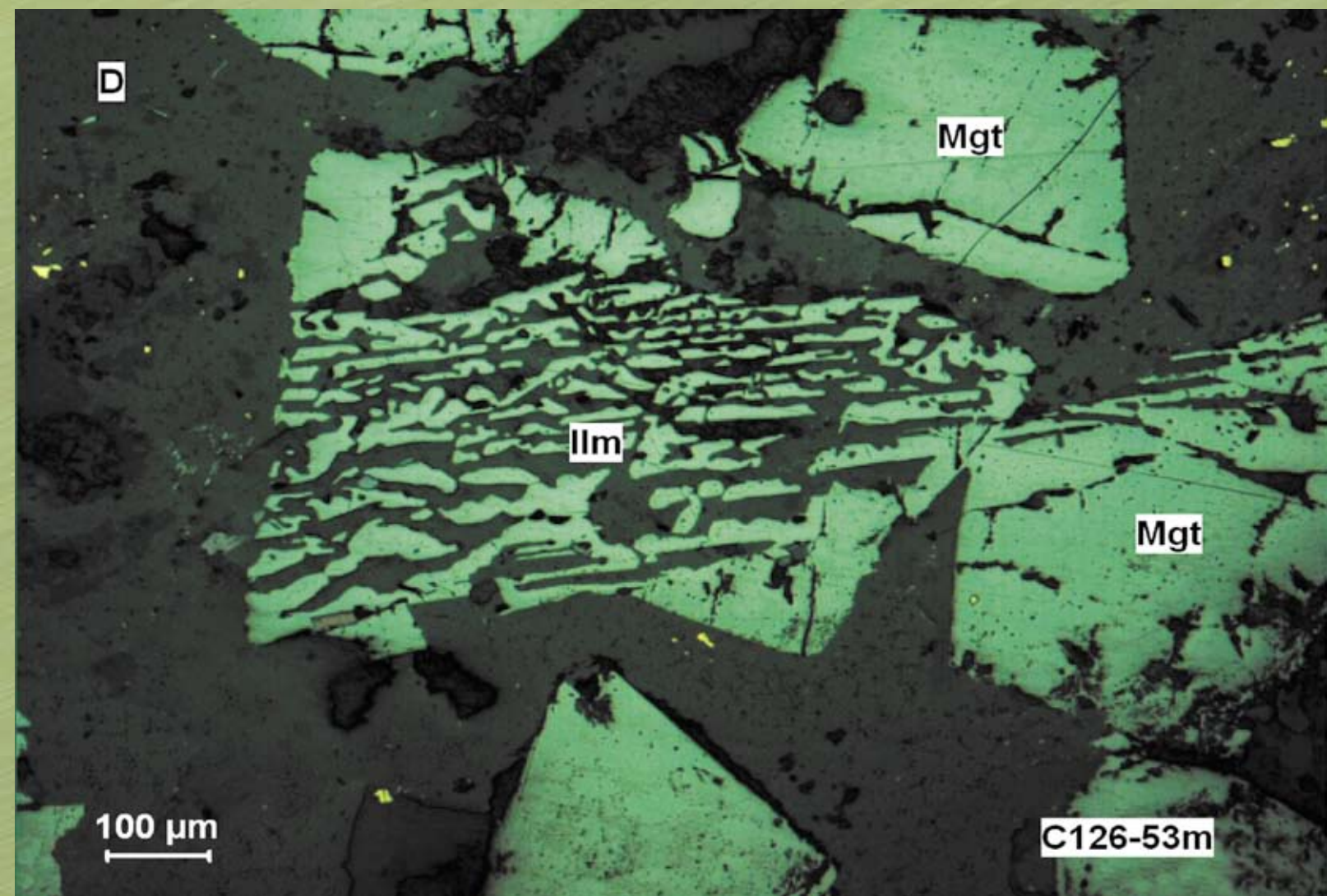


Н. Н. ТРОФИМОВ, А. И. ГОЛУБЕВ

ПУДОЖГОРСКОЕ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНОЕ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ



РОССИЙСКАЯ АКАДЕМИЯ НАУК
КАРЕЛЬСКИЙ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР
ИНСТИТУТ ГЕОЛОГИИ

Н.Н. Трофимов, А.И. Голубев

**ПУДОЖГОРСКОЕ
БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНОЕ
ТИТАНОМАГНЕТИТОВОЕ
МЕСТОРОЖДЕНИЕ**

Серия «Минеральные ресурсы Республики Карелия»

ПЕТРОЗАВОДСК

2008

Н.Н. Трофимов, А.И. Голубев. Пудожгорское благороднометалльное титаномагнетитовое месторождение. Петрозаводск: Карельский научный центр РАН, 2008. 123 с.: ил. 56, табл. 62. Библиогр. 46 назв.

В монографии детально описан новый рудноформационный тип – золото-платинометалльный титаномагнетитовый – на примере Пудожгорского месторождения комплексных благороднометалльно-титаномагнетитовых руд, связанного с трапповой магматической формацией. Основным полезным ископаемым являются титаномагнетитовые (Ti-V-Fe) руды с сопутствующей минерализацией Pd, Pt и Au, ассоциирующей преимущественно с сульфидами меди. Руды относятся к окисному малосульфидному типу. Оруденение приурочено к титаномагнетитовому горизонту, занимающему строго стратифицированное положение в контрастно дифференцированном пологозалегающем (10-15°) пластовом интрузиве долеритов мощностью около 120 м. Минеральный состав руды по первичному парагенезису – титаномагнетит (TiO_2 – 19,5%, V_2O_5 – 1,45%, FeO – 73,8%), авгит ($W_038Fs23En39$), плагиоклаз (лабрадор, андезин). Руды средне-, густовкрапленные. Структуры распада – субмикроскопические. При обогащении выделяется только титаномагнетитовый концентрат. Содержание в руде $Fe_{вал}$ – 28,9%, TiO_2 – 8,14%, V_2O_5 – 0,43%, Cu – 0,13%, БЭ (Pd+Pt+Au) – 0,928 г/т. Запасы руды кат. А+В+С₁+С₂ – 316,7 млн т, меди 411,7 тыс. т, БЭ в руде по кат. Р₁ – 293,9 т. Руды легко обогатимы, БЭ и Cu извлекаются из хвостов обогащения в сульфидный концентрат. Институтом ИМЕТ РАН разработана энергосберегающая технология непрерывного двухстадийного (восстановление – электроплавка) электротермического передела титаномагнетитового концентрата. Месторождение рентабельно для открытой разработки. Вскрышные породы являются полезным ископаемым и будут использоваться как строительный камень для получения щебня.

Приведенная фактическая информация охватывает все стороны объекта – от геологии и технологии до экономики.

Монография является справочным источником по различным вопросам изучения и эксплуатации Пудожгорского месторождения.

*Посвящается выпускникам
геологоразведочного факультета
(ГРФ-59) Ленинградского горного института
связавших свою жизнь, работу и судьбу с геологией*

ПРЕДИСЛОВИЕ

В данной работе обобщен частично материал 25-летних исследований одного из авторов, который начал изучать дифференцированные и расслоенные интрузии с 1983 г. под руководством М.М. Лаврова. Но впервые он познакомился с этим типом дифференцированных интрузивов (Койкарско-Святнаволоцкий силл), со «стратиформным» титаномагнетитовым горизонтом, еще работая на производстве в 1974-1975 гг.

Идея проверки титаномагнетитовых руд пришла от золота – золоторудные объекты тяготеют к участкам развития пород повышенной железистости, а они в свою очередь обладают более высоким региональным фоном Au. Будучи в тот период сотрудником лаборатории минералогии и геохимии (руководитель В.С. Куликов), автор изучал распределение золота в рудопрооявлениях, различных типах пород, минералах-носителях и концентраторах – пирите, халькопирите, арсенопирите. Поэтому находки БЭ были сделаны еще в рамках работы по изучению рудопрооявлений золота. Используя хорошую обнаженность и керн Кондопожской партии 1974-1975 гг., тогда удалось быстро выявить не только наличие благороднометалльной минерализации, но и установить парагенетический контроль и ее положение в разрезе титаномагнетитового горизонта. Этот задел позволил в дальнейшем планомерно и обстоятельно подойти к изучению Пудожгорского объекта.

Интерес к Пудожгорскому интрузиву возник в силу обстоятельств совмещенности площади его развития с Бураковским плутоном, на котором с осени 1984 г. были сконцентрированы работы группы М.М. Лаврова. Это позволило собрать и сохранить богатый керновый материал 1950-1952 гг., послуживший основой для будущих исследований в рамках следующих тематик лаборатории геодинамики и металлогении (руководители С.И. Рыбаков, А.И. Голубев).

Анализ хранящихся в фондах материалов геологоразведочных работ показал, что не был изучен минеральный состав руд и дифференцированных слоев и горизонтов интрузива, его структурное положение и геодинамическая позиция. Открытие новой группы элементов – Pd, Pt, Au – в комплексных Fe-Ti-V рудах ставило вопросы об изучении условий их концентрации, генезиса, технологии извлечения.

В 1999-2002 гг., работая по федеральному проекту «Новые источники элементов платиновой группы» (научный руководитель А.И. Голубев), удалось доизучить особенности распределения БЭ в разрезе и по простиранию интрузива, а также уровне их извлечения. Была проверена идея россыпной платиноносности Онежских террас в связи с размывом благороднометалльно-титаномагнетитовых руд.

В рамках работы по федеральным научным программам «Золото Карелии», «Платина России» (научный руководитель чл.-кор. РАН Д.А. Додин) и «ОНЗ-1», «ОНЗ-2» (Отделение наук о Земле, РАН – научный руководитель академик Д.В. Рундквист) были решены вопросы генезиса оруденения, расшифрована структура месторождения, определена его геодинамическая позиция и возраст интрузива, обоснована идея связи месторождения с процессами рифтогенеза – людиковийским этапом активизации сумийского рифта.

Понимая экономическую значимость Пудожгорского месторождения для Республики Карелия и своевременность его доизучения и освоения, Институт геологии в 2004 г. взял на себя обязательства по выполнению хозяйственной работы по оценке вскрышных пород и составлению ТЭО рентабельности его отработки. Выполнение этих работ сделало объект инвестиционно привлекательным.

Проводившиеся все эти годы исследования опирались на аналитическую базу Института геологии и разносторонне подготовленный коллектив геологов и аналитиков. Полный силикатный химический анализ пород и минералов выполняли В.А. Кукина, Р.Ф. Сарафанова, Н.В. Питкя, В.Л. Утицына, А.И. Полищук, Г.К. Пунка; количественный спектральный – Г.Д. Епишина, Г.С. Терновая; рентгено-флюоресцентный – Г.С. Терновая, Н.А. Ракова. В сжатые сроки огромную работу по изучению минерального состава пород и руды на микронзонде TESCAN провел А.Н. Сафонов. В обработке первичных материалов и анализов принимали участие Н.К. Смирнова, Т.И. Кузенко, Т.А. Антонова. Неоценимую помощь очень ответственно и скрупулезно оказала Т.И. Кузенко в оформлении рентгеновских фотографий и первичном редактировании текста. Только благодаря оперативности и квалификации О.О. Соколан и Н.Е. Мурзаевой были подготовлены в срок рисунки и текст монографии. Постоянную консультативную помощь при изучении Пудожгорского месторождения оказывали М.М. Лавров и О.И. Володичев. В решении ряда специальных вопросов по структуре месторождения и автометасоматозу были продуктивны консультации А.М. Ручьева и В.И. Иващенко.

Профессионализм и ответственность каждого из перечисленных работников позволили собрать, обработать и обобщить фактический материал по Пудожгорскому месторождению, за что авторы монографии искренне выражают им признательность и уважение.

Работа проводилась по плановым программам НИР ИГ КарНЦ РАН, а также по теме «Оценка перспектив новых источников элементов платиновой группы (ЭПГ) в Республике Карелия» согласно заданию Комитета природных ресурсов по Республике Карелия, федеральной программе «Платина России» и программы фундаментальных исследований ОНЗ-2 РАН «Металлогения и оценка перспектив Карельского региона на крупные комплексные благороднометалльные месторождения».

Монография издана при поддержке Министерства природных ресурсов Республики Карелия согласно котировочной заявке «Пудожгорское благороднометалльное титаномагнетитовое месторождение».

ВВЕДЕНИЕ

Предлагаемая работа посвящена одному из интереснейших геологических объектов на территории Республики Карелия – Пудожгорскому месторождению титаномагнетитовых руд. Месторождение расположено на восточном берегу Онежского озера непосредственно у п. Пудожгорский и д. Римское Пудожского района Республики Карелия. Его протяженность 7,1 км, координаты центральной части: 62°17'30" с.ш. и 35°54' в.д.

Пудожгорское месторождение комплексных Ti-V-Fe руд с совмещенной Au-Pt-Pd минерализацией является уникальным мировым объектом, относится к новому рудноформационному благороднометалльно-титаномагнетитовому типу, связанному с трапповой толеит-базальтовой магматической формацией. Запасы и ресурсы титаномагнетитовой руды собственно Пудожгорского месторождения и интрузива в целом оцениваются на уровне 1 млрд т, а благородных элементов в руде – Pd, Pt и Au – в 700 т. Последнее позволяет отнести его к категории суперкрупных объектов.

Руды Пудожгорского месторождения, как комплексное сырье, содержат нижеследующие, технологически доказанные, извлекаемые элементы в порядке их значимости: Ti, V, Fe, Pd, Pt, Au, Cu и Ag. Запасы руды, подсчитанные по промышленным категориям, составляют 316,7 млн т при содержании Fe – 28,9%, TiO₂ – 8,14%, V₂O₅ – 0,43%; меди в руде – 411,7 тыс. т. По содержанию основного элемента – титана – оно уступает лишь двум месторождениям: Куранахскому, Амурская обл. (14,2% TiO₂) и Гремяха-Вырмес, Мурманская обл. (12,4% TiO₂) (Быховский и др., 2004). Но по качеству руд (содержанию вредных примесей) превосходит все находящиеся на государственном балансе месторождения, характеризуясь самыми низкими содержаниями S и P (металлургическое производство) и красящими окислами – Cr₂O₃, MnO, P₂O₅ (лакокрасочное производство).

Для промышленного производства в силу сложившихся технологий основным источником получения титана служат ильменитовые концентраты. Болевой точкой Пудожгорского месторождения является то, что ильменит в нем практически не образует обособленных минеральных агрегатов, а находится в микроскопическом и субмикроскопическом срастании с ванадийсодержащим магнетитом. Такое природное срастание минералов, обусловленное выделением самостоятельных фаз в твердом состоянии (распад твердых растворов), и называется титаномагнетитом. Отделить ильменит от магнетита путем обогащения нельзя, возможен только металлургический передел. По этой причине транспортировать титаномагнетитовый концентрат (TiO₂ – 16-18% против 35-40% в ильмените) неэкономично, а металлургическая переработка его требует особой технологической схемы. Институтом металлургии и материаловедения (ИМЕТ РАН) специально для Пудожгорских концентратов разработана и испытана двухстадийная схема вращающаяся печь – электропечь. Опытно-промышленные испытания осуществлены в г. Красноярске на заводе «Сибэлектросталь». Начатое внедрение технологии в заводских условиях Усть-Каменогорского комбината не состоялось в связи со сменой общественной формации.

Основным проигрышным моментом в освоении месторождения является высокий коэффициент вскрыши, который для запасов открытой добычи по ТЭО института «Гипроруда» (Отчет., 1964ф) составляет 4,54 т/т. Однако нарастающий высокий спрос на щебень и пригодность вскрышных пород в качестве строительного камня в значительной степени снимают эту проблему.

В процессе геолого-экономической оценки **Пудожгорского месторождения комплексных благороднометалльно-титаномагнетитовых руд** (Трофимов и др., 2005ф), которая проводилась в 2004-2005 гг. по договору между Институтом геологии КарНЦ РАН и Государственным комитетом Республики Карелия по лесному и горнопромышленному комплексу, был сделан вывод о необходимости оценки пригодности вскрышных пород, которые ранее не изучались. По инициативе зам. министра В.Н. Аминова нач. отдела А.В. Федюком было составлено геолзадание. Институту геологии

было предложено дать оценку пригодности вскрышных пород на строительный камень для производства щебня с подсчетом запасов по кат. С₁ и С₂. Такая работа была выполнена в 2005 г. Установлена возможность получения из вскрышных пород высокопрочного щебня, который по своим физико-механическим и санитарно-гигиеническим свойствам пригоден для использования в основных видах жилищного, промышленного и дорожного строительства. Подсчитаны и утверждены в ТКЗ запасы **Пудожгорского месторождения строительного камня** в количестве: кат. С₁ – 40,4 млн м³, кат. С₂ – 161,9 млн м³ (Трофимов, Смирнова, 2005ф).

Таким образом, имеется два объекта, совмещенных по площади, имеющих одинаковые названия: строительного камня и благороднометалльно-титаномагнетитовых руд.

Отсутствие железной дороги в первые годы освоения объекта компенсируется его расположением у федеральной автодороги и близостью Онежского озера. Начинать освоение объекта нужно уже сегодня. Через 20 лет запасы открытой добычи Костомукшского и Корпангского месторождений будут истощены, а этот срок и является необходимым для решения ряда первоочередных вопросов, предшествующих пуску металлургического комбината: строительство железной дороги, снятие вскрышных пород над рудной залежью, организация щебеночного производства на уровне не менее 10 млн т в год, строительство жилого и вспомогательных комплексов и др.

При отработке самостоятельных, технологически не привязанных к рудному объекту карьеров строительного камня на щебень экономически оправданной считается глубина 60 м. При средней мощности рудного горизонта 15 м соотношение между этими величинами равно 4, т.е. сопоставимо с коэффициентом вскрыши. Опережающая отработка запасов кат. С₁ позволит подготовить к пуску химико-металлургического комбината площадь с коэффициентом вскрыши не более 1, а это значит, что освоение месторождения начинается с руды, залегающей у поверхности. Близость основных потребителей высокопрочного щебня – центральных и северо-западных регионов России, высокая рентабельность его производства позволяют Пудожгорскому месторождению титаномагнетитовых руд быть вне конкуренции над лучшими месторождениями других регионов.

С позиции стратегии развития Республики Карелия это ключевой объект, так как его освоение позволит вовлечь в эксплуатацию целую серию месторождений и рудопроявлений Онежского рудного района с крупными запасами Cr, ресурсами платиноидов и никеля Бураковского плутона, сконцентрированными на одном участке.

Обеспеченность запасами и ресурсами, как минимум, на 100 лет, высокая ценность руды, полный цикл металлургического и химического передела на месте, позволяющие выпускать готовую продукцию – легированный стальной прокат, ферросплавы V (и Cr), металлический титан и пигментный диоксид титана, создают гарантии экономического роста республики и обеспечивают появление нового донорского региона в составе Российской Федерации. Стоимость готовой продукции с учетом производства щебня будет достигать 3 млрд \$ в год. При годовой переработке 7 млн т руды параллельно будет извлекаться около 4,7 т БЭ ($7 \cdot 10^6 \times 0,9 \cdot 10^{-6} \times 0,75$) и 6200 т медного сульфидного концентрата ($7 \cdot 10^6 \times 0,13\% \times 0,68$).

Ранее в СССР месторождения титаномагнетитовых руд не разрабатывались. Союз был обеспечен запасами железной руды из месторождений формации железистых кварцитов и ильменитов из россыпей Украины. Технология переработки таких руд была решена только на лабораторном уровне. Необходимости строительства металлургических заводов для переработки титаномагнетитовых руд не было.

Проведенные фундаментальные исследования Институтом металлургии и материаловедения РАН решили проблему комплексного использования такого нетрадиционного сырья, как титаномагнетитовые руды, по новой технологии с получением природнолегированного стального продукта, пятиокси ванадия и сырья для производства пигментного диоксида титана. Эти работы входят в комплекс исследований, за которые была присуждена Государственная премия России 2000 г. в области науки и техники.

Комплексный характер сырья, выражающийся в расширении числа попутно получаемых продуктов, упрощение и исключение ряда операций снижают удельные затраты на производство каждого отдельного продукта, что повышает его конкурентоспособность.

ЧАСТЬ I. ГЕОЛОГИЯ

ГЛАВА 1. ИСТОРИЯ ОТКРЫТИЯ И ИССЛЕДОВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Официально датой открытия месторождения следует считать 1859 г. – момент начала изучения его горным мастером Аносовым. Разведочные работы на нем производились с перерывами в период 1931-1952 гг. (рис. 1.1). Общий объем бурения составил 25722 м (рис. 1.1, табл. 1.1).

Таблица 1.1. Объемы и этапы геологоразведочных работ на Пудожгорском месторождении

Этапы (годы) исследований	Организации, проводившие исследования	Объемы основных видов исследований	Результаты исследований
1859	Инженер Аносов на средства купца Лебедева	Нет сведений	Нет сведений
1898	Инженер Лебедев Н.П. по поручению Пудожгорского горнопромышленного общества	Алмазное бурение, канавы, шурфы (объемы не указаны), опытные плавки руды	Оценены запасы руды с содержанием Fe 30% – 5 млн т и 25% – 55 млн т. Результаты опытной плавки отрицательные
1931-1934	Ленинградское геологическое управление	Геологическая съемка м-ба 1:5000 – 3,3 кв. км, 1:25000 – 63 кв. км, канавы – 1909 м, шурфы – 82,7 м, бурение – 1241 м	Разведаны запасы руды в объеме 55 млн т
1934-1936	Управление Беломорско-Балтийского канала	Канавы – 525 м, шурфы – 1130 м, бурение – 857 м, шахты – 90,2 м	Утверждены суммарные запасы железных руд 100,2 млн т, «Гипрорудой» составлено задание на разработку месторождения
1940-1941	Пудожгорская ГРП Воронежского геолтреста	Канавы – 377 м, шурфы – 573 м, бурение – 1628 м	Утверждены запасы руды 50 млн т с содержанием Fe _{вал} – 28,73%, V ₂ O ₅ – 0,42%, TiO ₂ – 7,39%
1947-1950	ВИМС, НИИЧМ, ИМЕТ АН СССР	Исследования по разработке технологии обогащения и металлургического передела титаномагнетитовых руд	Получены первые положительные результаты комплексного использования Fe, V ₂ O ₅ , TiO ₂
1950-1951	Пудожгорская ГРЭ	Шурфы – 550 м, скважины – 21996 м	Утверждены запасы руды 316,7 млн т с содержанием Fe _{вал} – 28,7%, V ₂ O ₅ – 0,45%, TiO ₂ – 7,3%. Протокол ВКЗ № 7667 от 27.09.1952 г.

Как видно из прилагаемой таблицы, на месторождении 4 раза утверждались запасы. На двух первых этапах оно рассматривалось как железорудное, на двух последующих – как комплексное (Fe-Ti-V). Вследствие первоначального подхода к объекту (страна остро нуждалась в железорудном сырье) инициативу освоения месторождения в 1934 г. взяло на себя Управление ББК НКВД. Параллельно с проведением геологоразведочных работ им была организована Центральная химическая лаборатория, создана дирекция ГОКа, построен причал на Онежском озере и отгружена технологическая проба весом 2000 т. Начато проектирование институтом «Гипроруда» металлургического комбината (без учета использования Ti). Практическое использование руд было прервано войной. Участие Управления ББК в освоении месторождения способствовало привлечению к этой проблеме ряда ведущих институтов СССР и крупнейших предприятий Урала (1949 г. – заводские технологические испытания). По результатам предварительной разведки 1950-1951 гг. были утверждены запасы титаномагнетитовой руды в окончательном варианте в 1952 г. Однако технологическое изучение руды продолжалось до 1966 г., а по научной тематике металлургического института (ИМЕТ АН СССР) – еще несколько десятков лет (руководитель проф. В.А. Резниченко). Исследовались титаномагнетитовые руды Пудожгорского и других аналогичных месторождений.

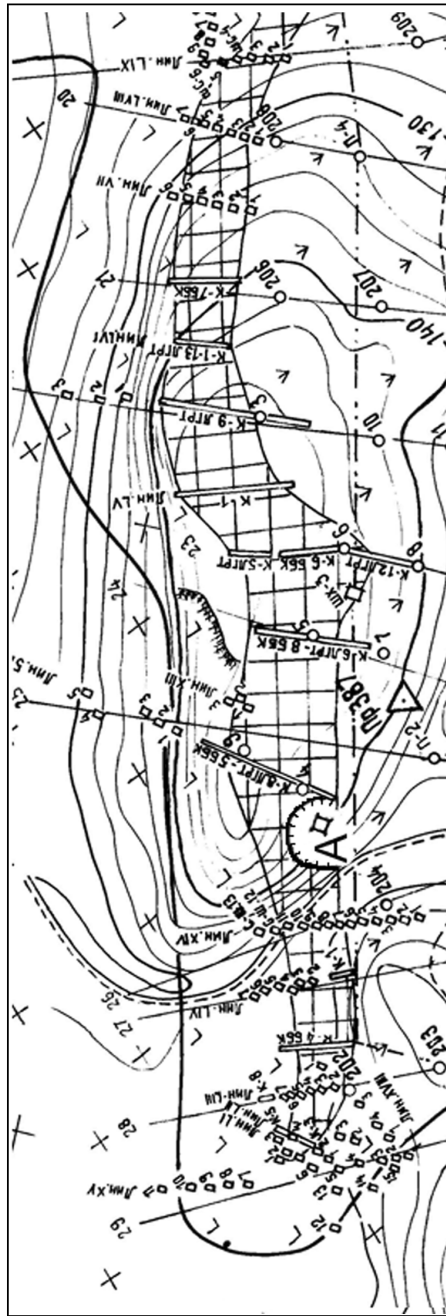
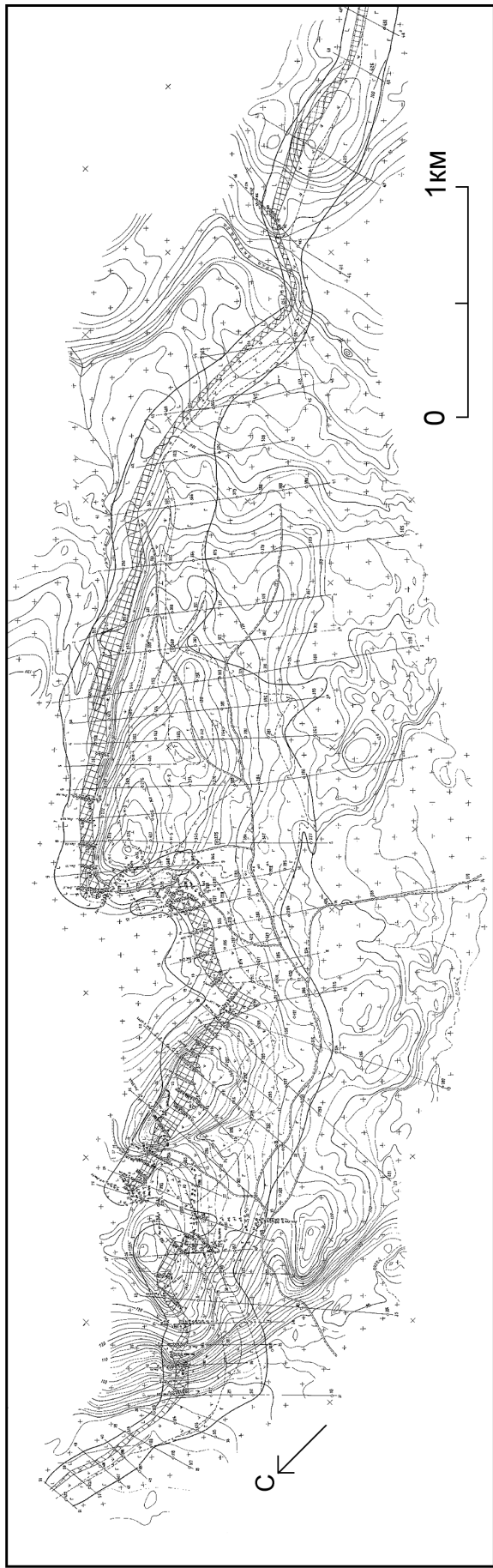


Рис. 1.1. Карта разведанности Пудожгорского месторождения благороднометалло-титаномагнетитовых руд с элементами рельефа (горизонтали че-
рез 2 м). А – площадь технологического карьера

В период с 1955 по 1964 г. была выполнена целая серия технико-экономических расчетов по комплексному использованию руд, обоснование строительства электрометаллургического завода (1955 г.), химико-металлургического комбината, железной дороги и газопровода. Работы выполнялись по заказу Госплана СССР, а в 1963-1964 гг. – Северо-Западного Совнархоза (см. Приложение). Окончательный вариант освоения месторождения был проработан институтом «Гипроруда» (Отчет..., 1964 ф). Был просчитан вариант отработки части запасов (46,6%) открытым способом с годовым объемом 7 млн т руды при среднем коэффициенте скальной вскрыши – 4,54 т/т. Общий объем горной массы – 815,6 млн т, руды – 147,1 млн т. Срок отработки – 25 лет. После ликвидации Совнархоза все ТЭО были переданы в Национальный архив РК, где сейчас и находятся. Основные положения ТЭО «Гипроруда» были использованы в укрупненных расчетах Института геологии при проведении геолого-экономической оценки месторождения (Трофимов, Бархатов и др., 2005ф). В исследованиях 1955-1964 гг. возможность использования вскрышных пород не была учтена.

