,37	1,37	1,36— 1,90	1,58
Al_2O_3	2,42— 7,02	5,07	4,42— 7,36	6,06	2,20— 7,08	5,11
Fe	15,48—31,85	20,05	15,46—24,70	18,50	16,33—22,26	19,60
Cr_2O_3	Следы— 0,03	0,008	Следы—Следы	Следы	Следы—0,03	0,006
CaO	5,00—18,01	14,43	12,64—17,27	15,76	12,00—16,71	14,88
MgO	11,56—20,34	14,28	10,37—14,73	12,45	11,40—16,95	13,43
MnO	0,12— 0,30	0,20	0,16— 0,27	0,20	0,13— 0,24	0,18
V_2O_5	0,08— 0,24	0,14	0,10— 0,21	0,14	0,10— 0,26	0,16
NiO	Следы — Следы	Следы	Следы—Следы	Следы	Следы—Следы	Следы
CoO	0,003—0,015	0,008	0,004—0,005	0,004	0,004—0,006	0,005
SO_3	0,032—0,12	0,066	Следы—0,04	0,02	0,035—0,035	0,028
P_2O_5	Следы—0,43	0,098	—	—	0,03 — 0,27	0,14
H_2O+	0,25—2,00	0,85	—	—	0,15 —0,37	0,27
H_2O-	0,26—1,62	0,84	—	—	1,29 —1,85	1,56
Na_2O	— —	—	—	—	—	—
K_2O	0,05—0,96	0,40	Следы—0,92	0,46	Следы—0,93	0,28
Pt, г/т	Следы —0,65	0,16	Следы—0,70	0,15	Следы —0,75	0,16

Наиболее распространенное содержание железа в рудных породах составляет от 16 до 18%.

Двуокись титана. Содержание двуокиси титана в рудах Гусевогорского месторождения меняется в пределах от 0,43 до 1,88, а в среднем составляет 1,16%. Между содержанием двуокиси титана и железа в рудах имеется прямая зависимость, характер которой отличен от этой зависимости в безрудных и слабооруденелых пироксенитах.

Среднее содержание двуокиси титана по залежам приводится в табл. 10.

В рудах собственно Качканарского месторождения среднее содержание двуокиси титана составляет 1,30% при колебаниях от 0,80 до 2%.

Титан почти полностью может быть отнесен на счет ильменита и, возможно, только очень незначительная его часть находится в виде изоморфной примеси в амфиболах и пироксенах.

Наиболее часто отношение TiO_2 : Fe равно 0,075—0,085.

Таким образом, отношение титана к железу в описываемых рудах соответствует соотношению содержания этих металлов в изверженных породах по Кларку.

Таблица 7

Полные химические анализы железных концентратов из руд Гусевогорского месторождения
(по данным Уралмеханобра)

Компоненты	Концентрат		
	мелковкрапленных руд	крупновкрапленных руд	смешанных руд
$Fe_{общ}$	50,3	58,3	54,0
SiO_2	11,8	6,7	7,9
TiO_2	2,7	3,0	3,0
Fe_2O_3	43,3	54,5	52,3
Al_2O_3	5,8	3,6	3,7
Cr_2O_3	0,20	0,16	0,23
FeO	25,1	25,8	23,2
MnO	0,28	0,29	0,31
CaO	2,8	2,8	3,3
MgO	7,4	2,9	4,9
V_2O_5	0,35	0,54	0,49
P	0,012	0,016	0,011
S	0,01	0,03	0,04

Таблица 8

Содержание железа в отдельных залежах Гусевогорского месторождения

Наименование залежи	Среднее содержание железа (в %)
Главная	16,91
Южная	16,50
Промежуточная	17,06
Восточная	15,55
Северная	17,11

Ванадий. Между содержанием пятиокиси ванадия и железа устанавливается прямая зависимость, которая наиболее четко отмечается при содержании железа выше 13%.

Безрудные пироксениты, как правило, содержат очень незначительные количества ванадия — от следов до 0,031%; в слабоорудененых разностях содержание его возрастает до 0,1%, а в наиболее богатых вкрапленных рудах содержание достигает максимальных концентраций — 0,26%.

В магнитных концентратах содержание пятиокиси ванадия может быть доведено до 0,4—0,6%; среднее содержание ее в рудах Гусевогорского месторождения составляет 0,12%, изменяясь по отдельным залежам от 0,10 до 0,17%. Среднее содержание пятиокиси ванадия в рудах собственно Качканарского месторождения составляет 0,14% при колебании

Таблица 9

Среднее содержание главных компонентов во вкрапленных рудах Гусевогорского месторождения по 20-метровым послойным планам Главной рудной залежи

Горизонты (в м)	Содержание (в %)		
	$Fe_{общ}$	V_2O_5	TiO_2
330—310	17,05	0,10	1,12
310—290	19,40	0,13	1,48
290—270	18,36	0,13	1,49
270—250	17,58	0,13	1,46
250—230	17,03	0,12	1,47
230—210	16,70	0,12	1,43
210—190	17,05	0,12	1,43
190—170	17,12	0,13	1,43
170—150	16,90	0,12	1,46
150—130	17,11	0,12	1,48
130—110	16,91	0,12	1,42
110—90	16,83	0,12	1,46
90—70	17,21	0,13	1,24
Всего . . .	17,10	0,12	1,45

Таблица 10

Содержание двуокиси титана в отдельных залежах

Наименование залежи	Среднее содержание TiO_2 (в %)
Главная	1,30
Южная	1,24
Промежуточная	1,17
Восточная	1,27
Северная	0,84

от 0,05 до 0,31%; среднее содержание ее в оруденелых габбро района горы Еловой — 0,09%.

Ванадий в описываемых рудах не образует самостоятельных минералов и в преобладающей своей части связан с магнетитом. Содержание ванадия является довольно постоянным.

Некоторые колебания в содержании ванадия в петрографических разновидностях пород, несущих оруденение, и в различных типах руд указывают на существование различных генераций магнетита.

Хром. Содержание Cr_2O_3 в рудах изменяется от следов до 0,8%, в ряде проб окислы хрома вовсе не обнаружены.

Платина. По данным лаборатории Исовского приискового управления треста «Уралзолото», содержание платины в рудных пироксенитах колеблется от следов до 0,75 г/т. Среднее содержание платины по Гусевогорскому месторождению, выведенное из 3208 анализов, составляет 0,105 г/т. Платина в рудах обнаруживается почти исключительно пробирными анализами.

Пробы, взятые на Гусевогорском участке из поверхностных горных выработок (шурфы, канавы), характеризуются несколько более высоким содержанием платины (0,133 г/т), по сравнению с пробами, взятыми из керна скважин (0,091 г/т).

Мелко-, средне- и крупновкрапленные руды характеризуются примерно одинаковым содержанием платины.

Исследования Уральского филиала института Механобр показывают, что платина из руд может быть извлечена. В рудах собственно Качканарского месторождения, согласно показаниям пробирных анализов рядовых проб, максимальное содержание платины составляет 0,02 г/т; по данным исследования технологических проб (Уралмеханобр) — 0,06 г/т.

Фосфор. Фосфор содержится в рудах в малых количествах. Содержание P_2O_5 изменяется от следов до 0,43%, при среднем 0,012%. В магнитных концентратах содержание фосфора не превышает 0,025%. Фосфор, вероятнее всего, обязан своим присутствием апатиту, который отмечен в составе рудных пород в очень небольшом количестве.

Сера. Сера в рудах находится в виде сульфидов, количество которых, как это видно из минералогического очерка, очень невелико. Содержание SO_3 меняется в пределах от следов до 0,69%. Среднее содержание серы составляет в рудах 0,047%, в магнитных концентратах 0,3—0,5%.

Никель. Содержание NiO очень незначительно и изменяется от следов до 0,06%.

Кобальт. Содержание окиси кобальта (CoO) в рудах также незначительно, не превышает 0,021%, а в среднем 0,008%.

Марганец. Среднее содержание окиси марганца — 0,19% и изменяется от 0,15% до 1,2%. Вероятнее всего, марганец входит в состав пироксенов в виде изоморфной примеси.

Шлакообразующие окислы. SiO_2, Al_2O_3, CaO, MgO присутствуют в таких количествах, которые позволяют относить руды к типу почти самоплавких. По составу пустой породы качканарские руды характеризуются повышенным содержанием оснований, особенно магнезии, что исключает необходимость добавки большого количества основных флюсов.

При обогащении руд состав пустой породы меняется в неблагоприятную для доменной плавки сторону, давая по мере увеличения содержания железа в концентратах снижение коэффициента основности $\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$ и отношения $\frac{SiO_2}{Al_2O_3}$, а также повышение отношения $\frac{MgO}{CaO}$. Однако эти изменения, даже при самой высокой степени обогащения данных руд, не препятствуют получению при доменной плавке шлаков с наилучшими физико-химическими свойствами. При плавке агломератов из тонких концентратов мокрого магнитного обогащения руд будет получаться шлак, содержащий в среднем $TiO_2 \sim 9\%$, $MgO \sim 11—12\%$ и $Al_2O_3 \sim 18\%$, при оптимальной основности

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = 0{,}8—0{,}9\%.$$

Такой шлак как по вязкости, так и обессеривающей способности не будет вызывать затруднений в доменной плавке.

Спектральные анализы проб, отобранных из керна скважин Гусевогорского месторождения и обнажений собственно Качканарского месторождения выявили систематическое присутствие ванадия и титана. Этим аналитическим методом было установлено также отсутствие в данных рудах Mo, W, Hg, Ta, Pb, Ag, Sb, Bi, Cd и Ge; и наличие следов Cu и Ga, реже Zr, As, Sn, Zn,Be, Se.

В целях сравнительной характеристики качества руд разных залежей Гусевогорского месторождения ниже приводятся средние содержания главных рудных компонентов по залежам (табл. 11).

Таблица 11

Среднее содержание компонентов
(по данным подсчета запасов)

Наименование залежи	Содержание (в %)			Содержание (в г/т)
	Fe	V_2O_5	TiO_2	Pt
Главная	16,91	0,13	1,30	0,12
Южная	16,50	0,13	1,24	0,12
Промежуточная	17,06	0,11	1,17	0,04
Восточная	15,55	0,14	1,27	0,12
Северная	17,11	0,10	0,84	0,06
Выйская (по пробам с поверхности)	16,83	0,098	—	—

Из приведенной таблицы следует, что руды разных залежей не имеют больших различий по содержанию главных рудных компонентов.

Из приведенных данных о химическом составе руд Качканарского месторождения можно сделать следующие выводы:

а) руды относятся к типу малотитанистых;

б) содержание железа на различных гипсометрических горизонтах (в пределах разведанной глубины) остается постоянным;

в) содержание пятиокиси ванадия возрастает при увеличении содержания железа;

г) вредные примеси — сера и фосфор — находятся в рудах в очень малых количествах;

д) среднее содержание платины в гусевогорских рудах — 0,09 г/т;

е) шлакообразующие окислы находятся в таких количествах, которые позволяют относить руды к типу почти самоплавких.

НЕКОТОРЫЕ ГЕНЕТИЧЕСКИЕ ВЫВОДЫ

На основе накопленного фактического материала можно сделать следующие краткие выводы об условиях образования описываемых месторождений:

1. Качканарские месторождения являются типичными представителями магматических месторождений и относятся к фузивному типу. Титаномагнетитовое оруденение является результатом кристаллизации остаточного расплава.

2. Рудный остаточный расплав концентрировался в пределах отдельных дифференциатов интрузивного комплекса. На это указывает наличие оруденения в габбро, пироксенитах, перидотитах.

3. Обособления остаточных расплавов содержали различное количество растворенных летучих (главным образом паров воды) и обладали в связи с этим, в пределах различных петрографических зон, различной насыщенностью рудообразующими элементами.

4. Наибольшая часть оруденения концентрируется в пределах верхней петрографической зоны комплекса, представленной пегматоидными пироксенитами.

5. Остаточный расплав, связанный с пироксенитами, является существенно рудным, но в его состав входят также оливин и шпинель. Шпинель количественно имеет совершенно подчиненное значение. Оливин имеет локальное распространение и концентрируется в пределах пегматоидной зоны, где наряду с вкрапленностью и мелкошлировыми обособлениями, имеющими состав магнетита (с небольшим количеством ильменита), фиксируются незначительные по размерам шлировые обособления, в составе которых преобладают оливин (верлиты и оливиновые пироксениты атакситового строения). Наиболее крупные шлировые обособления оливино-рудного состава (магнетитовые оливиниты) установлены в нижней части зоны нормальнозернистых пироксенитов. Соотношение магнетита и оливина в них близко к 1 : 1.

6. Породы, возникшие при кристаллизации остаточного расплава, связанного с габбро, кроме рудной части, содержат пироксен и апатит. Шлиры рудного пироксенита в габбро являются результатом кристаллизации остаточного расплава. Свидетельством повышенного содержания летучих в габбро является апатит, зерна которого обычно ассоциируют с рудными выделениями.

7. В жильных породах комплекса, характеризующих, повидимому, последние моменты его формирования, оруденение не наблюдается. В центральной части плагиоклазитовых жил в ряде случаев отмечаются обособления роговой обманки.

8. На формирование рудных текстур влияют, с одной стороны, первичная неоднородность рудного расплава и неравномерное распределение летучих, с другой стороны, условия кристаллизации, существовавшие к моменту его обособления.

9. Рудная шлировая полосчатость в пироксенитах собственно Качканара представляет результат обособления и кристаллизации рудного остаточного расплава в пологопадающей камере под давлением вышележащих вмещающих пород.

10. Промышленные концентрации титаномагнетитового оруденения в Качканарско-Гусевогорском интрузивном комплексе находятся в верхних петрографических зонах пироксенитовых массивов. Мощность этих зон (по данным бурения структурных скважин) измеряется в Гусевогорском массиве более чем 600 м, что соответственно определяет весьма значительную глубину распространения оруденения.

ПЛАТИНОНОСНОСТЬ ПОРОД ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ[1]

О наличии платины в породах Качканарского комплекса известно давно. Достаточно сказать, что добыча платины из россыпей в Исовском районе в широком масштабе производится уже с 70-х годов прошлого столетия.

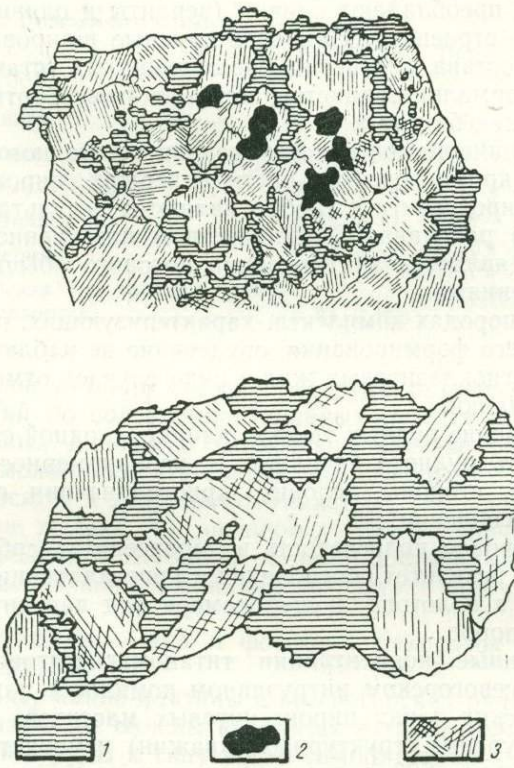
Первоисточником этих россыпных месторождений платины являлись породы габбро-пироксенито-перидотитовой формации, к которым они пространственно и приурочены.

[1] Составлена геологом К. Д. Тимохиным под руководством С. М. Бучельникова по материалам Качканарской экспедиции, имевшимся на 1.I 1951 г.

Наиболее богатыми по содержанию платины являются дуниты, которые дают все главнейшие россыпные месторождения платины Исовского района.

Второе место по платиноносности после дунитов занимают пироксениты. По Н. К. Высоцкому, количество платины, заключающееся в пироксенитах, меньше, чем в дунитах, так как число россыпей, связанных с выходами пироксенитов, невелико и содержание платины в них сравнительно более убого. Однако некоторые из этих россыпей («Хищнический ложок») отличались местами редким богатством и наличием крупных самородков.

Н. К. Высоцкий указывает, что в россыпях, связанных с пироксенитами, нередко находились самородки платины, в которых видно непосредственно срастание ее с моноклинным пироксеном (диопсидом) (фиг. 53).



Фиг. 53. Зерна платины в пироксените по Н. К. Высоцкому.

1 — платина; *2* — магнетит и хромит; *3* — моноклинный пироксен.

Границы платины и пироксена являются неровными, причем большей частью на границе платины и пироксена наблюдается тонкий слой магнетита. Кроме того, внутри платины наблюдаются мелкие включения пироксена и магнетита. В большинстве самородков, происходящих из пироксенитовых массивов, имеет место срастание платины с магнетитом, а также включения последнего внутри платины.

В химическом отношении платина, происходящая из пироксенитов, отличается от извлекаемой из дунитовых массивов большой высокопроб-

ностью, т. е. наибольшим содержанием платины (а также большей частью и палладия) и наименьшим присутствием всех остальных примесей: иридия, рутения, осмистого иридия, железа, меди, никеля и марганца, вследствие чего платина эта обладает наибольшим удельным весом и сравнительно наименьшей магнитностью, а также более светлым серебристо-белым цветом.

А. А. Иванов и Н. В. Лизунов в ультраосновных породах Урала выделяют три типа месторождений платины: 1) дунитовый тип платиноидов, где преобладает платина, 2) перидотитовый тип, характеризующийся доминированием осмия, иридия и рутения (платина почти совсем отсутствует), и 3) пироксенитовый тип с преобладанием платины и палладия.

Состав платиновых металлов в пироксенитовом типе месторождений является чрезвычайно характерным и отличается от состава двух других типов. Наряду с платиной здесь в значительном количестве находится палладий.

Платина в рудах обнаруживается исключительно пробирными анализами и только в двух случаях наблюдалась при минералогических исследованиях в Уралмеханобр. В обоих случаях она была обнаружена в немагнитных фракциях: в сростке с магнетитом размером 0,1 мм и в свободном виде в хвостах магнитной сепарации размером 0,015 мм.

Для характеристики платиноносности пород и руд Качканарского массива был проведен отбор проб для пробирных анализов. Последние производились в лаборатории Исовского приискового управления треста «Уралзолото».

Одновременно с этим Уральский филиал института Механобр занимался исследовательской работой с целью разработки методов извлечения платины, распределения ее между отдельными типами руд и выработки схемы обработки руд и хвостов магнитной сепарации для руд Гусевогорского месторождения. Кроме того, Институт рассмотрел вопрос о возможности извлечения платины из магнитных концентратов.

Объектом для испытаний Уралмеханобра служили шесть технических проб и три специализированных многотоннажных пробы весом от 10 до 23 т, обработанных в условиях промышленных испытаний на Косьинской бегунной фабрике. В результате этих исследований выводится среднее содержание платины для Гусевогорского месторождения по техническим пробам — 0,10 г/т, по специализированным пробам — не менее 0,07—0,08 г/т.

Содержание платины по анализам пробирной лаборатории Исовского приискового управления колеблется в значительных пределах — от следов до 0,75 г/т. Среднее содержание платины по Гусевогорскому месторождению 0,105 г/т (табл. 12). Данные Уралмеханобра и Качканарской экспедиции о среднем содержании платины, несмотря на различный исходный материал, примерно одинаковы.

На платину анализировались также различные породы Качканарского интрузивного комплекса. Из них диаллагиты имеют наибольшее количество анализов, поэтому среднее содержание платины в них является наиболее достоверным (табл. 13).

Из приведенной таблицы следует, что наиболее высоким содержанием платины характеризуется габбро и амфиболиты (не считая единичных анализов плагиоклазита), наиболее низким — перидотиты. Выводов, однако, в настоящее время сделать еще не представляется возможным, вследствие того, что количество пробирных анализов по разным породам резко различно.

Таблица 12

Среднее содержание платины в пробах, взятых из шурфов, буровых скважин и обнажений

Место взятия проб	Количество анализов	Среднее содержание платины (в г/т)
Шурфы	1092	0,133
Скважины	2061	0,091
Обнажения	54	0,083
Среднее . . .	—	0,105

Таблица 13

Содержание платины в породах

Название породы	Количество анализов	Содержание платины (в г/т)
Пироксениты	2400	0,118
Горнблендиты	30	0,126
Габбро	108	0,137
Амфиболиты	13	0,146
Перидотиты	32	0,079
Оливиниты	6	0,121
Плагиоклазиты [1]	2	0,165

[1] По материалам исследований Уралмеханобра.

Проследить и выявить какую-либо закономерность распределения платины в Гусевогорском габбро-пироксенитовом массиве не удалось. Можно лишь отметить, что наблюдалось несколько большее присутствие этого металла в рудных пироксенитах, содержащих свыше 14% железа по сравнению с безрудными пироксенитами (табл. 14).

Таблица 14

Содержание платины в рудных и безрудных пироксенитах Гусевогорского массива

Пироксениты	Количество анализов	Содержание платины (в г/т)
Рудные	1742	0,120
Безрудные	834	0,112

Платиноносность пород собственно Качканарского месторождения изучена еще недостаточно.

КРАТКАЯ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ[1]

Гидрогеологические работы на Гусевогорском месторождении проводились Уральской гидрогеологической экспедицией с целью определения гидрогеологических условий занимаемой им территории и степени обводненности слагающих месторождение пород. В 1949 г. на Центральном участке последнего были проведены режимные наблюдения за уровнем подземных вод в пробуренных геологоразведочных скважинах и откачки из девяти опытных узлов. Часть скважин была с самоизливающейся водой.

На Северном участке откачивалось пять опытных узлов. В процессе проведенных работ установлено, что подземные воды Гусевогорского месторождения относятся к типу трещинных вод и приурочены в основном к трещиноватой зоне коры выветривания слагающих месторождение пород. Уровень их находится на различной глубине от дневной поверхности в зависимости от рельефа местности. Наиболее близкий к поверхности уровень подземной воды наблюдался в пониженных участках рельефа, а более глубокое ее залегание — в повышенных участках. Уклон пьезометрического зеркала и движение подземных вод как на Центральном, так и на Северном участках совершается от вершин возвышенностей к их склонам и в общих чертах повторяет направление поверхностного стока.

Питание подземных вод происходит путем инфильтрации атмосферных осадков через трещиноватую зону коры выветривания.

В пределах месторождения имеются две серии трещин. Одна из них, наиболее распространенная, приурочена к поверхностной зоне коры выветривания пород и распространяется до глубины 30—40 м. По ней происходит наиболее интенсивная циркуляция подземных вод от вершин склонов к их подножию. Вторая, более редкая серия трещин, связана, вероятно, с тектоническими процессами и захватывает породы на значительную глубину. Но воды коры выветривания и глубоких тектонических трещин гидравлически связаны между собой и образуют общий горизонт трещинных вод, в котором самоизливание воды из отдельных скважин обусловлено чисто местными условиями трещиноватости, рельефа местности и наличия в верхней части водоупорного слоя аллювия. В целом горизонт обладает свободным безнапорным уровнем.

По химическому составу подземные воды относятся к типу слабоминерализованных вод.

Обводненность пород, как показывают данные опытных откачек, весьма небольшая. Удельный дебит откачиваемых скважин на Центральном участке колеблется от 0,04 до 0,08 л/сек·м. На Северном участке удельный дебит скважин колеблется в пределах 0,0031—0,939 л/сек·м. Максимально возможный приток воды в карьер, рассчитанный по формуле Краснопольского на основе данных откачки наиболее водообильной скважины на этом участке, был определен в размере 291,6 м³/час. Максимальный приток воды в карьер Центрального участка, также вычисленный исходя из данных опытной откачки наиболее водообильной скважины, возможен в объеме 246 м³/час.

[1] Составлена по материалам гидрогеологической экспедиции Уральского геологического управления.

РАЗВЕДАННЫЕ ЗАПАСЫ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД И ОБЩАЯ ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Гусевогорское месторождение

Месторождение детально разведано как по поверхности, так и на глубину. Поверхность изучалась на первой стадии разведочных работ горными выработками, данные опробования которых позволили составить детальную феррометрическую карту. Разведка на глубину осуществлялась главным образом в феррометрических контурах. Скважины (преимущественно вертикальные) располагались по широтно-ориентированным профилям по квадратной сети при расстояниях 50×50, 100×100 и 200×200 м. Это позволило установить запасы категорий A_2, B и C_1. Средняя глубина скважин 160 м; глубина трех структурных скважин 500—600 м. Подсчет запасов вкрапленных титаномагнетитовых руд произведен по всем залежам Гусевогорского месторождения — Главной, Северной, Южной, Промежуточной и Восточной по состоянию на 1.I 1951 г. методом вертикальных параллельных сечений. Подсчет запасов по Главной рудной залежи был произведен, кроме того, методом изолиний по горизонтальным сечениям через 20 м.

Руды с содержанием железа менее 14%, за редкими исключениями, не включались в подсчетные контуры запасов, а жильные полевошпатовые породы, заключенные в рудной залежи, исключены из общего тоннажа рудной массы статистическим путем.

Согласно кондициям в контуры запасов включены руды с содержанием железа более 14%. При блокировке запасов руководствовались содержанием в рудах главнейшего компонента — железа, причем все прочие компоненты (пятиокись ванадия, двуокись титана, платина) в расчет при этом не принимались. Это объясняется тем, что содержание V_2O_5 и TiO_2 определяется содержанием железа в рудах, а распределение платины не подчинено в месторождении каким-либо закономерностям (по состоянию изученности этого вопроса на момент подсчета запасов). Чтобы не получить низкого содержания железа по отдельным блокам запасов категории B, нижние интервалы бедных руд по скважинам отнесены к категории C_1. Эта предосторожность оказалась излишней, так как среднее содержание железа по категории A_2+B+C_1 оказалось выше кондиционного.

В контурах запасов категории A_2, B и C_1, а следовательно, и в контурах запасов A_2+B, имеются отдельные прослои безрудных некондиционных руд и жильных пород, увязать которые между выработками и профилями нет возможности. Преобладающая часть этих прослоев опробована и метраж по пробам учтен при вычислении средневзвешенного содержания железа и других компонентов.

Подсчет запасов категории C_2 по Гусевогорскому месторождению произведен методом среднеарифметического, на основании результатов бурения структурных скважин.

Запасы руды месторождения, утвержденные ВКЗ (протокол 6867 от 28.VI 1951 г.), приведены в табл. 15.

Собственно Качканарское месторождение

Собственно Качканарское месторождение разведано тем же методом, что и Гусевогорское, с той лишь разницей, что феррометрия поверхности была получена в значительной части по данным опробования обнажений

Таблица 15

Запасы Гусевогорского месторождения

Наименование залежи	Категория запасов	Запасы (в млн. т)	Содержание (в %)			(в г/т)
			Fe	V_2O_5	TiO_2	Pt
Главная	A_2	10,95	16,79	0,15	1,37	0,06
	B	325,68	17,19	0,13	1,34	0,12
	$A_2 + B$	336,63	17,18	0,13	1,34	0,12
	C_1	299,12	16,95	0,14	1,35	0,10
	$A_2 + B + C_1$	635,75	16,97	0,14	1,32	0,11
	C_2	1122,50	16,91	0,13	1,30	0,12
Северная	B	64,67	16,90	0,11	—	0,04
	C_1	381,63	17,14	0,10	0,84	0,06
	C_2	455,90	17,11	0,10	0,84	0,06
Южная	C_1	131,75	16,5	0,13	1,24	0,12
Промежуточная	C_1	50,46	17,06	0,11	1,17	0,04
Всего	$A_2 + B$	401,30				
	C_1	862,96				
	$A_2 + B + C_1$	1264,26*	16,97	0,12	1,15	0,09
	C_2	1578,40	16,97	0,12	1,15	0,10

* Запасы платины в этом количестве руды утверждены по категории C_1 в размере 119, 319 т при среднем содержании платины 0,09 г/т.

и для определения запасов категории A_2 в центре квадрата 100×100 м сети пробуривалась дополнительная скважина. Преобладающая часть скважин стометровой и двухсотметровой разведочной сети пробурена до одного условно принятого абсолютного горизонта + 500; глубина скважин в связи с этим изменяется от 91 до 256 м. Скважины, пробуренные в западной части, имеют глубину от 115 до 180 м. Для установления глубины оруденения, кроме того, были пробурены три структурные скважины в северной части месторождения, глубина их составляет 501,0; 501,35; 404,40 м.

Запасы руд собственно Качканарского месторождения, утвержденные ВКЗ по состоянию на 1.I 1953 г., показаны в табл. 16.

Запасы платины — 41,4 т по категории C_2, соответствующие запасам руды 2472,138 млн. т по сумме категорий A_2+B+C_1, характеризуются средним содержанием платины по данным рядовых анализов от 0,009 до 0,019 г/т.

Таким образом, разведанные и утвержденные ВКЗ запасы по Гусевогорскому и собственно Качканарскому месторождениям составляют: 3900,4 млн. т по категориям A_2+B+C_1 (в том числе 981,56 млн. т по категориям A_2+B) и 3786,91 млн. т по категории C_2.

Таблица 16

Запасы собственно Качканарского месторождения

Категория запасов	Запасы руды (в млн. т)	Содержание (в %)		
		Fe	V_2O_5	TiO_2
A_2	60,17	16,93	0,14	1,23
B	520,09	17,08	0,14	1,35
$A_2 + B$	580,26	—	—	—
C_1	2035,52	16,52	0,14	1,29
$A_2 + B + C_1$	2635,78	—	—	—
C_2	2208,51	17,31	0,13	1,37

ПОНЯТИЕ ПРОМЫШЛЕННОЙ РУДЫ В УСЛОВИЯХ КАЧКАНАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ[1]

В предыдущем изложении приводились геологические запасы руд, подсчитанные Качканарской экспедицией и утвержденные ВКЗ при нижнем пределе содержания железа в руде 14%.

Возникает, однако, вопрос, насколько обосновано установление такого предела для промышленной руды и не следует ли передвинуть этот предел в ту или иную сторону.

Основным аргументом против установления промышленного минимума содержания железа в качканарской руде ниже 14% служит то обстоятельство, что указанное содержание железа (13—14%) является как бы естественным пределом для вкрапленных руд Гусевогорского массива.

На графиках распределения железа по Гусевогорскому массиву сравнительно отчетливо отмечается точка перегиба при содержании железа 13—14%. В этой точке происходит резкое снижение кривой, новый же подъем последней имеет место при снижении содержания железа до 5—7%. Из сказанного вытекает, что вкрапленных руд с содержанием железа ниже 13—14% на Гусевогорском месторождении насчитывается сравнительно немного. Поэтому снижение предела по железу не дало бы существенного прироста ресурсов.

Резкое же увеличение запасов руд могло бы быть достигнуто лишь при включении в промышленный минимум пород с содержанием железа 5—7%, т. е. так называемых безрудных пироксенитов. Последнее было бы, однако, совершенно нецелесообразно, поскольку содержание железа в хвостах обогащения держится обычно на этом же уровне (5—6%) и, следовательно, все такие безрудные пироксениты уходили бы в хвосты.

К сказанному надо добавить, что нижний предел по железу в 14% является необычным в практике нашей советской металлургии. Обычно для бедных руд предел по железу не бывает ниже 20%. Таким образом, снижение предела по железу ниже 14% нужно признать нецелесообразным. Скорее может идти речь о повышении этого предела для общего улучшения показателей промышленного использования качканарских руд и приближения этих показателей к аналогичным данным по рудам других месторождений.

[1] Этот параграф выполнен инж. К. В. Зерновой.

Рассмотрев различные варианты такого повышения предела по железу, приходим к выводу, что больших возможностей в этом отношении на Гусевогорском массиве нет. Руд с содержанием железа более 20% насчитывается всего лишь 5—7% всех запасов Гусевогорского месторождения. Основная же масса руд (60% запасов) содержит всего 16—20% железа.

Поэтому может быть поставлен вопрос о повышении нижнего предела по железу до 16%. Такое повышение предела по железу приводит к снижению промышленных запасов на 25—30% и в то же время дает увеличение содержания железа в среднем по этим запасам всего лишь на 0,7—0,8%.

Уже приведенное сопоставление показывает нецелесообразность повышения предела по железу до 16%.

Тем не менее, были проведены технико-экономические расчеты, которые полностью подтвердили сделанный выше вывод.

Стоимость 1 т агломерата при повышении предела по железу до 16% возросла на 10 руб., что дает 18 руб. на 1 т чугуна.

В то же время сокращается выход руды из горной массы и соответственно уменьшаются добычные возможности месторождения по товарной руде и, в конечном счете, по концентрату.

Из изложенного следует, что повышение предела по железу нецелесообразно.

Поэтому все дальнейшие расчеты ведутся при нижнем пределе по железу в 14%.

ОБЩИЕ ВЫВОДЫ ПО КАЧКАНАРСКОМУ МЕСТОРОЖДЕНИЮ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

На основе изучения всех геологических материалов возможно сделать следующие общие выводы.

1. Магнетитовые месторождения Качканарского рудного поля генетически относятся к фузивному типу магматических рудных месторождений.

2. Основные черты геологического строения месторождений определяются их непосредственной как генетической, так и пространственной приуроченностью к сложному по петрографическому составу и внутренней структуре интрузивному массиву габбро-пироксенито-перидотитового состава.

3. Качканарско-Гусевогорский габбро-пироксенитовый интрузивный комплекс, вмещающий титаномагнетитовое оруденение, сложен пироксенитами в виде двух обособленных массивов и габброидами, окаймляющими пироксениты по периферии и залегающими на поверхности между ними.

Восточный — Гусевогорский пироксенитовый массив — вытянут в меридиональном направлении и круто, под углом 80—85°, падает на восток. *Западный* — собственно Качканарский — имеет изометричную, чуть вытянутую в северо-западном направлении форму, несколько изогнут к западу и характеризуется пологим падением (25—30°) на восток.

В пределах пироксенитовых массивов наблюдаются небольшие шлировые обособления оливинитов и перидотитов.

4. Морфологически титаномагнетитовое оруденение в пределах Качканарско-Гусевогорского интрузивного комплекса проявляется главным образом в виде вкрапленности и в редких случаях в виде шлировых обособлений и прожилков массивных руд.

5. Оруденение в виде вкрапленности приурочено к оливиновым перидотитам, пироксенитам и габбро; оно не отмечается в породах жильной фации.

6. Наибольшая часть рудной вкрапленности приурочена к пироксенитам. В соответствии с этим пространственное распределение оруденения предопределяется границами пироксенитовых тел. В пределах Качканарского рудного поля выделены два месторождения: Гусевогорское и собственно Качканарское. Характерной особенностью рудных полей является резкий переход от вкрапленных руд к безрудным пироксенитам.

7. Гусевогорское месторождение представлено шестью рудными залежами, границы которых падают круто под углом 70—85° на восток. Оконтуривание их на поверхности произведено по изолинии содержания железа — 14%. Наиболее крупная и разведанная залежь имеет площадь 2 км^2 и распространяется на глубину, превышающую 600 м. Северная залежь имеет площадь 844 450 м^2 и распространяется на глубину более 200 м. Южная залежь имеет площадь 226 540 м^2 и разведана на глубину до 200 м. Промежуточная и Восточная залежи непосредственно примыкают к Главной. Выйская залежь, ввиду ограниченных размеров, на глубину не разведана.

8. Собственно Качканарское месторождение в отличие от Гусевогорского характеризуется:

а) площадным распространением вкрапленного оруденения;

б) пологим, под углом 25—30°, падением рудных зон на восток;

в) шлирово-полосчатым характером рудных обособлений в северо-северо-восточной части и преобладающим распространением мелковкрапленного оруденения;

г) наличием рудных оливинитов, представляющих шлировые обособления остаточного расплава рудно-оливинового состава. Общая площадь оруденения на собственно Качканарском массиве 12,2 км^2.

9. В габбро оруденение встречается спорадически на небольших участках в виде мелкой вкрапленности и, очень редко, в виде тонких и коротких жилообразных шлиров титаномагнетита.

10. Минералогический состав руд отличается большим однообразием минеральных видов. Рудные минералы представлены главным образом магнетитом и ильменитом (мало); в подчиненном количестве встречаются: мартит, халькопирит, пирит, очень редко пентландит, борнит и в единичных случаях — самородная платина.

Нерудные минералы представлены: оливином, пироксеном-диаллагом, амфиболами, плагиоклазом, шпинелью (плеонаст), эпидотом, цоизитом и клиноцоизитом, серпентином, хлоритом, уралитом.

11. Титаномагнетит выделяется в трех формах:

а) включения внутри зерен пироксена; форма включенных зерен большей частью правильная, идиоморфная, свидетельствующая о более ранней кристаллизации относительно включающего пироксена;

б) ксеноморфные зерна; магнетит и ильменит, кристаллизующиеся одновременно в промежутках между силикатными минералами;

в) выделения мелких неправильных зерен, образование которых обязано процессам серпентинизации, актинолитизации и хлоритизации.

12. Классификация руд на типы произведена по размерам и морфологии рудных обособлений. Кроме того, руды разделяются на типы (или сорта) по содержанию в них железа: а) от 14 до 16%, б) от 16 до 20%, в) от 20 до 25% и г) выше 25%.

13. Основные типы вкрапленных руд по размеру рудных обособлений подразделяются на следующие:

а) *Мелковкрапленные.* Размер зёрен титаномагнетита или их скоплений — до 1—2 мм, размер редких шлиров — до 1—2 см в длину и до 1—2 мм в ширину.

б) *Средневкрапленные.* Размер зерен титаномагнетита или их скоплений — до 5—10 мм, размер редких шлиров — до 4 см в длину и до 1 см в ширину.

в) *Крупновкрапленные.* Размер скоплений зерен титаномагнетита — от 1 до 4 см, размер шлиров — до 10 см в длину и до 3 см в ширину. Среди крупновкрапленных особое место занимают шлировополосчатые руды (качканарский тип).

14. Массивные руды, имеющие весьма подчиненное значение, разделяются на крупношлировые (магнетитовые оливиниты) и жилообразные.

15. Наиболее распространенными типами руд являются средневкрапленные на Гусевогорском и мелковкрапленные на собственно Качканарском месторождениях.

16. По химическому составу вкрапленные руды титаномагнетита относятся к типу малотитанистых и характеризуются постоянством в содержании ванадия, а также очень низким содержанием вредных примесей — серы и фосфора.

В соответствии с кондициями, установленными Министерством черной металлургии, к рудам относятся также основные породы, содержащие рудную вкрапленность при среднем содержании железа по залежи или месторождению не ниже 16%.

17. Во вкрапленных рудах Гусевогорского месторождения содержание железа меняется от 14 до 32,80%, при среднем — около 16,84%.

Во вкрапленных рудах собственно Качканарского месторождения содержание железа меняется в пределах 14—34,40%, при среднем—16,64%.

18. Среднее содержание пятиокиси ванадия в рудах Гусевогорского месторождения составляет 0,12% и двуокиси титана — 1,15%.

В рудах собственно Качканарского месторождения среднее содержание пятиокиси ванадия равно 0,14% и двуокиси титана равно 1,30%.

19. Содержание фосфора в рудах изменяется от следов до 0,43%, при среднем 0,12%. В магнитных концентратах содержание фосфора не превышает 0,025%. Содержание серы в рудах меняется от следов до 0,69%, при среднем — 0,047%.

20. *Руды Качканарских месторождений содержат платину.* Содержание платины в рудных пироксенитах колеблется от следов до 0,75 г/т. Среднее содержание платины по Гусевогорскому месторождению составляет 0,09 г/т.

21. При определении нижнего предела промышленного содержания железа в руде для подсчета запасов, исследованиями и технико-экономическими расчетами Уралмеханобра и Уральского института черных металлов установлено, что содержание железа в руде в 16% следует считать минимально допустимым средним содержанием для руд, поступающих в обогащение; нижним бортовым пределом можно принять 14%.

22. Характерной особенностью качканарских руд является высокая основность их пустой породы, характеризуемая отношением:

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}.$$

23. В процессе проведенных гидрогеологических работ на Центральном и Северном участках Гусевогорского месторождения титаномагнетитов установлено, что подземные воды месторождения относятся к типу

трещинных вод. Уклон пьезометрического зеркала и движение этих вод наблюдаются от вершин склонов возвышенностей к их подножию и в общих чертах повторяет направление поверхностного стока.

Питание подземных вод происходит путем инфильтрации атмосферных осадков через трещиноватую зону коры выветривания слагающих месторождение пород на площади, соответствующей поверхностному водосборному бассейну, равному на участках: Центральном 2,6 км^2 и Северном 2 км^2.

Общая обводненность пород небольшая. Удельный дебит наиболее водообильных скважин на Центральном участке колеблется от 0,04 до 0,08 *л/сек, на Северном участке — от 0,036 до 0,039 л/сек.*

Максимально возможный приток воды в карьер Центрального участка, принимая его периметр равным 1000 м, а глубину — 115 м, равен 246 м^3/час. На Северном участке, при глубине карьера 170 м, максимально возможный приток воды выражается величиной 291 м^3/час.

24. Разведанные и утвержденные запасы титаномагнетитовых руд составляют по Гусевогорскому и собственно Качканарскому месторождениям 3900,4 млн. т по категориям A_2+B+C_1 (в том числе 981,56 млн. т по категориям A_2+B) и 3786,91 млн. т по категории C_2.

Общие перспективы Качканарского рудного поля не ограничиваются этими запасами. Учитывая генетические особенности концентрации оруденения и структуру интрузивного комплекса, можно рассчитывать на значительное увеличение запасов.

ГЛАВА III

РАЗРАБОТКА ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ[1]

Как видно из главы II, Качканарское месторождение представлено двумя основными месторождениями — Гусевогорским и собственно Качканарским. Каждое из них заключает в себе огромные ресурсы руды, оцениваемые в 2,8 млрд. т по Гусевогорскому и 4,8 млрд. т по Качканарскому, что указывает на возможность весьма значительной добычи руды. Схема расположения магнитных аномалий, их размеры и конфигурация приводятся на фиг. 43 и 54.

Запасы собственно Качканарского месторождения утверждены ВКЗ после выполнения настоящей работы и поэтому условия и показатели его эксплуатации здесь не рассмотрены. Запасы Гусевогорского месторождения утверждены ВКЗ в количестве 1264,2 млн. т по категориям A_2, B и C_1 и 1578,5 млн. т по категории C_2. Утвержденные запасы в основном относятся к Главной залежи, намечаемой в настоящей работе в качестве первоочередного объекта эксплуатации.

Столь мощная сырьевая база позволяет организовать добычу руды в больших масштабах в течение продолжительного периода и может служить основой для проектирования крупных обогатительных фабрик.

В последующих разделах настоящей работы исчислена потребность в качканарских рудах, определяемая в двух вариантах: I вариант — при условии покрытия этими рудами всего дефицита в железных рудах на Среднем Урале с учетом снабжения также 2 очереди развития Ново-Тагильского завода. II вариант — то же, что и I вариант, но за вычетом потребности 2 очереди Ново-Тагильского завода, которая может покрываться кустанайскими фосфористыми рудами.

Потребность в сырой качканарской руде, определенная для обоих вариантов на период 1960—2000 гг., приводится ниже.

Таблица 17

Потребность в сырой качканарской руде на период 1960—2000 гг.
(в млн. т)

Расчетный вариант	Годы						
	1960	1965	1970	1975	1980	1990	2000
I	3,5	37	37	43	51	56	61
II	3,5	15	15	21	29	34	39

[1] В научном редактировании этой главы принял участие Главный инженер Уралгипроруды МУМ СССР А. Г. Усов.

Как видно из таблицы, потребность в качканарской руде очень велика и составит максимально 40—60 млн. т в год.

Как ниже будет показано, эта потребность за счет вовлечения в эксплуатацию одной Главной залежи Гусевогорского месторождения не покрывается, и потребуется вовлечь в эксплуатацию все залежи Гусевогорского массива, а при I варианте и Качканарский массив.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВОЗМОЖНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ РУДНИКА

Потребность в качканарских рудах очень велика и поэтому определение производительности рудников в условиях Качканарского месторождения сводится к установлению максимальной производительности, возможной при разработке отдельных залежей этого месторождения.

Ниже приводится расчет определения максимально возможной производительности рудника для лучше разведанной Главной залежи Гусевогорского месторождения. Производительности других залежей определены по аналогии с Главной залежью.

Условия залегания Качканарского месторождения благоприятны для разработки его открытыми работами.

Возможная производительность рудника, при разработке месторождения открытыми работами, может быть определена по двум факторам:

а) по интенсивности разработки месторождения, характеризующейся скоростью понижения горизонта работ в карьере;

б) по длине фронта работ, на котором могут быть расставлены добычные механизмы.

Интенсивность разработки месторождения в значительной мере определяется скоростью проведения горных капитальных и подготовительных работ. Минимальный срок для включения в разработку каждого нижележащего слоя будет зависеть от продолжительности выполнения следующих работ: а) проходки съездной траншеи, длина которой находится в зависимости от высоты уступа и максимального уклона пути; б) проходки тупиковой траншеи, длина которой определяется длиной состава поезда; в) проходки разрезной траншеи, длина которой определяется минимальным фронтом работ, требующихся для выполнения заданной производительности рудника; г) подготовки трассы на вновь вскрываемом горизонте для проходки съездной траншеи на нижележащий горизонт; д) оборудования ж.-д. пути в пройденных выработках и организации водоотлива в карьере.

На выполнение всех этих работ практически требуется срок не менее двух лет.

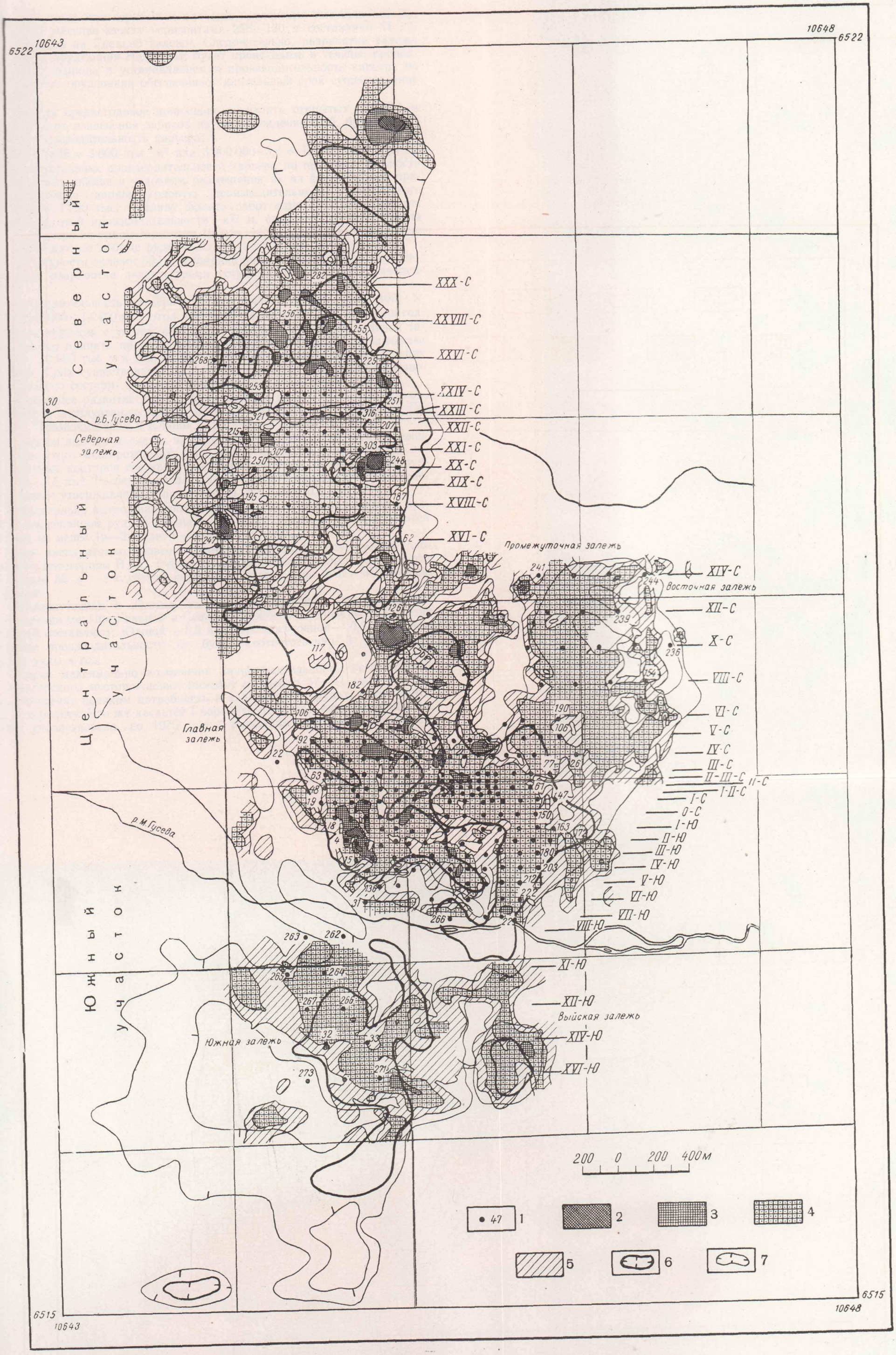
Следовательно, при нормальном развитии работ в карьере рабочий горизонт должен погашаться в течение двухлетнего периода. При высоте уступа, принимаемой нами в 10—12 м, скорость понижения горизонта работ составит 5 м в год.

Современная практика разработки крупных Баженовских асбестовых карьеров, занимающих по своим масштабам работ выдающееся место в отечественной горнорудной промышленности, дает среднюю скорость понижения горизонта работ 4—5 м/год.

В проектной практике средняя скорость погашения одного горизонта также устанавливается обычно 2—2,5 года.

Таким образом, на основе практических данных для определения возможной производительности рудника примем в нашем случае также скорость понижения горизонта работ 5 м/год.

Средняя площадь оруденения Главной залежи по категориям A_2+B+C_1 между горизонтами 250—130 м составляет 800 000 м^2.



Фиг. 54. Феррометрическая карта Гусевогорского месторождения титаномагнетита

1 — буровые скважины; *2* — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ более 25%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *4* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *5* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *6* — площадь магнитных аномалий с напряжением от 5000 до 10 000 γ; *7* — то же с напряжением более 10 000 γ.

Выше и ниже этих горизонтов площадь оруденения уменьшается. Запасы руд в массиве между горизонтами 250—130 м составляют 76,5% общих запасов на Главной залежи. Следовательно, разработка залежи на площади оруденения 800 000 м² будет происходить в течение продолжительного периода и устанавливаемая производительность карьера по этой площади оруденения обеспечивает длительный срок существования карьера.

Принимая среднегодовое понижение горизонта открытых работ 5 м и коэффициент извлечения запасов из месторождения 0,95, будем иметь годовую производительность карьера:

$800\,000 \cdot 5 \cdot 0{,}95 = 3\,800$ тыс. м³ или $3\,800\,000 \cdot 3{,}3 = 12\,540$ тыс. т руды.

Для определения производительности карьера по производительности добычных механизмов и условиям размещения их на фронте работ примем следующие данные: годовую производительность трехкубового экскаватора 1 200 тыс. т, длину фронта работ одного экскаватора для обеспечения этой производительности 400 м, среднюю длину фронта работ в карьере на одном горизонте 1600 м, число уступов в одновременной разработке на добыче руды — 3.

При мощности залежи 500 м и ширине рабочей площадки 50 м одновременная разработка залежи тремя уступами не представит затруднений.

Производительность карьера в этом случае составит $(1600 : 400) \times 3 \times 1\,200\,000 = 14\,400$ тыс. т/год, или округленно 14 000 тыс. т руды в год.

Таким образом, с учетом всех факторов при разработке Главной залежи можно принять производительность по добыче руды в количестве не менее 12 000 тыс. т в год, из чего и следует исходить при дальнейших расчетах. Срок существования карьера Главной залежи с этой производительностью составит, согласно утвержденным запасам, 50—60 лет.

Дальнейшее развитие добычи руды должно производиться путем вовлечения в эксплуатацию прочих залежей Гусевогорского массива: Северной, Промежуточной и Южной.

Северная залежь является наибольшей по площади из всех залежей Гусевогорского месторождения. Так, общая ее площадь в пределах поверхностных контуров составляет величину порядка 1,8 км², из них рудной 1,2—1,5 км². Разведанная площадь залежи, в пределах которой располагаются утвержденные запасы, составляет около 0,8 км².

Максимально возможная производительность Северной залежи в пределах разведанной рудной площади составит 12 млн. т в год, а по всей залежи не менее 18—22 млн. т в год.

Срок эксплуатации запасов Северной залежи на разведанной площади по категориям $B + C_1$ с производительностью 12 млн. т в год составит около 35 лет, а с учетом категории C_2 этот срок будет значительно увеличен.

Промежуточная и Южная залежи Гусевогорского месторождения значительно меньше Главной и Северной залежей. Рудные площади этих залежей составляют: Южной — 0,2 км², Промежуточной — 0,3 км² и возможные производительности их будут соответственно 3 и 4 млн. т сырой руды в год.

Общая максимально возможная производительность всех залежей Гусевогорского месторождения составит примерно 37—41 млн. т в год, что обеспечит целиком потребность в качканарских рудах, исчисленную по II варианту. Что же касается I варианта, то в этом случае потребность будет удовлетворена до 1975 г., а в дальнейшем потребуется ввод в

эксплуатацию, помимо Гусевогорского, также и собственно Качканарского месторождения.

Дать соображения об эксплуатации собственно Качканарского месторождения, в связи с невысокой степенью его разведанности и отсутствием геологических материалов разведки, в настоящее время не представляется возможным.

По имеющимся данным, залежь собственно Качканарского месторождения представлена одним рудным телом, выдержанным на большой площади.

Рудная площадь собственно Качканарского месторождения значительна и составляет примерно 5—6 км^2 при общей площади в контурах массива по поверхности около 9 км^2. Глубина залегания собственно Качканарского месторождения составляет примерно 300 м.

Имеющиеся сведения об условиях залегания собственно Качканарского месторождения позволяют предполагать, что показатели его разработки будут высокими и возможно, что его эксплуатация будет более целесообразна, чем таких сравнительно небольших залежей Гусевогорского месторождения, как Южная, Промежуточная и Выйская.

Общая максимально возможная производительность рудника или вернее отдельных рудников на собственно Качканарском участке составит приблизительно 60 млн. т в год.

СПОСОБ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

При открытом способе разработки месторождения система работ определяется транспортной схемой удаления пустых пород и полезного ископаемого.

Ввиду значительной площади оруденения и распространения его на большую глубину, разработка месторождения предполагается с применением рельсового железнодорожного транспорта нормальной колеи с устройством въездов на верхние и съездов на нижние горизонты.

Для разработки Главной залежи, включаемой в эксплуатацию в первую очередь, намечается тупиковая система съездов с устройством их для вскрытия нижних горизонтов (+240, 230, 220 и т. д.) на юго-восточном борту карьера.

Разработка залежи предполагается параллельным подвиганием фронта работ, при этом средняя длина фронта работ будет составлять 1600 м.

При послойной разработке залежи высота уступов определяется физико-механическими свойствами горных пород и габаритами погрузочных механизмов. Современная отечественная практика СССР установила для крупнейших асбестовых карьеров Коунрадского, Магнитогорского и Баженовских высоту уступов в 10 м, причем к этой высоте подошли не сразу, а после продолжительного периода работ. Вначале разработки на Коунрадском руднике была установлена высота уступов в 15 м, на Магнитогорском — 12 м, на Баженовских асбестовых рудниках — 14—12 м. Переход на меньшую высоту уступов был вызван главным образом условиями ведения взрывных работ и требованиями техники безопасности. На Баженовских рудниках, вследствие образования козырьков при подработке уступов экскаваторами, неоднократно имели место случаи завалов последних.

С увеличением высоты уступов вырастает также линия сопротивления по подошве их и, вследствие недостаточной силы колонковых зарядов, после взрывания скважин образовывались пороги, которые застав-

ляли заниматься дополнительными взрывными работами по планировке горизонтов с применением мелких шпуров.

Учитывая сказанное для Качканарского месторождения, представленного крепкими и вязкими породами, рекомендуется, на основании практического опыта работы в аналогичных условиях, высота уступов 10 м.

Минимальная ширина рабочей площадки предполагается 50 м, по условиям размещения на ней двух ж.-д. путей, бурового станка, экскаватора и оставления площадки для развала пород при взрывании уступа.

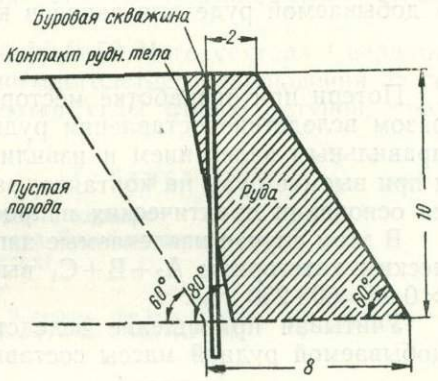
При указанных элементах системы разработок и способах ведения буровзрывных и погрузочных работ в большом масштабе добыча руды будет производиться валовым способом без разделения руды по сортам (по содержанию в ней металла).

КАЧЕСТВО ДОБЫВАЕМОЙ РУДЫ И ИЗВЛЕКАЕМЫЕ ЗАПАСЫ

В процессе валовой добычи руд с применением массового взрывания глубоких скважин и мощных погрузочных средств неизбежно будет происходить разубоживание руды пустыми породами.

Разубоживание при добыче руд на контактах рудного тела будет происходить вследствие несоответствия угла падения рудного тела углу откоса уступов, а также несовпадения ширины последней рудной ленты с шириной буровой заходки.

Так как взрывание забоя (фиг. 55) может производиться только на полную высоту, то степень разубоживания руды при взрыве будет зависеть от той площади, какую составляет рудная часть забоя.



Фиг. 55. Схема разработки забоя на контакте рудного тела.

Для наших расчетов примем, что половина общего количества взорванной горной массы в последней буровой заходке будет приходиться на долю пустой породы и лишь 50% на долю руды. В процессе экскавации некоторая часть пустых пород при разработке взорванной массы может быть отобрана и отправлена на отвал. Ввиду отсутствия резких отличительных внешних признаков между рудой и пустой породой, большая часть последней (около 75%) поступает вместе с рудой на обогатительную фабрику.

При средней мощности рудного тела 560—570 м добыча рудной массы из двух крайних буровых заходок (исходя из ширины буровой заходки 8 м) составит:

$$2 \cdot (8 : 560) \cdot 100 = 2{,}85\%.$$

Общее разубоживание руды, за счет пустой породы, добываемой из крайних заходок, составит:

$$2{,}85 \cdot 0{,}5 \cdot 0{,}75 = 1{,}07 \text{ (или округленно } 1{,}1\%).$$

Основное разубоживание руды будет идти за счет прослоев пустых пород и нерудных включений в рудном поле, имеющих неправильную

форму столбов, размеры которых по площади колеблются от нескольких сотен квадратных метров до 20 000 м².

В подсчете запасов пропластки пустой породы, мощностью до 2 м, включены в запасы рудной массы и составляют 6% от запасов руды.

Как уже указано было выше, при намечаемых методах добычи руды раздельная выемка даже более мощных прослоев трудно осуществима.

Поэтому добыча руды неизбежно будет сопровождаться разубоживанием ее. В какой степени будет происходить разубоживание, будет зависеть от тщательности разборки взорванной массы в процессе экскаваторной погрузки. При отсутствии практических данных примем также, что 25% пустой породы удастся выбирать и отправлять раздельно от руды.

Так как общее количество пустых пород из прослоев составляет около 6%, общее разубоживание за вычетом 25% пустых пород составит $6 \cdot 0{,}75 = 4{,}5\%$.

Таким образом, степень разубоживания руды под влиянием перечисленных факторов составит $1{,}1\% + 4{,}5\% = 5{,}6\%$ (или округленно 6%).

Ввиду того что нерудные включения являются, по существу, железистыми, то для определения качества добываемых руд примем среднее содержание железа в них равным 6%. Тогда среднее содержание железа в добываемой руде для запасов категории A_2+B+C_1 составит:

$$16{,}97 \cdot 0{,}94 + 6 \cdot 0{,}06 = 16{,}3\%.$$

Потери при разработке месторождения будут возникать главным образом вследствие оставления руды в бортах карьера на участках с неправильным залеганием и извилистым очертанием формы рудного тела и при выемке руды на контактах залежи. Общее количество теряемых руд на основании практических и проектных данных примем в размере 5%.

В этом случае извлекаемые запасы руды Главной залежи по геологическим категориям A_2+B+C_1 выразятся в количестве 635 000 тыс. т $\times$ $\times 0{,}95 = 603\,250$ тыс. т.

Учитывая приращение вследствие разубоживания руды, количество добываемой рудной массы составит:

$$603\,250 \text{ тыс. т} \times 1{,}06 = 640\,000 \text{ тыс. т.}$$

Как видно из приведенных расчетов разубоживания руды, пустой породой компенсируют потери руды при добыче и поэтому условно можно принять, что извлекаемые запасы руды равны балансовым запасам.

Все сказанное выше относится не только к наиболее разведанной Главной залежи Гусевогорского месторождения, но в равной мере и к прочим залежам Качканарского месторождения.

Содержание железа в рудной массе при развитии объема добычи до необходимого максимума в 40—60 млн. т будет составлять 16—16,5%.

В последующем изложении расчеты ведутся при исходном содержании железа в руде — 16%.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАКСИМАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ОТКРЫТЫХ РАБОТ И КОЭФФИЦИЕНТ ВСКРЫШИ

Известно, что область применения и предельная глубина разработки открытым способом определяется экономической целесообразностью (выгодностью) их по сравнению с подземной разработкой.

В современной практике проектирования открытых работ максимальный коэффициент вскрыши колеблется от 3 до 8 и выше, в зависимости

от полезного ископаемого и условий его залегания. Б. П. Боголюбов рекомендует принимать коэффициент вскрыши для весьма крепких пород от 3 до 6 м, средней крепости — от 4 до 8 и мягких — от 6 до 10.

Применительно к рассматриваемому месторождению коэффициент вскрыши может быть принят не менее 4. В этом случае теоретическая глубина карьера для данной мощности залежи определится по формуле [1].

$$H = \frac{K \cdot M \cdot n}{\operatorname{ctg} \beta' + \operatorname{ctg} \beta''},$$

где K — коэффициент извлечения руды из карьера, принимаемый равным 0,95;

M — мощность рудного тела;

n — коэффициент вскрыши;

β' и β'' — углы погашения бортов проектируемого карьера.

Для определения глубины карьера примем минимальную мощность Главной залежи равной 300 м.

Величина углов погашения бортов карьера зависит от геологического строения и физико-механической характеристики пород массива, а также от конструктивных элементов карьера: высоты уступов, углов откоса и ширины берм.

В специальной работе научно-исследовательского сектора Свердловского горного института [2] на основании многолетнего наблюдения за состоянием бортов карьеров рекомендуются углы откоса уступов, представленные в табл. 18.

Таблица 18

Углы откоса уступов в карьере в зависимости от характера боковых пород
(в градусах)

Наименование породы	В первых трех уступах	Во всех остальных уступах
Перидотиты		
Плотные	55	60
Трещиноватые . . .	50	53
Разрушенные . . .	45	45
Диориты		
Плотные	58	65
Трещиноватые . . .	50	53
Разрушенные . . .	45	45

Ввиду того что пироксенитовые породы Гусевогорского массива по своей физико-механической характеристике стоят близко к плотным перидотитам, угол откоса уступов примем в данных условиях в 60°.

Высота уступов устанавливается 10 м. Ширина берм безопасности — 3 м и ширина берм периодической чистки, оставляемых через каждые 2 уступа,— 8 м.

[1] Б. П. Боголюбов. Горн. журн. № 11, 1950.

[2] «Изучение свойств горных пород, слагающих борта карьеров треста „Союзасбест" и определение устойчивых углов откосов этих пород».

На основании этих данных угол погашения борта карьера, на котором отсутствуют откаточные бермы, составит 43°:

$$\operatorname{tg}\beta' = \frac{H}{L} = \frac{30}{3 \cdot 2 + 8 + 3 \cdot 10 \cdot \operatorname{tg} 30^\circ} = 0{,}955 \cdot \beta' = 43^\circ .$$

Для несущего борта карьера, т. е. для того борта, на котором будут располагаться съездные траншеи и откаточные бермы, угол погашения будет значительно меньше. Так как предполагаемая производительность карьера весьма высока, откаточные бермы намечается иметь двухпутевыми при ширине 12 м. В этом случае угол погашения несущего борта составит 30°.

Подставляя соответствующие значения в вышеприведенную формулу, для минимальной мощности залежи в 300 м, будем иметь:

$$H = \frac{0{,}95 \cdot 300 \cdot 4}{\operatorname{ctg} 43^\circ + \operatorname{ctg} 30^\circ} = \frac{1140}{1{,}072 + 1{,}73} = 410 \text{ м} .$$

Следовательно, теоретически выгодная глубина открытых работ будет значительно больше глубины распространения запасов по категориям $B + C_1$.

Для построения контуров карьера Главной залежи за предельную его глубину в настоящее время может быть взята нижняя граница распространения запасов категории $A_2 + B + C_1$, которая находится на горизонте с отметкой +90 м.

При этом максимальная глубина карьера составит 240 м.

Верхняя часть карьера, находящаяся выше горизонта с отметкой +250 м, будет иметь открытый контур, а нижняя — закрытый. Глубина карьера с закрытым контуром 160 м.

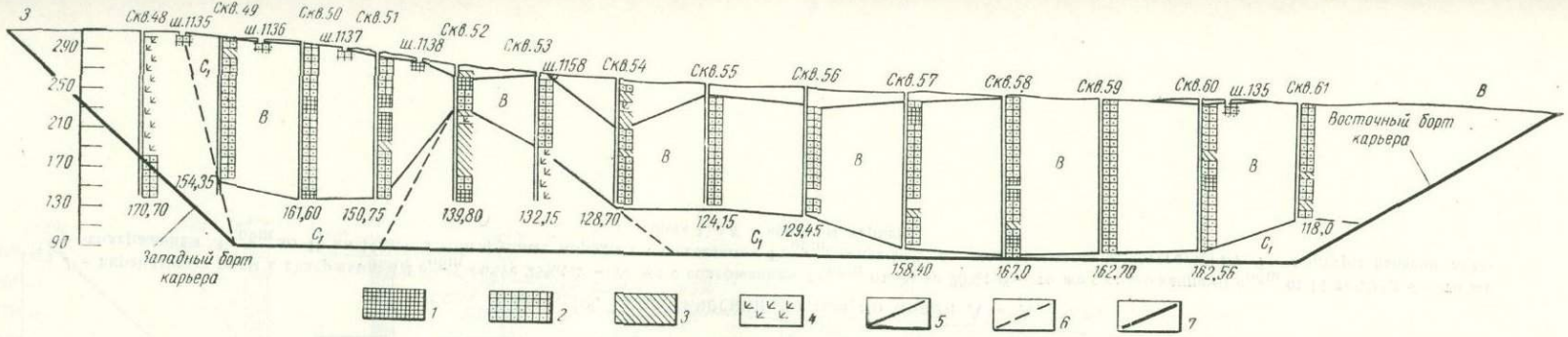
С целью определения возможных границ открытых работ на геологических разрезах (фиг. 56—64) графически построены контуры карьера под углом погашения бортов в 43 и 30°. За наинизший горизонт карьера принят имеющий отметку +90 м. Ширина карьера по низу равна мощности рудного тела.

По данным вертикальных разрезов построены контуры карьера (фиг. 65). Площадь карьера по поверхности составляет 1800 тыс. м^2.

Путем планиметрирования рудных и безрудных площадей на указанных разрезах определилось среднее соотношение пустых пород к руде как 0,4 : 1.

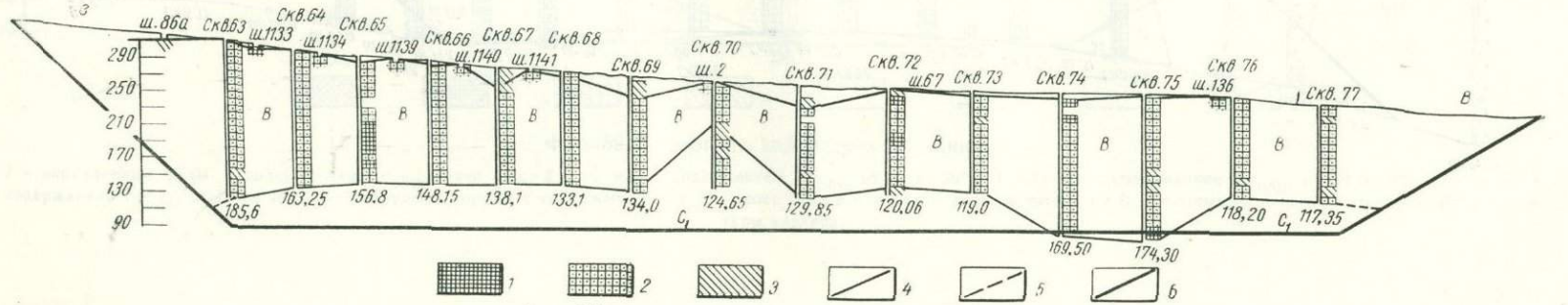
Для установления среднего коэффициента вскрыши это соотношение должно быть увеличено, так как практически контуры карьера, отстраиваемые по условиям карьерного транспорта с выравниванием дна и бортов, обычно не совпадают с теоретическими и, как показывает практика проектирования глубоких карьеров, получается увеличение среднего коэффициента вскрыши против теоретического на 25—30%.

Учитывая это положение, а также некоторую схематичность решения вопроса, примем с некоторым запасом средний коэффициент вскрыши на 50% больше, чем устанавливается среднее соотношение площадей пустых пород и руды на указанных выше геологических разрезах в теоретических контурах карьера. Таким образом, средний коэффициент вскрыши для всего карьера составит $0{,}4 \cdot 1{,}5 : 1 = 0{,}6 : 1$. Но так как на верхних горизонтах послойное соотношение пустых пород к руде является максимальным и значительно превосходит среднюю величину коэффициента вскрыши, то для расчета эксплуатационного оборудования



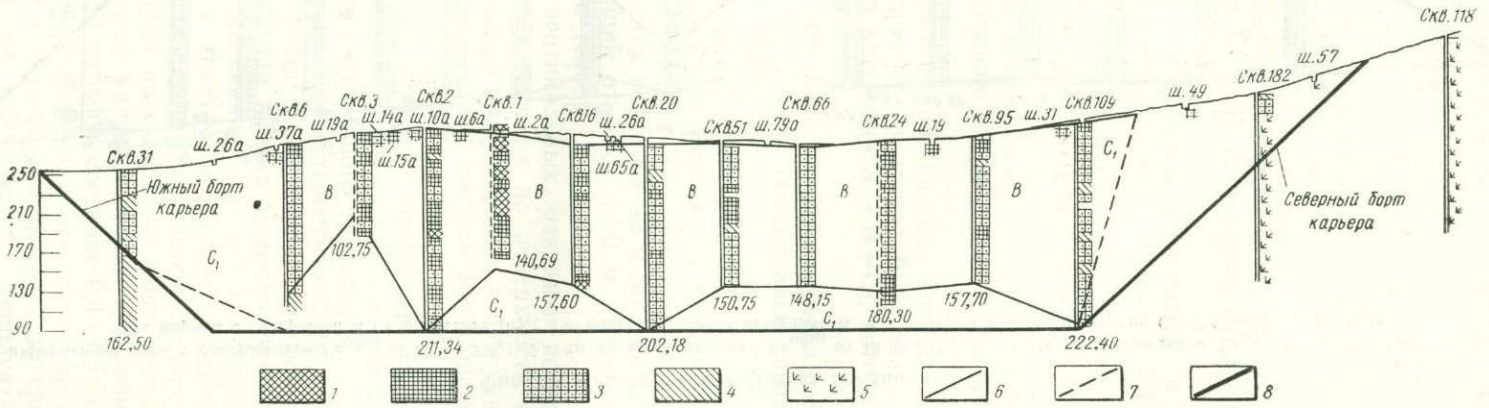
Фиг. 56. Геологический разрез по линии II-С.

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *4* — безрудные породы с содержанием $Fe_{общ}$ менее 10%; *5* — контуры запасов категории В; *6* — контуры запасов категории C_1; *7* — контуры карьера.



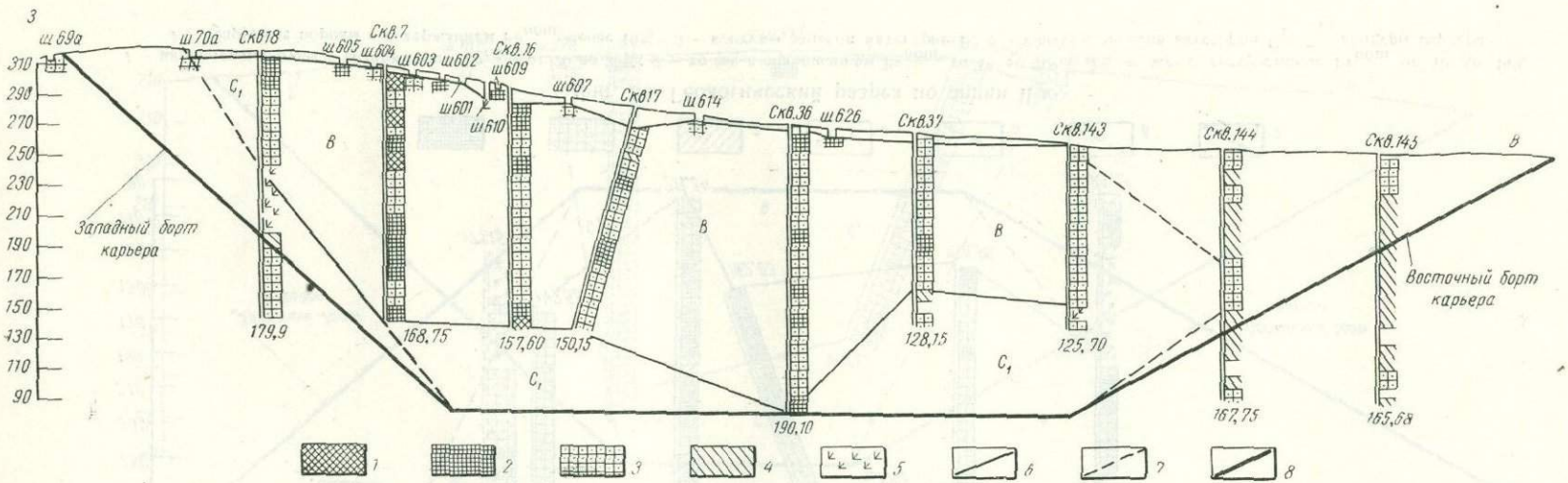
Фиг. 57. Геологический разрез по линии III-С.

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *4* — контуры запасов категории В; *5* — контуры запасов категории C_1; *6* — контуры карьера.



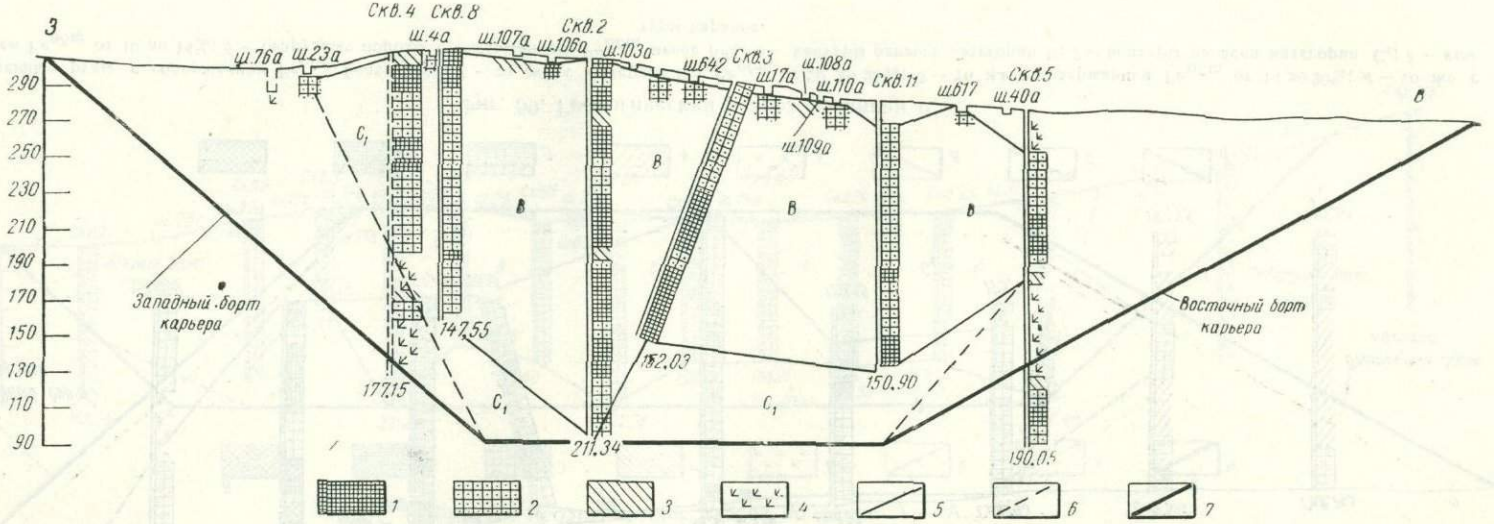
Фиг. 58. Геологический разрез по линии А — А.

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ более 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *4* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *5* — безрудные породы с содержанием $Fe_{общ}$ менее 10%; *6* — контуры запасов категории В; *7* — контуры запасов категории C_1; *8* — контуры карьера.



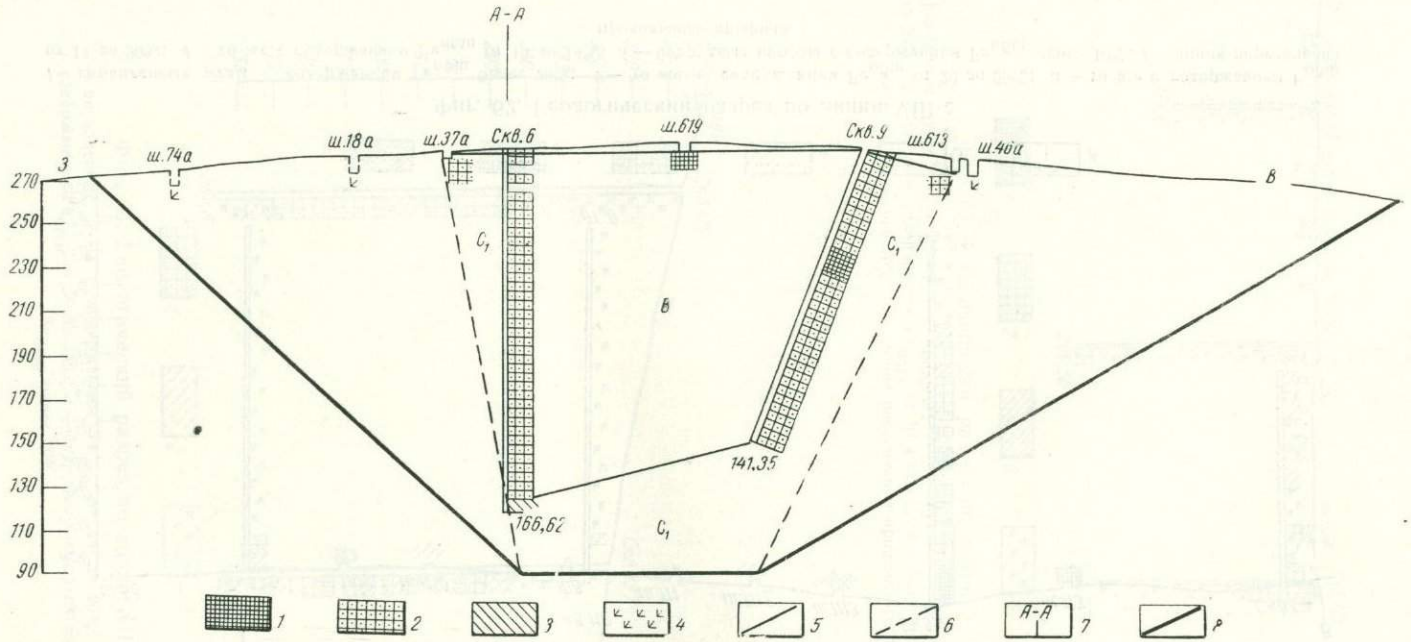
Фиг. 59. Геологический разрез по линии 0.

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ более 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *4* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *5* — безрудные породы с содержанием $Fe_{общ}$ менее 10%; *6* — контуры запасов категории В; *7* — контуры запасов категории C_1; *8* — контуры карьера.



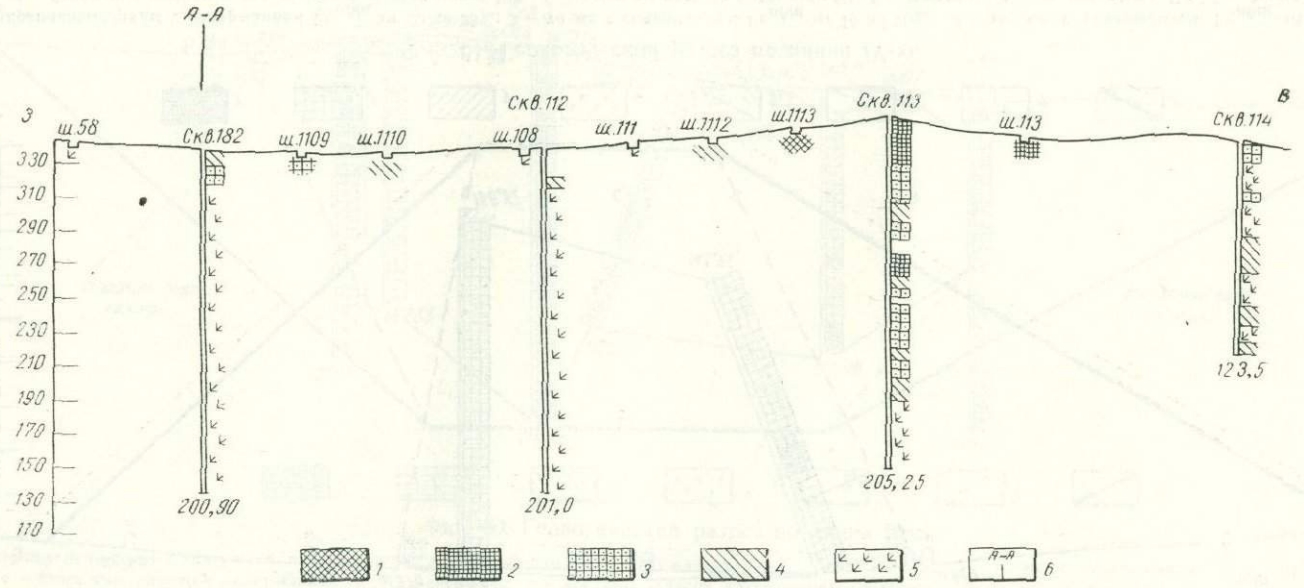
Фиг. 60. Геологический разрез по линии II-ю.

1 – вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *2* – то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *3* – то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *4* – безрудные породы с содержанием $Fe_{общ}$ менее 10%; *5* – контуры запасов категории В; *6* – контуры запасов категории C_1; *7* – контуры карьера.



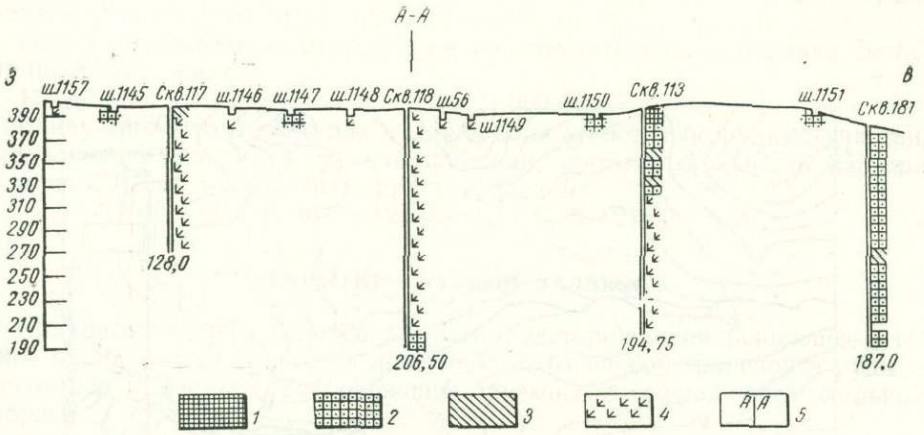
Фиг. 61. Геологический разрез по линии IV-ю.

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *4* — безрудные породы с содержанием железа менее 10%; *5* — контуры запасов категории В; *6* — контуры запасов категории C_1; *7* — линия пересечения продольного профиля; *8* — контуры карьера.



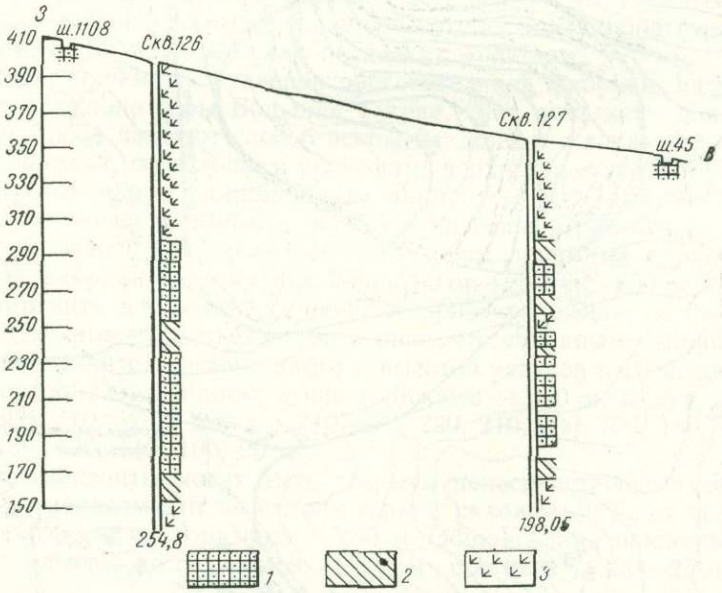
Фиг. 62. Геологический разрез по линии VIII-с

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ более 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *3* — то же с содержанием $F_{общ}$ от 14 до 20%; *4* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *5* — безрудные породы с содержанием $Fe_{общ}$ менее 10%; *6* — линия пересечения продольного профиля.



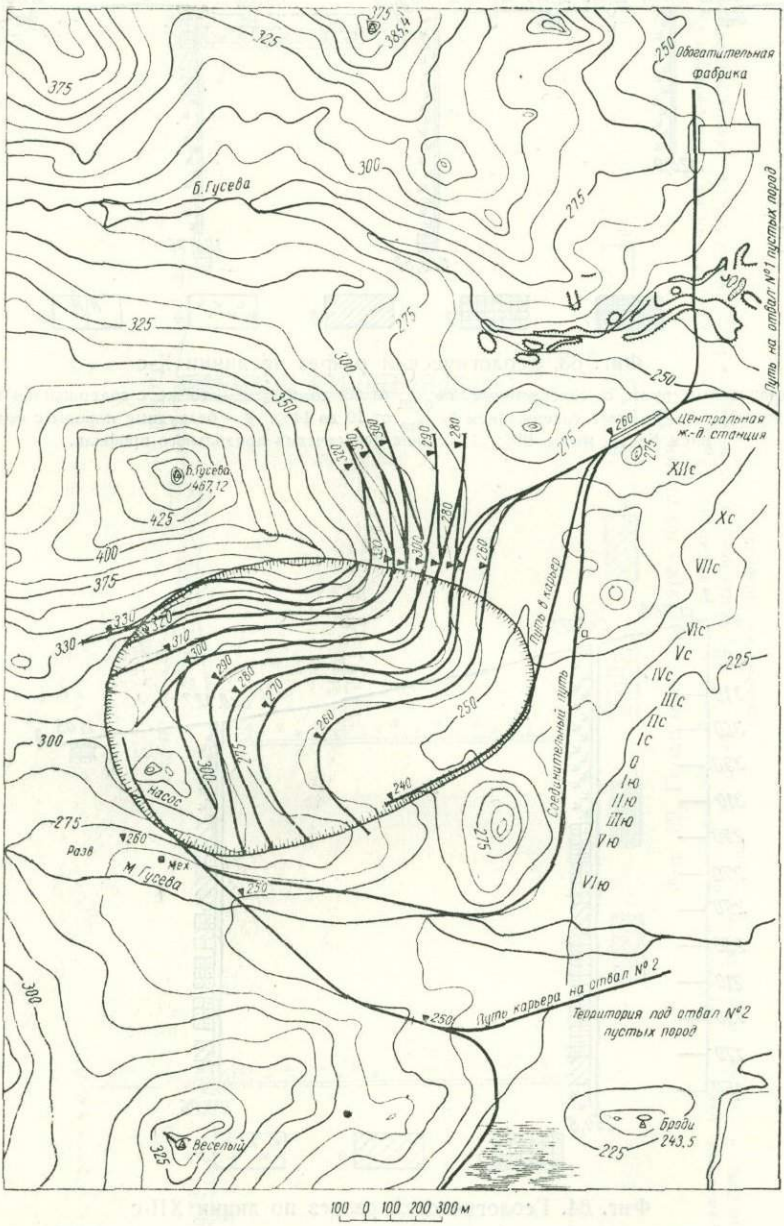
Фиг. 63. Геологический разрез по линии X-с

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ от 20 до 25%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *3* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *4* — безрудные породы с содержанием $Fe_{общ}$ менее 10%; *5* — линия пересечения продольного профиля.



Фиг. 64. Геологический разрез по линии XII-с

1 — вкрапленные руды с содержанием $Fe_{общ}$ от 14 до 20%; *2* — то же с содержанием $Fe_{общ}$ от 10 до 14%; *3* — безрудные породы с содержанием $Fe_{общ}$ менее 10%.



Фиг. 65. Схема вскрытия Главной залежи и расположения железнодорожных путей на поверхности. (Уклон въездных траншей в карьере 30%.)

штатов рабочей силы и капитальных затрат коэффициент вскрыши для первого периода работы рудника (8—10 лет) принимаем на 25% выше средней его величины, т. е. 0,6 · 1,25=0,75.

При этом коэффициенте вскрыши производительность рудника составит по горной массе:

12 000 тыс. т+12 000 тыс. т · 0,75=21 000 тыс. т в год.

Ввиду того что в контурах рудного поля имеются безрудные участки, составляющие около 5% рудной площади, производительность карьера по горной массе должна быть принята равной:

12 000 тыс. т · 1,05+12 000 тыс. · 0,75=21 600 тыс. т.

ВСКРЫТИЕ ГЛАВНОЙ ЗАЛЕЖИ

При рассмотрении вопроса вскрытия месторождения решающее значение будут иметь: а) рельеф поверхности; б) способ транспорта руды и пустых пород; в) место расположения приемных бункеров обогатительной фабрики.

Гористый и пересеченный рельеф поверхности района Гусевогорского месторождения является неблагоприятным для подхода транспортными путями непосредственно к рудным залежам. Ранее уже отмечалось, что Гусевогорский массив, вытянутый в меридиональном направлении, расчленяется речками Малая и Большая Гусева, текущими в широтном направлении, на три возвышенности изометрической формы. Рельеф этих возвышенностей круто падает к долинам рек, снижаясь до отметок 225—240 м и поднимается в западном направлении к горе Качканар.

Пониженный и спокойный рельеф к юго-востоку от Гусевых гор создает наиболее благоприятные условия подхода с этой стороны транспортными путями к рудному массиву на низких отметках.

Положение приемных бункеров обогатительной фабрики, намечаемых на восточном склоне горы Большая Гусева, на отметках поверхности 250—260 м также диктуют способ вскрытия залежи с восточной стороны.

Таким образом, по условиям рельефа поверхности и транспорта руды, а также пустых пород рациональным вариантом вскрытия месторождения будет восточный, который и принят в настоящей работе.

В соответствии с высотным расположением приемных бункеров обогатительной фабрики на отметках 250—260 м, горизонт 250 м предполагается установить в качестве основного горизонта, выше которого залежь будет вскрываться въездными и ниже его съездными траншеями.

Согласно принятой системе работ с высотой уступов в 10 м, отметками рабочих горизонтов, лежащих выше горизонта +250 м, будут: 260, 270, 280, 290, 300, 310, 320 и ниже —240, 230, 220, 210, 200, 190, 180, 170, 160, 150, 140, 130, 120, 110, 100, 90 м.

Верхние горизонты могут быть вскрыты непосредственно тупиковыми заездами, устраиваемыми по склону горы с уклоном 30‰ от ж.-д. станции, располагаемой на горизонте +250 м. Общая длина наклонной части тупиковых заездов до горизонта +320 м составит (320—250) : 0,03= =2335 м.

Что же касается вскрытия Главной залежи ниже горизонта +250 м, необходимо отметить, что в современной практике разработки рудных месторождений наибольшим распространением пользуется способ вскрытия тупиковыми траншеями, так как вскрытие рабочих горизонтов спиральными траншеями вносит осложнения в систему открытых работ. Спиральная траншея встречает рабочие горизонты в разных точках по всей площади карьера, следствием чего является невозможным парал-

лельное перемещение уступов. При одновременной работе двух и более уступов необходимо принимать радиальное перемещение их, допуская на каждом горизонте переменную величину длины фронта работ.

Спиральную траншею приходится располагать не только по лежачему, но и по висячему бокам, что вызывает необходимость удаления лишних объемов пустых пород в бортах карьеров в начальный период разработки карьера. Кроме того, размещение спиральной траншеи вдоль предельного положения борта в то время, когда еще разведками не окончательно устанавливается конфигурация бортов, иногда не оправдывается в дальнейшем.

При вскрытии тупиковыми съездами одновременная разработка двух и более горизонтов не представляет больших затруднений.

На основании изложенного, несмотря на транспортные преимущества спирально располагаемых путей по сравнению с тупиковыми, вскрытие нижних горизонтов на данной стадии изученности месторождения рекомендуется принять тупиковыми съездными траншеями.

Ввиду высокой производительности рудника по добыче горной массы должны быть предусмотрены две системы тупиковых съездов с самостоятельными выходами на поверхность: одна система для вывозки руды и вторая — для вывозки пустых пород. С понижением работ до горизонта 150—140 м, в связи с сокращением объемов выемки пород по разноске бортов, вторая система съездов может быть ликвидирована и транспорт переведен на одну систему.

Окончательная схема вскрытия нижних горизонтов по тому или иному способу должна быть решена в проекте и обоснована соответствующими расчетами.

В дальнейших наших расчетах будем принимать схему вскрытия тупиковыми съездными траншеями с уклоном 30‰.

Для вывозки руды съездную траншею с горизонта 250 м на горизонт +240 м намечается пройти в юго-восточном борту карьера и для вывозки пустых пород на отвал № 2 заложить траншею с горизонта 260 м на горизонт 250 м в юго-западном борту карьера. Последующие горизонты также предполагается вскрыть самостоятельно съездными траншеями с устройством транспортной связи между ними.

ГОРНОКАПИТАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

К горнокапитальным работам относятся вскрыша наносов, проходка траншей и разноска бортов карьера, выполняемых в период подготовки рудника к эксплуатации и достижения им проектной мощности по добыче руды.

Ввиду того что характер и условия залегания месторождения благоприятны для вскрытия Главной залежи, период подготовки рудника принимается не менее трех лет. За это время необходимо приближенно выполнить следующие объемы горных работ:

1) снять наносы на площади залежи, составляющей примерно 1000 тыс. м^2; при средней мощности наносов 3,0 м объем вскрыши выразится в количестве 3000 тыс. м^3;

2) пройти въездные двухпутные траншеи с горизонта 250 м на вскрываемые горизонты; длина въездов—2100 м при среднем сечении 180 м^2, объем выемки — 380 тыс. м^3;

3) пройти пионерные траншеи на трех вскрываемых горизонтах длиной по 400 м на каждом горизонте при среднем сечении 180 м^2, объем выемки 216 тыс. м^3.

Всего потребуется в период подготовки рудника произвести выемку 3596 тыс. м³.

Для выполнения этих работ будет использовано то же оборудование, что и для эксплуатационных целей.

ДОБЫЧНЫЕ И ВСКРЫШНЫЕ РАБОТЫ

Погрузочные работы

На добыче руды, удалении боковых пород и вскрыше наносов в качестве погрузочных механизмов предполагается использовать экскаваторы отечественного производства.

По характеру и условиям ведения погрузочных работ при высокой производительности рудника должен быть принят наиболее мощный тип экскаватора, каковым является в настоящее время трехкубовый экскаватор Уральского машиностроительного завода, марки СЭ-3. После освоения производства пятикубового экскаватора рекомендуется принять этот тип экскаватора.

Отечественный трехкубовый экскаватор уже в течение многих лет работает на крупных горных предприятиях нашей страны и хорошо себя зарекомендовал своими высокими эксплуатационными качествами.

Для рассматриваемых условий разработки месторождения с высокой производительностью по добыче руды и выемке пустых пород, при работе на 10-метровых уступах, с погрузкой горной массы на рельсовый транспорт, модель экскаватора СЭ-3 является наиболее универсальной и совершенной. Экскаватор СЭ-3, будучи снабжен удлиненной стрелой и ковшом емкостью 2 м³, может обеспечить при проходке траншей погрузку горной массы на транспорт, стоящий на уступе высотой до 10 м.

В связи с тем, что в производственных условиях на погрузке скальных пород модель СЭ-3 с ковшом емкостью 4—5 м³ не апробирована, для установления потребности в экскаваторном парке производительность экскаватора определяется по трехкубовому ковшу, годовая выработка которого для рассматриваемых условий может быть принята на основе практики крупнейших рудников Советского Союза (Баженовских асбестовых, Магнитогорского и Коунрадского) в 380 тыс. м³ в год, или 126,5 тыс. м³ на 1 м³ емкости ковша.

При объемном весе 1 м³ руды и пустых пород, равном 3,3 т, годовая производительность экскаватора составит 1250 тыс. т горной массы, или 417 тыс. т на 1 м³ емкости ковша.

Для заданной производительности рудника по горной массе в количестве 21 600 тыс. т, в том числе: по руде — 12 000 тыс. т и по пустой породе 9600 тыс. т, необходимо иметь:

а) на добыче руды — 12 000 тыс. т: 1250 тыс. т — 10 экскаваторов
б) на вскрышные работы 9600 тыс. т : 1250 тыс. т=8 »

Всего 18 экскаваторов

Для подмены рабочих экскаваторов в периоды капитальных, текущих ремонтов и плановых осмотров инвентарное количество экскаваторов принимается на 15% больше расчетного. Тогда состав экскаваторного парка определится в количестве 18 · 1,15=20 единиц.

Буровзрывные работы

Монолитное строение и высокая крепость руды и вмещающих пород требуют предварительного рыхления их при погрузке экскаваторами.

Для рыхления предполагается применить взрывные работы методом колонковых зарядов, помещаемых в скважинах канатно-ударного бурения.

В условиях Качканарского месторождения, отличающегося значительной крепостью руды и боковых пород, наиболее эффективно ведение буровых работ мощными станками канатно-ударного бурения типа БС-1.

Техническая характеристика такого станка нижеследующая: вес — 20,8 т, вес бурового инструмента — 1700 кг, максимальный диаметр скважин — 300 мм, мощность электродвигателя — 40,0 квт. При установке электродвигателя мощностью 70—75 квт вес бурового снаряда может быть увеличен до 2700 кг.

Разделку негабарита при экскаваторной погрузке предполагается производить взрыванием мелких шпуров перфораторного бурения с использованием для этой цели легких перфораторов РП-17 Ленинградского завода «Пневматика» .

Общая потребность в буровых станках типа БС-1 (с учетом 10% резервных)—40 шт; в перфораторах РП-17 (с учетом резервных)—48 шт.

Штат рабочих на буровзрывных работах — 400 человек в сутки.

РУДНИЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

В условиях разработки данного месторождения при производительности рудника по добыче горной массы в количестве 21 600 тыс. т в год рудничный транспорт должен быть мощным, надежным, четко работающим и экономически выгодным.

Наиболее отвечающим этим требованиям следует считать широколейный железнодорожный транспорт с электрифицированной тягой, с мощными двигателями и большегрузными вагонами.

Отечественными заводами выпускаются в настоящее время электровозы колеи 1524 мм марки IV КП-1-А, сцепным весом 80 т и думпкары, грузоподъемностью 50 т.

Однако принимая во внимание масштабы предприятия, при установлении типа подвижного состава следует ориентироваться на применение более мощных электровозов, сцепным весом 100 и 150 т, намечаемых в настоящее время к серийному выпуску.

При заданной производительности рудника потребуется применение двухпутной схемы движения с автоблокировкой отдельных участков и централизацией главных стрелок.

Расчеты показывают, что потребность в тяговом и подвижном составе рудника с учетом резерва составит 20—25 мощных электровозов и 100—120 думпкаров.

Схема путевого развития определяется направлениями и густотой грузовых потоков. На приемные бункеры рудодробильной фабрики будет поступать из карьера 12 000 тыс. т руды и на отвалы пустых пород — 9600 тыс. т.

Для формирования составов и отправления их предполагается на горизонте с отметкой 255—260 м оборудовать центральную распределительную станцию, от которой один путь будет отходить к бункерам обогатительной фабрики, а другой — в сторону карьера.

Карьерный путь идет с подъемом 30‰ и от него отходят тупиковые заезды на горизонты +260, +270, +280, +290 м. На горизонте с отметкой +260, +270 м предполагается устроить станцию для пропуска составов на отвал пустых пород, добываемых при разносе бортов карьера на горизонтах, лежащих выше горизонта с отметкой +270 м.

Для разработки карьера с замкнутыми контурами предполагается дать от центральной распределительной станции двухпутный тупик к съездной траншее, вскрывающей нижние горизонты карьера с восточной стороны и второй тупик к съездной траншее, вскрывающей залежь с юго-западной стороны карьера. Юго-западная съездная траншея будет служить для выдачи пустых пород, а восточная — для выдачи руды на центральную распределительную станцию.

В связи с тем, что разработка Главной залежи в нижних горизонтах должна рассматриваться комплексно с разработкой Северной залежи, то направление трассы этих съездов и подходов к ним железнодорожными путями должно быть решено в зависимости от способов вскрытия Северной, Восточной и Промежуточной залежей, которые будут приняты в проекте рудника. Общая длина всех поверхностных путей ориентировочно составит 20—30 км. Рельсы укладываются тяжелого типа, желательно I-А, или 50 кг/м.

Для организации ремонта электровозов и текущего содержания думпкаров необходимо построить электровозовагонное депо, имеющее до 5 стойл для электровозов и 3—5 стойл для думпкаров.

Для механизации путеремонтных работ следует предусмотреть различные дорожные механизмы, а именно: путепередвигатели, струги для выравнивания откосов и бульдозеры с гусеничным трактором для разных работ, пневматические шпалоподбойки и др.

ОТВАЛЬНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Объем пустых пород, получаемых от разноса бортов карьера и от выемки безрудных участков внутри контура карьера, при полной производительности рудника по руде, будет составлять 2900 тыс. м³ в год.

Таким образом, ежегодно для размещения отвалов пустых пород потребуются значительные площади свободной территории. Действительно, при средней высоте отвальной насыпи в 10 м и коэффициенте разрыхления 1,5, ежегодно засыпаемая площадь составит:

$$\frac{2900 \text{ тыс. м}^3 \cdot 1{,}5}{10 \text{ м}} = 435 \text{ тыс. м}^2$$

Исходя из годовой прозводительности отвала 4000 тыс. м³, потребуется иметь один отвал.

Для производства отвальных работ при грубом и крупнокусковом материале наиболее подходящим механизмом будет трехкубовый экскаватор с последующей заменой его пятикубовым.

Впервые экскаватор для производства отвальных работ был применен во время Великой Отечественной войны на асбестовых рудниках Баженовского района. Применение его дало значительное снижение стоимости этих работ при резком сокращении числа рабочих, ранее занятых на этом процессе. Вскоре упомянутый способ отвалообразования был распространен и на другие рудники Советского Союза.

Для передвижки путей на отвалах рекомендуется применить экскаваторный кран, а для планировки поверхности отвалов по трассе путей — бульдозер.

Оборудование для отвальных работ в первый период работы рудника требуется следующее:

трехкубовый экскаватор, марки СЭ-3 . . .	3 шт.
бульдозер с трактором С-80	3 „
экскаваторный кран	1 „

Штат рабочих для обслуживания отвалов намечается в количестве 33 человек, в том числе:

Машинисты экскаваторов	9
Помощники машинистов	9
Рабочие на черном ремонте путей после механической передвижки и на очистке их . . .	14
Тракторист	1
Всего . . .	33

ОРГАНИЗАЦИЯ И РЕЖИМ РАБОТ РУДНИКА

На современных крупных отечественных рудниках открытые работы производятся в течение круглого года с остановкой их на общесоюзные нерабочие дни. При этом на некоторых рудниках применяется непрерывная рабочая неделя, а на других—прерывная семидневная неделя с общим выходным днем. В качестве примера организации работ на непрерывной неделе можно указать Коунрадский рудник, асбестовые рудники Баженовского района и на прерывной — Магнитогорский рудник. Тот или иной режим работы рудников определяется обычно местными условиями в зависимости от характера последующей обработки и использования руд.

Для рассматриваемого рудника примем наиболее простую организацию работ на прерывной рабочей неделе с общим выходным днем, используемым для осмотров и ремонтов оборудования. Тогда число рабочих дней в году за вычетом нерабочих дней и выходных составит 307.

Ввиду высокой производительности рудника число рабочих смен в сутки примем три, так как при двухсменной работе требуется увеличение мощности оборудования в 1,5 раза и усиливается напряженность рудничного транспорта в связи с необходимостью переброски того же объема грузов за более короткий срок.

Кроме того, при трехсменной работе получается увязка с работой обогатительной фабрики, также работающей в три смены и, следовательно, не требуется создание промежуточных складов между рудником и фабрикой.

Итак, в настоящей работе принята общая организация работ при 307 рабочих днях в году, прерывной рабочей неделе и трех восьмичасовых сменах в сутки.

Перфораторное бурение на разделке негабаритных кусков породы и руды рекомендуется производить в две смены в сутки. Число рабочих дней в году отдельных экскаваторов за вычетом времени, требующегося для производства текущих, средних и капитальных ремонтов, принимается 270.

Число часов работы экскаваторов в сутки, за вычетом простоев во время осмотров машин, передачи смен и производства взрывных работ, устанавливается равным 20.

Соответственно этому режиму определяются производительность основного оборудования и потребность его для работы рудника.

СООБРАЖЕНИЯ О ДАЛЬНЕЙШЕМ РАЗВИТИИ ДОБЫЧИ

Выше были приведены соображения об эксплуатации Главной залежи Гусевогорского месторождения с производительностью 12 млн. т в год по сырой руде и 21,6 млн. т по горной массе.

Согласно проведенным расчетам, общая потребность в качканарской руде не покрывается вводом в эксплуатацию только Главной залежи и в связи с этим потребуется разработка также других рудных объектов Качканарского месторождения.

Условия залегания всех рудных тел месторождения во многом аналогичны между собой и поэтому методы их эксплуатации будут сходны.

Наиболее перспективным участком Гусевогорского месторождения, после Главной залежи, является Северная залежь, годовая производительность которой может быть доведена до 18—22 млн. т руды в год.

Добыча руды на Северной залежи будет производиться (так же как на Главной) открытыми работами с непосредственными заездами в карьер. При этом вскрытие залежи ввиду большой площади рудного поля, повидимому, может быть осуществлено спиральными съездами. Вид транспорта, вследствие большой производительности карьера, также будет принят рельсовый, но с применением мощных электровозов, сцепным весом не менее 100—150 т и большегрузных вагонов.

Прогресс отечественного горного машиностроения позволяет предполагать, что в ближайшие годы будут освоены серийным производством экскаваторы, емкостью ковша в пять и более кубометров.

Применение сильновзрывчатых веществ при горных работах, увеличение мощности буровых станков и усиление конструктивной прочности деталей экскаваторов, повидимому, позволит в дальнейшем перейти на бо́льшую высоту уступов, чем рекомендуемая в настоящей работе для разработки Главной залежи.

При значительных размерах рудного массива Северной залежи средний коэффициент вскрыши не будет превышать 0,6—0,75; поэтому добыча горной массы при производительности 22 млн. т по сырой руде будет находиться на уровне 35—38 млн. т в год.

Состав основного оборудования в применении к современным типам машин будет следующий (в шт.):

Экскаваторы трехкубовые для добычных работ марки СЭ-3	32
То же для отвальных работ	8
Итого	40
Станки буровые типа БС-1	75
Электровозы сцепным весом 80 т типа IV КП-1-А	40
Вагоны думпкары Калининградского завода грузоподъемностью 50 т	400
Компрессоры производительностью воздуха 100 м³/мин	5
Экскаваторные краны	5
Бульдозеры с трактором С-80	6

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАЗРАБОТКИ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Все технико-экономические показатели исчислены в настоящей работе при мощности карьера на Главной залежи Гусевогорского месторождения 12 млн. т по руде и 21,6 млн. т по горной массе.

Дальнейшее развитие разработок с вводом в эксплуатацию карьера на Северной залежи несколько улучшит показатели добычи, в особенности после доведения последней на этом карьере до полной мощности (18—22 млн. т).

В то же время эксплуатация менее мощных карьеров на Южной и Промежуточной залежах приведет к известному ухудшению показателей добычи.

Все же в конечном счете ориентация на показатели эксплуатации Главной залежи, повидимому, является достаточно правильной.

Эксплуатационные затраты исчислены ниже в ценах 1952 г., а капитальные — в ценах, введенных с 1.VII 1950 г.

Капитальные затраты на строительство карьера I очереди мощностью в 12 млн. т по руде и 21,6 млн. т по горной массе определяются исходя из следующих соображений.

Капитальные затраты по техническим факторам с включением начислений по генсмете примерно исчислены в сумме 185 млн. руб. Это дает 8 р. 60 к. на 1 т годовой добычи горной массы и 15 р. 50 к. на 1 т руды.

По основным видам работ эти затраты распределяются примерно как показано в табл. 19.

Таблица 19

Распределение капитальных затрат по основным видам работ

Статья расхода	Сумма (в млн. руб.)
Горные капитальные работы . .	45
Оборудование	80
Промышленные здания и сооружения	60
Всего . . .	185

Приведенные в этой таблице суммы не включают затрат по вспомогательному и общекомбинатскому хозяйствам рудника.

Имеющиеся расчеты Уралгипроруды и общая проектная практика устанавливают, что на эти объекты падает около 50% от цеховых затрат, т. е. около 90 млн. руб. Таким образом, общие затраты по руднику, включая вспомогательные и на общекомбинатское хозяйство, составляют 275 млн. руб., или 12 р. 80 к. на 1 т горной массы.

Затраты по жилищному строительству и соцкультбытовые расходы определяются в следующих цифрах.

Ориентировочное количество трудящихся по руднику составляет 3000 чел. Годовая сумма капиталовложений по жилстроительству и соцкультбытовым факторам может быть принята около 20 тыс. руб. на одного трудящегося.

Соответственно общая сумма необходимых ассигнований на жилстроительство определится округленно в 60 млн. руб.

Таким образом, общая сумма затрат по руднику определится в 335 млн. руб.

Стоимость 1 т рудной массы (в ценах, введенных с 1.1 1952 г.) по предварительным расчетам определена в 7 р. 50 к. (табл. 20).

Таблица 20

Стоимость 1 т рудной массы и ее распределение по элементам затрат

Статья расхода	Стоимость (в руб.)
Зарплата и начисления	2,72
Материалы	1,46
Электроэнергия	0,58
Амортизация	1,02
Текущий ремонт	0,39
Прочие расходы	0,65
Итого цеховые расходы	6,82
Общерудничные расходы	0,68
Всего . .	7,50

При расчете стоимости 1 т рудной массы были приняты следующие исходные положения:

расход электроэнергии — 2,3 квт-ч на 1 т горной массы, или 4,1 квт-ч на 1 т руды;

стоимость электроэнергии — 14 коп. за 1 квт-ч;

среднегодовая зарплата одного трудящегося 10 000 руб.

Амортизация и текущий ремонт исчислены в соответствии с приведенной выше суммой капитальных затрат. Прочие расходы составляют 10% от цеховых затрат. Общерудничные расходы приняты в размере 10% от цеховых затрат.

Исчисленная выше стоимость рудной массы определилась при условии добычи 1,8 т горной массы на 1 т руды, что соответствует первому периоду работы рудника. Это дает стоимость 1 т горной массы в 4 р. 17 к.

В среднем же за весь период эксплуатации рудника в соответствии с вышеизложенным будет добываться 1,6—1,65 т горной массы на 1 т руды, что снизит стоимость последней до 6 р. 75 к. Эта цифра взята за основу в наших последующих расчетах.

Указанная сумма принята также и в расчетах Института Уралгипроруда, исходившего из среднего соотношения вскрыши по руднику.

ГЛАВА IV

ПОДГОТОВКА КАЧКАНАРСКИХ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД К ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ

ОПЫТЫ ОБОГАЩЕНИЯ КАЧКАНАРСКИХ РУД

Опыты обогащения 1932 г.

Впервые гусевогорские вкрапленные руды были испытаны на обогатимость Уралмеханобром в 1932 г. Этими испытаниями было установлено, что они удовлетворительно обогащаются методом электромагнитной сепарации. Концентраты имели относительно небольшое содержание двуокиси титана и достаточно высокое содержание железа.

Этими же исследованиями было установлено, что общее содержание в руде ильменита, с которым связан титан, относительно невелико и извлекать его в самостоятельный титановый концентрат нецелесообразно.

Ванадию и фосфору в опытах 1932 г. не было уделено достаточно внимания. В результате указанных исследований была рекомендована схема мокрого магнитного обогащения руды при конечном измельчении ее до —0,4 мм.

Сводные показатели обогащения, полученные при пересчете на содержание железа в руде в количестве 18%, приведены в табл. 21.

Таблица 21

Сводные показатели обогащения руд при испытаниях 1932 г. (в %)

Название продукта	Выход	*Содержание*			*Извлечение*		
		Fe	V_2O_5	TiO_2	Fe	V_2O_5	TiO_2
Концентрат . . .	23,0	59,4	0,45	3,2	75,9	74,0	61,0
Хвосты	77,0	5,7	0,05	0,6	24,1	26,0	39,0
Руда . . .	100,0	18,0	0,14	1,2	100,0	100,0	100,0

Более тонкое измельчение руды (до 0,2—0,15 мм) существенных улучшений показателей не дало; содержание железа в концентрате повышалось незначительно, а выход концентрата и извлечение железа уменьшались.

Опыты обогащения 1946—1951 гг.

После длительного перерыва испытания качканарских руд возобновились в 1946 г. и проводились Уралмеханобром параллельно с разведочными работами на месторождении.

Всего за период 1946—1951 гг. было подвергнуто испытаниям обогатимости 30 проб, из них 22 пробы по Гусевогорскому месторождению (Главная и Северная залежи) и 8 проб по Качканарскому месторождению.

Керновые пробы были представлены усредненными техническими пробами, характеризующими отдельные залежи этих месторождений. Вес технических проб из глубоких шурфов и от керна из буровых скважин изменялся от 1200 до 2800 кг и в среднем составлял около 2000 кг.

Пробы для контрольных испытаний были увеличенного веса от 2,5 до 5 т (пробы 67, 1319, 8922, 21 и 25) и до 10—14 т (пробы 26 и 27).

В табл. 22 приводятся перечень испытанных проб и данные о содержании в них железа, ванадия и платины.

Испытания 1946—1951 гг. могут быть разделены, прежде всего, по объектам исследований, а именно, рудам Гусевогорского и собственно Качканарского месторождений.

В свою очередь, для каждой из этих руд было проведено несколько серий испытаний.

По Гусевогорскому месторождению проведенные испытания можно разбить на следующие периоды:

1) опыты обогащения 1946—1949 гг. по рудам Главной залежи;
2) контрольные испытания 1949 г. по рудам Главной залежи;
3) опыты обогащения 1950—1951 гг. по рудам Северной залежи;
4) полупромышленные испытания обогатимости руд Главной залежи на Косьвинской фабрике;
5) промышленные испытания руд Главной залежи на магнитно-обогатительной и агломерационной фабриках на горе Благодати.

По собственно Качканарскому месторождению различаются опыты 1950 г. для руд верхних горизонтов и опыты 1951 г. для руд нижних горизонтов.

Ниже дается характеристика проведенных испытаний.

По гусевогорским рудам за время с X.1946 по IX.1949 г. было исследовано 18 проб, в том числе 14 проб из верхних горизонтов и 4 керновых пробы из глубинных зон. По обогатимости и своим технологическим особенностям руды разделяются на два типа: мелковкрапленные и крупновкрапленные. Возможность разделения руд на два технологических типа (вместо пяти типов, устанавливаемых по геолого-минералогическим признакам) значительно сократила объем исследования качканарских руд и упрощает использование их в промышленности.

Пробы, взятые из верхних горизонтов, делятся на: а) пробы, взятые из естественных обнажений, в том числе две пробы (5, 6) от мелковкрапленных и три пробы (1, 3, 7) от крупновкрапленных руд; б) технические пробы из шурфов, в том числе четыре от мелковкрапленных (12, 13, 14 и 15), четыре от крупновкрапленных (16, 17, 18 и 19) разновидностей и одна проба смешанных руд (13, 19), составленная из 7 технических проб (без участия пробы 12).

В табл. 23 приводится полный химический состав проб с разбивкой их по типам.

Большинство проб характеризуется содержанием железа в пределах 14—20%. Исключение составляют пробы 12 и 17 с пониженным содер-

Таблица 22

Характеристика исследованных руд *Качканарского* месторождения по содержанию железа, ванадия и платины

Наименование рудного поля	Зона месторождения	Крупновкрапленные				Мелковкрапленные				Смешанные			
		№ пробы	Fe	V_2O_5	Pt (в г/т)	№ пробы	Fe	V_2O_5	Pt (в г/т)	№ пробы	Fe	V_2O_5	Pt (в г/т)
Гусевогорское	Верхняя (пробы из шурфов)	17	12,2	0,06	0,06	12	9,3	0,02	0,02	1319	18,4	0,17	0,12
Главная залежь		16	14,5	0,08	0,09	5	14,5	0,06	0,06	67	20,4	0,18	0,15
		18	15,4	0,12	0,14	15	15,5	0,14	0,06	—	—	—	—
		7	17,4	0,16	0,16	13	17,2	0,12	0,07	—	—	—	—
		19	19,4	0,14	0,10	14	18,9	0,10	0,10	—	—	—	—
		3	22,2	0,24	0,17	6	24,7	0,20	0,12	—	—	—	—
		1	28,8	0,16	0,18	—	—	—	—	—	—	—	—
	Среднее	—	18,4	0,14	0,11	—	18,2	0,12	0,09	—	19,4	0,17	0,14
Главная залежь	Нижняя (пробы от керна из буровых скважин)	20	17,9	0,14	0,12	21	17,8	0,10	0,01	—	—	—	—
		26	17,9	0,16	0,08	—	—	—	—	—	—	—	—
		11	19,5	0,20	0,24	10	20,4	0,23	0,06	—	—	—	—
	Среднее	—	18,7	0,17	0,14	—	19,1	0,17	0,04	—	—	—	—
Северная залежь	Нижняя (пробы от керна из буровых скважин)	—	—	—	—	—	—	—	—	30	16,7	0,15	0,06
		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
		—	—	—	—	—	—	—	—	31	16,8	0,14	0,05
	Среднее	—	—	—	—	—	—	—	—	—	16,7	0,14	0,05
Качканарское Северный участок	Верхняя	8	18,9	0,13	0,16	9	17,2	0,13	0,02	8922	17,5	0,14	0,08
	Нижняя	—	—	—	—	22	34,4	0,23	0,16	—	—	—	—
	"	—	—	—	—	—	—	—	—	23	17,3	0,13	0,04
	"	—	—	—	—	—	—	—	—	25	18,0	0,16	0,03
	"	—	—	—	—	—	—	—	—	33	17,5	0,13	0,13
Южный участок	"	—	—	—	—	—	—	—	—	24	16,2	0,13	0,07
	Среднее	—	18,9	0,13	0,16	*	17,2	0,13	0,02	—	17,3	0,14	0,07

Без учета пробы 22.

Таблица 23

Полный химический состав проб, испытанных в 1946—1949 гг.

(в %)

№ пробы	Место взятия пробы	$Fe_{общ}$	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	FeO	CaO	MgO	V_2O_5	P	S	Сумма	Pt (в г/т)
Крупновкрапленные														
1	Естественные обнажения верхних горизонтов	28,2	28,0	1,3	21,8	9,2	13,2	13,1	12,3	0,16	0,003	0,004	99,10	0,18
3		22,2	30,9	1,9	20,9	9,9	10,5	9,9	10,7	0,24	0,006	0,04	96,20	0,17
7		17,4	35,8	1,3	13,9	8,4	9,6	15,9	12,7	0,16	Следы	0,07	97,83	0,16
11	Керн глубинной зоны	19,5	32,0	1,5	14,8	7,0	11,9	15,0	14,4	0,20	0,003	Следы	96,83	0,24
16	Шурфы верхних горизонтов	14,5	43,4	1,0	12,0	5,3	7,6	18,5	13,3	0,08	0,006	Следы	98,18	0,09
17		12,2	45,8	0,7	9,1	6,5	7,5	17,7	8,8	0,06	0,014	0,07	96,24	0,06
18		15,4	38,5	1,1	13,1	7,4	8,5	17,0	12,2	0,12	0,021	0,02	98,06	0,14
19		19,4	36,9	1,6	16,7	6,6	9,5	16,5	11,7	0,14	0,024	Следы	99,60	0,10
20	Керн глубинной зоны	17,9	39,2	1,3	15,4	3,4	9,2	17,9	12,6	0,14	0,010	0,05	99,60	0,12
Мелковкрапленные														
5	Естественные обнажения верхних горизонтов	14,5	40,6	0,5	10,8	5,6	5,9	17,8	15,0	0,06	0,005	0,01	96,82	0,06
6		24,7	28,8	1,6	20,0	7,8	13,1	8,9	17,2	0,20	Следы	0,14	98,74	0,12
10	Керн глубинной зоны	20,4	32,7	1,4	15,9	5,1	11,6	14,5	14,4	0,23	0,012	Следы	95,84	0,06
12	Шурфы верхних горизонтов	9,3	41,2	0,5	7,3	2,8	6,6	18,9	17,5	0,02	0,007	0,04	94,87	0,02
13		17,8	36,1	1,5	14,7	7,0	8,9	18,5	12,4	0,12	0,008	0,02	99,25	0,07
14		18,9	35,9	1,6	17,3	7,1	8,4	17,2	12,4	0,10	0,008	Следы	100,08	0,10
15		15,5	32,9	0,9	12,7	6,3	8,4	11,0	20,9	0,14	0,010	0,07	93,32	0,06
21	Керн глубинной зоны	17,7	38,8	1,3	14,5	4,5	9,7	17,0	12,9	0,10	—	—	—	—
Смешанные														
1319	—	18,4	37,3	1,4	16,9	4,7	8,5	16,8	13,2	0,17	0,013	0,03	—	—

жанием железа (соответственно 9,5 и 12,2%) и пробы 1, 3, 6 с повышенным содержанием железа (соответственно 28,2; 22,3 и 24,6%).

Первая серия испытаний, проведенных с пробами гусевогорских руд, преследовала цели: а) выявления оптимальных условий обогащения основных разновидностей руд и б) установления верхнего и нижнего пределов дробления руды.

Таблица 24

Средние показатели обогащения при различной крупности дробления руды
(в %)

Крупность дробления руды (в мм)	Магнитная часть					Немагнитная часть (хвосты)				
	выход	содержание		извлечение		выход	содержание		извлечение	
		Fe	V_2O_5	Fe	V_2O_5		Fe	V_2O_5	Fe	V_2O_5
Крупновкрапленные (при среднем содержании в рудах 18% Fe и 0,17% V_2O_5)										
50—0	23,2	26,7	—	33,5	—	76,8	15,8	—	66,5	—
25—0	33,9	26,2	—	49,2	—	66,1	14,3	—	50,8	—
12—0	53,2	27,2	0,27	79,2	83,0	46,8	8,3	0,06	20,8	17,0
6—0	56,2	26,9	—	81,6	—	43,8	7,7	—	18,4	—
3—0	43,8	33,9	0,32	81,0	83,0	56,2	7,3	0,05	19,0	17,0
1—0	30,1	47,1	0,45	77,5	79,0	69,9	6,4	0,05	22,5	21,0
0, 6—0	27,4	50,0	0,48	74,5	75,0	72,6	6,4	0,06	25,5	25,0
0,30—0	24,6	55,8	0,53	74,0	77,0	75,4	6,4	0,05	26,0	23,0
0,20—0	23,5	57,5	0,57	73,5	79,0	76,5	6,4	0,05	26,5	21,0
0, 15—0	23,1	58,5	0,58	73,4	79,0	76,9	6,3	0,05	26,6	21,0
0, 10—0	23,1	58,7	0,59	73,7	80,0	76,9	6,3	0,04	26,3	20,0
0,074—0	23,6	57,1	0,57	73,0	80,0	76,4	6,5	0,04	27,0	20,0
Мелковкрапленные (при среднем содержании в руде 18,2% Fe и 0,15% V_2O_5)										
50—0	30,6	22,0	—	36,6	—	69,4	15,0	—	63,4	—
25—0	47,4	22,0	—	57,0	—	52,6	14,8	—	43,0	—
12—0	74,6	21,0	0,18	86,0	90,0	25,4	9,9	0,06	14,0	10,0
6—0	74,9	21,6	—	89,0	—	25,1	8,0	—	11,0	—
3—0	61,0	25,0	0,24	85,2	88,0	39,0	7,8	0,05	14,8	12,0
1—0	42,9	33,4	0,27	81,2	77,0	57,1	6,1	0,06	18,8	23,0
0, 6—0	39,7	36,5	0,29	80,2	76,0	60,3	6,0	0,06	19,8	24,0
0,30—0	34,0	42,5	0,33	80,0	75,0	66,0	5,6	0,06	20,0	25,0
0,20—0	30,9	47,0	0,38	78,3	78,0	69,1	5,7	0,05	21,7	22,0
0, 15—0	27,8	52,0	0,40	77,9	76,0	72,2	5,7	0,05	22,1	24,0
0, 10—0	26,2	54,0	0,42	76,7	73,0	73,8	5,7	0,05	23,3	27,0
0,074—0	25,3	55,5	0,44	75,4	74,0	74,7	6,1	0,05	24,6	26,0

В табл. 24 приводятся средние показатели обогащения крупно- и мелковкрапленных руд при различной крупности измельчения, анализ которых показывает, что поведение обеих разновидностей при обогащении в общем довольно сходно. В частности, содержание железа в хвостах для руд той и другой разновидности очень близко.

Это обстоятельство весьма существенно, так как предопределило возможность совместного обогащения крупно- и мелковкрапленных руд. Последнее, в свою очередь, исключало необходимость селективной добычи обеих разновидностей. В условиях Качканарского месторождения

такая селекция весьма затруднительна и, учитывая бедность руды по железу, крайне нежелательна.

Показатели обогащения, приведенные в табл. 24, были получены при сухой магнитной сепарации для руды дробленностью от 50—0 до 6—0 мм и при мокрой магнитной сепарации при измельчении от 3—0 до 0,074—0 мм.

Проведенные испытания показали, что эффективность обогащения руды крупнее 12 мм крайне низка. Получались концентраты с невысоким содержанием железа и недостаточно бедные хвосты.

Перелом в показателях сухого магнитного обогащения гусевогорских руд наблюдается при переходе от крупности 25—0 к 12—0 (6—0) мм и мокрой магнитной сепарации — при переходе от крупности 6—0 к 3—0 (1—0) мм. Минимальные потери железа и ванадия в хвостах крупностью —12 (6) мм и —3 (1) мм позволяют считать эти хвосты отвальными. Магнитную часть руды при этой крупности надо считать промежуточным продуктом, в связи с относительно низким содержанием железа в этом материале.

Резкое повышение содержания железа в концентратах начинается с крупности 1—0 мм. Дальнейшее измельчение руды до 0,3—0,2 мм позволяет довести содержание железа в концентратах крупновкрапленных руд до 56—57% и мелковкрапленных руд до 43—47%.

Учитывая наличие в гусевогорских рудах платины, оценка показателей обогащения (в частности качества хвостов) должна производиться не только по содержанию железа, но и по содержанию платины.

В табл. 25 приведено содержание платины в продуктах обогащения при разной крупности.

Из табл. 25 следует, что показатели обогащения по платине для крупновкрапленных руд лучше, чем для мелковкрапленных. Содержание платины и извлечение ее в хвосты для крупновкрапленных значительно выше, чем для мелковкрапленных руд. С понижением крупности дробления руды содержание платины в хвостах падает, оставаясь для крупновкрапленных руд выше, а для мелковкрапленных руд ниже содержания этого компонента в руде.

Извлечение платины в хвосты магнитной сепарации почти всюду следует за их выходом. Чем выше выход хвостов, тем выше извлечение в них платины. При этом более заметно повышение извлечения платины в хвосты при крупностях 1—0 и 0,2—0 мм. В последнем случае извлечение платины в хвосты достигает для крупновкрапленных руд 85%, а для мелковкрапленных — 50%. Следовательно, при одностадиальном обогащении измельчение всей руды до конечной крупности должно быть не ниже 0,2 мм; при двух и более стадиальном же обогащении крупность измельчения для первой стадии обогащения должна быть около 1 мм.

Уралмеханобром была затем проведена серия укрупненных испытаний по схеме двухстадиального обогащения. Испытания эти проводились сначала с каждой из 8 технических и 3 керновых проб, а затем с пробами смешанных руд 1319 и 20 большего веса, характеризующихся средним содержанием железа 18%, поскольку это содержание железа считалось характерным для руд Главной залежи Гусевогорского месторождения.

Как известно из геологической и горной части настоящей работы, в действительности среднее содержание железа в рудной массе, которая будет поступать из карьера, определяется в несколько меньших цифрах (16—17%). Проба 20 отобрана разведочной экспедицией от керна руд-

Таблица 25

Поведение железа и платины при магнитном обогащении руды различной крупности

Наименование операции	Крупность измельчения (в мм)	Наименование продукта обогащения	Выход (в %)	Содержание		Извлечение (в %)	
				Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt
I. Руды крупновкрапленные (среднее для проб 1, 3, 16, 17, 18 и 19)		*Исходная руда*	100,0	18,2	0,134	100,0	100,0
Сухая магнитая сепарация	12—0	Концентрат . . .	53,2	27,2	0,095	79,2	37,5
		Хвосты	46,8	8,1	0,18	20,8	62,5
Мокрая магнитная сепарация	3—0	Концентрат . . .	43,8	33,9	0,10	81,0	32,7
		Хвосты	56,2	6,4	0,16	19,0	67,3
То же	1—0	Концентрат . . .	30,1	47,1	0,113	77,5	25,2
		Хвосты	69,9	7,7	0,19	22,5	74,8
То же	0,2—0	Концентрат . . .	23,5	58,0	0,085	74,8	15,0
		Хвосты	76,5	6,0	0,15	25,2	85,0
II. Руды мелковкрапленные (среднее для проб 5, 6, 12, 13, 14 и 15)		*Исходная руда* .	100,0	18,1	0,085	100,0	100,0
Сухая магнитная сепарация	12—0	Концентрат . .	74,6	21,0	0,08	86,0	70,0
		Хвосты	25,4	9,0	0,106	14,0	30,0
Мокрая магнитная сепарация	3—0	Концентрат . . .	61,0	25,0	0,125	85,2	90,0
		Хвосты	39,0	5,8	0,02	14,8	10,0
То же	1—0	Концентрат . . .	42,9	33,4	0,12	81,0	60,0
		Хвосты	57,1	6,1	0,06	19,0	40,0
То же	0,21—0	Концентрат . . .	30,0	46,8	0,14	77,5	50,0
		Хвосты	70,0	5,8	0,06	22,5	50,0

ных зон скважин 23, 24, 25 и 27 основного разведочного профиля IV с. и характеризует руды нижних горизонтов месторождения.

Проба 1319, составленная из 7 технических проб, характеризует руды верхних горизонтов месторождения. Вес каждой пробы составил 2,5 т.

Из табл. 26, в которой суммированы показатели основной магнитной сепарации крупно- и мелковкрапленных руд при крупности 12—0 мм, следует, что из гусевогорских руд нельзя выделить кусковой концентрат. Так, выход концентрата крупностью 12—6 мм крайне мал (0,7% для крупновкрапленных и 0,3% для мелковкрапленных руд) и не может иметь практического значения.

Среднее содержание железа во всем концентрате крупностью 12—0 мм составляет 38—39%, а в промежуточном продукте — 27—21%. Хвосты основной магнитной сепарации крупностью 12—0 мм содержат 8,3—9,9% железа и 0,185—0,106 г/т платины.

В табл. 27 суммированы показатели сухой и мокрой магнитной сепарации руды по схеме двухстадиального обогащения с измельчением промпродукта до 0,2 мм. Окончательно при двухстадиальной схеме содержание железа в конечном концентрате составляет 59,3% для крупновкрапленных и 52,4% для мелковкрапленных руд. Выход этого концентрата составляет соответственно 21,4 и 24,7%, а извлечение железа — 69,5 и 71%.

Таблица 26

Показатели сухого магнитного обогащения руды крупностью 12—0 мм

Наименование операции	Наименование дополнительной операции	Наименование продукта обогащения	Крупновкрапленные руды: выход от руды в %	содержание: Fe (в %)	содержание: Pt (в г/т)	извлечение (в %): Fe	извлечение (в %): Pt	Мелковкрапленные руды: выход от руды (в %)	содержание: Fe (в %)	содержание: Pt (в г/т)	извлечение (в %): Fe	извлечение (в %): Pt
Основная магнитная сепарация	Перечистная магнитная сепарация	1. Концентрат	10,1	39,2	0,14	21,5	10,7	9,8	38,1	0,30	20,5	35,0
		В том числе класс:										
		12—6 мм	0,7	46,4	0,04	1,7	0,2	0,3	40,2	0,10	0,6	0,4
		6—0 мм	9,4	39,0	0,15	19,8	10,5	9,5	38,0	0,31	19,9	34,6
		2. Промежуточный продукт	43,1	24,5	0,09	57,7	26,8	64,8	18,4	0,045	65,5	35,0
		Итого магнитная часть 12—0 мм	53,2	27,2	0,095	79,2	37,5	74,6	21,0	0,08	86,0	70,0
		3. Хвосты 12—0 мм	46,8	8,3	0,18	20,8	62,5	25,4	9,9	0,106	14,0	30,0
		Исходная руда 12—0 мм	100,0	18,4	0,134	100,0	100,0	100,0	18,2	0.083	100,0	100,0

Таблица 27

Показатели обогащения крупно- и мелковкрапленных руд по схеме двухстадиального обогащения

Стадия обогащения	Наименование операции	Крупность продуктов (в мм)	Наименование продукта обогащения	Крупновкрапленные руды: выход (в %)	содержание: Fe (в %)	содержание: Pt (в г/т)	извлечение (в %): Fe	извлечение (в %): Pt	Мелковкрапленные руды: выход (в %)	содержание: Fe (в %)	содержание: Pt (в г/т)	извлечение (в %): Fe	извлечение (в %): Pt
I	Сухая магнитная сепарация	12—0	1. Промежуточный продукт	53,2	27,2	0,095	79,2	37,5	74,6	21,0	0,08	86,0	70,0
			2. Хвосты	46,8	8,3	0,18	20,8	62,5	25,4	9,9	0,106	14,0	30,0
II	Мокрая магнитная сепарация промежуточного продукта	0,2—0	3. Концентрат	21,4	59,3	0,11	69,5	17,6	24,7	52,4	0,13	71,0	37,8
			4. Хвосты	31,8	5,7	0,09	9,7	19,9	49,9	5,5	0,05	15,0	32,2
			1. Промежуточный продукт	53,2	27,2	0,095	79,2	37,5	74,6	21,0	0,08	86,0	70,0
	Сводные результаты	0,2—0	3. Конечный концентрат	21,4	59,3	0,11	69,5	17,6	24,7	52,4	0,13	71,0	37,8
		12—0	2 + 4. Суммарные хвосты	78,6	7,2	0,14	30,5	82,4	75,3	7,0	0,007	29,0	62,2
			Исходная руда	100,0	18,4	0,134	100,0	100,0	100,0	18,2	0,085	100,0	100,0

Хвосты мокрой магнитной сепарации крупностью 0,2 мм характеризуются низким содержанием железа и содержанием платины 0,09—0,05 г/т; в суммарных сухих и мокрых хвостах содержание платины составило 0,14—0,07 г/т.

Зависимость показателей обогащения по схеме двухстадиальной магнитной сепарации от исходного содержания железа в руде приведена в табл. 28.

Таблица 28

Изменение показателей обогащения в зависимости от содержания железа в руде *при применении схемы двухстадиальной магнитной сепарации*
(в %)

Содержание железа в руде	Конечный концентрат крупностью 0,2—0 мм			Содержание железа в промежуточном *продукте* крупностью 12—0 мм	Эффективность обогащения руды
	выход	содержание железа	извлечение железа		
Крупновкрапленные руды					
12,4	8,7	57,1	42,0	24,4	65,0
14,5	14,6	57,8	57,3	22,8	82,0
15,4*	16,0	57,6	59,5	23,4	84,0
17,4*	19,9	59,7	68,8	24,1	86,0
19,4	24,2	59,9	74,5	29,6	88,5
22,2	29,2	60,0	79,0	32,4	90,0
28,8	41,1	61,5	87,6	35,5	90,0
Среднее — 18,6	22,0	59,76	70,0	27,4	84,0
Мелковкрапленные**					
9,3	3,9	52,6	24,4	19,5	46,0
14,5***	16,0	52,1	57,5	20,0	77,0
17,2	20,4	58,1	68,8	22,8	87,0
18,9	25,4	56,7	74,7	23,7	90,0
24,7	37,7	56,4	82,7	25,5	90,0
Среднее —18,8	24,9	56,18	74,2	23,1	84,0

* В цикле сухой магнитной сепарации получены очень богатые хвосты 12—0 мм, что потребовало внесения поправки в конечные результаты.
** Проба 15 была исключена как другой тип руды сильно серпентинизированных оливинитов.
*** В пробе 5 показатели откорректированы на содержание железа 52%.

Из данных, приведенных в этой таблице, можно сделать следующие выводы:

1) характер обогатимости мелко- и крупновкрапленных руд одинаков;

2) содержание железа в промежуточном продукте крупностью 12—0 мм (грубый концентрат) сухой магнитной сепарации находится в прямой зависимости от содержания железа в исходной руде;

3) содержание железа в конечном концентрате крупновкрапленных руд на 2,5—3% выше, чем в концентрате мелковкрапленных, а выход концентрата ниже при одном и том же исходном содержании железа в руде;

Таблица 29

Результат укрупненных испытаний смешанных руд верхних горизонтов (проба 1319) по схеме двухстадиального магнитного обогащения с измельчением руды в I стадии до 12 и 6 мм и доизмельчением грубого концентрата во II стадии до 0,2 мм

Наименование операции	Наименование продукта	Крупность дробления руды 12—0 мм								Крупность дробления руды 6—0 мм					
		крупность продуктов (в мм)	выход (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)	крупность продуктов (в мм)	выход (в %)	содержание железа (в %)	извлечение железа (в %)	извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)
				Fe (в %)	Pt (в г/т)	железа	платины								
I стадия Сухая магнитная сепарация	1. Концентрат	12—0	15,3	40,0	0,25	34,0	43,9	—	—	—	—	—	—	—	—
	В том числе:														
	крупный	12—6	0,1	45,7	0,10	0,3	0,1	—	—	—	—	—	—	—	—
	мелкий	6—0	15,2	39,8	0,25	33,7	43,8	—	—	—	—	—	—	—	—
	2. Промежуточный продукт	12—0	38,2	20,8	0,07	44,1	29,5	—	—	—	—	—	—	—	—
	1 + 2. Всего магнитная часть	12—0	53,5	26,3	0,12	78,1	73,4	89,0	43,5	6—0	47,6	30,3	80,1	94,0	58,0
	3. Хвосты	12—0	46,5	8,5	0,05	21,9	26,6	—	—	6—0	52,4	6,8	19,9	—	—
II стадия Мокрая магнитная сепарация	4. Концентрат	0,2—0	22,4	53,9	0,13	67,4	32,5	87,5	79,0	0,2—0	22,9	55,1	70,8	90,0	86,0
	5. Хвосты	0,2—0	31,1	6,8	0,11	10,7	40,9	—	—	0,2—0	24,7	6,8	9,3	—	—
	1 + 2. Суммарная магнитная часть сухой сепарации	—	53,5	26,3	0,12	78,1	73,4	—	—	—	47,6	30,3	80,1	—	—
Сводные результаты	4. Конечный концентрат	0,2—0	22,4	53,9	0,13	67,4	32,5	87,5	79,0	0,2—0	22,9	55,1	70,8	90,0	86,0
	3 + 5. Суммарные сухие и мокрые хвосты	—	77,6	7,6	0,08	32,6	67,5	—	—	—	77,1	6,5	29,2	—	—
	Исходная руда	—	100,0	18,0	0,09	100,0	100,0	—	—	—	100,0	17,8	100,0	—	—

Таблица 30

Результат укрупненных испытаний смешанных руд нижних горизонтов (проба 20) по схеме двухстадиального магнитного обогащения с измельчением руды в I стадии до 12 и 6 мм и доизмельчением грубого концентрата во II стадии до — 0,2 мм

Наименование операции	Наименование продукта	Крупность дробления руды 12—0 мм								Крупность дробления руды 6—0 мм					
		крупность продуктов (в мм)	выход (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогощения (в %)	крупность продуктов (в мм)	выход (в %)	Fe (в %)	извлечение железа (в %)	извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащение (в %)
				Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt								
I стадия	1. Концентрат	12—0	19,8	34,1	0,12	37,7	19,8	—	—	—	—	—	—	—	—
Сухая магнитная сепарация	В том числе:														
	крупный	12—6	0,4	43,6	0,12	1,0	0,4	—	—	—	—	—	—	—	—
	мелкий	6—0	19,4	33,8	0,12	36,7	19,4	—	—	—	—	—	—	—	—
	2. Промежуточный продукт	12—0	33,1	20,7	0,12	38,5	33,1	—	—	—	—	—	—	—	—
	1 + 2. Всего магнитная часть	—	52,9	25,8	0,12	76,2	52,9	86,0	41,2	6—0	49,5	29,0	79,2	92,5	54,0
	3. Хвосты	—	47,1	9,0	0,12	23,8	47,1	—	—	6—0	50,5	7,4	20,8	—	—
II стадия	4. Концентрат	0,2—0	20,1	57,5	—	64,6	—	83,0	77,5	0,2—0	21,5	58,2	70,1	90,0	85,0
Мокрая магнитная сепарация	5. Хвосты	0,2—0	32,8	6,3	—	11,6	—	—	—	0,2—0	28,0	5,8	9,1	—	—
	1 + 2. Магнитная часть сухой магнитной сепарации	—	52,9	25,8	—	76,2	—	—	—	—	49,5	29,0	79,2	90,0	85,0
Сводные результаты	4. Конечный концентрат	0,2—0	20,1	57,5	—	64,6	—	83,0	77,5	0,2—0	21,9	58,2	70,1	—	—
	3 + 5. Суммарные хвосты	12—0	79,9	8,1	—	35,4	—	—	—	6—0	78,5	6,8	29,9	—	—
	Исходная руда	—	100,0	17,9	0,12	100,0	100,0	—	—	—	100,0	17,9	100,0	—	—

4) выход концентрата прямо пропорционален содержанию железа в руде;

5) эффективность обогащения при содержании железа в исходной руде от 10 до 18% для крупновкрапленных руд выше, чем для мелковкрапленных руд, а для содержания железа 18% и выше — почти одинаковая.

Низкая эффективность обогащения характерна для руды с содержанием железа ниже 14%. Процесс обогащения таких руд протекает с явно неудовлетворительными результатами по всем показателям. Так, выход концентрата из таких руд ниже 9%, извлечение железа значительно ниже 55%, а потери платины в концентрате превышают 45—50%. При содержании железа в руде выше 22% показатели эффективности обогащения крупно- и мелковкрапленных руд достигают наибольшего значения. Из изложенного Уралмеханобр делает вывод, что содержание железа в руде в количестве 22% является средним оптимальным, а содержание железа 14% — минимальным промышленным.

В табл. 29 и 30 показаны результаты укрупненных испытаний смешанных руд проб 1319 и 20 по схеме двухстадиальной магнитной сепарации руды при исходной крупности 12—0 и 6—0 мм.

При крупности 12—0 мм руда подвергалась сухой, при крупности 6—0 — мокрой магнитной сепарации.

Конечные результаты двухстадиальной магнитной сепарации смешанной руды показывают, что обогащение руд верхних (проба 1319) и нижних (проба 20) горизонтов идет достаточно эффективно.

Из смешанных руд верхней зоны (табл. 29) концентрат имеет содержание железа 53,9%, при выходе концентрата 22,4%, извлечении общего железа 67,4% и содержании железа в суммарных хвостах 7,6%. Содержание платины в хвостах составляет 0,081 г/т, т. е. очень близко к содержанию ее в исходной руде.

Концентрат из смешанных руд нижней зоны (табл. 30) имел содержание железа 57,5%, при выходе концентрата — 20,1% и извлечении железа — 64,6%; содержание железа в хвостах составляло 8,1%.

В табл. 31 даны сравнительные показатели I стадии магнитной сепарации в зависимости от крупности дробления руды (12—0 и 6—0 мм).

Таблица 31

Сравнение показателей сухой магнитной сепарации руды крупности 12—0 и сухой и мокрой магнитной сепарации руды при измельчении до 6—0 мм
(в %)

Крупность дробления руды (в мм)	Наименование операции	Грубый концентрат			Хвосты		
		выход	содержание Fe	извлечение Fe	выход	содержание Fe	извлечение Fe
	Смешанные руды нижних горизонтов (проба 20)						
12—0	Сухая магнитная сепарация	52,9	25,8	76,2	47,1	9,0	23,8
6—0	Мокрая магнитная сепарация . . .	49,5	29,0	79,2	50,5	7,4	20,8
	Смешанные руды верхних горизонтов (проба 1319)						
12—0	Сухая магнитная сепарация	53,5	26,3	78,1	46,5	8,5	21,9
6—0	Мокрая магнитная сепарация . . .	47,6	30,3	80,1	52,4	6,8	19,9

Таблица 32

Результаты укрупненных испытаний смешанных руд верхних и нижних горизонтов по схеме двухстадиального магнитного обогащения с измельчением руды в I стадии до 3 и 1 мм, во II стадии до 0,2 мм и по схеме прямой магнитной сепарации с измельчением всей руды до 0,2 мм

Наименование стадии и схемы	Наименование продукта	Крупность продукта (в мм)	Руды верхних горизонтов (проба 1319)							Руды нижних горизонтов (проба 20)						
			выход (в % от руды)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)	выход (в % от руды)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)
				Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt				Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt		
I схема Двухстадиальная I стадия обогащения при крупности 3—0 мм и II стадия при крупности 0,2—0 мм	I стадия															
	1. Промежуточный продукт	3—0	42,4	34,3	0,10	80,8	47,9	97,5	68,5	45,0	31,2	0,15	78,4	54,0	93,0	59,0
	2. Хвосты	3—0	57,6	6,0	0,08	19,2	52,1	—	—	55,0	6,9	0,10	21,6	46,0	—	—
	II стадия															
	3. Концентрат . .	0,2—0	23,5	56,3	0,12	72,7	29,0	96,0	89,0	22,0	59,0	—	72,5	—	94,0	88,0
	4. Хвосты	0,2—0	18,9	6,1	0,09	8,1	18,9	—	—	23,0	5,7	—	5,9	—	—	—
Сводные результаты	3. Конечный концентрат	0,2—0	23,5	56,3	0,12	72,7	29,0	—	—	22,0	59,0	—	72,5	—	94,0	88,0
	2+4. Суммарные хвосты	3—0	76,5	6,5	0,08	27,3	71,0	—	—	78,0	6,5	—	27,5	—	—	—
	Исходная руда . .	—	100,0	18,0	0,09	100,0	100,0	—	—	100,0	17,9	—	100,0	100,0	—	—
То же, но с измельчением в I стадии до 1 мм	I стадия															
	1. Промежуточный продукт	1—0	31,7	44,1	0,11	77,5	38,2	98,0	81,5	30,0	45,5	0,15	76,5	41,6	95,5	81,5
	2. Хвосты	1—0	68,3	5,8	0,075	22,5	61,8	—	—	70,0	6,0	0,10	23,5	58,4	—	—

Продолжение табл. 32

Наименование стадии и схемы	Наименование продукта	Крупность продукта (в мм)	Руды верхних горизонтов (проба 1319)							Руды нижних горизонтов (проба 20)						
			выход (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)	выход от руды (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)
				Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt				Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt		
	II стадия															
	3. Концентрат . .	0,2—0	23,7	57,3	0,12	74,7	28,8	96,5	93,0	21,9	60,8	—	74,0	—	95,5	92,0
	4. Хвосты	0,2—0	8,0	6,4	0,10	2,8	9,4	—	—	8,1	5,9	—	2,5	—	—	—
Сводные результаты	3. Конечный концентрат	0,2—0	23,7	57,3	0,12	74,7	28,8	96,5	93,0	21,9	60,8	—	74,0	—	95,5	92,0
	2+4. Суммарные хвосты	1—0	76,3	6,0	0,08	25,3	71,2	—	—	78,1	6,0	—	26,0	—	—	—
	Исходная руда . .	—	100,0	18,0	0,09	100,0	100,0	—	—	100,0	17,9	0,12	100,0	100,0	—	—
II схема Одностадиальная Магнитная сепарация с измельчением всей руды до 0,5 мм	1. Концентрат . .	0,5—0	29,8	46,5	0,07	77,1	22,5	98,0	82,5	27,6	49,8	0,13	75,8	29,7	96,0	81,5
	2. Хвосты	0,5—0	70,2	5,8	0,10	22,9	77,5	—	—	72,4	6,1	0,10	24,2	60,3	—	—
То же с измельчением всей руды до 0,2 мм	1. Концентрат . .	0,2—0	24,0	57,5	0,06	76,5	16,0	99,0	93,0	22,5	58,3	0,12	74,1	22,5	97,0	91,0
	2. Хвосты	0,2—0	76,0	5,7	0,10	23,5	84,0	—	—	77,5	5,0	0,12	25,9	77,5	—	—
	Исходная руда . .	—	100,0	18,0	0,09	100,0	100,0	—	—	100,0	17,9	0,12	100,0	100,0	—	—

Из данных, приведенных в табл. 31, видно, что при дроблении смешанной руды до 6—0 мм и применении мокрой магнитной сепарации удается повысить содержание железа в грубом концентрате (на 3—4%) и снизить потери железа в хвостах (на 2—3% и больше) по сравнению с сухим магнитным обогащением руды крупностью 12—0 мм.

Следующая серия укрупненных испытаний, проведенных Уралмеханобром с пробами 1319 и 20, состояла в обогащении по схеме двухстадиальной мокрой магнитной сепарации с выделением первых хвостов при крупности 3—0 или 1—0 мм и с последующим додрабливанием полученных промпродуктов до 0,2—0 мм (I вариант) и по схеме одностадиальной мокрой магнитной сепарации руды, измельченной до 0,5 и 0,2 мм (II вариант).