В связи с открытием и разработкой в СССР месторождений железистых кварцитов и ильменитовых россыпей интерес к месторождению угас. В 1972 г. протоколом ГКЗ № 6658 запасы титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения были сняты с кадастрового учета и переведены в забалансовые.

Благороднометалльная (Au-Pt-Pd) минерализация в рудах не была известна. Обнаружение ее квалифицируется как выявление нового вида полезного ископаемого. Первые находки были сделаны в 1984 г. сотрудниками института ЦНИГРИ (руководитель группы В.И. Кочнев-Первухов). В 1983 г. на аналогичном интрузиве (Койкарско-Святнаволоцком) сотрудником Института геологии КарНЦ РАН Н.Н. Трофимовым была выявлена благороднометалльная (Au-Pt-Pd) минерализация и определены особенности ее распределения в разрезе титаномагнетитового горизонта. Проведенные ТКЭ СЗТГУ ревизионные работы на основании совместной рекомендации двух институтов подтвердили наличие БЭ в обоих интрузивах. В дальнейшем работы по изучению БЭ, технологии их извлечения выполнялись Институтом геологии КарНЦ РАН (Трофимов и др., 2002ф). Была установлена связь с сульфидным парагенезисом сру, сру+во, подсчитаны ресурсы кат. Р₁, доказана извлекаемость их из хвостов магнитной сепарации и определен процент извлечения – исполнитель С.В. Петров, институт Механобр (Трофимов и др., 2002ф).

В 2004 г. изучено качество вскрышных пород на строительный камень и в 2005 г. утверждены запасы по кат. С₁+С₂ – исполнитель Институт геологии КарНЦ РАН (Трофимов, Смирнова, 2005ф). Данные по вскрышным породам и благороднометалльной минерализации были использованы при составлении укрупненных технико-экономических расчетов (Трофимов, Бархатов и др., 2005ф).

Топографическим отрядом Пудожгорской экспедиции в 1950-1951 гг. выполнен следующий объем топографических работ (геодезист Н.А. Назаров):

- а) топографическая съемка масштаба 1:2000 на площади 6,5 кв. км;
- б) полигонометрия III класса – 12 п. км;
- в) - " - V класса – 35 п. км;
- г) нивелирование IV класса – 105 п. км;
- д) составлен сводный план масштаба 1:2000, на котором увязаны и сведены съемки ранее работавших организаций – СЗГРТ, ББК, ВГРТ и СЗТГУ;
- е) составлен сводный план масштаба 1:5000 с сечением рельефа через 2 м, спантографированный с планшетов съемки масштаба 1:2000 как основа для геологической карты месторождения (рис. 1.1);
- ж) произведена привязка всех геологоразведочных выработок, пройденных в 1950-1951 гг., а также выработок 1932-1935 гг. на участке Мурьев кряж.

ГЛАВА 2. ГЕОДИНАМИЧЕСКАЯ ПОЗИЦИЯ

Условия внедрения и дифференцированное строение интрузива связаны с режимом растяжения, обеспечивающим раскрытие полостей отслоения и устойчивый флюидопоток. Вообще, расслоенные и дифференцированные интрузивы раннего протерозоя – уникальное по масштабу геологическое явление на стыке двух эпох и тектономагматических мегациклов. Их одновременное и массовое внедрение на огромной площади Карело-Кольского региона могло быть обеспечено только условиями растяжения в связи с процессом рифтогенеза, который в раннем докембрии является ведущим для наращивания мощности континентальной коры. На смену архейским гранит-зеленокаменным рифтовым поясам (Грачев, 1977) в раннем протерозое приходят рифтовые структуры более крупного ранга с характерным типом магматических формаций.

На границе Балтийского щита и Русской плиты, области наиболее благоприятной для разрыва сплошности коры, в связи со становлением суперплюма закладывается Беломорско-Лапландская рифтовая структура (сумий), развивающаяся впоследствии как трехлучевая (рис. 2.1). В пределах юго-западного плеча рифта формируются крупные структуры II порядка – сводовые поднятия, разделенные межсводовыми впадинами (Трофимов, Голубев, 2008). С формированием Водлозерско-

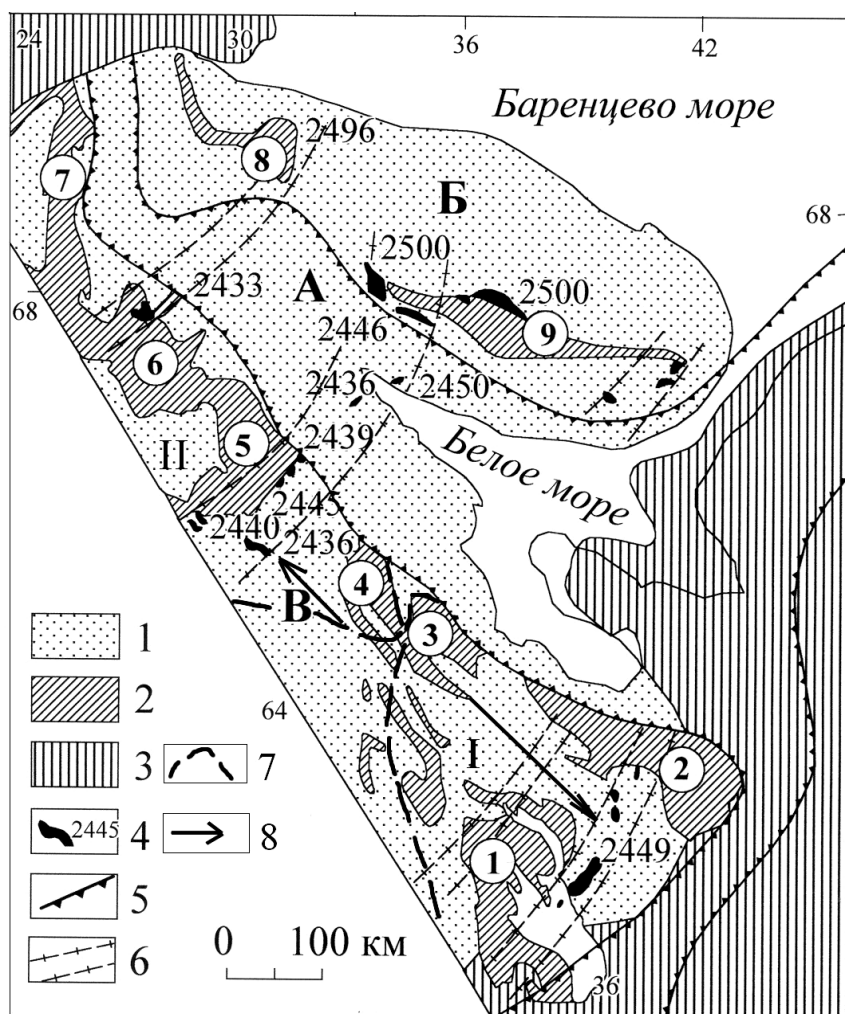


Рис. 2.1. Раннепротерозойская Беломорско-Лапландская внутриконтинентальная рифтогенная структура. Составлен с использованием материалов (Баянова, 2002; Магматизм., 1993)

1 – фанерозойские отложения; 2 – нижнепротерозойские вулканогенно-осадочные комплексы; 3 – нерасчлененные архейские и архей-протерозойские (Беломорский блок) образования; 4 – расслоенные интрузии и их радиогенный возраст; 5 – границы срединной зоны рифта и металлогенических субпровинций: А – Беломорская; Б – Кольская (северо-восточное плечо рифта); В – Карельская (юго-западное плечо рифта); 6 – поперечные зоны растяжения, контролирующие внедрение расслоенных интрузий; 7 – сумийские сводовые поднятия; I – Водлозерско-Сегозерское; II – Пяозерско-Тикшеозерское; 8 – направление воздымания продольной оси свода. Межсводовые впадины: 3 – Лехтинская, 4 – Шомбозерская. Ятулийские компенсационные структуры прогибания: 1 – Онежская, 2 – Ветреный пояс, 5 – Пана-Куоляярвинская, 6 – Сала-Соданкюля, 7 – Карасйок, 8 – Печенгская, 9 – Имандра-Варзугская

Сегозерского сводового поднятия связано внедрение Бураковского расслоенного плутона (Трофимов, Голубев, 2000) – крупнейшего на щите, с U-Pb возрастом по циркону $2449 \pm 1,1$ млн лет (Amelin и др., 1995). С людиковийским этапом активизации рифта произошло образование сводового поднятия более мелкого ранга с центром Бураковский блок Бураковского плутона, обусловившим внедрение Пудожгорского интрузива. Одновременно на западном борту Онежской впадины в ятулийский вулканогенно-осадочный комплекс внедряется аналогичный по составу и рудоносности Койкарско-Святнаволоцкий силл. Интрузивы одновозрастны, полученные U-Pb датировки по циркону составляют 1984 ± 8 млн лет и $1983,4 \pm 6,5$ млн лет соответственно (Филиппов и др., 2007).

Юго-западному плечу Беломорско-Лапландской рифтовой структуры соответствует Карельская металлогеническая субпровинция с основной специализацией на Cr, МПГ, Ti, V и второстепенной – Cu, Ni. Людиковийские области активизации унаследуют её, но ведущими элементами становятся Ti и V, МПГ и Au, высока вероятность попадания в эту категорию Cu и Ni.

ГЛАВА 3. СТРУКТУРА ПУДОЖГОРСКОГО РУДНОГО УЗЛА И РУДНОГО ПОЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Структура Пудожгорского рудного узла обусловлена характером тектонических деформаций в связи с круговым сводовым поднятием (центр – Бураковский блок), сопровождающихся развитием радиальной системы трещин (Трофимов и др., 2005), изученной пока недостаточно. С развитием наиболее крупной из них связано внедрение Пудожгорского интрузива с титаномагнетитовым оруденением (рис. 3.1). Понятие и название Пудожгорский рудный узел вводится впервые и дано по наименованию уже известного месторождения, являющегося пока наиболее изученным объектом, но далеко не единственным.

Пудожгорский интрузив хорошо картируется по величине магнитного поля на фоне слабомагнитных вмещающих пород (рис. 3.1). В плане он имеет дайкообразную форму с резкими подворотами на флангах. Достоверно установленная протяженность интрузива – 25 км, потенциально возможная – 32-40 км. Преобладающий азимут простираения – 340°, на разведанном месторождении – 310-320°, средний угол падения на ЮЗ – 10-15°. Интрузив полого погружается под Онежскую впадину. Своим южным окончанием он сечет Бураковский расслоенный массив, а северным – упирается в ятулийскую структуру. В основании структуры залегает Габневский силл, для которого интрузив является подводющим каналом. Протяженность силла оценивается в 25 км, от мыса Сухой на берегу Онежского озера до р. Пяльмы.

Разведанная часть интрузива протяженностью 7,1 км является его северо-западным флангом, упирающимся в Габневский силл (рис. 3.2), и соответствует Пудожгорскому месторождению. Высокая степень изученности этой части интрузива по сети от 50x100 до 400x800 м с помощью буровых скважин и горных выработок, сгруппированных в 51 разведочную линию (см. рис. 1.1), позволила получить ценный фактический материал о его морфологии (Еселев и др., 1952ф). На основании этих сведений была восстановлена обратная последовательность геологических событий – от структуры рудного поля к структуре рудного узла и круговому сводовому поднятию.

В эксперименте, проведенном Е.И. Чертковой (Великий, 1961) при моделировании кругового сводового поднятия, был установлен радиальный рисунок развития трещин от центра свода (рис. 3.3А). При этом рост трещин происходит стадийно, завершаясь их кулисообразным смыканием с захватом линз вмещающих пород (рис. 3.3Б). Анализ морфологии интрузивной залежи показывает, что внедрение произошло в условиях роста трещин отрыва и соответствует вышеприведенной модели (рис. 3.4). На Пудожгорском месторождении с высокой степенью достоверности буровыми и горными работами установлено на уровне современного эрозионного среза наличие двух гранитных **клиньев-линз**, глубоко вдающихся в тело интрузива, и предполагается еще один в долине р. Анусаары (рис. 3.5). Кроме них имеется гранитный клин, не вскрытый эрозией. Размер этих линз в плане: А – 350x100-120 м; Б – 450x100-150 м. Простираение первой – СВ 60°, падение на СЗ под углом 30°; второй – СВ 15°, падение на СЗ под углом 20-25°. В плане останцы вмещающих пород имеют форму глубоко вдающихся в тело интрузива клиньев, а в продольном разрезе – форму линз с параллельными стенками и выдержанной по падению мощностью около 40 м (рис. 3.5). В серии поперечных разрезов вкрест простираения гранитного клина Б видно, что по падению интрузива гранитная линза, в целом не меняя мощности, постепенно сокращается и с глубиной быстро выклинивается, а интрузив без разрыва прослеживается как единое тело. Наличие псевдоразрыва, как бы существующего с поверхности между гипабиссальными интрузивными телами долеритов, является случайным срезом вскрытого эрозией гранитного клина, ибо фактически он отсутствует, а интрузив является единой залежью.

Заполнение трещин расплавом и захват гранитных клиньев при смыкании кулис происходили одновременно. Этот тезис хорошо иллюстрируется поведением маркирующего рудного горизонта, имеющего ликвационный генезис, утоняющегося и выклинивающегося в разрезе у гранитных линз,



а в плане изгибающегося по конфигурации линзы А клина (рис. 3.5). Установленные бурением в надрудном горизонте линзующиеся слои висячих титаномагнетитовых руд протяженностью 100-200 м присутствуют только на участках смыкания кулис. Контакты долеритов с гранитными линзами имеют зоны закалки. Поэтому вероятность более позднего (после заполнения трещин) вдавливания клиньев в тело интрузива исключается.

Отстроенная схема роста и смыкания трещин в пределах Пудожгорского месторождения наглядно иллюстрирует наличие пяти кулис протяженностью 1,3-1,4 км каждая, с шагом смещения вправо. Шаг смещения на участках пологого залегания интрузива (10-15°) составляет 0,8-0,9 км (см. рис. 3.4), а более крутого – меньше, так как он определяется углом падения залежи. При мощности интрузива 120-140 м соотношение ее с длиной кулисы составляет 1:10.

Характер магнитной аномалии в центральной части интрузива (Тубозерский участок) достаточно спокойный, без перерывов и прямолинейный (рис. 3.1). Это позволяет предположить, что смыкание кулис здесь происходило по схеме «С», в то время как на флангах оно относится к лестничному типу «D» (рис. 3.3Б).

Все трещины отрыва в разрезе имеют слегка волнистую форму и представляют сочетание очень пологих (0-3°) – пологих (8-10°) отрезков с более крутыми: 20-25° (р.л. 41, 42) и 30-35° (р.л. 32-35), что частично иллюстрируется прилагаемыми ниже разрезами (см. главу 4). Максимально по падению интрузив прослежен на 1,4 км на участке наиболее пологого залегания по р.л. 6-6 (см. рис. 4.4).

Таким образом, Пудожгорский интрузив в плане имеет лентовидное строение и представляет собой пластину протяженностью 25-40 км или более при ширине более 1,5 км и мощности 100-140 м. Отсутствие с глубиной признаков выклинивания – уменьшение мощности и изменение степени дифференцированности интрузива; сокращение мощности рудного горизонта и изменение качества руд – позволяют прогнозировать ширину этой пластины в 3 км.

Гипабиссальные интрузивы Норильского рудного района, также относящиеся к трапповой формации, имеют более сложную морфологию: нижнеталнахский тип – комбинация пластины и хонолита; круглогорский тип – силлы и пологосекущие субпластовые тела; норильский тип – линзовидные, корытообразные, лентовидные тела и хонолиты. Протяженность интрузивных тел норильского типа – до 20 км при средней ширине 0,8-2,0 км и средней мощности 100-200 м (Люлько и др., 2002). При этом никеленосные интрузивы образуют группы – рудные узлы, локализованные на участках пересечения антиклиналей зонами разломов, имеющих единый подводящий канал.

Рис. 3.1. Структура Пудожгорского рудного узла в изолиниях магнитного поля

А – Пудожгорское месторождение; Т, Б – Тубозерское рудопоявление (Т – Тубозерский участок, Б – Бураковский участок). 1 – расчистки; 2 – буровые скважины, вскрывшие (залитый кружок) и не вскрывшие (незалитый) интрузив

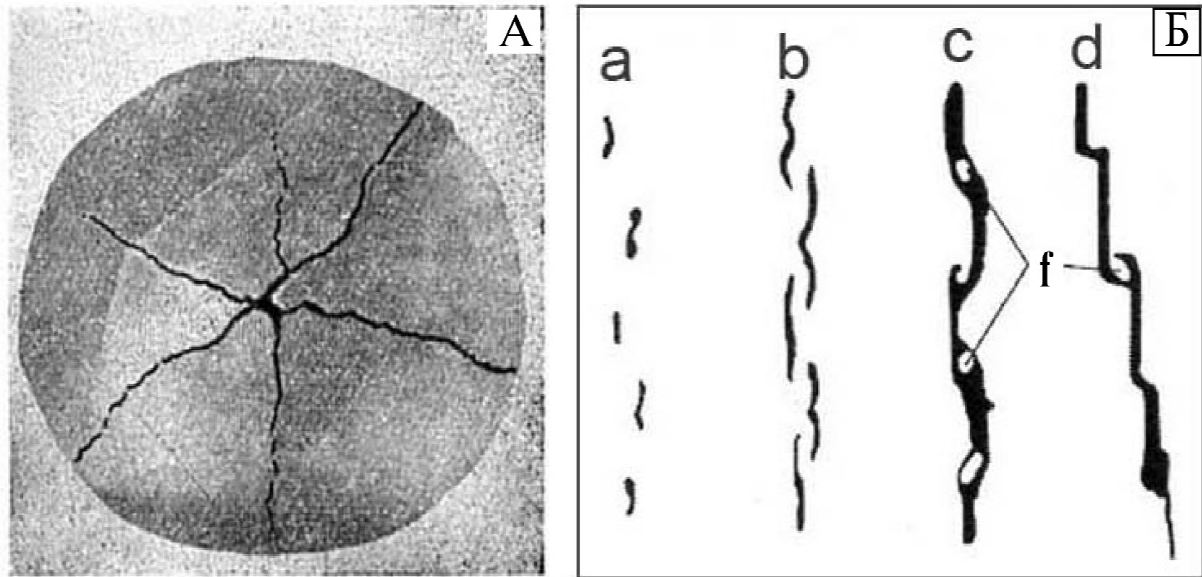


Рис. 3.3. Схема образования радиальной системы трещин при круговом поднятии (А) и роста трещин отрыва (Б) по Е.И. Чертковой (Великий, 1961):

а, b, c, d – стадии процесса; f – захват окружающих пород при смыкании кулис

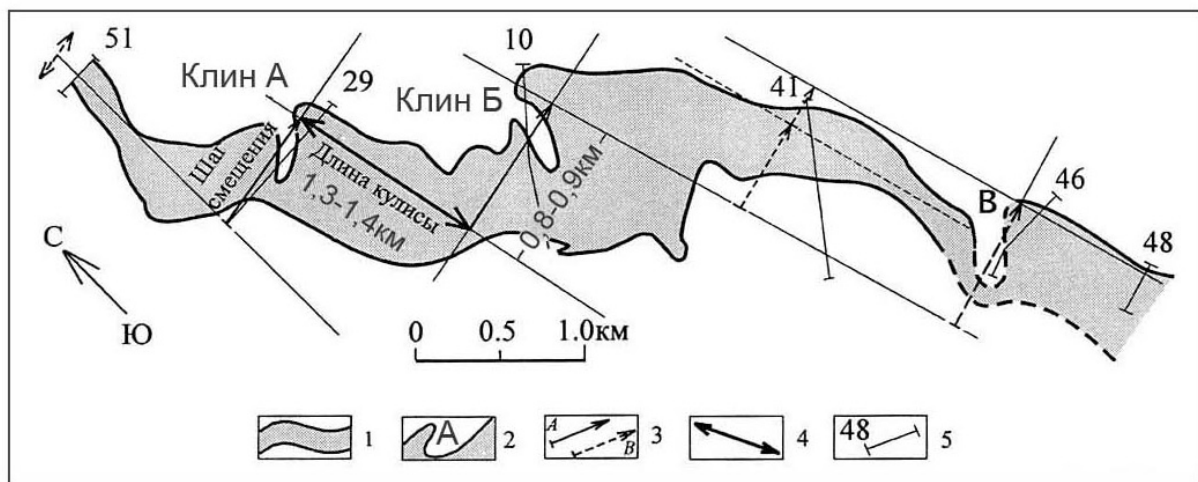


Рис. 3.4. Схема правостороннего параллельного смещения кулис – смыкающихся трещин отрыва в интрузиве

1 – Пудожгорский интрузив; 2 – гранитные клинья (линзы); 3 – шаг смещения трещин отрыва: установленный (А, Б) и предполагаемый (В); 4 – длина кулисы; 5 – номера разведочных линий (р.л.) буровых скважин

Условия внедрения Пудожгорского интрузива близки к вышеуказанным норильским. Они обусловлены активизацией Водлозерского сводового поднятия, на границе с которым формировалась Онежская впадина (Трофимов, Голубев, 2000), обеспечившей режим растяжения с формированием полостей отслоения и подъемом флюидонасыщенного расплава, прошедшего камерную дифференциацию (Трофимов и Голубев, 1998). Этот тезис хорошо проиллюстрирован на рис. 3.1-3.5 особенностями морфологии интрузива, внедрившегося по трещинам отрыва, заложение которых происходило в режиме растяжения. С глубиной и по склонению он, возможно, приобретает корытообразную форму, что позволяет прогнозировать положение рудной залежи на меньших глубинах.

ГЛАВА 4. ОСОБЕННОСТИ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ РАЙОНА И МОРФОЛОГИЯ ИНТРУЗИВА

Район расположен на восточном берегу Онежской впадины, являющейся компенсационной структурой прогибания с вулканогенно-осадочным наполнением. Этот участок в постятулийское время был областью поднятия, поэтому характеризуется наибольшей глубиной эрозионного среза и отсутствием людиковийских вулканогенно-осадочных образований. Вулканогенно-осадочные образования, развитые вдоль восточного обрамления Онежской впадины, здесь обрываются и к югу уже не прослеживаются. В основании разреза залегают розовые доломиты туломозерской свиты верхнего ятулия (см. рис. 3.1). Осадочные образования туломозерской свиты переслаиваются с базальтовыми лавами и покровами и являются вмещающими породами для Габневского силла, внедрившегося в основание разреза вулканогенно-осадочной толщи (см. рис. 3.1, скв. 355, 377). Суммарная мощность верхнеятулийского разреза с учетом силла составляет не менее 300 м.

Вулканогенно-осадочные образования верхнего ятулия слагают синклиналиную структуру северо-восточного простирания с пологими углами падения на ЮЗ 15-25°. Структура осложнена тектоническими нарушениями. Исследуемый участок расположен на стыке конседиментационной и дизъюнктивной структур, осложнен системой трещин отрыва и скалывания, подвергся мощному динамическому воздействию расплава, внедрившегося по трещинам отрыва, и сопровождавшей его газовой составляющей (Трофимов, Логинов, 2005).

Вмещающие интрузив породы рамы сложены нерасчлененным комплексом гранитов и гранитогнейсов. Среди гранитов, по данным ГГК-200, выделяются образования средне- и верхнеархейские (Ганин, 1995ф). Абсолютный возраст их не определялся. Учитывая присутствие в обрамлении Бураковского лополита раннепротерозойских гранитов, принят возраст нерасчлененной толщи AR+PR₁. Граниты представляют собой неравномерно-зернистые, нередко порфировидные массивные лейкократовые породы розового, светло-розового цвета, состоящие из плагиоклаза, микроклина, кварца, хлорита и биотита, магнетита (до 1%). Содержание темноцветных незначительное – от 2-5 до 15%. Наблюдаются пегматитовые жилы мощностью 0,3-1,2 м.

Пудожгорское месторождение титаномагнетитовых руд приурочено к дифференцированному пологопадающему пластовому интрузиву кварцевых долеритов (рис. 4.1; 3.1). U-Pb возраст интрузива определен по циркону и составляет 1984±8 млн лет (Филиппов и др., 2007), т.е. является людиковийским и, видимо, соответствует геологическим событиям, связанным с массовым поступлением восстановленных форм углерода в Онежской впадине. В плане интрузив имеет неправильную форму (рис. 4.1), меняющиеся горизонтальную и вертикальную мощности, непрямолинейные и извилистые контакты, которые повторяют контуры плоскостей трещин отрыва вмещающих гранитов (рис. 4.1-4.11). Контакты всяческого бока более плавные и ровные, лежачего – более ломаные, с резкими изгибами (рис. 4.2, р.л. 1.1). Простирание интрузива в пределах месторождения изменчивое, при общем направлении 310-320°, на флангах – до меридионального. Падение юго-западное под углом от 3 до 48°, на северо-западном фланге более крутое – до 48° (рис. 4.10), на юго-западном чуть положе – до 35° (рис. 4.11), т.е. увеличение угла падения совпадает с участками резкого изменения простирания. Как видно из прилагаемых разрезов, морфология интрузива полностью зависит от механизма образования трещин отрыва в жесткой раме с учетом длины кулис. В областях смыкания кулис в тело интрузива глубоко вдаются гранитные блоки, являющиеся линзами (см. рис. 3.5). Образуя пониженные формы рельефа, они условно разделяют месторождение на три участка, имеющие местные названия (с севера на юг) – Див-гора, Пат-гора, Мурьев кряж.

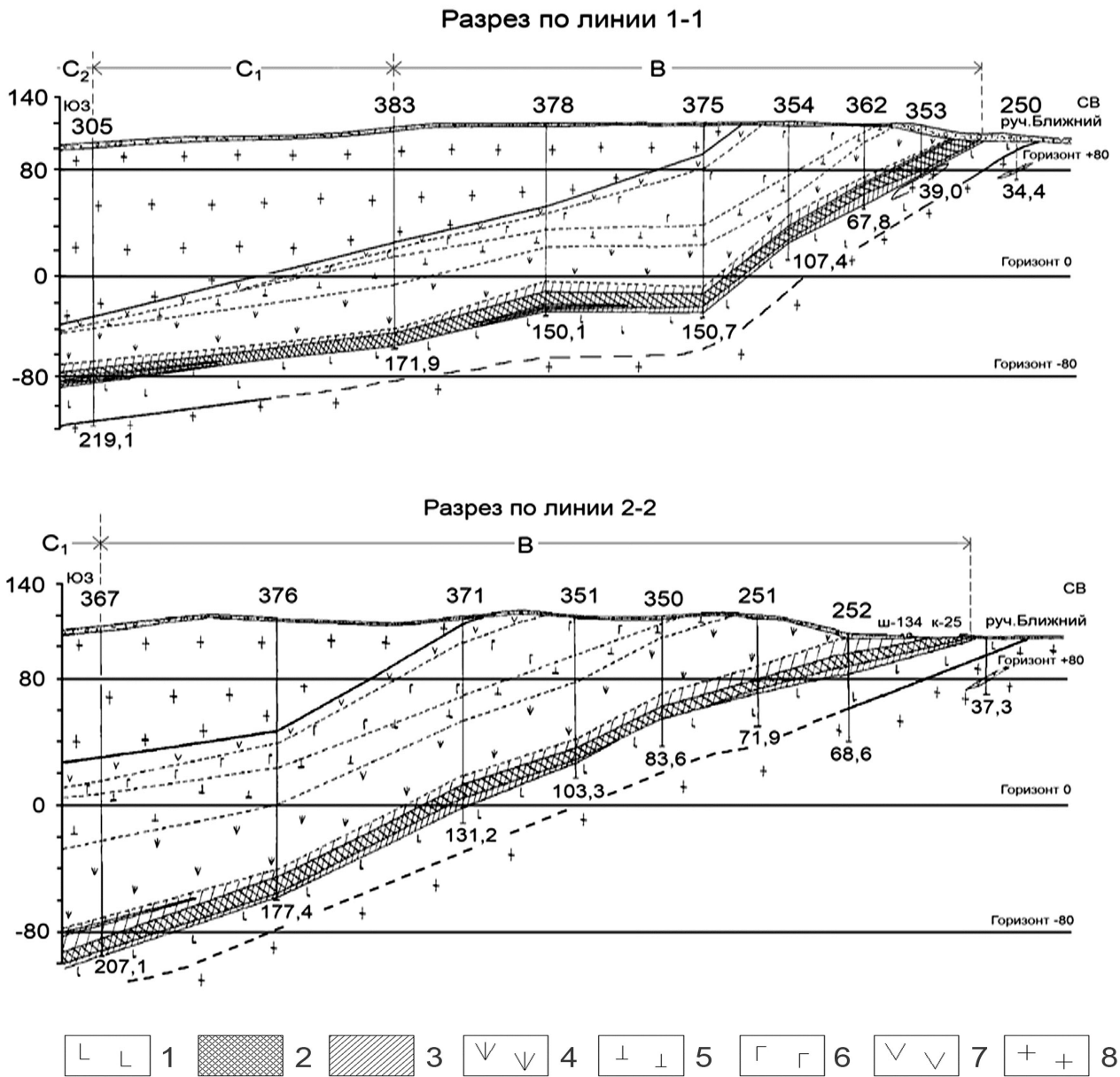


Рис. 4.2. Геологические разрезы по разведочным линиям

1-1 и 2-2. 1 – подрудный горизонт; 2-3 – титаномагнетитовый горизонт: 2 – рудный пласт, 3 – убогие руды; 4-5 – надрудный горизонт: 4 – нижний слой, 5 – верхний слой; 6 – гранофировый горизонт; 7 – такситовый горизонт и слой верхних долеритов (переходный слой по: Еселев и др., 1952ф). Условные обозначения соответствуют и для рис. 4.3-4.11.