Результаты укрупненных испытаний по обоим вариантам приведены в табл. 32.

Эта таблица показывает резкое повышение содержания железа при снижении крупности обогащаемого материала с 3—0 до 1—0 мм. Так, для руд пробы 1319 содержание железа в концентрате (промежуточном продукте) обогащения материала 3—0 мм составляет 34,3%, а в концентрате материала 1—0 мм — 44,1%. Для руд пробы 20 эта разница еще больше и содержание железа составляет соответственно 31,2 и 45,5%.

Резкое повышение содержания железа в концентрате наблюдается также при снижении крупности обогащаемого материала с 0,5 до 0,2—0 мм; для пробы 1319 содержание железа в концентрате при крупности 0,5—0 мм повышается с 46,5% до 57,5%, а при крупности 0,2—0 мм и для пробы 20 соответственно до 49,8 и 58,3%.

Содержание железа в суммарных хвостах при двухстадиальной магнитчой сепарации составляет 6,0—6,5%. При одностадиальной магнитной сепарации содержание железа в хвостах ниже (5,0—5,7%). Как показал магнитный анализ хвостов сухой и мокрой сепарации (табл. 33), проведенный при крупности 0,2—0 мм, хвосты 3—0, 1—0 и 0,2—0 мм почти не содержат извлекаемых магнитных минералов.

Выход магнитной части составляет 1,2—1,8% от операции и 0,3—1,0% от руды; потери в них магнитного железа не превышают 3%.

Конечные продукты, полученные из измельченного до 0,2—0 мм промежуточного продукта крупностью 3—0 мм и 1—0 мм, удерживают еще значительное количество платины (около 29%).

При одностадиальной магнитной сепарации материала крупностью 0,2—0 мм извлечение платины в концентрат ниже (16%). Это обстоятельство дает некоторое преимущество варианту одностадиальной магнитной сепарации. Нужно, однако, отметить, что другие испытания дают несколько иные результаты.

Так, из сопоставления табл. 25 и 26 видно, что для мелковкрапленных руд извлечение платины в хвосты при двухстадиальной магнитной сепарации оказалось выше, чем при одностадиальной (62,2 против 50%); для крупновкрапленных руд при двухстадиальной магнитной сепарации извлечение платины в хвосты оказалось немногим ниже, чем при одностадиальной (82,4 против 85%).

В табл. 34 дано сопоставление показателей одностадиальной и двухстадиальной магнитной сепарации при конечном измельчении руды или промпродукта до 0,2—0 мм и при различных вариантах начальной крупности обогащаемого материала (12—0, 6—0, 3—0 и 1—0 мм).

В результате проведенных испытаний можно придти к выводу о целесообразности применения схемы одностадиальной магнитной сепарации руды, измельченной до 0,2 мм.

Таблица 33

Результаты магнитного анализа хвостов (проба 1319)

Крупность хвостов (в мм)	Наименование продукта	Выход (в %)		Содержание $Fe_{общ.}$ (в %)	Извлечение $Fe_{общ.}$ (в %)	
		от операции	от руды		от операции	от руды
12—0	Концентрат	6,4	3,0	55,6	41,9	9,2
	Хвосты	93,6	43,5	5,3	58,1	12,7
	Исходные хвосты	100,0	46,5	8,5	100,0	21,9
3—0	Концентрат	1,8	1,0	49,0	14,6	2,8
	Хвосты	98,2	56,6	5,2	85,4	16,4
	Исходные хвосты	100,0	57,6	6,0	100,0	19,2
1—0	Концентрат	1,4	1,0	41,1	9,3	2,0
	Хвосты	98,6	67,3	5,2	90,7	20,5
	Исходные хвосты 1—0 мм	100,0	68,3	5,8	100,0	22,5
0,2—0	Концентрат	1,2	0,9	30,3	6,7	1,5
	Хвосты	98,8	75,1	5,3	93,3	22,0
	Исходные хвосты 0,2—0 мм	100,0	76,0	5,7	100,0	23,5
0,2—0	Концентрат	1,7	0,3	38,3	8,0	0,6
	Хвосты	98,3	18,6	5,7	92,0	7,5
	Исходные хвосты от магнитной сепарации промпродукта 3—0 мм	100,0	18,9	6,1	100,0	8,1
0,2—0	Концентрат	1,4	0,1	46,1	8,3	0,3
	Хвосты	98,3	7,9	6,0	91,7	2,5
	Исходные хвосты от магнитной сепарации промпродукта 1—0 мм	100,0	8,0	6,4	100,0	2,8

Возможные показатели обогащения по этой схеме представлены в табл. 35.

Полный химический состав концентратов, полученных из гусевогорских руд при различной крупности измельчения, приведен в табл. 36.

Спектральный анализ концентратов установил присутствие в них никеля, платины, хрома, меди, селена, стронция, таллия, индия, церия и галлия. Совсем не обнаружены кобальт, свинец, сурьма, мышьяк, золото и серебро.

Общие выводы в отношении содержания в концентратах отдельных химических компонентов состоят в следующем.

Содержание пятиокиси ванадия в концентратах по мере увеличения присутствия в них железа (и снижения крупности измельчения руды) повышается и при крупности 0,2—0 мм достигает 0,49—0,57%. При этом можно отметить тенденцию к повышению отношения пятиокиси ванадия

Таблица 34

Сравнительные показатели обогащения смешанных руд верхних и нижних горизонтов по схеме одностадиального магнитного обогащения при измельчении всей руды до —0,21 мм и по схеме двухстадиального магнитного обогащения с различным пределом измельчения руды в I стадии обогащения

Наименование схемы	Крупность дробления руды для I стадии (в мм)	Наименование продукта обогащения	Крупность продукта (в мм)	Руда верхних горизонтов (проба 1319)							Руда нижних горизонтов (проба 20)						
				выход от руды (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)	выход от руды (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	эффективность обогащения (в %)
					Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt				Fe (в %)	Ft (в г/т)	Fe	Pt		
		Исходная руда . .	—	100,0	18,0	0,09	100,0	100,0	—	—	100,0	17,9	0,12	100,0	100,0	—	—
Одностадиальная	0,2—0	Конечный концентрат	0,2—0	24,0	57,5	0,06	76,5	16,0	99,0	93,0	22,5	58,3	0,12	74,1	22,5	97,0	91,0
		Конечные хвосты .	0,2—0	76,0	5,7	0,10	23,5	84,0	—	—	77,5	6,0	0,12	25,9	77,5	—	—
Двухстадиальная магнитная	12—0	Конечный концентрат	0,2—0	22,4	53,9	0,13	67,4	32,5	87,5	79,0	20,1	57,5	—	64,6	—	83,0	77,5
		Суммарные хвосты	12—0	77,6	7,6	0,08	32,6	67,5	—	—	79,9	8,1	—	35,4	—	—	—
То же	6—0	Конечный концентрат	0,2—0	22,9	55,1	—	70,8	—	90,0	86,0	21,5	58,2	—	70,1	—	90,0	85,0
		Суммарные хвосты	6—0	77,1	6,5	—	29,6	—	—	—	78,5	6,8	—	29,9	—	—	—
" "	3—0	Конечный концентрат	0,2—0	23,5	56,3	0,12	72,7	29,0	96,0	89,0	22,0	59,0	—	72,5	—	94,0	88,0
		Суммарные хвосты	3—0	76,5	6,5	0,08	27,3	71,0	—	—	78,0	6,5	—	27,5	—	—	—
" "	1—0	Конечный концентрат	0,2—0	23,7	57,3	0,12	74,7	28,8	96,5	93,0	21,9	60,8	—	74,0	—	95,5	92,0
		Суммарные хвосты	1—0	76,3	6,0	0,08	25,3	71,2	—	—	78,1	6,0	—	26,0	—	—	—

Таблица 35

Возможные показатели обогащения по схеме одностадиального обогащения

Название пробы	Выход (в %)	Содержание		Извлечение (в %)	
		Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt
Концентрат	25,0	54,0	0,064	75,0	15,0
Хвосты	75,0	6,0	0,113	25,0	85,0
Исходная руда . . .	100,0	18,0	0,10	100,0	100,0

к железу от 0,007 (при измельчении руды до 12 мм) до 0,009 (при крупности 0,2—0 мм); Уральским институтом черных металлов (УИМ) это отношение принято в среднем 0,0081.

Титан также в основном переходит в железо-ванадиевый концентрат и, по мере повышения содержания железа в концентрате, содержание в последнем титана также повышается. При крупности концентрата 0,2—0 мм содержание в нем двуокиси титана колеблется от 3,0 до 3,8%.

Содержание окиси хрома в концентратах составляет обычно около 0,2%.

Содержание вредных примесей, серы и фосфора, в концентратах незначительно. Так, содержание серы в концентратах крупностью 0,2—0 мм колеблется в пределах 0,01—0,04%. Уральским институтом металлов (УИМ) среднее содержание серы в концентратах определено в 0,033%. Содержание фосфора в концентратах крупностью 0,2—0 мм составляет 0,011—0,015%. УИМ принимается отношение фосфора к железу в концентратах 0,00037.

Содержание закиси марганца в концентратах невелико, составляет 0,21—0,32%. При этом отмечается тенденция снижения отношения марганца к железу по мере повышения содержания последнего. По исследованиям УИМ отношение MnO : Fe снижается с 0,008 для концентрата с содержанием 20% железа до 0,005 при содержании железа в концентрате 60%.

Для концентратов качканарских руд характерно высокое содержание в них закиси железа, достигающее 23—29% при крупности концентрата 0,2—0 мм. Соответственно содержание окиси железа в этих концентратах равно 43—55%.

Для состава пустой породы характерно повышенное содержание оснований и в особенности магнезии. При этом, однако, можно отметить снижение коэффициента основности по мере повышения содержания железа в концентратах. Так, если для концентратов крупностью 0,2—0 мм (содержащих 53—58% железа) этот коэффициент обычно составляет 0,5, то для более крупных концентратов он доходит до 0,65—0,7.

Отношение $\frac{MgO}{CaO}$ в концентрате возрастает с повышением содержания железа в концентратах. Так, если в концентратах крупностью 12—0 мм это отношение составляет около 1, то в концентратах 0,2—0 мм оно повышается до 1,3—1,5, доходя до 2,2—2,6.

Отношение $\frac{SiO_2}{Al_2O_3}$ снижается по мере возрастания содержания железа в концентрате. Так, если для концентратов 12—0 мм это отношение составляет 4—5, то для концентратов 0,2—0 мм оно снижается до 1,3—2,1.

Таблица 36

Полный химический состав концентратов магнитной сепарации отдельных типов руд при разной степени измельчения
(в %)

Тип руды	Зона место-рождения	Fe	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	Cr_2O_3	FeO	MnO	CaO	MgO	V_2O_5	P	S	Сумма	$\frac{V_2O_5}{Fe}$
Сухая магнитная сепарация руды, измельченной до —12 мм																
Крупновкрапленные	Верхняя	36,4	21,9	2,3	32,8	4,9	0,27	17,1	0,24	9,9	9,4	0,27	0,014	0,03	99,12	0,0071
	Нижняя	36,7	21,8	2,4	32,5	5,5	0,20	18,1	0,25	8,9	8,7	0,30	0,015	0,05	98,66	0,0081
Мелковкрапленные	Верхняя	32,2	25,1	1,9	29,0	5,1	0,44	15,2	0,26	10,1	11,6	0,25	0,032	0,03	100,01	0,0079
	Нижняя	25,7	29,8	1,1	20,0	7,6	Нет	15,0	0,21	11,5	14,0	0,20	0,017	0,03	94,43	0,0078
Мокрая магнитная сепарация руды, измельченной до 6 мм																
Крупновкрапленные	Верхняя	40,5	19,3	2,6	35,8	6,2	—	17,3	—	8,7	8,1	0,31	—	0,01	98,32	0,0076
	Нижняя	35,0	22,6	2,2	32,5	5,2	—	15,8	—	10,2	9,4	0,26	—	0,02	97,68	0,0075
Мокрая магнитная сепарация руды, измельченной до 1 мм																
Крупновкрапленные	Верхняя	44,3	13,9	2,9	46,8	6,3	—	14,9	—	6,8	7,2	0,34	0,015	0,04	99,18	0,0077
	Нижняя	46,5	15,2	3,7	40,9	6,3	0,18	22,9	0,22	3,7	6,7	0,49	0,008	0,02	99,82	0,0089
Мелковкрапленные	Верхняя	40,2	18,5	1,6	36,9	6,0	0,18	17,6	0,22	6,5	10,2	0,23	0,014	0,01	97,96	0,0056
	Нижняя	39,1	22,0	2,9	33,2	4,6	0,14	20,2	0,22	7,0	9,2	0,41	0,014	0,02	98,92	0,00105
Мокрая магнитная сепарация руды, измельченной до —0,2 мм																
Крупновкрапленные	Верхняя	57,4	7,0	3,8	49,6	4,2	0,20	29,2	0,32	2,3	3,0	0,57	0,015	0,01	100,21	0,0100
	Нижняя	58,4	5,9	3,5	53,5	3,7	0,16	27,0	0,26	2,0	3,1	0,56	0,015	0,02	99,71	0,0096
Проба смешанная 10	Верхняя	49,3	11,8	2,7	43,3	8,8	0,20	25,1	0,28	2,8	7,4	0,35	0,012	0,01	100,37	0,0072
То же 11	Нижняя	53,4	9,9	3,8	46,7	5,1	6,18	26,6	0,23	2,2	4,9	0,49	0,009	0,01	100,11	0,0092
Проба смешанная 1319	Верхняя	53,9	7,9	3,0	52,3	3,7	0,23	23,2	0,31	3,3	4,9	0,49	0,011	0,04	98,80	0,0091
То же 20	Нижняя	58,3	6,7	3,0	54,5	3,6	0,16	25,8	0,29	2,8	2,9	0,54	0,011	0,03	98,64	0,0091

Контрольные испытания обогатимости гусевогорских руд 1949 г.

Контрольные испытания обогатимости гусевогорских руд были проведены Уралмеханобром в период с I.IX по 20.XII 1949 г. Целью этих испытаний было проверить полученные в предыдущих опытах результаты в укрупненно-лабораторных условиях и разработать промышленную схему обогащения гусевогорских руд.

Контрольные испытания проводились с пробами, составленными из керна буровых скважин Главной залежи Гусевогорского месторождения. *Проба 10 была составлена из керна буровых скважин* 1, 3, 4, 5, 6, 7 *и* 10, пройденных в юго-западной части Главной залежи на так называемом «Железном руднике», а проба 21 — из керна буровых скважин 6, 3, 64, 65, 66, 68 и 69 (III северный разведочный профиль Главной залежи).

Проба 10 представлена преимущественно мелкозернистыми рудными пироксенитами с равномерным мелковкрапленным оруденением. Магнетит, содержание которого в пробе составляло около 25%, представлен выделениями двух генераций. Преобладает магнетит второй генерации, заполняющий межзерновые промежутки в пироксените, образуя сидеронитовую структуру. Величина зерен магнетита изменяется от нескольких микрон до 0,5 мм. Ильменит, количество которого в руде составляло 1—4%, приурочен к магнетиту и находится в нем в виде очень мелких выделений как продукт распада твердых растворов.

Проба 21 представлена главным образом средне- и крупнозернистыми пироксенитами и в небольшой степени мелкозернистыми пироксенитами. Содержание магнетита, зерна которого достигают величины 1—5 мм, составляет около 25%, ильменита в пробе очень мало. Сульфиды (пирит, халькопирит) рассеяны в виде тонкой вкрапленности среди нерудных минералов.

Последние представлены пироксеном с небольшим количеством уралита, хлоритом, серпентином, карбонатами и полевым шпатом. Полный химический состав проб приведен в табл. 37.

Таблица 37

Химический состав проб 1949 г.
(в %)

№ пробы	$Fe_{общ}$	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	FeO	CaO	MgO	V_2O_5	P	S
10	20,4	32,7	1,4	15,9	5,1	11,6	14,5	14,4	0,23	0,012	0,04
21	17,7	38,8	1,3	14,5	4,5	9,7	17,0	12,9	0,18	0,012	0,02

Присутствие платины в пробе 10, составляющее по данным Уральского политехнического института 0,3—0,6 г/т, исследованиями Уралмеханобра не подтвердилось. Поэтому контрольные испытания по всей схеме (с извлечением платины из хвостов обогащения) проводились только в отношении пробы 21, в которой содержание платины также определилось весьма низкой величиной — 0,01 г/т.

Магнитный анализ проб 10 и 21 при различной крупности измельчения (табл. 38) показал, что достаточно высокое содержание железа в концентрате (больше 54%) получается при крупности измельчения руды до 0,30 мм (проба 21) и 0,2 мм (проба 10).

Таблица 38

Результаты магнитного анализа при различной крупности измельчения руды
(в %)

Название пробы	Крупность измельчения руды (в мм)	Проба 10							Проба 21						
		выход	содержание			извлечение			выход	содержание			извлечение		
			Fe	V_2O_5	TiO_2	Fe	V_2O_5	TiO_2		Fe	V_2O_5	TiO_2	Fe	V_2O_5	TiO_2
Концентрат	2—0	—	—	—	—	—	—	—	44,7	32,38	0,33	2,2	82,0	81,9	71,8
Хвосты		—	—	—	—	—	—	—	53,3	5,75	0,06	0,7	18,0	18,1	28,2
Исходная руда		—	—	—	—	—	—	—	100,0	17,75	0,18	1,4	100,0	100,0	100,0
Концентрат	1—0	35,3	45,8	0,38	2,1	79,2	75,7	50,1	35,3	40,1	0,42	2,8	79,8	80,8	68,5
Хвосты		64,7	6,6	0,05	0,6	20,8	24,3	49,9	64,7	5,54	0,06	0,7	20,2	19,2	31,5
Исходная руда		100,0	20,4	0,21	1,4	100,0	100,0	100,0	100,0	17,7	0,18	1,4	100,0	100,0	100,0
Концентрат	0,6—0	36,6	46,3	0,35	2,7	79,4	78,3	70,6	26,6	51,78	0,53	3,1	73,3	78,4	58,4
Хвосты		63,4	6,6	0,06	0,6	20,6	21,7	29,4	73,4	5,5	0,06	0,8	22,7	21,6	41,6
Исходная руда		100,0	20,6	0,18	1,4	100,0	100,0	100,0	100,0	17,8	0,18	1,4	100,0	100,0	100,0
Концентрат	0,30—0	33,0	46,9	0,47	3,0	79,7	84,2	70,8	22,6	57,65	0,59	3,5	74,9	74,2	56,0
Хвосты		67,0	6,4	0,06	0,5	20,3	15,8	29,2	77,4	5,64	0,06	0,8	25,1	25,8	44,0
Исходная руда		100,0	20,6	0,19	1,4	100,0	100,0	100,0	100,0	17,4	0,18	1,4	100,0	100,0	100,0
Концентрат	0,2—0	30,4	53,9	0,53	3,2	78,9	80,0	70,0	22,2	60,89	0,65	3,6	75,1	75,5	56,9
Хвосты		69,6	6,3	0,06	0,6	21,1	20,0	30,0	77,8	5,75	0,06	0,8	24,9	24,5	43,1
Исходная руда		100,0	20,8	0,20	1,4	100,0	100,0	100,0	100,0	17,98	0,19	1,4	100,0	100,0	100,0
Концентрат	0,15—0	27,0	57,8	0,55	3,5	78,1	75,0	68,6	22,0	60,33	0,63	3,6	74,8	74,7	56,0
Хвосты		73,0	6,0	0,06	0,6	21,9	25,0	31,4	78,0	5,75	0,06	0,8	25,2	25,3	44,0
Исходная руда		100,0	20,0	0,20	1,4	100,0	100,0	100,0	100,0	17,71	0,18	1,4	100,0	100,0	100,0
Концентрат	0,10—0	26,8	61,3	0,55	3,7	78,5	75,0	67,6	21,7	62,2	0,65	3,5	75,0	78,2	51,7
Хвосты		73,2	5,8	0,06	0,6	21,5	25,0	34,4	78,3	5,75	0,05	0,9	25,0	21,8	48,3
Исходная руда		100,0	20,6	0,20	1,4	100,0	100,0	100,0	100,0	18,0	0,18	1,5	100,0	100,0	100,0
Концентрат	0,07—0	26,8	61,8	0,58	3,6	78,6	78,0	67,6	21,7	61,2	0,65	3,3	74,4	78,3	51,7
Хвосты		73,2	6,1	0,06	0,7	21,4	22,0	32,4	78,3	5,86	0,05	0,9	25,6	21,7	48,3
Исходная руда		100,0	20,8	0,21	1,4	100,0	100,0	100,0	100,0	17,87	0,18	1,5	100,0	100,0	100,0

Дальнейшие испытания проводились по схеме, выработанной предыдущими опытами, и имели цель уточнение отдельных стадий и показателей обогащения. Первая стадия дробления руды (до —25 мм) производилась на щековых дробилках. От дробленой руды отбирались пробы для ситового анализа, который производился на ситах 12, 6, 2 и 1 мм.

Вторая стадия дробления руды (до —12 мм) и третья стадия дробления (до —2 мм) проводились на валках.

Результаты ситового анализа пробы 21 приведены в таблицах 39, 40 и 41.

Таблица 39

Ситовой анализ пробы 21 при дроблении руды до —25 и —12 мм

Классы крупности (в мм)	При дроблении до —25 мм	При дроблении до —12 мм
25—12	77,95	—
12—6	5,45	36,72
6—2	6,35	34,50
2—1	3,12	10,81
1,0	7,13	17,97
Итого	100,00	100,00

Таблица 40

Ситовой анализ пробы 21 при дроблении до —2 мм

Классы крупности (в мм)	+ 1 мм	1—0,59	0,59—0,30	0,30—0,21	0,21—0,15	0,15—0,10	0,10—0,074	—0,074
Выход (в % от пробы)	28,01	22,57	10,96	12,91	6,50	4,75	4,30	10,0

Таблица 41

Ситовой анализ руды, измельченной до 0,2 мм

№ пробы	Классы крупности (в мм)		
	—0,31 — +0,21	—0,21 — +0,074	—0,074
21	11,10	39,70	49,20
10	11,54	41,25	47,21

Руда, измельченная до 0,2 мм, подвергалась основной магнитной сепарации при напряжении магнитного поля 1100—1150 эрстед. Результаты основной магнитной сепарации приведены в табл. 42. Концентрат, хвосты и шламы, полученные при основной магнитной сепарации, были подвергнуты ситовому анализу, показатели которого для пробы 21 приведены в табл. 43.

Таблица 42

Результаты основной магнитной сепарации материала крупностью 0,21—0 мм
(в %)

№ пробы	Название пробы	Выход	Содержание				Извлечение				Извлечение рудного железа
			Fe	V_2O_5	TiO_2	Pt	Fe	V_2O_5	TiO_2	Pt	
21	Концентрат . .	24,9	53,03	0,56	3,1	0,008	74,73	75,7	56,4	21,2	98,1
	Хвосты	43,8	5,86	0,06	0,8	0,018	14,73	14,2	25,6	78,8	—
	Шламы	31,3	6,08	0,06	0,8	Нет	10,54	10,1	18,0	—	—
	Исходная руда	100,0	17,65	0,18	1,3	0,01	100,0	100,0	100,0	100,0	—
10	Концентрат . .	31,4	50,09	0,48	3,1	—	77,8	80,6	66,2	—	95,2
	Хвосты	47,5	6,30	0,05	0,7	—	14,8	12,7	22,6	—	—
	Шламы	21,1	6,95	0,06	0,8	—	7,4	6,7	11,2	—	—
	Исходная руда	100,0	20,20	0,09	1,4	—	100,0	100,0	100,0	—	—

Таблица 43

Ситовой анализ продуктов основной магнитной сепарации пробы 21
(в %)

Класс крупности (в мм)	Концентрат			Хвосты			Шламы		
	выход	содержание $Fe_{общ}$	извлечение $Fe_{общ}$	выход	содержание $Fe_{общ}$	извлечение $Fe_{общ}$	выход	содержание $Fe_{общ}$	извлечение $Fe_{общ}$
—0,3									
+0,2	10,3	51,89	10,1	2,6	5,75	2,6	20,3	5,9	20,0
—0,2									
+0,15	15,6	51,78	15,4	8,2	5,54	8,0			
—0,15									
+0,10	21,3	53,08	21,5	18,2	5,56	17,9	20,0	5,9	19,3
—0,10									
+0,074	20,1	58,04	22,0	20,2	5,32	18,7			
—0,074	32,7	51,02	31,0	50,8	5,86	52,8	59,7	6,2	60,7
Итого	*100,0*	*53,07*	*100,0*	*100,0*	*5,70*	*100,0*	*100,0*	*6,1*	*100,0*

Пониженное содержание железа в концентрате крупностью —0,074 мм, как установил микроскопический просмотр, обусловлено наличием в них некоторого количества сростков магнетита с пироксенитом, а также засоренностью нерудными минералами, вследствие недостаточной агитации. Ситовой анализ хвостов показывает, что сноса в хвосты рудных минералов не происходило.

Концентраты основной магнитной сепарации были подвергнуты перечистке при пониженном напряжении (600—700 эрстед). В результате перечистки (табл. 44) получены достаточно богатые железом концентраты (57,6—60,4%) при извлечении общего железа 73—76% и рудного 95—97%.

Таблица 44

Результаты перечистки магнитного концентрата
(в %)

№ пробы	Название пробы	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe	Извлечение рудного железа (в %)
21	Концентрат	21,65	60,09	73,4	97,1
	Хвосты	3,25	6,87	1,3	—
	Первичный концентрат	24,9	53,03	74,7	—
	Суммарный конечный концентрат	21,65	60,09	73,4	97,1
	Суммарные хвосты	78,35	6,00	26,6	—
	Исходная руда	100,00	17,63	100,0	—
10	Концентрат	26,75	57,62	76,3	95,0
	Хвосты	4,65	5,87	1,5	—
	Первичный концентрат	31,4	50,09	77,8	—
	Суммарный конечный концентрат	26,75	57,62	76,3	95,0
	Суммарные хвосты	73,20	6,53	23,7	—
	Исходная руда	100,00	20,20	100,0	—

В результате проведенных контрольных испытаний Уралмеханобр считает возможным получить следующие показатели обогащения руды с содержанием железа 18% при одностадиальной магнитной сепарации (табл. 45).

Таблица 45

Возможные показатели обогащения при одностадиальной схеме

Показатели	%
Выход концентрата	24,0
Содержание в концентрате железа	56,0
То же пятиокиси ванадия	0,5
Извлечение железа в концентрат	74,6
Содержание железа в хвостах	6,0
Извлечение железа в хвосты	25,4
Извлечение платины в хвосты	78,8

Полный химический состав концентратов основной магнитной сепарации приведен в табл. 46.

Сопоставление состава исходной руды и концентрата ее обогащения, в общем, подтверждает сделанные выше выводы о поведении отдельных компонентов при обогащении, хотя имеются и значительные отклонения от выведенной на основании предыдущих испытаний закономерности.

Таблица 46

Полный химический состав концентратов
(в %)

№ пробы	$Fe_{общ}$	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	Cr_2O_3	FeO	MnO	CaO	MgO	V_2O_5	P	S	Cu	Сумма
21	53,05	10,0	3,09	48,13	3,59	0,21	24,92	0,31	4,13	3,82	0,56	0,003	0,11	0,02	98,86
10	50,09	12,0	3,13	44,07	3,78	0,18	24,82	0,35	4,80	4,87	0,48	0,004	0,09	0,02	98,60

Содержание пятиокиси ванадия в концентрате возрастает до 0,56—0,48% против 0,23—0,18% в исходной руде. Отношение пятиокиси ванадия к железу в концентрате составляет около 0,01. Извлечение ванадия в концентрат составляет 75—80%. Титан извлекается в концентрат в меньшей степени (56—66%) и содержание его в концентрате составляет около 3%. Содержание окиси хрома в концентрате составляет около 0,2%.

Присутствие фосфора в концентрате резко снижается до тысячных долей процента. Наоборот, количество находящейся в нем серы возросло (с 0,04—0,02% до 0,11—0,09%).

Концентраты характеризуются высоким содержанием закиси железа (25%).

Основность $\left(\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}\right)$ концентратов составляет около 0,6 против 0,5 в предыдущих опытах. При этом отношение магнезии к извести близко к единице (против 1,3—1,5 и выше в предыдущих опытах); отношение кремнезема к глинозему в концентратах колеблется в пределах 2,8—3,2 против 6,5—8,5 в исходной руде. В предыдущих испытаниях концентраты характеризовались меньшей величиной коэффициента основности (1,3—2,1).

Из приведенных данных видно, что при общей ясно выраженной закономерности в отношении поведения отдельных компонентов пустой породы абсолютное их содержание и соотношение в концентрате подвержено колебаниям.

Спектральным анализом в концентратах обнаружено также присутствие никеля, платины, хрома, меди, цинка, селена, индия, стронция, галия и бария.

Полупромышленные испытания обогатимости гусевогорских руд на Косьинской обогатительной фабрике

В 1950 г. были проведены контрольные испытания качканарских руд в укрупненно-лабораторных условиях и полупромышленные испытания на Косьинской шлиховой фабрике треста Уралзолото.

Схема этих испытаний включала следующие операции: дробление руды и ее измельчение до —0,25 мм; магнитную сепарацию измельченной руды; агломерацию; обработку хвостов магнитной сепарации гравитационными методами (при контрольных испытаниях — на шлюзе и концентрационном столе, при полупромышленных испытаниях — на шлюзе и отсадочной машине); флотацию платины из гравитационных концентратов.

В результате основной магнитной сепарации руды с одной перечисткой магнитной части были получены показатели, приведенные в табл. 47.

Таблица 47

Показатели обогащения качканарских руд при испытаниях, проведенных в 1950 г.

Название пробы	Укрупненные контрольные испытания (проба 21—2,5 т)						Полупромышленные испытания (проба 27—13,8 т)					
	выход (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)	выход (в %)	содержание		извлечение (в %)		извлечение рудного железа (в %)
		Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt			Fe (в %)	Pt (в г/т)	Fe	Pt	
Концентрат	24,9	53,0	0,008	74,7	21,2	94,1	23,2	52,6	0,05	73,1	14,5	94,1
Хвосты . .	43,8	5,9	0,018	14,7	78,8	—	62,2	6,1	0,082	22,7	63,6	—
Шламы . .	31,3	6,1	Нет	10,6	—	—	14,6	6,4	0,12	4,2	21,9	—
Всего .	100,0	17,7	0,010	100,0	100,0	—	100,0	16,7	0,080	100,0	100,0	—

Проведенные на Косьинской фабрике укрупненные лабораторные и полупромышленные испытания подтвердили возможность выделения достаточно богатых железных концентратов с содержанием железа 53,0—52,6% и хвостов с содержанием железа около 6% при извлечении в них 78,8—85,5% платины.

Путем второй перечистки содержание железа в концентрате пробы 21 было повышено до 60,1%, при дополнительных потерях железа в хвостах перечистки 1,3%.

Промышленные испытания руд Главной залежи на магнитообогатительной фабрике на горе Благодати

В августе 1952 г. были проведены промышленные испытания обогатимости руд Главной залежи Гусевогорского месторождения на фабриках Гороблагодатского рудоуправления. Промышленные испытания проведены на пробе руды, добытой в количестве 1300 т. Испытания велись по следующей схеме: вначале руда дробилась до крупности 25—0 мм и измельчалась до 0,2—0 мм в замкнутом цикле с классификатором; слив классификатора подвергался мокрой магнитной сепарации с перечисткой магнитного продукта; полученный магнитный концентрат крупностью 0,2—0 мм обезвоживался и поступал на агломерацию.

За период промышленных испытаний было переработано 1210 т руды. В результате промышленных испытаний были получены технологические показатели обогащения, представленные в табл. 48.

Промышленные испытания качканарских руд на горе Благодати были проведены на второй секции только что построенной магнитообогатительной фабрики (МОФ № 3), схема которой полностью соответствовала схеме обогащения качканарских руд. Однако электромагнитные сепараторы специального заказа не были при ее пуске достаточно хорошо отрегулированы для обогащения тонкоизмельченной качканарской руды. Поэтому даже при лучших по технологическим показателям опытах содержание железа в хвостах в среднем составляло 7,4—8,6%. Однако в отдельных пробах при хорошо работавших магнитных сепараторах оно снижалось до 5,8—6,5%. Из этого следует, что при нормальной работе сепараторов извлечение железа в концентрат будет значительно повышено.

Таблица 48

Показатели обогащения руды Главной залежи, полученные при промышленных испытаниях на магнитообогатительной фабрике на горе Благодати (VIII 1952)

Количество переработанной руды (в т)	Содержание Fe в руде (в %)	Концентрат (в %)			Содержание Fe в хвостах (в %)	Расход воды на 1 т руды (в м³)	
		выход	$Fe_{общ}$	извлечение Fe		общий	в т. ч. на магнитную сепарацию
94	19,1	19,0	56,0	55,7	10,5	—	—
126	19,0	21,4	53,3	60,1	9,6	11,0	8,8
115	19,0	19,5	54,8	56,4	10,3	7,8	5,5
107	20,8	23,2	54,5	61,2	10,5	4,5	3,3
123	19,6	22,5	54,5	61,9	9,6	5,2	3,4
172	19,2	23,9	55,1	68,6	7,9	5,2	3,7
129	18,8	23,8	55,0	69,9	7,4	5,2	3,7
105	20,6	25,7	55,3	69,6	8,6	5,5	3,7
168	20,0	23,7	55,2	65,4	9,1	5,2	3,5

В техническом отчете подсчитано, что извлечение железа в концентрат из руды с содержанием 18% может достигать 74—75%.

В результате промышленных испытаний руд Главной залежи Гусевогорского месторождения была установлена возможность:

1) выделения из руды с содержанием 18,8—20,0% железа кондиционных железованадиевых концентратов в крупности 0,2—0 мм с содержанием железа 54—55%, чем были полностью подтверждены результаты лабораторных исследований;

2) получения вполне устойчивых и достаточно высоких технологических показателей при обогащении руды при измельчении до —65 меш (извлечение железа в концентрат доходило до 69,4% при содержании железа в хвостах около 8%);

Опыты обогащения руд Северной залежи Гусевогорского месторождения не внесли ничего нового по сравнению с испытаниями обогатимости руд Главной залежи и потому здесь не характеризуются.

Опыты обогащения руд собственно Качканарского месторождения

Для технологической оценки руд собственно Качканарского месторождения в 1948 г. качканарской экспедицией были отобраны с верхних горизонтов месторождения 2 пробы (8 и 9), а в 1949 г. экспедицией отобрана еще одна проба (22). Испытания этих проб на обогатимость проводились в 1950 г. в Свердловском горном институте и в Уралмеханобре.

Минералогический состав указанных проб характеризуется следующими данными: проба 8 представлена среднезернистыми магнетитовыми пироксенитами с крупным шлирово-вкрапленным оруденением, проба 9 — мелкозернистыми магнетитовыми пироксенитами с мелковкрапленным оруденением и проба 22 — магнетитовым оливинитом с богатым мелкошлировым оруденением.

Основными рудными минералами в пробах являются магнетит, ильменит и в небольшом количестве сульфиды (пирит и халькопирит). Нерудная часть в пробах 8 и 9 представлена пироксеном с небольшим ко-

личеством роговой обманки и зеленой шпинели, а в пробе 22 — серпентинизированным оливином.

Полный химический состав проб 8, 9 и 22 приведен ниже в табл. 49.

Таблица 49

Химический состав проб 8, 9 и 22
(в %)

№ пробы	$Fe_{общ}$	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	Cr_2O_3	FeO	MnO	CaO	MgO	V_2O_5	P	S	Сумма
8	18,9	37,4	2,7	16,2	8,8	0,05	9,7	0,17	18,7	6,1	0,13	0,017	0,02	99,97
9	17,2	36,8	1,4	12,4	6,6	0,12	11,0	0,15	18,9	12,3	0,13	0,022	0,02	99,94
22	34,4	21,4	1,7	29,3	3,0	0,17	17,9	0,36	2,4	22,6	0,23	0,016	0,04	98,92

Предварительные испытания проводились в Свердловском горном институте. Руда обрабатывалась по схеме, включавшей в себя сухую магнитную сепарацию дробленой руды крупностью 50—0, 25—0, 12—0 и 6—0 мм на сепараторах промышленного типа. Сначала применялось максимальное, а затем пониженное напряжение. Руда крупностью 3—0 мм подвергалась мокрой магнитной сепарации на сепараторах промышленного типа. Руда, измельченная до крупности 1—0 мм и ниже подвергалась мокрой магнитной сепарации на лабораторной магнитной скобе при небольших навесках.

Испытания показали, что при крупностях 50—0, 25—0, 12—0, 6—0 и 3—0 мм не удается получить кондиционных по железу концентратов: содержание железа в концентратах не превышало 44—47%, а в хвостах сухой и мокрой магнитной сепарации оставалось высоким, доходя до 10,2—13,7%.

Особенно низко содержание железа оказалось в концентратах пробы 9 (32—33%).

Мокрая магнитная сепарация более тонко измельченных руд (0,6 мм для проб 8 и 22, 0,2 мм для пробы 9) обеспечивала получение кондиционных по железу концентратов. Содержание железа в хвостах в этом случае для руд проб 8 и 9 не превышало 6%, а пробы 22—11%.

Были проведены также испытания руд смешанной пробы, составленной из материала проб 8, 9 и 22 в соотношении 3 : 1 : 0,1, соответствующему соотношению указанных типов руд в запасах месторождения.

Опыты обогащения смешанной пробы проводились Свердловским горным институтом по тем же двум схемам (двухстадиальной и одностадиальной магнитной сепарации при конечном измельчении руды до 65 меш), которые применялись раньше Уралмеханобром для гусевогорских руд. Показатели обогащения по обеим схемам приведены в табл. 50.

Двухстадиальная магнитная сепарация давала возможность получить более богатый железом концентрат (55,6 против 53,6% при одностадиальной схеме), но при более низком извлечении железа (71,5 против 73,2%).

Проба смешанной руды (весом 850 кг) была подвергнута контрольным испытаниям в Уралмеханобре по схеме одностадиальной магнитной сепарации при крупности 0,2—0 мм, с одной перечисткой.

Ситовой анализ руды, измельченной до 0,2 мм, приведен в табл. 51.

Ситовой анализ показал, что класс —0,074—0 мм характеризуется весьма низким содержанием железа (7,4%) и может быть причислен к хвостам. С этой точки зрения целесообразно применение обесшламливания руды перед магнитной сепарацией.

Таблица 50

Результаты испытаний смешанных руд собственно Качканарского массива
(опыты Свердловского горного института)

Наименование схемы	Наименование операции	Наименование продукта	Классы крупности (в мм)	Выход (в %)	Содержание $Fe_{общ}$ (в %)	Извлечение Fe (в %)
Двухстадиальное магнитное обогащение	а) Сухая магнитная сепарация	1. Концентрат . . .	12—0	11,8	39,8	24,88
		В том числе:				
		крупный, мелкий (промежуточный продукт I) . . .	12—6	2,0	55,8	6,04
			6—0	9,8	35,5	18,84
		2. Промежуточный продукт II . . .	12—0	40,6	21,33	46,91
		3. Хвосты	12—0	47,6	10,94	28,21
		Исходная руда . . .	12—0	100,0	18,46	100,0
	б) Мокрая магнитная сепарация	5. Концентрат . . .	0,2—0	21,8	55,45	65,48
		6. Хвосты	—	76,2	6,90	28,48
		Промежуточные продукты I и II и хвосты сухой сепарации	—	98,0	17,75	93,96
	Сводные результаты	Суммарный концентрат	—	23,8	55,60	71,52
		Суммарные хвосты	—	76,2	6,90	28,48
Одностадиальное магнитное обогащение	Мокрая магнитная сепарация	1. Концентрат . . .	0,2—0	24,75	53,56	73,24
		2. Хвосты	—	75,25	6,30	26,76
		Исходная руда . . .	—	100,0	18,1	100,0

Таблица 51

Ситовой анализ руды, измельченной до 0,2 мм

Класс крупности (в мм)	Выход (в %)	Содержание Fe (в %)	Извлечение Fe (в %)
—0,30 +0,2	8,1	30,5	14,0
—0,21 +0,15	19,8	26,5	29,7
—0,15 +0,10	17,6	24,5	24,3
—0,10 +0,074	17,0	17,6	16,6
—0,074—0	37,5	7,4	15,4
Исходная руда	100,0	17,9	100,0

Опыты обогащения проводились, однако, без обесшламливания. Концентрат, полученный после основной магнитной сепарации, содержал 44,2% железа (табл. 52). После перечистки содержание железа в концентрате повышалось до 51,75% при извлечении 74,3% железа от его содержания в руде.

Таблица 52

Результаты контрольных испытаний смешанных руд собственно Качканарского месторождения *

(в %)

Наименование операции	Наименование продукта	Выход	Содержание			Извлечение		
			Fe	V_2O_5	TiO_2	Fe	V_2O_5	TiO_2
Основная магнитная сепарация	Промежуточный продукт	31,0	44,2	0,41	2,98	76,4	94,8	70,3
	Хвосты I	47,1	6,1	0,01	0,63	15,9	3,2	20,6
	Шламы	21,9	6,3	0,01	0,60	7,7	2,0	9,1
	Исходная руда	100,0	18,05	0,13	1,45	100,0	100,0	100,0
Перечистная магнитная сепарация	Концентрат	25,8	51,75	0,44	3,40	74,3	85,4	65,9
	Хвосты II	5,2	7,0	0,02	1,0	2,1	9,4	4,4
	Промежуточный продукт основной магнитной сепарации	31,0	44,2	0,41	2,98	76,4	94,8	70,3
Сводные результаты	Конечный концентрат .	25,8	51,75	0,44	3,40	74,3	85,4	65,9
	Суммарные хвосты . .	74,2	6,24	0,02	0,07	25,7	14,6	34,1

* Опыты проводились Уралмеханобром.

Минералогический анализ концентрата, полученного после перечистки, показал, что он сильно засорен нерудными минералами (15%). Такая засоренность объясняется тем, что мокрая магнитная сепарация производилась в условиях недостатка воды и слабой агитации материала на рабочей поверхности сепаратора.

Ситовой анализ концентрата (табл. 53) также подтверждает его засоренность пустой породой главным образом в тонких фракциях.

Таблица 53

Ситовой анализ концентрата, хвостов и шламов

(в %)

Класс крупности (в мм)	Концентрат после перечистки			Хвосты II (после перечистки)			Хвосты I (основной магнитной сепарации)			Шламы		
	выход	содержание $Fe_{общ}$	извлечение Fe	выход	содержание $Fe_{общ}$	извлечение Fe	выход	содержание $Fe_{общ}$	извлечение Fe	выход	содержание $Fe_{общ}$	извлечение Fe
−0,30+0,21	29,0	61,5	34,7	2,1	9,4	4,2	1,7	8,5	2,4	—	—	—
−0,21+0,15	25,5	47,8	23,5	23,9	7,0	23,0	23,7	6,0	23,1	1,0	7,6	1,2
−0,15+0,10	16,4	46,5	14,5	23,1	7,1	22,5	25,4	6,0	25,0	2,0	8,2	2,5
−0,10+0,074	16,5	49,3	16,1	21,2	6,9	20,2	22,9	5,7	21,0	6,0	6,8	6,3
−0,074−0,0	12,6	47,1	11,2	29,7	7,4	30,1	26,3	6,7	28,5	91,0	6,3	90,0
Итого . .	100,0	51,7	100,0	100,0	7,0	100,0	100,0	6,1	100,0	100,0	6,4	100,0

Первые и вторые хвосты мокрой магнитной сепарации, как показал минералогический анализ, не содержат свободных зерен магнетита.

В связи с изложенным, была проведена вторая перечистка концентрата, результаты которой приведены в табл. 54.

Таблица 54

Результаты второй перечистки концентрата

(в %)

Название пробы	Выход	Содержание $Fe_{общ}$	Извлечение Fe
Конечный концентрат	22,5	58,20	72,75
Хвосты	3,3	7,37	1,55
Концентрат II перечистки . .	25,8	51,75	74,30
Суммарные хвосты	77,5	6,30	27,25
Исходная руда	100,0	18,05	100,00

Полный химический состав концентратов после первой перечистки приведен в табл. 55.

Таблица 55

Химический состав концентрата магнитной сепарации после первой перечистки

(в %)

Fe	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	Cr_2O_3	FeO	MnO	CaO	MgO	V_2O_5	P	S	Cu	Сумма
51,78	10,5	3,4	47,0	3,9	0,15	24,2	0,3	5,5	5,0	0,44	0,014	0,014	0,01	100,43

Опыты обогащения руд собственно Качканарского месторождения, проведенные Уралмеханобром в 1951 г., в общем подтвердили результаты испытаний 1950 г. и потому здесь подробно не характеризуются.

Сравнительные показатели обогащения руд Гусевогорского и собственно Качканарского месторождений приведены в табл. 56.

Таблица 56

Сравнительные показатели обогащения разных типов руд по отдельным участкам месторождения

(в %)

Тип руды	Показатель обогащения	Наименование месторождения	
		Гусевогорское	Качканарское
Крупновкрапленная	Содержание железа в руде	17,9	18,9
	Выход железного концентрата	23,3	25,4
	Содержание в концентрате:		
	железа	58,3	55,5
	пятиокиси ванадия	0,54	0,47
	двуокиси титана	3,0	3,5
	Содержание железа в хвостах	5,75	6,2
	Извлечение железа	75,5	75,6
	Потери платины в железном концентрате . . .	16,0	—
Мелковкрапленная	Содержание железа в руде	20,0	17,2

Продолжение табл. 56

Тип руды	Показатель обогащения	Наименование месторождения	
		Гусевогорское	Качканарское
Мелковкрапленная	Выход железного концентрата	25,0	21,8
	Содержание в концентрате:		
	железа	50,4	54,5
	пятиокиси ванадия	0,35	0,51
	двуокиси титана	2,7	3,3
	Содержание железа в хвостах	8,0	6,95
	Извлечение железа	70,0	68,4
	Потери платины в железном концентрате	37,8	—
Смешанная	Содержание железа в руде	18,4	17,4
	Выход железного концентрата	24,0	20,9
	Содержание в концентрате:		
	железа	54,0	56,0
	пятиокиси ванадия	0,49	0,5
	двуокиси титана	3,0	3,5
	Содержание железа в хвостах	7,15	7,2
	Извлечение железа	70,4	67,3
	Потери платины в железном концентрате	17,5	5,2

Сравнительные анализы концентратов обогащения тех и других руд приведены в табл. 57.

Таблица 57

Сравнительный средний химический состав концентратов, полученных при обогащении разных типов руд по участкам Качканарского месторождения
(в %)

Компоненты	Крупновкрапленная		Мелковкрапленная		Смешанная	
	проба 22 Гусевогорское	проба 8 Качканарское	проба 6 Гусевогорское	проба 9 Качканарское	проба 1319 Гусевогорское	проба 23 Качканарское
$Fe_{общ}$	58,30	55,50	50,30	54,50	54,00	55,7
SiO_2	6,70	7,60	11,80	6,90	7,90	7,4
TiO_2	3,00	3,50	2,70	3,30	3,00	4,3
Fe_2O_3	54,50	50,40	43,30	51,20	52,30	50,9
Al_2O_3	3,60	4,30	5,80	4,40	3,70	—
FeO	25,80	26,40	25,10	24,00	23,20	25,7
CaO	2,80	3,70	2,80	3,70	3,30	3,8
MgO	2,90	3,90	7,40	4,90	4,90	4,5
V_2O_5	0,54	0,47	0,35	0,51	0,49	0,51
P	0,016	0,013	0,012	0,016	0,011	—
S	0,03	0,02	0,01	0,04	0,04	—
Сумма	100,34	100,30	99,75	98,97	99,38	97,1

Опыты Уральского института черных металлов

В 1948—1951 гг. Уральским институтом черных металлов было проведено несколько серий опытов агломерации концентратов обогащения гусевогорских руд.

Первая серия опытов была проведена с концентратами обогащения технических проб 6, 7, 12, представляющих верхние горизонты, и керновых проб 10 и 11, взятых на участке «Железный рудник» Гусевогорского месторождения. Агломерации подвергался материал различной крупности 12—0; 1—0 и 0,2—0 мм.

Вторая серия опытов была проведена с концентратами обогащения проб 13, 14, 15, 16, 17, 18 и 19, представляющих другие участки Гусевогорского месторождения. Агломерации подвергался концентрат крупностью 0,3—0 мм, полученный при обогащении объединенной пробы, составленной из перечисленных выше 5 проб.

Следующая серия опытов агломерации была проведена с концентратами обогащения руд Гусевогорского и собственно Качканарского массивов (проб 23, 24, 25, 26, 27, 1319).

Агломерации подвергался в основном концентрат крупностью 0,2—0 мм, а по одной пробе (1319) — 0,3—0 мм.

В табл. 58 и 59 приводится химический состав, а в табл. 60 и 61 — гранулометрический состав концентратов, подвергавшихся агломерации.

Для сравнения приводятся аналогичные данные по концентратам обогащения высокогорских руд и добавкам, вводимым в агломерационную шихту при спекании этих концентратов.

Коксик, вводимый в агломерационную шихту, измельчался до крупности 3 мм. Он содержал 12,36% золы, 0,5% серы и 0,42% летучих.

Для гусевогорских концентратов по сравнению с высокогорскими характерны: более низкое содержание железа, повышенное содержание оснований, значительно меньший насыпной вес и более благоприятный гранулометрический состав (низкое содержание класса крупностью меньшей 0,1 мм).

Опыты проводились на опытной агломерационной установке УИМ, в чаше емкостью 7—8 кг агломерата; высота слоя спекания шихты составляла 200 мм. Контрольные опыты проводились в чаше емкостью 42 кг агломерата (при высоте слоя 200 мм). Вакуум поддерживался на уровне 1000—1100 мм вод. ст. в малой чаше и 850—1000 мм — в большой чаше.

Оптимальная влажность при спекании концентратов, имевших крупность 1—0 мм, составляла 5,3—5,8%, что давало газопроницаемость шихты в 0,74—0,78 м/сек. При спекании более тонких концентратов (крупности 0,3—0 мм и 0,21—0 мм) оптимальная влажность составляла 5,5—6,4% (газопроницаемость шихты 0,41—0,47 м/сек).

Оптимальное количество коксика в шихте было установлено 4,5% от веса шихты. При этом был получен агломерат с содержанием 13% закиси железа и умеренно оплавленного строения. Снижение содержания коксика в шихте до 4% приводило к ухудшению прочности агломерата. Содержание коксика в шихте, превышающее 5%, вызывало излишнюю оплавленность, что, создавая более прочный агломерат, приводило к снижению восстановимости последнего (содержание закиси железа в агломерате доходило до 19%).

Результаты опытов представлены в табл. 62.

В табл. 63 и 64 приводятся ожидаемые технические показатели агломерации качканарских концентратов в сопоставлении с аналогичными

Таблица 58

Химический состав концентратов обогащения качканарских и высокогорских руд, подвергавшихся агломерации
(в %)

№ пробы	Название пробы	Класс крупности (в мм)	$Fe_{общ}$	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	V_2O_5	S	P
	Концентраты магнитного обогащения качканарских руд											
124 и 16	Сухой метод	12—0	35,03	—	21,95	6,00	—	—	—	—	—	—
6 и 7	Мокрый „	1—0	39,62	20,66	19,58	7,00	4,71	10,32	0,28	0,43	0,01	0,021
6 и 7	То же	0,2—0	49,32	25,12	11,80	5,80	2,79	7,40	—	0,52	0,01	0,022
10	„ „	0,2—0	53,39	26,58	9,88	5,10	2,16	4,84	0,23	0,49	0,014	0,025
13—19	„ „	0,3—0	53,89	23,15	7,86	3,70	3,27	4,87	0,31	0,49	0,035	0,010
	Концентраты магнитного обогащения высокогорских руд											
—	Сухой метод	20—0	56,59	22,78	9,30	5,70	2,10	2,02	1,15	—	0,82	0,060
—	То же	2—0	64,13	24,78	2,68	3,82	1,39	1,56	0,99	—	0,70	0,073
—	Мокрый метод	0,2—0	67,00	25,80	1,58	2,37	0,99	1,19	0,90	—	0,17	0,046
	Добавки, вводимые в шихту при спекании высокогорских руд											
—	Колошниковая пыль	—	43,85	17,00	13,66	4,96	3,81	2,35	6,38	—	0,19	0,110
—	Эфель высокогорский	—	39,57	4,15	24,26	10,41	2,34	1,23	1,53	—	0,073	—
—	Пиритные сгарки молотые	—	42,47	5,51	23,84	5,35	1,73	1,15	0,07	—	2,15	0,055

Таблица 59

Химический состав концентратов, подвергавшихся агломерации

(в %)

№ пробы	Название пробы	Класс крупности (в мм)	$Fe_{общ}$	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	V_2O_5	S	P
	Концентраты магнитного обогащения собственно качканарских руд											
23	Мокрый метод	0,2—0	55,72	25,80	7,36	3,42	3,79	3,58	—	0,51	0,022	0,023
24—25	То же	0,2—0	54,68	24,34	7,86	5,30	3,12	3,42	—	0,44	0,008	0,024
	Концентраты магнитного обогащения гусевогорских руд											
26	Мокрый метод	0,2—0	52,05	23,13	10,74	4,21	4,26	5,32	—	0,50	—	—
27	То же	0,2—0	51,10	23,10	11,26	4,97	4,88	4,31	—	0,47	0,012	0,024
1319	„ „	0,3—0	53,89	23,15	7,86	3,70	3,27	4,87	0,31	0,49	0,035	0,010
	Концентраты руды участка „Железный рудник"											
67 и 10	Мокрый метод	0,2—0	51,36	25,85	10,84	5,45	2,48	6,12	0,23	0,50	0,012	0,024

Таблица 60

Гранулометрический состав концентратов обогащения качканарских и высокогорских руд, добавок и топлива для агломерации
(в %)

№ пробы	Название пробы	Крупность (в мм)	Классы крупности (в мм)											Насыпной вес (в т/м³)
			> 12	12—6	6—3,36	3,36—1,68	1,68—0,84	0,84—0,59	0,59—0,42	0,42—0,30	0,30—0,21	0,21—0,15	0,15—0,10	< 0,1	
	Концентраты магнитного обогащения качканарских руд														
14 и 16	Сухой метод	12—0	—	3,9	20,0	25,8	18,8	6,9	4,8	4,2	3,2	3,0	2,0	7,4	—
6 и 7	Мокрый „	1—0	—	—	—	—	0,4	18,5	22,5	16,7	11,6	9,9	6,7	13,7	2,118
6 и 7	То же	0,2—0	—	—	—	—	0,1	0,3	0,7	2,6	26,7	26,9	13,8	28,9	2,075
10	„ „	0,2—0	—	—	—	—	—	0,1	0,1	3,7	21,0	17,3	20,1	37,7	—
13—19	„ „	0,3—0	—	—	—	—	—	—	14,2		21,1	21,1	13,2	30,4	2,293
	Концентраты обогащения высокогорских руд														
—	Сухой метод	20—0	23,0	14,4	8,8	5,2	5,7	3,7	4,9	7,5	8,2	5,8	3,3	9,5	2,93
—	Мокрый „	2—0	—	—	—	0,2	20,4	11,4	10,4	10,3	9,0	11,1	6,2	21,0	2,85
—	То же	0,2—0	—	—	—	—	—	—	0,3	1,3	2,7	7,8	9,1	78,8	2,68
	Добавки, вводимые в шихту при спекании высокогорских руд														
—	Колошниковая пыль	—	—	—	—	0,7	6,4	9,7	14,8	19,9	18,2	12,0	4,4	13,9	1,68
—	Эфель высокогорский	—	—	—	5,4	16,0	21,9	11,5	11,3	13,8	7,9	4,9	1,8	5,5	1,84
—	Огарок молотый	—	—	—	—	—	1,7	1,3	1,9	2,8	7,4	13,2	12,9	58,8	1,25
—	Коксик измельченный	3—0	—	—	—	23,6	30,3	9,1	7,0	6,0	5,6	5,0	4,6	8,7	—

Таблица 61

Гранулометрический состав концентратов
(в %)

№ пробы исходной руды	Название пробы	Крупность (в мм)	Классы крупности (в мм)										Насыпной вес (в т/м³)
			> 3,36	3,36—1,68	1,68—0,84	0,84—0,59	0,69—0,42	0,42—0,3	0,3—0,21	0,21—0,15	0,15—0,1	<0,1	
	Концентраты магнитного обогащения собственно качканарских руд												
23	Мокрый метод	0,2	—	—	3,2	4,2	4,7	3,4	27,9	26,3	9,6	20,7	2,18
24—25	То же	0,2	—	—	0,5	0,5	1,5	4,7	19,7	28,1	15,2	29,7	2,18
	Концентраты магнитного обогащения гусевогорских руд												
26	Мокрый метод	0,2—0	—	—	0,15	1,0	4,62	19,3	23,5	26,0	0,7	24,8	2,27
27	То же, но переизмельченный . . .	0,2—0	—	—	0,07	0,23	0,40	0,9	3,5	12,7	16,6	65,5	2,22
1319	Мокрый метод	0,3—0	—	—	—	—	—	14,20	21,1	21,1	13,2	30,4	2,29
	Концентрат руды участка „Железный рудник"												
67	Мокрый метод	0,2—0	—	—	0,1	0,3	0,7	2,6	26,7	26,9	13,8	28,9	2,08
10	То же	0,2—0	—	—	—	0,1	0,1	3,7	21,0	17,3	20,1	37,7	—

Таблица 62

Показатели агломерации качканарских концентратов по опытам Уральского института металлов

№ опыта	Крупность концентрата (в мм)	Состав шихты (в %)		Количество кокс. (в % от веса сухой рудной части)	Влажность шихты (в %)	Средний вакуум (в мм вод. ст.)	Выход годного агломерата крупностью + 10 мм (в %)	Скорость спекания (в мм/мин)	Удельная производительность по агломерату (в т/м²/час)	Барабанная проба (в %)		Химический состав агломерата (в %)			Примерная структура агломерата
		концентрат	возврат							выход класса 6—0 мм	выход класса 1—0 мм	Fe общ	FeO	S	
							Опыты спекания качканарского концентрата в малой чаше								
1	0,3—0	80	20	4,5	7,5	10,45	88,0	14,9	1,349	—	—	51,5	13,41	0,01	Умеренно оплавленной структуры нормально пористый, достаточно прочный
2	0,3—0	80	20	4,5	6,3	10,35	86,0	17,7	1,557	—	—	52,21	13,48	0,01	
3	0,3—0	80	20	4,5	5,5	10,38	87,0	18,9	1,627	—	—	53,63	14,03	0,01	
4	0,3—0	80	20	4,0	5,9	10,44	89,1	16,9	1,47	—	—	52,80	9,75	0,01	Слабо оплавленный мелкопористый, *непрочный*
5	0,3—0	80	20	5,0	5,9	10,44	88,8	18,2	1,523	—	—	52,53	16,86	—	Чрезмерно оплавленный, крупнопористый, прочный
6	0,3—0	80	20	6,0	5,8	10,20	84,7	21,1	1,704	—	—	53,12	19,26	—	
							Опыты спекания качканарского концентрата в большой чаше								
7	0,3—0	80	20	4,5	5,7	899	84,2	12,9	1,314	36,2	12,0	52,41	12,26	—	Умеренно оплавленный, достаточно прочный
8	0,3—0	80	20	5,0	5,4	890	86,2	13,2	1,320	35,7	10,5	52,17	16,09	—	Чрезмерно оплавленный крупнопористый, прочный
							Опыты спекания качканарского концентрата из руд „Железного рудника" в малой чаше								
9	12—0	80	20	4,5	4,0	1014	—	24,1	2,21	—	—	34,63	12,15	0,01	Оплавленный, крупнопористый удовлетворительной прочности
10	1—0	80	20	4,5	5,8	1004	86,2	21,3	1,77	—	—	41,01	12,61	0,01	Нормально оплавленный, мелкопористый, прочный
11	0,2—0	80	20	4,5	6,7	1041	85,0	23,5	1,70	—	—	51,35	12,07	0,11	Умеренно оплавленный равномерной структуры, прочный
12	0,2—0	80	20	4,5	6,8	1079	87,8	16,5	1,36	—	—	54,38	16,84	0,01	Умеренно оплавленный, равномерной структуры, прочный
							Опыты спекания качканарского концентрата из руд „Железного рудника" в большой чаше								
13	1—0	80	20	4,5	6,0	886	86,0	15,9	1,52	31,0	11,7	41,1	13,17	—	Оплавленный крупнопористый, равномерной структуры, прочный
14	0,2—1	80	20	4,5	6,7	946	83,0	13,1	1,26	31,2	11,8	50,8	10,93	—	Нормально оплавленный, мелкопористый, равномерной структуры, прочный

Таблица 63

Ожидаемые технические показатели агломерации качканарских концентратов

Показатели	Гусевогорское месторождение, Главная залежь	Участок „Железный рудник“	Средний
	крупность (в мм)		
	0,3 — 0	0,2 — 0	
Количество коксовой мелочи в шихте (в % от сухой рудной части шихты)	4,5	4,5	4,5
Расход сухой коксовой мелочи на 1 т готового агломерата (в кг)	62	62	62
Оптимальное содержание влаги в шихте (в %)	5,5—6	6,5—7	5,5—7
Насыпной вес влажной шихты (в т/м³)	1,547	1,408	1,477
Линейная скорость спекания (в мм/мин)	18,3	20,0	19,2
Средний вакуум (в мм вод. ст.)	1036	1060	1048
Количество отсасываемых газов (м³/м²)	0,42	0,43	0,43
Выход годного агломерата крупностью более 10 мм (в % от веса продуктов спекания)	86,5	86,4	86,4
Ожидаемый выход годного агломерата в производственных условиях (в %)	78,0	78,0	78,0
Ожидаемая удельная производительность агролenты (в т/м²)	1,24	1,17	1,20
То же (в т/ленто/час)	62,0	59,0	60,5
То же железа (в т/ленто/час)	32,0	30,7	31,7
Качество агломерата			
Содержание закиси железа (в %)	13—14	12—16	12—16
Выход класса 6—0 мм (% после испытания в барабане)	35,9	31,2	33,5
Выход агломерата (в т/т концентрата)	1,019	1,023	1,021

показателями для высокогорских концентратов. Из приведенных данных следует, что для гусевогорских концентратов характерна высокая скорость спекания, бóльшая, чем для высокогорских. Это объясняется отмеченным выше более благоприятным гранулометрическим составом качканарских концентратов. Прочность гусевогорских агломератов удовлетворительная при пониженном содержании закиси железа в агломерате.

При установлении ожидаемых технических показателей агломерации УИМ за основу принимал результаты спекания в малой чаше, в которой вакуум создавался близким к производственным условиям. Выход годного агломерата принят ниже, чем в лабораторных условиях, так как агломерат при разгрузке с ленты падает со значительно большей высоты и потому подвергается большим разрушениям и возврат отсеивается на неподвижном колосниковом грохоте с зазорами 20—25 мм (против 10 мм в лабораторных условиях).

В результате проведенных опытов Уральский институт черных металлов делает следующие выводы:

1. Тонкие концентраты гусевогорских руд спекаются успешно, давая агломерат с равномерной структурой, удовлетворяющей требованиям

Таблица 64

Ожидаемые технические показатели агломерации в промышленных условиях качканарских концентратов в сравнении с показателями агломерации высокогорских концентратов

Показатели	Собственно Качканарское месторождение			*Гусевогорское месторождение*			Высокогорское месторождение		
	Северный участок, нижний горизонт	Северный (проба 25) и Южный (проба 24) участки	среднее	Главная залежь, *нижний* горизонт	участок Большая Гусева, верхний горизонт	участок „Железный рудник", верхний и нижний горизонты	1 проба	2 проба	3 проба
№ пробы концентрата	23	24+25		26	13—19	6—7	—	—	—
Крупность концентрата (в мм)	0,2—0	0,2—0	0,2—0	0,2—0	0,3—0	0,2—0	12—0	2—0	0,2—0
Оптимальное содержание коксовой мелочи в шихте (в % от сухой рудной части шихты)	4,5	5,0—5,5	5,0	4,5	4,5	4,5	4,0	3,5—4,0	3,5—4,0
Расход сухой коксовой мелочи, содержащей С=80% на 1 т готового агломерата (в кг)	62	69—76	69	62	62	52	57	54	54
Оптимальное содержание влаги в шихте (в %)	6,0—6,5	6,0—7,0	6,0—7,0	5,0—6,0	5,5—6,0	6,5—7,0	6,5	6,1	6,6
Насыпной вес влажной шихты (в т/м³)	1,56	1,56	1,56	1,50	1,55	1,41	1,75	1,69	1,63
Линейная скорость спекания (в мм/мин)	18,0	17,6	17,8	17,2	18,3	20,0	17,7	16,6	9,9
Средний вакуум процесса (в мм вод. ст.)	1062	1027	1045	1043	1036	1060	1099	1088	1078
Выход годного агломерата крупностью более 10 мм в лабораторных условиях (в % от веса продуктов спекания)	84,5	82,0	83,0	83,5	86,5	86,4	84,0	86,0	89,0
Ожидаемый выход годного агломерата в производственных условиях (в %)	75,0	75,0	75,0	75,0	78,0	78,0	75,0	78,0	80,0
Ожидаемая производительность агломерата (в т/м² час)	1,21	1,15	1,18	1,12	1,24	1,17	1,29	1,23	0,74
То же (в т/ленто/час)	60,5	57,5	59,0	56,0	62,0	58,5	64,5	61,5	37,0
Качество агломерата: содержание FeO (в %)	14—15	14—17	14—17	16—17	13—14	12—16	18—21	15—18	13—17
После барабанной пробы выход фракции (в %) 6—0 мм	30,3	39,2	34,7	27,5	35,9	31,2	39,8	31,3	34,5
5—0 мм	21,0	29,2	25,1	20,0	27,0	24,0	—	—	—
Выход агломерата (в т/т концентрата)	1,03	1,03	1,03	1,03	1,02	1,03	—	—	—

доменной плавки по своим физико-механическим свойствам (прочность и кусковатость).

2. Оптимальное содержание влаги в шихте 5,5—6%.

3. Оптимальное содержание топлива (с содержанием 86% нелетучего углерода) 4,5%.

4. Для агломерата из качканарских концентратов характерно невысокое содержание закиси железа (13—14%) при степени оплавления, обеспечивающей нормальную механическую прочность. Это объясняется большим количеством оснований (CaO+MgO) в пустой породе, ограничивающем развитие силикатов железа в процессе спекания.

5. Прочность гусевогорского агломерата близка к прочности высокогорского агломерата.

6. Насыпной вес агломерационной шихты из гусевогорских концентратов несколько ниже, чем для шихты из высокогорских концентратов.

7. Выход годного агломерата из качканарской шихты близок к аналогичному показателю для высокогорского агломерата.

8. Скорость спекания для гусевогорских концентратов выше, чем для высокогорских концентратов.

9. Удельная производительность аглоленты при спекании гусевогорских концентратов выше, чем при спекании высокогорских концентратов такой же крупности, и ниже, чем для крупных высокогорских концентратов.

Опыты Уралмеханобра

Уралмеханобром производились опыты агломерации концентратов, полученных (1949 г.) при контрольных испытаниях руды пробы 21 крупностью —0,54 и —0,2 мм. Химический и гранулометрический составы концентратов, подвергавшихся агломерации, приведены в табл. 65 и 66.

Таблица 65

Химический состав концентратов, поступивших в агломерацию
(в %)

Крупность (в мм)	$Fe_{общ}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	S	P	TiO_2	V_2O_5	Cu
—0,59	48,7	9,0	58,2	14,5	3,5	5,7	5,2	0,32	0,10	0,002	2,9	0,53	0,015
—0,2	53,1	24,9	48,1	10,0	3,6	4,1	3,8	0,31	0,11	0,003	3,1	0,56	0,020

Таблица 66

Ситовой анализ концентратов, подвергавшихся агломерации
(в %)

Крупность (в мм)	+0,59 мм	—0,59 +0,30 мм	—0,30 +0,21 мм	—0,2 +0,15 мм	—0,15 +0,10 мм	—0,10 +0,074 мм	—0,074 мм	Сумма
—0,59	—	35,8	21,8	13,9	8,9	6,3	13,3	100,0
—0,2	—	—	10,3	15,6	21,3	20,1	32,7	100,0

В качестве горючего применялась коксовая мелочь крупностью 3—0 мм с содержанием 16,16% золы и 0,52% серы. Опыты агломерации производились в аглочаше диаметром 210 мм при высоте слоя в 180 мм. Максимальное разряжение под колосником не превышало 650 мм. Результаты опытов приведены в табл. 67.

Для материала крупностью —0,59 мм оптимальная влажность шихты колебалась в широких пределах (6—8%). В этом случае получались

Таблица 67

Результаты спекания концентратов гусевогорских руд по опытам Уралмеханобра

№ опыта	Состав шихты (в %)				Высота слоя (в мм)	Продолжительность спекания (в мин.)	Скорость спекания (в мм/мин)	Вакуум		Выход агломерата (в %)				Отсев мелочи 5—0 мм после сбрасывания (в %)	Удельная производительность (в т/м²/час)	Содержание в агломерате (в %)			
										от общего выхода		от шихты							
	концентрат	возврат	кокс	влажность				начальный	конечный	+12 мм	12—0мм	+12 мм	12—0мм			Fe	FeO	S	P
Спекание материала —0,59 мм																			
Опыты с изменением влажности шихты																			
1	80	20	5	5,0	161	11,0	14,6	580	210	87,6	12,4	79,5	11,2	4,8	0,963	—	—	—	—
2	80	20	5	6,0	161	9,2	17,5	590	260	91,4	8,6	81,2	7,6	5,5	1,187	—	—	—	—
3	80	20	5	6,5	163	9,0	18,1	560	280	90,7	9,3	81,2	8,3	5,4	1,220	48,0	17,07	Следы	0,02
4	80	20	5	7,0	163	10,0	16,3	560	310	93,2	6,8	83,3	6,0	5,1	1,130	—	—	—	—
5	80	20	5	8,0	170	11,0	15,4	460	290	93,6	6,4	81,4	5,5	4,3	1,020	—	15,60	—	—
6	80	20	5	9,0	182	12,5	14,6	560	180	87,2	12,8	75,2	11,0	3,6	0,834	—	15,55	—	—
Опыты с изменением дозировки горючего																			
7	80	20	2	6,5	165	16,0	10,3	560	570	16,4	83,6	15,3	77,6	—	0,126	—	—	—	—
8	80	20	3	6,5	169	12,0	14,1	570	190	72,5	27,5	65,6	24,8	17,0	0,728	—	8,35	—	—
9	80	20	4	6,5	172	10,8	15,9	580	240	91,0	9,0	81,5	8,2	4,0	1,010	—	11,23	0,054	Следы
10	80	20	5	6,5	163	9,0	18,1	560	280	90,7	9,3	81,2	8,3	5,4	1,220	—	17,07	Следы	0,02
11	80	20	6	6,5	179	12,0	14,9	580	160	91,6	8,4	80,4	7,4	3,6	0,915	—	14,97	—	—
Спекание материала —0,2 мм																			
Опыты с изменением влажности шихты																			
13	80	20	5	6	167	12,0	13,9	620	320	65,7	34,3	58,0	30,3	7,6	0,65	—	—	—	—
14	80	20	5	7	170	12,0	14,2	640	420	65,7	34,3	58,7	30,9	9,5	0,665	53,26	13,11	—	—
15	80	20	5	8	170	11,5	14,8	630	360	78,7	21,3	69,5	18,9	9,8	0,831	54,05	—	—	—
16	80	20	5	9	164	10,0	16,4	620	400	82,0	18,0	72,0	15,7	9,4	0,990	53,43	13,82	0,05	0,005
17	80	20	5	10	157	9,5	16,5	610	270	86,8	13,2	75,0	11,4	6,8	1,102	54,16	—	—	—
Опыты с изменением дозировки горючего																			
18	80	20	4	9	167	11,0	15,2	620	260	84,5	15,5	74,0	13,7	9,8	0,925	53,60	11,59	0,002	0,007
19	80	20	5	9	164	10,0	16,4	620	400	82,0	18,0	72,0	15,7	9,4	0,990	53,43	13,82	0,05	0,005
20	80	20	6	9	170	11,2	15,2	620	410	86,2	13,0	74,2	12,0	10,5	0,927	53,49	20,15	0,095	Следы

наиболее высокие показатели скорости спекания (15,4—18,1 мм/мин) и выходы агломерата (90,7—93,6%). Оптимальная влажность шихты определена в 6,5%, что обеспечивает скорость спекания в 18,1 мм/мин и удельную производительность агломерационной машины 1,28 т/м². Оптимальный расход коксика — 4% от веса рудной части шихты.

Для материала крупностью —0,2 мм оптимальная влажность шихты выше 9—10% и минимальный расход коксика — 4%.

Показатели спекания материала крупностью —0,2 мм ниже, чем для —0,59 мм. Прежде всего можно отметить пониженную механическую прочность агломерата. Выход мелочи 5—0 мм составляет 9—10% против 4,0—5,4% для агломерата из материала крупностью —0,59 мм. Это объясняется наличием в агломерате слабоспеченных участков, образовавшихся вследствие недостаточного просасывания воздуха без участия жидкой фазы. При механическом воздействии на агломерат (удар, истирание) эти участки выделяют повышенное количество мелочи, представляя по существу припекшиеся зерна концентрата.

Агломерат из материала крупностью —0,2 мм характеризуется большим содержанием железа и меньшим содержанием закиси железа, чем агломерат из концентратов крупностью —0,59 мм. Последний хорошо пропечен, равномерно и незначительно оплавлен, обладает однородной структурой и высокой механической прочностью, тогда как агломерат из концентратов крупностью —0,2 мм структурно менее однороден. В изломе пирога наблюдаются небольшие гнезда слабоспеченного материала, он обладает несколько пониженной механической прочностью. Оба агломерата обладают удовлетворительной пористостью.

Ниже приводится полный химический состав агломерата из концентратов крупностью —0,2 мм (табл. 68).

Таблица 68

Химический состав агломерата
(в %)

$Fe_{общ}$	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S	P	MnO	V_2O_5	TiO_2	Cu	Zn	Fe_2O_3
53,43	13,82	9,6	1,56	3,51	4,49	0,05	0,005	0,35	0,5	3,19	0,01	0,05	61,02

Ожидаемые технические показатели по оценке Уралмеханобра представлены в табл. 69.

Таблица 69

Ожидаемые промышленные технические показатели агломерации

Крупность концентрата, подвергавшегося агломерации (в мм)	Вертикальная скорость спекания (в мм/мин)	Насыпной вес шихты (в т/м³)	Выход агломерата из шихты (в %)	Производительность агломерационной машины площадью 50 м² (в т)		Удельная производительность агломерационной ленты (в т/м²·час.)
				часовая	суточная	
—0,59	18,1	1,380	81,2	60,8	1450	1,22
—0,2	16,4	1,405	72,0	49,8	1195	0,99

В результате проведенных Уралмеханобром опытов были сделаны следующие выводы.

1. Концентраты той и другой крупности спекаются с высокой скоростью и дают прочный пористый агломерат, удовлетворяющий требованиям металлургии.

2. Оптимальная влажность шихты для концентрата крупностью —0,59 мм составляет 6—7% и крупностью —0,2 мм — 9%.

3. Оптимальный расход коксика для того и другого концентрата—4%.

4. По химическому составу агломерат удовлетворяет требованиям металлургии.

5. Возможная суточная производительность стандартной агломерационной ленты площадью 50 м² составляет 1450 т для концентрата крупностью —0,59 мм и 1195 т для концентрата крупностью —0,21 мм.

Промышленные опыты агломерации концентратов на Гороблагодатской агломерационной фабрике.

В августе 1952 г. были проведены опыты агломерации концентратов обогащения руд Главной залежи Гусевогорского месторождения на агломерационной фабрике Гороблагодатского рудоуправления.

Этот концентрат в количестве 190 т был получен при промышленных испытаниях обогатимости гусевогорских руд на Гороблагодатской магнитообогатительной фабрике.

Агломерация концентрата крупностью 0,2—0 мм прошла вполне удовлетворительно и показала возможность получения прочного агломерата, вполне пригодного к доменной плавке по химическому составу и кусковатости.

Возникшие вначале (вследствие высокой влажности концентрата) затруднения при агломерации были устранены после снижения содержания влаги до 10%.

Наиболее благоприятные показатели спекания качканарских концентратов крупностью 0,2—0 мм достигнуты при влажности шихты не выше 7% и расходе коксика 4—4,5%.

Производительность по годному агломерату на 1 м² колосниковой решетки в среднем была не ниже 470 кг/час, т. е. ниже, чем было установлено при лабораторных исследованиях, что объясняется в основном неудовлетворительным смешиванием шихты, вследствие недостаточной длины смесителя, слабым вакуумом под колосниковой решеткой и значительным количеством простоев. [1]

ВОЗМОЖНЫЕ ВАРИАНТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДГОТОВКИ КАЧКАНАРСКИХ РУД

Общая оценка результатов испытаний

При обогащении титаномагнетитовых руд с целью получения железного концентрата обычно наиболее эффективным является метод электромагнитной сепарации. Гравитационные методы обогащения (отсадка, обогащение на концентрационных столах) дают во всех случаях несравнимо более низкие показатели, чем электромагнитная сепарация. Флотация магнетитовых руд является процессом еще недостаточно изученным, и в существующих условиях следует отдать предпочтение магнитной сепарации.

Опыты, проведенные над качканарской рудой, полностью подтвердили это положение. Минералогический состав качканарской руды также благоприятен для электромагнитного обогащения. Главным рудным

[1] В условиях агломерации шихты в круглых чашах на Гороблагодатской агломерационной фабрике нельзя было достичь такой скорости спекания, которая имела место при лабораторных исследованиях и может быть получена на агломерационных машинах ленточного типа.

минералом является магнетит, образующий вкрапленность с величиной отдельных зерен 0,05—3 мм.

Анализ наиболее чисто выделенного магнетита дает содержание железа 64,6%. Эту цифру следует принять за возможное предельное содержание железа в магнетите качканарской руды.

Результаты исследовательских работ приводят к выводу, что верхним пределом крупности руды, при которой может быть начат процесс обогащения, следует считать 12—0 мм. Магнитная сепарация класса 25—0 мм дала значительно худшие результаты, как это уже указывалось выше. Рациональным нижним пределом крупности можно принять —0,2 мм.

Более тонкое измельчение, при сравнительно малой разнице в полученных конечных показателях, потребует значительного увеличения основного обогатительного оборудования (мельниц, классификаторов, магнитных сепараторов), а также агломерационных машин, вследствие резкого снижения газопроницаемости шихты, даже при переходе от крупности —0,2 мм до крупности —0,15 мм. Скорость спекания концентратов крупностью —0,2 мм следует ожидать не выше 15—16 мм/мин.

Для улучшения процесса спекания и увеличения скорости спекания возможно применение специальных мероприятий, а именно специальной подготовки шихты (окомкование), присадки в шихту дополнительных компонентов, ускоряющих процесс спекания (известняка, колошниковой пыли и т. п.). Однако в этом направлении по качканарским рудам нет экспериментального материала, позволяющего полноценно определить возможную эффективность указанных выше мероприятий.

При решении вопросов подготовки к плавке качканарских руд будет более правильной ориентация на удельную производительность агломерационных машин около 0,9 т на 1 м^2 колосниковой решетки в час.

Имеющиеся исследовательские материалы по спеканию качканарских концентратов нельзя признать достаточными и освещающими основные вопросы, которые возникают при работе с тонкими концентратами, особенно при необходимости интенсифицировать процесс.

Испытания, которые проводились Институтом Механобр в течение 1945—1950 гг. по получению агломерата из руд и концентратов различных месторождений, показали, например, что присадка в агломерационную шихту известняка благоприятно влияет на ход процесса спекания. Присадка известняка в шихту улучшает газопроницаемость, образует «короткие» шлаки, в результате чего скорость спекания, а следовательно, и производительность агломерационной машины, значительно возрастают. В ряде случаев прирост производительности изменяется от 15 до 25%.

Механическая прочность известковистого агломерата (барабанная и ударная пробы) непосредственно после его получения равна механической прочности обычного агломерата. При длительном хранении, вследствие известковистого и силикатного распада, агломерат с присадкой известняка в значительной мере разрушается. Интенсивность распада известковистого агломерата возрастает с увеличением количества добавляемого известняка в шихту. Отмечается резкое снижение механической прочности агломерата и его способности к более или менее длительному хранению при модуле основности выше 0,5—0,6. Значительное влияние на прочность известковистого агломерата имеет и крупность добавляемого в спекаемую шихту известняка. Эта крупность определяется экспериментальным путем, в большинстве случаев она не должна превышать 3 мм.

Заслуживает внимания присадка извести-пушонки с различными количествами известняка, показывающая, что соединение гидрата окиси кальция с известняком дает более значительное повышение производительности, чем отдельные присадки. Это происходит потому, что гидрат окиси кальция затягивает начало плавления и позволяет карбонату кальция разложиться и в свою очередь начать способствовать повышению температуры плавления.

Нужно, однако, отметить, что присадка известняка в шихту при агломерации качканарских концентратов должна быть сравнительно ограниченной, в связи с основным характером пустой породы этих концентратов. Отношение суммы оснований к сумме кремнезема и глинозема в гусевогорских концентратах составляет, как указывалось в I разделе настоящей работы, 0,5—0,6.

Варианты технологических схем

Для подготовки к плавке качканарских руд возможны, как было показано выше, две принципиальные схемы: двухстадиальное и одностадиальное электромагнитное обогащение.

Эти технологические схемы имеют следующие относительные достоинства и недостатки. При двухстадиальной схеме в первой стадии электромагнитной сепарацией выделяются отвальные хвосты и во второй — конечные концентраты и отвальные хвосты. При этой схеме имеется возможность выделения в начале процесса значительного количества (до 50%) хвостов. Это обстоятельство позволяет резко сократить основное оборудование, необходимое для операций дополнительного измельчения и второго приема сепарации, что, в свою очередь, улучшает экономические показатели по этим операциям.

Однако при технологической схеме двухстадиального обогащения, как показывают работы по испытаниям обогатимости, получаемые результаты несколько хуже, чем это имеет место при одностадиальной схеме.

Кроме того, выделение крупных и мелких хвостов осложняет отвальное хозяйство. В случае необходимости совместного удаления хвостов гидравлическим транспортом, придется дополнительно измельчать крупные хвосты, что, по существу, сведет на нет экономический эффект двухстадиальной схемы.

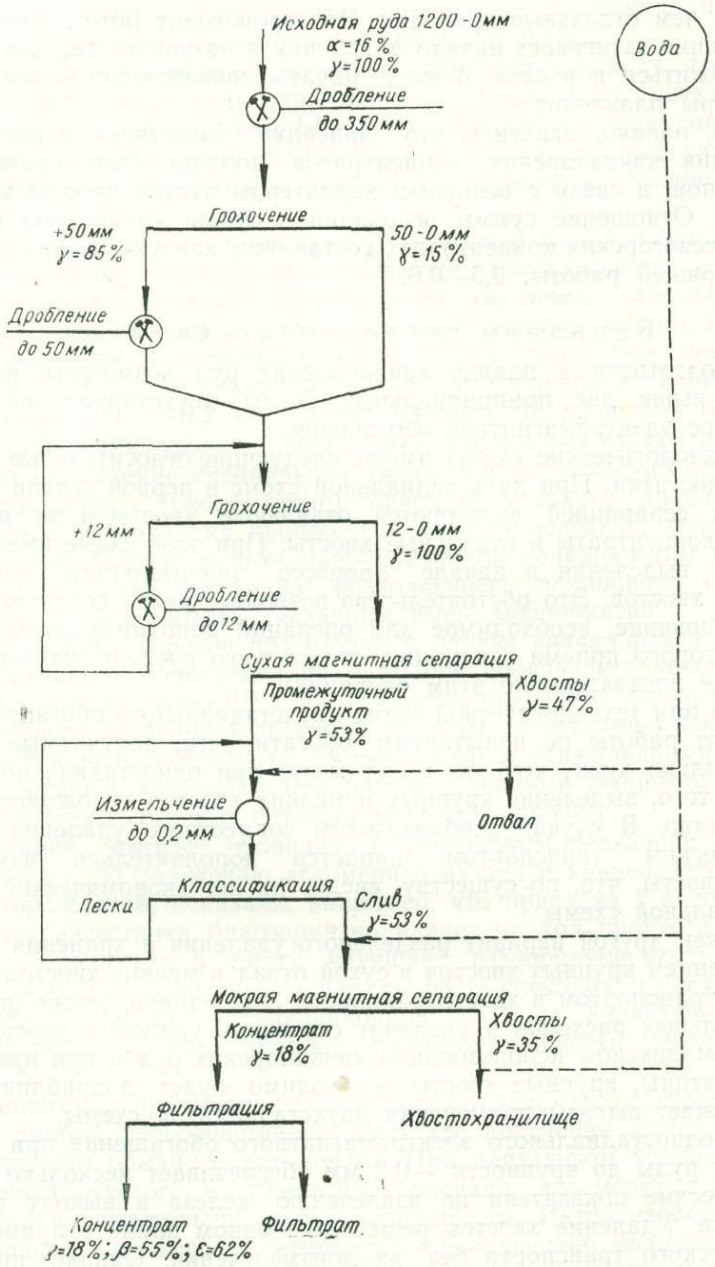
Возможен другой вариант раздельного удаления и хранения хвостов, с направлением крупных хвостов в сухой отвал и мелких хвостов гидравлическим транспортом в хвостохранилище. Это, однако, также потребует дополнительных расходов и увеличит стоимость удаления хвостов.

При комплексном использовании качканарских руд и при извлечении из них платины, крупные хвосты необходимо будет додрабливать, что также снижает выгоды применения двухстадиальной схемы.

Схема одностадиального электромагнитного обогащения при измельчении всей руды до крупности —0,2 мм обеспечивает несколько лучшие технологические показатели по извлечению железа и выходу готового концентрата. Удаление хвостов решается в одном плане с применением гидравлического транспорта без их доизмельчения. Однако при этой схеме появляется необходимость в увеличении количества основного оборудования, что скажется на удорожании процесса обогащения.

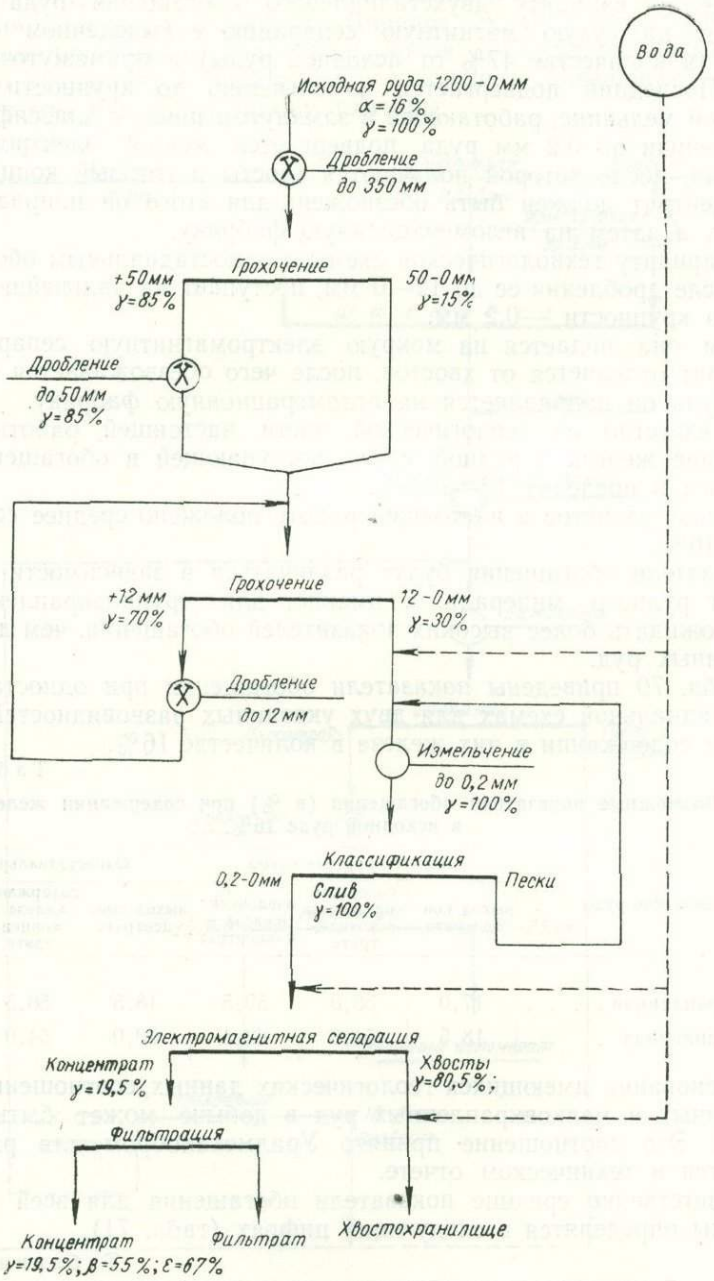
Без дополнительного и более или менее детального анализа приведенных выше факторов трудно выявить обоснованные преимущества той или другой технологической схемы.

Подлежащие рассмотрению принципиальные схемы обогащения показаны на фиг. 66 и 67.



Фиг. 66. Технологическая схема двухстадиального обогащения

α — содержание железа в исходной руде; β — содержание железа в концентрате; γ — выход; ε — извлечение железа.



Фиг. 67. Технологическая схема одностадиального обогащения

α — содержание железа в исходной руде; β — содержание железа в концентрате; γ — выход; ε — извлечение железа.

В обоих вариантах руда, идущая из горных работ, подвергается дроблению в три стадии до крупности —12 мм.

Далее по варианту двухстадиального обогащения руда 12—0 мм поступает на сухую магнитную сепарацию с выделением отвальных хвостов (в количестве 47% от исходной руды) и промежуточного продукта. Последний подвергается измельчению до крупности —0,2 мм в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с классификатором. Измельченная до 0,2 мм руда подвергается мокрой электромагнитной сепарации, после которой получаются хвосты и готовый концентрат.

Концентрат должен быть обезвожен; для этого он направляется на фильтры, а затем на агломерационную фабрику.

По варианту технологической схемы с одностадиальным обогащением руда, после дробления ее до 12—0 мм, поступает на дальнейшее измельчение до крупности —0,2 мм.

Затем она подается на мокрую электромагнитную сепарацию, где концентрат отделяется от хвостов, после чего обезвоживается на фильтрах, откуда он направляется на агломерационную фабрику.

Как известно из геологической части настоящей работы, среднее содержание железа в рудной массе, поступающей в обогащение, будет колебаться в пределах 16—16,5%.

В основу расчетов в настоящей работе положено среднее содержание железа 16%.

Показатели обогащения будут различаться в зависимости от вкрапленности рудного минерала, а именно, для крупновкрапленных руд следует ожидать более высоких показателей обогащения, чем для мелковкрапленных руд.

В табл. 70 приведены показатели обогащения при одностадиальной и двухстадиальной схемах для двух указанных разновидностей руд при исходном содержании в них железа в количестве 16%.

Таблица 70

Возможные показатели обогащения (в %) при содержании железа в исходной руде 16%

Наименование руды	*Двухстадиальная схема*			*Одностадиальная схема*		
	выход концентрата	содержание железа в концентрате	извлечение железа в концентрат	выход концентрата	содержание железа в концентрате	извлечение железа в концентрат
Крупновкрапленная	17,0	56,0	59,5	18,5	56,5	65,5
Мелковкрапленная	18,5	54,0	62,5	20,0	54,0	67,5

На основании имеющихся геологических данных, соотношение крупновкрапленных и мелковкрапленных руд в добыче может быть принято как 3 : 2. Это соотношение принято Уралмеханобром для расчетов и приводится в техническом отчете.

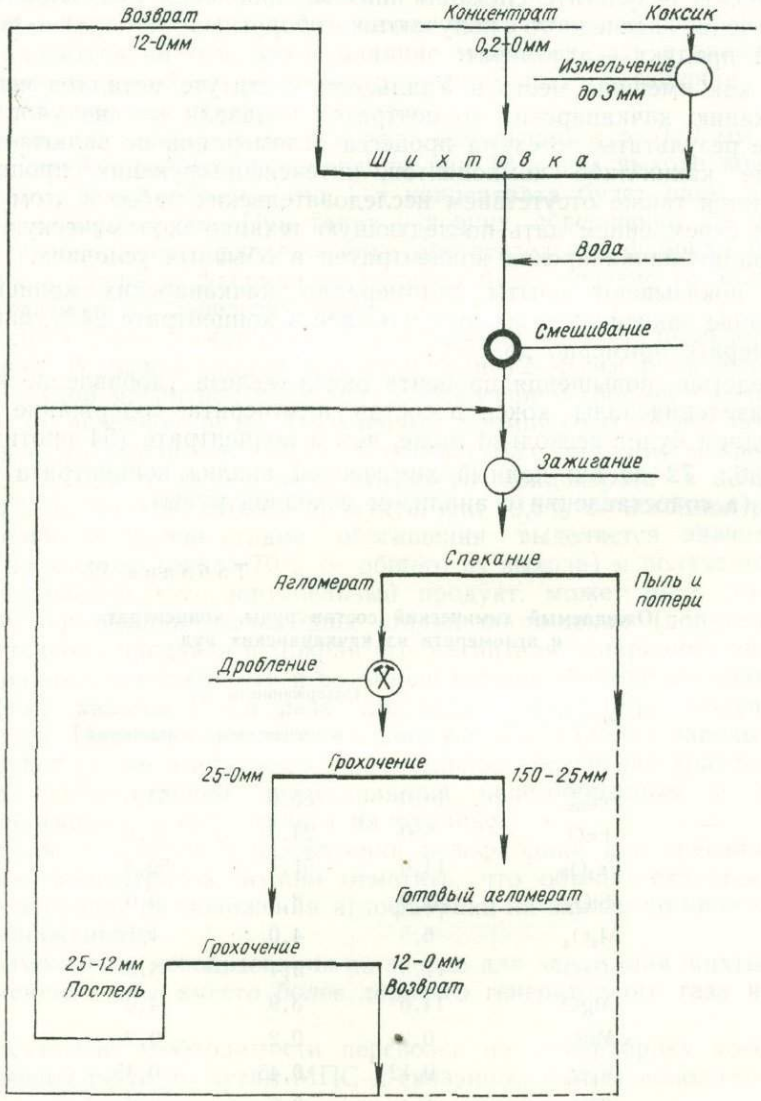
Соответственно средние показатели обогащения для всей качканарской руды определятся в следующих цифрах (табл. 71).

Таблица 71

Средние показатели обогащения при массовой добыче руды (в %)

Наименование схемы	Исходное содержание железа в руде	Выход концентрата	Содержание железа в концентрате	Извлечение железа в концентрат
Двухстадиальная . . .	16,0	18,0	55,0	62,0
Одностадиальная . . .	16,0	19,5	55,0	67,0

Как уже упоминалось выше, технологическая схема с одностадиальным обогащением дает несколько лучшие конечные показатели по выходу концентрата и по извлечению железа, но требует при этом измельчения всей руды до 0,2 мм. Вариант схемы с двухстадиальным обогащением лишен этого недостатка, но он дает худшие показатели и приводит в результате к некоторым осложнениям, связанным с хвостовым хозяйством и использованием платины.



Фиг. 68. Технологическая схема процесса агломерации.

Для более объективной оценки определившихся обстоятельств, наиболее правильным и целесообразным решением будет выполнение необходимых основных расчетов на базе предварительной оценки по капитальным затратам и по эксплуатационным расходам проекта рудоподготовительного комбината, работающего на качканарских железных рудах.

Технологическая схема процесса агломерации (фиг. 68) представляется в достаточной мере простой.

Концентрат после обогащения является основным компонентом шихты, поступающей на спекание. В качестве горючего к шихте добавляется измельченный коксик. Кроме того, в шихту идет также оборотный продукт — возврат.

После соответствующей дозировки и смешивания шихта подвергается спеканию. В результате спекания шихты, дробления полученного спека и грохочения последнего получаются оборотный продукт — возврат и готовый продукт — агломерат.

Так как имевшие место в Уральском институте металлов испытания по спеканию качканарских концентратов показали вполне удовлетворительные результаты, то схема процесса агломерации не включает в себя введение каких-либо компонентов, интенсифицирующих процесс. Это объясняется также отсутствием исследовательских работ в этом направлении и стремлением дать последующую технико-экономическую оценку агломерации качканарских концентратов в обычных условиях.

Как показывают опыты агломерации качканарских концентратов, содержание закиси железа, составлявшее в концентрате 24%, снижается в агломерате примерно до 15%.

Вследствие повышения процента окиси железа (добавление кислорода) и введения золы кокса в состав агломерата, содержание железа в последнем будет несколько ниже, чем в концентрате (54 против 55%).

В табл. 72 дается полный химический анализ концентрата и агломерата (в сопоставлении с анализом исходной руды).

Таблица 72

Ожидаемый химический состав руды, концентрата и агломерата из качканарских руд

Компоненты	Содержание (в %)		
	в руде	в концентрате	в агломерате
$Fe_{общ}$	16,0	55,0	54,0
FeO	8,0	24,0	15,0
Fe_2O_3	14,0	51,7	60,4
SiO_2	37,0	8,5	9,0
Al_2O_3	6,8	4,0	4,1
CaO	17,5	3,4	3,5
MgO	14,6	3,9	4,0
MnO	0,2	0,2	0,2
V_2O_5	0,12	0,45	0,45
TiO_2	1,4	3,0	3,0
SO_3	0,10	0,07	0,07
P_2O_5	0,12	0,050	0,057
Cr_2O_3	0,2	0,20	0,20
П. п. п.	0,56	0,50	—
Всего . .	100,0	100,0	100,0

РАЗМЕЩЕНИЕ И МОЩНОСТЬ РУДОПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

Размещение рудоподготовительных устройств

При рассмотрении вопроса о размещении рудоподготовительных устройств следует учитывать, что в качестве основного потребителя качканарских руд в настоящее время намечается Ново-Тагильский металлургический завод. Кроме того, часть этой руды (700 тыс. т агломерата) будет поступать на Чусовской металлургический завод.

Обращаясь к вопросу расположения обогатительной фабрики, следует остановиться на том, какое влияние может оказать в данном случае применение одной из двух конкурирующих схем обогащения — двухстадиальной или одностадиальной схемы.

При одностадиальной схеме вся руда измельчается до 0,21 мм и подвергается мокрой магнитной сепарации при 18%-ном выходе конечного концентрата. Таким образом, на 1 т концентрата будет расходоваться около 5,5 т сырой руды. При таких условиях совершенно бесспорной является необходимость расположения обогатительной фабрики на руднике, всякое удаление фабрики от рудника будет связано со значительными затратами на перевозку сырой руды.

Несколько иначе может ставиться вопрос при двухстадиальной схеме обогащения. В первой стадии при крупности 12—0 мм руда будет подвергаться сухой магнитной сепарации с выделением хвостов в количестве 45—50% от исходной руды. Полученный промпродукт будет затем измельчаться до крупности —0,21 и обогащаться методом мокрой магнитной сепарации с выделением конечного концентрата в количестве около 40% от промежуточного продукта, или 19,5% от исходной руды.

Поскольку в первой стадии обогащения выделяется значительное количество хвостов (около 70% от общего их выхода) и получается в то же время вполне транспортабельный продукт, может быть поставлен вопрос о перенесении дальнейших стадий обогащения (доизмельчение промежуточного продукта и мокрая его магнитная сепарация) на завод. Нужно, однако, отметить, что и во второй стадии обогащения количество выделяемых хвостов в 1,5 раза превышает количество получаемого концентрата. Поэтому, при перенесении этих операций на заводы-потребители будет также иметь место значительное увеличение транспортных расходов. Соответственно представляется целесообразным и вторую стадию обогащения осуществлять на руднике.

Переходя к вопросу о размещении аглофабрики для спекания качканарских концентратов, нужно отметить, что обычно отдается предпочтение варианту расположения аглофабрики на заводе по нижеследующим соображениям:

а) возможность использования на заводе для зажигания шихты дешевого доменного газа вместо более дорогого генераторного газа на руднике;

б) отсутствие необходимости перевозки на аглофабрику коксика и колошниковой пыли по путям МПС и связанных с этим дополнительных затрат;

в) уменьшение измельчения агломерата при его транспорте до бункеров доменного цеха завода;

г) возможность производства агломерата с более высокой основностью, хотя следует отметить, что естественная основность качканарского агломерата составляет примерно 0,55—0,6.

Наряду с указанными преимуществами будет иметь место ряд отрицательных сторон расположения аглофабрики непосредственно на заводе,

связанных с необходимостью перевозки мелкого влажного концентрата.

Так, в зимнее время такой концентрат, влажность которого после обезвоживания составляет около 10—12%, будет смерзаться. Следовательно, понадобится предварительная подсушка его, на что потребуются соответствующие капитальные и эксплуатационные затраты.

В остальное время года можно обойтись без подсушки, но зато будет иметь место увеличение транспортных расходов вследствие увеличения объема перевозок влажного концентрата.

Отрицательно скажется на себестоимости конечного продукта также и то, что мелкий концентрат при перевозке в обычных вагонах будет просыпаться через щели, что увеличит потери этого относительно дорогого продукта, а также приведет к порче подвижного состава (так как тонкий концентрат будет попадать в буксы вагонов).

Для предотвращения таких последствий намечается перевозка мелкого концентрата в специальных глухих гондолах, которые будут разгружаться на заводе при помощи вагоноопрокида. Такое, в частности, решение принято в проектах Череповецкого и Западно-Сибирского металлургических заводов для случая перевозки тонких концентратов кольских и нижнеангарских железных руд на аглофабрику при заводе.

Применение таких специализированных средств перевозки не дает, повидимому, заметного увеличения эксплуатационных и капитальных затрат по транспорту. Однако оно связано с невозможностью загрузки порожняка в обратном направлении.

Взаимное влияние всех перечисленных факторов может в конкретных условиях привести к различным решениям вопроса о месте расположения аглофабрики.

Рассматривая этот вопрос, нужно отметить, что поступление качканарских руд предусмотрено на пятую и последующие новые печи Ново-Тагильского завода, в то время как первые четыре печи будут в течение длительного периода снабжаться рудой месторождений Тагило-Кушвинского района. Принятыми проектными решениями, частично уже осуществленными, предусмотрено подготовку этих последних руд, в том числе и агломерацию их, осуществлять на месторождениях. Так, на Высокогорском и Гороблагодатском рудниках уже в настоящее время работают аглофабрики; намечается строительство новых аглофабрик на Гороблагодатском и Лебяжинском рудниках.

Поэтому, если исходить из агломерации качканарских концентратов на Ново-Тагильском заводе, то в дополнение к рудничным аглофабрикам пришлось бы еще построить аглофабрику на заводе.

Это нецелесообразно по ряду соображений:

1) строительство аглофабрики на заводе затруднительно по условиям площадки, особенно учитывая специфические условия приемки и транспортировки до аглофабрики тонкого концентрата;

2) строительство аглофабрики на заводе пойдет вразрез со всей схемой снабжения завода рудой;

3) имеющаяся множественность аглофабрик (на 3 рудниках) еще более усилится;

4) для перевозки концентрата требуется применение специального подвижного состава, что также внесет разнобой в транспортное хозяйство завода.

Можно было бы для увязки с общей схемой снабжения Ново-Тагильского завода сырьем организовать окускование качканарского концентрата на одной из ближайших рудничных аглофабрик (Высокогорской или Лебяжинской) с соответствующим их расширением.

Однако в этом случае будут иметь место в основном все перечисленные выше недостатки рудничного варианта агломерации. К тому же еще потребуется специализация части агломашин на соответствующей рудничной аглофабрике для спекания качканарского концентрата, что осложнит технологический процесс агломерации на указанной фабрике (раздельная подача сырья, выдача агломерата и т. д.).

Все вышеизложенное относится и к Чусовскому заводу.

В настоящее время (и примерно до 1970 г., т. е. еще около 15 лет) этот завод (3 действующие доменные печи) обеспечивается рудами Кусинского и Первоуральского месторождений.

Подготовка этих руд полностью сосредоточена на месторождениях. В частности, для агломерации кусинских концентратов на месторождении уже построена аглофабрика.

На Чусовском же заводе имеется небольшая аглофабрика для окускования колошниковой пыли и ванадийсодержащих отходов сталеплавильного производства.

В связи с этим представляется целесообразным и в перспективе ориентировать завод на привозной агломерат, тем более, что размещение аглофабрики даже мощностью 700 тыс. т агломерата на территории Чусовского завода будет затруднительно, а по мере исчерпания ресурсов Кусинского, а затем Первоуральского месторождений мощность аглофабрики должна будет еще более возрастать. В то же время при строительстве на месторождении мощной аглофабрики для снабжения ее продукцией Ново-Тагильского завода, выгоднее будет несколько расширить ее с учетом потребности Чусовского завода, чем строить на последнем вторую аглофабрику.

Мощность рудоподготовительных устройств

В главе VI настоящей работы приведен расчет потребности в качканарской руде. Полученные цифры свидетельствуют о том, что добыча и подготовка качканарских руд достигнут в будущем весьма значительных размеров.

Так, при максимальном варианте добыча качканарских руд составит 37 млн. т в 1965 г., 51 млн. т в 1980 г. и 61 млн. т в 2000 г.

Однако более близкие перспективы (до 1965 г.) использования качканарских руд выразятся в меньших цифрах. При минимальном варианте потребность в сырой руде в 1970 г. не превысит 15 млн. т.

Расчеты, приводимые в главе III настоящего труда, намечают объем добычи руды по Главной залежи в количестве 12 млн. т; поэтому для расчетов по рудоподготовке принята та же мощность по исходной руде. Это не осложняет определение ближайших эксплуатационных перспектив Качканарского района, а следовательно, и производительности намечаемой строительством аглофабрики, так как, во-первых, качество руд Северной залежи Гусевогорского массива, которая должна быть вовлечена в эксплуатацию вслед за Главной залежью, такое же как и последней; во-вторых, обогатительно-агломерационный комбинат мощностью в 12 млн. т по исходной руде представляется достаточно крупным, почему при вовлечении в эксплуатацию Северной залежи на ее базе должен быть построен новый рудоподготовительный комплекс.

Соответственно исчисленные в последующем изложении технико-экономические показатели рудоподготовки существенно не изменятся при увеличении масштабов подготовки руд.

Таким образом, для обогащения качканарских руд в районе месторождения должна быть построена обогатительная фабрика мощностью в 12 млн. т по исходной руде.

Производительность этой фабрики при различных схемах обогащения показана в табл. 73.

Таблица 73

Производительность обогатительной фабрики
(в тыс. т/год)

Схема обогащения	Исходная руда	Концентрат	Хвосты
Двухстадиальная . . .	12 000	2 160	9 840
Одностадиальная . . .	12 000	2 340	9 660

Полученный концентрат будет направляться в агломерацию, которая в соответствии с вышеизложенным должна производиться вблизи обогатительной фабрики.

Хвосты магнитного обогащения, если это окажется необходимым, будут подвергаться доизмельчению с последующим гравитационно-флотационным обогащением для извлечения платины.

При двухстадиальном обогащении эти хвосты будут представлены двумя разновидностями по крупности 3—0 мм и 0,2—0 мм. Крупность 3—0 мм будет иметь примерно 57% их общего количества; 43% хвостов будут относиться к классу 0,2—0 мм.

При одностадиальном обогащении все хвосты будут представлены материалом крупностью 0,2—0 мм.

В результате агломерации концентрата магнитного обогащения будет получено агломерата: 2120 тыс. т при двухстадиальном обогащении и 2290 тыс. т при одностадиальном обогащении.

Исходя из установленных опытами показателей агломерации, производительность одной агломерационной машины площадью в 75 м^2 может быть принята в 500 тыс. т в год.

Следовательно, для получения указанного выше количества агломерата потребуется установить при двухстадиальном обогащении 4,24, или 5 агломашин, при одностадиальном обогащении 4,58, или тоже 5 агломашин.

Таким образом, при обоих вариантах агломерационная фабрика должна иметь в своем составе 5 агломашин по 75 м^2.

ВОЗМОЖНОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КАЧКАНАРСКИХ РУД[1]

Качканарские руды содержат, помимо железа, титан, ванадий и платину.

Содержание TiO_2 в этих рудах довольно постоянно и имеет небольшие колебания 1,3—1,4%. Такое сравнительно низкое содержание двуокиси титана не позволяет использовать их для получения титанового концентрата и, с другой стороны, не является помехой при использовании качканарских руд, после обогащения, для доменной плавки.

[1] В составлении этого параграфа принимала участие А. С. Фомина.

Содержание V_2O_5 принимается в среднем в руде 0,12% и в концентрате 0,45%. Последнее обстоятельство позволяет считать качканарские руды ванадистожелезными.

Технология их переработки после обогащения может быть такой, какая принята в настоящее время на Чусовском заводе.

Исследования, проведенные лабораторией благородных металлов Уралмеханобра (под руководством проф. М. Ф. Ортина), показывают возможность извлечения платины как из хвостов магнитной сепарации гусевогорских руд, так и непосредственно из последних. Первая серия испытаний была проведена указанной лабораторией в период 1948—1949 гг. Всего в этот период были проведены испытания обогатимости на платину следующих 6 проб:

а) мелковкрапленная руда с содержанием платины от следов до 0,03 г/т;

б) крупновкрапленная руда с содержанием платины 0,24 г/т;

в) пробы 3—6 были представлены хвостами магнитной сепарации мелковкрапленных, крупновкрапленных и смешанных руд (пробы 6, 7, 13, 14, 15, 16 и 18) с содержанием платины от 0,03 до 0,07 г/т.

Таким образом, содержание платины во всех пробах, за исключением пробы 2, было весьма низким.

Хвосты магнитной сепарации крупновкрапленных руд имеют обычно более высокое содержание платины, нежели хвосты мелковкрапленных руд и, как показали проведенные исследования, по ним были получены соответственно и лучшие показатели обогащения.

В результате опытов извлечения платины из исходной руды, Уралмеханобром были сделаны следующие выводы:

Применение гравитационных методов обогащения (концентрация на столах и шлюзах, отсадка) не дает удовлетворительных результатов по концентрации платины.

Для извлечения платины из исходных руд лучшим методом оказалась флотация.

При помощи высокоактивных коллекторов, как, например, аэрофлот № 25 и 31 (расход до 8 г/т), платина может быть выделена в пенный продукт в нейтральной или слабо щелочной среде при измельчении руды до —0,18 мм. Концентрация платины в результате основной флотации достигает 10—25-кратного увеличения при извлечении 80—95%.

Уралмеханобр в отчете отмечает, что показатели обогащения находятся в прямой зависимости от содержания платины в исходной руде.

Это положение было проверено на руде с содержанием платины от 0,03 до 0,24 г/т.

Более рациональным авторы отчета считают предварительное магнитное обогащение руды при измельчении ее до —0,18 мм с последующим извлечением платины из хвостов магнитной сепарации, в которые, как видно из предыдущего изложения, переходит до 80% платины, содержащейся в исходной руде.

Применение комбинированного процесса гравитации и флотации дает возможность из бедного материала получить концентраты с содержанием платины от 3 до 8 г/т при извлечении 60% от исходного содержания платины в хвостах магнитной сепарации.

В заключение лаборатория благородных металлов отмечает, что платина в гусевогорских рудах распределяется весьма неравномерно, что в сильной степени отражается на показателях отдельных опытов.

Следующая серия опытов по извлечению платины из хвостов магнитной сепарации была проведена Уралмеханобром при упомянутых выше

контрольных испытаниях керновых проб 10 и 21 Гусевогорского участка в конце 1949 г. Как указывалось выше, проба 10, представленная мелкозернистой рудой, оказалась по содержанию платины очень бедной. В силу этого обстоятельства контрольные испытания по извлечению платины из хвостов были проведены только с пробой 21. Содержание платины в этой пробе было также очень низкое, а именно 0,01 г на 1 т руды. Показатели обогащения пробы 21 по схеме одностадиальной магнитной сепарации при измельчении до —0,21 мм были приведены в табл. 42. Из указанной таблицы видно, что выход хвостов мокрой магнитной сепарации составил 43,8% при содержании в них платины 0,018 г/т и извлечении ее в хвосты 78,8%.

Хвосты электромагнитной сепарации были далее направлены на концентрационный стол для получения концентрата платины.

Полученные результаты приведены в табл. 74.

Таблица 74

Результаты переработки хвостов электромагнитной сепарации на концентрационном столе в целях получения концентрата платины

Продукты	Выход (в %)	Содержание Pt (в г/т)	Извлечение Pt (в %)
Концентрат	0,90	0,25	12,52
Промпродукт	14,35	0,05	40,00
Хвосты	84,75	Следы	47,48
Исходные хвосты электромагнитной сепарации . .	100,00	0,018	100,00

Перечистка концентрата также на концентрационных столах показала следующее (табл. 75).

Таблица 75

Показатели перечистки платинового концентрата на концентрационных столах

Продукт	Выход (в %)		Содержание Pt (в г/т)	Извлечение Pt (в %)	
	от операции	от хвостов магнитной сепарации		от операции	от хвостов электомагнитной сепарации
Концентрат (№)					
I	5,55	0,05	0,40	8,90	1,11
II	16,67	0,15	1,13	75,10	9,41
III	77,78	0,70	0,05	16,00	2,00
Исходный продукт . . .	100,00	0,90	0,25	100,00	12,52

Промпродукт основной концентрации, а также продукты перечистки (кроме концентрата I) были подвергнуты флотации. Измельчение перед флотацией проводилось до крупности —0,074 мм (70%). При флотации промпродукта первой стадии концентрации на столах (с содержанием платины 0,05 г/т) в качестве реагента применялась кальцинированная сода (500 г/т) и аэрофлот № 31 (80 г/т). При флотации продуктов перечистной концентрации добавлялось еще растворимое стекло (500 г/т).

Результаты флотации показаны в табл. 76.

Таблица 76

Результаты флотации промпродукта основной концентрации и продуктов перечистки

Продукт	Выход от операции (в %)	Содержание Pt (в г/т)	Извлечение Pt (в %)	
			от операции	от хвостов магнитной сепарации
Концентрат	4,4	1,02	100,0	40,00
Хвосты	95,6	Нет	—	—
Исходный материал (промпродукт)	100,0	0,04—0,05	100,0	40,00
Концентрат	11,6	9,66	99,16	9,33
Хвосты	88,4	Следы	0,84	0,08
Исходный материал (концентрат II)	100,0	1,13	100,0	9,41
Концентрат	4,8	1,00	100,0	2,00
Хвосты	95,2	Нет	—	—
Исходный материал (концентрат III)	100,0	0,05	100,0	2,00
Суммарные показатели флотации	0,68	1,35	—	51,33

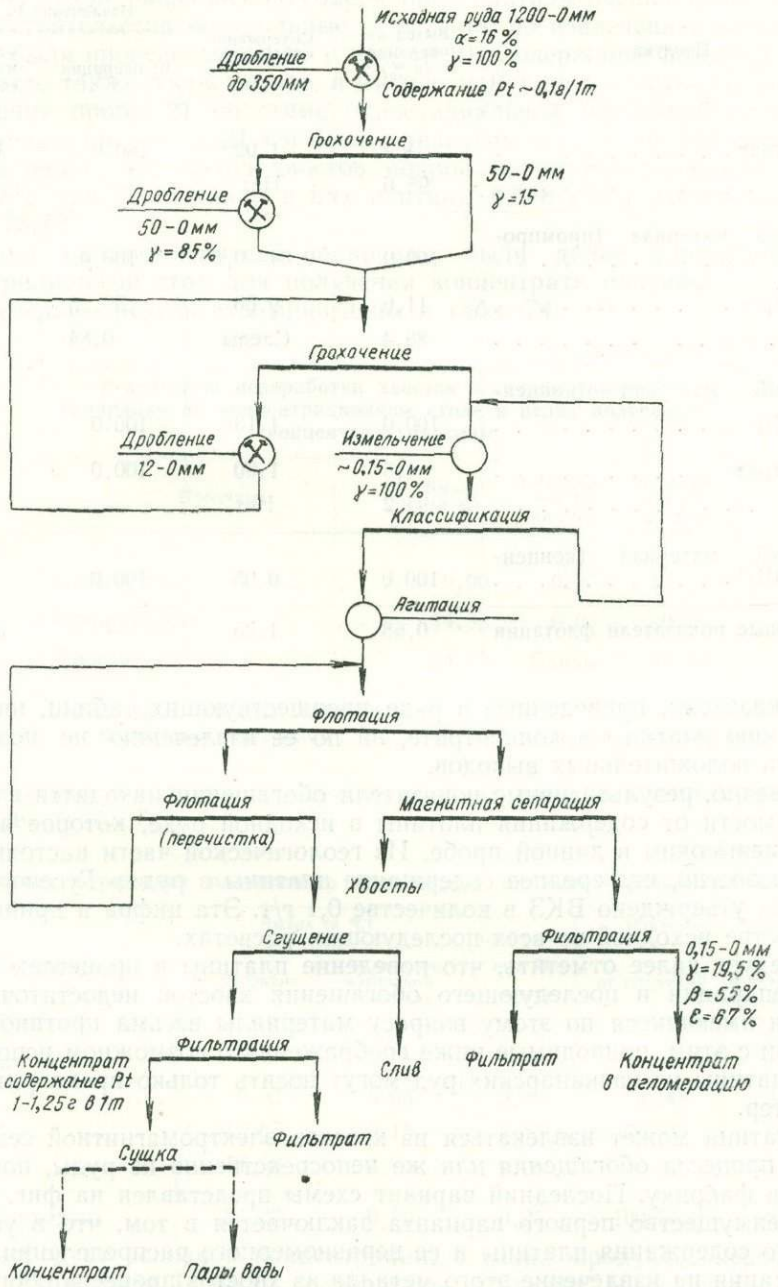
Показатели, приведенные в ряде предшествующих таблиц, ни по содержанию платины в концентрате, ни по ее извлечению не позволяют сделать положительных выводов.

Конечно, результативные показатели обогащения находятся в прямой зависимости от содержания платины в исходной руде, которое является очень невысоким в данной пробе. Из геологической части настоящей работы известно, что среднее содержание платины в рудах Гусевогорского массива утверждено ВКЗ в количестве 0,1 г/т. Эта цифра и принимается в качестве исходной во всех последующих расчетах.

Следует далее отметить, что поведение платины в процессах магнитной сепарации и последующего обогащения хвостов недостаточно изучено, и имеющиеся по этому вопросу материалы весьма противоречивы. В связи с этим, приводимые ниже соображения о возможном использовании платины из качканарских руд могут носить только предварительный характер.

Платина может извлекаться из хвостов электромагнитной сепарации после процесса обогащения или же непосредственно из руды, поступающей на фабрику. Последний вариант схемы представлен на фиг. 69.

Преимущество первого варианта заключается в том, что в условиях низкого содержания платины и ее неравномерного распределения в руде, ориентация на извлечение этого металла из хвостов процесса обогащения дает возможность в первую очередь разрешить задачу строительства обогатительной фабрики для железной руды. Одновременно или несколько позднее (после соответствующих исследований и расчетов) может решаться и вопрос извлечения платины на флотационной или иного типа фабрике. Однако при работе по этой схеме неизбежна некоторая потеря платины, которая будет извлекаться в железный концентрат.



Фиг. 69. Технологическая схема с извлечением платины в голове процесса

α — содержание железа в исходной руде; β — содержание железа в концентрате; γ — выход; ε — извлечение железа.

Второй вариант допускает более полное извлечение платины, находящейся в руде. Однако его применение связано с рядом серьезных затруднений, в частности, при принятии за основу второго варианта возникает необходимость строительства обогатительной фабрики для извлечения платины и железа по технологической схеме с тонким измельчением, необходимым для флотационного процесса. Это сразу снимает с обсуждения вопрос о наиболее экономичной схеме обогащения собственно железной руды. Кроме того, может выявиться потребность в более тонком измельчении всей руды, например, не до 0,2—0 мм, а до 0,1—0 мм и тоньше. Как указывалось, опыты флотации хвостов проводились при измельчении до —0,07 мм [1]. Это вызовет, в свою очередь, кроме удорожания обогащения (вследствие дополнительных операций измельчения), осложнения в процессе агломерации, так как будет иметь место довольно резкое падение производительности агломерационных машин.

Само собой разумеется, что извлечение платины как в первом, так и во втором анализируемом варианте потребует дополнительных капитальных и эксплуатационных затрат.

В задачи настоящей работы не входит оценка по существу целесообразности и эффективности извлечения платины из качканарских руд. Решение этого вопроса требует специального исследования с рассмотрением баланса добычи этого благородного металла, сравнительных технико-экономических показателей его извлечения из разных руд и т. д.

Постановлением Совета Министров СССР от 12. IX 1952 г. № 4175—1637с предусмотрена необходимость выполнения таких технико-экономических расчетов и обоснований для установления технической и народнохозяйственной целесообразности попутного извлечения редких металлов, в данном случае платины.

Однако такое технико-экономическое исследование должно быть проведено в соответствующих проектных работах с привлечением специализированных проектных и исследовательских организаций.

В данной работе вопрос о технико-экономических показателях извлечения платины из качканарских руд рассматривается лишь с точки зрения влияния извлечения платины на экономику получения железо-ванадиевого концентрата. Иными словами, стоит вопрос о том, можно ли часть затрат по добыче и подготовке качканарских руд отнести на платину в случае ее извлечения из указанных руд.

Вместе с тем представляет интерес оценка двух охарактеризованных методов обогащения качканарских руд, рассматривавшихся выше только с точки зрения содержания в них железа, а именно, двухстадиального и одностадиального методов, под углом зрения извлечения платины из этих руд.

Рассматривая прежде всего вопрос об экономике извлечения платины из качканарских руд, следует отметить, что в настоящее время нет достаточных данных на этот счет. Ниже излагаются некоторые предварительные соображения по этому вопросу.

Уралгипрорудой и Уралмеханобром в 1952 г. составлены проектные соображения по горнорудному комбинату в составе рудника, обогатительной и агломерационной фабрик на базе Гусевогорского месторождения Качканарского рудного поля.

В указанных проектных соображениях предусмотрено максимальное извлечение платины. Соответственно схема обогащения запроектирована в следующих двух вариантах.

[1] Уралмеханобр предусматривает измельчение руды до 0,18 мм.

При одном варианте вся руда после измельчения до 0,21 мм подвергается мокрой магнитной сепарации с получением магнитного концентрата и немагнитных хвостов.

Концентрат и хвосты после доизмельчения до 0,18 мм подвергаются раздельно флотации. Из магнитного концентрата после флотации получаются платиновый и железо-ванадиевый концентраты. Из хвостов магнитной сепарации после флотации получаются платиновый концентрат и отвальные хвосты.

При другом варианте вся исходная руда измельчается до 0,18 мм и поступает затем во флотацию с получением платинового концентрата и хвостов. Последние подвергаются магнитной сепарации с получением железо-ванадиевых концентратов и отвальных хвостов.

В результате обогащения по указанным схемам из 15 млн. т исходной влажной руды (14,55 млн. т по сухому весу) с содержанием 16% железа и 0,08 г/т платины будет получаться, по расчетам Уралмеханобра, 3026,4 тыс. т сухого железо-ванадиевого концентрата (выход 20,8%) с содержанием 54% железа и 0,01 г/т платины и 87,3 тыс. т платинового концентрата (выход 0,6%) с содержанием 16% железа и 10 г/т платины.

В результате агломерации железного концентрата получается, по расчетам Уралмеханобра, такое же количество агломерата и того же качества, что и концентрат. С коррективами, принятыми в настоящей работе, количество влажного агломерата составит 3060 тыс. т.

Доводка платинового концентрата, включающая амальгамацию концентрата и обработку амальгамы, дает 1,2 т шлиховой платины (0,85 т металлической платины).

Производительность горнорудного комплекса по расчетам Уралгипроруды и Уралмеханобра приводилась выше.

Для сопоставимости с показателями, приведенными в настоящей работе, эта производительность требует некоторых коррективов.

Так, Уралмеханобр принимает выход агломерата из концентрата в 100%, что не вполне точно, учитывая наличие потерь при прокаливании. Вводя принятый в настоящей работе коэффициент перехода от концентрата к агломерату в 0,98, получим выход сухого агломерата в 2965 тыс. т.

В переводе на влажный агломерат (с содержанием 3% влаги) получится 3060 тыс. т.

Капитальные затраты по горнорудному комплексу, определенные по расчетам Уралгипроруды и Уралмеханобра, показаны в табл. 77.

Платина распределяется между конечными продуктами обработки следующим образом: 2,6% переходит в железный концентрат, 76,5% поступает в платиновый концентрат и 20,9% остается в отвальных хвостах.

Уралгипрорудой и Уралмеханобром исчислены капитальные и эксплуатационные затраты по горнорудному комбинату при применении указанной комплексной схемы.

К сожалению, в указанных расчетах не выделена доля затрат, падающая на извлечение платины. Только для эксплуатационных затрат без всякого обоснования принимается распределение между железным и платиновым концентратами в соотношении 90 : 10. Поэтому приходится определять долю расходов, падающую на платину, путем сопоставления показателей, полученных Уралгипрорудой и Уралмеханобром при извлечении платины, с соответствующими расчетами, приведенными в настоящей работе и предусматривающими только обогащение руды по железу.

Таблица 77

Капитальные затраты на добычу и подготовку качканарской руды, исчисленные Уралгипрорудой и Уралмеханобром
(в млн. руб.)

Объект расходования средств	Цеховые затраты (включая начисления по генсмете)	Вспомогательное и общекомбинатское хозяйство	Итого
Затраты по техфакторам			
Карьер	185	90	275
Обогатительно-агломерационная фабрика .	585	420	1005
Итого . . .	770	510	1280
Жилсоцкультбытстроительство	—	—	406
Всего . . .	—	—	1686

Разумеется, это сопоставление не вполне показательно, так как методика расчета в обоих случаях имела известные различия. Однако, несмотря на известную условность такого сопоставления, оно все же дает некоторое представление о затратах, связанных с извлечением платины.

Детальные расчеты экономических показателей для обоих случаев даны в последующем изложении (при сравнительной технико-экономической оценке разных вариантов). Конечные показатели по этим расчетам определились в следующих цифрах.

Стоимость обогащения 1 т руды при извлечении платины на 6 р. 85 к. выше, чем при ориентации на обогащение руды только по железу. При этом, однако, в связи с более тонким измельчением и углублением схемы обогащения повышается и извлечение железа. Поэтому, правильнее сопоставлять конечную стоимость агломерата (качество которого одинаково в обоих расчетах).

Стоимость 1 т влажного агломерата по расчетам Уралмеханобра составляет 127 р. 50 к. против 105 р. 70 к., исчисленных в настоящей работе (для двухстадиальной технологической схемы), что дает удорожание на 19 р. 80 к. т. е. примерно 20 руб.

На 3060 тыс. т влажного агломерата это дает дополнительные эксплуатационные затраты в сумме 61,2 млн. руб.

При этом получается 850 000 г платины. Из общей суммы затрат на обогащение и агломерацию можно отнести на 1 г платины 72 руб.

Интересно также определить затраты на платину при пользовании предлагаемым Уралмеханобром коэффициентом распределения затрат между железом и платиной.

В этом случае из стоимости 1 т агломерата в 127 р. 50 к. на долю платины будет приходиться 10%, или 12 р. 75 к.; на 3060 тыс. т агломерата это даст 39 млн. руб., или 45 руб. на 1 г платины.

Следовательно, в этом случае издержки по подготовке качканарской руды, относимые на платину, будут меньше на 37%, но зато железный агломерат удорожится на 9 руб./т, или на 8%.

Поскольку коэффициент, предлагаемый Уралмеханобром, ничем не обоснован, в настоящей работе за основу принимаются исчисленные

выше издержки на 1 г платины 72 руб. и себестоимость 1 т железного агломерата в 105 р. 70 к.

Капитальные затраты по обогатительной и агломерационной фабрикам исчислены нами в сумме 480 млн. руб. против 1005 млн. руб., требующихся по расчетам Уралмеханобра. При этом, однако, количество агломерата (на влажный вес) во втором случае на 1 млн. т больше (3060 тыс. т против 2120 тыс. т). Если привести все затраты к 3060 тыс. т агломерата, то в первом случае капитальные затраты составят 693 млн. руб., а во втором случае 1005 млн. руб., т. е. на 312 млн. руб. больше. На 1 г платины это дает увеличение затрат на 367 руб.

Приведенные экономические показатели, исчисленные при условии, что на платину отнесены только собственно затраты по ее извлечению, а затраты по добыче и магнитному обогащению отнесены на железный концентрат, дают цифры эксплуатационных и капитальных затрат более высокие, чем среднеотраслевые по платиновой промышленности. При этом себестоимость платины оказывается выше действующей на нее отпускной цены.

Из сказанного вытекает, что извлечение платины, содержащейся в качканарских рудах, не дает возможности снизить стоимость железного концентрата. Следовательно, затраты по добыче и магнитному обогащению должны быть полностью отнесены на железный концентрат. С другой стороны, нет никаких оснований и удорожать стоимость железного концентрата в связи с извлечением платины. Капитальные и эксплуатационные затраты по железному концентрату должны приниматься по оптимальному варианту, обеспечивающему минимальный их размер. Все же дополнительные затраты, вызываемые извлечением платины, должны быть отнесены на этот металл. Поэтому, в последующем изложении выбор оптимального варианта обогащения качканарских руд ведется безотносительно к извлечению платины, что позволяет определить те капитальные и эксплуатационные затраты, которые должны быть отнесены на железный концентрат.

Это не исключает, однако, включения в схему обогащения качканарских руд после проведения соответствующих технико-экономических исследований операций по извлечению платины из указанных руд.

Поскольку предлагаемые Уралмеханобром схемы обогащения предусматривают извлечение платины также и из железных концентратов,— применение той или иной схемы магнитной сепарации руд (двухстадиальной или одностадиальной) не должно влиять на степень извлечения платины из качканарских руд.

Тем не менее, интересно остановиться на вопросе о размерах потерь платины в концентрате при одно- и двухстадиальной схемах.

Уралмеханобр на основании показателей обогащения пробы 1319, взятой из верхних горизонтов Гусевогорского месторождения, делает вывод, что при одностадиальной магнитной сепарации будут иметь место меньшие потери платины в железном концентрате, чем при двухстадиальной сепарации. Действительно, для пробы 1319 (табл. 34) извлечение платины в хвосты магнитного обогащения составило при одностадиальной сепарации 84%, а при двухстадиальной — 67,5%. Однако уже для пробы, взятой из нижних горизонтов, извлечение платины в хвосты при одностадиальной сепарации снижается до 77,5%. К сожалению, поведение платины для этой пробы при двухстадиальной магнитной сепарации не изучено.

Еще более противоречат показатели, полученные для пробы 1319, данным, приведенным выше в табл. 26 и 28.

В табл. 78 представлены заимствованные из указанных таблиц данные обогащения крупно- и мелковкрапленных руд при одностадиальной и двухстадиальной магнитных сепарациях.

Таблица 78

Показатели обогащения крупновкрапленной и мелковкрапленной платиносодержащей руды

Название продукта	Крупновкрапленная				Мелковкрапленная			
	одностадиальная сепарация		двухстадиальная сепарация		одностадиальная сепарация		двухстадиальная сепарация	
	содержание Pt (в г/т)	извлечение Pt (в %)	содержание Pt (в г/т)	извлечение Pt (в %)	содержание Pt (в г/т)	извлечение Pt (в %)	содержание Pt (в г/т)	извлечение Pt (в %)
Концентрат	0,085	15,0	0,11	17,6	0,14	50,0	0,13	37,8
Хвосты	0,150	85,0	0,14	82,4	0,06	50,0	0,07	62,2
Исходная руда .	0,134	100,0	0,134	100,0	0,085	100,0	0,083	100,0

Из указанной таблицы можно видеть (это уже отмечалось выше), что для мелковкрапленной руды двухстадиальная магнитная сепарация дает лучшие показатели извлечения платины в хвосты, чем одностадиальная сепарация (62,2% против 50%). Для крупновкрапленных руд, наоборот, при одностадиальной сепарации получается более высокое извлечение платины в хвосты, чем при двухстадиальной. Абсолютная величина разницы в извлечении, однако, не особенно велика (85% при одностадиальной против 82,4% при двухстадиальной).

Соотношение мелко- и крупновкрапленных руд, как указывалось выше, составляет по разведочным данным примерно 3 : 2, т. е. 60 и 40%. Соответственно среднее извлечение платины в хвосты составит при одностадиальной сепарации 64% и при двухстадиальной сепарации 70%. Таким образом, при этих испытаниях извлечение платины при двухстадиальной схеме оказалось выше, чем при одностадиальной. Противоречие в показателях, полученных при испытаниях, объясняется, повидимому, тем, что разница в эффекте обогащения на платину между мелко- и крупновкрапленными рудами значительно больше, чем разница между результатами обогащения по одностадиальной и двухстадиальной схемам. В зависимости от удельного веса разных типов руд в смеси показатели обогащения на платину могут очень резко различаться.

Поэтому, можно отметить, что отдавать какой-либо из этих схем предпочтение, в частности одностадиальной, как это делает Уралмеханобр на основании лучшего извлечения платины, которое она якобы обеспечивает, было бы неосновательно. Во всяком случае, для того чтобы делать определенные выводы на этот счет, нужно иметь значительно больше данных, чем мы располагаем в настоящее время.

Интересно, между прочим, сравнить потери платины, имеющие место при комплексном обогащении всей руды (или продуктов магнитного обогащения) в целях максимального извлечения из нее платины, с вариантом обогащения одних только хвостов магнитного обогащения. В первом случае потери платины составляют 27,3%, в том числе 2,6% в концентрате магнитного обогащения и 24,7% в отвальных хвостах. Во втором случае в концентрате теряется в среднем 25—30% платины и в хвостах те же 25%, а всего 50—55%. Таким образом, если ограничиться обогащением хвостов магнитной сепарации, то дополнительные потери платины составят 23—28%, а в среднем 25%.

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЗЛИЧНЫХ ВАРИАНТОВ ПОДГОТОВКИ РУД И ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО ВАРИАНТА

Экономические показатели подготовки руд при разных вариантах

Капитальные затраты по рудоподготовке исчислены при производительности по руде — 12 000 тыс. т, по агломерату — 2120 и 2290 тыс. т в год в ценах, установленных с 1.VII 1950 г.

Общая сумма затрат по техническим факторам, ориентировочно определенная при двух конкурирующих вариантах обогащения, представлена в табл. 79.

Приведенные в таблице суммы характеризуют цеховые затраты по обогатительной и агломерационной фабрикам и не учитывают вспомогательного и общекомбинатского хозяйства. На последнее падает еще около 60% от цеховых затрат, т. е. соответственно 180 млн. руб. при двухстадиальном и 220 млн. руб. при одностадиальном обогащении.

Затраты по жилстроительству и соцкультбытовым факторам могут быть приняты в сумме 20 тыс. руб. на одного трудящегося.

Таблица 79

Капитальные затраты на обогащение, исчисленные по техническим факторам Уралгипрорудой и Уралмеханобром

(в млн. руб.)

Статья расхода	Схема обогащения	
	двухстадиальная	одностадиальная
Обогащение	220	280
Агломерация	80	80
Итого	300	360
То же на 1 т агломерата	142	157

Списочное количество трудящихся ориентировочно определено по обогатительной фабрике в 1800 чел. при двухстадиальной и 1825 чел. при одностадиальной схеме. По агломерационной фабрике списочное число трудящихся исчислено в 375 чел. Соответственно годовая сумма затрат по соцкультбытстроительству определится для обогатительной фабрики в размере 36,0 млн. руб. при двухстадиальной и 36,5 млн. руб. при одностадиальной схеме, для агломерационной фабрики — 7,5 млн. руб.

Таким образом, общая сумма затрат по рудоподготовке определяется в 524 млн. руб. при двухстадиальной и 624 млн. руб. при одностадиальной схеме, т. е. возрастает во втором случае на 100 млн. руб., или на 19%, по сравнению с затратами при двухстадиальной схеме (табл. 80).

Удельные затраты на 1 т агломерата соответственно определяются в 247 руб. и 272 руб. (без жилищного и соцкультстроительства — 226 и 253 руб.), что дает увеличение на 10% при одностадиальной по сравнению с двухстадиальной схемой.

Таблица 80

Общие капитальные затраты (промышленное и жилищное строительство) на рудоподготовку
(в млн. руб.)

Статья расхода	Схема обогащения	
	двухстадиальная	одностадиальная
Затраты по техническим факторам		
Цеховые затраты		
Обогатительная фабрика	220	280
Агломерационная фабрика	80	80
Итого . . .	300	360
Вспомогательное хозяйство и общекомбинатские затраты	180	220
Всего по техническим факторам . .	480	580
Затраты по жилищному строительству и соцкультбытовым факторам		
Обогатительная фабрика	36,0	36,5
Агломерационная фабрика	7,5	7,5
Итого	43,5	44,0
Всего	523,5	624,0

Стоимость обогащения 1 т исходной руды (в ценах, введенных с 1.1 1952 г.), определенная по предварительным расчетам, приведена в табл. 81.

Расчет стоимости агломерации (на 1 т агломерата) дается в табл. 82.

При расчете стоимости обогащения и агломерации были приняты расходные коэффициенты, представленные в табл. 83.

Стоимость элементов затрат принята следующая: электроэнергия — 14 коп. за 1 квт-ч, вода производственная — 10 коп. за 1 м^3, сменные и изнашивающиеся части (шары, футеровка, колосники) — по действующим отпускным ценам.

Среднегодовая зарплата одного трудящегося по обогатительной фабрике — 9000 рублей, по агломерационной фабрике — 10 000 рублей.

Прочие расходы приняты в размере 10%, а общефабричные — 15% от цеховых затрат.

Амортизация, текущий ремонт и содержание основных средств определены в соответствии с исчисленной выше суммой капитальных затрат.

Таблица 81

Стоимость обогащения 1 т качканарской руды
(в руб.)

Статья расхода	Двухстадиальное обогащение	Одностадиальное обогащение
Зарплата и начисления . . .	1,47	1,49
Электроэнергия	1,40	1,96
Вода производственная . . .	0,35	0,70
Сменные части и приспособления (шары и футеровка)	1,39	2,10
Амортизация	0,76	0,96
Текущий ремонт	0,61	0,67
Содержание основных средств	0,54	0,60
Прочие расходы	0,65	0,85
Итого цеховые расходы .	7,17	9,33
Общефабричные расходы . .	1,05	1,30
Всего	8,22	10,63
Округленно	8,00	10,60

Таблица 82

Стоимость агломерации качканарского концентрата
(в руб./т)

Статья расхода	Схема обогащения	
	двухстадиальная	одностадиальная
Зарплата	1,78	1,65
Начисления	0,15	0,14
Электроэнергия	3,50	3,50
Вода производственная . . .	0,12	0,12
Коксовая мелочь	5,41	5,41
Генераторный газ	1,57	1,57
Сменные и изнашивающиеся части (колосники и паллеты)	0,60	0,60
Амортизация	1,81	1,68
Текущий ремонт	1,28	1,19
Содержание основных средств	1,13	1,05
Прочие расходы	1,74	1,69
Итого цеховые расходы	19,09	18,60
Общефабричные расходы	2,87	2,79
Всего	21,96	21,39
Округленно	22,00	21,40

Таблица 83

Расходные коэффициенты при обогащении и агломерации качканарской руды

Статья расхода	Единица измерения	Обогащение (на 1 т исходной руды)		Агломерация (на 1 т агломерата)	
		Схема обогащения			
		двухстадиальная	одностадиальная	двухстадиальная	одностадиальная
Электроэнергия	квт-ч	10,0	14,0	25,0	25,0
Вода производственная	м³	3,5	7,0	1,2	1,2
Шары	кг	0,6	0,9	—	—
Футеровка	»	0,13	0,2	—	—
Колосники и паллеты	»	—	—	0,3	0,3
Коксик и коксовая мелочь	т	—	—	0,06	0,06
Генераторный газ	ккал	—	—	45,0	45,0

В табл. 84 приведен расчет себестоимости 1 т подготовленной руды. При расчете себестоимости агломерата в табл. 84 влажность исходной руды (принимаемой в расчетах Уралмеханобра в размере 3%) не учитывалась. Соответственно полученные цифры стоимости могут приниматься для влажного агломерата (с содержанием влаги 3%).

Таблица 84

Расчет себестоимости 1 т подготовленной руды

Показатели	Двухстадиальное обогащение	Одностадиальное обогащение
Себестоимость добычи 1 т руды (в руб.)	6,75	6,75
Стоимость обогащения 1 т (в руб.)	8,0	10,60
Итого	14,75	17,35
Выход концентрата (в %)	18,0	19,5
Себестоимость 1 т концентрата (в руб.)	82,0	89,0
Выход агломерата из концентрата (в %)	98,0	98,0
Себестоимость концентрата на 1 т агломерата (в руб.)	83,70	91,0
Себестоимость агломерации на 1 т агломерата (в руб.)	22,0	21,40
Итого себестоимость 1 т агломерата (в руб.)	105,70	112,40

С учетом транспортных затрат по доставке агломерата на Ново-Тагильский завод, намечаемый в качестве потребителя качканарского агломерата, стоимость последнего возрастет до 113 р. 85 к. при двухстадиальном и 120 р. 55 к. при одностадиальном обогащении.

Нужно далее учесть потери агломерата при перевозке (около 1%), с учетом которых стоимость 1 т агломерата возрастет до 115 руб. при двухстадиальном и 122 руб. при одностадиальном обогащении.

Сравнительная оценка вариантов и выбор оптимального варианта

В результате произведенного рассмотрения условий обогащения качканарских руд по технологическим показателям (табл. 85) определились преимущества схемы одностадиальной магнитной сепарации.

Таблица 85

Технологические показатели обогащения качканарской руды
(в %)

Технологическая схема	Содержание Fe в исходной руде	Выход концентрата	Содержание Fe в концентрате	Извлечение Fe
Двухстадиальная	16,0	18,0	55,0	62,0
Одностадиальная	16,0	19,5	55,0	67,0

Так, при одностадиальном обогащении извлечение железа выше на 5%, а выход концентрата выше на 1,5% по сравнению с соответствующими показателями при двухстадиальном обогащении.

Экономические показатели коренным образом меняют соотношения отдельных вариантов.

При расчете стоимости обогащения руды и ее агломерации были получены показатели, приведенные в табл. 86.

Из приведенных данных видно, что при двухстадиальном обогащении имеют место более выгодные показатели, определяющие рентабельность именно этой схемы. Конечная стоимость 1 т агломерата (франко завод-потребитель) снижается при этой схеме на 7 руб., что при расходе 1,815 т качканарского агломерата на 1 т чугуна дает разницу в пользу двухстадиальной схемы в сумме 12 р. 70 к. на 1 т чугуна.

В основном сокращение эксплуатационных расходов достигается вследствие уменьшения затрат на обогащение, что при двухстадиальной схеме составляет примерно 25%. Небольшое снижение стоимости агломерации при спекании концентрата после одностадиального обогащения (объясняющееся большим выходом концентрата) не оказывает заметного влияния на конечную стоимость 1 т агломерата.

Существенное значение имеют также капитальные затраты на строительство обогатительной фабрики по тому или другому варианту. При ориентации на технологическую схему с двухстадиальным обогащением создание этой фабрики потребует вложения 220 млн. руб.; при одностадиальном — 280 млн. руб., т. е. на 60 млн. руб., или на 27% больше. При этом количество основного оборудования по корпусу обогащения при двухстадиальной схеме почти в два раза меньше, чем при одностадиальной схеме.

Наличие в хозяйстве фабрики сухих хвостов крупностью 12—0 мм и мокрых мелких 0,20 мм не вносит особых осложнений. Крупные хвосты или удаляются в отвал железнодорожными вагонами, или в терриконик; мелкие хвосты, при помощи гидравлического транспорта, направляются в хвостохранилище. Необходимые при этом затраты учтены в капиталовложениях и эксплуатационных расходах. При оценке приведенной

Таблица 86

Стоимость качканарского агломерата на Ново-Тагильском заводе
(в руб./т)

Наименование рассчитываемой операции	Схема обогащения	
	двухстадиальная	одностадиальная
Обогащение 1 т руды . . .	8,00	10,60
Агломерация на 1 т агломерата	22,00	21,40
Агломерат (1 т) франко агло-фабрика	105,70	112,40
То же франко Ново-Тагильский завод (с учетом потерь)	115,00	122,00

разницы в капитальных затратах нужно учесть несколько больший выход концентрата при одностадиальной схеме (2340 тыс. т против 2160 тыс. т). Соответственно на 1 т концентрата капитальные затраты составляют 102 руб. против 120 руб. при одностадиальной схеме.

Таким образом, удельные капитальные затраты на 1 т концентрата при одностадиальной схеме на 18% выше, чем при двухстадиальной схеме.

Полученный при обогащении железный концентрат имеет одинаковый химический состав и, в частности, одинаковое содержание железа 55% при обоих вариантах. Количество же агломерата сравнительно близко при обоих вариантах (2120 тыс. т при двухстадиальной и 2290 тыс. т при одностадиальной схеме). Поэтому агломерационная фабрика в своих основных решениях и капитальных затратах остается одинаковой при обоих вариантах.

Общая сумма капитальных затрат по рудоподготовке (по техническим факторам) определилась в 300 млн. руб. при двухстадиальной и 360 млн. руб. при одностадиальной схеме. С учетом общекомбинатского хозяйства эти затраты возрастают соответственно до 480 и 580 млн. руб.

Удельные капитальные затраты на 1 т агломерата соответственно составляют 226 руб. и 253 руб., что дает увеличение на 27 руб., или на 12%, при одностадиальной по сравнению с двухстадиальной схемой.

Интересно также оценить общие капитальные затраты по рудной базе (добыча и подготовка руды) для получения указанного количества подготовленной руды. В горной части настоящей работы капитальные затраты по техническим факторам с учетом общекомбинатского хозяйства исчислены в сумме 275 млн. руб., кроме того, затраты по жилищному и соцкультбытовому строительству определились в 60 млн. руб. Общие затраты по освоению рудной базы при разных вариантах приведены в табл. 87.

Вовлечение в эксплуатацию Качканарского месторождения для первого этапа требует, таким образом, объема капитальных затрат в 860 млн. руб. при двухстадиальной и 960 млн. руб. при одностадиальной схеме. При этом затраты по техническим факторам составят 755 млн. руб. в первом и 855 млн. руб. во втором случае или соответственно 356 руб. и 373 руб. на 1 т агломерата. Таким образом, удельные затраты по горнорудному хозяйству при одностадиальной схеме на 5% выше, чем при двухстадиальной.

Таблица 87

Капитальные затраты на рудную базу при разных вариантах обогащения руды
(в млн. руб.)

Статья расхода	Двухстадиальная схема			Одностадиальная схема		
	цеховые	общекомбинатские	итого	цеховые	общекомбинатские	итого
Затраты по техническим факторам						
Рудник	185	90	275	185	90	275
Обогатительная и агломерационная фабрики	300	180	480	360	220	580
Итого	485	270	775	545	310	855
Жилищное строительство						
Рудник	—	—	60	—	—	60
Рудоподготовительные устройства	—	—	44	—	—	44
Итого	—	—	104	—	—	104
Всего	—	—	859	—	—	959

Сопоставление экономических показателей для рассматриваемых двух схем обогащения качканарских руд позволяет, таким образом, придти к выводу о большей эффективности применения схемы двухстадиального обогащения.

Наличие в качканарской руде платины обусловливает необходимость тщательного изучения целесообразности применения той или иной схемы обогащения руд с учетом влияния возможного извлечения этого драгоценного металла на конечную стоимость подготовленной руды.

Представление о влиянии извлечения платины на экономические показатели рудоподготовки дают составленные Уралгипрорудой и Уралмеханобром проектные соображения по добыче и подготовке качканарских руд.

Здесь следует отметить, что в упомянутой работе Уралгипроруды и Уралмеханобра не содержится никаких указаний о доле капитальных затрат, падающих на железо-ванадиевый агломерат.

Простое сопоставление затрат, исчисленных указанными проектными организациями и принятых в настоящей работе, разумеется, не вполне показательно, ввиду различий в методике тех и других подсчетов.

Если все же такое сопоставление затрат произвести, то оказывается, что извлечение платины требует дополнительных капиталовложений по техническим факторам в количестве, превышающем 500 млн. руб., правда, при большем количестве агломерата, чем по расчетам Уралмеханобра. Как указывалось выше, по расчетам Уралмеханобра (с коррективами, принятыми в настоящей работе) количество влажного агломерата составляет 3060 тыс. т против 2120 тыс. т, принятых в настоящей работе.

На 1 т агломерата удельные затраты составляют 418 руб. при извлечении платины и 356 руб., если ограничиться обогащением по железу (по двухстадиальной схеме).

Таким образом, извлечение платины требует дополнительных затрат на 1 т агломерата в сумме 62 руб. (на 17% выше, чем при обогащении по двухстадиальной схеме), или в абсолютных цифрах (при получении 2120 тыс. т агломерата) — 132 млн. руб.

Стоимость подготовленной руды также оказалась по расчетам Уралгипроруды и Уралмеханобра выше, чем в настоящей работе.

В табл. 88 дан расчет стоимости железного агломерата по данным Уралмеханобра.

В пояснение к этой таблице нужно сделать следующие замечания. Уралмеханобр дает суммарно все эксплуатационные затраты по обогащению и агломерации. Поэтому пришлось на основе имевшихся в работе Уралмеханобра материалов (расходные коэффициенты, штаты рабочей силы и т. д.) разделить затраты по обогащению и агломерации.

Из эксплуатационных затрат, исчисленных Уралмеханобром, исключены коммерческие расходы, а общезаводские расходы (значащиеся в калькуляции помимо общерудничных и общефабричных расходов) разнесены по соответствующим процессам (добыча, обогащение и агломерация).

Таблица 88

Себестоимость агломерата по расчетам Уралмеханобра

Показатели	Сумма
Стоимость 1 т руды франко фабрика (в руб.)	6,75
Стоимость обогащения на 1 т исходной руды (в руб.)	14,85
Итого затраты на 1 т исходной руды (в руб.)	21,60
Выход сухого концентрата из 1 т влажной руды (в %)	20,20
Стоимость 1 т сухого концентрата (в руб.)	107,00
Расход концентрата на 1 т агломерата (на сухой вес) (в т)	1,00
Стоимость концентрата на 1 т агломерата (в руб.)	107,00
Стоимость агломерации на 1 т агломерата (в руб.)	19,50
Стоимость 1 т сухого агломерата (в руб.)	126,50
Стоимость 1 т влажного агломерата (в руб.)	122,50

Из табл. 88 видно, что затраты по добыче и обогащению 1 т руды по предлагаемой Уралмеханобром схеме составляют 21 р. 60 к. против затрат по предлагаемой в настоящей работе двухстадиальной схеме — 14 р. 75 к., т. е. на 6 р. 85 к. больше.

Стоимость агломерации в калькуляции Уралмеханобра занижена, главным образом за счет стоимости топлива (коксика и газа).

Правильнее, поэтому, принять исчисленную в настоящей работе стоимость агломерации в 22 руб. По существу нужно было ожидать даже некоторого повышения этой суммы в рассматриваемых условиях в связи со спеканием более тонкого концентрата (0,18 мм) и возможным снижением производительности аглоленты. Однако ввиду отсутствия надежных данных по этому вопросу сохраняется стоимость агломерации в 22 руб.

Далее, в калькуляцию вносится корректив, учитывающий снижение выхода агломерата из концентрата (до 98%).