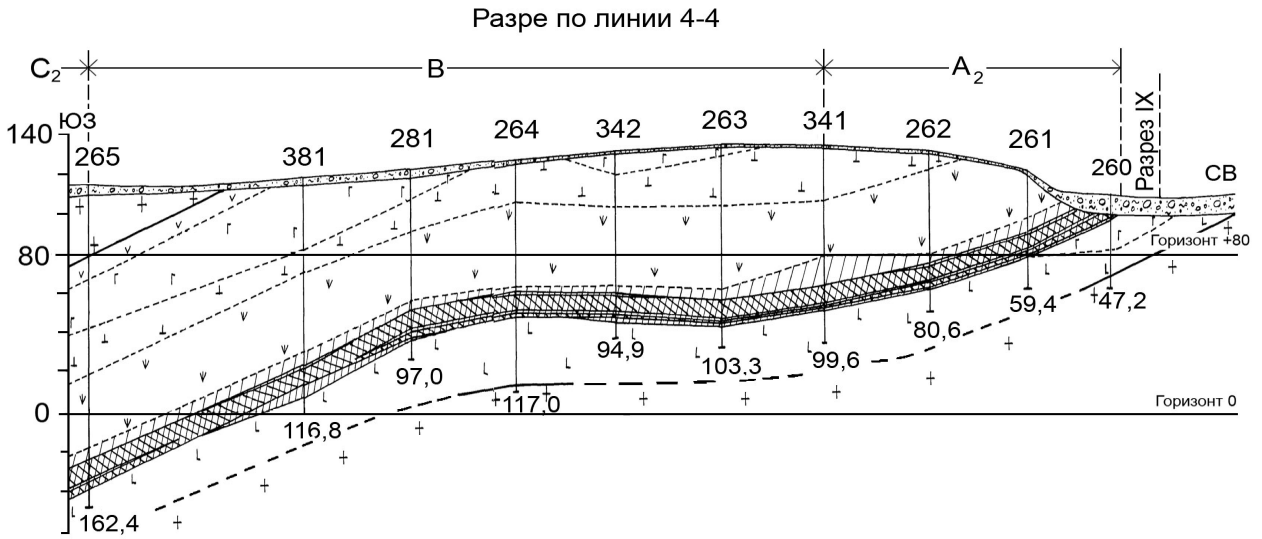
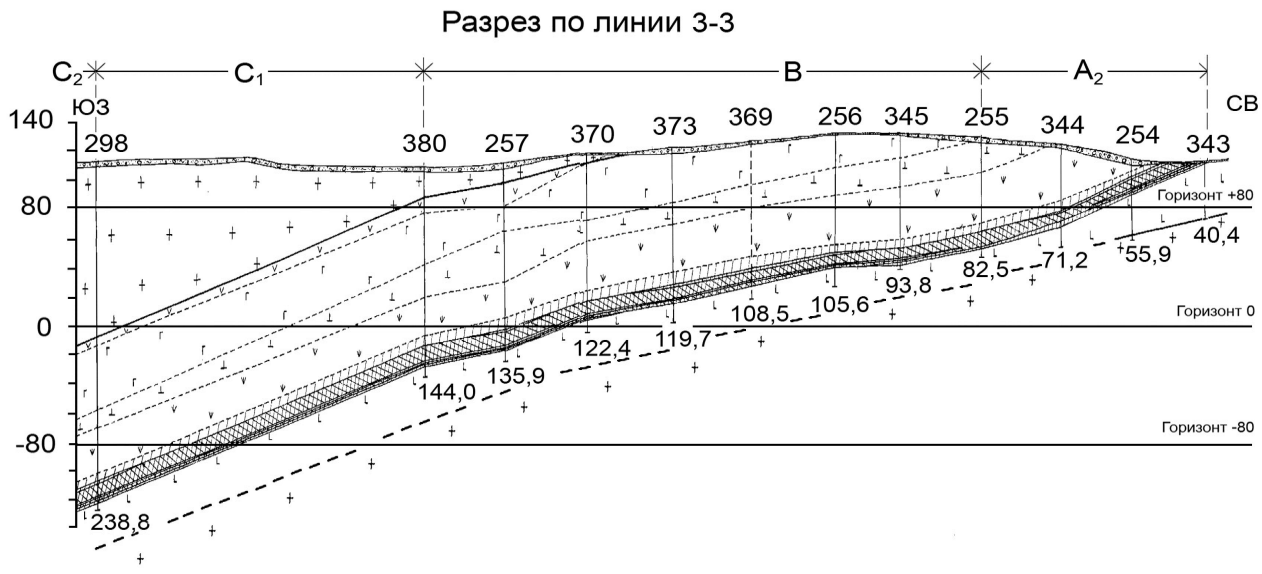
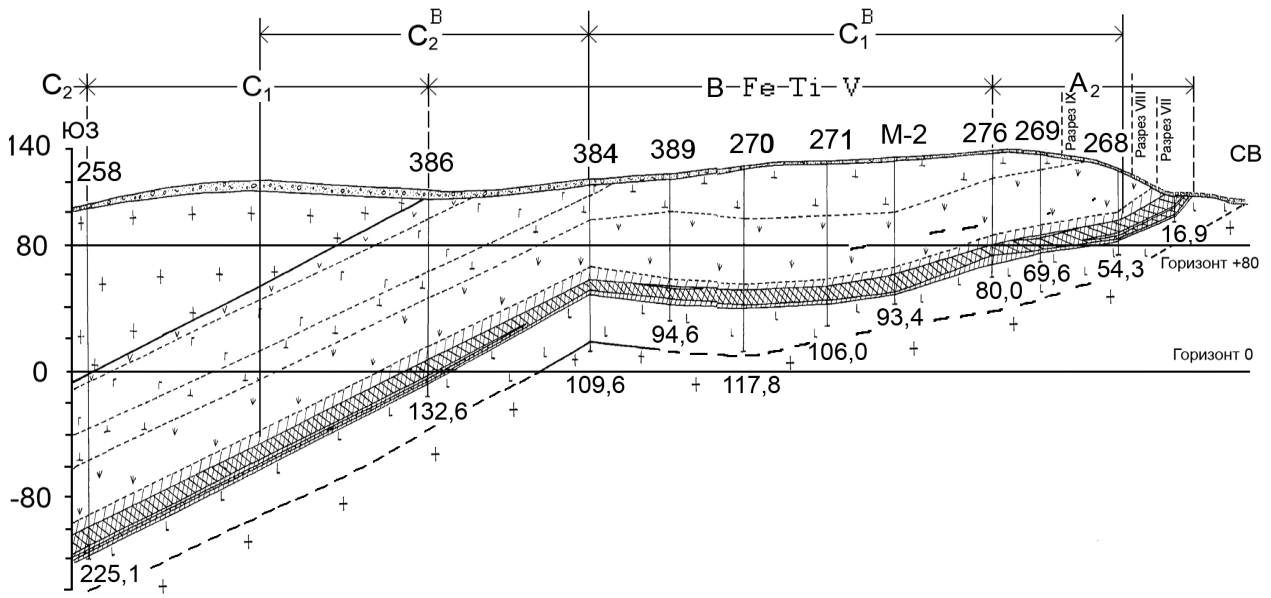


Рис. 4.3. Геологические разрезы по разведочным линиям 3-3 и 4-4

Разрез по линии 6-6



Разрез по линии 8-8

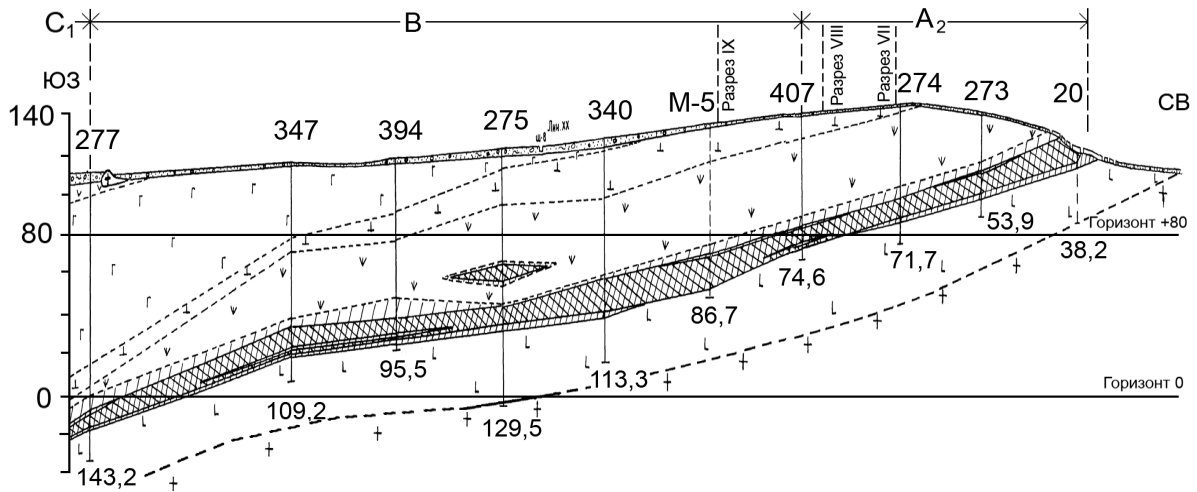


Рис 4.4. Геологические разрезы по разведочным линиям 6-6 и 8-8

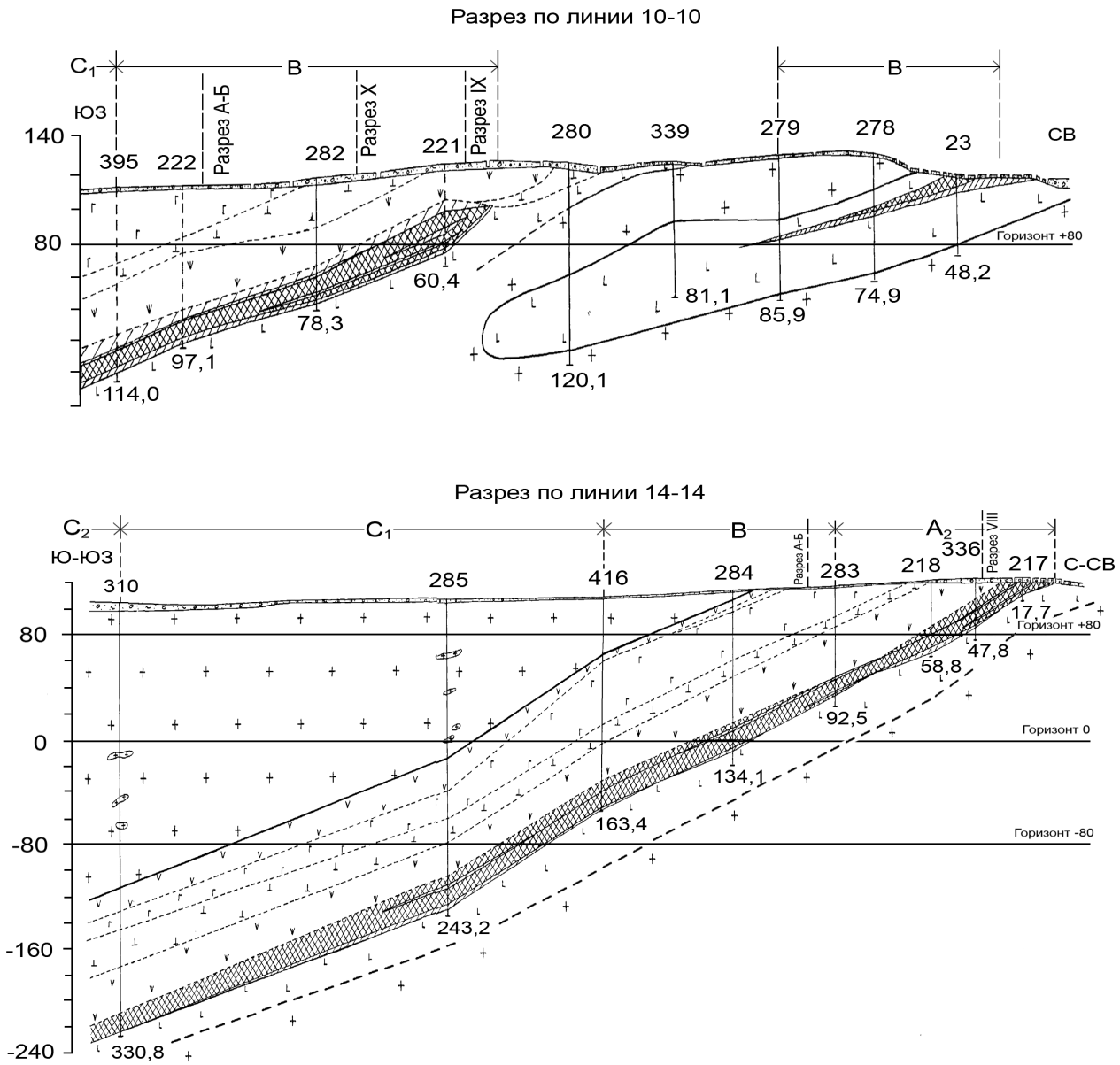


Рис 4.5. Геологические разрезы по разведочным линиям 10-10 и 14-14

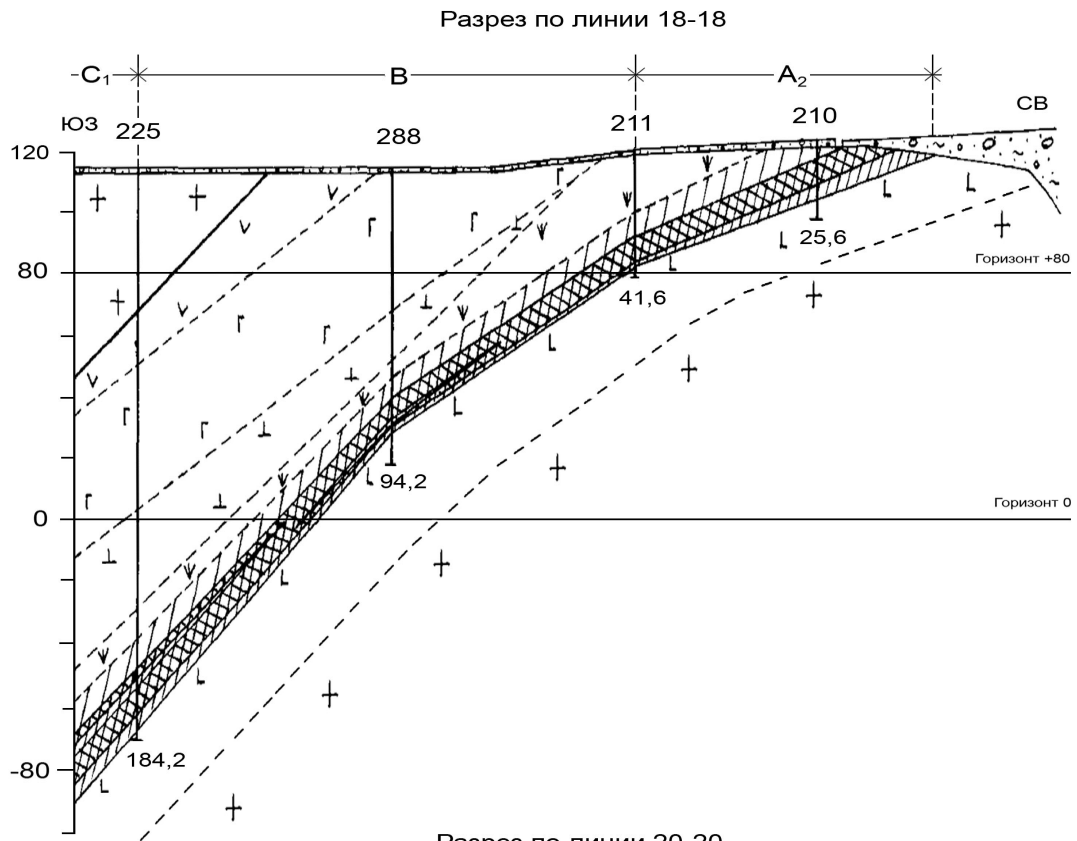


Рис 4.6. Геологические разрезы по разведочным линиям 18-18 и 20-20

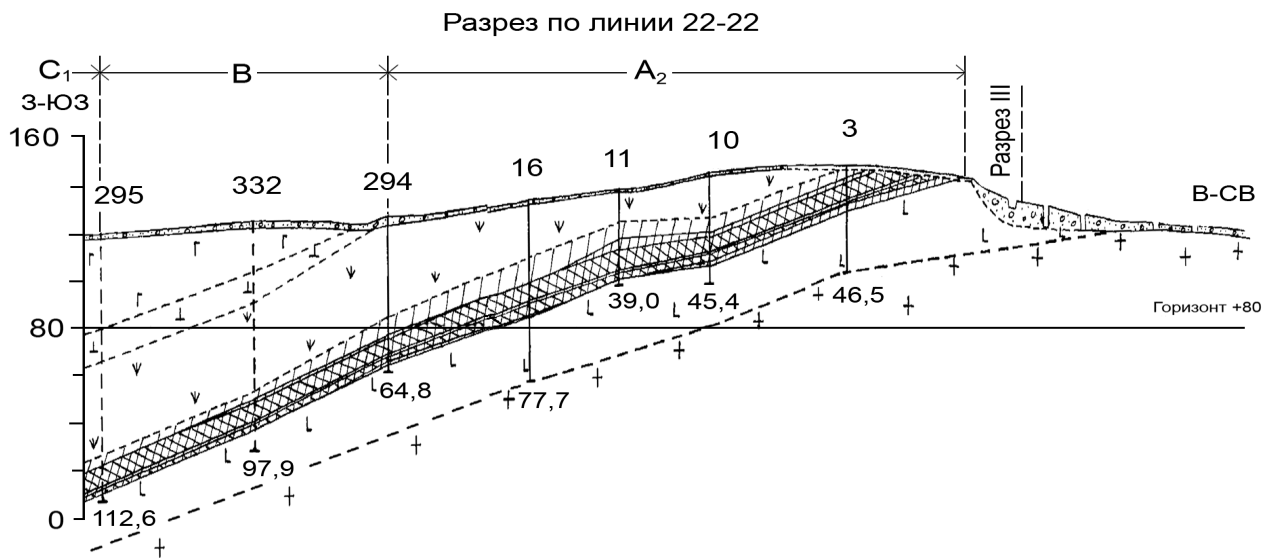
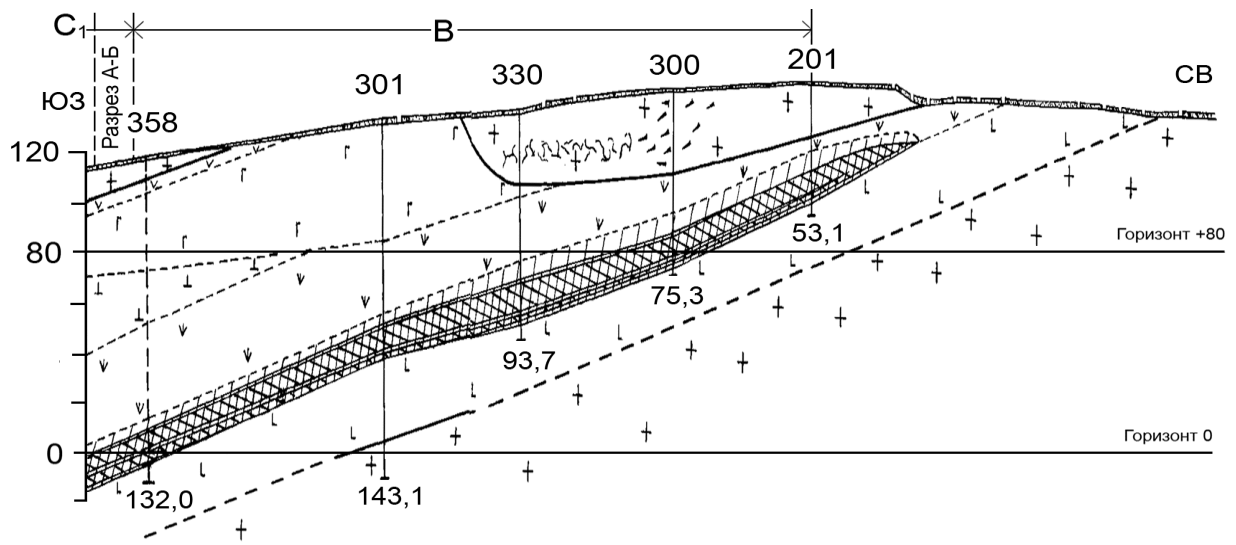


Рис. 4.7. Геологические разрезы по разведочным линиям 22-22 и 25-25

Разрез по линии 29-29



Разрез по линии 33-33

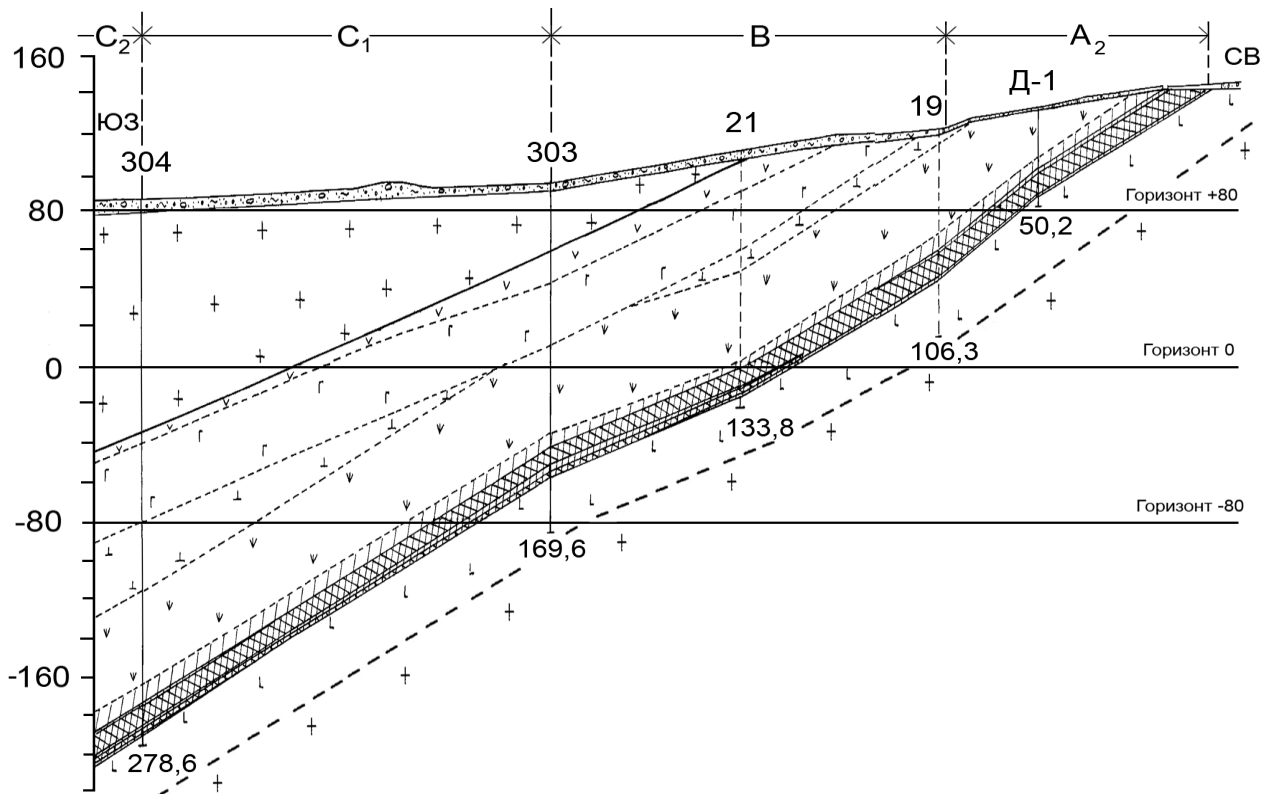


Рис 4.8. Геологические разрезы по разведочным линиям 29-29 и 33-33

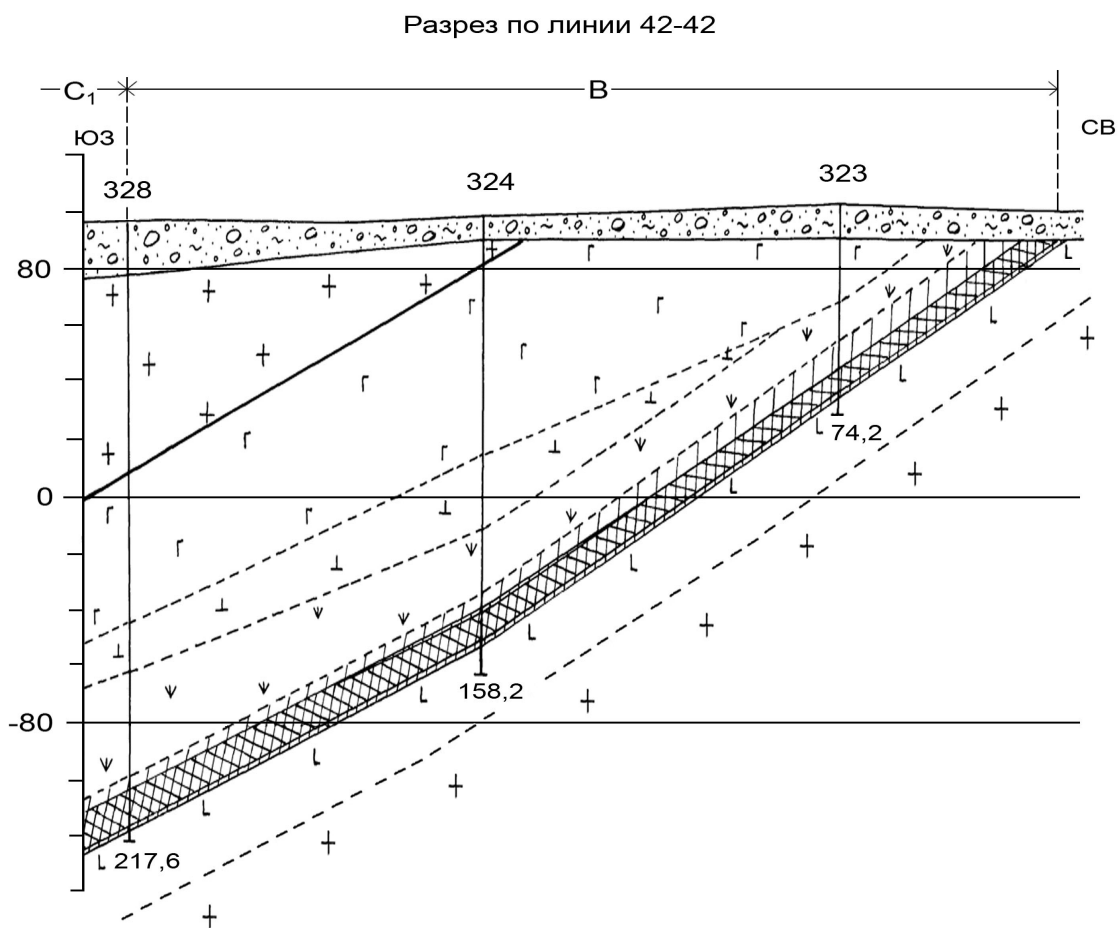
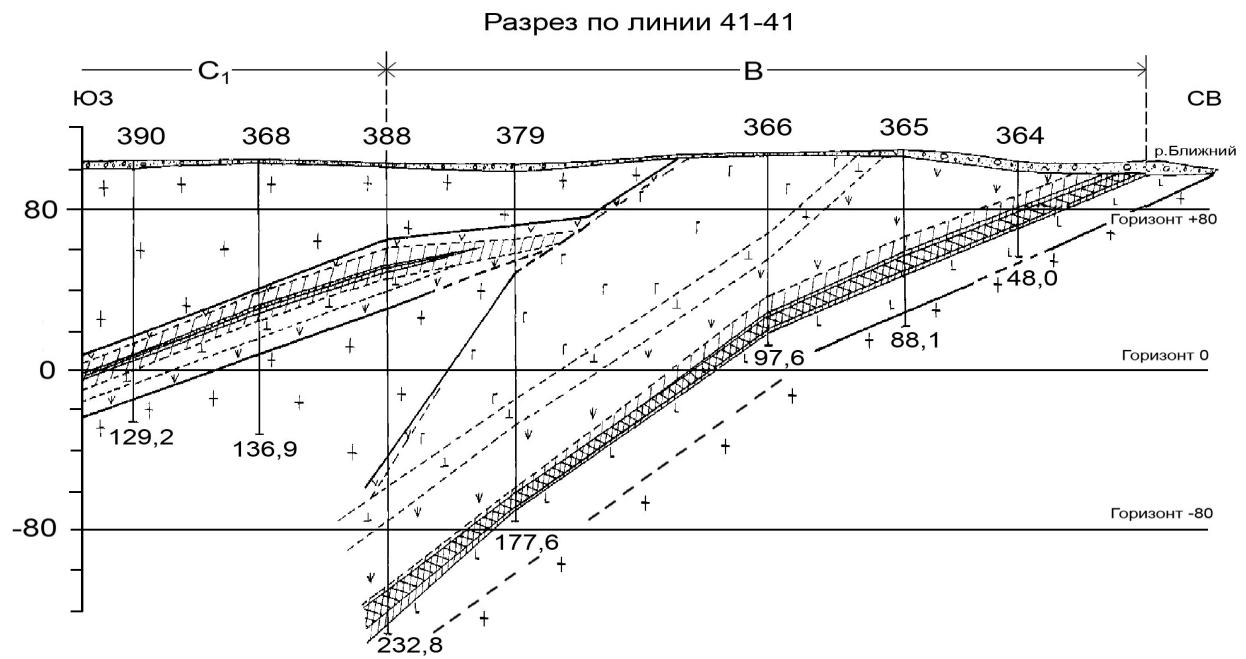


Рис 4.9. Геологические разрезы по разведочным линиям 41-41 и 42-42

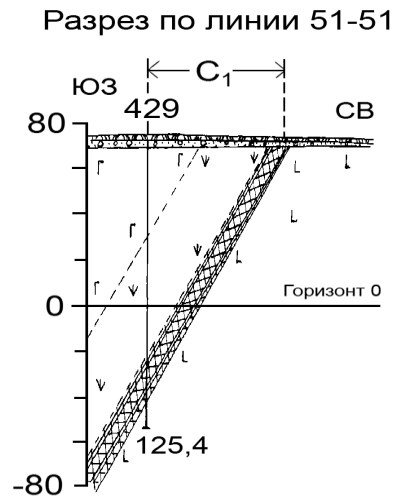
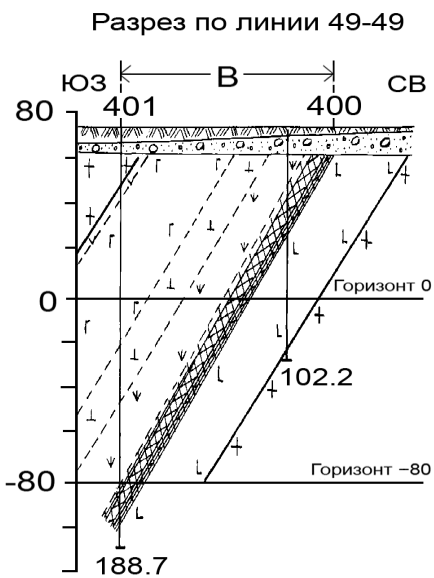
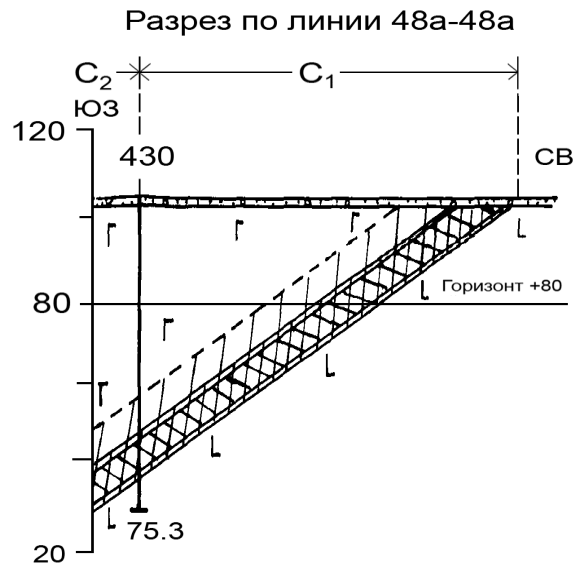
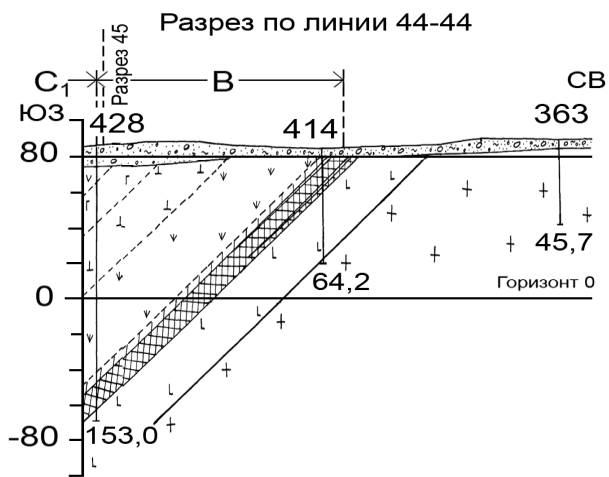
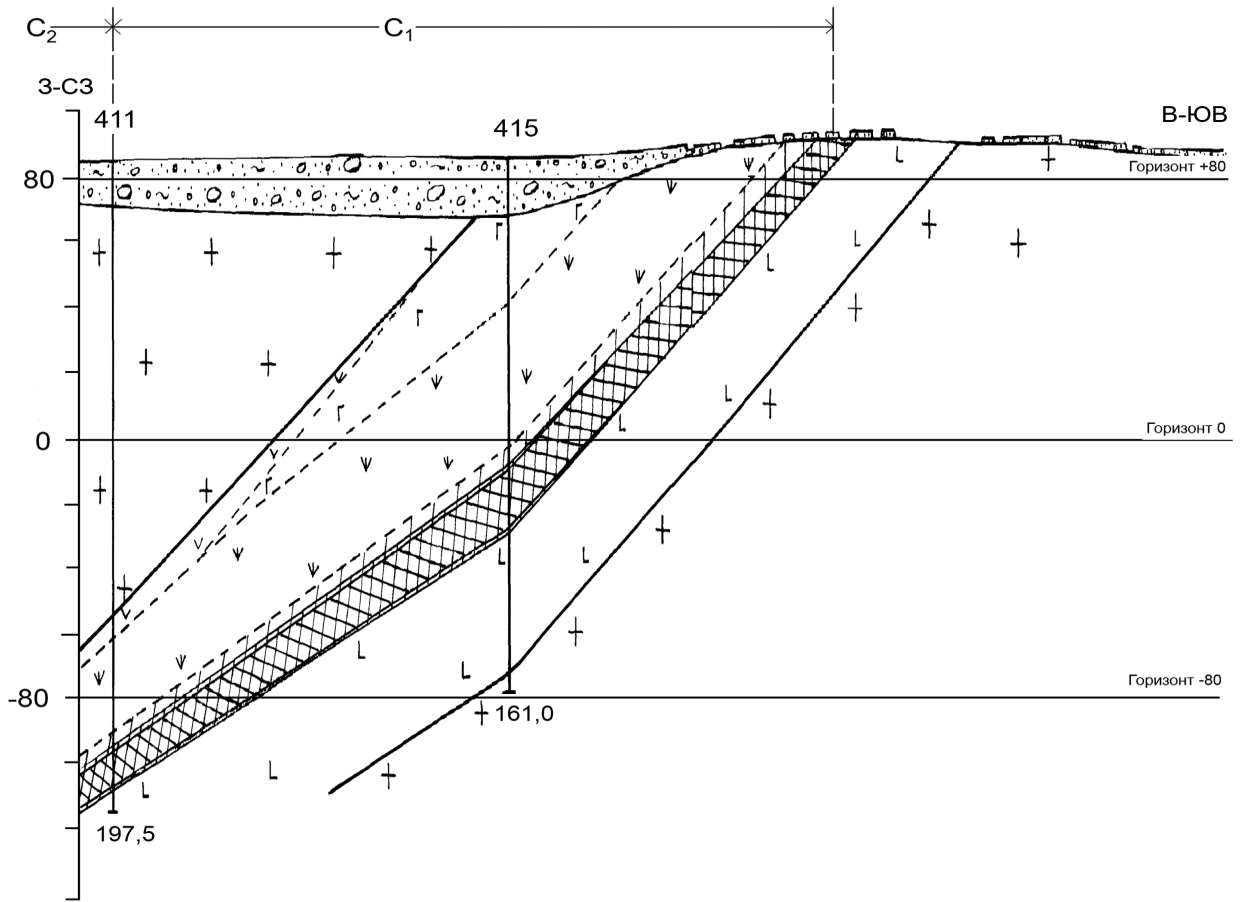


Рис 4.10. Геологические разрезы по разведочным линиям 44-44, 48а-48а, 49-49 и 51-51

Разрез по линии 46-46



Разрез по линии 47-47

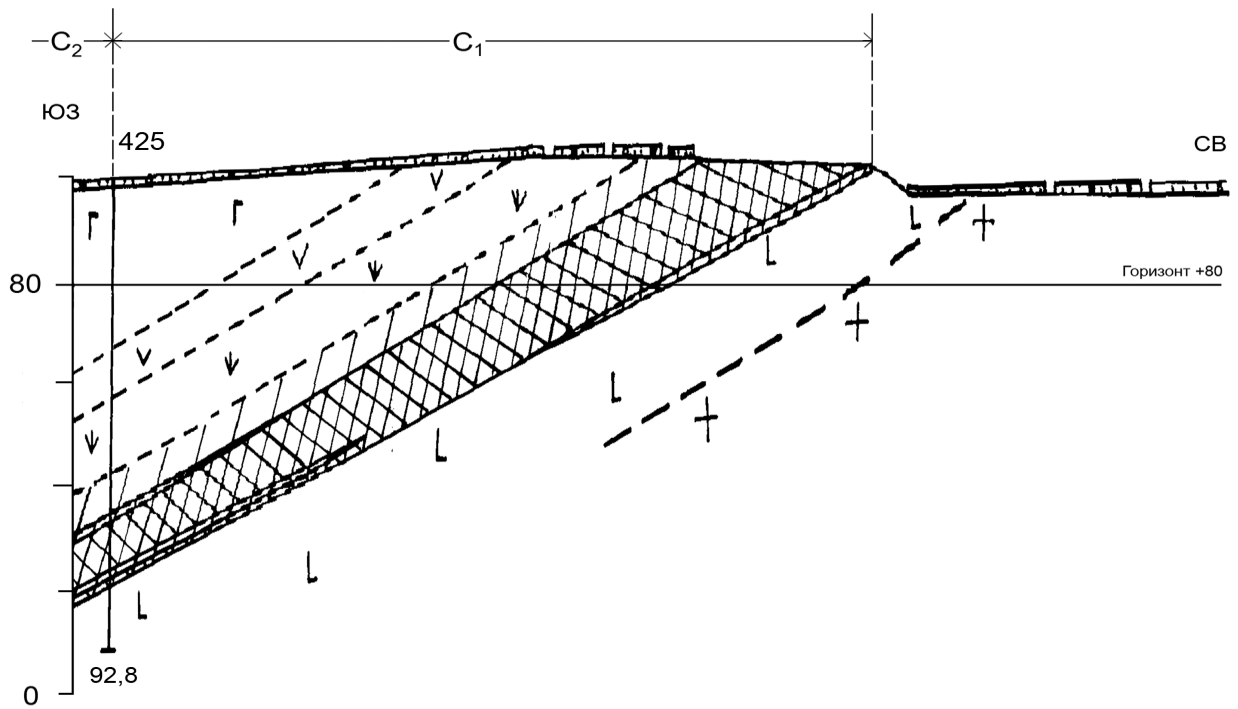


Рис 4.11. Геологические разрезы по разведочным линиям 46-46 и 47-47

Угол падения трещин отрыва с глубиной не выдержан, часть представляет сочетание протяженных (500-700 м) субгоризонтальных, очень пологих (до 10°) участков с более крутыми ($20-30^\circ$) (см. рис. 4.2-4.4).

ГЛАВА 5. ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Особенности строения и морфология пластового интрузива на стадии разведочных работ были детально изучены 25 основными буровыми профилями с интервалом 400 м по 4-10 скважин в каждом. Была собрана информация о составе пород как по простиранию интрузивной залежи, так и вкрест. В обобщенном виде это отражено на геологической карте (см. рис. 4.1) и прилагаемых разрезах (см. рис. 4.2-4.11). Однако химический и минералогический составы пород не только интрузива, но даже и титаномагнетитового горизонта были изучены очень слабо и лишь на качественном уровне. К сожалению, утрата керна вынудила произвести доизучение объекта на ограниченном фактическом материале, особенно по дифференцированности интрузива.

5.1. Дифференцированность Пудожгорского интрузива

Состав пород пластового интрузива характеризуется исключительной выдержанностью по простиранию. Однако в разрезе он являет крайнюю неоднородность по минералогическому составу и отчасти по структуре пород. При небольшой мощности (100-140 м) интрузив контрастно дифференцирован от долеритов до диоритов и монцогранитов. В его составе четко выделяются несколько горизонтов и слоев, переходы между ними постепенные, без резких границ. Степень раскристаллизованности пород в разрезе интрузива несколько раз изменяется от мелкозернистых до средне- и крупнозернистых. Наибольшая зернистость пород наблюдается дважды – кровля рудного горизонта и центральная часть надрудной зоны – гранофировый горизонт и верхняя часть надрудного.

Согласно отчету по предварительной разведке месторождения (Еселев и др., 1952ф), обобщившему также все данные предыдущих работ, разрез Пудожгорского пластового интрузива подразделяется снизу вверх на нижеследующие разновидности пород (сохранены авторские названия – курсив; полужирным шрифтом указаны вновь принятые подразделения и наименования).

1. **Нижний эндоконтакт.** *Метадиабазы тонкозернистые и афанитовые (1.8-5.2 м).*

2. **Подрудный горизонт.** *Диабазы (долериты) и габбро-диабазы (габбродолериты) мелкозернистые и среднезернистые, амфиболизированные (8-4 м, преимущественно 25-30 м).*

3. **Рудный горизонт.** *Общая мощность 20-25 м.*

3.1. *Диабазы и габбро-диабазы амфиболизированные, с густой и средней вкрапленностью титаномагнетита, представляющие собой промышленные титаномагнетитовые руды (рудная залежь) (7.4-23.2 м, средняя – 15 м)*

3.2. *Метадиабазы и метагаббро-диабазы среднезернистые и крупнозернистые с бедной вкрапленностью титаномагнетита (надрудный слой) (2-10 м, средняя – 4-5 м).*

4. **Надрудный гранофировый и такситовый горизонты.**

4.1. *Метадиабазы мелкозернистые (преимущественно 33-45, редко до 10 м).*

4.2. *Метадиабазы среднезернистые и крупнозернистые (уралитовый слой) (8-34 м, средняя – 15 м).*

4.3. *Кварцевые лейкократовые метадиабазы и лейкократовые метадиабазы с гранофиром (10-30%) (диабазовые пегматиты) (14-76 м).*

5. *Метадиабазы средне- и мелкозернистые (породы переходного слоя) (2-25 м).*

6. **Верхний эндоконтакт** *с постепенным переходом в слой 5. Метадиабазы тонкозернистые и афанитовые (1.6-3.4 м).*

Вторичные изменения пород, видимо, постмагматические (автометасоматические), неравномерны как по разрезу интрузива, так и в пределах шлифа. Порода амфиболизирована с развитием бурой роговой обманки по пироксену и более поздней сине-зеленой роговой обманки, участками ± актинолит, хлорит, биотит. Основной плагиоклаз неравномерно замещен эпидот-цоизитовым агрегатом, альбит и ортоклаз пелитизированы, tmt за пределами рудного горизонта псевдоморфно заме-

щен лейкоксеном. Наименее изменены породы подрудного горизонта и отчасти гранофирового, избирательно проявляется развитие по амфиболу биотита и (или) хлорита. При вторичных процессах перераспределение элементов идет в основном за счет Fe, Ca и Ti.

На основании химического состава пород (табл. 5.1) и первичного минерального парагенезиса в разрезе интрузива выделены: эндоконтактовые слои, включающие зоны закалки, переходный слой верхних долеритов и пять горизонтов – подрудный, рудный (он же титаномагнетитовый), надрудный, гранофировый и такситовый. Такой разрез по скв. 304, адаптированный к предыдущему, приводится в табл. 5.2. Названия пород, согласно модальному составу, даны по международной

Таблица 5.1. Химический и нормативный составы пород по разрезу интрузива от верхнего эндоконтакта до подрудного горизонта. Площадь Пудожгорского месторождения, скв. 304, разведочная линия № 33

Компоненты, мас. %	122,4	127,5	131,0	133,4	136,9	139,9	143,0	148,0	152,2	158,0	164,0	169,5	174,8	188,0	198,0	203,0
SiO ₂	47,82	48,32	46,14	48,36	54,52	55,68	64,88	62,06	61,82	60,70	58,54	54,84	51,44	50,38	49,16	48,74
TiO ₂	2,26	2,62	3,52	2,82	1,63	1,87	0,47	1,06	0,95	1,20	1,46	2,44	0,17*	3,56	2,44	3,72
Al ₂ O ₃	13,03	11,73	11,56	11,19	11,69	13,20	17,31	12,18	12,12	11,73	11,84	11,35	13,41	11,06	12,14	11,10
Fe ₂ O ₃	4,19	4,90	4,69	3,61	3,02	3,09	1,19	5,62	4,29	3,67	2,84	2,46	3,66	2,40	3,27	2,81
FeO	12,71	12,71	15,22	16,09	12,28	8,41	2,64	6,88	7,90	9,48	12,04	15,11	15,01	15,93	14,80	16,01
MnO	0,25	0,34	0,42	0,38	0,28	0,40	0,076	0,15	0,18	0,27	0,17	0,17	0,25	0,19	0,26	0,18
MgO	5,07	5,20	3,67	3,50	2,34	2,43	1,84	0,53	0,39	0,55	1,15	1,46	2,32	3,23	3,37	3,75
CaO	8,62	7,72	7,58	5,78	5,24	6,02	3,12	3,54	4,12	3,98	4,64	4,78	5,08	6,67	7,26	6,96
Na ₂ O	2,52	3,00	2,27	2,90	4,37	5,88	3,93	5,08	4,68	4,75	4,38	3,48	3,25	2,70	2,90	2,52
K ₂ O	1,00	0,73	2,31	2,83	1,52	0,77	3,35	1,05	1,30	1,22	1,23	1,57	1,52	1,04	1,12	1,39
H ₂ O	0,07	0,32	0,16	0,15	0,14	0,31	0,28	0,27	0,39	0,38	–	–	0,46	–	0,15	–
n.n.n.	2,49	2,36	2,13	2,21	2,02	1,67	1,06	0,92	1,48	1,57	1,47	2,06	2,82	2,35	2,43	2,54
P ₂ O ₅	0,20	0,29	0,30	0,30	0,64	0,60	0,16	0,32	0,32	0,30	0,62	0,57	1,00	0,39	0,44	0,25
V ₂ O ₅	0,10	0,077	0,06	0,04	0,03	0,04	0,01	сл.	–	–	–	–	–	сл.	0,116	0,015
CoO	0,006	0,006	0,006	0,006	0,002	0,002	0,002	–	–	сл.	0,002	0,002	–	0,005	0,005	0,005
NiO	0,01	0,017	–	0,007	0,005	0,004	сл.	сл.	–	–	–	0,005	–	0,008	сл.	0,009
CuO	0,04	0,05	0,03	0,04	0,01	не опр.	0,002	0,07	–	0,005	0,02	0,03	–	0,07	–	0,07
Cr ₂ O ₃	–	0,01	сл.	–	–	–	0,03	0,004	–	сл.	–	–	–	–	–	–
S _{об}	0,07	0,08	0,46	–	–	0,06	0,01	0,09	–	0,01	0,01	0,13	–	0,08	0,03	0,11
Сумма	100,43	100,48	100,52	100,21	100,19	100,44	100,36	99,76	99,84	99,82	100,51	100,46	100,39	100,06	99,78	100,18
Qu	0,66	1,82	–	–	5,25	2,91	18,75	19,81	18,87	16,34	12,55	9,76	4,18	6,14	2,66	3,17
Or	5,91	4,31	13,65	16,73	8,98	4,55	19,8	6,21	7,68	7,21	7,27	9,29	8,98	6,15	6,62	8,22
Ab	21,32	25,38	19,21	24,54	36,97	49,75	33,25	42,98	39,60	40,19	37,06	29,44	27,50	22,84	24,54	21,32
An	21,29	16,39	14,53	9,16	7,80	7,36	14,43	7,34	8,23	7,09	9,02	10,71	17,52	14,99	16,80	14,87
Σpl+Qu	49,18	47,90	47,39	50,43	59,00	64,57	86,23	76,34	74,38	70,83	65,90	59,2	58,18	50,12	50,62	47,58
Di	16,84	16,67	17,90	14,99	12,02	15,67	–	7,09	8,89	9,39	8,68	8,09	1,00	13,29	13,93	15,32
Hyp	20,81	20,24	15,56	13,15	17,54	8,69	7,81	4,17	6,03	9,34	13,01	21,42	29,98	22,99	22,21	22,81
Ol	–	–	2,65	7,92	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Mt	6,07	7,10	6,80	5,23	4,38	4,48	1,73	8,15	6,22	5,32	4,12	3,57	5,31	3,48	4,74	4,07
Ilm	4,29	4,98	6,68	5,36	3,10	3,55	0,89	2,01	1,80	2,28	2,77	4,63	0,32	6,76	4,63	7,06
Apt	0,47	0,69	0,71	0,71	1,52	1,42	0,38	0,76	0,76	0,71	1,47	1,35	2,37	0,92	1,04	0,59
Mt/Ilm	1,41	1,43	1,02	0,98	1,41	1,26	1,94	4,05	3,46	2,33	1,49	0,77	16,59	0,51	1,02	0,58
F _{оп}	76,92	77,20	84,44	84,91	86,73	82,56	67,55	95,93	96,90	95,99	92,83	92,33	88,95	85,02	84,28	83,39
F _{ок}	3,03	2,59	3,25	4,46	4,07	2,72	2,22	1,22	1,84	2,58	4,24	6,14	4,10	6,64	4,53	5,70

Продолжение табл. 5.1.

Компоненты, мас. %	208,0	213,0	219,0	222,5	229,0	235,0	241,3	247,0	253,0	257,0	258,0	258,7	263,0	267,0	271,0	275,0	278,6
SiO ₂	49,16	50,12	48,60	48,78	47,60	49,44	46,80	49,52	50,66	49,78	43,72	36,62	31,34	35,84	36,40	39,56	45,10
TiO ₂	4,00	3,51	3,64	3,61	4,07	3,20	2,48	2,44	3,04	3,16	6,60	8,40	7,48	7,20	6,56	5,12	3,28
Al ₂ O ₃	11,06	11,37	11,15	11,17	11,01	11,29	12,43	11,77	12,09	12,71	11,18	9,37	10,90	11,40	12,37	13,00	15,45
Fe ₂ O ₃	3,97	2,81	2,14	3,63	3,99	3,47	3,81	2,39	2,11	2,80	5,55	7,67	13,30	10,17	10,48	8,08	4,81
FeO	14,66	15,56	16,01	14,96	16,16	14,96	15,30	15,78	14,96	15,11	18,25	23,64	23,34	21,39	20,35	18,25	14,81
MnO	0,19	0,17	0,18	0,18	0,18	0,14	0,20	0,15	0,12	0,15	0,18	0,14	0,19	0,14	0,17	0,15	0,11
MgO	3,54	3,64	3,85	3,64	3,64	4,16	3,61	4,06	2,91	4,48	2,28	2,81	2,70	2,50	2,91	3,33	2,91
CaO	6,81	6,81	6,67	7,10	6,96	7,39	7,76	7,97	7,39	5,66	5,36	5,07	5,12	5,36	6,82	6,96	7,97
Na ₂ O	2,45	2,25	2,70	3,62	2,43	3,10	2,55	3,14	3,24	3,34	2,83	1,59	1,68	2,09	2,09	2,36	2,70
K ₂ O	1,41	1,54	2,31	1,33	1,75	0,39	1,70	1,16	0,84	0,58	0,89	1,33	0,88	0,80	0,72	0,89	0,72

Окончание табл. 5.1

Компо- ненты, мас. %	208,0	213,0	219,0	222,5	229,0	235,0	241,3	247,0	253,0	257,0	258,0	258,7	263,0	267,0	271,0	275,0	278,6
H ₂ O	—	—	—	—	—	—	0,19	—	—	—	—	—	0,20	—	—	—	—
n.n.n.	2,43	2,38	2,43	2,45	2,34	2,25	2,22	2,47	2,54	1,67	2,37	2,72	2,15	2,52	1,29	1,57	1,98
P ₂ O ₅	0,341	0,28	0,36	0,29	0,33	0,60	0,44	0,54	0,63	0,66	0,59	0,81	0,32	0,45	0,39	0,44	0,40
V ₂ O ₅	0,028	0,016	0,046	0,033	0,04	не опр.	0,118	0,042	0,028	0,04	0,22	0,38	0,30	0,29	0,35	0,28	0,20
CoO	0,005	0,004	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,005	0,006	0,006	0,007	0,009	0,009	0,006	0,006
NiO	0,005	0,009	0,01	0,005	0,005	0,004	сл.	0,006	0,008	0,006	0,01	0,012	—	0,02	0,019	0,018	0,01
CuO	0,08	0,07	0,07	0,07	0,08	0,06	0,117	0,07	0,008	0,09	0,13	0,16	0,21	0,17	0,04	0,05	0,05
Cr ₂ O ₃	0,001	—	—	—	—	0,001	—	—	0,001	—	0,001	0,002	—	0,003	0,003	0,006	0,007
S _{об}	0,10	0,10	0,20	0,07	0,11	0,05	0,01	0,11	0,12	0,12	0,20	0,18	0,10	0,14	0,10	0,04	0,05
Сумма	100,24	100,64	100,29	100,34	100,46	100,51	100,51	101,62	100,77	100,36	100,37	100,91	99,6	100,49	101,07	100,11	100,55
Qu	6,25	5,81	—	—	2,23	4,33	—	—	4,25	3,10	3,90	—	—	—	—	—	—
Or	8,33	9,10	13,65	7,86	10,34	2,31	10,05	6,86	4,96	3,43	5,26	7,86	5,20	4,73	4,26	5,26	4,26
Ab	20,73	19,04	22,84	30,63	20,56	26,23	21,58	26,57	27,41	28,26	23,94	13,45	14,21	17,68	17,68	19,97	22,84
An	15,02	16,38	11,49	10,31	13,97	15,74	17,45	14,60	15,97	17,98	15,18	14,50	19,60	19,37	22,25	22,25	27,92
Σpl+Qu	50,33	50,33	47,98	48,80	47,10	48,61	49,08	48,03	52,59	52,77	48,28	35,81	39,01	41,78	44,19	47,48	55,02
Di	14,00	13,25	16,37	19,52	15,63	14,37	15,47	18,21	14,20	4,89	6,49	4,61	3,18	3,68	7,71	8,03	7,74
Hyp	19,11	23,09	19,98	14,81	21,11	22,67	18,11	21,05	20,90	29,18	20,70	28,02	8,11	18,84	10,63	9,47	16,99
Ol	—	—	2,42	2,39	—	—	3,17	2,28	—	—	—	0,05	12,72	3,58	8,18	12,36	7,33
Mt	5,76	4,07	3,10	5,26	5,78	5,03	5,52	3,47	3,06	4,06	8,05	11,12	19,28	14,75	15,19	11,71	6,97
Ilm	7,60	6,67	6,91	6,86	7,73	6,08	2,83	4,63	5,77	6,00	12,53	15,95	14,21	13,67	12,46	6,23	—
Apt	0,81	0,66	0,85	0,69	0,78	1,42	1,04	1,28	1,49	1,56	1,40	1,92	0,76	1,07	0,92	1,04	0,95
Mt/Ilm	0,76	0,61	0,45	0,77	0,75	0,83	1,95	0,75	0,53	0,68	0,64	0,70	1,36	1,08	1,22	1,88	—
F _{фр}	84,03	83,46	82,50	83,63	84,70	81,58	84,11	81,74	85,44	79,99	91,26	91,76	93,14	92,66	91,38	88,77	87,08
F _{ок}	3,69	5,54	7,48	4,12	4,05	4,31	4,02	6,60	7,09	5,40	3,29	3,08	1,75	2,10	1,94	2,26	3,08

Примечание. Анализы выполнены в химлаборатории ИГ КарНЦ РАН в 1966 г. по материалам М.М. Лаврова. * Предполагается ошибка в анализе (занижено содержание TiO₂). F_{фр} = (Fe₂O₃ + FeO)/(Fe₂O₃ + FeO + MgO)х100; F_{ок} = FeO/Fe₂O₃.