Соответственно себестоимость 1 т агломерата определится в цифрах, приведенных в табл. 89.

Таблица 89

Себестоимость агломерата при технологической схеме обогащения, предлагаемой Уралмеханобром

Показатели	Сумма
Стоимость 1 т руды франко фабрика (в руб.)	6,75
Стоимость обогащения на 1 т исходной руды (в руб.)	14,85
Итого на 1 т исходной руды (в руб.)	21,60
Выход сухого концентрата из 1 т влажной руды (в %)	20,20
Стоимость 1 т сухого концентрата (в руб.)	107,00
Выход агломерата из концентрата (в %)	98,00
Стоимость концентрата на 1 т агломерата (в руб.)	109,20
Стоимость агломерации на 1 т агломерата (в руб.)	22,00
Стоимость 1 т сухого агломерата (в руб.)	131,20
Стоимость 1 т влажного агломерата (в руб.)	127,50

Как и для капитальных затрат, Уралмеханобр не выделяет эксплуатационных расходов по обогащению, падающих на железный концентрат и агломерат. В своей работе он предложил учесть эти затраты коэффициентом, а именно, 10% всей стоимости агломерата отнесены им на платину, а остальные 90% — на железный агломерат. При этом никаких обоснований для этих коэффициентов Уралмеханобр не приводит.

Если применить указанные коэффициенты, то стоимость собственно железного агломерата составит 114 руб. 75 к. против 105 р. 70 к., исчисленных в настоящей работе, что дает удорожание на 9 руб., или на 8%.

В предыдущем изложении была дана оценка капитальных и эксплуатационных затрат, связанных с извлечением платины из качканарских руд. Конечный вывод заключается в том, что затраты по извлечению платины из качканарских руд находятся на более высоком уровне, чем

в среднем для платиновой промышленности. Поэтому нет оснований рассчитывать на отнесение части затрат по добыче и обогащению руд (по железу) на платиновый концентрат.

С другой стороны, независимо от того, как усложнится схема обогащения при ориентации на извлечение платины из качканарских руд, капитальные и эксплуатационные затраты по железному агломерату должны определяться по схеме оптимальной, с точки зрения обогащения руд по железу, в данном случае двухстадиальной схеме.

Дополнительные же капитальные и эксплуатационные затраты, связанные с применением более сложной схемы обогащения, должны быть отнесены на платину.

В последующем изложении, поэтому, экономические показатели по приведенным выше расчетам даны для двухстадиальной схемы. При этом себестоимость железного агломерата принимается в сумме 105 руб. 70 к., поскольку предлагаемый Уралгипрорудой и Уралмеханобром коэффициент для разнесения эксплуатационных затрат между железом и платиной ничем не обоснован.

Соответственно нет оснований удорожать стоимость железного агломерата на 9 руб.

ГЛАВА V

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАЧКАНАРСКИХ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

В настоящей главе даются обзор лабораторных исследований металлургических свойств и плавки качканарского агломерата и ожидаемые показатели доменной плавки качканарского агломерата в промышленных условиях.

Поскольку чугун из качканарского агломерата должен служить базой для ванадиевого производства, чугун принят такого состава, который позволяет максимально извлекать ванадий в шлак при продувке чугуна в бессемеровских конвертерах.

ОБЗОР ИССЛЕДОВАНИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КАЧКАНАРСКИХ РУД И АГЛОМЕРАТА

Металлургические свойства необогащенных качканарских руд

Доменных плавок качканарских руд до сего времени не проводилось, поэтому о металлургической ценности этих руд можно судить лишь на основании имеющихся лабораторных исследований.

Первые опыты изучения металлургических свойств качканарских руд были проведены с необогащенными рудами Уральским институтом металлов в 1939 г. Для исследования были взяты две пробы вкрапленных и одна проба сплошных руд. Сплошная руда с содержанием 59,53% железа и один образец вкрапленной руды с содержанием 17,21% железа были взяты с северного склона горы Качканар. Другой образец вкрапленной руды с содержанием 23,24% железа был взят с южного склона горы Малая Гусева.

Химический состав проб, взятых для исследования, и физические их свойства показаны в табл. 90.

Сначала проводились опыты восстановимости руды в порошке для устранения влияния ее физических свойств. В качестве восстановителя применялась окись углерода с добавлением 1—2% водорода. Продолжительность опыта составляла 1 час. Как показали эти опыты, начало восстановления всех трех образцов качканарских руд имеет место при температуре 450—500°. При повышении температуры до 800—900° восстановимость руд сильно возрастает. Активность окислов железа и восстановительный процесс у качканарских руд понижаются с увеличением содержания в них пустой породы. Количество углерода, отложившееся по реакции Белла, тем выше, чем богаче руда. Наибольшее развитие эта реакция получает при температуре 600°.

Таблица 90

Химический состав и физические свойства качканарских руд

Показатели	Сплошная руда, гора Качканар	Вкрапленная руда	
		гора Малая Гусева	гора Качканар
Компоненты (в %)			
$Fe_{общ}$	59,53	23,24	17,21
FeO	29,53	10,33	10,52
Fe_2O_3	52,30	21,33	12,92
TiO_2	4,10	1,64	1,64
SiO_2	0,40	33,84	35,72
Al_2O_3	7,50	4,72	7,76
Cr_2O_3	0,52	Нет	Нет
CaO	Нет	15,70	17,63
MgO	6,00	12,04	13,64
MnO	0,26	0,24	0,43
S	0,011	0,024	0,023
P	0,009	0,01	0,012
Удельный вес			
истинный	4,89	3,74	3,58
кажущийся	4,72	3,62	3,43
Пористость (в %)	3,40	3,0	4,0

Для определения максимальной восстановимости качканарских руд крупностью — 100 + 200 меш непрямым путем (окисью углерода) были проведены опыты продолжительностью 6 часов при температуре 900°, причем пропускалось двойное количество газов (6 л CO на 1 г железа в навеске руды). Эти опыты показали, что максимальная восстановимость составляет для сплошных руд 90% и для вкрапленных руд (гора Малая Гусева) — 78,8%, т. е. выше, чем для кусинских и первоуральских руд; это объясняется тем, что количество ильменита в качканарских рудах меньше.

Восстановимость качканарских руд резко падает при высокой температуре вследствие начинающегося процесса шлакообразования. Шлакообразование сплошной руды начинается при 1400°, вкрапленной же (гора Малая Гусева), вследствие наличия в ней легкоплавкой пустой породы — гораздо раньше. Так, спекание вкрапленной руды начинается при 1150°, а при 1200° имеет место ее полное расплавление. Это характерно, однако, для вкрапленной руды при быстром ее переходе в область высоких температур. При медленном повышении температуры и постепенном восстановлении окислов железа в руде до металла будут иметь место несколько более высокие температуры первичного шлакообразования.

Уральским институтом металлов далее проводилось изучение восстановимости качканарской руды в зависимости от крупности ее дробления,

которая доводилась до 5, 10, 20 и 30 мм. Эти опыты показали, что восстановимость качканарских руд сильно уменьшается с увеличением крупности материала.

Качканарские руды, так же как кусинские и первоуральские, представляют собой очень плотный материал. Все эти руды в кусках растрескиваются очень незначительно, восстановимость их также примерно одинакова.

Проводились также опыты окислительного обжига качканарских руд при температуре 1050°. В результате обжига куски сплошной руды сохранились и даже не дали трещин, куски вкрапленной руды дали мелкие трещины. Окислительный обжиг сильно (почти в 2 раза) улучшает восстановимость как сплошных, так и вкрапленных руд. Восстановимость обожженного порошка этих руд по сравнению с необожженным увеличивается незначительно.

В результате проведенных опытов Уральский институт металлов сделал следующие выводы:

1. Качканарские руды являются очень плотным материалом. Имеющаяся небольшая пористость не может оказать существенного влияния на их восстановимость.

2. Восстановимость как сплошных, так и вкрапленных руд в кусках резко падает с увеличением крупности кусков; поэтому при плавке в сыром виде их нужно дробить до крупности не выше 30 мм.

3. Окислительный обжиг значительно улучшает восстановимость качканарских руд, а потому он весьма желателен.

4. Предварительное обогащение руд значительно улучшает их металлургические свойства.

Металлургические свойства агломерата из концентратов обогащения качканарских руд

Исследования Уральского института металлов

В 1948—1949 гг. Уральским институтом металлов проводилось изучение металлургических свойств агломерата из концентратов обогащения гусевогорских руд, полученных во время описанных выше опытов.

Прежде всего изучалась восстановимость агломерата в кусках. Опыты проводились в горизонтальной трубчатой электрической печи сопротивления с внутренним диаметром кварцевой реакционной трубки 52 мм. В качестве восстановителя применялась окись углерода в количестве 1,5 л на 1 г железа в образце. Образцы брались в кусках крупностью 35 мм и весом 40 г. Под восстановимостью понималось отношение в процентах количества кислорода, отнятого при восстановлении, ко всему количеству кислорода, которое было связано в окислах железа в агломерате до восстановления.

Восстановимость подсчитывалась несколькими методами:

а) по химическому составу агломерата до и после восстановления;

б) по потере веса образца при восстановлении;

в) по количеству поглощенной углекислоты, образующейся при восстановлении.

Далее определялась степень металлизации, которая понималась как отношение количества металлического железа к общему его содержанию в восстановленном продукте.

Изучалась также восстановимость агломерата в порошке фракции 200—100 меш. Опыты проводились в горизонтальной трубчатой печи с

внутренним диаметром 18 мм. Навески давались весом 2 г в фарфоровых лодочках. Результаты проведенных исследований показаны в табл. 91. В той же таблице приведены соответствующие показатели для высокогорских агломератов.

Из вышеприведенных данных можно видеть, что восстановимость качканарского агломерата резко падает по мере увеличения содержания в нем закиси железа. Агломерат с минимальным содержанием закиси железа в 9,04% (полученный при 4% коксика в агломерационной шихте) имеет наиболее высокий показатель восстановимости — 53,9%. Однако такой агломерат характеризуется пониженной прочностью. Для чрезмерно оплавленного крупнопористого агломерата с содержанием 16,86—19,26% закиси железа (полученного при содержании коксика в агломерационной шихте свыше 5%) восстановимость снижается до 35,3%. Агломерат с умеренно оплавленной структурой и содержанием закиси железа 12—13% (содержание коксика в шихте 4,5%), наряду с достаточно высокой прочностью, характеризуется и хорошей восстановимостью (49%). Этот агломерат и следует считать оптимальным.

Восстановимость нормального качканарского агломерата с 13% закиси железа близка к восстановимости нормального высокогорского агломерата с содержанием 18—19% закиси железа, полученного из концентратов сухого магнитного обогащения крупностью ниже 12—15 мм. На Нижне-Тагильском заводе им. Куйбышева при плавке 100% такого агломерата степень прямого восстановления составляла 0,58. Это позволяет принять и для качканарского агломерата степень прямого восстановления 0,6.

При одинаковом содержании закиси железа с высокогорским агломератом из концентратов крупностью 65 меш качканарский агломерат характеризуется более низкой восстановимостью. Так, при 13%-ном содержании закиси железа качканарский агломерат имеет восстановимость 48,7—48,8%, а высокогорский — 58,7%. Это объясняется более низким содержанием железа в качканарском агломерате (52—53% против 60,5%) и соответственно большим участием пустой породы, а также более высоким расходом коксика при агломерации качканарских концентратов по сравнению с высокогорскими (4,5% против 3,5%).

Пониженную восстановимость качканарских агломератов Уральский институт металлов объясняет также образованием твердых растворов системы магнетит — шпинель, а также так называемой структуры обратной зональности, при которых в центре обломка сохраняется гематитизированный магнетит, который с периферии обломка окружен оболочкой вторичного магнетита. Такая структура способствует развитию более высоких температур восстановления.

Исследования восстановимости концентратов показали, что восстановимость необожженного качканарского концентрата значительно выше восстановимости необожженного высокогорского концентрата той же крупности (63,5% против 46,5%).

После окислительного обжига восстановимость качканарских концентратов незначительно повышается. После обжига указанных концентратов при тех же температурах в токе азота восстановимость концентратов резко падает, причем это падение тем больше, чем выше температура обжига. Такое падение восстановимости объясняется тем, что при обжиге в токе азота развиваются только процессы образования твердых растворов, а окисление магнетита не имеет места. Между тем, при обжиге в токе воздуха одновременно протекают два процесса: гематитизация магнетита и образование твердых растворов системы магнетит—шпинель. Что

Таблица 91

Результаты сравнительного изучения восстановимости агломерата из качканарских и высокогорских концентратов

Наименование агломерата	Fe (в %)	FeO (в %)	Крупность испытываемых образцов	Количество CO на 1 г железа (в л)	Восстановимость (в %)	Степень металлизации (в %)	Выделилось углерода (в % от веса восстановленного продукта)	Внешний вид восстановленного продукта
Агломерат из качканарских концентратов крупностью 65 меш	52,88	9,04	Кусочки 30 мм	1,5	53,90	36,3	1,44	Распался на кусочки 5—3 мм
	52,82	12,88		1,5	48,70	32,4	1,25	Частично разрушен, распался на кусочки до 1 мм
	53,10	13,15		1,5	48,80	32,0	1,29	
	53,15	17,73		1,5	39,70	24,7	0,80	Образцы в основном сохранили форму, имеется небольшое количество мелких кусочков
	53,75	18,04		1,5	35,30	18,7	0,88	
	52,80	9,75	Порошок тониной 200—100 меш	1,5	64,50	49,6	2,49	
	52,21	13,48		1,5	60,70	46,1	2,36	
	53,12	19,26		1,5	49,83	35,0	1,23	
Агломерат из высокогорских концентратов сухого магнитного обогащения крупностью 0,15 мм, взятый на Высокогорской фабрике:								
Закисный агломерат	54,78	24,52	Кусочки 30 мм	1,5	35,88	21,5	1,49	
Нормальный агломерат	53,54	18,90		1,5	52,25	30,9	1,10	
Агломерат из высокогорских концентратов различной крупности, полученный в Уральском институте металлов:								
Агломерат из концентратов 12—0 мм	53,20	18,06	Кусочки 30 мм	1,5	49,30	36,4	1,48	Частично разрушился на кусочки 5—2 мм
Агломерат из концентратов мокрого магнитного обогащения крупностью 65 меш	60,49	13,03		1,5	58,70	40,4	1,13	
	60,49	17,40		1,5	50,10	34,8	1,01	

касается высокогорских концентратов, то при их обжиге твердые растворы не образуются, а происходит только гематитизация магнетита.

Уральским институтом металлов производилось также определение пористости качканарского агломерата. Под пористостью понималось отношение общего объема пор к объему куска агломерата по формуле

$$\frac{\gamma_{\text{истинное}} - \gamma_{\text{кажущееся}}}{\gamma_{\text{истинное}}} \cdot 100,$$

где γ — удельный вес образца.

В табл. 92 приведены результаты определения пористости агломерата при разном содержании в нем закиси железа.

Таблица 92

Пористость качканарского агломерата при разном содержании закиси железа

Содержание FeO в агломерате (в %)	$\gamma_{\text{истинное}}$	$\gamma_{\text{кажущееся}}$	Пористость (в %)
9,75	4,256	2,090	50,9
13,48	4,298	2,533	41,1
19,26	4,380	2,611	40,4

Исследования Уральского института металлов показали, что качканарский агломерат с оптимальным содержанием закиси железа имеет хорошую пористость, близкую к пористости нормального агломерата из магнетитовых концентратов руд других месторождений.

Исследователи отмечают характерную для качканарского агломерата особенность, выражающуюся в том, что при высокой общей пористости в нем имеется относительно большое количество крупных пор. Это, по их мнению, также может являться причиной несколько пониженной восстановимости агломерата из тонких качканарских концентратов.

Исследования Уральского филиала Академии наук СССР

В лаборатории металлургии черных металлов Уральского филиала Академии наук СССР В. В. Михайловым, С. В. Шавриным и К. М. Мокриевичем были проведены исследования по изучению металлургических свойств качканарского агломерата.

Работа была начата в 1948 г. Лабораторные исследования закончены несколько позднее. В 1951 г. были проведены крупнолабораторные плавки качканарских агломератов в электродоменной печи.

Качканарский концентрат и полученный при спекании его агломерат являются малотитанистыми и характеризуются постоянным содержанием пятиокиси ванадия (0,49—0,57%), низким содержанием серы и фосфора, высоким отношением $\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = 0{,}5—0{,}7$ и изменяющимся от 0,5 до 1,6 отношением $SiO_2 : Al_2O_3$.

По отношению $SiO_2 : Al_2O_3$ качканарский агломерат можно разделить на две группы:

1) агломерат с отношением $SiO_2 : Al_2O_3 < 1$, при проплавке которого в доменной печи можно получить тугоплавкие, малоподвижные глиноземистые шлаки, содержащие до 27% Al_2O_3;

2) агломерат с отношением $SiO_2 : Al_2O_3 > 1$, при проплавке которого в доменной печи содержание Al_2O_3 в шлаках не превысит 17%.

В связи с этим, были рассмотрены два варианта выплавки ванадистого чугуна из качканарского агломерата:

первый вариант — выплавка ванадистого чугуна из качканарского агломерата обеих групп с использованием в качестве флюсующей добавки известняка;

второй вариант — в качестве флюсующей добавки также используется известняк, но при проплавке агломерата первой группы с отношением $SiO_2 : Al_2O_3 < 1$ добавляется качканарский вкрапленник с высоким отношением $SiO_2 : Al_2O_3$ (от 6 до 8). Это обеспечивает получение жидкотекучих шлаков с 17—20%-ным содержанием Al_2O_3.

Добавка в шихту для агломерации или в доменную шихту вкрапленника никаких трудностей не представляет, так как вкрапленник (18—20% Fe) является основным представителем качканарской рудной массы. Кроме того, вкрапленник содержит 0,15—0,17% пятиокиси ванадия, в результате чего небольшая добавка его в шихту (около 150 кг на 1 т чугуна) не влияет заметно на содержание ванадия в чугуне.

Особенностью металлургических свойств качканарского агломерата является низкое содержание серы (0,01—0,04%) и фосфора (0,01—0,04%). Это позволяет получать из качканарского агломерата чугун, пригодный для передела на качественную сталь.

Повышенное содержание магнезии в агломерате также полезно, так как результаты этих исследований подтверждают, что магнезия сильно понижает температуру плавления и вязкость кислых титанистых шлаков.

Температура начала размягчения частично восстановленного агломерата, при разработанной авторами методике проведения опытов, составляет 930—960°.

Полученные кривые размягчения качканарского агломерата под нагрузкой 2 кг/см² позволяют сделать следующие выводы:

1) температура размягчения агломерата по мере опускания его в доменной печи понижается вследствие развития процессов восстановления и увеличения содержания закиси железа;

2) в области температур 850—900° в доменной печи увеличивается количество металлического железа в восстановленном агломерате, а количество закиси железа уменьшается, вследствие чего температура начала размягчения агломерата возрастает и при 22,5% закиси железа и 34,5% металлического железа составляет 960°;

3) по мере опускания агломерата в доменной печи сокращается период между началом размягчения и формированием промежуточного шлака с 17—20% закиси железа, что благоприятно для обеспечения ровного хода печи и использования высоконагретого дутья.

Плавки качканарского агломерата в лабораторных условиях были проведены в электропечи сопротивления с графитовой трубкой на получение ванадистого чугуна с 0,4—0,5% ванадия. Извлечение ванадия составляло 80—85%.

Малотитанистые шлаки (6—10% TiO_2), полученные при этих опытах (табл. 93), содержали от 15 до 24% Al_2O_3. Сумма $CaO + MgO$ составляла

40—46% при 16—11% MgO. Отношение суммы оснований к сумме кислот $\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3 + TiO_2}$ изменялось от 0,7 до 0,87.

Таблица 93

Химический состав и вязкость шлаков, полученных при плавке качканарского агломерата

Компоненты (в%)						Вязкость (в пуазах)			
						Температура плавления (в °С)			
SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	FeO	1400	1450	1500	1550
23,8	7,4	22,4	34,0	11,8	—	12,2	7,0	—	3,2
24,7	6,6	23,6	31,8	12,4	—	—	14,0	—	6,0
25,0	9,0	22,0	30,8	13,0	0,7	16,3	9,0	2,1	1,8
29,7	6,8	14,9	29,7	15,2	0,9	6,6	3,4	2,7	1,5
30,8	7,1	15,5	30,8	15,8	—	6,4	—	2,5	1,5
27,6	8,7	20,8	24,0	15,7	—	7,5	5,1	3,5	2,5
34,0	5,5	15,8	34,0	10,4	0,9	10,6	—	4,6	2,9
35,9	6,7	16,2	26,0	16,0	—	6,8	—	2,7	0,8
36,7	8,0	15,2	26,5	15,0	—	6,4	—	—	1,8

Исследование вязкости шлаков, полученных при выплавке ванадистого чугуна из качканарского агломерата, позволяет сделать вывод о возможности работы доменной печи на шлаках, содержащих до 22% Al_2O_3.

Вязкость шлаков определялась вискозиметром И. В. Гребенщикова, снабженным зеркальносветовой системой для определения угла закручивания стальной нити. Исследуемый шлак помещался в графитовую трубку электропечи сопротивления. Контроль температуры осуществлялся платино-платинородиевой термопарой, вмонтированной в трубку печи, и оптическим пирометром (сверху).

Изменения вязкости шлака, содержащего до 10% TiO_2, за время выдержки его в присутствии твердого углерода при высоких температурах 1400—1500°, замечено не было. Это позволяет предполагать, что процесс восстановления двуокиси титана, при малом количестве ее в шлаке, в горне доменной печи предотвращается имеющейся в шлаках закисью железа, даже при небольшом содержании последней (0,9—1,5%).

В результате лабораторных исследований было установлено, что при проплавке качканарского агломерата область текучих шлаков с суммой CaO+MgO=40—46% при 11—16% MgO ограничивается содержанием Al_2O_3 в количестве 22%.

Укрупненные лабораторные плавки качканарского агломерата проводились в шахтной однофазной электропечи с проводящей подиной. Диаметр шахты печи 325 мм, высота — 420 мм. Диаметр электрода 150 мм. Футеровка печи магнезитовая. Печь питалась от трансформатора мощностью 60 ква. Производительность печи 250 кг чугуна в сутки. Плавки проводились непрерывным процессом в течение трех суток.

Проплавлялся агломерат из качканарского концентрата (проба 29), полученного в Уралмеханобре. Агломерация его проводилась в укрупненной лабораторной чаше диаметром 400 мм. Для проведения крупнолабораторных плавок было получено 800 кг агломерата.

В шихту электродоменной печи поступал дробленый на щековой дробилке агломерат крупностью ниже 12 мм, известняк и кузнецкий кокс крупностью ниже 6 мм.

Состав шихты на 100 кг чугуна
(в кг)

Агломерат, содержащий 52% железа	179
Известняк	4—9
Кокс	43

В результате крупнолабораторных плавок в электродоменной печи был получен ванадистый чугун, содержащий 0,4—0,43% V (табл. 94). Извлечение ванадия в чугун составляло за кампанию 85—90%.

Таблица 94

Химический состав чугуна, полученного из качканарского агломерата
(в %)

Si	Cr	V	Mn	P	S	C
0,5—0,8	0,2	0,4—0,43	0.2	0,04—0,05	0.02	3,8—4,0

Состав шлаков, получающихся при электровыплавке такого чугуна, виден из данных, приведенных в табл. 95.

Таблица 95

Химический состав шлаков, полученных при выплавке ванадистого чугуна из качканарского агломерата
(в %)

SiO_2	Al_2O_3	TiO_2	CaO	MgO	FeO	V_2O_5
34—39	12—17	3—5	18- 24	15—17	1,3—6,0	0,02—0,07

Количество шлака на единицу чугуна колебалось в пределах 0,6—0,7. Температура шлаков на выпуске изменялась от 1400 до 1500°.

Никаких трудностей при выплавке ванадистого чугуна из качканарского агломерата со шлаками приведенного состава не было. Шлак и металл хорошо вытекали из печи. Зарастания горна печи карбидами титана не наблюдалось.

Таким образом, лабораторные и крупнолабораторные исследования показали возможность получения ванадистого чугуна из качканарского агломерата.

ОБЩАЯ ОЦЕНКА АГЛОМЕРАТА ИЗ КАЧКАНАРСКИХ КОНЦЕНТРАТОВ КАК МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Агломерат из концентратов обогащения качканарских руд содержит в среднем около 54% железа. Такое или близкое к нему содержание железа в подготовленной руде характерно и для ряда других месторождений гематитовых и магнетитовых руд СССР, не говоря уже о месторождениях бурого железняка. Так, в рудах Тагило-Кушвинского района в

среднем находится около 54—55% железа, в рудах Северного Урала—53%. Криворожский нормальный агломерат для доменной плавки имеет в среднем около 56,0—56,5 % железа.

Что касается титаномагнетитовых руд других месторождений, то только кусинский агломерат характеризуется более высоким содержанием железа (65%). В первоуральских концентратах, даже при более глубоком обогащении, железо находится в меньшем количестве, чем в качканарских (52% против 54%). При ограниченном обогащении, которое применяется в настоящее время и, по всей вероятности, будет иметь место и в будущем, содержание железа в первоуральских концентратах значительно ниже. Вследствие этого количество железа в рудной шихте Чусовского завода при глубоком обогащении первоуральских руд будет на 3,5% выше, чем в качканарском агломерате, а при ограниченном обогащении примерно на 5% ниже, чем в упомянутом агломерате.

При сопоставлении последнего с подготовленными рудами других месторождений СССР следует иметь в виду основной состав пустой породы в качканарском агломерате, который позволяет при пониженном содержании железа в руде получить такие же показатели доменной плавки, как и для кремнистых руд с более высоким присутствием железа, например для руд типа криворожских. Так, при 54% железа в качканарском агломерате сумма окисей кальция и магния составляет 7,5%, а сумма кремнезема и глинозема 13,1%, что дает основность агломерата 0,57. Агломерат такой основности получается из криворожской руды или концентрата обогащения криворожских кварцитов с содержанием железа около 59% и кремнезема 13—14% при введении в состав агломерационной шихты до 200 кг известняка на 1 т агломерата. Точно так же из концентрата обогащения оленегорских кварцитов Кольского полуострова с содержанием 60% железа при введении в состав агломерационной шихты 180 кг известняка на 1 т агломерата получается агломерат с содержанием 54,3% железа при основности 0,67.

Таким образом, качканарский агломерат, благодаря высокой своей основности, эквивалентен более богатым рудам с содержанием железа 59—60%, характеризующимся кремнистой пустой породой. Вследствие этого расход топлива и флюсов и производительность доменных печей оказываются такими же, как и для более богатых кремнистых руд.

Качканарский агломерат характеризуется пониженным отношением кремнезема к глинозему (2,2 против 5—10 для криворожских и других руд с кремнистой пустой породой). Это позволяет проводить плавку качканарского агломерата на более кислых шлаках (основность — около 0,9) по сравнению с основными шлаками, требующимися при плавке кремнистых криворожских руд.

Сопоставляя состав пустой породы качканарского агломерата и других титаномагнетитовых руд, можно прежде всего отметить, что основность рудной шихты Чусовского завода из смеси первоуральской и кусинской подготовленной руды несколько ниже, чем для качканарского агломерата (0,5 против 0,57). Отношение кремнезема к глинозему в смеси первоуральских и кусинских руд ниже, чем для качканарского агломерата (1,5—1,8 против 2,2). Однако в данных пределах эти различия не дают каких-либо преимуществ титаномагнетитовым рудам других месторождений по сравнению с качканарскими (основность шлака во всех случаях принимается равной 0,9).

Присутствие двуокиси титана в качканарском агломерате относительно невысоко (в среднем 3%); в шлаках ее содержится до 8%, что не вы-

зывает особых затруднений в доменном процессе. В этом отношении качканарский агломерат благоприятно отличается от других титаномагнетитовых руд. Так, в смеси кусинских и первоуральских руд при ограниченном обогащении последних содержание двуокиси титана составляет 4,1%. Содержание железа в шихте оказывается при этом более низким, что обусловливает примерно такое же содержание титана в шлаке, как и для качканарских руд. При глубоком обогащении первоуральских руд количество двуокиси титана, находящейся в шихте, доходит до 4,9% при 57,5% железа, что приводит к повышению содержания титана в шлаке до 14%, т. е. условия плавки приближаются к ныне существующим на Чусовском заводе.

Содержание вредных примесей в качканарском агломерате незначительно. Серы в нем находится менее 0,03%, фосфора — 0,035%. Столь малое содержание фосфора в этих рудах делает их пригодными для получения бессемеровского чугуна.

Качканарский агломерат содержит в среднем около 0,45% пятиокиси ванадия. Это является его отличительной особенностью, хотя в указанном отношении он и уступает титаномагнетитовым рудам других месторождений. Наиболее высоко содержание пятиокиси ванадия у кусинского агломерата (0,95%). Первоуральская руда при ограниченном обогащении дает концентрат, содержащий 0,4% пятиокиси ванадия и при глубоком обогащении — 0,5—0,6%. В смеси кусинских и первоуральских руд при ограниченном обогащении последних содержание пятиокиси ванадия составит 0,6%, при глубоком обогащении — 0,72%, т. е. в обоих случаях выше, чем в качканарском агломерате. Еще больше находится пятиокиси ванадия в пудожгорском агломерате — 0,76%.

Таким образом, содержание ванадия в чугуне из руд других титаномагнетитовых месторождений будет выше, чем в чугуне из качканарских руд: 0,6—0,7% и выше против 0,37% (или несколько более) в чугуне из качканарских руд.

Содержание марганца в качканарском агломерате невелико — 0,2% закиси марганца. Таким же содержанием марганца характеризуются кусинские и первоуральские руды.

Содержание окиси хрома в качканарском агломерате составляет 0,2% против 0,3—0,35% в смеси первоуральских и кусинских руд.

Особенностью качканарского агломерата является пониженное содержание в нем закиси железа (около 15%), обеспечивающее достаточную прочность агломерата. Для агломерата из концентратов обычных руд, в целях обеспечения достаточной прочности, требуется обычно более высокое содержание закиси железа. Как указывалось выше, пониженное содержание закиси железа в качканарском агломерате объясняется в значительной мере основным характером пустой породы. Металлургические свойства качканарского агломерата при этом содержании закиси железа, как видно из приведенных выше результатов исследований Уральского института металлов и Уральского филиала Академии наук СССР, оказываются такими же, как и для агломерата из обычных магнетитовых руд и высокогорских концентратов при более высоком содержании закиси железа (18—19%). Это, с одной стороны, иллюстрирует отмеченную выше пониженную восстановимость качканарского агломерата, а с другой — благодаря относительно меньшему содержанию закиси железа в качканарском агломерате, позволяет принимать для него такой же коэффициент прямого восстановления, как и для обычных магнетитовых руд.

Таким образом, качканарский агломерат может рассматриваться как достаточно приемлемое металлургическое сырье.

ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К КАЧЕСТВУ ВАНАДИСТОГО ЧУГУНА

При доменной плавке качканарского агломерата получается ванадистый чугун, который может служить базой для ванадиевого производства, поэтому следует несколько остановиться на требованиях, предъявляемых к ванадистому чугуну.

Основной задачей при извлечении из чугуна ванадия является получение шлаков с максимальной концентрацией ванадия. Поэтому присутствие в чугуне других окисляемых элементов в сколько-нибудь значительных количествах нежелательно. В особенности это относится к тем элементам, окисление которых предшествует ванадию, так как высокое их содержание в чугуне препятствует максимальному окислению ванадия.

Требования, предъявляемые к ванадистому чугуну, подлежащему продувке в конвертере, достаточно хорошо изучены как опытным путем, так и в промышленных условиях — продолжительной работой бессемеровского цеха Чусовского завода.

Об элементах, содержащихся в ванадистом чугуне, можно сказать следующее.

Кремний. Кремний обладает бо́льшим сродством к кислороду, чем ванадий; поэтому отношение ванадия в шлаке к ванадию в металле с повышением содержания кремния в ванне резко снижается. Только при низком содержании кремния в чугуне можно ожидать почти полного окисления ванадия, что подтверждается и практикой Чусовского завода. Определение оптимального содержания кремния в чугуне велось на этом заводе в течение ряда лет и в настоящее время установлено в пределах 0,20—0,30%.

Нежелательным является и излишне низкое содержание кремния, ибо при содержании его в чугуне ниже 0,20%, вследствие холодного хода процесса плавки в доменной печи ухудшается извлечение ванадия в чугун.

Марганец. В тепловом балансе бессемеровского процесса значение марганца весьма незначительно.

В кислом конвертере окисление марганца до следов протекает весьма интенсивно уже в первые минуты продувки, не оказывая тем самым влияния на последующее окисление ванадия.[1]

Таким образом, марганец в чугуне следует рассматривать лишь как примесь, увеличивающую количество шлака и снижающую концентрацию в нем ванадия.

Вместе с тем, наличие марганца в чугуне в количестве вдвое большем, чем кремния (0,40%), вполне допустимо, учитывая, что часть марганца окислится по пути движения чугуна из доменной печи в бессемеровский конвертер, особенно в миксере.

Принимая во внимание роль марганца в обессеривании чугуна при выплавке в доменной печи, оптимальное его содержание в чугуне может быть принято 0,40%.

Хром. При высоком содержании в чугуне хрома полное окисление ванадия встречает значительные затруднения. Практика Чусовского завода, в чугуне которого содержится хрома больше, чем ванадия, наглядно подтверждает это положение. Опыт работы этого завода показывает, что окислить ванадий до 0,04% содержания его в полупродукте представляет весьма трудную задачу; кроме того, высокое содержание хрома

[1] В настоящее время исследованиями Института металлургии АН СССР и Уральского Института черных металлов доказана целесообразность продувки ванадистых чугунов в конвертерах с магнезитовой футеровкой, что и учитывается в последующем изложении. — *Ред.*

разубоживает концентрацию ванадия в бессемеровских шлаках. В чугуне, выплавляемом из качканарских руд, хрома будет меньше, чем в чугуне из кусинских и первоуральских руд, и отношение ванадия к хрому более благоприятно.

Ванадий. Извлечение ванадия в условиях конвертерного процесса усложняет выплавку стали из ванадистого чугуна. Содержание пятиокиси ванадия в конвертерных шлаках имеет решающее значение в экономике их химической переработки для получения чистой пятиокиси, и, следовательно, в производстве конечного продукта — феррованадия.

Однако современное состояние техники получения ванадиевых шлаков ставит определенные ограничения повышению содержания ванадия в чугуне. В конкретных условиях Чусовского завода для получения шлаков с 15% пятиокиси ванадия при остаточном содержании ванадия в полупродукте не выше 0,04% достаточно иметь в чугуне 0,50—0,55% ванадия.

При значительном повышении содержания ванадия в продуваемом чугуне отмечается отставание увеличения содержания пятиокиси в шлаке и снижение извлечения ванадия в шлаки за счет увеличения потерь ванадия с выдувками в результате более длительной продувки. Особенно это имеет значение для условий Чусовского завода, на котором увеличению содержания ванадия в чугуне сопутствует такое же повышение содержания хрома.

К аналогичному выводу об оптимальном содержании ванадия в чугуне приходят и авторы опытов деванадации пудожгорских чугунов (Институт металлургии АН СССР и ЦНИИЧМ).

Титан. Содержание титана в чугуне, даже при значительном его присутствии в руде, составляет десятые доли процента. В частности, в чугуне Чусовского завода имеется 0,10—0,15% титана при содержании TiO_2 в шлаках до 13%.

При продувке титанистого чугуна в конвертере окисление титана протекает весьма быстро, опережая даже скорость выгорания кремния. При незначительном содержании титана в чугуне он не оказывает существенного влияния на процесс деванадации.

Углерод. Сущность деванадации чугуна в бессемеровском конвертере с присадкой руды заключается в ведении процесса при низких температурах, при которых окисление ванадия является оптимальным. В связи с этим желательно присутствие в чугуне углерода в несколько большем количестве (около 4,5%), чем обычно, так как именно при таком содержании углерода представляется возможным поддерживать температуру процесса на невысоком уровне, обычно не выше 1350°.

Авторы опытных продувок ванадистых чугунов, полученных из пудожгорских руд, указывают: «Процесс деванадации должен завершаться при возможно максимальном содержании углерода в полупродукте, поскольку этот фактор оказывает решающее влияние на количество металлических включений в шлаках. Понижение содержания углерода в полупродукте неизбежно вызывает снижение степени перегрева металла над точкой ликвидуса, вязкость металла возрастает, а с ней вместе возрастает и количество металловключений в шлаках».

При нормальном ведении процесса деванадации содержание углерода в полупродукте составляет около 3,0%.

При столь высоком содержании углерода металл оказывается перегретым над линией ликвидуса на 60—80° и значительно меньше при более низком его содержании.

В связи с этим наличие содержания в полупродукте большого количества углерода оказывает влияние не только на процесс деванадации чугуна, но также и на дальнейшее использование полупродукта.

Изложенное выше определяет требования к присутствию отдельных элементов в чугуне, выплавляемом из качканарских руд. Этот чугун должен содержать: кремния не выше 0,30%; марганца не выше 0,40%; [1] углерода — около 4,5%; хрома [2] — 0,21%; ванадия [3] — 0,37%.

ПОКАЗАТЕЛИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Для определения возможных показателей доменной плавки качканарского агломерата был произведен расчет по методу А. Н. Рамма с учетом качества сырья, вспомогательных материалов, топлива и ряда других факторов.

Качество сырых материалов и топлива

Из вышеизложенного известно, что для качканарской руды возможно применение двух схем обогащения, которые различаются по технико-экономическим показателям, в частности по стоимости подготовленной руды, по извлечению железа и выходу концентрата. Качество концентрата по обеим схемам примерно одинаковое. При расчете показателей доменной плавки принят обоснованный выше состав агломерата (табл. 96).

Таблица 96

Химический состав качканарского агломерата
(в %)

Fe	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	V_2O_5	SO_3	P_2O_5	Cr_2O_3
54,0	15,0	60,4	9,0	3,0	4,1	3,5	4,0	0,2	0,45	0,07	0,08	0,2

В качестве основного источника снабжения технологическим топливом при доменной плавке титаномагнетитовых руд по балансовым, транспортным и экономическим соображениям СОПС АН СССР, Гипромез и Гипрококс намечают Печорский угольный бассейн.

Качество кокса из печорских углей следующее: зола — 11,0%, сера — 0,75%, фосфор — 0,015%, летучие — 1,5%, влага — 4%.

По содержанию серы кокс из печорских углей уступает только кузнецкому (0,5%) и превосходит кокс всех других районов (донецкий 1,7—1,8%, карагандинский 1,0%, закавказский 1,3%). По содержанию фосфора печорский кокс характеризуется большой чистотой по сравнению с коксом других районов.

[1] Для извлечения ванадия благоприятно более низкое содержание марганца. Если отказаться от добавки марганцевой руды, то в чугуне будет около 0,2% марганца, что допустимо при чистоте по сере качканарского агломерата и кокса из печорских или кузнецких углей.

[2] Содержание хрома в чугуне определяется наличием его в рудах и степенью восстановления в доменной печи.

[3] При использовании в шихте доменных печей вторичных бессемеровских шлаков и агломерата из отходов переработки ванадиевых шлаков содержание ванадия в чугуне повысится до 0,40%.

Поступающая на переработку марганцевая руда Полуночного месторождения содержит 25% марганца и имеет состав, представленный в табл. 97.

Таблица 97

Химический состав марганцевой руды Полуночного месторождения
(в %)

MnO	MnO_2	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	SO_3	P_2O_5	П. п. п.
16,0	20,0	6,0	34,0	5,0	3,0	2,0	1,0	0,4	12,6

Влажность марганцевой руды 20%.

Известняк Ивановского месторождения имеет состав, представленный в табл. 98.

Таблица 98

Химический состав известняка Ивановского месторождения
(в %)

SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	P_2O_5	П. п. п.
1,7	0,8	0,81	53,5	1,1	0,05	0,04	42,0

Влажность известняка 2,0%.

Исходные расчетные показатели

Степень прямого восстановления железа	0,60
Переход в чугун из шихты (в %):	
железо	99,6
марганец	50,0
ванадий	85,0
хром	90,0
титан	5,0
Температура дутья (в °С)	550
Температура колошника (в °С)	350
Основность шлака $\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$	0,9
Содержание Al_2O_3 в шлаке (в %)	14,4
Теплосодержание чугуна (в кал/кг)	280
Теплосодержание шлака (в кал/кг)	430
Внешние потери тепла (в кал/кг)	250
Вынос материалов (в %):	
агломерат	4
кокс	1
марганцевая руда	6
известняк	1
Потери чугуна в скрапе	1
Отсев кокса на гризли	5
Индекс интенсивности плавки (в т кокса/м³ в сутки)	1,2

Технические показатели плавки

Полученные в результате произведенных расчетов технические показатели плавки приведены в табл. 99.

Таблица 99

Технические показатели доменной плавки качканарского агломерата

Показатели	Количество
Расход сырых материалов и топлива (в кг/т чугуна)	
кокс скиповый	800
кокс с учетом отсева	840
агломерат	1815
марганцевая руда	40
известняк	267
Состав чугуна (в %):	
ванадий	0,37
кремний	0,30
марганец	0,50
фосфор	0,08
сера	0,04
углерод	4,30
титан	0,16
хром	0,21
Состав шлака (в %):	
кремнезем	33,35
глинозем	14,40
двуокись титана	7,52
окись хрома	0,05
окись ванадия	0,18
известь	30,80
магнезия	11,50
закись железа	0,78
закись марганца	1,00
сера	0,94
Относительный вес шлака (в кг/т чугуна)	652
Выход газа (в м³/т чугуна)	2850
Состав газа (в %):	
двуокись углерода	11,3
окись углерода	29,6
метан	0,37
водород	1,73

Продолжение табл. 99

Показатели	Количество
азот	57,0
Теплотворная способность газа (в кал/м³)	976
Теоретический расход дутья (в м³/т чугуна)	2060
Расход дутья с учетом потерь (в м³/т чугуна)	2300
Индекс интенсивности плавки (в т кокса/м³ в сутки)	1,2
Коэффициент использования полезного объема доменной печи:	
а) при работе на коксе из печорских углей (в м³ в сутки/т)	0,67
б) при работе на коксе из кузнецких углей (в м³ в сутки/т)	0,62

Себестоимость чугуна

Себестоимость передельного ванадистого чугуна при варианте двухстадиального обогащения качканарской руды составляет при работе на коксе из печорских углей 365 руб., при работе на коксе из кузнецких углей — 355 руб.

Калькуляция себестоимости передельного ванадистого чугуна из руды, получаемой при двухстадиальном обогащении, на коксе из печорских углей приведена в табл. 100.

Таблица 100

Калькуляция себестоимости передельного ванадистого чугуна из качканарского агломерата

Статья расхода	*Количество* (в т)	Цена (в руб.)	*Сумма* (в руб.)
Сырье и основные материалы			
Агломерат	1,815	115	208,73
Марганцевая руда	0,040	250	10,00
Скрап оборотный	0,010	30	0,30
Известняк	0,267	27	7,21
Итого	—	—	226,24
Топливо			
Кокс скиповый	0,800	185	148,00
Потери от измельчения	0,040	125	5,00
Итого	0,840	—	153,00

Продолжение табл. 100

Статья расхода	Количество (в т)	Цена (в руб./т)	Сумма (в руб.)
Отходы (минус)			
Скрап	0,010	25	0,25
Пыль колошниковая . . .	0,035	85	5,53
Итого . . .	—	—	5,78
Итого задано за вычетом отходов	1,000	—	373,46
Передел и общезаводские расходы	—	—	25,00
Всего затрат	—	—	398,46
Побочная продукция (минус) Газ доменный (1000 м³)	2,250	15	33,75
Заводская себестоимость за вычетом побочной продукции	—	—	364,71
Округленно	—	—	365,00

СООБРАЖЕНИЯ О ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ИЗ КАЧКАНАРСКОГО ЧУГУНА ПРИРОДНОЛЕГИРОВАННОЙ ВАНАДИЕВОЙ СТАЛИ

Стали с содержанием 0,1—0,3% ванадия по сравнению с обычными углеродистыми сталями обладают повышенными механическими свойствами.

При переработке качканарского чугуна как мартеновским, так и обычным конвертерным способом могут быть получены только обычные не легированные ванадием стали, а ванадий при этом почти полностью переходит из металла в шлак. В настоящее время на Чусовском заводе из ванадистого чугуна получают пригодный для мартеновского передела полупродукт и конвертерный шлак, подвергающийся дальнейшей переработке на феррованадий.

Крупные запасы бедных, поддающихся обогащению и агломерации титаномагнетитовых руд открывают возможности выпуска в массовом масштабе ванадистого бессемеровского чугуна. Организация переработки большого количества ванадистого бессемеровского чугуна обычным технологическим процессом связана с крупными затратами и низким коэффициентом извлечения ванадия. Поэтому весьма актуальной является задача изыскания такого способа переработки ванадистого чугуна, который давал бы возможность получать природнолегированную ванадиевую сталь с максимальным использованием содержащегося в рудах ванадия.

На основании предварительных лабораторных работ, таким способом является передел ванадистого чугуна в бессемеровском конвертере при высоких температурах ведения процесса. Этим способом из ванадистого чугуна типа качканарского и билимбаевского могут получаться качественные природнолегированные стали.

Недостатком обычного бессемеровского процесса является то, что металл при этом процессе доводится до низкого содержания углерода и

затем, для получения необходимого состава, обуглероживается дополнительными присадками чугуна или кокса. Кроме того, бессемеровский металл обладает большей газонасыщенностью по сравнению с мартеновским.

Однако имеются заводы, которые ведут бессемеровский процесс с «перехватом» — останавливают продувку на нужном содержании углерода в металле, ориентируясь для этого визуальными наблюдениями за ходом процесса продувки чугуна. За последнее время появился электроприбор, дающий возможность определить содержание углерода в продуваемом металле в течение не более $1—1^1/_2$ мин., что значительно облегчает возможность получения продутого металла по заданному содержанию углерода. Ведение процесса в конечном периоде на кислородном дутье обеспечит снижение содержания газов и получение дегазированного металла.

Эти обстоятельства могут послужить предпосылкой организации получения природнолегированных ванадием конструкционных качественных сталей конвертерным способом с прекращением процесса при требуемом содержании углерода.

Теоретические соображения получения из ванадистого чугуна природнолегированных сталей сводятся к следующему.

Относительная скорость окисления составных элементов чугуна при продувке его в конвертере зависит от величины свободной энергии образования окислов этих элементов. Чем она больше, тем с относительно большей скоростью по сравнению с другими будет окисляться данный элемент.

Величина свободной энергии шлакообразующих окислов с повышением температуры процесса уменьшается, а газообразной окиси углерода — возрастает. Сопоставление свободных энергий образования некоторых окислов при различных температурах представлено в табл. 101.

Таблица 101

Свободные энергии образования некоторых окислов

Реакции		$T°$ 1600 $t°$ 1327	1700 1427	1800 1527	1900 1627	2000 1727
$Fe + {}^1/_2O_2 = FeO$	+64500 кал.	2600	2525	2445	2380	2305
$2Cr + 1^1/_2O_2 = Cr_2O_3$	+268900 „	3635	3495	3375	3255	3125
$2V + 1^1/_2O_2 = V_2O_3$	+296000 „	4120	3990	3870	3740	3600
$Mn + {}^1/_2O_2 = MnO$	+ 93100 „	4120	4010	3890	3780	3680
$Si + {}^1/_2O_2 = SiO$	+103119 „	4430	4310	4200	4080	3970
$C + {}^1/_2O_2 = CO$	+ 26570 „	3950	4090	4230	4370	4520

Величина свободной энергии определялась по формуле:

$$\Delta F = \Delta H - T\Delta S - \Delta C_p\left(\ln\frac{T}{T^*} + \frac{T^*}{T} - 1\right).$$

Константы равновесий указанных реакций представляются уравнениями:

$$K_1 = \frac{[FeO]}{[Fe]\,[O]}, \qquad (1)$$

$$K_2 = \frac{[Cr_2O_3]}{[Cr]^2\,[O]^3} \qquad (2)$$

$$K_3 = \frac{[V_2O_3]}{[V]^2\,[O]^3} \tag{3}$$

$$K_4 = \frac{[MnO]}{[Mn]\,[O]} \tag{4}$$

$$K_5 = \frac{[SiO]}{[Si]\,[O]} \tag{5}$$

$$K_6 = \frac{P\,[CO]}{[C]\,[O]} \tag{6}$$

Константа равновесия связана со свободной энергией уравнением

$$\Delta F = -RT\ln K, \tag{7}$$

откуда

$$\ln K = -\frac{\Delta F}{RT}. \tag{8}$$

Как видно из уравнения (8), константа равновесия с повышением температуры растет для всех приведенных в табл. 101 элементов. Но константы равновесия шлакообразующих элементов $K_{\text{шлакообр}} = \frac{[MeO]}{[Me]\,[O]}$ не зависят от внешнего давления, а константа равновесия образования окиси углерода (при окислении углерода) $K_c = \frac{P\,[CO]}{[C]\,[O]}$ зависит от внешнего давления. Поэтому внешнее давление не может оказывать существенного влияния на скорость реакции окисления шлакообразующих окислов, а скорость реакции окисления углерода находится в прямой зависимости от внешнего давления. Особенно резкое влияние внешнее давление будет оказывать при температуре процесса выше 1500°, когда углерод (по реакции $C+{}^1/_2O_2=CO$) сгорает в окись углерода. Константа равновесия этой реакции $K = \frac{P\,[CO]}{[C]\,[O]}$ с уменьшением парциального давления окиси углерода уменьшается, а следовательно, скорость реакции окисления углерода возрастает.

Ведение конвертерного процесса под вакуумом, стимулирующее выгорание углерода, способствует сохранению легирующих элементов в стали, в частности ванадия.

В том же направлении ускорения реакции окисления углерода (но относительно в большей степени) действует и повышение температуры процесса.

Таким образом, имеются два фактора, могущие обеспечить наиболее активное выгорание углерода по сравнению с выгоранием легирующих элементов: это ведение конвертерного процесса при повышенной, против обычной, температуре и под пониженным давлением.

С целью получения природнолегированной ванадием стали из природнолегированного чугуна в лаборатории металлургии черных металлов Уральского филиала АН СССР проводились опыты продувки ванадистого чугуна при повышенных температурах. Опытов продувки такого чугуна под пониженным давлением (под вакуумом) в лаборатории проведено не было.

Лабораторные опыты продувки ванадистого чугуна воздухом проводились в 0,5-килограммовой высокочастотной печи с основной футеровкой и в 50-килограммовом конвертере с кислой футеровкой.

Начальная температура металла при продувке в высокочастотной печи была 1600°, а в конвертере — 1500—1600°.

Результаты лабораторных опытов продувки ванадистого чугуна в высокочастотной печи приведены в табл. 102, а в конвертере — в табл. 103.

По 11 лабораторным плавкам, проведенным в высокочастотной 0,5-килограммовой печи, оказалось, что при продувке металла с начальной температурой 1600° из него выгорело в среднем 75% углерода, а в

Таблица 102

Результаты опытных плавок в 0,5-килограммовой высокочастотной печи

№ плавки	Наименование металла	Состав металла (в %)				Температура металла (в °С)	Примечание
		C	Si	Cr	V		
2068	Исходный	2,02	0,06	1,14	0,425	1580	
	Полученный	0,445	0,72	0,74	0,185	1690	
2069	Исходный	1,86	0,19	1,19	0,46	1550	
	Полученный	0,24	0,50	0,33	0,09	1580	
2070	Исходный	1,56	0,12	1,24	0,29	1600	Для раскисления в печь присаживались ферромарганец и ферросилиций
	Полученный	0,075	0,89	1,24	0,08	1560	
2093	Исходный	3,46	0,23	1,24	0,39	1620	
	Полученный	1,58	0,98	1,20	0,27	1680	
2095	Исходный	2,04	0,23	1,28	0,49	1600	
	Полученный	0,66	0,85	1,20	0,49	1640	
2110	Исходный	2,43	0,15	0,30	0,32	1600	
	Полученный	1,18	0,03	0,36	0,29	1600	
2111	Исходный	2,79	0,07	0,62	0,42	1560	
	Полученный	1,88	0,04	0,76	0,40	1600	
2125	Исходный	1,42	0,25	0,44	0,46	1600	
	Полученный	0,36	0,16	0,44	0,43	1620	Раскислители в продутый металл не присаживались
2126	Исходный	1,40	0,17	0,55	0,35	1600	
	Полученный	0,27	0,31	0,49	0,30	1600	
2143	Исходный	2,08	—	0,45	0,56	1600	
	Полученный	0,47	—	0,29	0,39	1640	
2155	Исходный	2,62	0,14	1,00	0,38	1650	
	Полученный	0,09	0,04	0,51	0,36	1660	
Средний состав металла							Fe
исходный		2,10	0,14	0,81	0,40	1595	96,15
полученный		0,61	0,06	0,59	0,30	1625	98,2
Сохранилось в продутом металле (в % от заданного)		26,2	39,0	66,5	68,3	—	93,0

Таблица 103

Результаты укрупненных лабораторных опытов в 50-килограммовом конвертере с кислой футеровкой

№ плавки	Наименование металла	Состав металла (в %)				Температура (в °С)
		C	Si	Cr	V	
К-2	Исходный	4,38	0,30	0,27	0,35	1350
	Полученный . . .	1,48	0,13	0,06	0,02	Не замерялась
К-3	Исходный	4,2	0,4	1,01	0,39	1605
	Полученный . . .	0,07	0,11	0,08	Не обнаружен	Не замерялась
К-4	Исходный	4,35	0,45	Не опред.	0,35	1525
	Полученный . . .	1,84	0,15	0,14	0,05	1600
К-5	Исходный . . .	4,2	0,09	0,33	0,30	1500
	Полученный . .	0,047	0,10	0,12	0,05	1740
К-6	Исходный	4,14	0,27	0,23	0,34	1560
	Полученный . .	0,57	0,03	0,23	0,12	Не замерялась
К-7	Исходный	4,25	0,62	1,07	0,37	1600
	Полученный . . .	1,56	0,03	0,43	0,10	1600
К-9	Исходный	4,14	0,92	1,06	0,27	Не замерялась
	Полученный . . .	1,78	0,19	0,6	0,09	
К-11	Исходный	3,96	1,35	1,1	0,30	Не замерялась
	Полученный . . .	1,1	0,15	0,66	0,10	
К-12	Исходный . . .	4,2	1,5	0,66	0,37	1640
	Полученный . . .	3,22	0,03	0,66	0,32	1680
К-13	Исходный	4,0	1,21	0,78	0,36	1640
	Полученный . . .	0,072	0,37	0,23	0,07	Не замерялась
К-15	Исходный	4,0	1,27	Не опред.	0,38	1560
	Полученный . . .	0,168	0,056	Не опред.	0,09	1780
Средний состав металла						
исходный		4,1	0,70	0,70	0,35	1559
полученный		1,31	0,135	0,31	0,08	1680
Сохранилось в продутом металле (в % от заданного)		24,8	14,1	35,2	8,1	—

продутой стали сохранилось 68% находившегося в исходном металле ванадия.

Результаты лабораторных опытов продувки ванадистого чугуна кислородом в 50-килограммовом конвертере менее благоприятны. При среднем, по 11 проведенным плавкам, выгорании из чугуна 75% углерода, в

продутом металле сохранилось всего лишь 8% находившегося в чугуне ванадия.

Менее благоприятные результаты при продувке ванадистого чугуна в конвертере объясняются тем, что процесс в нем ведется при более низких начальных температурах, чем в высокочастотной печи.

В настоящий момент не представляется возможным поднять температуру разогрева футеровки конвертера перед плавкой выше 700°. Поэтому заливаемый в недостаточно разогретый конвертер чугун с температурой 1550—1600° быстро охлаждается, и процесс рафинировки его начинается с окисления главным образом шлакообразующих элементов, а не углерода, как это должно быть при продувке перегретого чугуна. Только после нагрева футеровки и подъема температуры металла до 1550—1600° начинается усиленное горение углерода, а окисление ванадия по сравнению с углеродом относительно замедляется.

Как видно из кривых выгорания элементов по плавкам К-13 и К-15, в первый момент продувки выгорание углерода идет вяло. В то же время имеет место заметное выгорание ванадия. Поэтому в продутом металле конвертерных плавок процент содержания ванадия в стали ниже, чем в высокочастотной печи. Однако даже и в таких условиях проведения конвертерных плавок видно, что в отдельные периоды продувки содержание углерода и ванадия в продуваемом металле вполне удовлетворяет требованиям, предъявляемым сталям по химическому составу. Так, в плавке К-13 при выгорании углерода с 4,0 до 0,8% содержание ванадия за 4,5 мин. продувки понизилось с 0,36 до 0,18%. По содержанию углерода и ванадия в этот момент продувки сталь по химическому составу удовлетворяла требованиям марки 8ХФ по ОСТ 14958-39. Такое же положение имеет место в некоторый момент продувки плавки К-15.

Необходимо также отметить, что при продувке плавки К-13, содержащей в исходном металле 0,8% хрома, выгорание последнего шло еще более замедленно, чем выгорание ванадия. Так, после 4,5 мин. продувки в металле содержалось 0,47% хрома и 0,8% углерода. Содержание ванадия в стали в этот момент продувки составляло 50%, а хрома 61% от заданного; продутый металл в этот момент удовлетворял требованиям химического состава конструкционных сталей.

Следует отметить, что требования, предъявляемые за рубежом к некоторым сортам марок ванадиевых сталей, предусматривают содержание углерода от 0,1 до 1,0% при наличии в этих сталях ванадия от 0,1 до 0,3%.

При продувке опытных плавок в конвертере содержание в конечных шлаках пятиокиси ванадия колебалось от 4* до 8,8%, ** а железа — от 30 до 22%. Такие шлаки конвертерных плавок ванадистого чугуна могут служить шихтовым материалом доменной плавки, повышая в чугуне содержание ванадия, или использоваться в качестве сырья для химической переработки на феррованадий, что увеличивает общий коэффициент использования ванадия.

Проведенные в 50-килограммовом конвертере укрупненные лабораторные опыты продувки ванадистого чугуна (типа качканарского) указывают на возможность получения из него методом продувки ванадистого чугуна в конвертере под атмосферным давлением уже применяющихся в практике легированных марок стали. Если же рафинировку ванадистого чугуна вести методом вакуумной продувки, то процент остающегося в продутой стали ванадия повысится. В соответствии с изменением содержания ванадия в стали повысятся и механические свойства стали.

* Плавки К-7 и К-13.

** Плавка К-15.

Свойства природнолегированных ванадиевых сталей, которые могут получаться из ванадистых чугунов, до сих пор не исследованы. Необходимо глубокое изучение этих свойств.

На основании проведенных опытов можно наметить следующую примерную промышленную схему металлургического передела качканарского чугуна.

Получаемый из доменной печи чугун для переработки его в конвертере должен иметь температуру не ниже 1500—1550° или подогреваться перед продувкой до этой температуры в миксере.

Продувка плавок в конвертере должна производиться непрерывно одна за другой без длительных интервалов между плавками. В целях уменьшения газонасыщенности стали и для обеспечения высоких температур процесса он должен вестись на обогащенном кислородом дутье.

Сравнительные данные по предлагаемой схеме переработки, рассчитанные на основании результатов приведенных лабораторных опытов, и результаты работы по существующей схеме переработки ванадистых руд представлены в табл. 104.

Таблица 104

Сравнительные результаты использования ванадия качканарских руд по существующей и предлагаемой схеме
(в %)

Наименование операции	Существующая схема	Схема, предлагаемая УФАН
Извлечение ванадия при обогащении руд	70	70
Извлечение ванадия при доменной плавке	85	85
Извлечение ванадия в конвертерный шлак	88	50
Извлечение ванадия из конвертерного шлака при переплавке его в доменной печи	—	85
Извлечение ванадия из конвертерного шлака при химической переработке	82	Нет
Извлечение ванадия при электроплавке на феррованадий	98	Нет
Использование ванадия ферросплава при выплавке ванадиевых сталей в основных мартеновских печах	90	Нет
Сохранение ванадия чугуна в конвертерной стали	Нет	50
Общий коэффициент использования ванадия	38	54

Из этой таблицы видно, что коэффициент использования ванадия из титаномагнетитовых руд возрастает с 38% по существующей схеме до 54% по предлагаемой, при условии освоения продувки ванадистых чугунов в конвертере с извлечением в сталь 50% содержащегося в чугуне ванадия.

ГЛАВА VI

КАЧКАНАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ КАК СЫРЬЕВАЯ БАЗА ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СРЕДНЕГО УРАЛА

ПЕРСПЕКТИВЫ ВЫПЛАВКИ ЧУГУНА НА УРАЛЕ[1]

В 1952 г. на Урале было выплавлено 8,3 млн. т чугуна, в том числе на Среднем и Северном Урале — 3,3 млн. т.

Проектом пятилетнего плана в 1955 г. на Урале намечается выплавить 11,5 млн. т чугуна, в том числе на Северном и Среднем Урале—4,0 млн. т.

В 1953 г. Гипромез представил соображения о плане развития черной металлургии в СССР на 1960 г. Были разработаны два варианта объема производства металла в СССР:

I вариант — выплавка 50 млн. т чугуна в год,

II вариант — выплавка 55 млн. т чугуна в год.

В табл. 105 приведено распределение выплавки чугуна и стали на Урале при варианте выплавки в СССР 55 млн. т чугуна.

Таблица 105

Выплавка чугуна и стали на Урале в 1960 г. и при полном развитии заводов
(в млн. т)

Этап развития	Чугун		Сталь	
	Урал (весь)	Северный и Средний Урал	*Урал (весь)*	Северный и Средний Урал
1960 г.	17,3	5,9	21,7	6,3
Полное развитие	20,5	7,9	24,8	8,3

Выплавка чугуна на отдельных заводах Урала приведена в табл. 106.

Состав доменных цехов Урала в настоящее время, в 1961 г. и при полном развитии черной металлургии характеризуется данными табл. 107.

В настоящее время на Урале работают 16 доменных цехов в составе 43 доменных печей.

Пятилетним планом в течение 1953—1955 гг. на Урале намечается ввод еще четырех доменных печей: № 8 на Магнитогорском комбинате, № 1 и 2 на Орско-Халиловском комбинате, № 4 на Челябинском металлургическом заводе. Печь на Майкорском заводе сносится.

[1] В настоящее время Министерством черной металлургии СССР разработана схема размещения и развития черной металлургии СССР на 1956—1970 гг., которая в основном подтвердила все принципиальные выводы данной главы. Эта схема предусматривает дополнительное строительство на Урале нового завода на базе качканарских руд, что соответственно увеличивает масштабы добычи этих руд.

Таблица 106

Выплавка чугуна на заводах Урала в 1955 и 1960 гг. и при полном развитии черной металлургии в СССР
(в тыс. т)

Наименование завода	1955 г. проект плана	1960 г.	Полное развитие
Магнитогорский	5060	7170	7170
Ново-Тагильский	2160	3390	5100
Челябинский	1330	2210	3400
Ашинский	131	120	150
Белорецкий	142	210	250
Кушвинский	213	270	270
Нижне-Салдинский	224	340	360
Нижне-Тагильский	232	205	205
Орско-Халиловский	540	1390	1390
Саткинский	253	260	260
Чусовской	420	790	790
Алапаевский комбинат	163	190	190
Нижне-Сергинский	29	20	20
Староуткинский	38	40	40
Уфалейский	45	45	45
Майкорский	—	—	—
им. Серова	550	630	900
Всего	11 530	17 280	20 540

Дальнейшее развитие выплавки чугуна на Урале определяется в основном четырьмя крупнейшими заводами — Магнитогорским, Ново-Тагильским, Челябинским и Орско-Халиловским.

Вопрос о строительстве доменных печей № 9 и 10 на Магнитогорском комбинате и № 5, 6 и 7 на Ново-Тагильском заводе был разработан Гипромезом в 1952 г.

В работах Гипромеза по плану развития черной металлургии на базе железорудных месторождений Кустанайской области и в соображениях о плане развития черной металлургии в СССР на 1960 г., составленных в 1953 г., намечено строительство доменных печей № 5 и 6 на Челябинском заводе и доменной печи № 4 на Чусовском заводе.

По проектному заданию, разработанному Свердловским филиалом Гипромеза в 1952 г., на заводе им. Серова намечается строительство двух доменных печей по 700 м³ со сносом старых доменных печей.

Относительно старых уральских доменных цехов следует сказать, что в настоящее время Гипромез разрабатывает план развития заводов Уралчермета, что может внести некоторые изменения в указанный состав существующих доменных цехов этих заводов. Гипромез намечает в течение 1956—1960 гг. ввод в действие следующих доменных печей: № 9 и 10 на Магнитогорском комбинате, № 5 на Ново-Тагильском заводе, № 5 на Челябинском заводе, № 3 на Орско-Халиловском комбинате, № 4 на Чусовском заводе.

Таблица 107

Состав доменных цехов металлургических заводов Урала *

Наименование завода	На 1.I 1951 г.		На 1.I 1954 г.		На 1.I 1956 г.		На 1.I 1961 г.		Полное развитие	
	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)
Магнитогорский	4	1180	4	1180	4	1180	4	1180	4	1180
	1	1300	1	1300	1	1300	1	1300	1	1300
	1	1370	3	1370	3	1370	3	1370	3	1370
							2	1513	2	1513
Итого . . .	6	7390	8	10130	8	10130	10	13156	10	13156
Ново-Тагильский	1	1018	2	1100	2	1100	2	1100	2	1100
	2	1100	2	1386	2	1386	2	1386	2	1386
							1	1513	3	1513
Итого . . .	3	3218	4	4972	4	4972	5	6485	7	9511
Челябинский	2	930	2	930	2	930	2	930	2	950
			1	1386	2	1386	2	1386	2	1386
							1	1513	2	1513
Итого . . .	2	1860	3	3246	4	4632	5	6145	6	7698
Ашинский	1	148,5	1	148,5	1	148,5	1	148,5	2	190
	1	157,5	1	157,5	1	157,5	1	157,5		
Итого . . .	2	306	2	306	2	306	2	306	2	380
Белорецкий	1	139	1	139	1	140	1	140	2	225
	1	210	1	210	1	225	1	225		
Итого . . .	2	349	2	349	2	365	2	365	2	450
Кушвинский . . .	1	161	1	161	1	161	1	161	1	161
	2	174	2	174	2	174	2	174	2	174
Итого . . .	3	509	3	509	3	509	3	509	3	509
Нижне-Салдинский	1	209	1	209	1	209	1	209	1	225
	1	330	1	330	1	330	1	330	1	330
Итого . . .	2	539	2	539	2	539	2	539	2	555
Нижне-Тагильский	2	268	1	249	1	249	1	249	1	249
			1	265	1	265	1	265	1	265
Итого . .	2	536	2	514	2	514	2	514	2	514

* Итоговые цифры показывают суммарный полезный объем доменных печей.

Продолжение табл. 107

Наименование завода	На 1.1 1951 г.		На 1.1 1954 г.		На 1.1 1956 г.		На 1.1 1961 г.		Полное развитие	
	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)	число печей	объем одной печи (в м³)
Орско - Халиловский	—		1	1033	2	1033	2	1033	2	1033
							1	1386	1	1386
Итого . . .	—		1	1033	2	2066	3	3452	3	3452
Саткинский	1	180	1	169	1	180	1	180	1	180
	2	205	2	205	2	205	2	205	2	205
Итого . . .	3	590	3	579	3	590	3	590	3	590
Чусовской	1	225	1	225	1	225	1	225	1	225
	1	257	1	257	1	257	1	257	1	257
	1	600	1	600	1	600	1	600	1	600
							1	700	1	700
Итого . . .	3	1082	3	1082	3	1082	4	1782	4	1782
Алапаевский комбинат	2	200	2	200	2	225	2	225	2	225
Итого . . .	2	400	2	400	2	450	2	450	2	450
Нижне-Сергинский	1	114	1	114	1	114	1	114	1	114
Староуткинский	1	135	1	135	1	135	1	135	1	135
Уфалейский	1	135	1	135	1	135	1	135	1	135
Майкорский	1	180	1	180		—		—		—
Им. Серова	1	177	1	177	1	177	1	177	2	700
	4	178	4	178	4	178	4	178		
	1	193	1	193	1	193	1	193		
Итого . . .	6	1082	6	1082	6	1082	6	1082	2	1400
Всего по Уралу: Количество печей	40	—	45	—	46	—	52	—	51	—
Суммарный полезный объем	—	18425	—	25305	—	27621	—	35759	—	40831

Для достижения полной мощности доменных цехов заводов Урала после 1960 г. необходимо построить две доменные печи (№ 6 и 7) на Ново-Тагильском и одну (№ 6) на Челябинском заводах, ввод которых намечается в течение 1961—1965 гг.

Таким образом, строительство новых металлургических заводов на Урале в ближайшие годы не предусматривается; действующие и строящиеся доменные цехи будут закончены строительством к 1965 г.

БАЛАНС ЖЕЛЕЗНЫХ РУД НА УРАЛЕ И ВОЗМОЖНЫЙ ОБЪЕМ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КАЧКАНАРСКИХ РУД

Потребность в железной руде металлургических заводов Урала на 1960 г. и ее покрытие приняты по данным работы Гипромеза «Соображения о плане развития черной металлургии в СССР на 1960 год», а количество руды, потребное для обеспечения полного развития этой отрасли промышленности (условно отнесенное к 1965 г.), исчислялось исходя из намеченных перспектив выплавки на Урале чугуна и стали.

Потребность заводов Урала в подготовленной железной руде на 1960 г. определена в 35,2 млн. т, в том числе 2,5 млн. т мартеновской руды, а на полное развитие (1965 г. и далее) в 41,0 млн. т, в том числе 3,0 млн. т мартеновской руды.

Потребность в руде по отдельным заводам и группам заводов приведена в табл. 108.

Расчеты потребности в руде сделаны исходя из содержания железа на нормальный агломерат из бакальских, качканарских и кустанайских (магнетитовых) руд и на офлюсованный агломерат из руд других месторождений.

Для завода им. Серова потребность в железной руде, к моменту его полного развития, исчислена из объема выплавки чугуна, условно принятой в размере, определенном на 1960 г. Для обеспечения объема выплавки чугуна, намеченного на полное развитие завода, потребуется расширение местной железорудной базы или завоз руды из других районов, например качканарской.

Выдача подготовленной железной руды по месторождениям Урала принята по данным перспективных планов развития отдельных железорудных месторождений и районов, разработанных специализированными проектными и другими организациями (табл. 109).

Размеры выдачи подготовленной железной руды в 1960 г. приводятся по месторождениям максимальные. По Качканарскому месторождению выдача показана в размере потребности в руде доменной печи № 4 Чусовского завода.

Разработан план выдачи железной руды Магнитогорским, Тагило-Кушвинским и Бакальским месторождениями и после 1960 г. (до 2000 г.). Он определен с учетом полной выработки утвержденных запасов и ожидаемого их прироста.

Сопоставление перспективных потребности, выдачи и ресурсов подготовленной железной руды на Урале позволяет сделать следующие выводы.

Металлургические заводы им. Серова, Алапаевский, Уфалейский, Нижне-Сергинский, Староуткинский и Орско-Халиловский обеспечены доменной железной рудой на достаточно продолжительный срок за счет собственных железорудных баз, и в перспективе будет иметь место дефицит лишь в мартеновской руде. Работа Чусовского завода (три действую-

Таблица 108

Потребность заводов Урала в подготовленной железной руде на 1960 и 1965 гг.* (полное развитие) (в млн. т)

Наименование завода	Среднее содержание железа (в %)	1960 г.			1965 г. (полное развитие)		
		доменная	мартеновская	итого	доменная	мартеновская	итого
Магнитогорский	57,18	11,9	1,3	13,2	11,9	1,3	13,2
Ново-Тагильский (доменные печи № 1, 2, 3 и 4)	50,8	4,9			4,9		
Ново-Тагильский (доменная печь № 5) Кушвинский, Нижне-Салдинский, Нижне-Тагильский	57,0	2,9	0,5	8,3	3,1*	0,8	11,8
Ново-Тагильский (доменные печи № 6 и 7)	54,0	—			3,0		
Челябинский (доменные печи № 1, 2 и 3), Ашинский, Саткинский	44,97	4,1			4,1		
Челябинский (доменная печь № 4)	57,0	1,4	0,3	5,8	1,4	0,4	7,9
Челябинский (доменные печи № 5 и 6)	57,0	—			2,0**		
Белорецкий	44,65	0,5	0,06	0,6	0,6	0,06	0,7
Орско-Халиловский	38,15	3,7	—	3,7	3,7	—	3,7
Чусовской (доменные печи № 1, 2 и 3)	51,74	0,8	—	0,8	0,8	—	0,8
Чусовской (доменная печь № 4)	54,0	0,7	—	0,7	0,7	—	0,7
Алапаевский куст	43,27	0,4	0,04	0,4	0,4	0,04	0,4
Нижне-Сергинский, Старо-Уткинский, Уфалейский	47,0	0,2	0,01	0,2	0,2	0,01	0,2
Им. Серова	53,1	1,2	0,15	1,4	1,2	0,2	1,4
Прочие	—	—	0,2	0,2	—	0,2	0,2
Итого	—	32,7	2,5	35,2	38,0	3,0	41,0

* При содержании железа 54%.
** Для выплавки 240 тыс. т передельного, 650 тыс. т литейного чугуна и 300 тыс. т ферросилиция.

щие доменные печи) обеспечивается рудами Кусинского и Первоуральского месторождений на срок около 15 лет.

В 1960 г. появится дефицит в железной руде на Магнитогорском, Ново-Тагильском и Челябинском заводах; в дальнейшем обеспечение этих предприятий рудой будет еще более затрудняться.

Гипромезом составлен баланс доменных и мартеновских руд Урала и магнетитовых руд Кустанайской области до 2000 г.

Из этого баланса видно, что после покрытия дефицита в железной руде Магнитогорского и Челябинского заводов за счет подготовленной руды Соколовского и Сарбайского месторождений представляется возможным выдать с этих месторождений другим заводам в 1960 г. 4,7 млн. т и в 1965 г. 0,7 млн. т руды. С 1970 г. железных руд Соколовского и Сарбайского месторождений не будет хватать, чтобы покрывать полностью дефицит Магнитогорского и Челябинского заводов (табл. 110). Образующийся с 1970 г. дефицит намечается покрыть за счет ожидаемого прироста запасов по Соколовскому и Сарбайскому месторождениям и по новым месторождениям магнетитовых руд Кустанайской области (Качарское и др.).

Таблица 109

Выдача подготовленной руды по месторождениям Урала
(в млн. т)

Название железорудного месторождения и района	1953 г. (план)	1960 г.	
		всего	в том числе: агломерат
Магнитогорское	9,1	10,1	7,5
Высокогорское	2,5	—	—
Гороблагодатское	1,7	—	—
Лебяжинское	0,6	—	—
Итого Тагило-Кушвинский район	4,8	5,3	4,0
Бакальский	3,7	4,4	1,6
Комарово-Зигазинский	0,2	0,5	0,1
Алапаевский	0,3	0,4	0,3
Северный	0,9	1,3	0,9
Кусинское, Первоуральское и др. .	0,9	0,8*	0,5
Теченское	—	0,5	0,5
Качканарское	—	0,7	0,7
Кимперсайское	—	0,2	0,2
Орско-Халиловские	—	3,7	2,0
Всего . . .	19,9	27,9	18,3

* В том числе 0,2 млн. т первоуральских глубокообогащенных концентратов.

Таблица 110

Сопоставление дефицита в руде Магнитогорского и Челябинского заводов с выдачей магнетитовых руд Соколовского и Сарбайского месторождений

Годы	Дефицит в руде Магнитогорского и Челябинского заводов*	Выдача магнетитовой руды Соколовского и Сарбайского месторождений	Избыток (+) и дефицит (−)
1960	4,0	8,7	+4,7
1965	8,0	8,7	+0,7
1970	9,5	8,7	−0,8
1975	12,3	8,7	−3,6
1980	13,4	8,7	−4,7
1990	18,0	6,6	−11,4
2000	19,4	4,8	−14,6

* Дефицит в бакальской руде исчислен в пересчете на 57% железа.

Таким образом, полное покрытие дефицита в железной руде Ново-Тагильского завода кустанайскими магнетитовыми рудами возможно

только до 1960 г., если признать целесообразным снабжение этого завода дальнепривозной рудой.

Балансовые запасы руд Тагило-Кушвинского района на 1 января 1952 г. составляют 320,2 млн. т по категориям $A+B+C_1$, в том числе 217,5 млн. т по категориям $A+B$.

Возможный прирост балансовых запасов по Тагило-Кушвинскому району в результате последующих разведок оценивался Главным геологическим управлением ММП СССР в сумме 75 млн. т.

В 1951 г. Уралгипрорудой разработан перспективный план развития рудников Тагило-Кушвинского района, где установлен объем выдачи подготовленной железной руды с Высокогорского, Лебяжинского и Гороблагодатского месторождений.

Сопоставление потребности заводов, базирующихся на тагило-кушвинских рудах, с намеченной этим планом выдачей железной руды характеризуется табл. 111.

Таблица 111

Потребность и выдача тагило-кушвинской железной руды
(в млн. т)

Годы	Потребность	Выдача	Дефицит
1960	8,3	5,3	3,0
1965	11,8	5,0	6,8
1970	11,8	5,0	6,8
1975	11,8	4,6	7,2
1980	11,8	3,0	8,8
1990	11,8	2,0	9,8
2000	11,8	1,0	10,8

При намеченной годовой добыче руды запасов тагило-кушвинских руд с учетом затухания хватит примерно на 30—35 лет. К 1985 г. запасы этих месторождений будут полностью выработаны. При осуществлении прироста запасов срок эксплуатации месторождений, хотя и с пониженной производительностью, может быть продлен еще на 20 лет.

Таким образом, дефицит в железной руде металлургических заводов, базирующихся на тагило-кушвинской руде, и Чусовского завода характеризуется табл. 112.

Масштабы потребности заводов в руде, как видно из приведенных в таблице данных, не обеспечиваются ресурсами эксплуатируемых ныне месторождений и требуют освоения новых крупных железорудных баз для ликвидации получающегося разрыва.

Дефицит в руде, необходимой для нормальной работы заводов, базирующихся на продукции рудников Тагило-Кушвинского района, до 1960 г. может покрываться за счет магнетитовых кустанайских руд, а Чусовского завода рудами Качканарского месторождения. В 1965 г. избыток кустанайских руд составит всего 0,7 млн. т.

Таким образом, исходя из данных современной стадии изученности железорудных ресурсов, даже при самых благоприятных перспективах увеличения рудных запасов, постоянное обеспечение Ново-Тагильского и

Таблица 112

Дефицит в подготовленной железной руде заводов, базирующихся на тагило-кушвинской руде, и Чусовского завода в 1960—2000 гг.
(в млн. т)

Наименование завода	1960	1965	1970	1975	1980	1990	2000
Доменные печи № 1—4 Ново-Тагильского завода и другие заводы, работающие на тагило-кушвинской руде	1,6	2,4	2,4	2,8	4,4	5,4	6,4
Доменные печи № 5—7 Ново-Тагильского завода	1,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4	4,4
Доменные печи № 1—3 Чусовского завода	—	—	—	0,8	0,8	0,8	0,8
Доменная печь № 4 Чусовского завода	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
Всего . . .	3,7	7,5	7,5	8,7	10,3	11,3	12,3

других заводов, базирующихся на тагило-кушвинских рудах, магнетитовыми рудами Кустанайской области невозможно.

Возможными постоянными и надежными источниками снабжения рудой этих заводов могут служить качканарские титано-магнетитовые и фосфористые руды Аятского или Лисаковского месторождений Кустанайской области.

Лисаковское и Аятское месторождения имеют огромные запасы; разработку их можно освоить относительно легко и в короткие сроки, но имеющиеся здесь руды бедны по содержанию железа (37—38%) и требуют довольно сложной подготовки к доменной плавке; чугун из указанных руд, обладая повышенным содержанием фосфора, требует передела в томасовских конвертерах на обогащенном кислородом дутье или в качающихся мартеновских печах.

Из одних лисаковских руд возможно получение стандартного по фосфору томасовского чугуна при небольших добавках фосфоритов или фосфористых шлаков.

Следовательно, лисаковские и аятские руды можно использовать только для снабжения второй очереди Ново-Тагильского завода, где может быть организован специальный сталеплавильный передел.

Выплавка чугуна, предназначаемого для передела в двух существующих мартеновских цехах Ново-Тагильского металлургического завода, как равно и производство на этом заводе литейного чугуна, а также покрытие дефицита в руде других металлургических заводов Урала, базирующихся в настоящее время на тагило-кушвинских рудах, за счет использования фосфористых лисаковских или аятских руд, невозможны.

На основании этого можно сделать вывод о том, что завоз фосфористых аятских и лисаковских руд для второй очереди Ново-Тагильского металлургического завода не исключает необходимости использования Качканарского месторождения, а лишь позволит уменьшить до указанных в табл. 113 размеров объем добычи и переработки качканарских руд.

Таким образом, покрытие дефицита в железной руде можно обеспечить следующими путями:

а) для заводов Среднего Урала за счет качканарских руд;

б) для второй очереди Ново-Тагильского завода за счет фосфористых лисаковских или аятских руд; покрытие дефицита остальных заводов за счет качканарских руд.

Объем добычи сырой качканарской руды будет определяться следующими масштабами.

Таблица 113

Добыча сырой качканарской руды для покрытия дефицита заводов Среднего Урала [1]
(в млн. т)

Годы	Включая вторую очередь Ново-Тагильского завода	Без второй очереди Ново-Тагильского завода
1960	3,5	3,5
1965	37	15
1970	37	15
1975	43	21
1980	51	29
1990	56	34
2000	61	39

Таким образом, по условиям перспективного баланса железных руд Урала представляется необходимым принять Качканарское месторождение в качестве постоянной железорудной базы для Чусовского и Ново-Тагильского металлургических заводов. По мере выработки запасов Тагило-Кушвинского района в дальнейшем, возможно, придется перевести на качканарскую руду и другие заводы Среднего Урала, работающие на тагило-кушвинских рудах.

Вопрос о целесообразности снабжения качканарской рудой второй очереди Ново-Тагильского завода подтверждается и нижеприведенными экономическими соображениями.

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РУДЫ КАЧКАНАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Металлургическая и экономическая ценность качканарских руд определяется прежде всего тем, что они являются надежной железорудной базой черной металлургии Среднего Урала, а также могут служить исходным сырьем для ванадиевого производства и получения платины.

Экономические показатели по обогащению качканарских руд определены для двухстадиальной схемы как оптимальной по получению железного концентрата. Ориентировочные расчеты затрат на извлечение платины указывают на высокую стоимость платины из этих руд вследствие исключительной ее бедности по платине. Учитывая это обстоятельство, все затраты по добыче и обогащению качканарской руды отнесены на железный концентрат.

В настоящей главе дана экономическая оценка Качканарского месторождения только как железорудной базы. В этом случае все капитальные и эксплуатационные затраты на добычу и подготовку руды по оптимальной технологической схеме с точки зрения получения железного концент-

[1] По схеме размещения и развития черной металлургии СССР на 1956—1970 гг. добыча сырой качканарской руды с учетом строительства второй очереди Ново-Тагильского и нового металлургического заводов намечается в следующем объеме: 1960 г.— 4,1 млн. т, 1965 г.— 11,5 млн. т, 1970 г.— 70 млн. т, 1975 г. (полное развитие) — 76 млн. т.

рата и на доменную плавку качканарской руды отнесены на чугун. Такая постановка вопроса имеет серьезное основание. Качканарское месторождение должно быть вовлечено в эксплуатацию, как видно из баланса железной руды Урала, прежде всего для покрытия дефицита в железной руде, независимо от решения вопроса о целесообразности извлечения из этих руд ванадия. Экономические расчеты сделаны при ориентации на передел качканарского чугуна в стационарных мартеновских печах. При возможности применения новой технологии, обеспечивающей получение природнолегированных ванадием сталей, методика экономической оценки качканарской руды должна быть иной.

В следующей главе сделаны экономические расчеты по оценке качканарских руд, исходя из условия, что эти руды являются комплексным сырьем для получения железа и ванадия.

Экономические показатели переработки качканарской, аятской и лисаковской руд в условиях Ново-Тагильского металлургического завода

Качканарская руда вследствие бедности железом потребует повышенных капитальных затрат на добычу и подготовку к доменной плавке. Вместе с тем, запасы и добычные возможности Аятского и Лисаковского железорудных месторождений наряду со строительством на их базе новых металлургических заводов позволяют обеспечить покрытие потребности и второй очереди Ново-Тагильского металлургического завода, если это окажется экономически целесообразным.

В связи с этим представляется необходимым сравнить экономические показатели использования на Ново-Тагильском металлургическом заводе (вторая очередь) местной качканарской руды и привозных аятской и лисаковской руд, содержащих в сыром виде железа в два с лишним раза больше, чем качканарская руда.

Подготовленная руда Качканарского месторождения близка по качеству к подготовленной руде Тагило-Кушвинского района. Использование качканарской руды на Ново-Тагильском заводе не внесет заметных изменений в металлургический передел, за исключением необходимости продувки чугуна в конвертерах для извлечения ванадия.

Использование аятской и лисаковской руд из-за повышенного содержания фосфора в выплавляемом из них чугуне потребует, как отмечалось выше, строительства качающихся мартеновских печей или томасовских конвертеров.

При расчете себестоимости стали передел чугуна, выплавляемого из качканарской руды, принят в стационарных мартеновских печах, а из лисаковской и аятской руд — в качающихся мартеновских печах. В случае передела чугуна, выплавляемого из качканарской руды, в бессемеровских конвертерах, а из аятской и лисаковской руд — в томасовских конвертерах следует ожидать улучшения экономических показателей в одинаковой мере как в том, так и в другом случае.

Себестоимость руды, чугуна и стали в условиях Ново-Тагильского завода и капитальные вложения в сырьевую базу по сопоставляемым месторождениям приведены в табл. 114.

Как видно из табл. 114, 1 т подготовленной качканарской руды (агломерата) на Ново-Тагильском заводе дороже аятской руды на 14 руб. и лисаковской на 19 руб.

Аятская руда в подготовленном виде беднее железом, чем качканарская руда. Поэтому себестоимость чугуна из аятской руды будет несколь-

Таблица 114

Качество агломерата, себестоимость руды, чугуна и стали в условиях Ново-Тагильского завода и капитальные затраты по Качканарскому, Аятскому и Лисаковскому месторождениям

Показатели	Месторождение		
	Качканарское	Аятское	Лисаковское
Качество агломерата			
содержание железа (в %) . . .	54,0	46,8	53,4
содержание фосфора (в %) . .	0,035	0,35	0,8
основность породы	0,57	0,5	0,5
Себестоимость 1 т (в руб.)			
подготовленная руда (франко-завод)	115	101	96
передельный чугун на коксе из кузнецких углей	355	375	335
сталь	385	415	370
Капитальные вложения в железорудную базу (в руб.)			
на 1 т агломерата (всего)	355	200	185
добыча	130	45	30
подготовка	225	155	155
на 1 т чугуна	600	420	335
на 1 т стали	450	320	255

ко дороже (на 20 руб., или на 6%), чем из качканарской руды. Чугун из аятской руды, вследствие повышенного содержания фосфора, однако недостаточного для получения кондиционных фосфористых шлаков, требует сталеплавильного передела в качающихся мартеновских печах, что приводит к повышению себестоимости стали на 30 руб., или на 8%, против стали из качканарского чугуна.

Лисаковский агломерат по содержанию железа и основности весьма близок к качканарскому. Поэтому разница в себестоимости на 20 руб., или на 6%, в пользу чугуна из лисаковского агломерата в основном объясняется более дешевой стоимостью этого агломерата.

Сталеплавильный передел фосфористого лисаковского чугуна в качающихся мартеновских печах будет дороже передела качканарского чугуна в стационарных мартеновских печах. Но это удорожание частично перекрывается получением фосфористых шлаков, оцениваемых в 15 руб. на 1 т стали. В итоге сталь, выплавляемая из лисаковского чугуна, будет дешевле, чем сталь, получаемая из качканарского чугуна, на 15 руб., или на 4%.

Капитальные затраты на добычу и подготовку железной руды по Качканарскому месторождению составят в 1,8 раза больше, чем по Аятскому и почти в 2 раза больше, чем по Лисаковскому.

Частично капитальные затраты по Качканарскому месторождению можно также отнести на получение ванадия, а по Лисаковскому месторождению на получение фосфористых шлаков. Поэтому приведенные показатели по капитальным затратам не вполне сопоставимы. Но можно предполагать, что учет затрат на ванадий и фосфористый шлак не при-

ведет к существенному изменению соотношений удельных капитальных затрат.

При указанных соотношениях показателей по капитальным затратам и себестоимости продукции использование качканарской руды в условиях Ново-Тагильского завода имеет ряд преимуществ по сравнению с аятской и лисаковской рудами:

а) близкое расположение месторождения к заводу (130 км по железной дороге); использование же на этом заводе аятской или лисаковской руд связано с перевозкой по железным дорогам Урала (870 км) больших количеств руды в загруженном другими грузами направлении;

б) лучшее качество металла, выплавляемого из весьма чистых по фосфору и сере руд, по сравнению с металлом, выплавляемым из фосфористых руд;

в) по своему качеству руда дает возможность организовать выплавку бессемеровских чугуна и стали, что может улучшить экономические показатели металлургического передела этих руд; бессемеровский процесс также благоприятен из-за дефицитности лома на Урале;

г) возможность получения ванадия с благоприятными экономическими показателями [1].

Экономическая оценка Качканарского месторождения по сравнению с другими перспективными железорудными месторождениями СССР

Экономическая эффективность использования бедных качканарских титаномагнетитовых железных руд в сравнении с железными рудами новых месторождений Советского Союза, подлежащими широкому освоению в ближайшие 10—15 лет, характеризуется табл. 115.

Железорудные месторождения, приведенные в этой таблице, имеют большие запасы и каждое из них может служить надежной сырьевой

---

[1] Однако при оценке высказанных выше соображений следует учитывать возможность и других, не освещенных в приведенном технико-экономическом анализе, условий.

Главный аргумент в пользу строительства второй очереди Ново-Тагильского завода заключается в облегчении и удешевлении этого строительства в сравнении с вариантом нового завода в другом месте, создаваемого на новой площадке. Экономия капитальных затрат должна оправдать в данном случае обсуждение вариантов снабжения Ново-Тагильского завода дальнепривозной или дорогой местной качканарской рудой.

Если принять, что строительство второй очереди Ново-Тагильского завода обойдется даже на 15—20% дешевле, чем новый завод соответствующей мощности, то сокращение капитальных затрат составит около 350—500 млн. руб.

С другой стороны, перевозка аятской или лисаковской руды на Ново-Тагильский завод обойдется около 56 руб. на 1 т чугуна из аятской руды и около 50 руб. из лисаковских руд. При выплавке на трех доменных печах второй очереди Ново-Тагильского завода около 1,9 млн. т чугуна перерасход на доставку руды в сравнении с плавкой ее в районе оптимальных условий перевозки составит около 100 млн. руб. в год (без учета большей близости Аятского и Лисаковского месторождений к Кузбассу в сравнении с Нижним Тагилом после завершения Южно-Сибирской ж. д. магистрали).

Кроме того, исходя из указанных в табл. 113 показателей капитальных затрат, можно установить, что для выплавки 1,9 млн. т чугуна из лисаковской руды потребуется около 635 млн. руб. капитальных вложений в рудную базу, а при ориентации на качканарские руды эти затраты возрастут до 1149 млн. руб., т. е. будут на 505 млн. руб. больше. Таким образом, удорожание рудной базы при использовании качканарской руды полностью поглощает экономию капитальных затрат, достигаемую при строительстве второй очереди Ново-Тагильского завода.

Эти соображения, естественно, должны учитываться при экономическом анализе вопроса об освоении Качканарского железорудного месторождения. — *Ред.*

Таблица 115

Показатели использования Качканарского и других перспективных железорудных месторождений

Показатели	Качканарские руды	Руды Кустанайской области				Енские и оленегорские	Курские кварциты	Криворожские магнетитовые кварциты*	Керченские руды	Нижнеангарские руды
		лисаковские	аятские	соколовские	сарбайские					
Объем добычи сырой руды (в тыс. т)	12 000	20 000	20 000	4200	8000	5500	2045	9000	9900	9700
Количество (влажной) подготовленной руды (в тыс. т.)	2 120	10 200	10 200	3000	5700	2450	1030	5400	4300	6330
Содержание железа (в %):										
в сырой руде	16,0	37,0	37,0	44,4	44,4	31,0	33,0	37,0	37,0	39,0
в подготовленной руде	54,0	53,4	46,8	57,0	57,0	57,5	57,4	56,5	52,9	47,1
Основность подготовленной руды	0,57	0,5	0,5	0,5	0,45	0,8	0,5	0,45	0,18	0,24
Себестоимость добычи 1 т руды (в руб.)	6,70	3,5	5,0	18,0	15,0	7,1	18,3	4,8	7,5	18,0
Завод-потребитель	Ново-Тагильский	Барнаульский (условно)	Карагандинский	Магнитогорский	Магнитогорский	Череповецкий	Ново-Липецкий	Криворожский (II очер.)	Азовсталь	Западно-Сибирский
Себестоимость 1 т подготовленной руды (влажной) франко-завод-потребитель (в руб.)	115	123	102	56	59	112	123	50	82	85
Себестоимость 1 тонно-процента железа в подготовленной руде (в руб.)	2,14	2,30	2,18	0,98	1,03	1,94	2,15	0,88	1,55	1,80
Суммарные капитальные затраты на 1 т годового выпуска подготовленной руды (в руб.)	355	185	200	225	210	255	225	150	250	165
добыча	130	30	45	170	140	110	100	60	100	95
подготовка	225	155	155	55	70	145	125	90	150	70
Себестоимость 1 т чугуна (в руб.)	355**	330	360	255		415	415	290	370	315
Себестоимость 1 т стали (в руб.)	385	365	400	315		415	440	340	410	360

* Криворожские магнетитовые кварциты вовлекаются в эксплуатацию в первую очередь и имеют утвержденные проектные показатели; исходя из этого по ним и приведены показатели. Криворожские гематитовые кварциты потребуют более сложного метода обогащения и в подготовленном виде (агломерат) будут иметь более высокую себестоимость.

** *Себестоимость чугуна и стали из качканарской руды показана для варианта использования кузнецких углей. При работе на печорских углях себестоимость чугуна* составит 365 руб./т, а стали — 395 руб./т.

базой для одного или нескольких металлургических заводов. На базе всех этих месторождений, кроме Качканарского, запроектированы новые металлургические заводы.

Из табл. 115 можно сделать следующие выводы:

1. В сырой качканарской руде содержание железа примерно в 2 раза ниже, чем в рудах других месторождений; в подготовленной качканарской руде (агломерате) содержание железа выше подготовленной аятской руды на 7,2%, нижнеангарской — на 6,9%, керченской — на 1,1% и лисаковской — на 0,6%, но на 3,5—2,5% ниже, чем в подготовленных рудах остальных месторождений.

Следует отметить, что качканарская руда имеет благоприятный состав пустой породы и по основности близка к офлюсованному агломерату из других руд.

2. Качканарская руда характеризуется относительно низкой себестоимостью добычи (6,7 руб.); только лисаковская и аятская руда и криворожские кварциты требуют меньших затрат на добычу (3,5—5,0 руб.).

На одном уровне с качканарской рудой находится себестоимость добычи енских, оленегорских и керченских руд. Себестоимость же кустанайских магнетитовых руд, курских кварцитов и нижнеангарской руды превышает себестоимость добычи качканарской руды в 2,2—2,7 раза. Низкая себестоимость добычи качканарской руды объясняется относительно большим объемом добычи, открытым способом разработки месторождения и относительно низким коэффициентом вскрыши.

3. *Сопоставление себестоимости подготовленной руды (агломерата)* франко-металлургический завод меняет положение качканарской руды. Качканарский агломерат оказывается дешевле только агломерата из концентратов курских кварцитов (самых дорогих руд СССР) и из лисаковской руды, где транспортные расходы по доставке 1 т агломерата в Барнаул составляют 47 руб., или около 40%. На уровне себестоимости качканарского агломерата находится агломерат из обогащенных енских и оленегорских руд.

Себестоимость качканарской подготовленной руды значительно выше, чем руд остальных месторождений (на 65—56 руб. дороже криворожских кварцитов и кустанайских магнетитовых руд и на 30 руб. керченских и нижнеангарских руд).

Себестоимость одного тонно-процента железа в подготовленной качканарской руде находится на одном уровне с курскими кварцитами, аятской и лисаковской рудой и выше, чем в рудах других месторождений.

Такая дороговизна подготовленной качканарской руды объясняется в *основном бедностью железом исходной руды (для получения 1 т агломерата* требуется добыть и переработать свыше 5 т сырой качканарской руды).

4. Капитальные затраты на 1 т годового выпуска подготовленной качканарской руды (на добычу и подготовку) будут значительно выше, чем по всем другим месторождениям. Так, они выше в 1,6—1,9 раза кустанайских руд, в 1,4 раза — енских, оленегорских и керченских руд, в 1,6 раза — курских кварцитов и более чем в 2 раза — *криворожских кварцитов и нижнеангарских руд.*

Следует иметь в виду, что использование качканарской руды предусматривается прежде всего для второй очереди Ново-Тагильского металлургического комбината. Строительство второй очереди на крупном металлургическом заводе с полным циклом позволяет использовать резервы внутризаводского хозяйства и сэкономить на этом сотни миллионов рублей по сравнению со строительством завода такой же мощ-

ности на новой площадке. Это обстоятельство в той или иной мере может компенсировать повышенные капитальные затраты, требующиеся для освоения Качканарского месторождения.

5. Хотя на уровень себестоимости чугуна, кроме рудной составляющей, имеет большое влияние и топливная составляющая, все же представляет интерес привести сопоставление себестоимости чугуна, выплавляемого из качканарского агломерата, с себестоимостью чугунов, выплавляемых из других руд. Так, 1 т чугуна из качканарской руды в условиях Ново-Тагильского завода на 100 руб. дороже чугуна из магнетитовых кустанайских руд в условиях Магнитогорского комбината, на 65 руб. дороже чугуна, получаемого из криворожских кварцитов, на 40 руб. дороже чугуна из нижнеангарских руд на Западно-Сибирском заводе и на 25 руб. дороже чугуна из лисаковской руды на заводе в Барнауле, но на 60 руб. дешевле чугуна из енских и оленегорских руд на Череповецком заводе и чугуна из курских кварцитов на Ново-Липецком заводе; себестоимость чугуна из аятской и керченской руд одного порядка с себестоимостью чугуна из качканарской руды.

Такая же закономерность наблюдается и в себестоимости стали.

Таким образом, себестоимость чугуна и стали из качканарской руды, исчисленная без учета использования ванадия, будет близкой к уровню себестоимости чугуна из руд некоторых железорудных месторождений, подлежащих широкому освоению в ближайшие 10—15 лет. Однако для освоения Качканарского месторождения требуются значительные капитальные затраты, и в этом отношении данное месторождение уступает всем другим перспективным железорудным месторождениям СССР.

ГЛАВА VII[1]

КАЧКАНАРСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ КАК СЫРЬЕВАЯ БАЗА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВАНАДИЯ

Значение Качканарского месторождения титаномагнетитов определяется не только большими запасами руд, пригодных для металлургической переработки, но и наличием в рудах ценного легирующего элемента — ванадия. Содержание пятиокиси ванадия в подготовленных к доменной плавке ванадийсодержащих железных рудах СССР приведено в табл. 116.

Таблица 116

Содержание пятиокиси ванадия в подготовленных к доменной плавке железных рудах СССР
(в %)

Наименование месторождения	$Fe_{общ}$	V_2O_5
Качканарское	54,0	0,45
Пудожгорское	53,0	0,85
Керченское	52,8	0,14
Кусинское	65,0	0,95
Первоуральское	38,5	0,40
Аятское	46,8	0,15

Наиболее богатым по содержанию железа и пятиокиси ванадия является агломерат Кусинского месторождения. Однако ограниченные запасы кусинских руд не позволяют существенно расширить объем выплавки чугуна. На базе кусинских и первоуральских руд возможно повысить производство феррованадия до 3300 т в год.

На базе Пудожгорского месторождения возможно организовать производство 2100 т феррованадия в год[2].

На базе керченских руд в условиях заводов «Азовсталь» и им. Войкова максимальное производство феррованадия может составить величину порядка 3000 т в год.

Масштабы производства ванадия, как попутного продукта переработки качканарских титаномагнетитов, вытекают из общего объема метал-

[1] В подготовке этой главы к печати принимала участие инж. Л. А. Полякова.

[2] Комплексное использование пудожгорских титаномагнетитов на основе их электроплавки. Изд. АН СССР, 1951.

лургического производства на базе этих руд. Так, при снабжении качканарской рудой только доменной печи № 5 Ново-Тагильского завода возможно производить 4500 т феррованадия в год.

Для решения вопроса об эффективности использования и перспектив развития добычи качканарских титаномагнетитов выше исследован комплекс вопросов, связанных с условиями добычи и обогащения этих руд, их металлургической ценности, показателей доменной плавки в сравнении с другими источниками снабжения рудой черной металлургии Среднего Урала.

В настоящей главе рассматривается эффективность извлечения ванадия из качканарского чугуна и из других чугунов, выплавленных из ванадийсодержащих руд.

В соответствии с этим ниже рассмотрены вопросы применения ванадиевых сталей, потребность в феррованадии, возможные источники, современное состояние и перспективы расширения его производства, технико-экономические показатели извлечения ванадия из качканарских, кусинских и первоуральских, керченских и пудожгорских руд.

Вопросы эффективности извлечения ванадия из аятских руд здесь не рассматриваются. Вместе с тем, учитывая, что содержание ванадия в чугуне, выплавленном из аятской руды, будет близким к керченскому, экономические показатели извлечения ванадия из аятских руд не должны значительно отличаться от экономических показателей извлечения ванадия из керченских руд.

В результате укрупненного определения капитальных и эксплуатационных затрат на получение феррованадия сделаны общие выводы об эффективности извлечения ванадия из ванадийсодержащих руд СССР, насколько это возможно в настоящее время при недоработанности отдельных вопросов в этой области, в особенности методологии.

ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ВАНАДИЯ И ПЕРСПЕКТИВНАЯ ПОТРЕБНОСТЬ В ФЕРРОВАНАДИИ

Область применения ванадия

Ванадий и ванадиевые соединения применяются в черной металлургии, сельском хозяйстве, химической, литографской, текстильной, лакокрасочной и керамической промышленности, медицине, фотографии и т. д.

В химической промышленности ванадий в виде пятиокиси ванадия, ванадата серебра и смеси пятиокиси ванадия с окисью олова применяется в качестве катализатора при производстве серной кислоты по контактному методу. В качестве катализаторов соединения ванадия применяются также при получении ряда органических соединений: фталевой кислоты из нафталина, малеиновой кислоты из бензола и т. д.

Ванадиевые соединения применяются для производства красок, которые потребляются в текстильной промышленности для крашения материй и в керамической промышленности для окраски фарфора и стекла.

В сельском хозяйстве соединения ванадия используются для истребления сельскохозяйственных вредителей и как катализаторы в почвах и растениях.

В цветной металлургии ванадий находит широкое применение для производства ванадиевых бронз.

Лакокрасочная промышленность путем нагревания ванадата аммония с льняным маслом и смолами получает сикативы и лаки, дающие прочную и ровную пленку.

Добавки ванадатов к резине повышают ее удельный вес, уменьшают пористость и удваивают сопротивление разрыву; ванадиевый каучук непроницаем для воды и масла.

Однако основным потребителем ванадия является черная металлургия, где в течение короткого времени значительное применение получил 40%-ный сплав ванадия с железом. Этим металлом широко пользуются для легирования сталей.

Будучи введен в сталь даже в самых небольших количествах, ванадий придает ей ряд ценных свойств, в частности, подобно никелю, делает ее более вязкой и более прочной. Подобно титану и хрому, ванадий образует прочные карбиды, задерживает выделение графита, в силу чего стали, содержащие ванадий, применяются в деталях машин, работающих с переменной нагрузкой или вибрацией. Ванадий способствует образованию в стали, при отпуске ее, рассеянных карбидов, обеспечивающих крипоустойчивость и твердость при красном нагреве стали. Придавая стали мелкозернистую структуру, ванадий повышает сопротивление сталей разрыву и предел упругости при одновременном сохранении ковкости металла и его способности свариваться.

Ванадий так же, как титан, цирконий, ниобий повышают ударную вязкость металла при пониженных температурах и снижают склонность металла к старению. Ванадий повышает механические свойства стали при нормальной температуре и уменьшает ее чувствительность к перегреву.[1]

Проф. Н. А. Минкевич [2] отмечает, что а) ванадий способствует образованию тонкой сорбитовой микроструктуры и волокнистого излома стали, причем в этом отношении его действие на сталь выражено сильнее, чем действие хрома, вольфрама и даже молибдена; б) задерживает процесс роста зерна при перегреве стали; в) способствует лучшему, чем в хромоникелевых сталях, отделению окалины при ковке, прокатке и протравке стали и облегчает ее механическую обработку; г) увеличивает твердость стали и ее сопротивление разрыву, повышает коэффициент удлинения, процент сжатия, величину ударного сопротивления и устойчивость против вибрационных нагрузок.

В литейном деле присадка ванадия повышает прочность и качество литейного чугуна, препятствуя графитообразованию в последнем, даже при наличии в нем кремния и никеля, и способствует равномерному распределению графитовых чешуек.

Несмотря на эти ценные свойства ванадия, применение его в чугунных отливках имеет весьма ограниченное распространение, что в основном объясняется высокой стоимостью обычно применяемого для этой цели феррованадия. За границей (Швеция) перед второй мировой войной получили распространение отливки, легированные ванадием и титаном, путем добавки в шихту электропечей не феррованадия, а титанованадистых чугунов, содержащих 0,7% ванадия. Замена феррованадия титанованадистыми чугунами значительно снижает стоимость литья, так как 1 кг ванадия в чугуне стоит примерно вдвое дешевле, чем в сплаве его с железом. Добавка этих чугунов в шихту должна составлять 25—30%, так как требуемое содержание ванадия в литье не превышает, как правило, 0,2%.

---

[1] Низколегированные стали повышенной прочности. Бюллетень ЦИИН, 1945, № 31—32, стр. 27.

[2] Минкевич Н. А. Свойства, тепловая обработка и назначение стали. Госмашметиздат, 1932.

Из ванадистых чугунов целесообразно отливать следующие изделия: шестерни, цилиндры, втулки, буксы, валки, броневые плиты, щеки дробилок и т. д., которые могут найти применение в самых разнообразных отраслях машиностроения. Ванадийсодержащие стали употребляются для производства холодных ударных инструментов, резцов, сверл, пил, земляных буров, пружин, рессор, метчиков, лерок, разверток, шариковых и роликовых подшипников, штампов для пружинной проволоки, авиационных труб, коленчатых валов, распределительных валиков, постоянных магнитов, листов для котлов высокого давления, для литья ответственных частей турбин и других частей и механизмов, подвергающихся действию высокой температуры или давления.

В США ванадиевые стали применяются для ответственных паровозных поковок и отливок: паровозных рам и машинных частей, кулачковых валов, ведущих осей, поршневых штанг, передних осей, коленчатых валов, пальцев кривошипов и т. д. Из ванадиевых сталей изготовляются высококачественные паровозные и автомобильные рессоры, закаливаемые в масле шестерни и червяки, матрицы, штампы, режущий инструмент и т. д.

Ванадиевые стали применяются также в военном деле и строительстве высотных зданий. Применяется ванадий также при производстве ряда марок быстрорежущей стали и ее заменителей, инструментальных легированных, конструкционных, жаропрочных марок стали.

Однако, несмотря на известное распространение ванадиевых марок стали, потребление этого ферросплава невелико.

Сравнительно ограниченное применение ванадия как легирующего элемента объясняется:

а) ограниченностью богатых месторождений ванадиевых руд и концентрацией их в руках капиталистических монополий;

б) высокой стоимостью ванадия, получаемого в виде попутного продукта из комплексных железных руд.

Цены ферросплавов на рынке США по данным за 1946 и 1948 гг. приведены в табл. 117.

Таблица 117

Цены ферросплавов на американском рынке

Ферросплавы	Содержание основного элемента (в %)	Цена за 1 фунт содержания основного элемента (в долларах)		
		1946 г.	1948 г.	1953 г.
Феррохром . . .	65—72	0,23—0,24	—	0,37—0,345
Ферромолибден .	55—75	0,95	0,95	1,32
Ферротитан . . .	40—45 при 0,10% С	1,25	1,20	1,35
Ферровольфрам .	75—80	1,88	2,25	5,00
Феррованадий . .	35—55	2,7—2,9	2,9—3,1	3,0—3,25

Как видно из приведенных данных, цена на ванадий в США была почти в 1,5 раза выше цены на вольфрам и почти в 3 раза выше, чем на молибден. В последнее время резко возросли цены на ферровольфрам. Так как хром и молибден по действию, которое оказывают присадки их на сталь, до некоторой степени схожи с ванадием, но значительно дешевле его, то эти металлы получили более широкое применение в производстве качественных сталей.

Высокая стоимость ванадия является одной из причин, по которой очень редко применяются стали, легированные только этим металлом; обычно ванадий присутствует как составной элемент, наряду с другими легирующими элементами.

Однако, несмотря на высокую стоимость феррованадия в ряде стран потребление его значительно возросло, особенно в годы войны.

Потребление феррованадия в США с 1940 по 1942 г. увеличилось почти в 3 раза (с 1500 т в 1940 г. до 4130 т в 1942 г.).

По данным Горного бюро США, опубликованным в журнале «The Iron Age» № 1 за 1952 г., производство металлического ванадия в США составило 981 т в 1940 г. и 2534 т в 1943 г., или в пересчете на 40%-ный феррованадий соответственно 2450 и 6335 т, что на 1 т стали составляет 40,50 и 73,32 г.

Однако позднее потребление ванадия в США вновь снизилось. Так, в 1951 г., когда выплавка стали достигла максимума, потребление феррованадия (40%-ный V) составило лишь 39,2 г на 1 т стали.

Взаимозаменяемость одного легирующего элемента другим позволила отдельным странам более широко применять тот легирующий элемент, природными запасами которого данная страна располагает. Так, например, Германия, не имея достаточных ресурсов каких-либо легирующих элементов, кроме ванадия, содержащегося в ряде эксплуатируемых ею железорудных месторождений, особенно широко внедряла этот элемент и резко выделялась в этом отношении среди других капиталистических стран.

Идя по пути извлечения ванадия из ванадийсодержащих чугунов, Германия к 1944 г. на 17 немецких металлургических заводах и 5 заводах оккупированных ею государств организовала получение ванадиевых шлаков и на 6 заводах переработку этих шлаков в феррованадий.

Производство феррованадия на упомянутых заводах составило в 1944 г. 10 000 т (в пересчете на 40%-ный феррованадий). Естественно, что такие масштабы производства легированных ванадием сталей создавали условия, благоприятные для их довольно широкого применения. Заводы Круппа выплавляли 57 марок легированных ванадием сталей, применявшихся для изготовления различных весьма ответственных деталей. Так, четыре марки этих сталей шли на производство наиболее ответственных пружин (в частности, теплоустойчивых и жароупорных), 14 марок являлись инструментальными сталями, 11 марок относились к числу броневых, снарядных и гильзовых сталей и т. д.

В статье «Германские быстрорежущие стали-заменители»[1] указывается, что немцы в своих исследованиях бесспорно заимствовали у нас анализы быстрорежущих сталей-заменителей на хромистой основе, предложенные в свое время Н. Т. Гудцовым, Н. А. Минкевичем и Л. П. Гуляевым, добавив в них ванадий. Так, например, сталь № 64 близка к стали марки ЭИ380, № 66 — ЭИ184, № 1 — ЭИ382.

Из обширной германской спецификации нержавеющих, кислотоупорных и жаростойких сталей, включающей 53 марки, четыре марки легированы ванадием.

Зарождение производства ванадия в СССР относится к началу 30-х годов текущего столетия. В те годы оно было представлено весьма несовершенной и небольшой по мощности установкой по получению ванадата кальция при извлечении ванадия из чугуна ковшевым методом. Территориально эта установка находилась на заводе им. Войкова.

[1] Бюллетень ЦИИН, 1945, № 44.

Несколько позднее (1935—1936 гг.) был организован более мощный ванадиевый цех на Чусовском металлургическом заводе.

Несовершенные способы производства феррованадия, большие потери его, а также трудности выплавки чугуна из титаномагнетитовых руд явились причиной того, что, несмотря на значительные ресурсы ванадия и ограниченные возможности по производству таких легирующих элементов, как вольфрам или молибден, отпускная цена на феррованадий в СССР также значительно выше, чем на сплавы вышеназванных металлов.

По отпускным ценам, действовавшим в 1949 г., цена 1 тонно-процента вольфрама была 810—950 руб., молибдена — 1360—1600 руб., а ванадия — 1885—2450 руб. Фактическая же себестоимость феррованадия на Чусовском ферросплавном заводе превышала даже эту отпускную цену. В 1952 г. цена 1 тонно-процента вольфрама составляла 690—815 руб., молибдена — 1160—1355 руб., а ванадия — 995—1285 руб.

Естественно, что столь высокая стоимость феррованадия является фактором, сдерживающим применение его в промышленности настолько, что при ограничении размера его производства мощностью только одного Чусовского завода реализация произведенного феррованадия иногда встречала затруднения.

Тем не менее, несмотря на высокую стоимость этого металла, с организацией его производства на Чусовском заводе феррованадий начал более широко внедряться в производство высококачественных сталей. Именно в этот период было освоено производство заменителей быстрорежущих сталей (характеризующихся повышенным содержанием ванадия, заменяющим здесь вольфрам), а также и других марок стали.

Однако сфера применения феррованадия в СССР еще довольно мала, если учитывать его положительное влияние на физико-механические свойства стали, и менее обширна, чем это имело место в таких странах, как Германия и даже США.

Ванадий в СССР применяется в основном для легирования сталей только наиболее ответственных назначений: некоторых марок конструкционных и инструментальных, а главным образом быстрорежущих сталей и их заменителей, а также нержавеющих и жаростойких сталей.

Поэтому представляется бесспорным, что дальнейшее снижение себестоимости феррованадия на наших заводах явится тем решающим фактором, который будет способствовать быстрейшему и более широкому внедрению его в производство легированных сталей и намного увеличит потребность в нем.

Перспективная потребность народного хозяйства СССР в феррованадии

Нужды народного хозяйства в ванадии, как уже было сказано выше, в основном ограничиваются потребностью черной металлургии, применяющей его в виде 40%-ного сплава с железом (40%-ный феррованадий).

Расчет потребности черной металлургии в феррованадии на перспективный период представляет собой самостоятельную и весьма сложную задачу. Потребность в феррованадии как легирующем элементе не может быть подсчитана без определения на тот же период времени потребности в других легирующих элементах, ибо взаимозаменяемость одного легирующего элемента другим не позволяет рассматривать потребность в одном из них изолированно от потребности в других.

В силу этого вопрос сводится, по существу, к составлению балансов производства и потребления легирующих элементов, поскольку всякий раз возникает необходимость учитывать возможности народного хозяйства в производстве каждого из них.

Составление таких балансов переплетается с вопросами, связанными с экономической эффективностью замены одного легирующего элемента другим, что в свою очередь связано с определением стоимости легирующих элементов и влияния их на физико-механические свойства стали и изделий из нее.

Применительно к ванадию эти вопросы представляют дополнительную трудность, поскольку в настоящее время еще недостаточно разработаны вопросы улучшения качества и удлинения срока службы изделий, выполненных из сталей, легированных ванадием.

Сложность составления подобных уточненных балансов легирующих элементов явилась следствием того, что потребность в каждом из легирующих элементов, в том числе и в феррованадии, обычно определяется статистическим методом, путем установления расхода его на 1 т выплавляемой стали.

В 1940 г. потребление феррованадия составило 600 т, или 33 г на 1 т выплавленной стали; в 1948 г. потребление его, по сравнению с довоенным уровнем, увеличилось в 2,6 раза и составило 1560 т, или 79 г на 1 т стали. Потребление феррованадия в 1950 г. составило 1173 т, или 47 г на 1 т стали, т. е. находится на гораздо более высоком уровне, чем в США в последние годы.

По перспективным расчетам Гипростали, потребность в 40%-ном феррованадии на 1960 г. определена в 7000 т, в том числе для внутреннего потребления 6000 т. В черной металлургии намечается использовать 4800 т, или 80 г на 1 т стали (вдвое более чем в США в 1951 г).

В работе, выполненной в 1952 г. Ленинградским филиалом Гипромеза «Эффективность извлечения ванадия из ванадийсодержащих руд СССР», сделана попытка определения перспективной потребности основного потребителя этого сплава — черной металлургии — расчетным путем, т. е. путем определения количества феррованадия, необходимого для легирования основных марок сталей, исходя из возможного объема производства этих марок сталей и установленного существующими ОСТ, ГОСТ и ТУ среднего содержания в них ванадия. При этом учтена и возможность расширения области применения ванадия в металлургии. Потребность других отраслей народного хозяйства учтена в размере 15% от потребности металлургии, что примерно отвечает существующему в настоящее время соотношению в потреблении этого сплава.

Суммарная потребность в феррованадии на 1960 г., с учетом прочих отраслей народного хозяйства и потребности в нем для экспорта, определилась по этой работе в 7500—8000 т в год, в том числе для нужд черной металлургии 4800 т.

ВОЗМОЖНЫЕ ИСТОЧНИКИ ПОЛУЧЕНИЯ ВАНАДИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОВАНАДИЯ В СССР

Источники получения ванадия

Несмотря на сравнительно широкое распространение в природе, ванадий является рассеянным элементом, и рудные скопления его встречаются сравнительно редко.

Ограниченность ресурсов ванадиевых руд и полное отсутствие их в ряде стран с развитой металлургией побудили металлургическую про-

мышленность еще в XIX в. заняться вопросами извлечения ванадия из железных титаномагнетитовых или фосфористых руд. Значительные успехи в этом направлении были достигнуты в Германии.

В СССР до Великой Отечественной войны не были известны сколько-нибудь значительные месторождения ванадиевых руд, и основным сырьем для получения ванадия могли являться ванадийсодержащие железные руды, в частности уральские титаномагнетиты и фосфористые руды Керченского полуострова.

В течение последних лет геолого-разведочными работами выявлены обширные запасы ванадиевых руд в Казахстане (Джабаглийское и Каратаусское месторождения). Весьма значительны в СССР запасы комплексных железованадиевых руд, разведанных и изученных с различной степенью детальности. На Урале в настоящее время известны свыше 25 месторождений ванадийсодержащих титаномагнетитов, из которых наиболее крупные: Кусинское, Копанское, Чернореченское и Маткальское на Южном Урале, Первоуральское, Волковское, Качканарское, Висимское (Билимбаевское) на Среднем и Северном Урале.

Содержание пятиокиси ванадия в уральских титаномагнетитовых рудах находится в пределах 0,15—0,55%.

Титаномагнетитовые руды имеются также в Карело-Финской ССР (Пудожгорское, Койкорское и другие месторождения).

В пудожгорских титаномагнетитах содержание пятиокиси ванадия составляет около 0,4% в рядовой руде и 0,8—0,83% в агломерате.

К числу железных руд, содержащих ванадий в незначительных количествах, относятся Керченское, Аятское и некоторые другие железорудные месторождения Советского Союза. Содержание ванадия в этих рудах составляет 0,07—0,08%.

Помимо железованадиевых руд и титаномагнетитов, ванадий содержится в апатитонефелинах Хибинских месторождений, где он связан с эгирином и титаномагнетитом. При обогащении апатитов в хвостах концентрируется эгирин и титаномагнетит, которые содержат до 0,5% пятиокиси ванадия. Однако технология извлечения ванадия из эгирина и титаномагнетита этих месторождений не разработана, в силу чего промышленного значения указанные источники получения ванадия пока не имеют.

Ванадий встречается также в золе некоторых углей, преимущественно битуминозных. Среднее содержание пятиокиси ванадия в золе составляет около 15% при зольности 4,5%. В битуминозных породах: в золе ухтинского асфальтита ванадий концентрируется в количестве до 30,0% при зольности 0,14%, а в золе сызранского асфальтита до 22,3% при содержании золы 0,42%. Ванадий содержится в золе многих, особенно тяжелых, сортов нефтей. Так, в золе ухтинской нефти, характеризующейся высокой степенью вязкости, содержание ванадия составляет 9,6%, а в золе стерлитамакской нефти достигает 29% при содержании золы 0,012%.

Несмотря на столь высокую концентрацию ванадия в золе тяжелых нефтей, технологический процесс его извлечения из них пока не разработан.

Ванадий встречается также в бокситах, глинах, сланцах. Высокое содержание ванадия имеет место в морских органических скоплениях, например, в золе иодоносных водорослей; этот источник извлечения ванадия в настоящее время промышленного значения не имеет, хотя сам процесс и не представляет особых технических трудностей.

Наиболее реальными источниками получения ванадия в ближайшей перспективе являются ванадийсодержащие титаномагнетитовые и желез-

ные руды и среди них, кроме уже используемых кусинских и первоуральских руд,— качканарские на Урале, пудожгорские в Карело-Финской ССР и железные руды Керченского полуострова, а в более далекой перспективе также и аятские железные руды.

Производство феррованадия в СССР

Довоенное производство феррованадия составляло 600—700 т в год и было организовано на двух заводах — им. Войкова и Чусовском.

Впервые в СССР ванадий начали извлекать в 1931 г. на заводе им. Войкова. Извлечение ванадия на этом заводе производилось ковшевым методом, разработанным Ленинградским институтом металлов, основанным на взаимодействии жидкого чугуна с твердым окислителем — рудой, происходящем в чугуновозном ковше. Этот метод извлечения ванадия являлся весьма несовершенным и малопроизводительным.

Недостатки ковшевого метода деванадации чугуна вызвали необходимость строительства на заводе им. Войкова бессемеровской установки; строительство ее было закончено весной 1941 г., но в связи с начавшейся войной она не была введена в эксплуатацию. Ввиду военных действий производство феррованадия на заводе им. Войкова было прекращено, а построенная бессемеровская установка эвакуирована на восток.

В настоящее время в Советском Союзе производство феррованадия организовано только на одном Чусовском ферросплавном заводе, который выделился из состава Чусовского металлургического завода.

В 1935 г. на Чусовском металлургическом заводе был построен опытный ванадиевый цех, рассчитанный на небольшую пропускную способность; технологический процесс и оборудование цеха были несовершенны. Коэффициент извлечения ванадия был очень низок при значительных потерях в производстве. Вследствие всего этого себестоимость получавшегося феррованадия была относительно высока.

В 1939 г. Гипросталь разработала проект реконструкции Чусовского металлургического завода, включавший строительство бессемеровской установки, нового мартеновского цеха и нового ванадиевого цеха. Этот проект, за исключением строительства нового ванадиевого цеха, был осуществлен в годы Отечественной войны 1941—1945 гг.

В текущем году по проекту реконструкции Чусовского ферросплавного завода, разработанному Гипросталью, должно быть закончено строительство новых химического и ванадиевого цехов с объемом производства 2500—2600 т феррованадия в год.

В настоящее время действующие химический и ферросплавный цехи завода улучшили технологию производства и выпускают около 2500 т феррованадия в год.

По остальным заводам, где возможно организовать производство феррованадия, имеются только проекты, к осуществлению которых еще не приступили.

Довоенный проект реконструкции завода им. Войкова предусматривал производство феррованадия до 600 т в год; по послевоенным проектам восстановления завода объем производства увеличивался до 2650 т в год (технический проект 1951 г.).

На заводе «Азовсталь» вначале проектировалось организовать производство феррованадия (около 960 т в год) в составе первой очереди завода. В настоящее время от этого мероприятия отказались, во-первых, вследствие нежелательности продувки в конвертере чугуна, идущего на выплавку рельсовой стали, и, во-вторых, вследствие затруднительности

размещения бессемеровского отделения между доменным и мартеновским цехами. При проектировании второй очереди завода «Азовсталь» предусмотрена возможность извлечения ванадия в количестве до 1500 т в год.

Проектирование Пудожгорского завода было начато в 1940 г.

В результате исследований, проведенных Институтом металлургии АН СССР и ЦНИИЧМ [1], стала очевидной целесообразность использования руд типа пудожгорских (и самих пудожгорских) методом электродоменной плавки, дающим возможность комплексного использования полезных компонентов руды (железа, ванадия и титана). Правда, пока все еще существуют не вполне решенные вопросы (например, схема подготовки руды, методы дальнейшей обработки титанистых шлаков, вопросы дальнейшего использования полупродукта). Однако возможность их положительного решения не вызывает сомнений, и, следовательно, вопрос вовлечения в эксплуатацию этого железорудного месторождения с организацией на базе его производства феррованадия и двуокиси титана становится вполне реальным.

В настоящее время ведутся подготовительные работы к проектированию комбината для получения титана, ванадия и стали (или полупродукта).

Вопрос об извлечении ванадия из качканарских руд проектной разработке не подвергался.

Наличие в руде относительно высокого содержания ванадия, огромные запасы месторождения, значительная потребность в этих рудах черной металлургии Среднего Урала, в частности Ново-Тагильского металлургического завода, и отсутствие сложных или неясных вопросов переработки руд и извлечения из них ванадия делают Качканарское месторождение одной из наиболее перспективных сырьевых баз для получения весьма значительного количества феррованадия.

Извлечение ванадия из качканарского чугуна в шлак связано с небольшими капитальными и эксплуатационными затратами, а получаемый при этом ванадиевый шлак, несомненно, будет более высокого качества, чем керченский.

Развитие машиностроения, с одной стороны, наличие значительных сырьевых ресурсов для производства ванадия, при одновременной сравнительной ограниченности таковых по производству отечественного вольфрама и молибдена, с другой, являются серьезными факторами, стимулирующими дальнейшее увеличение производства и внедрение ванадия в производство легированных сталей.

Как уже отмечалось выше, более широкое применение ванадия как легирующего элемента возможно при условии значительного снижения стоимости его производства.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПОЛУЧЕНИЯ ВАНАДИЕВЫХ ШЛАКОВ НА ЧУСОВСКОМ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ЗАВОДЕ

Переработка ванадийсодержащих руд в доменных печах и извлечение из чугунов ванадия на протяжении многих лет подвергались исследованиям в ряде научно-исследовательских институтов и на заводах им. Войкова и Чусовском. Весьма существенные улучшения в процессе деванадации чугуна на Чусовском заводе внесли опыты, проведенные Инсти-

[1] Комплексное использование пудожгорских титаномагнетитов на основе их электроплавки. Изд. АН СССР, 1951.

тутом металлургии им. Байкова АН СССР, ЦНИИЧМ в 1950 г. на Кузнецком металлургическом комбинате им. Сталина и Институтом металлургии им. Байкова АН СССР совместно с Уральским институтом черных металлов на Чусовском заводе.

Получение ванадиевых шлаков на Чусовском заводе было организовано двумя способами — в мартеновских печах и бессемеровских конвертерах. В 1951 г. от получения ванадиевых шлаков в мартеновских печах отказались.

Для получения ванадиевых шлаков мартеновским способом использовались четыре основные мартеновские печи площадью пода по 27 м². Мартеновские печи работали на следующем составе шихты: 70—75% жидкого ванадистого чугуна, 20—30% стального лома и 8—10% железной руды. Известь в завалку не давалась.

Окисление ванадия, кремния и марганца в мартеновских печах происходило энергично уже в первый период плавки. После расплавления шихты содержание ванадия в металле снижалось до 0,04—0,05%. Образовывавшийся ванадиевый шлак (в количестве 7%) удалялся из печи деревянными скребками в шлаковые коробки. После скачивания шлака в печь задавалась известь, и процесс выплавки стали продолжался обычным порядком.

В табл. 118 приводим химический состав мартеновских шлаков.

Таблица 118

Химический состав мартеновских шлаков при деванадации чугуна на Чусовском металлургическом заводе
(в %)

SiO_2	Al_2O_3	FeO	MnO	CaO	MgO	TiO_2	V_2O_5	Cr_2O_3	P_2O_5
17—22	4—6	33	8	3—4	5—8	5	5,5—8,5	9—10	0,40

Металлических включений в шлаке было 12—13%. Извлечение ванадия из чугуна в шлак при этом способе составляло ~ 80%.

Условия перехода ванадия в шлак значительно более благоприятны в конвертере. Как указано выше, на Чусовском металлургическом заводе, начиная с 1951 г., весь ванадиевый шлак получается бессемеровским способом.

Способ получения ванадиевых бессемеровских шлаков состоит в следующем.

Чугун из 300-тонного миксера подается в один из двух 12-тонных конвертеров. До продувки и во время нее в конвертер задается железная руда в количестве 3—5% на 1 т стали. Продувка чугуна производится в течение 4—6 мин.

В результате продувки при исходном содержании в чугуне 0,3—0,4% кремния, 0,5—0,6% марганца, 0,65—0,70% хрома, 0,55—0,65% ванадия и 4,3—4,8% углерода в продутом металле содержится 0,05—0,08% кремния, от следов до 0,06% марганца, от 0,10 до 0,30% хрома, 0,04—0,05% ванадия и 3—4% углерода. Оптимальной температурой чугуна является 1220—1240°.

По окончании деванадации шлак задерживается в конвертере, а высокоуглеродистый полупродукт сливается в ковш. После этого шлак из конвертера выдается в шлаковую коробку.

Передел полупродукта в сталь осуществляется в мартеновских печах без каких-либо затруднений. Сортамент выплавляемых марок стали не встречает ограничений.

В мартеновских печах происходит дальнейшее окисление остаточного ванадия полупродукта, в результате чего мартеновские шлаки также содержат небольшое количество пятиокиси ванадия. Эти шлаки, так же как и отходы дальнейшего передела бессемеровских шлаков, направляются в доменную печь и служат источником повышения (около 10%) содержания ванадия в чугуне.

Наряду с этим на заводе испытывались и другие способы, в частности, способ прямой продувки с получением конечных бессемеровских ванадиевых шлаков и стали (автоматной). В этом случае содержание кремния в чугуне составляет 1,2—1,5%, что увеличивает количество конечного шлака; содержание в последнем пятиокиси ванадия становится некондиционным (меньше 8%). Степень окисления ванадия к концу продувки плавки, вследствие высокой температуры процесса, не всегда достаточно высока, потери его с металлом в 3—4 раза выше, чем при переделе чугуна на высокоуглеродистый полупродукт рудным процессом. Автоматная сталь содержит много хрома (0,25—0,30%) и ванадия (0,12—0,15%), что затрудняет ее обработку на автоматных станках.

Способы передела ванадистых чугунов путем присадки чушкового чугуна, стального лома, песка и других добавок также не дали положительных результатов ввиду получающегося в полупродукте высокого содержания остаточного ванадия (0,09—0,10%).

Наилучшие результаты деванадации чугунов были достигнуты при рудном процессе передела ванадистых чугунов. Последний способ испытывался с дачей руды как до продувки чугуна, так и во время нее.

Первая разновидность рудного процесса продувки ванадистых чугунов была исследована при различной присадке железной руды перед заливкой чугуна. Расход руды колебался от 3 до 8,5%. При постепенном увеличении присадки железной руды в конвертер перед заливкой ванадистого чугуна была установлена возможность получения требуемой степени окисления ванадия в металлической ванне. Оптимальное количество руды, необходимой для получения нужной степени окисления ванадия, оказалось равным 8—8,5%. Однако и этот процесс оказался неприемлемым вследствие напряженного теплового баланса, что вызывало систематическое намораживание металла на фурмах и большие потери его в виде настылей в ковшах.

При уменьшении завалки руды содержание ванадия в полупродукте до продувки чугуна до содержания в нем 3—4% углерода не снижалось ниже 0,09%, в шлаке же было 12—14% пятиокиси ванадия. Вышеуказанные обстоятельства побудили перейти к процессу с добавкой железной руды до продувки и в процессе ее.

Оптимальные условия деванадации чугунов, по мнению Уральского научно-исследовательского института металлов, получались в случаях:

а) применения ванадистого чугуна определенного химического состава;

б) обеспечения температуры при заливке в конвертер в пределах 1240—1280°;

в) завалки в конвертер железной руды до и после заливки ванадистого чугуна в количестве 4—7% (большей частью до заливки чугуна).

Этот метод деванадации и получил применение на Чусовском металлургическом заводе.

Здесь следует отметить, что такой технологический процесс продувки ванадистых чугунов в бессемеровских конвертерах при захолодании металла не исключает необходимости в отдельные плавки добавлять ферросилиций.

Нижеприводимые данные за 1946—1952 гг. характеризуют динамику извлечения ванадия (в %) из чугуна при переделе его в бессемеровских конвертерах:

1946	1947	1948	1949	1951	1952
77,7	71,0	79,8	81,6	84,0	85,2

По литературным данным, извлечение ванадия из чугуна в шлак при продувке в бессемеровских конвертерах составляет 85—95%.

Применявшийся до Отечественной войны на заводе им. Войкова ковшевой метод извлечения ванадия из чугуна в шлак имел крупные недостатки, а минералогический и химический состав получаемых шлаков обусловливали применение щелочного метода дальнейшей их переработки. Осаждение ванадия в виде ванадата кальция характеризовалось низким содержанием ванадия в получаемом продукте. Пылевидность последнего приводила к большому выносу из электропечи и вредности производства. Сквозное извлечение ванадия из чугуна в конечный продукт — феррованадий — было очень низким (21,5%).

Томасовский способ передела ванадистых чугунов получил наибольшее распространение в Германии. В немецких доменных печах выплавляется ванадистый чугун с 0,10% ванадия и выше и высокованадистый чугун с 1,0—1,4% ванадия. Высокованадистый чугун выплавляется на базе использования томасовских шлаков, содержащих 2,0—2,2% V_2O_5 и крышевой пыли. Передел высокованадистых чугунов производится в томасовских конвертерах с присадкой и без присадки окалины. При переработке ванадистых чугунов ванадий окисляется до 0,04%, а высокованадистый чугун до 0,13%.

Чугун с содержанием ванадия 0,10% и выше используется для выплавки обычных углеродистых марок стали, а чугун с содержанием ванадия 1,0—1,4% — для выплавки ванадиевых марок стали.

Ванадистые чугуны продуваются в томасовских конвертерах для получения томасовских шлаков. Шлаки с содержанием 2,0—2,2% пятиокиси ванадия используются в шихте доменных печей для выплавки высокованадистых чугунов или идут в химическую переработку. При продувке высокованадистого чугуна в томасовских конвертерах шлаки используются в специальных цехах для их химической переработки.

Несмотря на большое количество научно-исследовательских работ по извлечению ванадия из фосфористых керченских руд, до последнего времени отсутствовали достаточно полные и исчерпывающие технико-экономические показатели для оценки различных методов извлечения ванадия, и не была отработана приемлемая рабочая технология, позволяющая организовать из этих руд промышленное производство ванадиевых шлаков.

Исходными материалами проектирования бессемеровского цеха для получения ванадиевых шлаков на заводе «Азовсталь» служили данные о работе Чусовского металлургического завода, получившего положительные результаты в деле извлечения ванадия из титаномагнетитовых руд.

Ванадиевые шлаки из качканарского чугуна можно получать различными методами.

Метод прямой продувки чугуна в конвертере имеет то преимущество, что сталь выплавляется наиболее дешевым и высокопроизводительным способом, при котором задалживается только конвертерный цех. Однако наряду с этим несомненным преимуществом бессемеровская сталь содержит повышенное количество фосфора, что является весьма существенным недостатком.

В отношении содержания пятиокиси ванадия в шлаках метод прямой продувки не может удовлетворить установленным кондициям. В результате большого числа продувок на Чусовском металлургическом заводе установлено, что содержание пятиокиси ванадия в шлаках составляет 5—6% при низшем кондиционном пределе 8% и при фактически получаемом содержании пятиокиси в бессемеровских шлаках в результате продувки чугунов на высокоуглеродистый полупродукт — 13—15%. Вместе с тем содержание ванадия в металле после его раскисления (так же как и хрома) значительно возрастает. В большом числе плавок, продутых без отделения первичного шлака, при содержании ванадия в чугуне около 0,50% и металле 0,09% до раскисления, количество ванадия после раскисления повышалось до 0,15%, что почти в четыре раза больше содержания его в высокоуглеродистом бессемеровском полупродукте (0,04%).

При скачивании шлака из конвертера до раскисления металла возможно несколько снизить содержание ванадия в последнем (до 0,09%) и соответственно увеличить количество пятиокиси ванадия в шлаках. Однако эта операция весьма тяжела для обслуживающего персонала и связана к тому же с большими потерями шлака из-за невозможности полного его скачивания.

К сказанному о методе прямой продувки следует добавить, что все приведенные цифры о содержании ванадия в металле и пятиокиси ванадия в шлаках при продувке качканарского чугуна должны быть несколько снижены ввиду меньшего содержания в них ванадия против чугуна Чусовского завода.

При дуплекс-процессе бессемер-бессемер, вне зависимости от его разновидности (в частности, от того заливается ли металл после отделения ванадиевых шлаков в тот же конвертер или в другой) отпадает один из самых существенных недостатков прямого бессемеровского процесса— низкая концентрация ванадия в шлаке при высоком остаточном его содержании в металле.

При дуплекс-процессе бессемер-бессемер чугун может содержать более низкое количество кремния (0,2—0,4% вместо 1,2—1,5% при прямой продувке) и марганца (0,5%), вследствие чего шлаки могут быть получены с более высоким содержанием пятиокиси ванадия (13—15% в условиях Чусовского завода). Однако при дальнейшей продувке для нормального ведения процесса необходима добавка ферросилиция с тем, чтобы содержание кремния в ванне составляло 1,2%. Стоимость этой добавки, составляющая в пересчете на 45%-ный ферросилиций 20—25 рублей на 1 т стали, существенно снижает (если не ликвидирует полностью) ту разницу в себестоимости стали, которая могла бы быть без присадки ферросилиция между дуплекс-процессами бессемер-бессемер и бессемер-мартен.

Недостатки дуплекс-процесса бессемер-бессемер заключаются в повышенном содержании фосфора в получаемой стали, что приведет к ограниченности сортамента проката, изготовляемого из этой стали.

При современной изученности методов деванадации чугунов и выплавки из них стали оптимальным является дуплекс-процесс бессемер-мартен, который прочно вошел в производственную практику Чусовского металлургического завода. Этот метод дает наиболее устойчивые и благоприятные результаты как в отношении остаточного содержания ванадия в стали (0,04—0,05%), так и в отношении количества пятиокиси ванадия в шлаке (13—15% и выше).

Дуплекс-процесс бессемер-мартен для деванадации чугуна и выплавки стали за последнее время в части собственно деванадации в конвертерах значительно усовершенствован в результате исследований и опытов Института металлургии АН СССР, ЦНИИЧМ и Уральского института черных металлов (магнезитовая набойка, уменьшение кратности шлака, оптимальные температурный режим, состав ванадистого чугуна и др.).

Поэтому в настоящей работе все последующие расчеты сделаны при условии применения этого метода для деванадации качканарского чугуна.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОВАНАДИЯ ИЗ ВАНАДИЕВЫХ ШЛАКОВ НА ЧУСОВСКОМ ФЕРРОСПЛАВНОМ ЗАВОДЕ[1]

Сырье

Производство феррованадия на Чусовском ферросплавном заводе основано на химико-металлургической переработке ванадиевых шлаков, получаемых с Чусовского металлургического завода. До 1951 г. завод получал как мартеновские, так и бессемеровские ванадиевые шлаки. С 1951 г. из-за экономической нецелесообразности производство мартеновских шлаков прекращено и в настоящее время получают лишь бессемеровские ванадиевые шлаки (табл. 119).

Таблица 119

Химический состав бессемеровских ванадиевых шлаков
(в %)

Сорт шлака	V_2O_5	SiO_2	P	Fe*
Первый . . .	⩾14,0	⩽26,0	⩽0,10	⩽20,0
Второй	⩾13,0	⩽26,0	⩽0,10	⩽18,0

* Допускается увеличение содержания металловключений в шлаках по сравнению с указанными в таблице, при условии, если отношение процента металловключений к проценту V_2O_5 не превышает 1,55.

Фактически завод работает на шлаках, состав которых приведен в табл. 120.

Шлаки поставляются кусками не более 200 мм. В них не допускается наличие мусора, огнеупорных материалов и изделий, извести, железных скардовин и углеродистых веществ, снижающих извлечение ванадия из шлака, а скардовник ведет к поломке щековых дробилок.

[1] По материалам доклада на конференции по уральским титаномагнетитам, проведенной в апреле 1952 г. в г. Свердловске.

Таблица 120

Химический состав ванадиевых шлаков, используемых для выплавки феррованадия на Чусовском ферросплавном заводе
(в %)

SiO_2	Al_2O_3	$Fe_{общ.}$	CaO	MgO	TiO_2	V_2O_5	Cr_2O_3
19--28	3,5—5,0	14—25	0,8—1,5	0,6—1,2	6—9	10—17	9,5—12,5

Производство технической пятиокиси ванадия связано с применением сильвинита, соды, селитры и серной кислоты.

В качестве топлива для обжиговых печей и печи для плавки пятиокиси ванадия применяется краснокамский мазут марок 10 и 20. В отношении мазута требования завода сводятся к чистоте и низкой вязкости, так как его сжигание дает стабильный факел пламени, обеспечивающий поддержание необходимой температуры и возможность ее изменения в печи в пределах 700—1000°, не опасаясь попадания несгоревших частиц мазута на обожженную шихту, что связано с ухудшением перехода ванадия в растворимые формы.

Электрометаллургическое производство феррованадия связано с применением в качестве основного сырья технической пятиокиси ванадия, регламентируемой заводскими техническими условиями ТУС 28-I-51, которыми предусматривается для выплавки феррованадия марки Вд1 не менее 83% V_2O_5, а P_2O_5 в пересчете на фосфор не более 0,08%, для марки Вд2—80% V_2O_5 и 0,19% Р, для марки Вд3—75% V_2O_5 и 0,23% Р.

В качестве восстановителей применяется 75%-ный ферросилиций и гранулированный вторичный алюминий.

Для офлюсования образующихся в процессе кислотных окислов применяется хорошо обожженная известь, в которой сумма щелочно-земельных окислов CaO+MgO должна быть не менее 90%, а фактически поддерживается на уровне 92—94% при содержании P_2O_5 в пределах 0,02—0,03%.

Кроме того, применяются железная обрезь кремнистых марок рессорно-пружинной стали, извлеченные из ванадиевого шлака магнитным сепаратором металловключения, содержащие до 2% углерода, 0,08% фосфора и 10—15% ванадиевого шлака.

Описание существующей схемы технологической переработки ванадиевых шлаков на техническую пятиокись ванадия и феррованадия

Извлечение ванадия из ванадиевых шлаков основано на тонком их измельчении совместно с присадками сильвинита в дробильно-помольных механизмах, обжиге помола шихты в токе содержащих кислород газов, нагретых до температуры 850—900°, выщелачивании с помощью воды и раствора серной кислоты, образовавшихся при обжиге шихты водо- и кислоторастворимых соединений ванадия, отделения растворов от нерастворимых соединений обожженной шихты на вакуум-фильтрах и выделении из растворов, полученных при выщелачивании, соединений ванадия путем гидролиза последних в процессе кипячения упомянутых растворов в слабо кислой среде (3—4 г/л H_2SO_4) с последующим отделением осадка на нутч-фильтрах и оплавлением его в печи. Полученный сплав представляет

из себя техническую пятиокись ванадия, подвергаемую в электропечи восстановлению с помощью кремния и алюминия и сплавлению ванадия с железом шихты. Образующиеся при реакциях восстановления кремнекислота и глинозем ошлаковываются известью. При раздельном выпуске получают шлак и феррованадий.

Для более полного представления об условиях осуществления переработки ванадиевых шлаков на техническую пятиокись ванадия, а пятиокиси на феррованадий ниже приводится более подробная характеристика оборудования, режим его работы, изменения в качестве шихты и растворов, а также технико-экономические показатели работы химического и электрометаллургического цехов завода.

Дробление и помол ванадиевых шлаков

Извлечение ванадия из шлаков основано на ряде физико-химических реакций, протекающих между частицами твердых веществ, с одной стороны, и газообразными и жидкими веществами, с другой. Подобные химические реакции наиболее полно и с большей скоростью протекают при максимальной поверхности реагирующих твердых веществ, поэтому в цепи технологических операций предусматривается дробление и измельчение ванадиевых шлаков до такой степени помола, в котором фракции — 100 меш, как установлено многолетней практикой завода, должно быть более 70%. Оптимальная степень измельчения ванадия для конкретных производственных условий завода не установлена, так как зависит от многих факторов, одновременно влияющих на переход ванадия в растворимую форму.

Лабораторные же данные указывают, что переход ванадия в растворимую форму возрастает с увеличением степени измельчения вплоть до получения помола шлака, проходящего сито 200 меш.

Результаты заводских исследований по переходу ванадия в растворимую форму в зависимости от степени измельчения шлака (табл. 121) указывают на существенную зависимость увеличения растворимых соединений ванадия от степени измельчения шлака (например, при обжиге в течение 210 мин.).

Таблица 121

Зависимость перехода ванадия в растворимую форму от степени измельчения шлака
(в %)

Показатели	Фракции необожженной шихты на сите (в меш)								
	−140	+140	+140 −70	+70*	−70	+70 −40	+40	Рядовая	+70**
V_2O_5 общая	11,06	10,02	10,86	9,44	11,24	9,04	4,42	10,16	5,88
растворимая	92,5	82,0	74,1	67,2	90,7	76,7	45,3	77,2	51,7
водорастворимая . .	83,6	62,0	62,0	37,0	85,6	44,4	17,2	61,1	44,3
Количество фракций в помоле	48	52	20,8	31,2	—	—	—	—	—

* Сильвинита 7,6%.
** Сильвинита 11,5%.

Эти данные хорошо согласуются с ранее проводившимися в лабораторных условиях исследованиями Гиредмета под руководством проф. Соболева. Аналогичные данные получены и при многолетних исследованиях

ЦНИИЧЕРМЕТ, проводившихся в период 1945—1951 гг. Эти данные показывают, что на переход ванадия в растворимую форму влияет содержание в помоле V_2O_5, а в водорастворимую форму — содержание железа.

Практически технология измельчения ванадиевых шлаков сводится к следующему.

Погруженный на Чусовском металлургическом заводе на вагоны-платформы ванадиевый шлак разгружается на ферросплавном заводе ручным способом в шлаковые закрома склада химического цеха, из которых мелкий шлак (менее 80 мм) грузится в вагонетки для подачи его в помол, минуя щековые дробилки, а крупный в вагонетках подается к последовательно установленным щековым дробилкам, в которых куски шлака от 80 до 250 мм измельчаются до 50—70 мм (в большой дробилке до 80—120 мм, а в малой — до 40—60 мм). Первая стадия измельчения шлака производится в щековой дробилке, имеющей загрузочное отверстие 900×1200 мм, а разгрузочное 150 мм. Дробилка приводится в движение от мотора типа УТ мощностью 20,5 квт. Промежуточным ленточным транспортером шлак передается от большой щековой дробилки к малой.

Вторая стадия измельчения проводится в щековой дробилке с загрузочным отверстием 600×400 мм и шириной разгрузочного отверстия 50 мм. Дробилка приводится в движение от мотора мощностью 27 квт.

Внутрицеховые погрузочно-разгрузочные и наземные транспортные работы производятся ручным способом. В процессе ручной подачи шлака в дробильные агрегаты производится отборка из него скардовника, так как последний зачастую заклинивается в зеве дробилки и приводит к поломке ее деталей.

Измельченный до 40—60 мм шлак из-под зева малой дробилки поступает по наклонному транспортеру в вагонетку, находящуюся на весах. После наполнения вагонетка подается к одной из двух линий последовательно расположенных технологических аппаратов.

До 60% ванадиевого шлака поступает, минуя щековые дробилки, на измельчение в шаровую и трубчатую мельницы.

Перед подачей шлака в шаровую мельницу он шихтуется с 7—11% сильвинита и в смеси с ним подается равномерными количествами в элеваторные ковши, подымается ими до уровня, обеспечивающего самопроизвольное движение шихты по наклонному желобу (течка в ловитель шаровой мельницы). Для тонкого измельчения шлака установлено две пары последовательно расположенных помольных механизмов. Так как от одной пары механизмов питаются две обжиговые печи, а от другой — одна, то количество измельченных шлаков по одной линии помольных механизмов в два раза превышает другую, составляя по более производительному потоку 1800—2000 кг/час.

Шаровая мельница имеет: внутренний диаметр — 1800 мм; внутреннюю длину — 1230 мм; мощность мотора — 29 квт; шаровую загрузку — 2,5 т.

Для измельчения шлака применяются стальные шары диаметром от 80 до 100 мм. Наибольшую износоустойчивость показали шары, изготовленные из легированной стали, содержавшей до 1,0% C, 2,3% Cr, 1,7% Ni и 1,2% Mn, расход которых был примерно в четыре раза меньше расхода кованых шаров, выпускаемых заводом «Серп и молот».

В процессе измельчения из шаровой мельницы выходит помол шлака, в котором находится до 25% металловключений (в зависимости от содержания в шлаке). Рассев помола на ситах характеризуется табл. 122.

Таблица 122

Рассев помола на отдельные фракции

Показатели (в %)	Сито (в меш)							
	+18	+30	+60	+80	+100	+150	+200	−200
Содержание фракции на сите	8—15	3—4	9—12	7—10	3—4	14—18	5—6	34—40
Содержание V_2O_5 в помоле . . .	9±1,5	9±1,5	9,5±1,0	10,5±1,5	11,0±1,5	12,0±1,5	12,5±1,0	12,5±1,0

Из шаровой мельницы помол поступает на ленточный транспортер, имеющий в качестве ведущего барабана трехсекционный магнитный барабан, с помощью которого немагнитная фракция шлака отделяется от магнитной — металловключений. Отмагничиванию подвергаются наиболее крупные частицы металловключений, которых получается до 55—65% от количества, вносимого исходным шлаком. Магнитное поле в электромагните создается путем пропускания через катушки двух электромагнитов постоянного тока напряжением 150 в и силой тока ~4 а.

Вместе с металловключениями уносится часть шлака, которого в металловключениях содержится до 10—15%. Частично это магнитная часть шлака, а как правило, это его затеки в места углублений металловключений, застывших в виде сильно деформированных частиц металла.

Для предупреждения попадания в шнековый питатель трубчатой мельницы шлака и металла с размерами частиц более 10—12 мм на их пути установлена контрольная решетка с 10—12 мм зазорами, отводящая крупные частицы помола шаровой мельницы из общего потока для повторного их измельчения в шаровой мельнице. Возвращается до 10% шлака, преимущественно с металловключениями.

Количество отдельных фракций, получающееся при измельчении шихты в трубчатой однокамерной мельнице, показано в табл. 123.

Таблица 123

Фракционный состав продукта измельчения шихты в трубчатой однокамерной мельнице

Показатели (в %)	Сито (в меш)							
	+18	+30	+60	+80	+100	+150	+200	−200
Содержание фракции на сите . . .	0,7—2,0	2,0—3,0	8—11,0	8—11,0	4,0—6,0	14—20,0	4,5—7,0	46—54
Содержание V_2O_5 в помоле	3,0±0,5	8,2±0,5	10,5± ±0,5	12,0± ±1,0	13,0± ±1,5	13,0± ±1,5	13,0± ±1,5	13,0±1,5

Трубчатая мельница имеет нижеследующую характеристику: диаметр — 1300 мм; длина — 3000 мм; мощность мотора — 29 квт (тип УТ или АЧ); число оборотов — 20—22 об/мин; шаровая загрузка — 3,5 т.