Таблица 5.2. Адаптированный разрез по скв. 304 и дифференцированное строение интрузива

С-304	Еселев и др. 1952Ф	Название горизонтов и пород по классификации QAPF	Первичный парагенезис
+	1224	Плаггиомикроклиновый гранит	Гранит
∇		Метадиабаз т/з и м/з	Эндоконтактовый слой Долерит
∇ ∇		Метадиабаз лейкократовый с/з - переходный слой	Слой верхних долеритов Монцодолерит
∇			Такситовый горизонт Кварцевый монцодолерит
Г Г	150	Метаморфизованный диабазовый пегматит с/з	Гранофиновый горизонт Монцогранит
Г Г		Метадиабаз лейкократовый с/з	Гранодиорит Кварцевый монцодиорит
⊥ ⊥		Диабаз уралитизированный с/з	Надрудный горизонт
⊥ ⊥	200		Кварцевый монцодолерит Кварцевый долерит Кварцевый монцит Кварцевый монцодиорит
∇ ∇		Диабаз амфиболитизированный меланократовый м/з	
∇ ∇		Диабаз амфиболитизированный мезократовый м/з	Рудный горизонт 247,5 - 275,9м
∇ ∇	247,5	Слой №1(247,35 - 258,35) - кровля горизонта Монцодолерит, кварцевый монцодолерит Интенсивный аутометасоматоз - тит псевдоморфно замещен лейкоксеном концентрируется ilm	
▨	275,9	Габбро-диабаз амфиболитизированный к-с/з, слабо оруденелый	Титаномагнетит
▨		Руда титаномагнетитовая I и II разности	Авгит Андезин Лабрадор
▨	278,5	Диабаз амфиболитизированный мезократовый м/з	Подрудный горизонт Монцодолерит, долерит
▨			Авгит, лабрадор, титаномагнетит

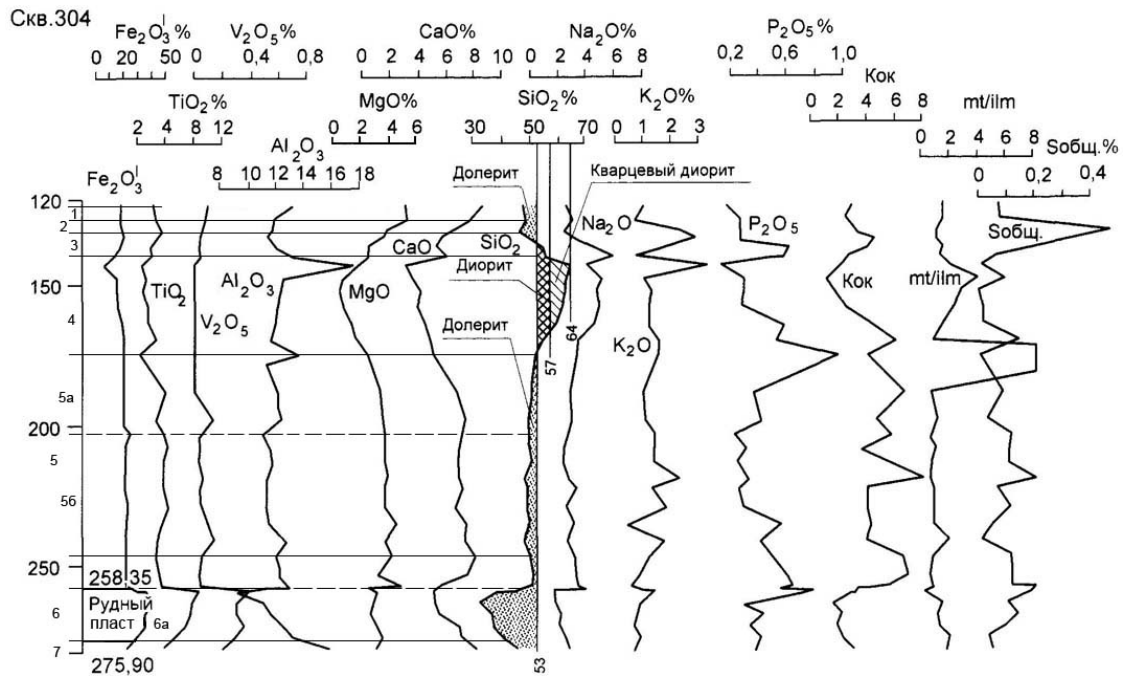


Рис. 5.1. Дифференцированное строение Пудожгорского интрузива и распределение основных породообразующих окислов (скв. 304)

1 – эндоконтактный слой; 2 – слой верхних долеритов; 3 – такситовый горизонт; 4 – гранофирный горизонт; 5 – надрудный горизонт (5а – верхний слой, 5б – нижний слой); 6 – рудный горизонт (6а – рудный пласт); 7 – подрудный горизонт

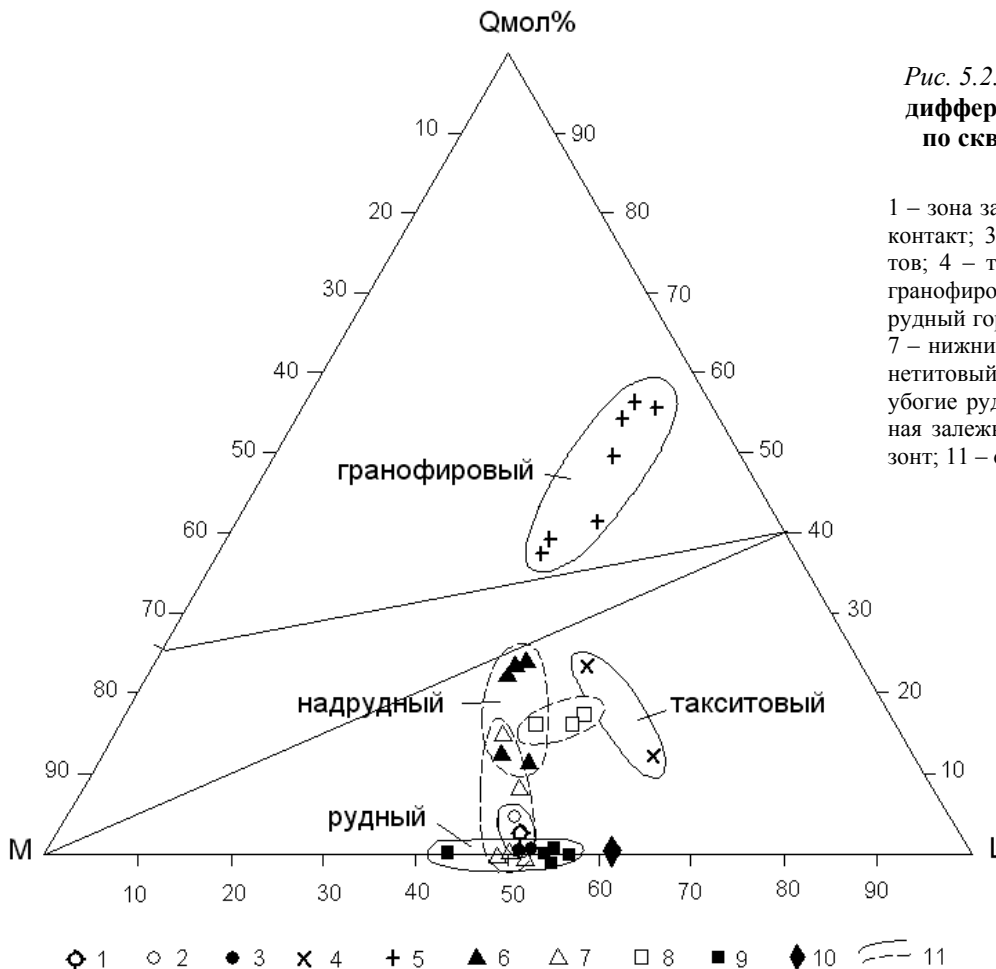


Рис. 5.2. Химический состав дифференциатов интрузива по скв. 304 на диаграмме П. Ниггли

1 – зона закалки; 2 – верхний эндоконтакт; 3 – слой верхних долеритов; 4 – такситовый горизонт; 5 – гранофирный горизонт; 6-7 – надрудный горизонт (6 – верхний слой, 7 – нижний слой); 8-9 – титаномагнетитовый горизонт (8 – слой № 1, убогие руды; 9 – слой № 2, 3, рудная залежь); 10 – подрудный горизонт; 11 – области распространения

классификации QAPF. На основе используемой в России классификации пород по содержанию кремнезема к долеритам относятся породы трех нижних горизонтов, эндоконтакты и переходный слой верхних долеритов. Диоритам и кварцевым диоритам соответствуют породы гранофирового и такситового горизонтов (рис. 5.1). Породы надрудного горизонта, занимая промежуточное положение между гранофировым и рудным горизонтами, содержат значительное количество гранофира – до 20%, что хорошо иллюстрируется нормативными составами. В них рассчитывается 2,2-6,2% кварца, 6,1-13,6% ортоклаза. В первичном парагенезисе встречается лабрадор, андезин, олигоклаз, амфибол и авгит. Учитывая изложенные особенности, часть пород горизонта, видимо, ближе к диоритам, а часть – к долеритам с приставками монцо- и кварцевый, т.е. классификация QAPF полнее отражает в названии особенности состава. Породы, слагающие выделенные горизонты, занимают обособленные поля на диаграмме П. Ниггли (рис. 5.2).

5.2. Петролого-геохимическая характеристика пород

Эндоконтактные слои и зоны закалки верхнего и нижнего контактов имеют одинаковый состав, сложены амфиболизированным долеритом, по составу близким к исходному расплаву. Структура пород зон закалки порфировая с фенокристами призматического плагиоклаза, структура основной массы – бластоофитовая. Плагиоклаз интенсивно хлоритизирован и незначительно сосюритизирован. Породы эндоконтактов имеют мелкозернистое сложение, структура бластоофитовая с реликтами офитовой. Первичный парагенезис – авгит, лабрадор, андезин, кварц, ортоклазовый гранофир, титаномагнетит. Плагиоклаз неравномерно замещен эпидот-цоизитовым агрегатом и альбитизирован. Моноклинный пироксен амфиболизирован, по амфиболу развивается хлорит. Содержание ортоклаза по нормативному составу 4,3-5,9%, кварца – около 2%, титаномагнетита – 10%. Для tmt характерен грубопластинчатый распад ilm. Содержание окислов Ca и Mg близко к таковым в нижней части подрудного горизонта и составляет соответственно 7,7-8,6%, и 5,1-5,2% (см. табл. 5.1), а Fe и Ti ниже, чем средневзвешенное по интрузиву, на 20%. Содержание кремнезема в эндоконтактных породах менее 49%, что позволяет отнести их к авгит-андезин-лабрадоровым долеритам (см. рис. 5.1, табл. 5.2).

Подрудный горизонт сложен титаномагнетитсодержащим авгит-лабрадоровым мезократовым долеритом неравномерно амфиболизированным. В верхней части горизонта содержание tmt – 15-20%, в нижней – 10%. Для этой части разреза интрузива характерна наиболее высокая сохранность первичного минерального парагенезиса, особенно в верхней половине горизонта. Четко проявлен идиоморфизм плагиоклаза, указывающий на его более раннюю кристаллизацию. Пироксен занимает оставшееся пространство, в поле которого размещается tmt (рис. 5.3, шл. 275/92.5). Плагиоклаз – лабрадор (60-62,9% An) и присутствует битовнит (71,1% An). Пироксен представлен только моноклинной разновидностью – авгитом (Wo 36,5-38,8%; En 38,1-40,4%; Fs 27,5-20,6%) (см. главу 7). Неравномерно, в пределах шлифагоризонта, он замещается ферророговой обманкой и ферроактинолитом с нарастающей железистостью и подщелоченностью во второй генерации. В амфиболах содержание суммы окислов Na и K равно 0,5-1,2%, а Cl – 0,2-0,6%. Среди вторичных минералов появляется биотит (до 2%), тяготеющий пространственно к tmt (рис. 5.3, шл. 275/97). Размер зерен Pl и Crx 0,2-2,0 мм. Плагиоклаз неравномерно и частично замещается сосюритом, эпидотом, серицитом. Структура породы – офитовая, субпойкилоофитовая, участками псевдоморфная мелко-, среднезернистая. В интерстициях и в виде пойкилитовых включений в пироксене отмечены участки с гранофировой структурой. Содержание кремнезема менее 53%, в основном 41-45%, что позволяет отнести породы горизонта к долеритам (см. табл. 5.1; рис. 5.1). По классификации QAPF это долериты и монцодолериты (табл. 5.2). По нормативному составу: кварца – до 2%, ортоклаза – 4-6%. Содержание железа в пересчете на окисное в верхней части горизонта 20-24%, в нижней – 17-18%, TiO₂ – неравномерное, колеблется от 1 до 3% и близко к средневзвешенному по интрузиву. В подрудном горизонте наиболее высокие концентрации хрома для разреза в целом – 150 г/т Cr₂O₃, а Ni, Co, Cu, Zn – ниже, чем в рудном (см. главу 6).

Рудный (благороднометалльно-титаномагнетитовый) горизонт по составу и структуре пород близок к подрудному. Основным отличием является то, что главным породообразующим минералом становится титаномагнетит (30-50%), появляется андезин, снижается содержание анортита в лабрадоре. В горизонте активно проявляются процессы автотометасоматоза, интенсивность которых нарастает вверх по разрезу горизонта, сопровождаемые осаждением сульфидов и мобилизацией БЭ. По первичному парагенезису – это авгитовый андезин-лабрадоровый титаномагнетитовый долерит. Порода преимущественно среднезернистая с офитовой, иногда габбро-офитовой и пойкилоофитовой структурой.

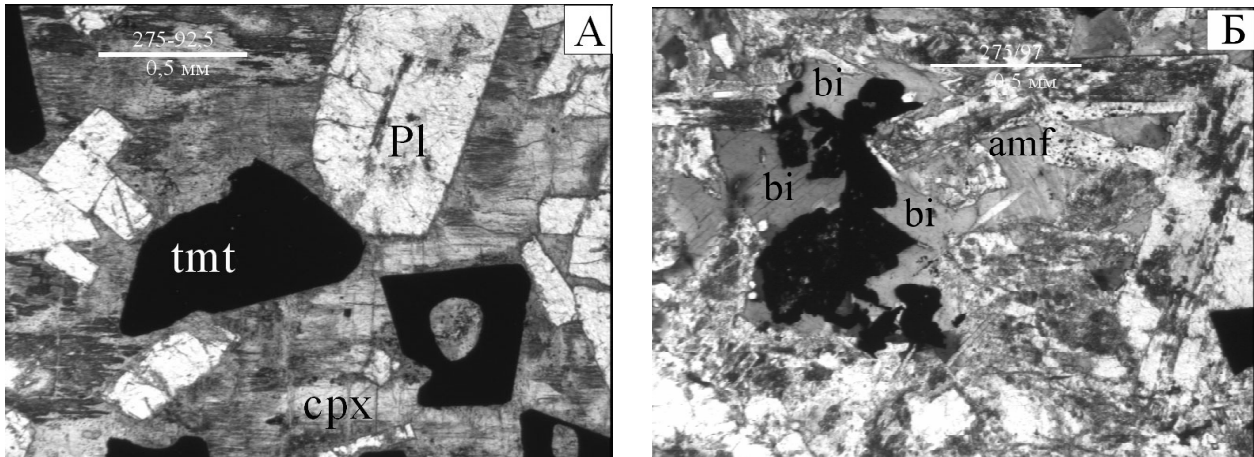


Рис. 5.3. Подрудный горизонт

А – граница перехода в рудный горизонт. Плагиоклаз свежий идиоморфный. Пироксен неравномерно опацифицирован и амфиболитизирован, сохранились свежие участки (светло-серое) (шл. 275/92,5). Б – плагиоклаз неравномерно замещен агрегатом сосюрита, эпидота. Пироксен амфиболитизирован. Биотит опацифицирован, без спайности. Игольчатые белые и светло-серые кристаллы – апатит (шл. 275/97)

Плагиоклаз представлен лабрадором (51,6-60,7% An) и андезином (44,2-48,3% An) с убывающей основностью вверх по разрезу. С различной степенью интенсивности он замещен эпидотцоизитовым агрегатом, в кровле – альбитизирован. Пироксен (авгит) амфиболитизирован с сохранением реликтов и свежих участков в нижней части горизонта. Он замещается бурой железистой роговой обманкой, по которой развивается ферроактинолит.

Средний химический состав пород горизонта (см. табл. 5.1) резко выделяется среди других подразделений чрезвычайно низким содержанием кремнезема, характерным для ультраосновных пород – 32,2%, максимально высокими концентрациями железа – 25,6%, двуокиси титана – 7,52% и пятиокиси ванадия – 0,388%, образующими в его пределах рудный пласт с промышленными содержаниями этих компонентов.

В горизонте выделяется три слоя.

Слой № 1 – кровля с убогими (5-20% tmt) рудами – переходный слой 3.2 (по: Еселев и др., 1952ф). Характеризуется максимально интенсивным аутометасоматозом. Плагиоклаз полностью альбитизирован и замещен эпидот-цоизитовым агрегатом. Шлифы С-275/77,5 и 75,0 демонстрируют высокий идиоморфизм плагиоклаза (рис. 5.4А, Б), характерный для подрудного и рудного горизонтов, интерстициальные промежутки между которыми выполнены амфиболитизированным пироксеном и иногда гранофиром, доля которого резко возрастает (до 10-15%) к кровле горизонта (рис. 5.4Б). Первичная парагенетическая ассоциация не сохранилась: срх установлен в реликтах (см. табл. 7.2, рис. 5.4А); наличие основного плагиоклаза подтверждается косвенно Са-содержащими продуктами замещения.

Титаномагнетит интенсивно лейкоксенизирован, до полных псевдоморфоз. Одновременно с перемещением Са идет привнос Ti, который концентрируется в слое в лейкоксенизированных участках tmt и в виде ильменита-2 до 3-5%. Ильменит-2 образует субграфические срастания с синне-зеленым актинолитом и биотитом (рис. 5.4В). Особенно высоки концентрации вторичного ильменита на границе слоев № 1 и 2, сопровождающиеся развитием биотита (до 5%). В шлифе С-275/79,8 концентрация укрупненного ilm достигает 18% (рис. 5.5А). Содержание сопутствующих рудных элементов в слое № 1 в 2-4 раза ниже, чем в рудном пласте: Cr₂O₃ – 0,003%, Со0 – 0,006-0,007%, Ni0 – 0,005%, Cu0 – 0,1%, Zu0 – 0,035% (см. табл. 6.6-6.8).

Рудная залежь (рудный пласт) слагает основную часть горизонта, имеющую промышленное значение. Образован густо- и средневкрапленными титаномагнетитовыми рудами. Содержание кремнезема в этой части горизонта наиболее низкое – 28,9%, поэтому в нормативном составе пород рассчитывается оливин (10-20%). Однако по модальному составу это долериты. Содержание Mg0 в породах около 3%, как и в подрудном горизонте, т.к. преобладают меланократовые породы, а Са0 и Na₂0 по этой же причине заметно ниже. Кровля рудной залежи четко отбивается по химсоставу пород, характеризуясь резким увеличением содержаний Fe, Ti, V и не менее контрастным уменьшением Si, Al, Ca, Mg, Na, K, P, S (см. рис. 5.1). Содержание кремнезема в отдельных интервалах снижается до

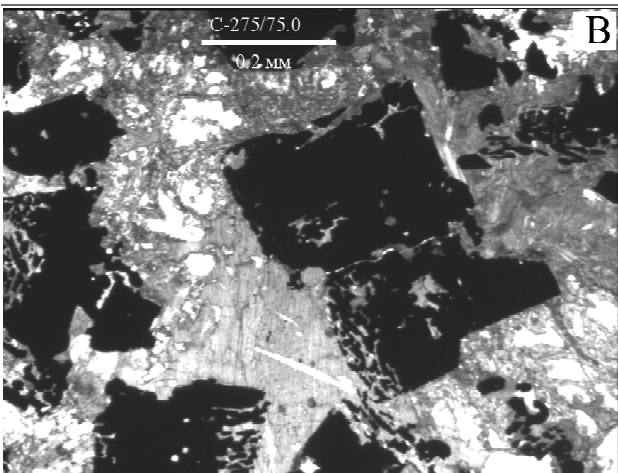
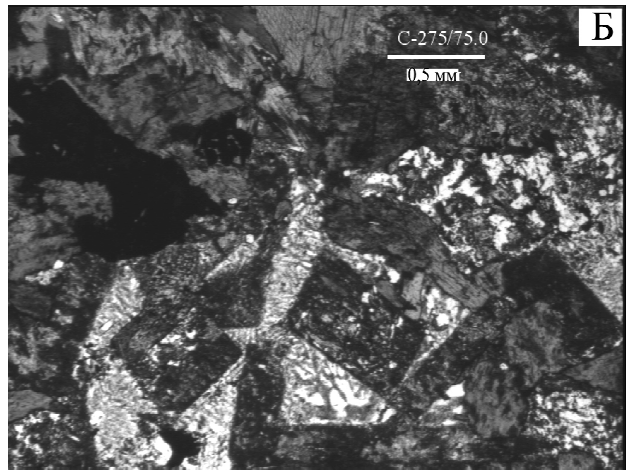
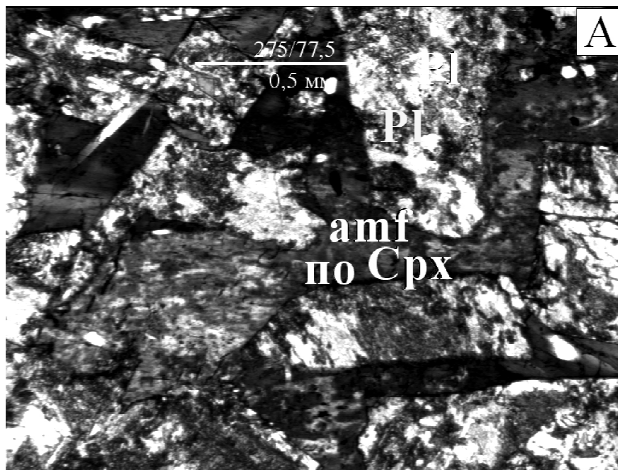


Рис. 5.4. Слой № 1. Скв. 275

Кровля титаномагнетитового горизонта с убогими рудами. Граница перехода в надрудный горизонт. А – плагиоклаз идиоморфный, неравномерно замещается цоизитом (серое) и альбитизируется (белое). Пироксен занимает интерстициальные промежутки, амфиболизирован, сохранились реликты побуревшего пироксена, не затронутого амфиболизацией. Б – гранофир в интерстициях между идиоморфным плагиоклазом. В – субграфические каймы il с бурым амфиболом, лучистым сине-зеленым актинолитом и биотитом (поздний парагенезис). Tmt лейкоксенизирован.

20,66%, а TiO_2 достигает 12% (см. табл. 6.2). Концентрация пятиокси ванадия в руде изменяется в пределах 0,24-0,672%. Вредные примеси содержатся в незначительных количествах: S – 0-0,21%, P – 0,10-0,38%. Концентрация в пласте V, Ti, Fe убывает от кровли к подошве (см. рис. 5.1, табл. 6.2-6.4).

Содержание в рудном пласте Cr, Co, Ni, Zn максимальное для интрузива, но в целом незначительное – сотые доли процента, и промышленного значения они не имеют (см. табл. 6.7-6.9). Содержание меди изменяется от 0,034 до 0,575% и в среднем по трем пересечениям составляет 0,174% (см. табл. 8.3), по данным ревизионного опробования – 0,13% (Савина, 1966ф).

Залежь по основным компонентам, содержащимся в руде, можно подразделить на два слоя, которые в составе горизонта определяются как слой № 2 и слой № 3.

Слой № 2 выделяется по наиболее высокой концентрации титаномагнетита. Сложен преимущественно густовкрапленными рудами – амфиболизированным авгитовым андезин-лабрадорным долеритом. Текстура руд вкрапленная, структура идиоморфнозернистая (рис. 5.5А, В). Преобладающий размер кристаллов tmt – 0,5-1 мм. Пироксен – авгит (Wo 36,0%, En 39,7%, Fs 24,4%); плагиоклаз – лабрадор (51,6-57,9% An) и андезин (44,2-48,3 An) (см. главу 7). Пироксен амфиболизирован с сохранением реликтов, чаще побуревших и опациitized (рис. 5.5Е, Д). По амфиболу на отдельных участках пятнами развиваются биотит и хлорит (рис. 5.5Б). Наиболее поздний парагенезис представлен биотитом, актинолитом, иногда хлоритом, образующими субграфические срастания с ilm-2 (рис. 5.5Г, Д). Именно с этой ассоциацией идет осаждение сульфидов и БЭ. Биотит, актинолит и сульфиды могут замещать лейкоксенизированные участки в tmt. Сульфиды представлены или сру, или ассоциацией сру+во.

В этом слое наиболее высокие концентрации всех рудных элементов – Fe, Ti, V, Cu, Co, Ni, Zn, кроме Cr (табл. 6.6-6.8), содержания которого незначительны, но повышенные в слое № 3, а максимальные – в подрудном горизонте. Содержание $Fe_{вал}$ в слое № 2 наиболее высокое для горизонта – в среднем более 30%, максимальное 36,9% (см. табл. 6.2). Преобладающие концентрации TiO_2 – 9-11%, V_2O_5 – 0,4-0,6% до 0,67%. В верхней части слоя возрастает содержание калия почти в 1,5 раза за счет кристаллизации биотита (см. рис. 5.1).