До 60% загружаются шары диаметром 60 мм и примерно по 20% шары диаметром 90 мм и менее 60 мм. Материалы изнашивающихся деталей и шаров одинаковы с указанными для шаровой мельницы.

Через разгрузочные отверстия в задних бронесекторах шириной 8—10 мм измельченные частицы шлака и частично металловключения поступают в наклонный желоб-течку, соединенный с приемной головкой наклонного ковшевого элеватора, из которого помол поднимается в промежуточный бункер, соединенный с питающими рукавами-течками, по которым необожженная шихта поступает в обжиговые печи.

На пути следования помола установлены заслонки-шибера, с помощью которых регулируется количество шихты, поступающей в обжиговые печи. Однако этот способ регулирования питания печей шихтой себя не оправдывает. Поэтому равномерная подача шлака в дробильно-помольные механизмы преследует цели не только однородности степени измельчения шлака, но и питания обжиговых печей измельченной шихтой. Но и этот способ не надежен, так как равномерная и однородная выдача помола из помольных механизмов зависит и от однородности физических свойств измельченных шлаков и его состава. Этими, как и другими факторами, объясняются случаи колебания качества обжига шихты, о чем более подробно будет указано ниже. Здесь же необходимо отметить в качестве недостатка существующего конструктивного оформления технологии производства пятиокиси ванадия из ванадиевых шлаков то, что отсутствие точной дозировки сильвинита и регулирования питания шихтой обжиговых печей затрудняет работу печей с оптимальными показателями по переводу ванадия шихты в соединения, растворимые в воде и растворе серной кислоты, особенно при высокопроизводительном режиме работы химического цеха.

Часть дробильно-помольных механизмов работает на пониженной производительности; увеличение же последней связано с необходимостью выводить часть шихты из непрерывного потока в запасные емкости, которые отсутствуют. Нет взаимосвязи и между параллельно работающими двумя линиями помольных механизмов.

Обжиг шихты

В обжиговые печи поступает шихта, имеющая химический состав, представленный в табл. 124.

Таблица 124

Химический состав шихты, поступающей на обжиг в печи

(в %)

V_2O_5	SiO_2	CaO	MgO	TiO_2	Cr_2O_3	MnO	Al_2O_3	FeO	$Fe_{дисп}$	NaCl*
10,0 — 14,0	18,0 — 22,0	0,8 — 1,5	0,6 — 1,0	6,0 — 8,5	9,0 — 12,0	3,5 — 6,0	4,0 — 5,5	36,0 — 40,5	6,0 — 10,0	6,0 — 11,0

*) Хлор сильвинита условно пересчитан на NaCl.

Переработка шлака наиболее благоприятного состава с 7—8% сильвинита, позволила в декабре 1951 г. получить необожженную шихту состава, представленного в табл. 125.

Работая на такой шихте, химический цех впервые в истории завода при производстве пятиокиси ванадия довел использование ванадия, находившегося в шлаке, до 79,5%.

Таблица 125

Химический состав необожженной шихты в декабре 1951 г.

(в %)

V_2O_5	SiO_2	CaO	MgO	Cr_2O_3	MnO	Al_2O_3	TiO_2	$Fe_{дисп}$	FeO	NaCl
13,2	21,0	1,0	0,9	9,7	3,8	3,0	7,2	4,6	36,0	7,1

Обжиг помола ванадиевых шлаков с сильвинитом производится во вращающихся трубчатых печах длиной от 15 до 16 м, диаметром от 1600 до 2200 мм, имеющих у разгрузочного конца расширенную часть длиной от 2 до 3 м, диаметром от 2000 до 2280 мм. Печи установлены к разгрузочной части под углом 2°; вращаются от моторов типа УТ, мощностью 6—14,5 квт, делая один оборот за 2—6 мин. Показатели всех печей по переходу ванадия в растворимую форму почти одинаковы, несмотря на их различные размеры и число оборотов.

Корпуса печи сварные или клепаные, изготовлены из котельного железа толщиной 12 мм, внутри защищены листовым асбестом толщиной около 10 мм и одним рядом шамотного кирпича толщиной около 115 мм.

Температура внутри рабочего пространства печей (в расширенной части) поддерживается в пределах 800—900° и зависит от содержания в шлаках соединений, легко образующих при распаде кристаллической решетки шлака с щелочными окислами стеклообразные соединения, в которых растворяются и окислы ванадия, не поддающиеся затем выщелачиванию водой и растворами серной кислоты, содержащими ее в количестве 5—6 весовых процентов. Температура обжига зависит также и от содержания в шлаке окислов металлов низкой валентности и элементарного железа, особенно дисперсных его частиц, сгорающих с большой скоростью в хвостовой (загрузочной) части печи, вызывая за счет тепла, выделяющегося при реакциях окисления, окомкование и остеклование шихты, особенно при присадках значительных количеств солей щелочных металлов. Практикой Чусовского завода установлено, что высокое содержание в шлаке SiO_2, Al_2O_3, MnO, щелочно-земельных окислов, особенно в несвязанном состоянии, снижает извлечение из шихты ванадия, затрудняя ведение стабильного технологического процесса, особенно высокопроизводительного.

Из сказанного видно, что ведение окислительно-хлорирующего обжига ванадиевых шлаков нуждается в проведении исследований, обобщении уже имеющихся данных и создании на их основе научно-технических представлений об этом решающем участке технологической цепи переработки титаномагнетитов, позволяющих в научно-техническом отношении правильно вести процесс и изжить этим самым неполадки в технологии.

В печах, вращающихся со скоростью 0,5 об/мин., шихта подвергается обжигу в течение 2,5—3,5 час., а с 0,17 об/мин. до 5—6 час. Время пребывания шихты в печи зависит от производительности последней. Увеличение производительности с 750—800 до 900—1000 кг/час связано с сокращением этого периода на 12—15% и в основном времени пребывания ее в зоне высоких температур, где и газообразная среда имеет наиболее высокую концентрацию кислорода, способствующего полноте окисления ванадия и сопутствующих его элементов до устойчивых при этих температурах окислов высокой степени.

Проводившиеся исследования показывают, что в хвостовой части печи необходимо поддерживать концентрацию кислорода в газообразной фазе

не ниже 4—6%. Преимущественно печи работают при содержании в газах 8—12% кислорода.

Температура отходящих газов обжиговых печей при нормальном протекании технологии обжига превышает 550—600° и достигает 800°. При производительности печи 1100—1200 кг/час температура в расширенной части поддерживается на 40—50° больше, чем при производительности 800 кг/час.

Из приведенных цифр видно, что температура обжига является зависимой величиной от многих факторов, учесть которые в производственных условиях почти не представляется возможным.

Наличие ранее практики поддержания строго определенной температуры без учета тех или иных указанных факторов вело к очень резким колебаниям перехода ванадия в растворимое состояние, достигавшее 15—20%.

Сильное влияние качества обожженной шихты на производительность отделения выщелачивания привело к необходимости незначительного агломерирования шихты в процессе обжига, что достигается в основном путем регулирования температуры и визуального определения ее наличия. Это привело и к стабильности цифр перехода ванадия в растворимое состояние, достигающее 83—86%, а в отдельных случаях и до 88%. Наблюдение за поведением элементарного железа, растворимых соединений ванадия и распадом сильвинита по длине печи в точках, находящихся от загрузочного конца печи на расстоянии 2500 мм, 6000 мм, 9000 мм и 10800 мм (в центре расширенной части) показало, что основная масса железа шихты окисляется за первые 20—40 мин. пребывания ее в печи и заканчивается в начале расширенной части печи. Здесь имеет место и максимальная температура, превышающая температуру расширенной части на 10—50°. Здесь происходит возрастание перехода ванадия в растворимую форму с 20—25% до 50—60%, в основном в кислоторастворимую. В центре расширенной части печи 72—75% ванадия шихты находится в растворимой форме.

Ход кривых показывает, что в выходящей из обжиговой печи шихте реакции, способствующие переходу ванадия в растворимую форму, не закончились. Это особенно заметно по сильвиниту и растворимому ванадию. Распад первого составляет 65—75%, а переход ванадия в растворимые соединения 82—85%. Лабораторные опыты, а затем исследования работы промышленной печи показывают, что для максимального перехода ванадия в растворимую форму необходимо увеличить время пребывания шихты в печи примерно на 2—2,5 часа, не допуская при этом остеклования шихты. В указанных условиях возможен перевод ванадия в растворимые соединения на 87—92%, в том числе в водорастворимые — на 85—88%.

Выщелачивание и осаждение соединений ванадия из обожженной шихты и растворов

В результате обжига шихты получается обожженный продукт, химический состав которого приводится в табл. 126.

При промышленном выщелачивании ванадия из обожженной шихты получается до 55—60% водных растворов и до 40—45% кислотных.

В водных растворах содержится до 65—70% перешедшего в них ванадия. Суммарное отношение Т : Ж по полученным растворам составляет от 0,18 до 0,25, в том числе по водным 0,35—0,40.

Таблица 126

Химический состав обожженной ванадийсодержащей шихты
(в %)

V_2O_5	SiO_2	Al_2O_3	MnO	Cr_2O_3	CaO	MgO	Fe_2O_3	$K_2O + Na_2O$	Cl	TiO_2	P_2O_5
9,5—13,5	18,0—21,5	3,5—4,5	3,8—5,0	9,5—11,0	0,8—1,5	0,65—1,1	36,5—42	3,5—6,5	0,8—3,0	6,0—9,5	0,10—0,18

Выщелачивание водорастворимых соединений ванадия ведется из горячей шихты, поступающей по желобу-течке в приемную воронку цепного ковшевого элеватора, подающего шихту в бункер, из которого она поступает сразу в мешалку лопастного типа. Лопасти вращаются мотором мощностью 8,5 квт со скоростью 28 об/мин. Температура пульпы колеблется в пределах 60—90°. Для фильтрации водных растворов установлены нутч-фильтры. В качестве фильтрующей ткани применяется тарная ткань с рогожей. На 1 м² поверхности фильтра для водных растворов в течение суток перерабатывается около 3 т шихты, а для кислотных — около 4 т.

Фильтры для водного выщелачивания изготовляются без антикоррозийной футеровки. Для кислотного выщелачивания железный корпус фильтра защищен листовым свинцом толщиной 5—8 мм, а на свинец уложен 115-миллиметровый слой шамотного кирпича на кислотноупорном цементе или такой же толщины бетон, защищаемые обшивкой из досок толщиной 40 мм. В качестве фильтрующей ткани для кислотного выщелачивания применяются рогожи. Кислотное выщелачивание производится нормально, если температура раствора не превышает 35—40° и если шихта хорошо отмыта от водорастворимых соединений. Применение для выщелачивания растворов ниже 40 г/л H_2SO_4 связано с гидролизом солей ванадия, особенно при малой скорости фильтрации, имеющей место при очень тонком помоле шихты, значительном ее слое на фильтре и наличии в шихте активных окислов железа и других металлов, что происходит, преимущественно, при низкотемпературном и высокопроизводительном обжиге шихты. Для кислотного выщелачивания применяется раствор 50—65 г/л H_2SO_4.

В процессе выщелачивания из обожженной шихты растворимых соединений ванадия получаются растворы и отвалы, содержащие различные окислы в соотношениях, показанных в табл. 127.

Таблица 127

Содержание различных окислов в растворах, полученных при водном и кислотном выщелачивании спека ванадиевого шлама с сильвинитом

(в г/л)

Тип раствора	V_2O_5	SiO_2	Al_2O_3	MnO	Cr_2O_3	CaO	MgO	Fe_2O_3	$K_2O + Na_2O$	TiO_2	P_2O_5
Водный 15—25	0,2—0,35	0,05—0,15	0,15—0,35	Следы	0,5—0,8	0,2—0,6	Следы	5—6	0,2	0,03—0,06	4—10
Кислотный 12—23	0,2—0,35	0,1—0,3	2,6—5,0	0,1—0,30	0,4—0,8	2,1—0,4	0,8—3,0	16—22	0,1—0,2	0,05—0,09	15—40

Содержание различных окислов в отвалах после выщелачивания спека ванадиевого шлама и сильвинита видно из данных табл. 128.

Таблица 128

Химический состав отвалов выщелоченного спека ванадиевого шлама и сильвинита
(в %)

V_2O_5	SiO_2	MnO	CaO	MgO	Al_2O_3	Fe_2O_3	Cr_2O_3	TiO_2	K_2O+Na_2O	SO_3
1,3—2,0	20,0—23,0	3,5—5,5	0,8—1,5	0,8—1,2	3,0—6,0	40,0—48,0	10,0—12,5	5,0—9,0	1,0—2,5	1,2—1,8

Водное выщелачивание заканчивается при содержании в отвале около 0,2%, а кислотное при 0,1% растворимой пятиокиси ванадия.

С помощью центробежных кислотоупорных насосов типа НКЗ растворы накачиваются в осадители для выделения из них пятиокиси ванадия.

Выщелачивание требует вакуум-насосов общей часовой производительностью 35 м³/час, а также один компрессор для перемешивания воды с серной кислотой при приготовлении ее раствора. Для этой цели установлены компрессор типа КСЭ-6, производительностью 5—6 м³/мин. сжатого до 7 атм. воздуха и 5 вакуум-насосов типа КВЗ.

С помощью центробежных насосов растворы из подземных емкостей — сборников перекачиваются в осадители, представляющие цилиндрические, открытые сверху сосуды, защищенные от разрушающего действия кислотных растворов футеровкой, аналогичной описанной для кислотных фильтров.

Емкость осадителей 5,0—6,5 м³. Для получения пятиокиси ванадия, пригодной для выплавки только феррованадия марки Вд1, осаждение V_2O_5 из водных и кислотных растворов ведется из смеси их, причем последние накачиваются в том соотношении, в котором они получаются при выщелачивании, т. е. при 60% водных растворов. Данный способ осаждения позволяет получать не только высокопроцентную по содержанию V_2O_5 и низкую по фосфору техническую пятиокись ванадия, но и экономить химикаты: соду, серную кислоту и селитру, расходовавшиеся ранее для создания необходимой кислотности раствора и окисления V_2O_3 до V_2O_5, так как восстановленные ванадиевые соли почти не поддаются гидролизу. Поскольку гидролизу ванадиевых солей способствует не только pH растворов, приближающаяся к 3, но и температура, то для нагрева растворов применяется острый пар с давлением в 3—6 атм.

При нагреве раствора до 95° выпадает в осадок 90—95% соединений ванадия; продолжение кипения в течение часа увеличивает степень гидролиза солей ванадия до 97—98,5%.

Наиболее благоприятно гидролиз происходит при поддержании в растворе 3,0—3,5 г/л свободной H_2SO_4. В этом случае удается осадить из растворов V_2O_5 до 0,25—0,3 г/л. Установочная емкость осадителей 90 м³.

Пар вводится в осадители по свинцовым или ферросилидовым трубам. Такие же трубы применяются для перемещения по ним кислотных растворов в магистрали, соединенной одним концом с вакуум-насосами, а другим — с нутч-фильтрами.

Для фильтрации сгущенной пульпы пятиокиси ванадия, получаемой при 30—60-минутном осветлении растворов после прекращения подачи в осадители пара, применяются нутч-фильтры.

Фильтровальный комплект состоит из двух слоев кислотоупорной байки и находящегося между ними одного слоя фланели. С нутч-фильтров пятиокись ванадия снимается в виде пасты, грузится в коробки, перевозится к деревянным ящикам с ложными, фильтрующими днищами, где она в течение суток подвергается дополнительному обезвоживанию, а затем удаляется из них и подвергается оплавлению в подовой печи, отапливаемой мазутом. Температура в печи поддерживается около 1000—1200°, на что ежечасно расходуется до 200 кг мазута.

Расплавленная пятиокись непрерывно вытекает из печи и попадает в железные коробки или гранстол. После остывания получается пятиокись ванадия в виде слитков развесом 40—50 кг или пластин с максимальным размером до 75 мм и толщиной до 4—5 мм. Производительность печи — до 10 т натуральной V_2O_5.

В результате получается техническая пятиокись ванадия следующего состава, представленного в табл. 129.

Таблица 129

Химический состав технической пятиокиси ванадия, получаемой из смеси водных и кислотных растворов

(в %)

V_2O_5	SiO_2	MgO	CaO	MnO	Al_2O_3	Fe_2O_3	P_2O_5	TiO_2	Cr_2O_3
78—90	2,0—5,5	0,5—1,0	0,8—1,2	0,9—1,8	0,8—1,5	4,0—10,0	0,12—0,25	0,4—1,0	0,7—2,0

Отходящие газы печи имеют температуру, доходящую до 900°. Тепло газов используется для плавки чушкового алюминия с целью приготовления из него гранул, получаемых путем остывания непрерывно вытекающих из печи в воду капель металла.

Выпуск цехом 100%-ной технической пятиокиси ванадия составил в 1951 г.— 1636,2 т и в 1952 г.— 1857,1 т.

Извлечение пятиокиси ванадия из шлака в среднем по цеху было: в 1951 г. — 75,91% и в 1952 г. — 78,55%.

Увеличение извлечения пятиокиси ванадия в 1952 г. против 1951 г. достигнуто в результате увеличения степени измельчения шлаков (это повысило выход водорастворимых соединений ванадия на 5—6% и использование ванадия), а также вследствие более длительного кипячения растворов при кислотности 3,0—3,8 г/л вместо 4,0—4,5 г/л, что сократило потери ванадия со сливными водами.

Себестоимость пятиокиси ванадия по отчету за 1951 и 1952 гг. приведена в табл. 130.

Выплавка феррованадия

Полученная техническая пятиокись ванадия поступает в электрометаллургический цех, где в смеси с ранее указанными материалами: обрезью железа, известью и восстановителями (75%-ный ферросилиций и алюминий) подвергается плавлению и восстановлению, в результате чего получается феррованадий и сливные шлаки. Последние являются отходом производства.

Феррованадий выплавляется с содержанием не менее 35% V и не более 0,05% As.

Таблица 130

Себестоимость 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия

Статья расхода	1951 г.			1952 г.		
	количество (в т)	цена (в руб.)	сумма	количество (в т)	цена (в руб.)	сумма
I. Сырье и основные материалы						
Руда и концентраты* .						
Шлак бессемеровский	8,933 13,632	5993,47 3927,30	53538,66	10,4 15,831	4082,68 2692,00	42589,03
Шлак мартеновский	2,865 2,827	4005,15 4059,36	11477,33	0,088 0,082	2514,19 2711,15	221,75
Фосфористый осадок	—	73698,15	39,10	—	—	—
Итого . .	11,798 16,459	5513,86 3952,37	65055,09	10.488 15,913	4069,55 2690,03	42810,78
Восстановители						
Сильвинит	1,182	66,23	78,32	0,739	44,09	32,57
Сода	0,238	436,40	104,02	0,157	387,28	60,89
Кислота	1,609	269,26	433,35	1,163	226,80	263,79
Итого . .	—	—	615,69	—	—	357,25
Флюсы						
Селитра	0,026	821,22	21,13	0,0012	746,60	9,24
Магнезит каустический	0,008	154,63	1,28	0,003	145,08	0,49
Итого . .	—	—	22,41	—	—	9,73
Всего задано	—	—	65693,19	—	—	43177,76
Отходы производства (минус)	1,168	60,15	70,24	1,044	60,00	62,69
Химотходы	8,604	26,12	224,72	0,177	23,00	40,80
Фосфористый осадок	—	73698,15	39,09	—	—	—
Итого .	—	—	334,05	—	—	103,49
Всего задано за вычетом отходов	—	—	65359,14	—	—	43074,27
II. Расходы по переделу и общезаводские расходы	—	—	7776,22	—	—	6493,56
III. Заводская себестоимость	—	—	73135,36	—	—	49567,83

* Числитель — натура; знаменатель — условный вес.

В зависимости от содержания в сплаве примесей феррованадий подразделяется на следующие три марки:

Вд1 — допускает содержание их до 0,75% C, 2,0% SiO_2, 0,10% P, 0,1% S и 1,0% Al; Вд2 — 0,75% C, 3% SiO_2, 0,2% P, 0,1% S и 1,5% Al; Вд3 — 1,0% C, 3,5% SiO_2, 0,25% P, 0,15% S и 2,0% Al.

Для всех марок используется одно и то же сырье, кроме пятиокиси ванадия. Для выплавки феррованадия марки Вд1 применяется техническая пятиокись ванадия, содержащая не менее 80% V_2O_5 и не более 0,08% P; для марок Вд2 и Вд3 — соответственно 80 и 75% V_2O_5 и 0,19 и 0,23% P.

Основные материалы поступают в электропечь в дробленом до 80 мм состоянии, а железо в виде обрези пружинно-рессорных сталей, длиной полос не более 500—700 мм.

Недопал извести, содержащий CaO+MgO менее 80%, в плавку не допускается. Восстановители поступают в электропечь в виде гранул, не превышающих в поперечнике 50 мм, а в основном 6—15 мм.

Процесс выплавки феррованадия основан на силикоалюмотермическом восстановлении окислов ванадия до элементарного состояния и шлаковании образующихся кремнекислоты и глинозема щелочно-земельными окислами кальция и магния.

Одновременно с восстановлением окислов ванадия восстанавливаются и сопутствующие им окислы железа, хрома, марганца и фосфора.

С целью проведения наиболее полного восстановления окислов ванадия при выплавке феррованадия должны соблюдаться следующие условия.

1. Кремнекислота должна быть связана в моносиликаты кальция и магния, а глинозем до геленита $2CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$.

2. Процесс восстановления необходимо вести в печи с основной футеровкой и при умеренных температурах, так как реакции восстановления являются экзотермическими. Это достигается переключением обмоток трансформатора с 220 до 120 в и снижением токовой нагрузки с 3500—4000 до 1000а, а при доводке шлака по V_2O_5 смесью алюминия и ферросилиция при полном отключении печи.

3. Поддерживается состав шлака с наименее возможной жидкотекучестью, что достигается подбором состава шихты, температуры его, а также путем ускорения и достижения наибольшей полноты реакций восстановления путем ведения процесса в три стадии. Первый этап плавки ведется с расчетом получения к его концу в сплаве не менее 12—14% Si, а во втором 6—8% Si при содержании на обоих этапах до 0,6—0,8% Al. Это достигается дачей в первой стадии плавки до 80% необходимого ферросилиция, во второй — до 20%. Третий этап ведется без дачи восстановителя, так как эта стадия необходима для обескремнивания сплава.

В первый период плавки расходуется до 35—40% алюминия, а во второй — его остаток. Практически установлено, что процесс протекает наиболее успешно, если ферросилиций дается при доводке шлака в смеси с алюминием.

Наиболее благоприятные показатели получаются тогда, когда расплавление ведется при максимальной мощности, шихта составлена с учетом получения сразу нужного состава шлака и металла, не требующего

корректировки по ходу плавки, а если возникнет в таковой необходимость, то это нужно делать сразу же после расплавления шихты.

При поддержании максимально интенсифицированного режима переключение работы печи с более высокого напряжения на низкое производится при невозможности держать дугу в шлаке. Перемешивание ванны перед доводкой шлака металлическими прутьями или насаженными на штырь обрезками бревен малого размера способствует интенсификации процесса. Этому же способствует быстрая загрузка шихты в печь. С этой целью применяется поворотный консольный бункер с управляемым снизу затвором и желобом, подающим шихту через сводовое отверстие в электропечь. В начале кампании после ремонта футеровки выплавляются плавки весом до 1400 кг, а в конце, перед остановом на ремонт, до 1800—2000 кг.

После вымешивания ванны ведется доводка шлака смесью ферросилиция и алюминия. Для этой цели оставляется 50—150 кг ферросилиция и 40—80 кг алюминия. Дача этого восстановителя с 60—150 кг извести позволяет не изменять по ходу плавки состав шлака. Восстановление окислов ванадия в шлаке ведется в пересчете на его пятиокись до 0,35%. К концу первого периода шлак имеет температуру 1650—1700° и содержит 26—28% SiO_2, 49—53% CaO, 9—11% MgO и 6—9% Al_2O_3, а металл — 0,4—0,65% C, 22—30% V и 14—20% Si. Продолжительность периода 1,0—1,2 часа.

Ведение второго периода существенно не отличается от первого, если не считать, что для него остается около 20% восстановителя плавки, а пятиокиси ванадия дается не 30—35%, как это имело место в первом периоде, а 40—45%.

После окончания расплавления шихты второго периода и вымешивания металла отбирается проба, по которой судят о правильности протекания процесса и состава шихты. В нормально протекающем процессе в металле должно быть 33—37% V, не более 3% Si для марки Вд2 и 2,5% Si для Вд1 и не более 0,7% C.

Доводка шлака проводится в течение 10—12 мин. при энергичном перемешивании шлака и металла железным прутом.

Признаком окончания процесса доводки шлака служит наличие на пруте, с помощью которого ведется перемешивание шлака и металла, корки шлака со светлой, слегка голубоватой поверхностью, в изломе — светлосерой, матовой, склонной с рассыпанию.

Состав второго шлака аналогичен первому. В нем содержится примерно на 1—1,5% меньше SiO_2 и больше CaO. В металле находится до 0,7% C, не менее 35% V и не более 8—10% Si. Продолжительность этого периода не более часа.

Рафинировочный процесс ведется с помощью пятиокиси ванадия и извести без дачи восстановителей и предназначен для окисления кислородом пятиокиси ванадия избыточного в металле кремния. Поэтому для рафинировочного периода оставляется 25% пятиокиси ванадия и 18—20% извести, расходуемых на плавку. Расплавление ведется при полной мощности, после оплавления шихты переключают печь на работу 120 в, прогревают 5—8 мин. ванну, отключают печь, штырем с насаженным на его конце куском дерева перемешивают шлак и металл, затем отбирают пробу и посылают ее в лабораторию для анализа металла. Одновременно ведут подготовку к выпуску шлака и металла. После подтверждения данными анализа, что состав металла отвечает кондициям ГОСТ, производят выпуск.

Рафинировочный шлак возвращается в электропечь для довосстановления ванадия в жидком виде в первый период плавки. В шлаке содержится: SiO_2 до 28%, CaO до 47%, MgO до 10%, Al_2O_3 до 7%, V_2O_5 от 7 до 15%.

Фосфор шихты переходит в металл на 75—80% при выплавке феррованадия марки Вд1 и на 80—85% при марке Вд2.

Выплавка феррованадия производится в электропечи сталеплавильного типа ДСН емкостью 1,5 т. Футеровка ванны магнезитовая. Толщина подины 480 мм, задней стенки 600—700 мм, передней 450—580 мм. Стенки выше линии зеркала шлака изготовляются из огнеупора, бывшего в употреблении, толщиной 250—355 мм. Свод набирается из магнезита на торец 230 мм. Футеровка изнашивается за 5—6 суток работы. За одну кампанию, определяемую стойкостью футеровки, выплавляется 75—80 т феррованадия. В качестве теплоизоляции применяется 10-миллиметровый слой асбеста и 65-миллиметровый — шамотного кирпича.

Печь питается электротоком от трансформатора с номинальной установочной мощностью 1000 квт. За счет перегруза (в период расплавления шихты) трансформатора с 2885 до 4000 а снимаемая мощность увеличивается до 1400 квт.

Суммарный коэффициент использования мощности трансформатора в настоящее время составляет 0,936.

Печь работает на графитизированных электродах диаметром 250 мм, расположенных по треугольнику с распадом осей 580 мм. Наименьший распад электродов, помимо предохранения футеровки от преждевременного оплавления, способствует интенсификации процесса. Указанный распад электродов находится на грани конструктивных возможностей печи, а в технологическом отношении вызывается и возможностью утечки тока между электродами по ионизированному слою газа и паров продуктов плавки в месте нахождения дуг, когда температура шлака достигает величины 1700°, снимаемая мощность — 1350 квт, а напряжение — 210—220 в.

Электрический режим автоматизирован по улучшенной схеме ХЭМЗ согласно указаний ЦЛА Уралсибэнергометаллургпром. Этой же организацией установлена целесообразность увеличения нагрузки тока с 3500 до 4000 а, так как это позволяет иметь полезную мощность печи 1220 квт, минимальные тепловые потери 15,4%, а мощность для расплавления 1011 квт.

При работе на токах 4000 а напряжением 210—220 в коэффициент мощности ($\cos\varphi$) равен 0,98, а электрический к. п. д. — 0,90.

При выплавке феррованадия плавками весом 1500—1800 кг суточная производительность печи равна 12—13 т. За 1951 г. суточная производительность составила 10,8 т при среднем весе плавки 1450 кг. Кратность шлака — 2,3.

Статистическая обработка результатов работы завода показывает, что сливные шлаки в среднем за 1951 г. содержали 0,36% ванадия в пересчете на V_2O_5. Увеличение веса выплавляемых плавок с 1100—1200 кг до 1500—1800 кг привело к повышению извлечения ванадия из его пятиокиси с 96,72% до 97,42%. Этому способствовали также улучшение качества извести и интенсификация расплавления шихты вследствие увеличения электротоковой нагрузки.

Возвращение в печь рафинировочного шлака в жидком виде, наряду с влиянием увеличения веса выплавляемых плавок и другими факторами, позволило снизить удельный расход электроэнергии на 229 квт-ч.

Повышение среднего веса выплавляемых плавок с 1010 до 1450 кг, наряду с увеличением нагрузки в период расплавления с 3000—3500 до 3700—4000 а, позволило поднять снимаемую с трансформатора мощность с 682 до 787 квт, а в 1952 г. довести ее до 936 квт.

Извлечение ванадия из шлака и выпуск цехом феррованадия, а также себестоимость последнего за 1951 и 1952 гг. приведены в табл. 131 и 132.

Таблица 131

Извлечение ванадия из шлака и выпуск феррованадия на Чусовском заводе в 1951—1952 гг.

(в т)

Показатели	1951 г.	1952 г.
Марка Вд1 (базовый вес)	1780,2	2479,4
Марка Вд2 „ „	416,1	40,4
Марка Вд3 „ „	15,5	3,9
Всего феррованадия базового . .	2211,8	2523,7
В нем содержится ванадия . . .	884,7	1009,2
Феррованадий (натуральный вес)	2098,2	2284,3
Извлечение ванадия (в %) . . .	97,4	98,0

Увеличение извлечения ванадия в 1952 г. против 1951 г. достигнуто в результате замены железной обрези металлотсевом, что повысило извлечение ванадия, а также уменьшения кратности шлака и содержания в нем ванадия, что снизило потери ванадия в сливаемых шлаках.

В табл. 133 приводится состав шихты и расходы электроэнергии для плавки весом 1,5 т по отдельным периодам ее ведения.

В первый период возвращается от предыдущей плавки в жидком виде рафинировочный шлак, которого на 1 т 40%-ного феррованадия образуется около 600 кг.

Необходимо изучить сущность физико-химических процессов, происходящих в технологических аппаратах при переработке ванадиевых шлаков из пятиокиси ванадия, особенно при обжиге шихты, выщелачивании из нее растворимых соединений ванадия и их гидролизе. Так как в технологическом отношении данный процесс многооперационный, то рассмотрение физико-химических процессов необходимо производить не в отрыве друг от друга, а в их технологической взаимосвязи.

Проводившиеся ранее исследования не учитывали этого обстоятельства, в результате чего не удавалось достичь достаточно хороших технико-экономических показателей при производстве пятиокиси ванадия.

Необходимо также изыскать наиболее эффективный способ увеличения использования ванадия из ванадиевых шлаков в условиях существующих на заводе технологических аппаратов.

Заслуживает внимания и проблема комплексного использования содержащихся в шлаке железа, хрома, титана, марганца.

Проведенные на заводе опыты указывают на наличие путей решения упомянутой проблемы с вполне удовлетворительными техническими и, повидимому, достаточно хорошими экономическими показателями, при использовании для этой цели электротермического восстановления окислов железа с незначительным восстановлением окислов ванадия, хрома, титана и марганца, которые можно использовать в дальнейшем для

Таблица 132

Себестоимость 1 т 40%-ного феррованадия на Чусовском заводе в 1951—1952 гг.

Статья расхода	1951 г.			1952 г.		
	количество (в т)	цена (в руб.)	сумма (в руб.)	количество (в т)	цена (в руб.)	сумма (в руб.)
I. Сырье и основные материалы						
Руда и концентраты						
Пятиокись ванадия 100%-ная	0,7329	73 136,89	53 599,81	0,72 841	49 555,79	36 097,22
Силикованадий (в пересчете на пятиокись) . . .	—	81 171,74	14,06	—	—	—
Итого	0,7329	73 156,07	53 613,87	0,72 841	49 555,79	36 097,22
Металлоотсев	0,037	58,70	2,15	0,140	60,00	8,43
Железная обрезь	0,335	220,16	73,84	0,244	191,31	46,63
Итого	—	—	75,99	—	—	55,06
Восстановители						
Ферросилиций	0,417	1 677,64	699,17	0,423	1 568,01	663,38
Алюминий	0,101	3 378,03	340,19	0,091	3 311,75	302,47
Итого	—	—	1 039,36	—	—	965,85
Флюсы						
Известь	1,353	223,53	302,51	1,387	200,01	277,05
Доломит	—	—	—	0,007	180,02	1,36
Итого . . .	1,353	—	302,51	—	—	278,41
Всего задано .	—	—	55 031,73	—	—	37 396,54
II. Расходы по переделу и общезаводские расходы . . .	—	—	2 029,96	—	—	1 666,32
III. Заводская себестоимость .	—	—	57 061,69	—	—	39 062,86

Таблица 133

Расходные коэффициенты для выплавки феррованадия

(плавка весом 1,5 т)

Наименование материала	Периоды плавки		
	первый	второй	рафинировочный
100%-ная пятиокись ванадия (в кг)	380	450	270
Известь (в кг)	800	860	360
Ферросилиций 75%-ный (гранулированный) (в кг) . . .	550	105	—
Электроэнергия (в квт-ч) . .	1400	650	450

производства сталей, сплавов или получения соответствующих химических соединений. Для этой цели наиболее целесообразно воспользоваться физическим теплом шлаков металлургического завода — бессемеровского и доменного.

Практическое решение указанной проблемы возможно в нескольких вариантах, в которых могут найти себе применение и отходы ферросплавного производства — химические отвалы, шламы очистки сточных вод и шлаки электрометаллургического цеха.

Возможно, что совмещение металлургического способа отделения железа от шлака в сочетании с хлорированием оставшегося шлака позволит полностью использовать не только ванадий, но и все сопутствующие ему ценные элементы и получить их с более низкой стоимостью чем это имеет место в настоящее время. В этом случае возможно использование более 90% ванадия, до 91% хрома и более 70% титана и марганца.

Существующий способ производства пятиокиси ванадия связан со значительной затратой рабочей силы, пара и применением малопроизводительных, недостаточно механизированных и автоматизированных аппаратов с периодически протекающими в них процессами.

По существу процесс может быть непрерывно протекающим на всей линии технологического потока и его можно в значительной степени интенсифицировать, если в конструктивное оформление технологического процесса будут включены такие аппараты, как печи по обжигу в «кипящем» слое или во взвешенном состоянии, применен кислород, непрерывно действующие фильтры и выщелачиватели и т. д.

Требования завода к качеству шлака сводятся в основном к тому, чтобы он содержал максимальное количество ванадиевой шпинели и минимальное количество элементарного железа, соединений фосфора, окислов и соединений, которые по своему минералогическому составу в условиях низкой температуры обжига склонны к образованию стеклообразных фаз и из которых не поддается извлечению растворившийся в них ванадий и продукты распада сильвинита.

Чем более высокую температуру обжига выдерживает шлак с сильвинитом, тем легче наиболее полно извлечь из него ванадий, а это достижимо при минимальном содержании в шлаке кислотных окислов, особенно кремнезема, глинозема и др., а возможно и окислов марганца. К плавню относится и V_2O_5, но если учесть, что в отвалах химического цеха процентное содержание окиси ванадия почти постоянно, то ее отрицательное влияние не должно быть причиной ограничения ее в шлаке. Достаточно указать, что при содержании в ванадийсодержащих шлаках 3,0% V_2O_5 использование V_2O_5 составляет 28—35%, а при 18—20% V_2O_5 оно достигает 80%.

Нежелательно в шлаке и содержание значительных количеств щелочно-земельных окислов, дающих с окислами ванадия труднорастворимые соединения, не поддающиеся выщелачиванию слабыми растворами щелоков и кислот. В существующих шлаках они незначительны, и их влияние в малых количествах на использование ванадия не установлено.

Одной из вредных примесей являются соединения фосфора, содержание которых в пересчете на фосфор желательно иметь не более 0,10%, если V_2O_5 в шлаках будет более 15%.

В заключение необходимо отметить, что принятый в настоящее время способ оценки качества шлака не учитывает отмеченных выше факторов и нуждается в дополнении его характеристикой технологической ценности путем обжига 100 г измельченного до состояния 100 меш шлака

с 10% сильвинита при температуре 850 или 900° в течение двух часов в электромуфеле в шамотном противне с внутренними размерами 100×75×20 мм и перемешиванием обжигаемой шихты через каждые 15 мин. Это позволит учесть влияние всех примесей на возможный переход ванадия в растворимую форму, а тем самым и качество ванадиевого шлака, как сырья для химической переработки его на техническую пятиокись ванадия.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ ИЗ РУД КАЧКАНАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Показатели деванадации качканарского чугуна исчислены исходя из условия, что продувка производится в конвертере с магнезитовой футеровкой с добавкой окалины в конвертер и разогревом металла (полупродукта) путем подачи термитной смеси в ковш при сливе полупродукта из конвертера.

Для расчета принят химический состав чугуна и полупродукта, представленный в табл. 134.

Таблица 134

Химический состав качканарского чугуна и полупродукта (в %)

Компоненты	Чугун (исходный)	Выгорает при деванадации	Полупродукт
Углерод . . .	4,30	1,30	3,00
Кремний . . .	0,30	0,25	0,05
Марганец . .	0,50	0,45	0,05
Ванадий . . .	0,37	0,34	0,03
Хром	0,21	0,11	0,10
Фосфор . . .	0,08	—	0,08
Сера	0,04	—	0,04
Титан	0,16	0,16	Следы

Возможность получения полупродукта такого состава подтверждается имеющимися опытными данными. Что касается присутствия остаточного ванадия в полупродукте, то его количество, как показали данные сопоставления опытов продувки пудожгорского и чусовского ванадистых чугунов, зависит от содержания хрома в чугуне.

По мнению авторов исследований, достигнутое низкое содержание ванадия в полупродукте при деванадации пудожгорских чугунов (0,02 против 0,04% при деванадации чусовских чугунов) объясняется отсутствием в пудожгорских чугунах хрома.

На основании этого предполагается, что меньшее содержание хрома в качканарском чугуне (0,21 против 0,4%) обеспечивает и более низкое содержание ванадия в полупродукте (0,03 против 0,50—0,65% в полупродукте Чусовского завода).

Полученные на основании расчетов основные показатели деванадации чугуна, выплавленного из руд Качканарского месторождения, приведены в табл. 135.

Таблица 135

Основные показатели деванадации качканарского чугуна

Показатели	Количество
1. Расход на 1 т полупродукта (в кг)	
Чугун	1060
Окалина	33
Термитная смесь	
а) ферросилиций 75%-ный	5
б) окалина	15
2. Состав ванадиевого шлака (в %)	
SiO_2	26,3
TiO_2	6,4
FeO	30,7
MnO	14,5
$CaO + MgO$	2,9
Al_2O_3	0,8
Cr_2O_3	3,9
V_2O_5	14,45
P_2O_5	0,04
SO_3	0,02
3. Относительный вес шлака на 1 т чугуна (в кг)	41,76
То же с учетом потерь (4%)	40,10
4. Металлические включения в ванадиевом шлаке (в %)	14
5. Расход дутья на фурмах на 1 т полупродукта (в н. м³)	113
6. Расход дутья на воздуходувке на 1 т полупродукта (в н. м³)	130
7. Температура чугуна (в °С)	1220
8. Температура полупродукта (в °С)	1335

Расход чугуна на 1 т полупродукта в бессемеровском отделении принят равным 1060 кг, с учетом потерь чугуна при деванадации, показанных в табл. 136.

Содержание в шлаке металловключений определяется сложной цепью реакций, происходящих при деванадации. Количество металловключений в шлаке тем ниже, чем выше содержание углерода в полупродукте (вследствие более высокой степени перегрева металла над точкой ликвидуса). На количество углерода, как установлено опытными продувками и в промышленных условиях на Чусовском заводе, решающее значение оказывает продолжительность продувки, которая в свою очередь связана с содержанием в чугуне хрома. Таким образом, чем выше содержание хрома в чугуне, тем больше (при прочих равных условиях) содержание металловключений в шлаке.

На этом основании количество металловключений в конвертерных шлаках, получаемых при продувке качканарского чугуна, при содержа-

Таблица 136

Потери качканарского чугуна при деванадации

Показатели	Количество (в %)
Выгорает примесей чугуна	2,61
Потери металла в шлаке (4,18·0,14)	0,59
Потери с выбросами	0,50
Скрап и настыли	2,00
Итого . . .	5,70~6,0% (или 60 кг на 1 т)

нии в них 0,21% хрома, принято 14%, что несколько больше, чем содержание металловключений, допускаемое в шлаках, получаемых от продувки пудожгорских чугунов (12%), в которых отсутствует хром. Учитывая присутствие в чугунах Чусовского завода до 0,65% хрома, содержание металловключений в ванадиевых шлаках принято для дальнейших расчетов в количестве 15%.

Показатели извлечения пятиокиси ванадия из ванадиевых шлаков

Следует отметить, что достаточно убедительных результатов проведенные опыты продувки чугунов, выплавленных из титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения, а тем более опыты по извлечению пятиокиси ванадия из ванадиевых шлаков, полученных из этих чугунов, до настоящего времени еще не дали. Поэтому показатели химической переработки ванадиевых шлаков, извлеченных из качканарских чугунов, могут быть приняты только на основании имеющихся показателей для переработки пудожгорских и чусовских ванадиевых шлаков.

Так, важнейший показатель — степень извлечения пятиокиси ванадия из шлака — и соотношение между кислотной и водной вытяжками последнего приняты исходя из сопоставления оценок пудожгорских и качканарских шлаков.

Суммарное извлечение ванадия из шлаков, поступающих на выщелачивание, принимается равным 90%, в том числе 84% ванадия переходит в водную и 6% в кислотную вытяжку. Следовательно, потери пятиокиси ванадия в результате выщелачивания составят 10% от исходного продукта, или 9,5% от шлаков, поступающих в химическую переработку.

Потери при других операциях, связанных с химической переработкой шлаков (в магнитную фракцию, при дроблении, при дозировке, при осаждении пятиокиси), приняты в основном по данным Гипростали и отчету Чусовского ферросплавного завода.

В табл. 137 приведен расход материалов, необходимых для химической переработки шлаков, и показатели извлечения пятиокиси ванадия из шлаков.

В результате принятых показателей суммарное извлечение ванадия при химической переработке шлаков и плавке пятиокиси составит 82,1%.

Таблица 137

Расход материалов и показатели извлечения пятиокиси ванадия из шлаков

1. Расход материалов на 1 т 100%-ной пятиокиси ванадия (в т)	
Шлак ванадиевый	8,4
Сильвинит	0,7
Серная кислота 95%-ная	1,1
Сода кальцинированная	0,08
2. Потери пятиокиси ванадия (в % к чистым шлакам)	17,9
3. Концентрация пятиокиси ванадия в водном растворе (в г/л раствора)	45
4. То же в кислотном растворе	15

Объем производства

Объем производства феррованадия принят из расчета, что деванадации будет подвергаться чугун, выплавляемый доменной печью № 5 Ново-Тагильского завода объемом 1513 м³ и годовой производительностью порядка 700 тыс. т.

Для целей деванадации чугуна может быть использовано начатое строительством и законсервированное бессемеровское отделение (2 конвертера) в составе мартеновского цеха № 1.

При деванадации этого чугуна в бессемеровском отделении мартеновского цеха №-1 будет получено (с учетом 4% потерь) 700 тыс. т · 0,0401 = = 28 тыс. т безжелезистого ванадиевого шлака с 14,45% пятиокиси ванадия, или 32 тыс. т натурального ванадиевого шлака (с учетом 14% металловключений), с содержанием пятиокиси ванадия около 12,6%.

В соответствии с принятым выше извлечением технической пятиокиси в химическом цехе количество 100%-ной технической пятиокиси ванадия составит: 32 000 т · 0,126 · 0,82 = 3300 т, откуда количество 40%-ного феррованадия, при расходе 100%-ной технической пятиокиси ванадия 0,728 т на 1 т феррованадия [1], составит 4520 т в год, или округленно 4500 т в год.

Себестоимость продукции и капитальные затраты

Извлечение ванадия из чугуна в шлак не вызывает усложнения ни в процессе подготовки руды к доменной плавке, ни в процессе самой доменной плавки, а требует лишь введения дополнительного передела — продувки чугуна в конвертере с целью деванадации. В соответствии с этим на стоимость ванадиевого шлака отнесены затраты по конвертерному отделению, т. е. дополнительный угар и потери чугуна в процессе продувки, затраты на вспомогательные материалы (термитная смесь, окалина) и расходы по переделу.

Вместе с тем учтено и то обстоятельство, что в результате работы мартеновских печей на полупродукте в мартеновском цехе увеличивается выход годного (на величину выгоревших в конвертере примесей) и производительность печей, а следовательно, снижаются расходы по переделу.

[1] Расход 100%-ной технической пятиокиси ванадия на 1 т 40%-ного феррованадия принят по данным Чусовского ферросплавного завода.

Практически это учтено путем отнесения на стоимость ванадиевых шлаков не затраты в конвертерном отделении, а разницы в сумме эксплуатационных затрат по переделу чугуна в сталь дуплекс-процессом бессемер-мартен и прямым мартеновским процессом.

Следует сразу оговорить, что, поскольку деванадация чугуна производится при условиях, обеспечивающих минимальное выгорание примесей, в частности углерода,— работа мартеновских печей на полупродукте не окажет большого влияния в направлении увеличения выхода годного и производительности. Во всех нижеследующих расчетах принимается увеличение производительности мартеновских печей на 10%, увеличение выхода годного на 2,0%, снижение расхода топлива на 8—10%.

Чтобы исключить влияние на себестоимость стали разницы в цене на чугун и скрап, себестоимость стали при прямом и дуплекс-процессе исчислена при одном и том же количестве скрапа в шихте.

Себестоимость чугуна с содержанием 0,37% ванадия, выплавленного из качканарской руды на печорском коксе, определена в главе V в размере 365 руб.

Ниже, в табл. 138, 139 и 140 приведены данные о себестоимости полупродукта, дуплекс-стали и стали, получаемой прямым процессом в условиях Ново-Тагильского металлургического завода (в ценах 1952 г.).

Таблица 138

Себестоимость бессемеровского полупродукта

Статья расхода	Количество (в т)	Цена (в руб.)	Сумма (в руб.)
I. Задано			
Чугун жидкий	1,060	365	386,90
Железо окалины	0,016	б/ц	—
Итого	1,076	—	386,90
II. Отходы (минус)			
Скрап и выбросы	0,041	25	1,00
Угар и потери	0,035	б/ц	—
Итого	0,076	—	1,00
Всего задано за вычетом отходов	1,000	—	385,90
III. Добавочные материалы			
Окалина	0,033	13	0,45
Термитная смесь			
а) ферросилиций 75%-ный	0,005	1650	8,25
б) окалина	0,015	13	0,20
Итого	—	—	8,90
IV. Передел	—	—	23,00
V. Заводская себестоимость	—	—	417,80
Округленно	—	—	418,00

Таблица 139

Себестоимость качканарской мартеновской стали, получаемой из бессемеровского полупродукта

Статья расхода	Количество (в т)	Цена (в руб.)	Сумма (в руб.)
I. *Задано*			
Полупродукт	0,720	418	300,96
Скрап	0,300	180	54,00
Железо руды	0,050	б/ц	—
Итого	1,070	—	354,96
Спецчугуны и раскислители			
ферромарганец	0,007	1240	8,68
ферросилиций 45%-ный	0,001	890	0,89
ферросилиций 12%-ный	0,002	600	1,20
зеркальный чугун	0,005	550	2,75
алюминий	*0,0001*	*3270*	*0,33*
Итого	0,0151	—	13,85
Всего задано	1,0851	—	368,81
II. Отходы (минус)			
Скрап	0,012	25	0,30
Угар	0,073	б/ц	—
Итого	0,085	—	0,30
Задано за вычетом отходов	1,000	—	368,51
III. Добавочные материалы			
Руда железная	0,100	65	6,50
Известняк	0,075	32	2,40
Доломит сырой	*0,015*	38	0,57
Магнезитовый порошок	0,010	241	2,41
Итого	—	—	11,88
IV. Передел и общезаводские расходы	—	—	42,00
V. Заводская себестоимость	—	—	422,39
Округленно	—	—	422,00

Себестоимость 1 т бессемеровского полупродукта из качканарского чугуна определилась в сумме 418 руб.

Себестоимость 1 т мартеновской стали в цехе № 1 Ново-Тагильского металлургического завода при работе на полупродукте составила 422 руб., себестоимость стали, полученной прямым процессом,— 395 руб.

Таблица 140

Себестоимость качканарской стали, получаемой прямым мартеновским процессом

Статья расхода	Количество (в т)	Цена	Сумма
		(в руб.)	
I. Задано			
Чугун жидкий	0,730	365	266,45
Скрап	0,300	180	54,00
Железо руды	0,065	б/ц	—
Итого	1,095	—	320,45
Спецчугуны и раскислители			
ферромарганец	0,007	1240	8,68
ферросилиций 45%-ный	0,001	890	0,89
ферросилиций 12%-ный	0,002	600	1,20
зеркальный чугун	0,005	550	2,75
алюминий	0,0001	3270	0,33
Итого	0,0151	—	13,85
Всего задано	1,1101	—	334,30
II. Отходы (минус)			
Скрап	0,012	25	0,30
Угар	0,098	б/ц	—
Итого	0,110	—	0,30
Задано за вычетом отходов	1,000	—	334,00
III. Добавочные материалы			
Руда железная	0,130	65	8,45
Известняк	0,080	32	2,56
Доломит	0,015	38	0,57
Магнезитовый порошок	0,010	241	2,41
Итого	—	—	14,00
IV. Передел и общезаводские расходы	—	—	47,00
V. Заводская себестоимость	—	—	395,00

* Принято по аналогии с другими проектами Гипромеза. — *Ред. В. Р.*

Разница в себестоимости 1 т стали, полученной дуплекс- и прямым процессом, составляет 27 руб. Эта разница и должна быть отнесена на стоимость ванадиевого шлака.

Количество ванадиевого шлака, получающееся при выплавке 1 т стали, составит:

$$\frac{3,7 \cdot 1,06 \cdot 0,72 \cdot 0,88}{0,56 \cdot 14,45} 100 = 30,6 \text{ кг},$$

где 3,7 — количество ванадия на 1 т чугуна (в кг);
1,06 — расход чугуна на 1 т полупродукта (в т);
0,72 — расход полупродукта на 1 т стали (в т);
0,88 — коэффициент перехода ванадия из чугуна в шлак равен отношению: $\frac{0,37-0,03}{0,37} \cdot 0,96$,

где 0,37 — содержание ванадия в чугуне (в %);
0,03 — содержание ванадия в полупродукте (в %);
0,96 — коэффициент, учитывающий потери шлака;
0,56 — коэффициент для пересчета металлического ванадия в пятиокись ванадия;
14,45 — содержание пятиокиси ванадия в ванадиевом шлаке (в %).

Себестоимость 1 т безжелезистого шлака выразится в сумме $\frac{27 \text{ руб.}}{30,6 \text{ кг}} \cdot 1000 = 883$ руб.

Себестоимость 1 т натурального шлака с концентрацией пятиокиси ванадия 12,6% составит 883 руб. : 1,14 = 775 руб.

Себестоимость 1 тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке составит 61 руб.

Структура эксплуатационных затрат при производстве феррованадия показывает, что основная доля их падает на стоимость технической пятиокиси ванадия (по отчетной калькуляции Чусовского ферросплавного завода за 1951 и 1952 гг.— 92—93%). Таким образом, для получения сопоставимых данных о себестоимости феррованадия, производимого в различных условиях, достаточно знать себестоимость 100%-ной технической пятиокиси ванадия (поскольку качественная характеристика 100%-ной технической пятиокиси ванадия будет одинаковой для всех сравниваемых условий).

Себестоимость технической пятиокиси ванадия зависит от стоимости ванадиевого шлака, его химического и минералогического состава и концентрации в нем пятиокиси ванадия. Составом шлака и концентрацией в нем пятиокиси ванадия определяется не только расход ванадиевого шлака на получение единицы технической пятиокиси, но и размер затрат на химическую переработку ванадиевых шлаков.

Коэффициент извлечения ванадия из шлака при химической переработке последнего зависит от концентрации в шлаке ванадия и от количества ванадия, связанного в растворимую форму (шпинели).

Отчетные данные Чусовского ферросплавного завода за 1952 г. показывают, что вследствие того, что в течение 1952 г. завод получал только бессемеровские шлаки, извлечение ванадия возросло почти на 3% [1].

Опыты, проведенные Академией наук СССР и ЦНИИЧМ, показали, что степень извлечения ванадия из шлаков, полученных в конвертере

[1] С 1952 г. Чусовской металлургический завод полностью отказался от деванадации чугуна в мартеновских печах.

с магнезитовой футеровкой, более высока по сравнению с полученными в конвертере с кислой футеровкой. Коэффициент извлечения ванадия повышается в основном вследствие снижения потерь ванадия при выщелачивании ввиду уменьшения доли нерастворимого ванадия. Но и при одном и том же методе деванадации чугуна (в магнезитовом конвертере) степень извлечения ванадия будет различной в зависимости от состава шлака, концентрации в нем пятиокиси ванадия, а также наличия вредных примесей, особенно фосфора.

В табл. 141 приведен баланс пятиокиси ванадия и выход технической пятиокиси из различных шлаков.

Таблица 141

Баланс извлечения пятиокиси ванадия из шлаков
(в %)

Показатели	Месторождение			
	Качканарское	Пудожгорское	Первоуральское и Кусинское	Керченское
1. Поступает пятиокись ванадия в ванадиевых шлаках	100,0	100,0	100,0	100,0
Потери при магнитной сепарации	3,0	3,0	3,0	3,0
Потери при дроблении, размоле и дозировке	0,7	0,7	0,7	0,7
2. Поступает в обжиговое отделение	96,3	96,3	96,3	96,3
Потери в обжиговом отделении	1,4	1,4	1,4	1,4
3. Поступает в отделение выщелачивания	94,9	94,9	94,9	94,9
Потери ванадия в шламе . . .	9,5	3,5	7,6	26,11
Потери в фосфористом осадке	—	—	—	0,29
Потери при осаждении пятиокиси	1,9	3,6	2,2	1,8
Прочие потери в отделении выщелачивания	0,9	0,9	0,9	0,7
4. Поступает в отделение плавки . .	82,6	86,9	84,2	66,0
Потери при плавке пятиокиси	0,5	0,5	0,5	0,5
5. Выход технической пятиокиси . .	82,1	86,4	83,7	65,5

В 1952 г. на Чусовском ферросплавном заводе фактический выход технической пятиокиси ванадия из ванадиевых шлаков составлял 78,55%.

Коэффициент извлечения ванадия в химическом цехе и концентрация пятиокиси ванадия в шлаке определяют расход ванадиевого шлака на получение 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия.

Расход химикатов на восстановление и в виде флюсов при производстве пятиокиси ванадия находится в прямой зависимости от химического состава шлаков и удельного расхода шлака на 1 т технической пятиокиси, т. е. концентрации пятиокиси ванадия в шлаке.

Так, на Чусовском ферросплавном заводе в результате улучшения минералогического состава шлаков расход химикатов в 1952 г. был заметно ниже, чем в 1951 г. (в т):

Расходуемый химикат	1952 г.	1951 г.
Кислота	1,163	1,609
Сильвинит	0,739	1,182
Сода	0,157	0,238

Из того же отчета завода видно, что общие затраты на восстановители и флюсы составляют на 1 т 367 руб. в 1952 г. и 638 руб. в 1951 г., или соответственно 0,74 и 0,87% в общей себестоимости технической пятиокиси ванадия.

Затраты на химикаты по проектному заданию ванадиевого цеха завода им. Войкова, исчисленные Гипросталью, при пересчете их в цены 1952 г., составят примерно 1450 руб. на 1 т, или около 5%.

Следовательно, затраты на восстановители и флюсы хотя и зависят от качественной характеристики перерабатываемого шлака, но не имеют решающего значения в определении себестоимости технической пятиокиси ванадия.

По данным Гипростали, расходы по переделу ванадиевых шлаков в цехе пятиокиси для завода им. Войкова (концентрация пятиокиси ванадия составляет 3,8%) и Чусовского ферросплавного завода (концентрация пятиокиси ванадия равна 14%) в ценах 1951 г. исчислены в размере соответственно 7126 и 6352 руб. на 1 т технической пятиокиси, тогда как содержание ванадия в шлаках на первом заводе почти в четыре раза ниже, чем на втором.

По отчетным данным за 1952 и 1951 гг. сумма расходов по переделу на Чусовском ферросплавном заводе составила в ценах 1952 г. соответственно 6250 и около 6500 руб.[1] на 1 т технической 100%-ной пятиокиси, что отвечало 12,6 и 12,8% общей суммы эксплуатационных затрат в химическом цехе.

С улучшением качественной характеристики шлака снижается абсолютная сумма расходов по переделу, однако разница в затратах при этом будет невелика и не имеет решающего влияния на размер себестоимости технической пятиокиси ванадия[2].

Поэтому затраты на передел и химикаты в химических цехах и настоящей работе определены укрупненно по аналогии с имеющимися отчетными данными Чусовского ферросплавного завода и расчетами Гипростали, с учетом различия в качественной характеристике шлаков.

В соответствии с изложенным, были определены затраты на химикаты и расходы по переделу, представленные в табл. 142.

Таким образом, себестоимость 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия из качканарского бессемеровского шлака составит 13 700 руб., в том числе: шлак — 883 руб. · 8,4 = 7450 руб., восстановители и флюсы — 250 руб., передел и общезаводские расходы — 6000 руб.

---

[1] Расходы по переделу, исчисленные на 1 т технической пятиокиси, на Чусовском ферросплавном заводе в 1952 г. снизились в сравнении с 1951 г. на 250 руб.; в то же время минералогический состав перерабатываемых шлаков (в связи с переходом на магнезитовую футеровку конвертеров и отказом от деванадации в мартеновских печах) за это время значительно улучшился.

[2] Без общезаводских расходов.

Таблица 142

Затраты по химической переработке ванадиевых шлаков, исчисленные на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия

Показатели	Месторождения			
	Качканарское	Кусинское и Первоуральское	Пудожгорское	Керченское
1. Содержание пятиокиси ванадия в шлаке (в %)	14,45	21,26	27,0	3,36
2. Затраты на восстановители и флюсы за вычетом возвратов (в руб.)	250	220	200	1400
3. Расходы по переделу и общезаводские расходы (в руб.) . .	6000	5600	5500	7200

Капитальные затраты, необходимые для организации ванадиевого производства на Ново-Тагильском металлургическом заводе, складываются из затрат на достройку бессемеровского цеха (отделение деванадации чугунов) и затрат на строительство химического и электроферросплавного цехов.

Капитальные затраты на достройку бессемеровского отделения ориентировочно исчисляются в 15 млн. руб.

Затраты на строительство цехов, перерабатывающих ванадиевые шлаки, при годовом количестве последних около 32 тыс. т[1] составят также около 15 млн. руб.

Общая сумма новых капитальных затрат составит, таким образом, приблизительно 30 млн. руб. Кроме того, на строительство бессемеровского отделения фактически затрачено 12 млн. руб.

Технико-экономические показатели по извлечению ванадия из качканарских руд в сводном виде приведены в табл. 143.

Таблица 143

Технико-экономические показатели по извлечению ванадия из качканарских руд

Показатели	Количество
1. Годовой выпуск	
Ванадистый чугун (в тыс. т)	700
Ванадиевый шлак (в тыс. т)	
безжелезистый	28
натуральный	32
100%-ная техническая пятиокись ванадия (в т) . .	3300
40%-ный феррованадий (в т)	4500
2. Капитальные затраты (в млн. руб.)	30*
	42
3. Выход безжелезистого ванадиевого шлака на 1 т продуваемого чугуна с учетом потерь (в кг) . . .	40,1
4. Содержание пятиокиси ванадия в безжелезистом шлаке (в %)	14,45

[1] Практически это количество ванадиевого шлака может быть переработано в химических цехах № 1 и 2 Чусовского ферросплавного завода (в действующем и оканчиваемом строительством).

Продолжение табл. 143

Показатели	Количество
5. Извлечение ванадия из шлаков (в %)	82,1
6. Расход шлака на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия (в т)	8,4
7. Себестоимость 1 т (в руб.)	
ванадиевого шлака (безжелезистого)	883
тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке . . .	61
100-ной технической пятиокиси ванадия	13 700
8. Капитальные затраты на 1 т 40%-ного феррованадия (в тыс. руб.)	6,7* / 9,3

* Числитель — новые затраты; знаменатель — суммарные затраты, включая фактические.

[Приведенные технико-экономические показатели извлечения ванадия из качканарских руд исчислены, исходя из предпосылки, что в себестоимость ванадия включаются лишь те издержки производства и капитальные затраты, которые непосредственно вызываются дополнительными технологическими процессами извлечения ванадия.

Однако эта предпосылка является спорной. Так, например, Ленгипромез, анализируя эффективность электроплавки пудожгорских руд, относил на ванадиевый шлак удорожание чугуна, получаемого из качканарской руды (по сравнению с чугуном, выплавляемым из руд Кустанайского района). Исходя из этого, Ленгипромез исчислил себестоимость 1 тонно-процента пятиокиси ванадия в качканарском ванадиевом шлаке в сумме 100 руб., т. е. на 64% выше, чем она определена в настоящей работе.

Если исходить из упомянутого принципа расчетов себестоимости металла, то оказывается, что сталь мартеновская, полученная из лисаковского чугуна, выплавленного на Ново-Тагильском заводе, будет стоить на 45 руб/т дешевле стали, выплавленной из бессемеровского полупродукта (для сопоставимости с пересчетом в обоих случаях на стоимость кузнецких углей для выплавки чугуна). На этой основе себестоимость 1 тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке получается около 102 руб., т. е. очень близка к расчетам Ленгипромеза.

Однако выше было показано, что доставка лисаковской руды на Ново-Тагильский завод будет создавать дополнительные расходы по транспорту, которые в намечаемых масштабах производства второй очереди Ново-Тагильского завода составят около 100 млн. руб. в год и что эти расходы поглотят возможную экономию в капитальных затратах по второй очереди Ново-Тагильского завода за 3,5—5 лет. Отсюда естественно сделать вывод, что целесообразно строить завод, перерабатывающий лисаковскую руду, не в Нижнем Тагиле, а в районе рудного месторождения (следует отметить, что Гипромез считает правильным разместить первый новый завод, работающий на лисаковских рудниках, в районе г. Барнаула). Перевозки кузнецкого угля в обоих вариантах будут приблизительно одинаковы (немного меньше для Южного Урала, чем для Нижнего Тагила), а отказ от перевозок лисаковской руды на 870 км (в загруженном направлении) даст удешевление стали примерно на 30—35 руб/т в сравнении с вариантом плавки лисаковской руды на Ново-Тагильском заводе.

Если себестоимость чугуна из лисаковских руд и себестоимость получаемой из него стали не преуменьшены, то лисаковская сталь в районе рудного месторождения будет на 75—80 руб/т дешевле стали из качканарского полупродукта и при списании этого удорожания на ванадиевый шлак себестоимость 1 тонно-процента пятиокиси ванадия выразится в сумме около 160—170 руб., т. е. будет в 2,5 раза дороже, чем было исчислено выше.

Применяя тот же принцип к расчету капитальных затрат, следует отнести на получение феррованадия их увеличение по горно-рудному и обогатительному хозяйству для варианта использования качканарских руд (в сравнении с лисаковскими). Одна доменная печь Ново-Тагильского завода будет выплавлять 700 тыс. т чугуна в год. Дополнительные капитальные затраты по горно-рудному хозяйству составят при этом 185,5 млн. руб., или на 1 т феррованадия 41,2 тыс. руб. Вместе с уже учтенными капитальными затратами в сумме 9,3 тыс. руб. общая сумма капитальных затрат на 1 т

качканарского феррованадия составит 50 тыс. руб., т. е. в пять с лишним раз больше, чем показано в табл. 143.

Эти замечания к приведенным выше технико-экономическим расчетам показывают, что методология последних представляется еще весьма спорной и в зависимости от отправных данных технико-экономического анализа получаются далеко не однозначные выводы. — *Ред. В. Г.*]

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ ИЗ РУД КУСИНСКОГО И ПЕРВОУРАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ЧУСОВСКОГО ЗАВОДА

Показатели доменной плавки

Сырьем для получения ванадия на Чусовском металлургическом заводе являются титаномагнетитовые руды Кусинского и Первоуральского месторождений.

Как известно, в настоящее время основная масса кусинской руды, поступающей на Чусовской завод, является продуктом первичного обогащения (после дробления, сортировки и сухого магнитного обогащения руды). Лишь в ограниченной степени эта так называемая товарная руда подвергается глубокому обогащению для получения богатого железного и титанового концентрата. Содержание агломерата из концентратов глубокого обогащения кусинских руд в шихте доменных печей Чусовского завода составило за 1948—1950 гг. около 70 кг на 1 т чугуна, а первоуральского концентрата, также являющегося продуктом сухого магнитного обогащения руды,— около 30% от веса рудной части шихты.

При этом составе шихты содержание двуокиси титана в доменных шлаках составляет около 14—15%, что ухудшает показатели плавки и увеличивает себестоимость чугуна (а следовательно, и ванадия), поскольку титан, содержащийся в руде, поступающей в доменную плавку, теряется в доменных шлаках.

Для улучшения показателей доменной плавки в шихту вводится безванадиевая руда, в значительном количестве скрап (фактический расход последнего за 1950 г. достигал 200 кг на 1 т), а для увеличения содержания ванадия в чугуне в шихте доменных печей используется 50—60 кг ванадистого агломерата из отходов ферросплавного завода, имеющего высокое содержание не только ванадия (1,13% пятиокиси ванадия), но и хрома (за 1949 г.—3,14%). В результате присутствие ванадия в чугуне достигло 0,57%; однако при этом и количество хрома возрастало в нем до 0,8%, что весьма неблагоприятно отражалось на последующих процессах деванадации чугуна. Содержание ванадия в чугуне в 1952 г. было ниже, чем в 1951 г., а за 1951 г.— ниже, чем за 1950 г., несмотря на то, что извлечение ванадия из шихты возросло (67,5% за 1952 г. против 66,3% за 1951 г.).

Причиной этого является:

а) снижение в рудной части шихты доли ванадийсодержащих кусинских и первоуральских руд и за счет этого повышение доли железной неванадиевой руды;

б) обеднение ванадиевого агломерата по содержанию в нем пятиокиси ванадия в связи с исчерпанием относительно малохромистых и богатых пятиокисью ванадия остатков шлама ферросплавного производства.

Содержание ванадия в чугуне за 1952 г. составило 0,525% против 0,547% за 1951 г.

Для перспективы предусмотрено глубокое обогащение всей кусинской руды с последующей агломерацией железного концентрата. Вся рудоподготовка будет сосредоточена на руднике, а на завод будет поступать готовый агломерат.

Для первоуральских руд в расчетах принято сохранение современной схемы обогащения с получением концентрата крупностью 25—0 мм, в составе которого будет содержаться около 20% мелочи 5—0 мм.

При глубоком обогащении кусинской руды и сохранении упрощенной схемы обогащения первоуральских титаномагнетитов общее количество подготовленной руды по обоим месторождениям составит около 700 тыс. т (707 тыс. т), в том числе 275 тыс. т кусинского агломерата и 432 тыс. т первоуральского концентрата. Таким образом, в рудной шихте будет содержаться 61% первоуральского концентрата и 39% кусинского агломерата.

При расчете показателей доменной плавки для сопоставимости с расчетами по качканарской руде исходили из кокса печорских углей. Марганцевая руда, используемая в небольшом количестве, принята Полуночного месторождения, известняк — Чусовского района.

Качество исходных материалов приведено в табл. 144.

Таблица 144

Химический состав подготовленной руды и известняка на Чусовском металлургическом заводе
(в %)

Компоненты	Первоуральский концентрат	*Кусинский* агломерат	*Марганцевая* руда	Известняк
SiO_2	18,0	1,3	34,0	3,5
TiO_2	3,2	5,5	—	—
Al_2O_3	10,0	0,5	5,0	0,65
Fe_2O_3	37,3	67,1	6,0	0,65
Cr_2O_3	0,1	0,7	—	—
FeO	16,0	23,0	—	—
CaO	6,8	0,2	3,0	52,0
MgO	7,82	0,45	2,0	1,2
MnO_2	—	—	20,0	—
MnO	0,2	0,2	16,0	—
V_2O_5	0,4	0,95	—	—
P_2O_5	0,03	0,05	0,4	0,05
SO_3	0,1	0,05	1,0	0,15
П.п.п	0,5	—	12,6	41,8
$W_{гигр}$	3,0	3,0	20,0	2,0
$Fe_{общ}$	38,5	65,0	4,2	—
Mn	—	—	25,0	—

Исчисленные на основании этих исходных данных технические показатели плавки приводятся в табл. 145.

Таблица 145

Технические показатели доменной плавки кусинских и первоуральских руд в условиях Чусовского металлургического завода

Показатели	Количество
1. Расход сырых материалов и топлива (в кг/т чугуна)	
Кокс скиповой	1020
Кокс с учетом отсева	1070
Концентрат первоуральских руд	1350
Агломерат кусинских руд	870
Марганцевая руда	38
Известняк	440
2. Состав чугуна (в %)	
Углерод	4,3
Кремний	0,3
Титан	0,2
Марганец	0,5
Ванадий	0,57
Хром	0,4
Фосфор	0,1
Сера	0,04
3. Состав шлака (в %)	
SiO_2	31,8
Al_2O_3	15,6
CaO	31,6
MgO	11,0
TiO_2	8,1
Cr_2O_3	0,07
V_2O_5	0,2
FeO	0,55
MnO	0,68
S	0,8
4. Относительный вес шлака (в кг/т чугуна)	965
5. Выход газа (в м³/т чугуна)	3850
6. Состав газа (в %)	
CO_2	10
CO	30,6
CH_4	0,36
H_2	1,7
N_2	57,34
7. Теплотворная способность газа (в кал/м³)	1000
8. Расход дутья (в м³/т чугуна)	2820
9. Расход дутья с учетом потерь (в м³/т чугуна)	3100
10. Индекс интенсивности плавки (в т кокса/м³ в сутки)	1,13
11. Коэффициент использования полезного объема доменной печи (в сутки м³/т)	0,9

Следует отметить значительное снижение содержания двуокиси титана в составе доменного шлака и хрома в составе чугуна против фактического содержания этих компонентов в шлаке и чугуне на Чусовском заводе. Содержание двуокиси титана снижается благодаря глубокому обогащению кусинских руд. При этом обогащении содержание двуокиси титана в руде снизится с 13 до 5,5% при одновременном увеличении содержания железа с 48 до 65%. Содержание хрома в чугуне, равное 0,4%, оказалось возможным получить вследствие отказа от применения в шихте печей отходов химического цеха. В этой связи следует отметить, что при деванадации чугуна в конвертере с основной футеровкой силикатная составляющая ванадиевых шлаков значительно уменьшается. Это улучшение минералогического состава шлака приводит к увеличению количества извлекаемой в результате выщелачивания пятиокиси ванадия и, в частности, ванадия, переходящего в водную вытяжку. Исходя из этого, количество отходов химического цеха уменьшается по крайней мере вдвое, что позволяет отказаться от включения ванадистого агломерата в шихту доменного цеха. Вследствие меньшего содержания хрома, как показали расчеты, шлаки, извлекаемые из этого чугуна, имеют значительно более высокую концентрацию пятиокиси ванадия.

Как можно видеть из сопоставления основных показателей доменной плавки, перевод доменных печей Чусовского завода на подготовленную шихту значительно улучшает работу доменных печей. Так, расход кокса на 1 т ванадистого чугуна снижается с 1,3 в 1952 г. до 1,02 т по расчету, расход известняка снижается с 0,75 до 0,44 т, коэффициент использования полезного объема печей улучшается с 0,97 в 1952 г. до 0,9 по расчету.

При коэффициенте использования полезного объема доменных печей 0,9 производительность доменного цеха Чусовского завода в составе трех действующих доменных печей суммарным объемом 1082 м³ будет равна: $\frac{1082}{0,9} \cdot 357 = 430$ тыс. т ванадистого чугуна в год.

При расходе руды на 1 т чугуна 2,22 т суммарная потребность в руде составит 950 тыс. т, тогда как максимальное количество подготовленной руды Кусинского и Первоуральского месторождений составит, как указывалось выше, около 700 тыс. т в год.

Следовательно, Кусинское и Первоуральское месторождения не обеспечивают полностью потребности действующих печей Чусовского завода и дефицит в руде должен покрываться за счет поставки руды с Копанского или другого месторождения титаномагнетитовых руд.

Показатели деванадации чугуна

Деванадация чугуна на Чусовском заводе в настоящее время осуществляется в конвертерах, футерованных магнезитом.

Отчетные показатели деванадации чугуна за 1951—1952 гг., приведенные в годовом отчете Чусовского завода, показаны в табл. 146.

Приведенные данные свидетельствуют о некотором улучшении показателей деванадации в 1952 г., что, как отмечено в отчете завода, является главным образом результатом повышения качества чугуна в части химического состава (уменьшение содержания хрома), уменьшения продолжительности продувки чугуна, обеспечения лучшей задержки шлака в конвертерах при сливе полупродукта в ковш.

Однако, как следует из приведенных данных, при сравнительно высоком коэффициенте извлечения ванадия из чугуна в шлак концентрация его в последнем невелика. Это объясняется высокой кратностью шлака,

Таблица 146

Отчетные показатели деванадации чугуна на Чусовском заводе

Показатели	1951 г.	1952 г.
Извлечение ванадия (в %) . . .	84,0	85,2
Содержание пятиокиси ванадия в шлаке (в %)	12,5	12,2
Количество ванадиевого шлака на 1 т полупродукта (в %) . .	7,35	7,27

в свою очередь являющейся следствием еще относительно высокого содержания хрома в чугуне, добавкой в качестве окислителя железной руды и разогрева полупродукта ферросилицием, задаваемым в конвертер.

Показатели деванадации, отвечающие продувке расчетного состава чугуна в конвертере с магнезитовой футеровкой, исчислены исходя из предположения, что содержание ванадия в полупродукте составит 0,04%, а углерода — 3%. В расчетных данных в качестве окислителя принята окалина; разогрев металла предусматривается вести путем подачи термитной смеси не в конвертер, а в ковш, под струю полупродукта.

Показатели деванадации полупродукта приведены в табл. 147.

Таблица 147

Технические показатели деванадации чугуна, выплавленного из кусинской и первоуральской руд

Показатели	Количество
1. Расход на 1 т полупродукта (в кг)	
Чугун	1060
Окалина	33
Термитная смесь	
Ферросилиций 75%-ный	5
Окалина	15
2. Состав полупродукта (в %)	
Углерод	3,0
Кремний	0,05
Титан	Следы
Марганец	0,05
Ванадий	0,04
Хром	0,10
Фосфор	0,10
Сера	0,04
3. Состав ванадиевого шлака (в %)	
SiO_2	15,08
TiO_2	7,51
FeO	29,10
MnO	13,61
$CaO + MgO$	2,77
Al_2O_3	0,74
Cr_2O_3	9,86
V_2O_5	21,26
P_2O_5	0,05
SO_3	0,02
4. Относительный вес шлака на 1 т чугуна (в кг) . .	44,44
То же, с учетом потерь (4%)	42,50
5. Металлические включения в ванадиевом шлаке (в %)	15

Продолжение табл. 147

Показатели	Количество
6. Расход дутья на фурмах на 1 т полупродукта (в н. м³)	115
7. Расход дутья на воздуходувке на 1 т полупродукта (в н. м³)	132
8. Температура чугуна (в °С)	1220
9. Температура полупродукта (в °С)	1340

Следует отметить значительное увеличение содержания пятиокиси ванадия в шлаке (21,26%) по сравнению с количеством его, имеющимся в настоящее время при продувке чугунов на Чусовском заводе (12—13%). Это увеличение достигается благодаря применению в качестве добавки окалины вместо железной руды, замене ферросилиция, вводимого в плавку, термитной смесью, задаваемой после деванадации металла в ковш, а также в связи со снижением содержания хрома в чугуне, о чем упоминалось выше. Все эти мероприятия сокращают количество шлаков с 7—8% до 4,5—5% на 1 т полупродукта, вследствие чего концентрация в них пятиокиси ванадия соответственно повышается. Общее количество ванадия в шлаках остается почти без изменения.

Показатели извлечения пятиокиси ванадия из шлаков

Высокое содержание пятиокиси ванадия в шлаках Чусовского завода предопределяет и более высокий суммарный коэффициент ее извлечения при водном и кислотном выщелачивании (92%) по сравнению с принятым выше для шлаков, получаемых из качканарских чугунов (90%).

Учитывая вместе с тем более высокое содержание хрома в чусовских чугунах и вследствие этого возможное ухудшение минералогического состава шлаков, извлечение в водную вытяжку принято в том же количестве (84%), что и из качканарских шлаков, а все увеличение отнесено за счет извлечения в кислотную вытяжку (8%). Таким образом, потери при выщелачивании приняты в размере 8% от исходного продукта, или 7,6% от шлаков, поступивших в химическую переработку.

В табл. 148 приведен расход материалов и показатели извлечения пятиокиси ванадия из шлаков.

Таблица 148

Расход материалов и показатели извлечения пятиокиси ванадия из шлаков

Показатели	Количество
1. Расход материалов на 1 т 100%-ной пятиокиси ванадия (в т)	
Шлак ванадиевый	5,6
Сильвинит	0,5
Серная кислота 95%-ная	1,2
Сода кальцинированная	0,06
2. Потери пятиокиси ванадия (в % к чистым шлакам)	16,3
3. Концентрация пятиокиси ванадия в водном растворе (в г/л раствора)	45
4. То же, в кислотном растворе	15

Сквозное извлечение ванадия при химической переработке шлаков по проекту на Чусовском заводе составит 83,7%, при извлечении по отчету за 1952 г. — 78,55%.

Объем производства

Обеспечиваемая подготовленными кусинской и первоуральской рудами выплавка чугуна на Чусовском заводе составляет 320 тыс. т в год. При деванадации этого чугуна получается 13,6 тыс. т безжелезистого ванадиевого шлака при концентрации пятиокиси ванадия 21,26%, а количество 100%-ной технической пятиокиси ванадия — $13\,600 \cdot 0{,}2126 \cdot 0{,}837 = 2400$ т.

При расходе 0,728 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия на 1 т 40%-ного феррованадия годовая выплавка феррованадия составит около 3300 т, т. е. возрастет примерно на 30% в сравнении с 1952 г.

Следует отметить, что по проекту Гипростали Чусовской ферросплавный завод запроектирован на переработку 21,5 тыс. т натуральных ванадиевых шлаков, причем пропускная способность всего оборудования рассчитана, исходя из возможности переработки 26 тыс. т, в том числе 22,0 тыс. т с содержанием пятиокиси ванадия ~ 14% и 4,0 тыс. т ~ 8,0%.

Проектом отмечено также, что в случае поступления шлаков с более высоким содержанием пятиокиси ванадия против принятого в проекте, запроектированное оборудование обеспечивает переработку всего шлака, если суммарное количество его (в т) не увеличится.

Как отмечено выше, количество безжелезистых ванадиевых шлаков составляет (при 320 тыс. т ванадиевого чугуна) 13,6 тыс. т, или 15,5 тыс. т натуральных шлаков, т. е. значительно меньше, чем принято в проекте. Даже в том случае, если количество выплавляемого ванадистого чугуна возрастет до 430 тыс. т при использовании также руд Копанского или Качканарского месторождений, пропускная способность химического цеха Чусовского ферросплавного завода полностью обеспечивает переработку всего ванадиевого шлака. Таким образом, увеличение объема выплавки феррованадия на Чусовском ферросплавном заводе, происходящее вследствие улучшения качества ванадиевых шлаков при переходе на подготовленную шихту и на деванадацию в магнезитовом конвертере, по существу не требует дополнительных капитальных вложений в ванадиевые цехи на самом заводе.

Себестоимость продукции

Стоимость ванадиевых шлаков на Чусовском заводе должна быть определена как разница в сумме эксплуатационных затрат на производство стали при дуплекс и прямом процессе. Учитывая, что Чусовской металлургический завод переведен на титаномагнетитовую руду Кусинского и Первоуральского месторождений в целях получения ванадиевого шлака, на стоимость последнего должно быть отнесено и удорожание себестоимости чугуна в сравнении с себестоимостью последнего при получении его из обычных железных руд. Практически это можно сделать, отнеся на стоимость ванадиевых шлаков разницу в себестоимости стали, полученной дуплекс-процессом из ванадистого чугуна и прямым процессом из обычного передельного чугуна. Так как в настоящее время трудно назвать свободное железорудное месторождение Урала, которое могло бы явиться конкретной сырьевой базой данного завода, то допуская некоторую условность, можно принять, что себестоимость передельного чугуна на Чусовском заводе не будет превышать среднюю отпускную (прейскурантную) цену передельного мартеновского чугуна, либо будет такой же, как себестоимость передельного чугуна, выплавленного на базе руд Тагило-Кушвинского района. Второй способ представляется более пра-

вильным, поскольку он позволяет учесть конкретные условия работы Чусовского завода.

В соответствии с изложенным исчислена и сопоставлена в условиях Чусовского завода себестоимость чугуна, выплавленного из руд Тагило-Кушвинского района и руд Кусинского и Первоуральского месторождений, и себестоимость стали, полученной из первого чугуна прямым процессом в мартеновских печах, а из второго — дуплекс-процессом (бессемеровский конвертер — мартеновская печь).

Себестоимость ванадистого чугуна из кусинских и первоуральских руд определилась в сумме 456 руб., чугуна из тагило-кушвинских руд — 375 руб. при отпускной цене передельного мартеновского чугуна по прейскуранту — 369 руб.

Разница в себестоимости 1 т дуплекс-стали и стали, получаемой прямым процессом, равная 79 руб. в сравнении с вариантом использования тагило-кушвинских руд и 90 руб. в сравнении с вариантом стоимости чугуна по прейскуранту, должна быть отнесена на ванадиевый шлак, количество которого на 1 т чугуна равно 42,5 кг (с учетом 4% потерь), или на 1 т стали — 32,8 кг [1].

Отсюда стоимость 1 т безжелезистого ванадиевого шлака составит $\frac{79\,(90)\text{ руб.}}{32{,}8\text{ кг}} \cdot 1000 = 2410\ (2745)$ руб., а стоимость 1 т натурального ванадиевого шлака соответственно 2100 и 2385 руб., при концентрации в нем пятиокиси ванадия 18,5%.

Себестоимость 1 тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке составит 113 и 129 руб.

Затраты на шлак в себестоимости 1 т пятиокиси ванадия составят 2410 руб. · 5,6 = 13 500 руб.

Затраты на восстановители, флюсы и расходы по переделу приняты равными 5800 руб., из которых 5600 руб. составляют расходы по переделу. Таким образом, себестоимость 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия составит 19 300 руб. против 49 567 руб. в 1952 г.

Столь значительное снижение себестоимости объясняется прежде всего уменьшением расходов на ванадиевый шлак (13,5 тыс. руб. против 42,8 тыс. руб.).

Расходы на ванадиевый шлак уменьшились вследствие снижения расхода ванадиевого шлака до 5,6 т против 10,5 т, увеличения концентрации пятиокиси ванадия в шлаке (21,26% против 12,8%), улучшения его минералогического и химического состава (в частности уменьшения содержания хрома) и увеличения в результате всего этого извлечения ванадия из шлаков в химическом цехе (83,7% против 78,5%). Существенным фактором, удешевляющим производство, является снижение себестоимости 1 т ванадиевого шлака до 2410 руб. против 4080 руб. по отчету завода за 1952 г.

Технико-экономические показатели по извлечению ванадия из кусинских и первоуральских руд в сводном виде приведены в табл. 149.

Таблица 149

Технико-экономические показатели по извлечению ванадия из кусинских и первоуральских руд

Показатели	Количество
1. Годовой выпуск	
Ванадистый чугун (в тыс. т)	320

[1] Расчет выхода ванадиевого шлака на 1 т выплавляемой стали дан в работе Гипромеза «Эффективность извлечения ванадия из ванадийсодержащих руд СССР». Рукопись, 1952, стр. 93, 94.

Продолжение табл. 149

Показатели	Количество
Ванадиевый шлак (в тыс. т)	
безжелезистый	13,6
натуральный	15,5
100%-ная техническая пятиокись ванадия (в т)	2400
40%-ный феррованадий (в т)	3300
2. Выход безжелезистого ванадиевого шлака на 1 т продуваемого чугуна с учетом потерь (в кг)	42,5
3. Содержание пятиокиси ванадия в безжелезистом шлаке (в %)	21,26
4. Извлечение ванадия из шлаков (в %)	83,7
5. Расход шлака на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия (в т)	5,6
6. Себестоимость 1 т (в руб.)	
ванадиевого безжелезистого шлака	2410
тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке	113
100%-ной технической пятиокиси ванадия	19 300

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПЯТИОКИСИ ВАНАДИЯ ИЗ РУД ПУДОЖГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Характерной особенностью пудожгорских титаномагнетитовых руд является бедность по железу и высокое содержание в них титана и ванадия. Количество титана и ванадия в этих рудах по мере обогащения возрастает, поскольку упомянутые компоненты концентрируются в магнитной фракции.

Как показал опыт проплавки в доменных печах титаномагнетитовых руд, высокая концентрация в шихте двуокиси титана создает значительные затруднения в доменном процессе и исключает возможность использования титана.

Работами, проведенными за последние годы Институтом металлургии АН СССР и ЦНИИЧМ, был разработан особый бездуговой режим плавки руд в электрических печах, исключающий так называемые местные перегревы, способствующие карбидообразованию. При работе в таких печах обеспечивается нормальная эксплуатация печи при переработке высокотитанистых шихт, с получением шлаков, содержащих до 35—40% двуокиси титана; это делает их пригодными для дальнейшей химической переработки [1].

Таким образом, советскими учеными разработан специальный режим электродоменной плавки титаномагнетитовых руд, позволяющий комплексно использовать полезные компоненты — титан, ванадий и железо (чугун или сталь).

Показатели электродоменной плавки (в табл. 150) и продувки электродоменного чугуна в конвертере, положенные в основу дальнейших наших расчетов, приняты в соответствии с вышеуказанной работой.

Приводимые в последней технологические показатели были разработаны на основе результатов промышленных опытов обогащения, агломерации и электроплавки пудожгорских руд, проведенных в 1949—1950 гг.

Принятые в нашем труде экономические показатели несколько отличны от приводимых авторами указанной работы и содержат ряд коррективов. Так, сделан пересчет в цены 1952 г., увеличена стоимость концентрата пудожгорских руд с содержанием 53% железа, так как выход его при принятом относительно глубоком обогащении существенно умень-

[1] Комплексное использование пудожгорских титаномагнетитов на основе их электроплавки. Изд. АН СССР, 1951.

шается, а расходы на обогащение и агломерацию в связи с дроблением руды до 0,1 мм увеличиваются (это обстоятельство не было в должной мере учтено в работе Института металлургии АН СССР и ЦНИИЧМ). Подверглась изменению в сторону увеличения также стоимость 1 квт-ч электроэнергии, поскольку Гипромез учитывает удорожание, возникающее вследствие выработки на заводе тепловой энергии в объеме, соответствующем потребностям завода в тепле. Гипромезом также намечается замена коксика коксом ввиду отсутствия свободных ресурсов первого в Карело-Финской ССР и северо-западных районах РСФСР.

Таблица 150

Основные показатели электроплавки пудожгорских титаномагнетитов

Показатели	Количество
Расход на 1 т чугуна:	
агломерат (в кг)	1850
флюс (в кг)	160
кокс (в кг)	330
электроэнергия (в квт-ч)	2400
электроды (в кг)	25
Суточная производительность печи мощностью 24 000 ква (в т)	250
Количество шлака на 1 т чугуна (в т)	0,7
Содержание двуокиси титана в шлаке (в %)	38—40
Извлечение титана из руды в шлак (в %)	70
Содержание ванадия в чугуне (в %)	0,65
Выход газа 1 т чугуна (в м³)	450
Калорийность газа (в кал/м³)	2600

Деванадация электродоменного чугуна будет осуществляться в конвертерах с магнезитовой футеровкой. Учитывая чистоту чугуна по содержанию вредных примесей, в том числе по содержанию фосфора, следует полагать, что получающиеся ванадиевые шлаки будут высокого качества. По расчетам Института металлургии АН СССР при продувке 1 т электродоменного чугуна получается 40 кг ванадиевого шлака с концентрацией пятиокиси ванадия в нем 27%.

Объем производства

Объем производства на Пудожгорском комбинате в количестве 160 тыс. т чугуна в год принят по данным работы Института металлургии АН СССР и ЦНИИЧМ.

Годовое количество ванадиевого безжелезистого шлака с 27% пятиокиси ванадия составит 6400 т или с учетом 14% металловключений — 7360 т в год натурального ванадиевого шлака с 23,5% пятиокиси ванадия; количество титанистого шлака с 38—40% двуокиси титана — около 110 тыс. т.

Исходя из 86,4% извлечения пятиокиси ванадия из шлаков при химической переработке их, количество 100%-ной технической пятиокиси ванадия составит около 1500 т в год, откуда годовая выплавка 40%-ного феррованадия составит порядка 2060 т, или округленно 2100 т в год[1].

[1] Следует отметить, что объем производства 40%-ного феррованадия в работе Института металлургии АН СССР и ЦНИИЧМ принят равным 1500 т в год, однако расчет этого объема производства авторами не приводится.

Себестоимость продукции и капитальные затраты

Распределение затрат между тремя извлекаемыми компонентами из пудожгорских руд произведено с учетом следующих соображений.

Использование бессемеровского полупродукта может быть различно. Возможно, что придется ограничиться использованием полупродукта в качестве заменителя передельного чугуна в шихте мартеновских печей Ленинграда. Академия наук СССР выдвигает вариант передела полупродукта в электрических печах на Пудожгорском металлургическом комбинате.

Если считать, что получение чугуна (или заменяющего его полупродукта) может быть организовано на базе использования других железорудных баз Советского Союза и что потребность данного района в чугуне не диктует необходимости вовлечения в эксплуатацию весьма сложного по методам подготовки и металлургической переработки Пудожгорского месторождения, то получаемый здесь чугун следует рассматривать лишь как продукт, сопутствующий получению титанистых и ванадиевых шлаков.

При таком варианте полупродукт оценивается по стоимости заменяемого им чугуна.

Поскольку местом потребления полупродукта Пудожгорского завода, вероятнее всего, явится Ленинград, где он заменит в шихте мартеновских печей соответствующее количество чугуна, оценку его логично было бы произвести либо по себестоимости чугуна, выплавляемого на Череповецком заводе, или из криворожских руд (франко-Ленинград, т. е. с учетом также и разницы в сумме расходов на транспорт чугуна от принятых пунктов его изготовления до Ленинграда и от Пудожгорского завода до Ленинграда), либо по прейскурантной цене на передельный чугун соответствующего качества.

Сумму затрат на электродоменное производство за вычетом стоимости полупродукта следует отнести на титанистый и ванадиевый шлаки.

Метод распределения этой оставшейся суммы затрат между титанистым и ванадиевым шлаком недостаточно ясен, как, впрочем, и вся методика исчисления себестоимости комплексной продукции.

Одним из методов является разнесение затрат пропорционально проектной себестоимости получения соответствующих количеств каждого из продуктов на базе других источников, наиболее эффективных и не ограничивающих объем производства данного продукта.

В данном случае можно назвать реальные базы, обеспечивающие получение каждого продукта в нужном количестве — Африкандское месторождение перовскитов для получения титанистого концентрата и Качканарское месторождение титаномагнетитовых руд для получения ванадиевых шлаков. При этом следует учесть, что титанистый шлак получается при доменном переделе руд, тогда как ванадиевый — в результате процесса деванадации чугуна; поэтому на стоимость ванадиевого шлака, помимо доли затрат в электродоменном производстве, отнесены и затраты по деванадации чугуна.

Для проведения этих расчетов выполнена калькуляция себестоимости 1 т электродоменного чугуна и исчислена сумма эксплуатационных затрат на продувку 1 т электродоменного чугуна в конвертере (табл. 151).

В качестве флюса условно принят известняк месторождения Южный Олений остров. Цена получаемого газа исчислена, исходя из стоимости смеси коксового и доменного газа калорийностью 2,6 тыс. ккал/м³. Рас-

Таблица 151

Себестоимость 1 т электродоменного чугуна из пудожгорских титаномагнетитов

Статьи расходов	Количество	Цена (в руб.)	Сумма (в руб.)
I. Материалы			
Агломерат (в т)	1,850	139	257,15
Флюсы и добавочные материалы (в т)			
Известняк	0,160	60	9,60
Песок (кварцит)	0,035	25	0,88
Кокс (в т)	0,330	267	88,20
Электроэнергия (в квт-ч) .	2300	0,04	92,00
Электроды (в кг)	25	0,76	19,10
Итого . .	—	—	466,93
II. Расходы по переделу и общезаводские расходы . . .	—	—	37,80
III. Заводская себестоимость . .	—	—	504,73
IV. Побочная продукция (минус) Газ доменный другим цехам (в 1000 м³)	0,45	54	24,30
V. Заводская себестоимость (за вычетом побочной продукции)	—	—	480,43
Округленно	—	—	480

ходы по переделу приняты в сумме, исчисленной в работе Института металлургии АН СССР, и приведены к ценам 1952 г.[1]

Расходы, связанные с продувкой чугуна в конвертере, исчислены по аналогии с данными Чусовского завода с учетом меньшей производительности цеха Пудожгорского завода и необходимости разливки полупродукта в изложницы.

Расходы по продувке 1 т чугуна в конвертере приведены в табл. 152.

Всего на 1 т электродоменного чугуна, подвергнутого деванадации, получается (в кг):

1) титанистого шлака с 38—40% двуокиси титана — 700;
2) ванадиевого шлака с 27% пятиокиси ванадия — 40;

[1] Некоторые статьи приведенной калькуляции являются спорными. Работа пудожгорских электропечей на коксе маловероятна. Небольшое количество коксика (около 50 тыс. т в год) может быть завезено с заводов Центра (в перспективе) или Юга. Работа на дальнепривозном коксике удешевит электрочугун примерно на 18 руб/т. Возможны и другие варианты — работа на брикетированном торфе или каменном угле. Нужно и возможно изыскать восстановитель для обеспечения процесса, протекающего в электропечах, который был бы более дешев, чем металлургический кокс. Об этом свидетельствует опыт зарубежных стран. Применение брикетированного угля может удешевить чугун приблизительно на 24 руб/т.

Удорожание электроэнергии вследствие выработки на Пудожгорском комбинате тепловой электроэнергии (в соответствии с потребностью завода в тепле и паре) также весьма условно. Обычно тепловая электроэнергия, вырабатываемая в районе действия крупных гидростанций, относится не на счет отдельного потребителя электроэнергии, а включается в районный баланс. В этом случае ее удорожающее влияние не будет столь значительным, как это принимается Гипромезом. Эта поправка может дать удешевление чугуна на 23 руб/т.

Институт металлургии АН СССР считает возможным снизить себестоимость пудожгорского чугуна в сравнении с приведенной калькуляцией примерно на 40—50 руб/т (по указанным выше факторам). — *Ред. В. Р.*

Таблица 152

Расходы по продувке 1 т пудожгорского чугуна в конвертере
(в руб.)

Показатели	Сумма (в руб.)
1. Окалина и термитная смесь	8,50
2. Расходы по переделу	
зарплата с начислениями	8,00
энергетические затраты	4,00
амортизация	5,00
износ сменного оборудования (включая изложницы)	14,00
текущий ремонт и содержание основных средств	12,00
прочие цеховые расходы	6,00
Итого . . .	49,00
3. Общезаводские расходы	2,45
Всего . . .	59,95
Округленно . . .	60,00

3) полупродукта (заменителя чугуна) — 940.

В соответствии с изложенным выше, получаемый полупродукт, оцененный по прейскурантной цене коксового передельного чугуна с 0,04% серы класса А, будет стоить 381 руб/т.

Таким образом, на титанистый и ванадиевый шлаки должно быть отнесено 480—381 = 99 руб. суммы эксплуатационных затрат на электродоменное производство.

Титанистый шлак по проектной себестоимости получения 1 тонно-процента двуокиси титана из африкандских перовскитов (с учетом утилизации магнитного продукта) в ценах 1952 г. оценен в сумме 4 р. 20 к; ванадиевый шлак по себестоимости 1 тонно-процента пятиокиси ванадия из качканарской руды — в сумме 61 руб.

Исходя из этих данных, распределение затрат на ванадиевый и титанистый шлаки выразится данными, представленными в табл. 153.

Следовательно, на получение 40 кг ванадиевого шлака с 27% пятиокиси ванадия относится 95 р. 50 к. эксплуатационных затрат, откуда себестоимость 1 т ванадиевого шлака составит 2390 руб., а 1 тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке — 88 р. 50 к.

Себестоимость 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия составляет 16 000 руб., в том числе затраты на ванадиевый шлак — 10 300 руб.

Вовлечение в эксплуатацию титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения требует весьма значительных капитальных затрат как на добычу и подготовку этих руд, так и на строительство перерабатывающего их предприятия.

Капитальные затраты на строительство Пудожгорского комбината, включая и горнорудоподготовительный комплекс, но без учета затрат на строительство гидроэлектростанции, ориентировочно исчислены в сумме

Таблица 153

Распределение затрат на получение ванадиевого и титанистого шлаков из пудожгорской руды

(в руб.)

Показатели	Сумма	% затрат
Затраты, подлежащие распределению	99,00	
700 кг титанистых шлаков, оцененных по себестоимости получения их из африкандских перовскитов	117,00	64,0
40 кг ванадиевых шлаков, оцененных по себестоимости получения их из качканарских руд	66,00	36,0
Итого . . .	183,00	100,0
Распределение 99 руб.		
а) титанистые шлаки: 99 руб. · 0,64	63,50	64,0
б) ванадиевые шлаки: 99 руб. · 0,36	35,50	36,0
Итого . . .	99,00	100,0

425 млн. руб. в ценах 1.VII 1950 г., из которых на строительство самого комбината намечаются вложения в сумме около 380 млн. руб.

Капитальные вложения, относимые на бессемеровский полупродукт, могут быть исчислены по капиталоемкости 1 т череповецкого чугуна, равной (в ценах 1950 г.) примерно 410 руб. Отсюда на долю годового выпуска полупродукта должно быть отнесено: $0{,}94 \cdot 410 \cdot 160\,000 = 60$ млн. руб. и на долю ванадиевого и титанистого шлаков—365 млн. руб.

Эта сумма распределена между обоими видами продукции, причем, как показал расчет, на ванадиевый шлак падает 205 млн. руб., а на титанистый — 160 млн. руб.

Приведенные цифры, как отмечено, не учитывают капитальных затрат на строительство гидроэлектростанций, необходимых для обеспечения дешевой гидроэлектроэнергией электродоменного цеха.

По ориентировочным расчетам, для обеспечения потребности комбината в гидроэлектроэнергии потребуется около 50 мгвт установочной мощности станции. Считая, что капитальные затраты на строительство гидроэлектростанций равны примерно 3—4 тыс. руб. на 1 мгвт установочной мощности, сумма затрат на строительство гидростанций для Пудожгорского комбината составит 150—200 млн. руб.

Отсюда, общая сумма затрат, необходимых для организации производства титанистых и ванадиевых шлаков и бессемеровского полупродукта на базе пудожгорских титаномагнетитов, составит около 575—625 млн. руб.

Технико-экономические показатели по извлечению ванадия, титана и железа из пудожгорских титаномагнетитовых руд приведены в табл. 154.

Таблица 154

Технико-экономические показатели по извлечению ванадия, титана и железа из пудожгорских руд

Показатели	Количество
1. Годовый выпуск	
электродоменный чугун (в тыс. т) . . .	160
титанистый шлак с 38—40% двуокиси титана (в тыс. т)	110
ванадиевый шлак с 27% пятиокиси ванадия (в т)	6400
бессемеровский полупродукт (в тыс. т)	150
100%-ная техническая пятиокись ванадия (в т)	1500
40%-ный феррованадий (в т)	2100
2. Капитальные затраты на строительство комбината, горнорудообогатительного комплекса и долевое участие в строительстве гидроэлектростанций (в млн. руб.)	575—625
3. Капитальные затраты на строительство комбината и горнорудообогатительного комплекса (в млн. руб.)	425
В том числе на объекты, выпускающие:	
бессемеровский полупродукт	60
титанистый шлак	160
ванадиевый шлак	205
4. Выход безжелезистого ванадиевого шлака на 1 т продуваемого чугуна с учетом потерь (в кг)	40
5. Содержание пятиокиси ванадия в безжелезистом шлаке (в %)	27,0
6. Извлечение ванадия из шлаков (в %) . .	86,4
7. Расход шлака на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия (в т)	4,3
8. Себестоимость 1 т (в руб.)	
ванадиевого безжелезистого шлака . . .	2390
титанистого шлака	90
тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке	88,5
100%-ной технической пятиокиси ванадия	16000
9. Капитальные затраты на 1 т 40%-ного феррованадия (в тыс. руб.)	98

При принятой методике распределения затрат между ванадием, титаном и полупродуктом себестоимость 1 т безжелезистого ванадиевого

шлака на Пудожгорском комбинате составит 2390 руб., а капитальные затраты на 1 т 40%-го феррованадия — 98 тыс. руб.

Здесь следует снова напомнить, что отсутствие единой научно-обоснованной и общепризнанной методологии технико-экономических расчетов по процессам комплексной переработки многокомпонентного сырья приводит к спорности получаемых при технико-экономическом анализе выводов.

Так, по данным Института металлургии АН СССР и ЦНИИЧМ, содержание серы и фосфора в пудожгорском чугуне составит не более 0,03% по каждому элементу. Если это будет 0,025%, то такой металл следует оценивать как чугун марки ПВКЗ класса Г, т. е. по 449 руб. за 1 т, тогда как себестоимость пудожгорского чугуна с поправками, изложенными на стр. 286, составит не более 440 руб/т. В этом случае на ванадиевый шлак надо будет относить лишь издержки по продувке в конвертере. Себестоимость 1 т безжелезистого шлака составит 1500 руб., 1 тонно-процента ванадия в шлаке — 56 руб. и 1 т 100%-ной пятиокиси ванадия — 12 150 руб.

По условиям действующего прейскуранта, повышение серы и фосфора в чугуне всего лишь на 0,005% приводит к резкому снижению его цены. Трудно найти для этого технико-экономическое обоснование, но при 0,03% серы и фосфора в пудожгорском чугуне его приходится расценивать как марку М, класса А по 385 руб/т. В этом случае на ванадиевый и титанистый шлаки относится 440—385=55 руб. Себестоимость 1 т ванадиевого шлака составит 1995 руб., 1 тонно-процента ванадия в шлаке — 74 руб. и 1 т 100%-ной пятиокиси ванадия — 14 280 руб.

Но в вышеприведенные расчеты входит одна недостоверная цифра, сильно влияющая на результаты. Это — стоимость титанистого шлака, определенная в размере 4 р. 20 к. за 1 тонно-процент пятиокиси титана. Если даже не подвергать критике эту цифру как таковую (для перовскитового концентрата), то все же нельзя согласиться с ее применением к сравнительным технико-экономическим расчетам в данном случае.

Когда производится сопоставление экономической эффективности использования различных железных руд как конкурирующих способов подготовки руды к доменной плавке, то сравнительная оценка 1 тонно-процента железа для разных вариантов не решает задачи. Истинное представление об экономической эффективности разных вариантов может дать лишь сравнительная калькуляция чугуна при различных составах рудной шихты, а иногда даже сравнительная калькуляция стали (при получении ценных побочных продуктов при переделе чугуна в сталь). Если стоимость 1 тонно-процента двуокиси титана одинакова для двух видов сырья, но затраты на получение из них двуокиси титана существенно различны, то сравнение этих видов сырья по стоимости 1 тонно-процента двуокиси титана лишается смысла.

Как раз такое положение имеется в рассматриваемом конкретном случае. Проведенные испытания африкандских перовскитов и пудожгорских титанистых шлаков (ВИМС, ГИПИ — 4, Институт металлургии АН СССР) с полной бесспорностью устанавливают, что пудожгорские шлаки являются гораздо легче разложимыми, чем африкандские перовскитовые концентраты и что извлечение двуокиси титана из шлаков сернокислотным методом будет происходить с более благоприятными технико-экономическими результатами. До проведения соответствующих заводских опытов нельзя дать надежных сопоставительных показателей, и это заставляет признать, что для вышеприведенного технико-экономического расчета себестоимости пудожгорских ванадиевых шлаков пока еще нет надежной количественной базы.

Небезинтересно, однако, проиллюстрировать, какие глубокие сдвиги в выводах могут получиться при другой методологии расчетов. Если принять, что при переработке перовскитовых концентратов для получения 1 т двуокиси титана будет расходоваться только на одну тонну больше серной кислоты, чем при переработке титанистых шлаков электроплавки (по различным оценкам можно ожидать разницу до 2—2,5 т), то при стоимости технической серной кислоты около 350 руб/т получится экономия на 1 т титанистых шлаков около 130 руб. (без учета всех прочих расходов по переделу в производстве двуокиси титана). Прибавляя эту сумму к выведенной выше стоимости пудожгорских титанистых шлаков (4 р. 20 к · 38=160 руб/т), получим стоимость этих шлаков 160+130=290 руб/т, или 203 руб. за 700 кг. Поскольку на титанистые и на ванадиевые шлаки должно быть отнесено из эксплуатационных затрат по электродоменному цеху всего лишь 99 руб. (в других вариантах — не более 55 руб.), то при таком способе расчета ванадиевые шлаки получаются фактически бесплатно (даже с учетом покрытия расходов по продувке чугуна).

Этот примерный расчет показывает, что применяемый выше (табл. 152 и 153) способ оценки железа, титана и ванадия в продуктах переработки пудожгорских руд не имеет под собой прочной базы и потому делаемые на его основе выводы о сравнительной экономической эффективности получения ванадия не могут считаться доказательными.

Также недостаточно обоснованы и сопоставления капитальных затрат без правильного учета достигаемых результатов по себестоимости продукции вместе с распределением капитальных затрат по отдельным производствам (конвертерный полупродукт, титанистый шлак, феррованадий).

Проблему сравнения комплексной переработки титаномагнетитов при использовании всех трех компонентов приходится признать еще нерешенной в настоящей работе. Здесь требуются дальнейшие исследования и получение, прежде всего, сопоставимых технико-экономических показателей получения двуокиси титана из различных видов титанового сырья.

В первую очередь должны подвергнуться сравнительному технико-экономическому анализу варианты совместной переработки пудожгорских титаномагнетитов с титаномагнетитовой фракцией обогащения африкандских руд и комплексной переработки африкандских руд с использованием железа, титана и других ценных компонентов (см. доклад К. Х. Тагирова в трудах совещания по комплексному использованию титано-ниобиевого сырья Кольского полуострова. Изд. АН СССР, 1954). Поскольку в обоих случаях в схеме процессов имеется плавка в электропечах, важное место в разработке этих схем должны занять проведенные уже исследования электроплавки пудожгорских подготовленных руд, а также и новые опыты в том же направлении на новых сочетаниях отдельных видов сырья с целью получения более высокого содержания титана в шлаках электроплавки. — *Ред. В. Р.*

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ ИЗ КЕРЧЕНСКИХ РУД

В настоящее время из керченских руд выплавляется чугун на металлургическом заводе «Азовсталь», в дальнейшем проектируется восстановление Керченского завода им. Войкова.

Чугун, выплавляемый из керченских руд, содержит ванадий, и рассмотрение вопроса об извлечении ванадия из него представляется целесообразным.

Извлечение ванадия в ванадиевый шлак при сталеплавильном переделе керченских чугунов не связано с дополнительными затратами по подготовке руды к доменной плавке и не обусловливает какого-либо удорожания доменного процесса.

Следует ожидать, что метод деванадации чугуна путем продувки его в конвертере, предшествующий принятому сталеплавильному переделу этих чугунов, не потребует больших затрат.

Вместе с тем, бедность руды (а следовательно, чугуна и шлака) ванадием обусловливает высокий уровень затрат на получение 100%-ной технической пятиокиси.

Ниже экономические расчеты сделаны на примере организации ванадиевого производства на металлургическом заводе «Азовсталь», поскольку условия получения там этого элемента являются близкими к существующим на заводе им. Войкова.

Шихта доменных печей заводов, ориентированных на Керченское месторождение, будет состоять из 80% керченского агломерата и 20% криворожской руды.

Шихта доменных печей указанных заводов выбрана с учетом удовлетворения условиям получения металла надлежащего качества, обеспечения лучших показателей доменной плавки и т. д.

Однако добавка криворожской руды приводит к снижению содержания ванадия в чугуне с 0,105 до 0, 08%.

Основные показатели доменной плавки, принятые при работе на донецком коксе и еленовском известняке, представлены в табл. 155.

Как видно из этой таблицы, состав чугуна, выплавляемого из керченской руды, не является оптимальным для извлечения ванадия вследствие высокого содержания в нем марганца и в особенности фосфора, а также из-за низкого содержания ванадия.

Показатели деванадации чугуна

Показатели деванадации керченского чугуна исчислены исходя из условия его продувки в бессемеровском конвертере с динасовой футеровкой.

Таблица 155

Технические показатели доменной плавки керченских руд

Показатели	Количество
Расход сырых материалов и топлива (в кг/т чугуна)	
агломерат керченский	1412
агломерат криворожский	232
агломерат местный	232
известняк	647
кокс (скиповой) по проекту	980
кокс с учетом отсева	1030
Состав чугуна (в %)	
кремний	0,50
марганец	1,22
фосфор	1,80
сера	0,06
углерод	3,50
ванадий	0,08
мышьяк	0,08
Относительный вес шлака (в кг/т чугуна)	810
Выход газа (в м³/т чугуна)	3790
Теплотворная способность газа (в кал/м³)	980
Теоретический расход дутья (в м³/т чугуна)	2730
Расход дутья с учетом потерь (в м³/т чугуна)	3000
Коэффициент использования полезного объема (в сутки м³/т)	0,88

Опыты деванадации керченских чугунов в конвертере с магнезитовой футеровкой не производились.

Расчет показателей деванадации произведен исходя из условия, что количество остаточного ванадия в полупродукте составит 0,02%, содержание в ванадиевом шлаке пятиокиси фосфора не превысит 2,5% и закиси железа будет не более 17%. Продувка должна вестись с присадкой окалины в количестве 1,3% от веса чугуна.

Показатели деванадации приводятся в табл. 156.

Деванадация керченских чугунов дает шлаки с низкой концентрацией пятиокиси ванадия, при высоком содержании кремнезема, фосфора и закиси марганца, что определяет низкие показатели химической переработки этих шлаков.

В 1948 г. Гипросталь произвела расчеты по определению эффективности извлечения ванадиевых шлаков из керченских чугунов, специально обогащаемых ванадием.

Обогащение чугуна ванадием достигалось благодаря добавлению в шихту доменной печи ванадиевых шлаков, получаемых при продувке обычного керченского чугуна. При продувке таких обогащенных ванадием

чугунов можно получить шлаки с концентрацией пятиокиси ванадия до 6%. Однако при этом резко будет снижена производительность доменной печи, работающей на обогащенный чугун, усложнится производственный процесс в доменном и в бессемеровском цехах.

Таблица 156

Технические показатели деванадации керченского чугуна

Показатели	Количество
1. Расход на 1 т полупродукта (в кг)	
чугун	1060
окалина	12,6
2. Состав полупродукта (в %)	
углерод	2,5
кремний	0,05
марганец	0,16
фосфор	1,765
ванадий	0,02
сера	0,06
мышьяк	0,08
3. Состав ванадиевого шлака (в %)	
V_2O_5	3,36
SiO_2	35,25
MnO	40,18
FeO	17,0
Al_2O_3	1,45
$CaO + MgO$	0,26
P_2O_5	2,50
4. Содержание пятиокиси ванадия в натуральном шлаке (в %)	2,80
5. Относительный вес шлака на 1 т чугуна (в кг)	34,50
6. То же с учетом 4% потерь (в кг)	33,10
7. Температура чугуна (в °С)	1250
8. Температура полупродукта (в °С)	1410
9. Металлические включения в ванадиевом шлаке (в %)	20

В итоге капитальные и эксплуатационные затраты, относимые на производство ванадиевого шлака, возрастают столь значительно, что себестоимость получаемого феррованадия будет более высокой, чем в случае извлечения его из обычных керченских бедных ванадием шлаков.

Увеличение содержания ванадия путем увеличения процента керченского агломерата в шихте доменных печей также нецелесообразно, так как это заметно ухудшит работу доменного и сталеплавильного цехов, а следовательно, удорожит стоимость ванадиевых шлаков.

Показатели извлечения пятиокиси ванадия из шлаков

Химическая переработка низкованадиевых и высокофосфористых шлаков, получаемых при продувке керченских чугунов, будет иметь худшие показатели, чем получение пятиокиси ванадия из других источников. Ухудшение показателей будет иметь место как вследствие значительно больших масс шлака, перерабатываемого для получения 100%-ной технической пятиокиси ванадия, так и в силу больших потерь ванадия в шламе в отделении выщелачивания.

Основные показатели химической переработки шлаков при извлечении из них пятиокиси ванадия показаны в табл. 157.

Таблица 157

Расход материалов и показатели извлечения пятиокиси ванадия из шлаков

Показатели	Количество
1. Расход материалов на 1 т 100%-ной пятиокиси ванадия (в т)	
шлак ванадиевый	45,7
соль поваренная	5,58
сода кальцинированная	0,02
хлористый кальций	0,18
серная кислота	3,60
сернистый натрий	0,21
2. Потери пятиокиси ванадия (в % к чистым шлакам)	34,5
3. Извлечение ванадия при химической переработке и плавке (в %)	65,5

Объем производства

Хотя запасы руд Керченского месторождения и обеспечиваемый на их базе объем выплавки чугуна практически не ограничены, однако в ближайшей перспективе производство чугуна будет иметь место только на заводах «Азовсталь» и им. Войкова.

В конкретных условиях завода «Азовсталь» деванадации может быть подвергнуто лишь около 1500 тыс. т чугуна, используемого в сталеплавильном цехе № 2.

Количество это определилось исходя из того, что в сталеплавильном цехе № 2 может быть размещено всего два конвертера для деванадации чугуна, расчетная производительность которых, при условии обеспечения синхронности работы кислых и основных конвертеров, составит 1500 тыс. т в год.

При продувке этого количества чугуна получается 49,5 тыс. т безжелезистых шлаков с 3,36% пятиокиси ванадия, или 59,5 тыс. т натуральных шлаков с 2,8% пятиокиси ванадия, которые подлежат химической переработке в техническую пятиокись.

При 34,5% потерь в химическом цехе количество 100%-ной технической пятиокиси ванадия, получаемой при переработке этих шлаков, составит $59\,500 \cdot 0{,}028 \cdot 65{,}5 = 1090$ т, а выплавка 40%-ного феррованадия — 1490 т, или округленно 1500 т в год.

Себестоимость продукции и капитальные затраты

Затраты, связанные с производством ванадия на базе керченских руд, имеют место в процессе продувки чугуна в конвертере и последующей переработки ванадиевых шлаков.

По тем же самым соображениям, что и в случае использования для извлечения ванадия качканарских руд, на стоимость ванадиевых шлаков из керченских руд относится разность в сумме эксплуатационных затрат на производство стали при дуплекс-процессе и при прямом сталеплавильном переделе.

Извлечение ванадия на заводе «Азовсталь» может иметь место только в составе сталеплавильного цеха № 2 (II очередь завода). Вопрос о способе сталеплавильного передела чугунов для второй очереди завода «Азовсталь» в настоящее время еще не решен.

Гипромезом был представлен вариант передела в томасовских конвертерах; в настоящее время разрабатывается вариант передела в мартеновских качающихся печах. С точки зрения процесса получения ванадия наиболее оптимальным представляется вариант томасовского передела, позволяющий осуществить деванадацию чугуна в одном цехе.

В расчетах данной работы принято, что основным способом передела керченских чугунов является выплавка из них стали в томасовских конвертерах.

Эксплуатационные затраты, вызываемые наличием кислых (продувочных) конвертеров, складываются следующим образом:

1) увеличение расхода жидкого металла (чугуна) вследствие понижения на 3,2% сквозного выхода годного при дуплекс-процессе в результате дополнительных потерь металла при переливах, в виде металлических включений в ванадиевый шлак, добавочного количества скрапа и т. д.;

2) затраты по заработной плате производственных и ремонтных рабочих, обслуживающих кислые (продувочные) конвертеры и производящих ремонт футеровки ковшей и конвертеров;

3) амортизационные отчисления от стоимости сооружений и оборудования, устанавливаемого в связи с извлечением ванадиевого шлака;

4) затраты на топливо, электроэнергию, дутье, огнеупоры и другие, вызываемые наличием продувочных конвертеров.

Себестоимость 1 т чугуна при том и другом процессе сталеплавильного передела будет одинаковой — 370 руб.

Себестоимость 1 т стали, полученной дуплекс-процессом, в этих условиях равна 463 руб., прямым процессом — 444 руб.

Разница в себестоимости 1 т стали 19 руб. и относится на то количество шлака, которое эквивалентно получению 1 т дуплекс-стали.

Это количество ванадиевого шлака определяется следующим образом.

Выход безжелезистого ванадиевого шлака на 1 т продуваемого чугуна составляет 34,5 кг, расход чугуна на 1 т дуплекс-стали — 1,036 т.

Отсюда количество безжелезистого ванадиевого шлака на 1 т дуплекс-стали составит $34{,}5 \cdot 1{,}036 = 36{,}7$ кг, или с учетом 4% потерь шлака — 34,3 кг.

Себестоимость 1 т чистого ванадиевого шлака с учетом потерь составляет $\frac{19}{34{,}3} \cdot 1000 = 554$ руб., а себестоимость 1 тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке — 165 руб.

Вследствие очень низкого содержания ванадия в шлаке и больших потерь в процессе переработки последних, расход ванадиевых шлаков на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия составляет 45,7 т, или в ценностном выражении — 25 320 руб.

Сумма затрат на химикаты и расходы по переделу при переработке низкованадиевых керченских шлаков, учитывая большие массы перерабатываемого сырья, принята в размере 8600 руб. на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия.

Отсюда, себестоимость 1 т 100%-ной технической пятиокиси полученной на базе извлечения шлаков из керченских чугунов, составит 33 920 руб., или округленно 34 000 руб.

При организации производства феррованадия на заводах «Азовсталь» и им. Войкова, как и при получении этого продукта на базе Качканарского месторождения, возникает необходимость в дополнительных капитальных затратах только для строительства бессемеровских, химических и ферросплавных цехов.

Так как бессемеровские конвертеры для деванадации чугуна будут построены в составе сталеплавильных (томасовских) цехов на каждом из рассматриваемых заводов, то капитальных затрат потребуется меньше, чем при строительстве отдельного самостоятельного бессемеровского цеха (т. е. в случае мартеновского варианта сталеплавильного передела керченских чугунов).

Таблица 158

Технико-экономические показатели по извлечению ванадия из керченских руд в условиях завода «Азовсталь»

Показатели	Количество
1. Годовой выпуск	
ванадистый чугун (в тыс. т)	1 500
ванадиевый безжелезистый шлак (в тыс. т)	49,5
то же натуральный (в тыс. т)	59,5
100%-ная техническая пятиокись ванадия (в т)	1 090
40%-ный феррованадий (в т)	1 500
2. Капитальные затраты для организации производства феррованадия на заводе „Азовсталь" (в млн. руб.)	55
3. Выход безжелезистого ванадиевого шлака на 1 т продуваемого чугуна с учетом потерь (в кг)	33,1
4. Содержание пятиокиси ванадия в безжелезистом шлаке (в %)	3,36
5. Извлечение ванадия из шлаков (в %)	65,5
6. Расход шлака на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия (в т)	45,7
7. Себестоимость 1 т (в руб.)	
ванадиевый безжелезистый шлак	554
тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке	165
100%-ная техническая пятиокись ванадия	34 000
8. Капитальные затраты на 1 т 40%-ного феррованадия (в тыс. руб.)	36,5

Потребность в капитальных затратах для строительства двух конвертеров на заводе «Азовсталь» емкостью 60 т составит примерно 30 млн. руб.

Сумма затрат на строительство ферросплавных и химических цехов, учитывая большое количество ванадиевых шлаков, которое подлежит переработке в этих цехах, составит около 25 млн. руб.

Таким образом капиталовложения, необходимые для организации производства 1,5 тыс. т 40%-ного феррованадия на заводе «Азовсталь» составят сумму 55 млн. руб.

В табл. 158 приведены технико-экономические показатели по извлечению ванадия из керченских руд в сводном виде в условиях завода «Азовсталь».

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ВАНАДИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА НА БАЗЕ КАЧКАНАРСКИХ ТИТАНОМАГНЕТИТОВ

Приведенные выше технико-экономические расчеты позволяют сделать нижеприведенные основные выводы.

Объем производства феррованадия на рассматриваемых сырьевых базах представляется в следующем виде (в т):

Ново-Тагильский завод при работе на качканарской руде только доменной печи № 5 полезным объемом 1513 м³	4 500
Чусовской завод на базе Кусинского и Первоуральского месторождений, обеспечивающих выплавку 320 тыс. т чугуна . .	3 300
Пудожгорский комбинат при производстве 160 тыс. т электродоменного чугуна . . .	2 100
Завод „Азовсталь“ (при деванадации 1500 тыс. т чугуна)	1 500
Завод им. Войкова (при деванадации 1500 тыс. т чугуна)	1 500
Всего . . .	12 900

По объему производства феррованадия Качканарское месторождение является одной из наиболее мощных сырьевых баз этого продукта.

Так, только при намеченном составе второй очереди Ново-Тагильского завода на базе руд Качканарского месторождения возможно получить до 14 тыс. т феррованадия в год, что намного превышает перспективную потребность в нем, исчисленную Гипросталью.

По Кусинскому и Первоуральскому месторождениям приведенный объем является максимальным; по Пудожгорскому месторождению может иметь место увеличение объема производства электродоменного чугуна до 240 тыс. т, что позволит довести выплавку феррованадия до 3000 т. Дальнейшее увеличение производства требует дополнительных гидроэнергетических баз.

Что касается Керченского месторождения, то указанный объем производства феррованадия является максимальным для металлургического завода «Азовсталь». Дальнейшее увеличение объема производства феррованадия на базе руд Керченского месторождения возможно при восстановлении завода им. Войкова и строительстве новых металлургических заводов.

Содержание пятиокиси ванадия в шлаке, расход ванадиевого шлака на получение 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия и себестоимость ванадиевого шлака и 100%-ной технической пятиокиси ванадия при извлечении последнего из различных чугунов приведены в табл. 159.

Таблица 159

Себестоимость ванадиевого шлака и 100%-ной технической пятиокиси ванадия [1]

Показатели	Месторождение и завод			
	Качканарское, Ново-Тагильский	Кусинское и Первоуральское, Чусовской	Пудожгорское, Пудожгорский	Керченское „Азовсталь"
Содержание пятиокиси ванадия в безжелезистом шлаке (в %)	14,45	21,26	27,0	3,36
Себестоимость 1 т ванадиевого шлака (в руб.)	883 (2310)	2410	2390 (1995)	554
Стоимость 1 тонно-процента пятиокиси ванадия в шлаке (в руб.)	61 (160)	113	88,5 (74)	165
Расход шлака на 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия (в т)	8,4	5,6	4,3	45,7
Себестоимость 1 т 100%-ной технической пятиокиси ванадия (в руб.)	13 700 (25650)	19 300	16 000 (14280)	34 000

[1] Цифры в скобках рассчитаны редактором по методике, изложенной на стр. 274 и 290, причем по Пудожгорскому заводу не учтено улучшенное качество титанистых шлаков.— *Ред. В. Р.*

Капитальные затраты, необходимые для организации производства феррованадия, приведены в табл. 160.

Таблица 160

Капитальные затраты на ванадиевое производство

Показатели	Ново-Тагильский завод	Пудожгорский завод**	Завод „Азовсталь"
Сумма капитальных затрат, отнесенная на ванадий (в млн. руб.)	30/42*	205	55
Производство 40%-ного феррованадия (в т)	4500	2100	1500
Капзатраты на 1 т 40%-ного феррованадия (в тыс. руб.)	6,7/9,3* (50)	98,0	36,5

* В сумму 42 млн. руб. входят 12 млн. руб., фактически затраченные на строительство бессемеровского отделения мартеновского цеха № 1.

** По Пудожгорскому комбинату цифры имеют условный характер и являются по существу не сопоставимыми с расчетными данными по другим заводам.

О возможных сроках организации ванадиевого производства можно отметить следующее.

Развертывание ванадиевого производства на базе использования руд Пудожгорского месторождения связано с длительными сроками строи-

тельства самого комбината, освоения добычи и подготовки руды и со строительством гидростанций. Однако оно интересно в том отношении, что здесь одновременно решается проблема получения ценного титанового сырья.

Ванадиевое производство на базе использования руд Керченского месторождения возможно только после восстановления завода им. Войкова и строительства второй очереди завода «Азовсталь», частичный ввод которых намечается в 1956—1960 гг.

Наиболее быстро и просто можно организовать ванадиевое производство на базе использования руд Качканарского месторождения, если его освоение будет осуществлено в следующем пятилетии.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Всесторонняя оценка условий добычи, рудоподготовки, металлургического передела, технологических и экономических показателей титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения, а также анализ баланса железных руд Урала позволяют сделать следующие выводы.

Руды этого месторождения являются комплексным сырьем, из которого можно получать железо, ванадий и платину.

Качканарское месторождение титаномагнетитовых руд обладает огромными запасами и практически не ограниченными добычными возможностями при открытом способе разработки.

Исследовательские материалы и испытания по рудам этого месторождения в основном являются достаточными для определения промышленной схемы обогащения и агломерации. Качканарские титаномагнетитовые руды обогащаются сравнительно легко и по простым технологическим схемам, давая при этом концентрат с высоким содержанием железа (55%) и благоприятный по составу пустой породы, что определяет его высокую металлургическую ценность. Содержание двуокиси титана находится в таких пределах, что заметного влияния на технико-экономические показатели доменной плавки не оказывает.

Следует отметить, что при современном состоянии изученности вопроса о комплексном использовании руды извлечение из нее платины значительно усложняет технологическую схему и ухудшает экономические показатели обогащения руды.

Принятая схема процесса агломерации также обеспечивает хорошие технологические и экономические показатели.

Несмотря на бедность руды в сыром виде, при металлургическом переделе качканарского агломерата в доменных печах и стационарных мартеновских печах возможно получение чугуна и стали по себестоимости, уровень которой характерен и для железорудных месторождений СССР, более богатых по содержанию железа, подлежащих широкому промышленному освоению в перспективе 10—15 лет.

Вместе с тем освоение Качканарского месторождения потребует весьма высоких капитальных вложений в сырьевую базу.

Промышленное освоение Качканарского месторождения позволит полностью покрыть значительный дефицит в железной руде на металлургических заводах Среднего Урала.

Вовлечение в эксплуатацию Качканарского месторождения позволит расширить в СССР производство феррованадия до любых практически целесообразных размеров, причем себестоимость его будет значительно ниже существующих цен, а также проектной себестоимости феррованадия, получаемого на базе керченских, первоуральских и кусинских руд. Соответствующие сопоставления с феррованадием из пудожгорских

руд пока еще недостаточно обоснованы в методологическом отношении.

В заключение следует отметить, что работами многих научно-исследовательских учреждений Академии наук СССР и Министерства черной металлургии СССР выяснена возможность промышленного освоения Качканарского месторождения. Намечаемое строительство железной дороги, непосредственно соединяющей Печорский угольный бассейн с Северным и Средним Уралом, повлияет на ускорение промышленного использования руд этого месторождения.

Средний Урал получит мощные топливно-сырьевые предпосылки для дальнейшего развития черной металлургии — качканарскую руду и печорский коксующийся уголь.

Подготовка промышленного освоения Качканарского месторождения потребует проведения следующих работ:

1) строительство железнодорожной ветки примыкания, соединяющей месторождение с железнодорожной сетью Министерства путей сообщения;

2) окончательное установление промышленной схемы обогащения качканарской руды в части извлечения платины с проведением дополнительных контрольных опытов, и разработка технологии и экономики извлечения из этой руды платины;

3) проведение промышленных опытов по доменной плавке качканарской руды;

4) проведение опытов по изучению условий процесса и разработке технологии сталеплавильного передела ванадистого чугуна (типа качканарского) путем продувки его в конвертере для получения природнолегированной ванадиевой стали (метод УФ АН СССР) и по изучению их свойств;

5) проведение исследований по применению феррованадия в сталеплавильном производстве и по значительному расширению сортамента стали ванадиевых марок;

6) проведение технико-экономических исследований по установлению перспектив производства и потребления в СССР феррованадия, литейного ванадистого чугуна и ванадийсодержащих сталей;

7) продолжение технико-экономического исследования сравнительной экономической эффективности использования различных сырьевых баз для производства феррованадия;

8) проведение исследований по коренному улучшению технологической схемы извлечения ванадия из конвертерных шлаков;

9) разработка проектов Качканарского рудника, обогатительно-агломерационного комбината, Ново-Тагильского и Чусовского металлургических и ферросплавного заводов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Балла Г. Ф. Выплавка ванадиевого чугуна. Сталь, 1949 г. № 2.
2. Барбот-де-Марни Е. Н. Гора Качканар и ее месторождения магнитного железняка. Горный журнал, 1902 г., № 4.
3. Белоусов В. В. К вопросу о механизме ориентировки минералов в горных породах. Бюлл. Моск. об-ва испыт. природы, отд. геол. 1950, т. XXV (5).
4. Белянкин Д. С. и Лилин В. В. Ванадий в передельных бессемеровских шлаках Чусовского завода. Изв. АН СССР, отд. техн. наук, 1946, № 11.
5. Бетехтин А. Г. О генерациях рудных минералов. Зап. Всесоюз. мин. об-ва, 1949. вып. 3.
6. Болк Р. Структурные особенности изверженных горных пород. Госгеолиздат, 1946.
7. Брицке Э. В., Шманенков И. В. и Тагиров К. Х. Выплавка чугуна и стали из уральских титаномагнетитов. Тр. ин-та прикладной минералогии, 1933.
8. Брицке Э. В., Тагиров К. Х. и Шманенков И. В. Доменная плавка уральских титаномагнетитов с применением в шихте нефелиновых сиенитов. Изв. АН СССР, отд. техн. наук, 1941, № 1 и 2.
9. Брицке Э. В. и Тагиров К. Х. Исследование свойств титанистых силикатных шлаков. Ин-т металлургии АН СССР, 1946.
10. Бутырин Н. В. Геологическое строение и петрология горы Качканар. Рукопись, фонды УГГУ, 1949.
11. Бучельников С. М. Изучение обогатимости вкрапленных руд Качканарского месторождения (участка «Железный рудник»). Отчет по теме 518-Н, Уралмеханобр, 1948.
12. Бучельников С. М. Изучение вещественного состава и обогатимости вкрапленных титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения, Уралмеханобр, 1949.
13. Бучельников С. М. Исследования обогатимости руд верхних горизонтов собственно Качканарского месторождения. Предварительный отчет по теме 605-Н, Уралмеханобр, 1950.
14. Бучельников С. М. Обогащение титаномагнетитовых руд Урала. Доклад на *научной сессии, посвященной 20-летнему юбилею Уралмеханобра. Уралмеханобр*, 1950.
15. Бучельников С. М. и Мецхваришвили И. Н. Предварительные лабораторные исследования обогатимости титанистых магнетитов Качканарского месторождения. Отчет по теме 437-Н, Уралмеханобр. 1947.
16. Бучельников С. М. и Соломонова Ф. К. Изучение вещественного состава и обогатимости основных типов руд Гусевогорского участка Качканарского месторождения, установление оптимального предела обогащения руд и минимального промышленного содержания железа в них. Отчет по теме 566-Н, т. I и II. Рукопись, Уралмеханобр, 1949.
17. Бучельников С. М., Топорков С. Д. и Кудрина Н. И. Испытание обогатимости руд собственно Качканарского месторождения. Отчет по теме 605-Н, Уралмеханобр, 1951.
18. Бучельников С. М. и Топорков С. Д. Промышленные испытания качканарских руд на фабриках на горе Благодати. Уралмеханобр, 1952 г.
19. Воронцова Б. И. Отчет о работе геоморфологической партии в верховьях бассейна р. Ис на восточном склоне Среднего Урала. Рукопись, фонды Уралзолото, 1940.
20. Высоцкий Н. К. Месторождения платины Исовского и Нижне-Тагильского *районов на Урале. Тр. Геол. комитета, новая серия, вып. 64*, 1913.
21. Геологическая карта Урала масштаба 1 : 500 000, 1939.
22. Глазковский В. А. и Соломонова Ф. К. Изучение вещественного состава руд Качканарского месторождения. Рукопись, фонды УГГУ, 1949.

23. Дембо Т. М. Об эпигенетическом происхождении кварцевых вростков графических пегматитов Степняковского района. Зап. Всесоюз. мин. об-ва, 1949, вып. 1.
24. Деминова О. А. Комплексное использование железорудного сырья при обогащении руд. Горный журнал, 1951, № 2.
25. Ермаков Н. П. Критерии познания генезиса минералов и среда рудообразования. Львовское геол. об-во, Минералогический сборник, 1949, № 3.
26. Заварицкий А. Н. О фузивных магматических месторождениях. Изв. АН СССР, серия геол., 1937, № 4.
27. Заварицкий А. Н. Некоторые основные вопросы геологии Урала. Изв. АН СССР, серия геол., 1941, № 3.
28. Заварицкий А. Н. Введение в петрохимию. Изд. АН СССР, 1944.
29. Заварицкий А. Н. О пегматитах как образованиях промежуточных между изверженными породами и рудными жилами. Зап. Всесоюзн. мин. об-ва, 1947, 2 серия, ч. 76.
30. Зубрилов Л. Е. Обоснование и методы промышленного использования бедных руд Качканарского титаномагнетитового бассейна. Горногеологический ин-т УФАН СССР, г. Свердловск, 1951.
31. Иванов А. А. и Лизунов Н. В. Платиноиды в ультраосновных породах Урала. Изв. АН СССР, серия геол., 1944, № 5.
32. Ильясов И. М. Отчет о результатах разведки и магнитометрической съемки на горе Качканар. Рукопись, фонды УГГУ, 1932.
33. Институт Гипромез (Ленинградский филиал). Проектное задание завода «Азовсталь», II очередь. Экономическая часть, т. I, фонды Гипромеза, 1952.
34. Институт Гипромез. Технико-экономическое обоснование дальнейшего развития Ново-Тагильского металлургического завода. Фонды Гипромеза, 1952.
35. Институт Гипромез. Технико-экономическое обоснование дальнейшего развития Магнитогорского металлургического комбината. Фонды Гипромеза, 1952.
36. Институт Гипромез (Ленинградский филиал). Эффективность извлечения ванадия из ванадийсодержащих руд СССР, проектные соображения. Фонды Гипромеза, 1952.
37. Институт Гипромез (Ленинградский филиал). Техно-экономические показатели добычи и подготовки руд Кустанайских и других новых месторождений СССР. Технико-экономические соображения. Фонды Гипромеза, 1953.
38. Институт Гипромез. Баланс железных руд Урала, Кустанайской области и Западной Сибири на период 1956—2000 гг. Фонды Гипромеза, 1953.
39. Институт Гипромез. Соображения о плане развития черной металлургии в СССР на 1960 год. Фонды Гипромеза, 1953.
40. Институт Гипромез. План развития черной металлургии на базе железорудных месторождений Кустанайской области. Фонды Гипромеза, 1953.
41. Институт Гипросталь. Проектное задание Чусовского металлургического завода. Фонды Гипростали, 1939.
42. Институт Гипросталь. Перспективы развития ферросплавной промышленности. Фонды Гипростали, 1950.
43. Институт Гипросталь. Технический проект феррованадиевого цеха завода им. Войкова. Фонды Гипростали, 1951.
44. Институт Гипросталь. Перспективы развития ферросплавной промышленности. Фонды Гипростали, 1953.
45. Институт Гипросталь. Проектное задание металлургического завода им. Войкова. Фонды Гипростали, 1953.
46. Институт Гипросталь. Технический проект Чусовского ферросплавного завода (химический цех № 2). Фонды Гипростали, 1951.
47. Институт информации Министерства черной металлургии. Извлечение ванадия из бедных железных руд Германии. Информация № 119, 1947.
48. Институт информации Министерства черной металлургии. Ванадиевая промышленность Германии. Информация № 120, 1947.
49. Институт информации Министерства черной металлургии. Получение феррованадия переработкой ванадистых шлаков. Информация № 136, 1947.
50. Институт Уралгипроруда. Основные положения Качканарского рудника и обогатительно-агломерационного комбината, т. I. Фонды Уралгипроруды, 1952.
51. Институт Уралмеханобр. Основные положения Качканарского обогатительно-агломерационного комбината, т. II. Фонды Уралмеханобра, 1952.
52. Кашин С. А. Медно-титаномагнетитовое оруденение в основных интрузивных породах Урала. Тр. Ин-та геол. наук АН СССР, серия рудных месторождений (№ 9), вып. 91, 1948.
53. Кваскова А. Н., Бучельникова С. М. и др. Контрольные испытания обогатимости руд Гусевогорского участка Качканарского месторождения и разработка промышленной схемы обогащения их. Отчет по теме 566-Н, Уралмеханобр, 1950.

54. Комплексное использование пудожгорских титаномагнетитов на основе их электроплавки. Изд. АН СССР, 1950.
55. Кочин М. Ф. Металлургическая оценка качканарских руд и агломератов. Уралмеханобр, 1948.
56. Краснопольский А. А. Геологический очерк окрестностей Верхне- и Нижне-Туринских заводов горы Качканар. Тр. Геол. ком., первая серия, вып. 52.
57. Кузнецов Е. А. Геология зеленокаменной полосы восточного склона Среднего Урала. Геол. ин-т АН СССР, 1939.
58. Кузнецов Е. А. Тектоника Среднего Урала. Изд. АН СССР, 1941.
59. Кузнецов Е. А. Габбровый массив к югу от р. Баранчи на Урале.
60. Кулибин В. А. Кусинские титаномагнетиты с точки зрения их обогащения. Советская металлургия, 1934, № 3.
61. Кулибин В. А. Пути использования Первоуральского месторождения как базы советского феррованадия Горнообогатительный журнал, 1936, № 1.
62. Кулибин В. А. Подготовка уральских руд к плавке. Изд. АН СССР, 1942.
63. Легас М. К. Анализ результатов испытания обогатимости и технико-экономические соображения по вопросу добычи и переработки руд Качканарского месторождения. Отчет по теме 566-Н. Уралмеханобр, 1949.
64. Малышев И. И., Пантелеев П. Г. и Пэк А. В. Титаномагнетитовые месторождения Урала. Изв. АН СССР 1934, серия уральская, вып. 1.
65. Малышев И. И. Титаномагнетиты, как образования остаточного расплава габбровой магмы. Тр. Урал. фил. АН СССР, вып. 4, 1935.
66. Марголин С. Улучшение способов получения ванадистых шлаков. Сталь, 1944, № 3—4.
67. Матвеев Г. С. и Плешков П. В. Опытная доменная плавка сырых титаномагнетитов. Уральская металлургия, 1940, № 1.
68. Материалы совещания по использованию уральских титаномагнетитовых железных руд от 25—26 апреля 1951 г., проведенного в г. Свердловске. Фонды УФАН СССР.
69. Миллер В. Я. и Бабушкин Н. М. Изучение физико-химических свойств магнезиальных титанистых шлаков. Отчет по теме № 831, УИМ, 1948.
70. Миллер В. Я. и Бабушкин Н. М. Определение металлургической ценности агломератов из титаномагнетитов Качканарского месторождения и техно-экономическое обоснование выбора наивыгоднейшей схемы обогащения руд. Отчет по теме № 8/13, УИМ, 1949.
71. Миллер В. Я. и Бабушкин Н. М. Металлургическая оценка агломератов из титаномагнетитов Качканарского месторождения с техно-экономическим обоснованием выбора наивыгоднейшей схемы обогащения и нижнего предела содержания железа в руде. Отчет по теме № 836, УИМ, 1949.
72. Миллер В. Я. и Бабушкин Н. М. Металлургическая оценка агломератов из титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения с техно-экономическим обоснованием выбора наивыгоднейшей схемы обогащения и нижнего предела содержания железа в руде, 1950.
73. Миллер В. Я. и Ивашев Б. В. Металлургическая оценка агломератов из руд собственно Качканарского месторождения, 1951.
74. Михайлов В. В. и Штейнгельмейер С. В. Переход ванадия в чугун в зависимости от температуры, основности и количества шлака. Уральская металлургия, 1939, № 7.
75. Михайлов В. В. и Штейнгельмейер С. В. Изучение металлургических свойств титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения с целью нахождения оптимальных условий проплавки в доменных печах. Уральская металлургия, 1940, № 1.
76. Михайлов В. В. и Мокриевич К. М. Перспективы использования ванадийсодержащих титаномагнетитов Качканарского месторождения в черной металлургии. Лаборатория металлургических процессов черных металлов Уральского филиала АН СССР. Рукопись, фонды УФАН СССР, 1948.
77. Михайлов В. В. Об использовании висимских титаномагнетитов в черной металлургии. Предварительный отчет Уральского филиала АН СССР, 1950.
78. Михайловский А. А. Отчет о магнитометрических работах на Качканарском месторождении титаномагнетита в 1946. Рукопись, фонды УГГУ, 1947.
79. Михайловский А. С. Отчет о магнитометрических работах на Качканарском месторождении титаномагнетита за 1947—1948 гг. Рукопись, фонды УГГУ, 1949.
80. Михайловский А. С. Отчет о магнитометрических работах на Качканарском месторождении титаномагнетита в 1948 г. Рукопись, фонды УГГУ, 1948.
81. Мичкарева В. И. Минералогический состав и структура качканарских агломератов. УИМ, 1949.
82. Ортин М. Ф. *Задачи механического обогащения полезных ископаемых на Урале.* Техно-экономический сборник «Урал», 1922, № 2.

83. Ортин М. Ф., Лачко О. А. и Войцехович Е. Б. Разработка метода извлечения платины из вкрапленных титано-магнетитовых руд Качканарского месторождения. Отчет по теме 569-Н, Уралмеханобр, 1949.
84. Ортин М. Ф., Бучельников С. М., Квасков А. П., Топорков С. Д., Лачко О. А. и Войцехович Е. Б. Укрупненные контрольные испытания обогатимости руд Гусевогорского участка Качканарского месторождения. 1950.
85. Ортин М. Ф. и Цаплин А. А. Контрольные испытания десятитонной пробы № 26 руды Гусевогорского участка Качканарского месторождения с целью уточнения метода извлечения платины. 1950.
86. Ортин М. Ф. и Титов П. П. Испытания на обогатимость руд горы Качканар магнитной сепарацией. Отчет Свердловского горного института им. В. В. Вахрушева, 1950.
87. Павлов М. А. Металлургия чугуна. Часть I, 1944.
88. Павлов М. А. Металлургия чугуна. Часть II, изд. шестое, 1949.
89. Пантелеев П. Г. К вопросу геохимии титана, ванадия и хрома в титаномагнетитах Урала. Изв. АН СССР, серия геол., 1938, № 2.
90. Пейве А. В. Тектоника Северо-Уральского бокситового пояса. Материалы к познанию геологического строения СССР, изд. Моск. общ. испыт. природы, новая серия, 1947, вып. 4 (8).
91. Пэк А. В., Малышев И. И. и др. Титаномагнетитовые месторождения Урала. ч. 2, СОПС АН СССР, серия уральская, вып. 2, 1936.
92. Пылаев Б. Ф. Лабораторные исследования обогатимости трех проб титаномагнетитов горы Качканар. Уралмеханобр, 1933.
93. Рассказов И. И. и Струпников А. И. Шихтовка и режим доменной печи при выплавке ванадиевого чугуна. Уральская металлургия, 1939, № 7.
94. Римская-Корсакова О. М. К вопросу о закономерных срастаниях шпинели с магнетитом. Зап. Всесоюз. мин. об-ва, 1950, 2 серия, ч. 79, вып. 3.
95. Романов Б. М. Габбро-перидотитовая формация Урала. Советская геология, 1949, № 40.
96. Рупасова З. В. Кусинское месторождение титаномагнетита, 1945. Рукопись, фонды УГГУ, 1946.
97. Рупасова З. В. Качканарское месторождение титаномагнетитовых руд. Горный журнал, 1948, № 5.
98. Рупасова З. В. Качканарское месторождение титаномагнетита. Предварительный отчет о работах Качканарской геологоразведочной партии за 1946—1947 гг. с подсчетом запасов на I. IV 1948 г. Рукопись, фонды УГГУ, 1948.
99. Рупасова З. В., Батищев-Тарасов С. Д., Михайловский А. С., Бучельников С. М. и Михайлов В. В. Материалы к промышленной оценке Качканарского месторождения (записка в Министерство черной металлургии СССР и Свердловский Обком ВКП(б)). Фонды УГГУ, 1948.
100. Рупасова З. В., Алешин М. И. Качканарское месторождение титаномагнетита. Второй предварительный отчет о геолого-разведочных работах 1946—1949 гг. с подсчетом запасов на 1 ноября 1949 г. Рукопись, фонды УГГУ, 1950.
101. Самарин А. М., Рикман В. В., Моргулев С. А. и др. Технико-экономическое обоснование электродоменного производства качественного чугуна на Северо-Западном заводе. Ленинградско-Мурманская экспедиция СОПС АН СССР, 1947.
102. Самулевич И. Д. Промышленная плавка ванадиевого чугуна на Чусовском заводе. Советская металлургия, 1937 № 1.
103. Семик И. П. Вязкость титанистых доменных шлаков и возможности плавки сырых кусинских титаномагнетитов на коксе. Изв. АН СССР, 1941, № 4.
104. Семик И. П. Вязкость, плавкость и загустевание титанистых шлаков системы SiO_2—TiO_2—CaO при постоянном содержании Al_2O_3—12% и MgO—8%. Изв. АН СССР, 1941, № 9 и 1942, № 3—4.
105. Соколов Г. А. Хромиты Урала, их состав, условия кристаллизации и закономерности распространения. Тр. Инст. геол. наук АН СССР, вып. 97, 1948.
106. Соколов Г. А. О геологии и рудоносности Качканарско-Гусевогорского интрузива. Консультационная записка. Рукопись, фонды Качканарской ГРЭ, 1948.
107. Соломонова Ф. К. и Глазковский В. А. Изучение вещественного состава 5 проб руд Качканарского месторождения. Уралмеханобр, 1949.
108. Сырокомский В. С. Ванадий в уральских титаномагнетитах. Минеральное сырье и его переработка, 1926, № 5 (416).
109. Тимофеев В. М. и Глазковский В. А. Отчет по изучению минералогического состава структурных и текстурных особенностей качканарских руд. Уралмеханобр, 1947.
110. Тимофеев В. М. и Глазковский В. А. Изучение вещественного состава ильменито-магнетитовых руд Качканарского месторождения. Рукопись, фонды УГГУ, 1947.

111. Топорков С. Д. Спекание отходов ванадиевого призводства Чусовского металлургического завода. Механобр, 1937—1938.
112. Транстэипроект. Проектное задание железнодорожного примыкания к Качканарскому месторождению. Фонды Транстэипроект, 1953.
113. Тюренков Н. Г. О схеме обогащения первоуральских титаномагнетитов. Горный журнал, 1948, № 7.
114. Хохлов Д. Г. Получение из сернистых магнетитовых руд агломерата с повышенными физико-химическими свойствами и изучению влияния их на показатели работы доменных печей. Отчет по теме № 844, УИМ. 1949.
115. Чусовской металлургический завод. Отчет по основной деятельности за 1952 г. Фонды Министерства металлургической промышленности, 1953.
116. Чусовской ферросплавный завод. Отчет по основной деятельности за 1952 г. Фонды Министерства металлургической промышленности, 1953.
117. Шманенков И. В. и Тагиров К. Х. Доменная плавка титаномагнетитовых руд на основных шлаках. Изв. АН СССР, отд. техн. наук, 1947, № 4.
118. Штрейс Н. А. Стратиграфия и тектоника зеленокаменной полосы Среднего Урала на примере изучения Исовского района. Рукопись. 1946.
119. Юденич Г. И. Обогащение руд черных металлов. 1948.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Стр.

Предисловие 5

Глава I. Общие сведения о районе месторождения (З. В. Рупасова — Министерство геологии и охраны недр СССР) 7

Глава II. Геологическое описание, запасы и качество руд (З. В. Рупасова — Министерство геологии и охраны недр СССР) 13

Глава III. Разработка Гусевогорского месторождения (А. П. Ухов — Гипроруда МЧМ СССР и З. А. Кулагина — Гипромез МЧМ СССР) . . 93

Глава IV. Подготовка качканарских титаномагнетитовых руд к доменной плавке (канд. техн. наук С. М. Бучельников — Уралмеханобр МЧМ, А. Б. Патковский — Механобр МЦМ. А. С. Финкельштейн — Гипромез МЧМ) . 118

Глава V. Металлургическая оценка качканарских титаномагнетитовых руд (канд. экон. наук П. А. Ширяев, А. С. Финкельштейн — Гипромез МЧМ СССР, д-р техн. наук В. В. Михайлов, К. М. Мокриевич, канд. техн. наук П. Я. Сорокин, С. В. Шаврин — УФАН СССР, канд. экон. наук И. С. Шапиро — СОПС АН СССР) 92

Глава VI. Качканарское месторождение как сырьевая база черной металлургии Среднего Урала (канд. экон. наук П. А. Ширяев, канд. экон. наук В. Б. Бродский — Гипромез МЧМ СССР) 216

Глава VII. Качканарское месторождение как сырьевая база для получения ванадия (Д. Б. Инденбом, канд. экон. наук П. А. Ширяев — Гипромез МЧМ СССР, канд. техн. наук С. С. Смирнов-Верин, канд. экон. наук И. С. Шапиро — СОПС АН СССР, К. Н. Риспель — Чусовской ферросплавный завод МЧМ СССР) 232

Подписано к печати 14/III 1955 г.
Формат 70 × 108¹/₁₆. Бум. л. 9,63. Печ. л. 26,37 + 13 вкл.
Уч. изд. л. 25,7 + 3 л. вкл. Зак. 39сс.

ОПЕЧАТКИ

Страница	Строка	Напечатано	Должно быть
264	5 сн.	(0,03 против 0,50—0,65%	(0,03 против 0,04%
264	6 сн.	(0,21 против 0,4%)	(0,21 против 0,55—0,65%)

Зак. 39сс.

5470