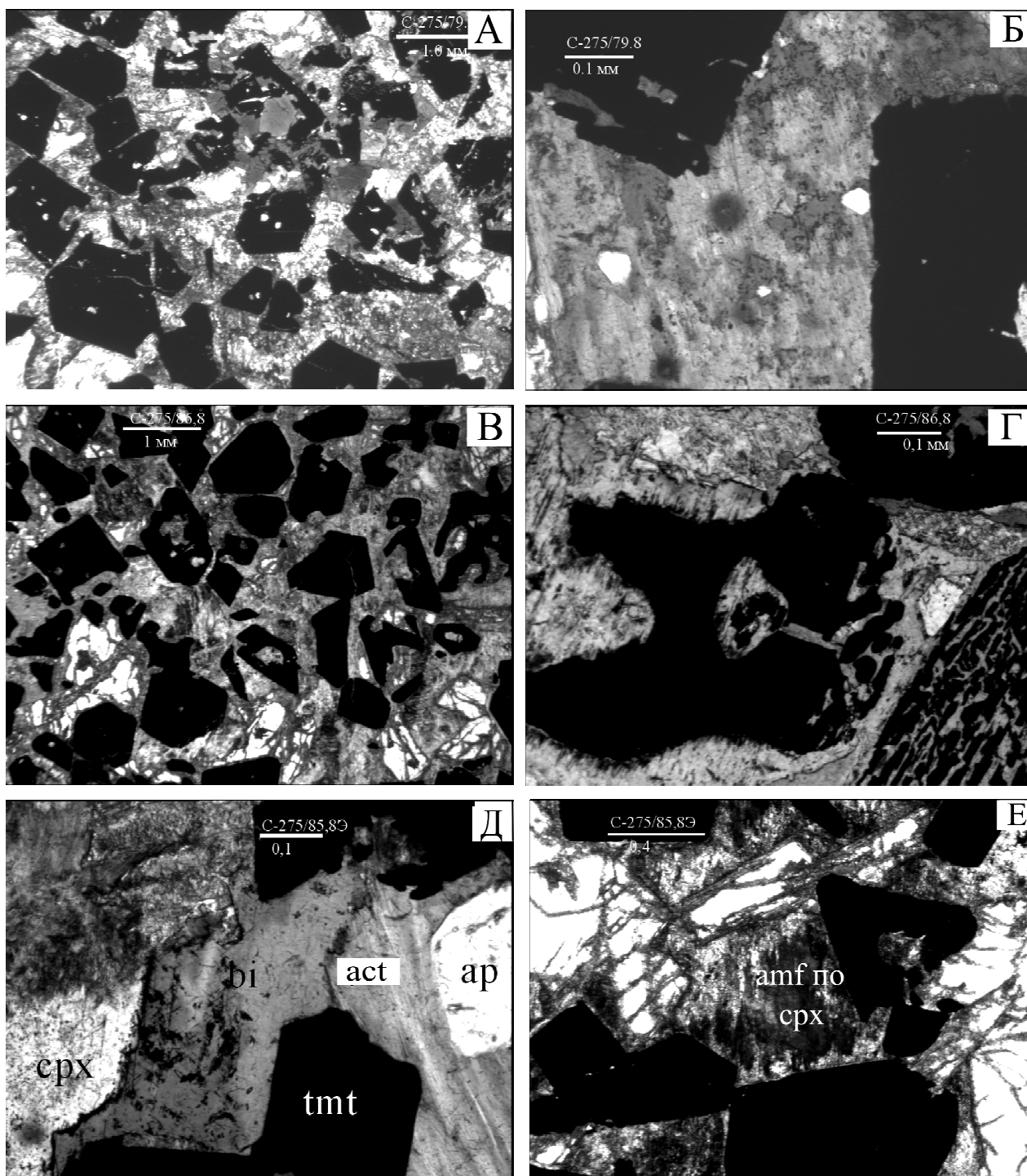


Рис. 5.5. Слой № 2. Скв. 275

А, Б – верхняя граница рудной залежи. А – пироксен хлоритизирован и пятнами биотитизирован. Плаггиоклаз частично замещен эпидот-цоизитовым агрегатом. Содержание биотита – 5%. Б – хлоритизированное бласто зерно амфибола по пироксену с пятнами биотита (темное). Идиоморфные белые кристаллы – апатит. Черное – tmt. В-Е – граница слоев № 2 и 3. Центральная часть рудного горизонта. В-Г – шл. 275/86.8. В – титаномагнетитовый меланократовый долерит. Пироксен амфиболизирован (серое). Титаномагнетитовая руда. Текстура вкрапленная, структура идиоморфнозернистая. Черное – tmt. Г – субграфическое срастание биотита и ильменита-2 (поздний парагенезис). Д, Е – шл. 275/85.89. Д – срастание биотита (с включениями mt) и актинолита. Белый идиоморфный – крупный кристалл апатита. Пироксен опациitized (светло-серое) и амфиболизирован. Е – развитие амфибола по опациitized пироксену. Белое – плаггиоклаз

Слой № 3 представляет нижнюю половину рудной залежи и сложен средневкрапленными титаномагнетитовыми рудами – лейкократовым авгит-лабрадорovým долеритом (табл. 5.2). Плаггиоклаз – лабрадор (58,1-62% An); пироксен – авгит (Wo 31,9-38,2%; En 35,7-43,7%; Fs 21-26,7%) (см. главу 7). Порода неравномерно амфиболизирована: в верхней части слоя интенсивно (рис. 5.6А), в нижней она достаточно свежая (рис. 5.6Б, В, Г). Амфибол представлен ферророговой и ферроактинолитовой роговой обманками.

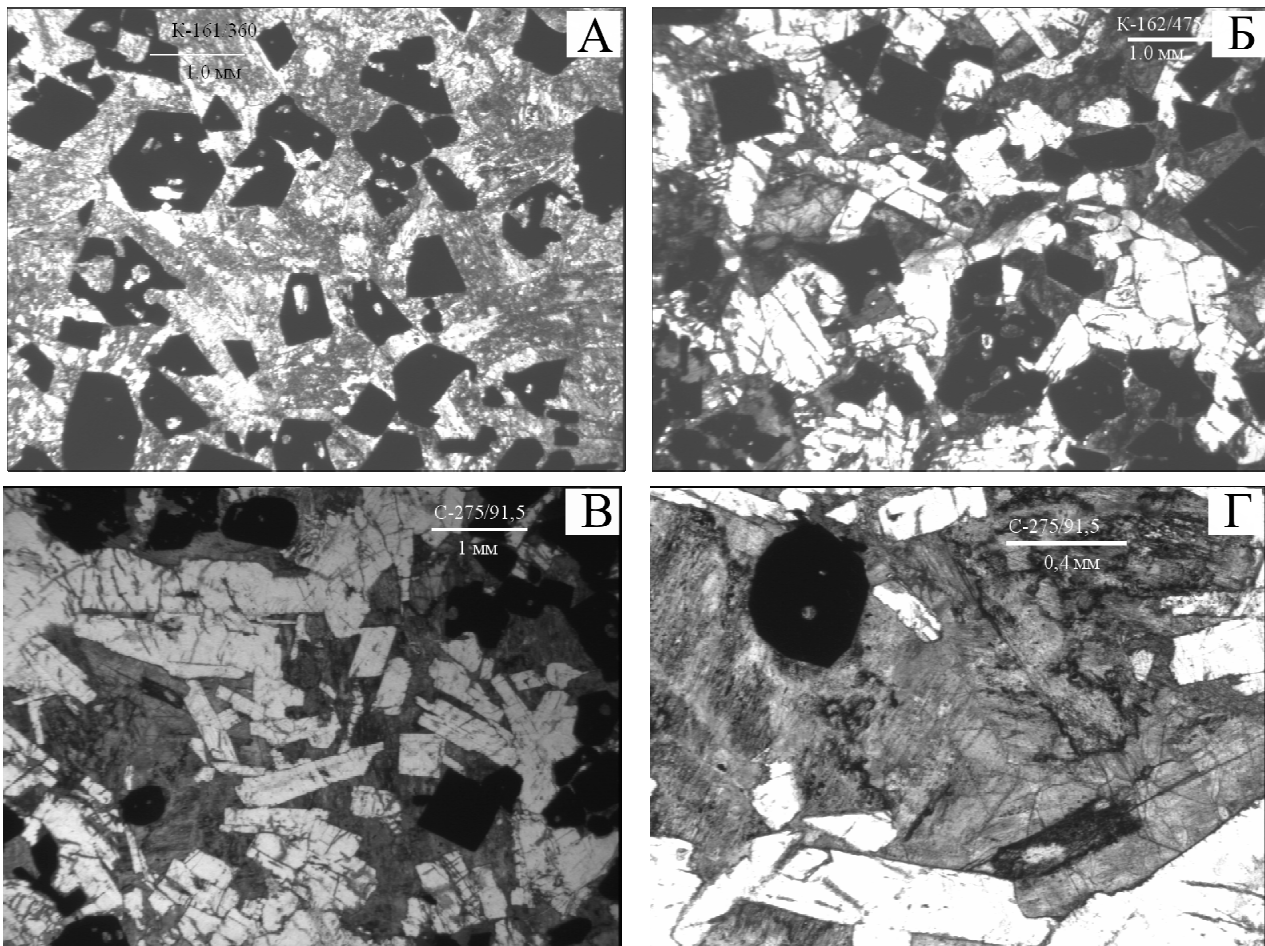


Рис. 5.6. Слой № 3

А-Г – подошва рудной залежи. А-Б – технологический карьер, 1949 г. А – средневкрапленная титаномагнетитовая руда. Структура идиоморфнозернистая. Пироксен амфиболизирован, частично хлоритизирован. Плаггиоклаз неравномерно замещен цоизитом. Б – амфиболизированный авгит-лабрадорový долерит. Интерстициальная структура выделения моноклинного пироксена, сохранились его реликты. Пироксен опацизирован и амфиболизирован (серое, темно-серое). Плаггиоклаз идиоморфный свежий (белое), хлоритизируется по трещинам. Черное – tmt. В-Г – шл. 275/91.5. В – плавный переход в подрудный горизонт. Титаномагнетитовый лейкократовый авгит-лабрадорový долерит. Плаггиоклаз – идиоморфный белый, пироксен – серый, tmt – черный. Г – видна сохранность моноклинного пироксена. Частично он опацизирован и биотитизирован (пятнами)

Содержание $F_{вал}$ в породе 20-27%, TiO_2 – 4,9-8,5%, V_2O_5 – 0,29-0,35% (см. табл. 6.2-6.4). Концентрация рудных элементов Co, Ni, Zn в два раза ниже, чем в слое № 2, а Cu – ниже в 5-10 раз (табл. 6.6-6.8).

Надрудный горизонт сложен породами, переходными между титаномагнетитовыми долеритами и диоритами – кварцевыми диоритами гранофирового горизонта. Мощности этих горизонтов связаны обратной зависимостью. Надрудный горизонт подразделяется на два слоя (Еселев и др., 1952ф): нижняя часть горизонта имеет мелкозернистое сложение, верхняя – среднезернистое, но границы между ними условные, как и само подразделение (рис. 5.1; табл. 5.2).

Породы нижнего слоя сильно изменены аутометасоматическими процессами, что определяет их структуру – от бластоофитовой до кристаллобластической. Первичные минералы – пироксен и предположительно основной плагиоклаз – здесь не сохранились и псевдоморфно замещены. Первый замещен железистой бурой роговой обманкой и ферророговой обманкой, второй – на половину или полностью эпидот-цоизитовым агрегатом и, как следствие, раскислен до альбита. Содержание титаномагнетита в слое 5-7%, редко 10-12%, он интенсивно лейкоксенизирован. Присутствуют апатит – 1,5%, кварц и гранофир – до 5%. В нормативном составе кварца от 0 до 4,3%, в среднем – 1,5% и явно выраженное преобладание альбита над анортитом (табл. 5.1). Содержание нормативных *mt* и *ilm* – 10-12% в сумме, с явным преобладанием ильменита – *mt/ilm* отношение 0,45-0,83, последнее объясняется привнесом и накоплением Ti.

Породы верхнего слоя характеризуются преимущественно бластогабброофитовой структурой, частично гранофировой (10-20% гранофира); имеют средне- до крупнозернистого сложение. Пироксен замещен сине-зеленой роговой обманкой, но сохранились неизменные участки (рис. 5.7А). Он представлен авгитом (Wo 35,3-38,7%, En 39,2-41,3%, Fs 21,8-23,5% (см. главу 7). Плагиоклаз повсеместно замещен эпидот-цоизитовым агрегатом, диагностирован в реликтах: лабрадор (55,3-57,0% An), андезин, олигоклаз (18% An). Среднее содержание нормативного кварца – 4,6%, ортоклаза – 8%, апатита – 0,6% (табл. 5.1). По нормативному составу содержание кварца и полевых шпатов 48-52%, по модальному 50-60%. Порода имеет мезократовый состав и лейкократовый в зоне перехода в гранофировый горизонт. Содержание титаномагнетита 5-15%, иногда до 20%. В нормативном составе доля ильменита выше, как и в предыдущем слое. Титаномагнетит лейкоксенизирован, *ilm* укрупнен (рис. 5.7Б, В), образует субграфические срастания с биотитом и амфиболом, дополнительно концентрируется *ilm-2*. В кровле горизонта, в зоне перехода в гранофировый, начинает концентрироваться железо, увеличивается железистость амфибола, отношение *mt/ilm* становится больше 1.

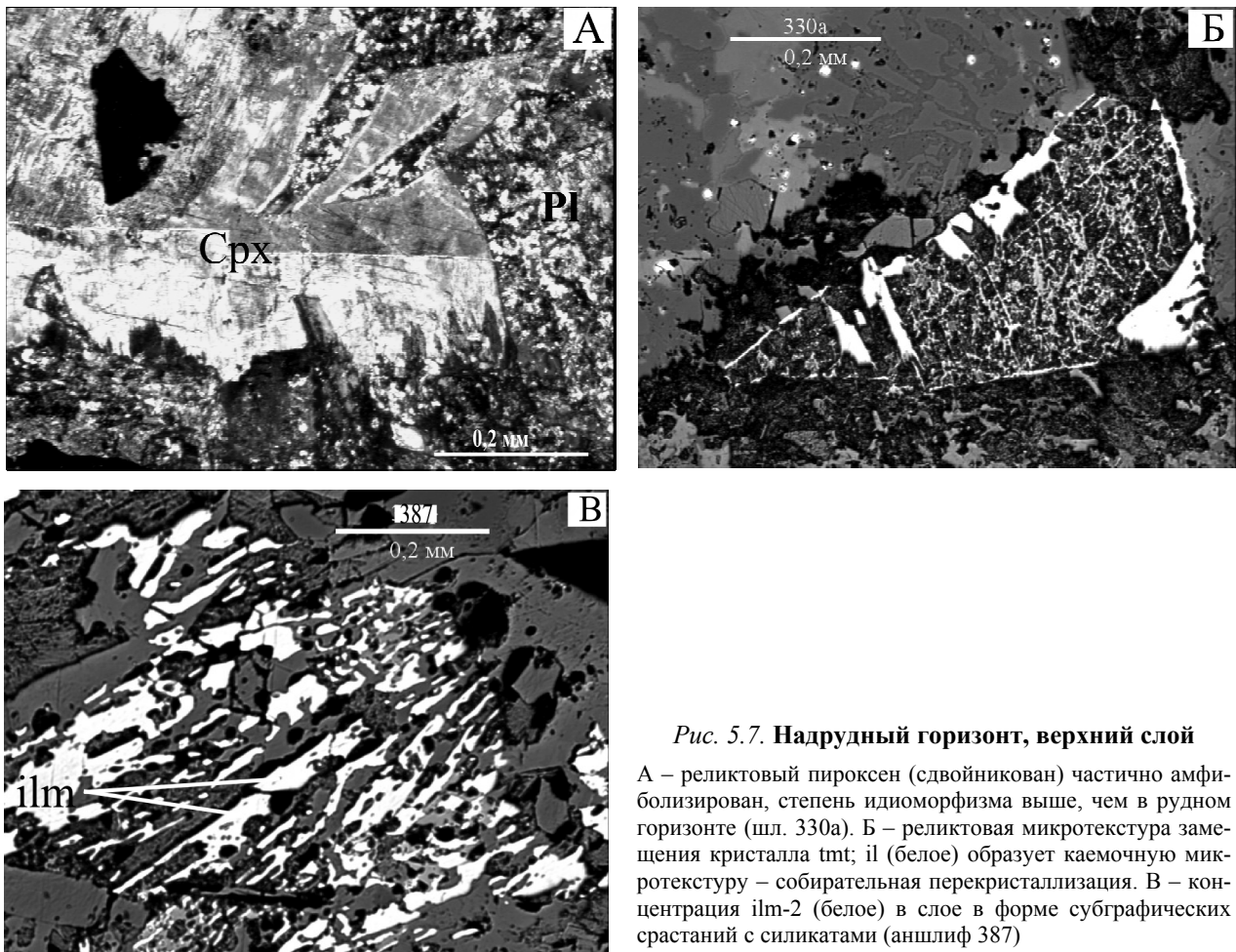


Рис. 5.7. Надрудный горизонт, верхний слой

А – реликтовый пироксен (сдвойникован) частично амфиболлизирован, степень идиоморфизма выше, чем в рудном горизонте (шл. 330а). Б – реликтовая микротекстура замещения кристалла *tmt*; *il* (белое) образует каемочную микротекстуру – собирательная перекристаллизация. В – концентрация *ilm-2* (белое) в слое в форме субграфических срастаний с силикатами (аншлиф 387)

Содержание железа в пересчете на окисное в среднем для надрудного горизонта – 20,4%, чуть ниже среднего для исходного расплава, а TiO₂, наоборот, выше – 3,15% вследствие привноса Ti и кристаллизации ilm-2. Концентрация щелочей (Na₂O+K₂O) около 4%, сумма (CaO+MgO) – 11-12% (табл. 5.1), как в подрудном горизонте, содержание второстепенных рудных элементов – CuO, NiO, CoO, ZnO – 0,005-0,008%, хрома – на уровне чувствительности анализа 0,001% и менее (см. табл. 6.6-6.8). Содержание SiO₂ стабильно 49-51%, и в редких анализах снижается до 46,8%.

В надрудном горизонте разведочными работами были установлены небольшие «висячие» слои титаномагнетитовых руд, имеющих форму линз (табл. 5.3). Обычно они залегают на 5-10 м, редко 24-26 м, выше основного рудного горизонта и параллельно ему. Размеры линз невелики – мощность 1-2 м, длина 50-100 м. Изредка встречаются более крупные тела мощностью 15 м с качественными рудами и длиной более 200 м (уч. Див-гора). Линзы висячих руд встречены только на участках захвата гранитных клиньев интрузией и резких подворотов с крутым падением – нарушение гравитационного режима отделившихся рудных ликватов.

Таблица 5.3. Рудные залежи выше основного титаномагнетитового горизонта

№ разведочной линии и № скважины	Залежи висячих руд						
	Интервал по скважине, м	Мощность, м	Содержание, мас.%				
			Fe _{вал.}	V ₂ O ₅	TiO ₂	S	P
Титаномагнетитовые							
40/С-398	21,8-30,16	8,36	25,90	0,42	6,23	0,06	0,04
39/С-316	54,1-68,66	14,56	29,41	0,32	7,92	0,16	0,15
37/С-312	133,7-147,4	13,7	28,91	0,35	5,32	0,08	0,13
32/С-17	14,7-18,7	4,0	21,38	не обн.	2,02		
9/С-346	51,04-54,85	3,81	25,02	0,42	8,30	0,06	0,07
8/С-275	60,0-68,13	8,13	27,98	0,44	7,81	0,06	0,05
2/С-367	187,17-191,5	4,33	26,40	0,27	8,77	0,19	0,12
Титаномагнетит-ильменитовые							
8/обн.328	-	2,5	19,1	0,03	4,94		
С-126	15-18,5	3,5	18,2	0,04	5,70		

Гранофировый горизонт является наиболее контрастным дифференциатом интрузива по химическому и минеральному составам, структуре пород и содержанию SiO₂ (54,8-69,9%). Он четко выделяется на графике скв. 304, где по содержанию кремнезема породы горизонта относятся к кварцевым диоритам, а в подошве – к диоритам (рис. 5.1). Характеризуется наиболее высоким содержанием щелочей – 5-7% (Na₂O+K₂O) и самым низким TiO₂ – 1,3% (табл. 5.1). По модальному составу породы относятся к монцогранитам – кварцевым монцодиоритам (табл. 5.2). Первичный парагенезис – альбит (0-5% An), ортоклаз, кварц, железистый амфибол. Амфибол по номенклатуре соответствует ферроэдентиту и ферророговой обманке, замещается ферроактинолитом. Амфиболы гранофирового горизонта имеют самую высокую железистость (F – 0,90-0,93) и максимальные концентрации хлора – 1,82-2,47% (для всех генераций). Особенность горизонта – высокое содержание гранофира (10-50%). Гранофир ортоклазовый, в кровле появляется альбитовый гранофир. Альбит кристаллизуется первым в виде идиоморфных призматических и таблитчатых кристаллов размером 1-5 мм. Амфибол первично магматический таблитчатый, с неровными гранями. Гранофир выполняет интерстициальные промежутки. Вторичные минералы – амфибол, биотит, хлорит, магнетит; акцессорные – апатит (1-3%), локализуется преимущественно в амфиболе ранней генерации. Структура породы гранофировая, гипидиоморфнозернистая и гранодиоритовая до псевдоморфной. Идиоморфные кристаллы альбита и ортоклаза пелитизированы (рис. 5.8).

Это существенно лейкократовые породы, от средне- до крупнозернистых. Содержание темноцветных не превышает 20-30%. Содержание нормативного кварца в среднем – 14%, альбита – 39%, ортоклаза – 9%. При этом сумма кварца и полевых шпатов изменяется от 59,2 до 86,2% (табл. 5.1). Магнетит-ильменитовое отношение в породах горизонта более 1 и достигает 4, идет привнос Fe и кристаллизация вторичного магнетита. На фоне низкой магнитной восприимчивости пород надрудного разреза здесь могут отмечаться ее значения на уровне 100-300 ед. Cu · 10⁻⁵, как в рудном горизонте.

Такситовый горизонт является промежуточным между гранофировым и верхними долеритами или эндоконтактом. Порода среднезернистая, имеет пятнистую такситовую текстуру, обуслов-

ленную появлением лейкократовых обособлений размером до 3 см светло-розового или красноватого цвета. Характерными первичными минералами являются альбит, олигоклаз, ортоклаз, кварц, титаномагнетит, амфибол и в верхней части горизонта – авгит (табл. 5.2; рис. 5.8). Состав породы лейкократовый и мезократовый. Содержание нормативного кварца 3-5%, ортоклаза 4-9%, альбита 30-50%, анортита 8-9% (табл. 5.1). Этот горизонт предыдущими исследователями не выделялся. Пока изучен недостаточно – в одном пересечении за пределами месторождения, возможно, иногда выпадает из разреза. По содержанию кремнезема породы горизонта относятся к диоритам (рис. 5.1).

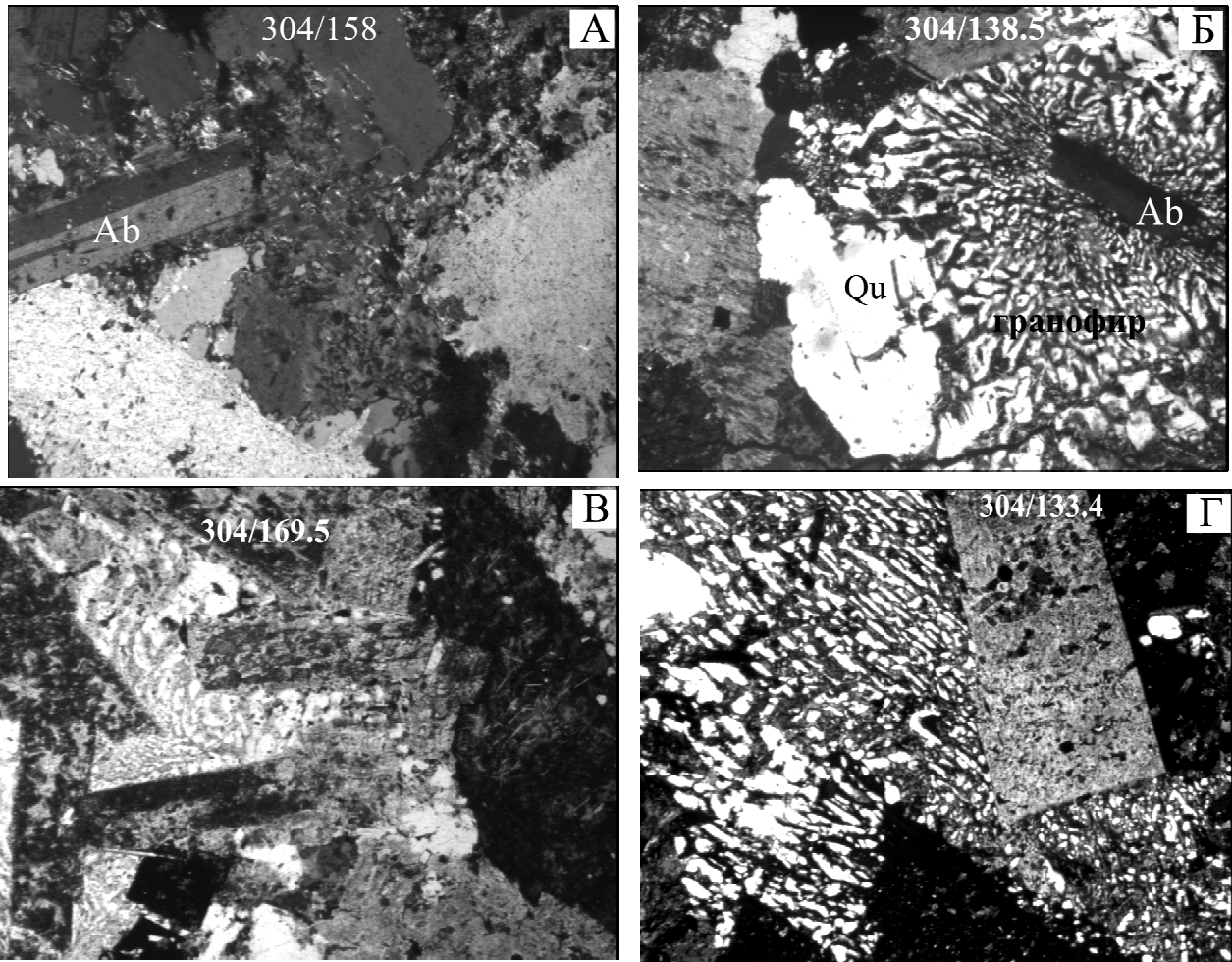


Рис. 5.8. Гранофирный горизонт (А, В). Такситовый горизонт (Б, Г)

Слой верхних долеритов является продолжением эндоконтактового слоя. Здесь резко увеличивается содержание в породе K_2O – от 1 до 2,3-2,8%, а нормативного ортоклаза в 2-3 раза (13,6-16,7%). Из-за дефицита кремнезема в нормативном составе отсутствует кварц (при фактическом содержании 1-3%), и появляется оливин (табл. 5.1). Как и такситовый горизонт, этот слой требует углубленного исследования на большом фактическом материале. Такситовый горизонт и слой верхних долеритов, видимо, сопоставляются с переходным лейкократовым слоем № 5 (Еселев и др., 1952ф). В первичном парагенезисе установлен авгит, плагиоклаз представлен лабрадором и андезином (табл. 5.2). По модальному составу и классификации QAPF породы этого слоя относятся к монцодолеритам, по содержанию кремнезема – к долеритам. По минеральному составу это амфиболлизированный авгитовый андезин-лабрадоровый долерит. Содержание титаномагнетита 10-15%.

ГЛАВА 6. БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНО-ТИТАНОМАГNETИТОВЫЙ ГОРИЗОНТ. ОСОБЕННОСТИ СТРОЕНИЯ И РУДОНОСНОСТЬ

6.1. Морфология и положение горизонта в разрезе

Горизонт является продуктивной толщей на титаномагнетитовое и благороднометалльное оруденения, поэтому как синоним будет использоваться термин **рудный или титаномагнетитовый горизонт**. Он сложен долеритами и монцодолеритами с вкрапленностью титаномагнетита от 5 до 75%, имеет пластообразную форму (см. рис. 4.1-4.11) и залегает параллельно нижнему контакту интрузива в 8-40 м, в среднем в 20-25 м (Еселев и др., 1952ф).

На современном уровне эрозионного среза титаномагнетитовый горизонт расчленен на три частично изолированных блока, прерывающихся в плане там, где в тело интрузива вдаются гранитные линзы (см. рис. 4.1). Это псевдорасчлененность, т.к. с глубины 60-80 м пласт не прерывается (см. рис. 3.5). Падение и простираие рудного горизонта такое же, как и интрузива, повторяющего контуры трещин отрыва во вмещающих гранитах. В плане он имеет извилистые очертания вследствие правостороннего смещения кулис, синхронных длине кулис и шагу их смещения (см. рис. 3.4). Последний определяется величиной угла падения на отрезке каждой кулисы.

В пределах титаномагнетитового горизонта по результатам опробования выделен интервал, представляющий промышленный интерес (Еселев и др., 1952ф). За основу его оконтуривания было принято содержание валового железа ($Fe_{вал}$) в руде 20%. Для выделенного по этому критерию слоя в дальнейшем будет использован термин **рудная залежь (пласт)**.

Рудная залежь прослежена по простираию, на протяжении 7,1 км, по падению – от 200-250 м до 1400 м (считая от выхода его на поверхность) без признаков выклинивания. Установленная глубина залегания рудного пласта колеблется от 0,0 до 330,75 м (скв. 310), при этом ближе к северо-восточной границе интрузии, на всем протяжении ее, руда выходит на поверхность. Видимая горизонтальная мощность выхода рудного пласта на поверхность изменяется от 10-15 м до 80 м, определяется углом падения. Общая вертикальная мощность рудного пласта изменяется от 7,37 м (скв. 334) до 23,23 м (скв. 287), чаще равна 14-17 м, средняя в пределах контура подсчета запасов кат. А+В+С₁+С₂ – 15 м (Еселев и др., 1952ф), что составляет примерно 2/3 мощности всего горизонта. По падению рудная залежь прослежена до глубины 220-330 м, при этом мощность, а также концентрация титаномагнетита в ней, не уменьшаются. В некоторых случаях (скв. 287, 291, 310 и др.) отмечается даже увеличение мощности руды и содержания железа.

Падение рудного пласта такое же, как и интрузии, на юго-запад под различными углами. В северо-западной части месторождения (участок Див-гора) оно наиболее крутое. Здесь угол падения уменьшается от северо-западного конца месторождения к вершине Див-горы, изменяясь от 45-48° до 22-25°. С глубиной угол падения то уменьшается до 10° (разрез 32 – скв. 302-329), то увеличивается до 45-50° (разрез 38 – скв. 315-326). В основном же средний угол падения равен примерно 30°.

В центральной части залежи (Пат-гора) угол падения рудной залежи равен 5-20°. По большинству разрезов он сохраняется и на глубине, но в некоторых местах падение становится более крутым. Так, на разрезе по линии 20-20 угол падения пласта у поверхности равен 50°; на расстоянии 250 м по падению – 14°; в 400 м по падению – 5°; далее в 600 м по падению – 30° и на расстоянии 1 км по падению (на глубине 140 м) оно очень пологое – 3°. Средний угол падения пласта равен 15° (см. рис. 4.6).

В юго-восточной части месторождения (Мурьев кряж) угол падения рудного горизонта наиболее пологий и колеблется от 3 до 9°, но с глубиной он нередко изменяется (разрезы 1, 2 и другие). Так, по разрезу 1 угол падения его у поверхности – 25-15°, в 200 м по падению от выхода – почти горизонтальный, а на расстоянии 1 км по падению – 2-3° (см. рис. 4.2). В районе реки Анусары,

т.е. в юго-восточном конце месторождения, залегание пласта более крутое: у выхода на поверхность – 30-35°, с глубиной уменьшается до 20-25° (см. рис. 4.9).

Таким образом, в общем падение рудного пласта на флангах месторождения наиболее крутое (25-48°), на участке Мурьев кряж – наиболее пологое (0-9°).

Оконтуривание рудной залежи по результатам разведочных работ было проведено с выделением двух типов руд: I разновидность с содержанием $Fe_{вал} \geq 25\%$; II разновидность – $Fe_{вал} \geq 20\%$ (примерно 30-40% tmt). Так как руды относятся к одному промышленному типу, то их выделение и геометризация в пространстве не имеют смысла. Поэтому рудная залежь рассматривается здесь и характеризуется как единое геологическое тело. Выделяемые разновидности практически соответствуют понятию густовкрапленные (40-70% tmt) и средневкрапленные (30-40% tmt) руды.

Рудная залежь занимает центральную и нижнюю части титаномагнетитового горизонта. Как видно из разреза горизонта по скв. 275 (табл. 6.1), содержание tmt к краям постепенно убывает от промышленно значимых (30-50%) до убогих: в кровле – 5-20%, в подошве – 20-25%.

По соотношению силикатных и феррических минералов, без учета рудного, титаномагнетитовый горизонт сложен мезократовой породой, к краям заметно более лейкократовой (табл. 6.1). С учетом же титаномагнетита порода является мезо-, меланократовой.

Таблица 6.1. Модальные содержания титаномагнетита и породообразующих минералов в рудном горизонте по замерам в шлифах. Скважина № 275

№ шлифа	Содержание минералов в % площади шлифа				Отношение Пш+Кв к темно-цветным
	Рудные		Полевые шпаты и кварц	Темноцветные (пироксен, амфибол, хлорит, биотит)	
	tmt	ilm			
Кровля горизонта (надрудный слой по Еселеву, 1952ф). Слой № 1					
275/77,5 ^x	6	2,9	55,9	35,1	62
	7	2,4	45,6	45,0	50
275/78,0 ^x	10	4,3	47,3	38,4	55
275/78,7 ^x	15	3,9	45,7	33,4	58
Рудная залежь. Слой № 2 и 3. Титаномагнетитовая руда					
275/79,8 ^x	22,1	18,0			
275/80,8	28,4	3	25,3	43,3	37
275/81,8	44,6		9,4	46,0	17
275/82,8	22,3		39,0	38,7	50
	30,2		19,0	50,8	27
275/83,8	42,6		21,0	36,4	37
275/85,8	39,0		24,0	37,0	39
275/86,8	38,7		23,2	38,1	45
	49,2		14,8	36,0	29
275/87,3	15,9		57,0	27,1	68
	19,8		53,0	27,2	66
275/90,0 ^x	27,5		44	28,5	61
	14,8		48,5	36,7	57
275/91,5 ^x	25,5		44,5	30,0	60
	30,6		44,0	35,4	58
Подрудный горизонт					
275/98,4 ^x	18		50,0	32,0	61
	13,8		43,9	42,3	51

^x Титаномагнетит лейкоксенизирован, в подошве – частично, в кровле – до полных псевдоморфоз.

Особенности химического состава пород благороднометалльно-титаномагнетитового горизонта изучены по трем скважинам: 275, 360 и 376, вскрывшим вместе полный разрез интрузива от верхнего до нижнего контактов (рис. 6.1) на участке наиболее пологого его залегания (см. рис. 4.1-4.4). Средняя мощность горизонта по этим пересечениям составляет 18 м, а рудного пласта – 11,3 м при средней по месторождению – 15 м. Концентрации Fe, Ti и V в усредненном пласте близки к средним по месторождению: $Fe_{вал}$ – 28,9%; TiO_2 – 8,46%; V_2O_5 – 0,447% (см. табл. 8.7). Нижняя граница горизонта литологически не выражена и определена по результатам опробования на $Fe_{вал}$ (рис. 6.2, 6.3; табл. 6.2-6.4), что, не исключено, занижает мощность рудного пласта. В кровле подрудного горизонта содержание главных компонентов руды еще имеют повышенные значения: TiO_2 на уровне 3-4%, V_2O_5 – 0,20-0,25%. При расчете бортового содержания по комплексу рудных элементов мощность рудной залежи может увеличиваться на 3-4 м, т.е. на 20% (табл. 6.2-6.4).

Верхняя граница горизонта более резкая, и потенциального увеличения мощности за счет комплексности руды ожидать не приходится. Содержание V_2O_5 в его кровле быстро понижается до 0,04-0,06%, $Fe_{вал} < 15\%$ при повышенном содержании TiO_2 на уровне 3% за счет концентрации $ilm-2$ и лейкоксенизации титаномagnetита (табл. 6.2-6.4, рис. 6.2, 6.3).

Промышленно значимый рудный пласт в пределах горизонта выделяется не только по содержанию $Fe_{вал}$, но и по связанному с ним корреляционной зависимостью TiO_2 и V_2O_5 . Корреляционная взаимосвязь Ti , V , Fe существует также между плотностью (δ) и магнитной восприимчивостью (MB) пород (рис. 6.2, 6.3). Плотность пород в кровле горизонта (слой № 1) составляет 3,08-3,11 г/см³, а на границе рудной залежи вначале резко возрастает до 3,33 г/см (скв. 360) и 3,39 г/см³ (скв. 275) и далее на расстоянии 1 м увеличивается до 3,54-3,74 г/см³ (табл. 6.5). Также скачкообразно фиксирует кровлю рудного пласта магнитная восприимчивость, увеличиваясь с 10-30 до 125-150 единиц $СИ \cdot 10^{-5}$ (табл. 6.5). Плотность пород в верхней части рудного пласта (слой № 2), где развиты густовкрапленные руды, составляет 3,54-3,78 г/см³, а в нижней (слой № 3) – 3,22-3,32 г/см³. Магнитная восприимчивость густовкрапленных руд 180-333 ед. $СИ \cdot 10^{-5}$, а средне-вкрапленных – 118-180 ед. $СИ \cdot 10^{-5}$. Иногда в пределах рудного пласта встречаются маломощные (1-2 м) прослои убогих руд или безрудные интервалы (рис. 6.3), которые хорошо выделяются по плотности и магнитной восприимчивости (табл. 6.5, интервалы: скв. 376/176,0; скв. 275/90,0).

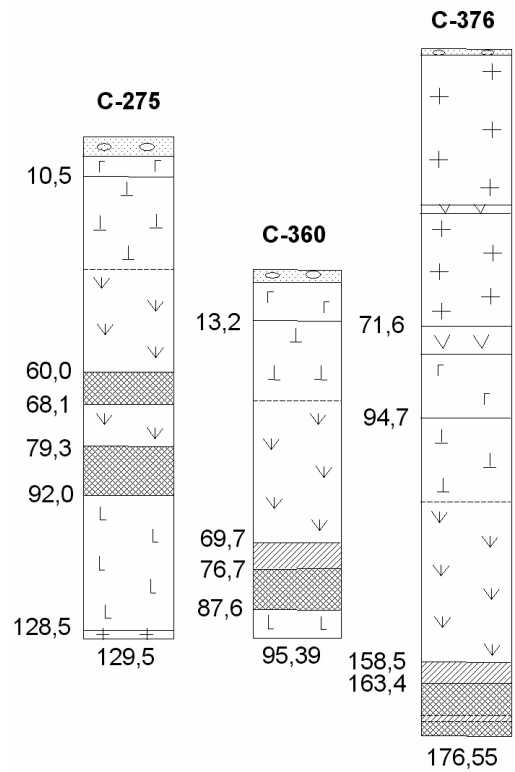


Рис 6.1. Геологические разрезы по скв. №№ 275, 360 и 376.

Условные обозначения см. на рис. 4.2

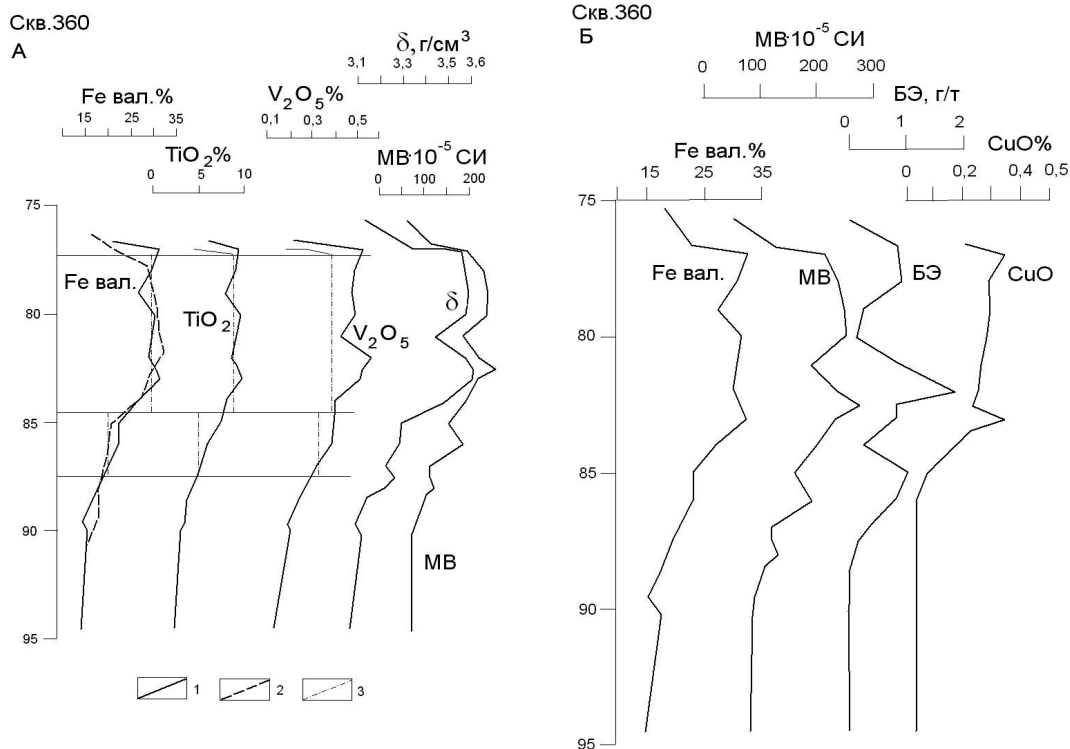
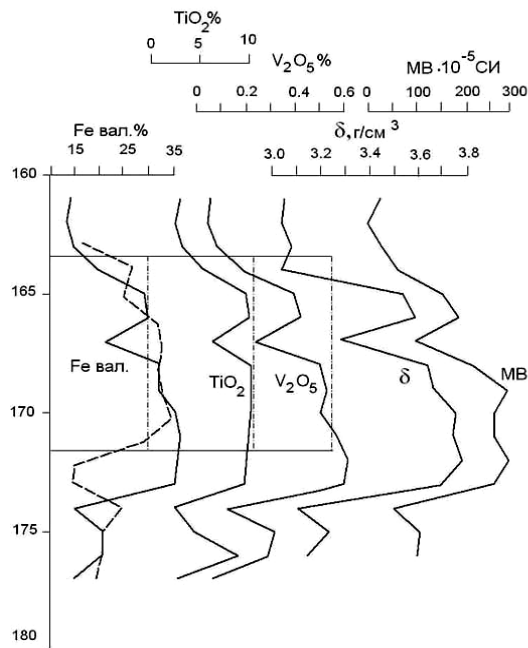


Рис. 6.2. Благороднометалльно-титаномagnetитовый горизонт. Скв. 360

Взаимосвязь физических свойств пород и содержания рудных компонентов. 1 – рядовые пробы (ИГ КарНЦ РАН); 2 – рядовые пробы (Еселев и др., 1952ф); 3 – объединенные пробы (Еселев и др., 1952ф)

Скв.376



Скв.275

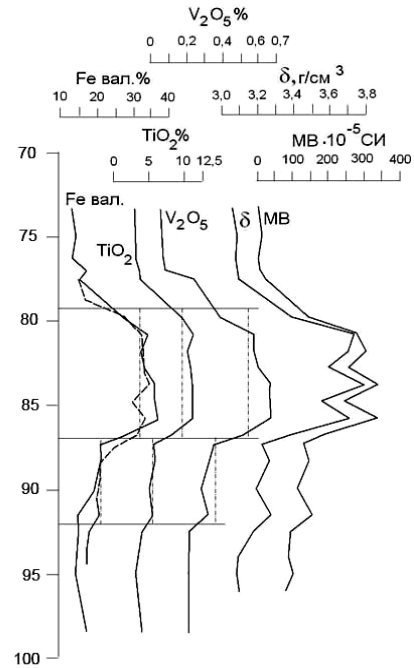


Рис. 6.3. Благороднометалльно-титаномagnetитовый горизонт. Скв. 376 и 275

Взаимосвязь физических свойств пород и содержания рудных компонентов. Условные обозначения см. на рис. 6.2

Таблица 6.2. Химический состав пород рудного горизонта Пудожгорского месторождения. Скважина 275

Интервал	Компоненты, мас. %																
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	H ₂ O	n.n.n.	P ₂ O ₅	V ₂ O ₅	S сульфид.	Сумма	Fe _{вал.}
73,3	47,22	2,90	13,33	3,22	13,93	0,291	4,60	7,51	3,12	0,84	0,15	2,53	0,14	0,058	0,13	99,99	13,1
75,0	46,44	2,96	13,07	4,07	14,51	0,248	3,43	7,43	3,09	1,09	0,26	2,90			0,08	99,99	14,1
76,3	47,50	3,10	13,73	3,26	14,08	0,304	3,67	6,93	3,02	0,92	0,30	2,72	0,15	0,068	0,11	99,92	13,2
77,0	47,04	3,40	13,80	4,73	13,50	0,297	2,54	6,93	3,10	0,97	0,31	2,90	0,17	0,077	0,16	99,98	17,1
77,5	45,10	3,52	14,03	6,85	13,36	0,214	3,33	6,17	3,78	0,83	0,22	2,54	0,06	0,238	0,03	100,02	15,2
79,8	30,80	9,20	10,14	12,76	23,98	0,27	2,30	4,13	1,61	1,29	0,25	2,00	0,32	0,392	0,13	100,04	27,6
80,8	22,90	12,00	7,03	17,07	28,91	0,28	2,70	3,15	0,80	1,04	0,20	2,20	0,32	0,58	0,14	99,81	34,3
81,8	25,17	10,40	8,84	17,17	26,31	0,24	2,65	3,71	1,17	0,79	0,17	1,80	0,33	0,58	0,11	99,97	32,4
82,8	24,16	10,60	8,20	17,86	26,94	0,25	2,55	3,50	1,13	0,73	0,18	2,10	0,31	0,60	0,10	99,70	33,5
83,8	21,40	11,10	7,35	20,07	28,20	0,24	2,90	3,15	0,82	0,54	0,20	2,10	0,27	0,672	0,10	99,60	35,9
84,8	21,08	11,10	7,35	20,46	28,38	0,24	2,90	3,15	0,84	0,53	0,15	2,40	0,25	0,672	0,09	100,06	36,4
85,8	20,66	10,90	7,23	21,86	27,84	0,25	2,95	3,36	0,86	0,46	0,15	2,10	0,29	0,672	0,02	99,92	36,9
86,8	30,00	7,90	11,56	15,65	21,37	0,22	2,80	4,98	1,74	0,60	0,25	2,00	0,25	0,512	0,00	99,94	27,6
87,3	38,34	5,10	25,26	9,84	15,62	0,174	2,91	7,02	2,33	0,62	0,25	1,77	0,12	0,352	0,06	99,75	20,9
88,3	36,6	5,70	14,16	10,07	18,31	0,225	3,40	6,35	2,18	0,58	0,11	1,75	0,10	0,333	0,10	99,98	21,3
90,0	38,07	4,86	14,74	9,94	16,16	0,179	2,96	7,24	2,53	0,65	0,21	1,86	0,11	0,283	0,04	99,88	19,5
91,5	37,10	5,13	14,31	11,04	16,34	0,177	3,06	7,10	2,25	0,78	0,30	1,61	0,18	0,317	0,03	99,81	15,3
92,5	41,77	3,84	15,92	7,98	12,66	0,181	2,81	7,70	3,14	0,76	0,34	2,15	0,21	0,217	0,03	99,78	15,4
95,0	45,18	2,98	15,16	6,83	12,21	0,165	3,23	7,43	3,05	0,76	0,51	1,69	0,15	0,210	0,00	99,59	14,3
98,4	43,12	3,48	14,76	7,89	14,36	0,224	3,61	7,22	2,62	0,66	0,15	1,44	0,10	0,208	0,05	99,97	16,7

Примечание. Интервал 79,8-91,5 м – рудная залежь; 75-92 м – рудный горизонт.

Таблица 6.3. Химический состав пород рудного горизонта Пудожгорского месторождения. Скважина 360

Интервал	Компоненты, мас. %																
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	H ₂ O	n.n.n.	P ₂ O ₅	V ₂ O ₅	S сульфид.	Сумма	Fe _{вал.}
76,7	36,40	7,10	10,67	8,34	21,55	0,376	2,87	5,39	2,23	1,75	0,10	2,29	0,20	0,236	0,11	99,78	22,6
77,0	24,76	9,90	8,25	17,05	26,58	0,305	1,88	5,68	1,28	0,89	0,03	2,14	0,15	0,540	0,11	99,91	32,6
78,0	26,72	9,40	9,20	16,71	24,42	0,296	3,53	3,97	1,55	0,92	0,10	2,07	0,14	0,506	0,15	99,92	30,7
79,0	30,49	8,40	9,84	10,25	26,58	0,320	3,08	4,54	1,36	1,14	0,07	2,38	0,18	0,524	0,11	99,56	27,8

Окончание табл. 6.3

Интервал	Компоненты, мас. %																
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	H ₂ O	n.n.n.	P ₂ O ₅	V ₂ O ₅	S _{сульфид.}	Сумма	Fe _{вал.}
80,0	26,16	10,20	8,69	16,13	25,86	0,312	2,70	3,97	1,28	1,35	0,04	1,85	0,17	0,508	0,11	99,69	31,4
81,0	26,90	9,70	8,48	18,72	22,62	0,302	2,80	4,30	1,80	1,15	0,09	2,02	0,15	0,448	0,10	99,83	30,7
82,0	27,20	9,10	9,42	16,43	24,25	0,250	3,29	4,32	1,54	0,84	0,15	1,78	0,28	0,579	0,110	99,78	30,3
82,5	25,80	10,05	8,30	17,50	25,14	0,325	2,92	4,32	1,37	0,90	0,13	1,80	0,30	0,541	0,132	99,75	31,8
83,0	24,70	10,25	8,17	17,00	26,67	0,305	3,34	3,76	1,30	0,98	0,14	2,02	0,28	0,528	0,160	99,89	32,6
84,0	31,35	8,50	9,56	13,12	22,99	0,315	3,03	4,90	1,72	1,21	0,16	1,96	0,32	0,419	0,121	99,88	27,0
85,0	34,60	6,60	12,60	11,63	19,58	0,256	3,00	6,04	2,00	0,87	0,14	1,76	0,28	0,406	0,046	99,94	23,4
86,0	34,66	6,50	12,66	12,63	18,68	0,226	2,86	6,18	2,06	0,86	0,16	1,65	0,26	0,406	0,040	99,93	23,4
87,0	37,30	5,60	13,23	10,18	17,78	0,227	2,88	7,08	2,23	0,80	0,16	1,52	0,26	0,342	0,026	99,72	20,9
87,5	37,91	5,30	14,21	9,04	17,51	0,220	3,08	7,08	2,17	0,84	0,12	1,78	0,24	0,307	0,021	99,93	19,9
88,6	40,45	4,40	14,53	9,10	14,55	0,254	3,10	7,34	2,64	0,95	0,10	1,75	0,28	0,256	0,032	99,82	17,7
89,6	42,65	3,95	14,81	7,24	13,64	0,255	2,98	8,08	2,69	0,95	0,14	1,73	0,28	0,214	0,043	99,72	15,7
90,2	41,56	3,56	13,41	8,15	15,57	0,253	2,94	7,79	2,85	0,95	0,06	2,09	0,22	0,221	0,12	99,75	17,9
94,5	44,62	2,82	14,22	7,33	13,29	0,219	3,04	8,28	2,90	0,74	0,06	1,92	0,25	0,152	0,07	99,96	15,5

Примечание. Интервал 76,7-87,5 м – рудная залежь; 69,7-87,6 м – рудный горизонт.

Таблица 6.4. Химический состав пород рудного горизонта Пудожгорского месторождения. Скважина 376

Интервал	Компоненты, мас. %																
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	H ₂ O	n.n.n.	P ₂ O ₅	V ₂ O ₅	S _{сульфид.}	Сумма	Fe _{вал.}
161,0	48,33	3,20	12,83	4,65	14,01	0,256	2,53	6,38	4,01	0,55	0,23	2,39	0,45	0,059	0,08	100,00	14,1
162,0	49,33	2,67	12,73	3,52	14,10	0,268	2,85	7,10	3,35	0,69	0,18	2,55	0,45	0,043	0,09	99,96	13,4
163,0	46,53	3,80	13,10	5,05	14,64	0,266	2,61	6,62	3,36	0,59	0,22	2,53	0,43	0,085	0,13	99,98	14,9
164,0	41,17	5,54	11,37	8,87	17,15	0,331	2,66	5,53	2,99	1,18	0,21	2,13	0,38	0,184	0,06	99,92	19,5
165,0	29,00	9,92	9,20	13,20	25,59	0,313	2,60	4,20	1,30	1,91	0,16	1,75	0,33	0,395	0,11	100,14	29,1
166,0	28,43	10,08	8,44	14,30	25,68	0,331	2,92	4,09	1,26	1,62	0,17	1,76	0,32	0,421	0,11	100,10	29,95
167,0	38,27	6,67	10,62	8,33	20,56	0,282	3,30	5,35	2,14	1,43	0,15	2,21	0,33	0,240	0,15	100,13	21,8
168,0	25,03	10,67	7,63	17,60	25,77	0,326	3,70	3,73	1,30	1,03	0,11	2,08	0,28	0,501	0,66	100,11	32,3
169,0	25,10	10,92	7,46	17,80	25,77	0,313	3,52	3,62	1,54	0,65	0,17	2,17	0,27	0,531	0,21	100,11	32,4
170,0	22,12	10,70	6,84	20,04	28,59	0,283	3,22	3,32	0,94	0,67	0,09	2,11	0,32	0,512	0,10	100,20	36,2
171,0	21,76	10,60	6,36	21,24	27,87	0,277	3,53	3,17	0,85	0,61	0,12	2,20	0,28	0,568	0,10	99,91	36,5
172,0	22,08	10,10	7,22	20,43	28,23	0,275	3,22	3,61	0,87	0,55	0,13	2,15	0,28	0,616	0,05	99,97	36,2
173,0	22,96	9,70	6,94	20,81	27,16	0,283	3,11	4,04	1,11	0,56	0,10	2,10	0,26	0,600	не обн.	100,11	35,7
174,0	45,40	2,80	11,88	5,92	14,22	0,237	5,29	8,66	2,24	0,63	0,12	1,95	0,28	0,118	<0,01	99,95	15,2
175,0	37,88	5,00	12,96	11,29	17,96	0,220	3,43	6,21	2,24	0,76	0,05	1,61	0,24	0,322	0,02	99,91	21,8
176,0	38,40	9,00	13,08	10,22	17,82	0,233	2,70	6,93	2,30	0,78	0,10	1,74	0,24	0,288	0,06	100,02	21,0
177,0	47,52	3,10	12,20	5,02	15,09	0,261	3,11	6,35	3,36	0,67	0,12	2,60	0,48	0,056	0,10	100,06	15,2

Примечание. Интервал 165-177 м – рудная залежь; 158,5-177 м – рудный горизонт. Скважина не добурена, пласт не оконтурен.

Подошва титаномагнетитового горизонта плавно переходит в подстилающий подрудный горизонт, что наглядно иллюстрируют графики изменения параметров: Fe_{вал.}, TiO₂, V₂O₅, δ, МВ (рис. 6.2, 6.3). Плотность пород на границе уменьшается до 3,15 г/см³, а магнитная восприимчивость составляет 75-100 ед. СИ·10⁻⁵ (табл. 6.6.), затем через 3-5 м плотность пород имеет величину 3,09-3,11 г/см³, характерную для титаномагнетитсодержащих (10%) эндоконтактовых долеритов.

Содержание Fe_{вал.} коррелируется с медно-сульфидной минерализацией (рис. 6.2Б), хотя и не столь четко, как с Ti и V (рис. 6.2А). Концентрация благородных элементов находится в более сложной зависимости с Fe_{вал.}. Основная масса БЭ приурочена к густовкрапленным рудам с наиболее высоким содержанием Fe_{вал.}. Но внутри этого слоя пики концентрации БЭ контролируются нарастанием или всплесками содержаний Cu и одновременно связаны положительной корреляцией с магнитной восприимчивостью пород (рис. 6.2Б). Последняя отражает не только величину концентрации tmt в слое, но и степень метасоматических преобразований.

Остальная группа рудных элементов представлена Co, Ni, Zn и Cr. Их концентрации для интрузива в целом чрезвычайно низкие. На этом фоне горизонт выступает еще и как концентратор этих элементов, за исключением Cr, который локализован в подрудном горизонте и отчасти в нижней части рудного горизонта (табл. 6.6, скв. 275). Максимальные концентрации Co, Ni и Zn тяготеют к центральной части рудного горизонта или его верхней половине и проявляют тенденцию корреляции

Таблица 6.5. Магнитная восприимчивость и плотность пород рудного горизонта
Пудожгорского месторождения

№№ п/п	Интервал по скважинам, м	Масса образца, г	Плотность δ , г/см ³	Магнитная восприимчивость, $\chi \cdot 10^{-5}$ Cu
Скважина 275				
1	275/73,3	971,8	3,06	0,78; 0,78; 0,59
	среднее		3,06	0,72
2	275/75,0	577,8	3,09	14,4; 9,79; 10,6
3		701,7	3,08	6,31; 10,9; 9,00; 6,21
	среднее		3,085	9,60
4	275/76,3	693,7	3,07	2,71; 2,05; 1,86
	среднее		3,07	2,21
5	275/77,0	566,0	3,08	12,1; 1,37; 5,77
6		470,7	3,07	5,42; 5,03; 10,2
	среднее		3,075	6,65
7	275/77,5	238,5	3,07	12,7; 11,8
8		275,7	3,09	19,4; 17,6
9		314,1	3,09	25,3; 22,0
10		265,8	3,11	20,6; 25,5
11		242,1	3,08	13,0; 14,6
	среднее		3,09	18,25
12	275/79,8	466,6	3,39	157; 125
	среднее		3,39	141,00
13	275/80,8	404,6	3,66	255; 258
14		327,8	3,79	288; 286
15		369,5	3,77	287; 282
	среднее		3,74	276
16	275/81,8	499,7	3,73	298; 322
17		379,6	3,66	287; 279
	среднее		3,70	297
18	275/82,8	557,0	3,56	234; 249
19		325,2	3,61	271; 263
	среднее		3,59	254
20	275/83,8	348,6	3,78	334; 330
	среднее		3,78	332
21	275/84,8	532,7	3,46	224; 203
22		503,3	3,68	295; 312
23		252,7	3,58	262; 261
24		158,9	3,49	180; 182
	среднее		3,55	240
25	275/85,8	534,8	3,77	313; 323
26		522,1	3,56	278; 282
27		512,4	3,74	392; 391
28		328,7	3,73	349
	среднее		3,70	333
29	275/86,8	272,6	3,50	262; 264
30		215,9	3,31	128; 133
31		301,3	3,29	140; 157
	среднее		3,37	180,67
32	275/87,3	210,0	3,19	106; 76,4
33		557,5	3,23	137; 132; 145
34		344,3	3,25	133; 153
35		448,4	3,19	117; 119
	среднее		3,22	122,04
36	275/88,3	505,5	3,26	128; 142; 142
	среднее		3,26	137,33
37	275/90	300,9	3,12	68,3; 83,6
38		232,5	3,19	111; 96,7
39		330,6	3,21	144; 133
40		295,6	3,22	113; 116
	среднее		3,19	108,83
41	275/91,5	553,1	3,33	166; 199; 191
42		352,3	3,26	143; 149
43		274,6	3,29	137; 175
	среднее		3,27	151,43

Продолжение табл. 6.5

№№ п/п	Интервал по скважинам, м	Масса образца, г	Плотность δ , г/см ³	Магнитная восприимчивость, $\chi \cdot 10^{-5}$ Cu
44	275/92,5	256,1	3,21	80,9; 83,9
45		333,1	3,23	86,3; 88,1
46		375,3	3,11	92,5; 78,1; 86,4
47		381,6	3,12	95,0; 91,4
	среднее		3,17	86,96
48	275/94,0	241,2	3,08	70,5; 86,9
49		323,5	3,10	78,7; 91,2
	среднее		3,09	81,83
50	275/95,0	424,2	3,08	76,7; 96,5
	среднее		3,08	96,6
51	275/96,0	556,8	3,07	75,8; 60,3; 72,9
52		323,5	3,10	78,7; 91,2
	среднее		3,09	75,82
Скважина 360				
53	360/75,7	191,5	3,20	70,3; 69,7
54		191,1	3,10	44,6; 44,9
55		168,6	3,13	42,3; 42,6
	среднее		3,14	52,4
56	360/76,7	368,8	3,33	124; 127
	среднее		3,33	125,5
57	360/77,0	252,8	3,70	265; 276
58		187,5	3,68	297; 299
59		126,3	3,62	171; 176
60		114,5	3,58	198; 197
	среднее		3,58	213
61	360/78,0	251,6	3,71	316; 313
62		310,3	3,59	283; 280
63		192,6	3,62	280
64		191,2	3,56	164; 158
65		131	3,52	161; 168
	среднее		3,60	235,9
66	360/79,0	340,5	3,62	293; 289
67		243,1	3,58	242; 238
68		228,9	3,70	299; 305
69		175,0	3,54	232; 221
70		184,9	3,59	211; 199
71		176,8	3,60	193
	среднее		3,61	247,5
72	360/80,0	339,4	3,65	246; 234
73		231,6	3,72	283; 286
74		259,8	3,48	197
75		196,6	3,49	242; 234
	среднее		3,59	246
76	360/81,0	311,3	3,57	280; 281
77		262,4	3,33	134; 136
78		168,9	3,47	195; 199
79		85,6	3,47	147; 144
	среднее		3,46	189,5
80	360/82,0	278,3	3,36	169; 188
81		285,3	3,71	328; 324
82		252,5	3,63	291; 290
83		182,4	3,68	262; 237
84		195,2	3,45	223; 227
85		115,9	3,68	166; 186
86		117,2	3,62	187; 185
87		78,3	3,63	166
	среднее		3,60	229
88	360/82,5	255,5	3,59	300; 301
89		184,4	3,70	269; 250
90		183,7	3,59	229
	среднее		3,63	270
91	360/83,0	198,2	3,64	270; 273

Продолжение табл. 6.5

№№ п/п	Интервал по скважинам, м	Масса образца, г	Плотность δ , г/см ³	Магнитная восприимчивость, $\chi \cdot 10^{-5}$ Cu
92		309,0	3,75	370; 362
93		228,1	3,66	229; 230
94		131,5	3,69	193; 194
95		92,3	3,51	127; 128
96		132,8	3,49	182; 178
	среднее		3,62	228
97	360/84,0	230,3	3,62	251; 201
98		285,1	3,58	200; 203
99		293,9	3,31	151; 175
100		234,4	3,65	272; 276
101		164,1	3,64	254; 248
102		181,2	3,20	85,9; 84,6
	среднее		3,50	200,04
103	360/85,0	122,4	3,24	104; 110
104		170,1	3,22	112; 114
105		257,4	3,19	142; 143
106		508,6	3,54	248; 253
107		217,6	3,44	233; 238
108		147,5	3,21	112; 114
	среднее		3,31	160
109	360/86,0	294,3	3,25	154; 157
110		407,3	3,47	271; 274
111		259,2	3,25	165; 166
112		220,4	3,23	144
	среднее		3,30	190
113	360/87,0	147,5	3,26	116; 126
114		145,2	3,22	117; 118
	среднее		3,24	119
115	360/87,5	138,9	3,19	106; 108
116		145,7	3,16	109; 110
117		129,6	3,25	72,0; 78,5
118		125,9	3,30	123; 124
119		113,8	3,27	112; 113
	среднее		3,28	118
120	360/88,0	261,6	3,23	136; 125
	среднее		3,23	130,5
121	360/88,4	204,3	3,10	82,6; 82,8
122		197,6	3,22	141; 140
	среднее		3,16	111,6
123	360/89,6	212,5	3,15	91,9; 94,6
124		218,5	3,09	86,3; 82,7
125		161,0	3,10	90,3; 88,9
	среднее		3,11	89
126	360/90,2	210,5	3,11	86,4; 86,0
127		152,4	3,18	111; 112
128		128,1	3,12	64,0; 57,2
	среднее		3,14	86
129	360/94,5	573,7	3,09	88,0; 83,8
	среднее		3,09	85,9
Скважина 376				
130	376/161	438,2	3,05	20,1; 22,1; 28,9
131	376/162	520,9	3,04	0,79; 0,79; 0,79
132	376/163	229,1	3,08	44,0; 43,2
133		164,5	3,06	23,3; 23,1
134		147,1	3,08	25,1; 25,2
135		129,3	3,08	17,4; 18,2;
136		130,5	3,09	33,4; 33,4
	среднее		3,08	26,8
137	376/165,0	164,2	3,52	142; 141
138		179,5	3,44	117; 122
139		304,6	3,61	179; 157; 111
140		245,3	3,62	181; 181
141		318,4	3,59	174; 179
142		264,2	3,45	152; 149

Окончание табл. 6.5

№№ п/п	Интервал по скважинам, м	Масса образца, г	Плотность δ , г/см ³	Магнитная восприимчивость, $\chi \cdot 10^{-5}$ Сл
	среднее		3,54	152,7
143	375/166,0	290	3,60	198; 202
144		176,4	3,61	179; 157; 145
145		445,2	3,52	170; 186; 174
146		357,1	3,56	186; 192
147		479,1	3,64	226; 238
	среднее		3,59	184,4
148	375/167,0	253,4	3,20	86; 87,9
149		270,9	3,41	140; 134
150		161,2	3,29	68; 57,5; 55,9
151		272,7	3,31	129; 129
152		215,3	3,24	95; 100
153		211,5	3,27	91,3; 95,1
	среднее		3,29	97,6
154	376/168,0	317,4	3,70	287; 286
155		255,5	3,70	255; 253
156		167,3	3,52	121; 136
157		295,3	3,62	202; 178; 157
158		444,8	3,67	333; 351
	среднее		3,64	233
159	376/169,0	284,2	3,67	302; 286; 273
	среднее		3,67	287
160	376/170,0	413,2	3,76	284; 254
161		266,4	3,76	283; 240
162		269,3	3,77	267; 3,05
163		216,4	3,74	243; 222
164		330	3,79	289; 266
	среднее		3,76	265,3
165	376/171,0	193,7	3,74	259; 277
166		254,8	3,73	256; 260
167		266,3	3,75	263; 324
168		155,7	3,76	263; 307
169		325,7	3,76	263; 307
170		166,8	3,77	243; 265
	среднее		3,75	269
171	376/172,0	365,5	3,76	303; 301
172		259,3	3,79	284; 302
173		180,5	3,76	230; 284
174		188,8	3,78	243; 349
175		395,5	3,76	309; 330
	среднее		3,78	288,5
176	376/173,0	241,6	3,71	253; 270
177		237,3	3,56	223; 207; 247
178		202,5	3,76	263; 267
179		252,4	3,74	273; 282
180		224,6	3,65	240; 265
181		245,3	3,75	277; 286
182		167,7	3,69	240; 238
	среднее		3,69	255,4
183	376/174,0	139,7	3,16	54,8; 56,8
184		100,2	3,26	99,9; 56,1
185		228,4	3,09	35,9; 39,6
186		138,2	3,09	31,9; 34,4
187		240,5	3,09	42,8; 74,3
188		155,7	3,05	31,1; 36,4
	среднее		3,12	48,5
189	376/175,0	143,1	3,23	109; 99,2
190		147,6	3,24	104;
	среднее		3,235	104,3
191	376/176,0	418,5	3,17	133; 113
192		178,5	3,13	75,2; 83,2
	среднее		3,15	101,1

Примечание. Определение плотности и магнитной восприимчивости пород выполнено в ИГ КарНЦ РАН, оператор Ю.М. Стенарь. Уровень гамма-активности в пределах фона.

Таблица 6.6. Содержание малых элементов в породах рудного горизонта и его обрамления. Скважина № 275

№ п/п	Интервал по скважине, м	Вид анализа. Содержание компонентов, мас. %														
		Химический	Атомно-абсорбционный							Количественный спектральный						
			Cr ₂ O ₃	Co0	Ni0	Cu0	Zn0	Li ₂ O	Rb ₂ O	Cs ₂ O	Ba	Sr	Ni	Co	Cr	V
1	73,3	0,003	0,007	0,005	0,088	0,043	0,0051	0,0042	0,0005							
2	75,0					0,028				0,082	0,034	0,0054	0,0075	0,007	0,06	0,13
3	76,3	0,001	0,006	0,005	0,108	0,036	0,0054	0,0043	0,0006							
4	77,0	0,003	0,007	0,006	0,118	0,067	0,0057	0,0045	0,0006							
5	77,5	0,004	0,008	0,006	0,140	0,025	0,0066	0,0043	0,0006	0,075	0,045	0,0066	0,0042	0,008	0,08	0,14
6	79,8	0,005	0,02	0,018	0,500	0,082	0,0094	0,0070	0,0018	0,077	0,022	0,018	0,02	<0,003	0,22	0,4
7	80,8	0,006	0,023	0,030	0,550	0,048	0,0104	0,0053	0,0025	0,084	0,017	0,030	0,023	<0,003	0,37	0,40
8	81,8	0,008	0,022	0,032	0,575	0,046	0,0084	0,0038	0,0023	0,062	0,025	0,032	0,022	<0,003	0,32	0,46
9	82,8	0,007	0,024	0,033	0,525	0,046	0,0086	0,0031	0,0025	0,059	0,024	0,033	0,024	<0,003	0,33	0,42
10	83,8	0,008	0,025	0,045	0,525	0,044	0,0087	0,0024	0,0026	0,056	0,018	0,045	0,025	<0,003	0,40	0,42
11	84,8	0,007	0,025	0,045	0,500	0,043	0,0086	0,0026	0,0027	0,058	0,021	0,045	0,029	<0,003	0,42	0,40
12	85,8	0,007	0,023	0,045	0,275	0,051	0,0081	0,0024	0,0026	0,046	0,016	0,045	0,023	<0,003	0,38	0,22
13	86,8	0,008	0,040	0,022	0,057	0,035	0,0076	0,0024	0,0013	0,057	0,024	0,04	0,022	<0,003	0,28	0,03
14	87,3	0,012	0,009	0,017	0,034	0,026	0,0059	0,0022	0,0008	0,056	0,032	0,021	0,014	<0,003	0,17	0,03
15	88,3	0,005	0,012	0,023	0,040	0,030	0,0061	0,0021	0,0008							
16	90,0	0,012	0,010	0,018	0,034	0,022	0,0056	0,0024	0,0007	0,055	0,026	0,022	0,014	<0,003	0,16	0,03
17	91,0	0,023	0,007	0,018	0,114	0,014	0,0040	0,0020	0,0004							
18	91,5	0,016	0,010	0,023	0,038	0,029	0,0074	0,0036	0,0009	0,057	0,024	0,031	0,017	<0,003	0,20	0,039
19	92,5	0,015	0,008	0,023	0,036	0,031	0,0059	0,0036	0,0006	0,060	0,039	0,02	0,0092	0,01	0,13	0,03
20	95,0			0,016		0,024	0,0074	0,0038	0,0012	0,068	0,034	0,018	0,0095	0,016	0,12	0,03
21	98,4	0,028	0,009	0,020	0,037	0,022	0,0053	0,0025	0,0006							

Примечание. Аналитики: А.И. Полищук, Н.В. Питкя, В.А. Кукина, Л.Н. Макеева, Г.Д. Епишина. Коэффициент пересчета Cu0 в Cu – 0,799. Интервал 79,8-91,5 м – рудная залежь.

с Cu (табл. 6.6-6.8). В пределах промышленного пласта, наиболее обогащенного рудными элементами, их средние содержания составляют: Co0 – 0,016%; Ni0 – 0,023%; Zn0 – 0,038%; Cr₂O₃ – 0,007% (см. табл. 8.3), т.е., практического значения не имеют. Медь является извлекаемым компонентом руды, ее содержание в целом по месторождению составляет 0,13% (Савина, 1966ф), а среднее по трем изученным скважинам – 0,174% (см. табл. 8.3.). Минеральные формы представлены сульфидами – халькопиритом (преимущественно) и борнитом.

6.2. Структурно-текстурные особенности титаномагнетитовых руд

Вещественный состав и структурные особенности руды предыдущими исследователями охарактеризованы поверхностно, а состав главного минерала не изучался вообще. Несмотря на ограниченность kernового материала (работы ИГ КарНЦ РАН проводились спустя 40-50 лет после бурения скважин), был детально и послойно изучен разрез рудного горизонта по скв. № 275, описание которого взято за основу при характеристике рудной залежи. С учетом особенностей состава минералов и структуры пород в скв. 275 горизонт условно разделен на три слоя: 1 – кровля; 2 – центр; 3 – подошва. Описание каждой из них дается отдельно.

Слой 1. Кровля титаномагнетитового горизонта (интервал 77-79,8 м).

Слой сложен убогими рудами и является переходным между рудной залежью и надрудным горизонтом. Промышленного значения не имеет. Главной его особенностью является наиболее интенсивное для горизонта проявление процессов автометасоматоза. Пироксен полностью амфиболизирован, сохранность реликтов единичная. По нему развивается ферророговая обманка с максимальной железистостью (F – 67,3-89,5). Плагноклаз интенсивно замещается эпидот-цоизитовым агрегатом и альбитизируется. Титаномагнетит лейкоксенизирован (рис. 6.4А; 6.5), до образования полных псевдоморфоз или с развитием реликтовых и каемочных микротекстур замещения (рис. 6.4Б). Образуются также каемочные микротекстуры собирательной перекристаллизации и укрупнения ильменита (рис. 6.5). Интенсивность автометасоматоза убывает сверху вниз к центральному слою, что хорошо видно по степени лейкоксенизации tmt, если сравнить фото шл. 275/77-77,5-78 и 275/78,7-79,8 (рис. 6.5, 6.7). Содержание первичного tmt в слое самое низкое – 5-20%, структуры распада в нем более грубые (рис. 6.4А), однако для него характерен привнос Ti, выраженный вещественно в увеличении содержания TiO₂ в 1,6 раза в псевдоморфном лейкоксене (см. табл. 7.1) и накоплении свободного ильменита.

Таблица 6.7. Содержание малых элементов в породах рудного горизонта и его обрамления. Скважина № 360

№ п/п	Интервал по скважине, м	Вид анализа. Содержание компонентов, мас. %										
		Химический	Атомно-абсорбционный							Количественный спектральный		
			Cr ₂ O ₃	CoO	NiO	CuO	ZnO	Li ₂ O	Rb ₂ O	Cs ₂ O	Ba	Sr
1	76,6	0,004	0,010	0,010	0,213	0,024	0,0109	0,0095	0,0020	0,081	0,014	0,080
2	77,0	0,006	0,017	0,026	0,337	0,065	0,0103	0,0058	0,0048	0,033	0,011	<0,060
3	78,0	0,005	0,017	0,026	0,284	0,036	0,0102	0,0062	0,0044	0,028	0,013	<0,060
4	79,0	0,005	0,018	0,022	0,295	0,047	0,0114	0,0074	0,0045	0,043	0,0095	<0,060
5	80,0	0,004	0,018	0,019	0,281	0,047	0,0117	0,0087	0,0047	0,060	0,011	<0,060
6	81,0	0,005	0,013	0,019	0,264	0,034	0,0112	0,0069	0,0028	0,040	0,013	<0,060
7	82,0	0,008	0,018	0,027	0,249	0,036	0,0103	0,0050	0,0043	0,026	0,014	<0,060
8	82,5	0,008	0,018	0,025	0,235	0,051	0,0101	0,0061	0,0046	0,029	0,010	<0,060
9	83,0	0,007	0,018	0,025	0,341	0,042	0,0109	0,0065	0,0050	0,035	0,011	<0,060
10	84,0	0,006	0,016	0,018	0,225	0,046	0,0109	0,0072	0,0026	0,044	0,014	<0,060
11	85,0	0,008	0,014	0,024	0,081	0,035	0,0103	0,0047	0,0019	0,026	0,016	<0,060
12	86,0	0,008	0,013	0,025	0,046	0,033	0,0103	0,0046	0,0018	0,024	0,013	<0,060
13	87,0	0,009	0,012	0,022	0,044	0,036	0,0042	0,0042	0,0017	0,021	0,014	<0,060
14	87,5	0,007	0,011	0,023	0,043	0,029	0,0095	0,0044	0,0017	0,022	0,015	<0,060
15	88,6	0,008	0,011	0,020	0,043	0,032	0,0084	0,0050	0,0015	0,025	0,015	<0,060
16	89,6	0,009	0,010	0,016	0,043	0,026	0,080	0,0050	0,0010	0,027	0,016	<0,060
17	90,2	0,011	0,009	0,016	0,045	0,026	0,0080	0,0094	0,0018	0,026	0,019	<0,060
18	94,5	0,016	0,002	0,013	0,046	0,024	0,0078	0,0041	0,0007	0,022	0,018	<0,060

Примечание. Аналитики: В.А. Кукина, А.И. Полищук, Н.В. Питкя, Г.С. Терновая. Интервал 77,0-87,5 м – рудная залежь.

Таблица 6.8. Содержание малых элементов в породах рудного горизонта. Скважина № 376

Интервал по скважине, м	Содержание окислов, мас. %								
	Cr ₂ O ₃	CoO	NiO	CuO	ZnO	Li ₂ O	Rb ₂ O	Cs ₂ O	
161,0	0,003	0,006	0,005	0,0074	0,027	0,0055	0,0036	0,0009	
162,0	0,002	0,006	0,004	0,080	0,029	0,0064	0,0044	0,0007	
163,0	0,002	0,007	0,005	0,100	0,030	0,0057	0,0037	0,0009	
164,0	0,004	0,009	0,009	0,159	0,032	0,0088	0,0073	0,0027	
165,0	0,005	0,013	0,012	0,194	0,027	0,0137	0,0136	0,0057	
166,0	0,006	0,013	0,013	0,193	0,031	0,0122	0,0115	0,0059	
167,0	0,005	0,011	0,011	0,182	0,024	0,0103	0,0087	0,0035	
168,0	0,006	0,013	0,016	0,267	0,038	0,0104	0,0084	0,0063	
169,0	0,007	0,011	0,017	0,210	0,026	0,0086	0,0062	0,0063	
170,0	0,006	0,018	0,027	0,278	0,049	0,0092	0,0041	0,0030	
171,0	0,003	0,018	0,028	0,296	0,049	0,0092	0,0036	0,0031	
172,0	0,007	0,018	0,032	0,211	0,050	0,0090	0,0034	0,0030	
173,0	0,007	0,016	0,031	0,098	0,045	0,0086	0,0036	0,0030	
174,0	0,012	0,008	0,011	0,052	0,033	0,0056	0,0032	0,0009	
175,0	0,007	0,012	0,018	0,050	0,033	0,0076	0,0036	0,0016	
176,0	0,004	0,010	0,015	0,093	0,032	0,0076	0,0035	0,0016	
177,0	0,003	0,008	0,005	0,096	0,030	0,0061	0,0033	0,0008	

Примечание. Интервал 165-177 м – рудная залежь.

Текстура руд вкрапленная, структура гипидиоморфнозернистая и мелкозернистая (рис. 6.5). Первичный размер кристаллов tmt – 0,5-1,0 мм.

С 79,8 м начинается собственно рудный интервал, представляющий основную промышленную ценность. Это граничный интервал, который фиксирует максимальную концентрацию вторичного ильменита (ilm-2) до 18% (табл. 6.1) и биотита (до 5%). Процесс лейкоксенизации tmt здесь минимальный для слоя 1.

Слой 2. Центр титаномагнетитового горизонта. Начало промышленного рудного пласта (интервал 79,8-86,8 м).

Степень аутометасоматических изменений породы неравномерная, участками значительная. Пироксен сохраняется в реликтах – свежий, побуревший или опацифицированный; плагиоклаз частично замещен эпидот-цоизитовым агрегатом.

Этот слой представляет наиболее богатую верхнюю часть рудной залежи, сложенную преимущественно густовкрапленными рудами с содержанием Fe_{вал} более 27% (табл. 6.2-6.4). Подсчет

модального содержания tmt в шлифах по слою 2 в скв. 275 показал разброс содержаний от 30,2 (шл. 82.8) до 49,2% (шл. 86.8) (табл. 6.1, рис. 6.6). Текстура руды равномерновкрапленная, структура – идиоморфнозернистая (рис. 6.6), с элементами субграфической (рис. 6.7Б; 6.8А). В кровле слоя (шл. 79.8) установлены повышенные концентрации ilm-2 и укрупненные образования ilm за счет собирательной перекристаллизации в кристаллах tmt при аутометасоматозе. Содержание его в 1 м разреза (инт. 79.8-80.8, скв. 275) изменяется от 3 до 18%. Этот ильменит может выделяться в отдельный от tmt концентрат, но практическое значение данного факта не принципиально для обогащения руды из-за малой мощности.

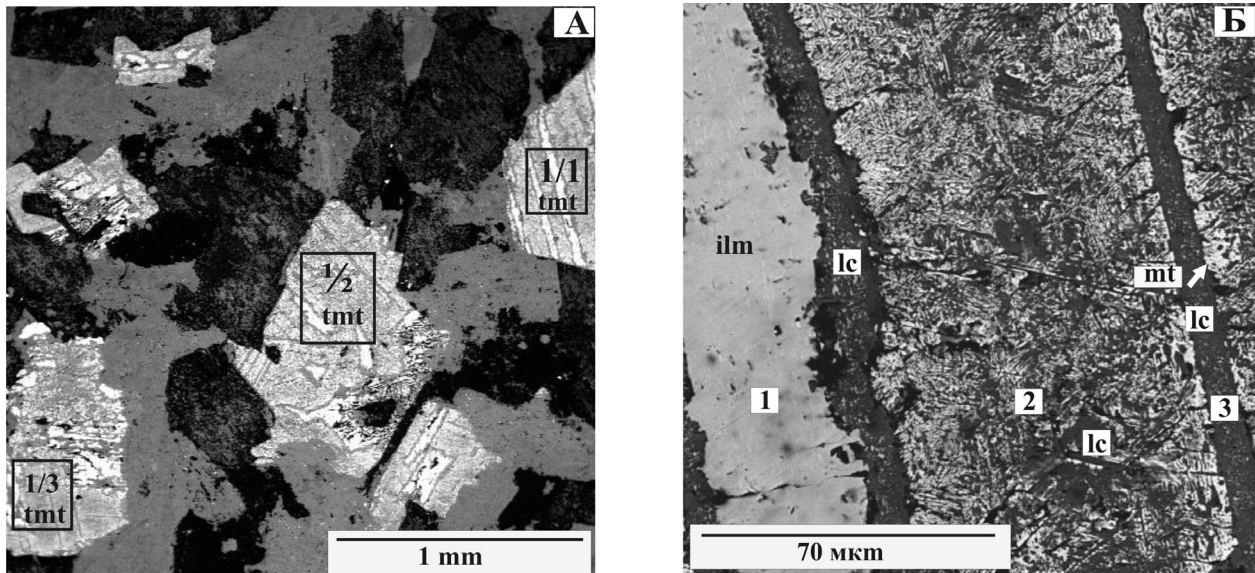


Рис. 6.4. Титаномагнетитовый горизонт. Слой №1. Шл. 275/77

А – лейкоксенизированный tmt с грубым пластинчатым распадом ilm. Черное – Pl, серое – amf. Квадрат – площадь зондирования в кристалле tmt (здесь и далее), в числителе – № участка, в знаменателе – № точки (состав см. в табл. 7.1). Б – микротекстура замещения: 1 – каемочная, с развитием лейкоксена (lc) по краям крупной пластины ilm; 2, 3 – полное замещение лейкоксеном тонкой пластины ilm (3) и частичным сохранением mt матрицы (2)

Титаномагнетиты слоя 2 характеризуются максимальной устойчивостью к постмагматическим процессам. Степень лейкоксензации их минимальная, за исключением кровли. Преобладающий размер кристаллов 0,5-1 мм. Структура распада твердых растворов субмикроскопического и микроскопического уровней (рис. 6.7В, Г), доля весьма тонких и тонких пластин и эмульсионных обособлений ilm очень незначительна. Характерна эмульсионная, решетчатая, тканеподобная, сноповидная структуры или их сочетание в одном кристалле, разделенном на структурные блоки (рис. 6.7-6.10). Особенность слоя – его меланократовый состав, содержание Pl не превышает 30%. Содержание tmt 28.1-42.6% (табл. 6.1, рис. 6.6). Идиоморфизм плагиоклаза не столь четкий, как в краевых частях горизонта, и первичная структура породы ближе к габбро-офитовой. Пироксен замещен ферророговой обманкой (см. табл. 7.3). Наиболее поздний вторичный парагенезис: сульфиды с БЭ, ферроактинолит, биотит, хлорит, ильменит (см. рис. 5.5). Последний образует с ними субграфические сростания в разном сочетании.

Слой 3. Нижняя часть титаномагнетитового горизонта. Окончание промышленного рудного пласта (интервал 86,8-92,0 м). Сложен средневкрапленными рудами с содержанием $Fe_{вал}$ 20-27% (табл. 6.2-6.4). Модальное содержание tmt в шлифе изменяет в широких пределах от 49,2 до 14,8% (рис. 6.11).

Уровень аутометасоматоза здесь наименьший и убывает к подошве слоя. Сохраняется совершенно свежий пироксен, лишь часть которого амфиболлизирована. Именно в этой части разреза удалось собрать необходимую качественную информацию о составе клинопироксена. Состав породы (табл. 6.1) мезократовый, доля Pl достигает 60%. Текстура руды вкрапленная и равномерновкрапленная, структура идиоморфнозернистая (рис. 6.11-6.12). Характерна слабая лейкоксензация tmt,

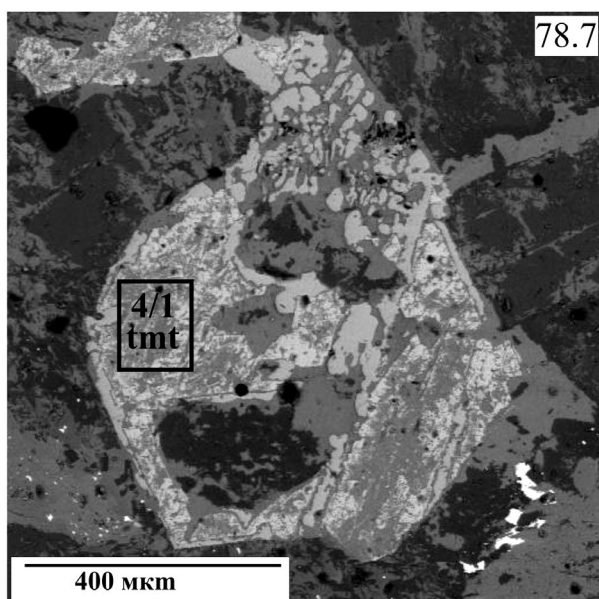
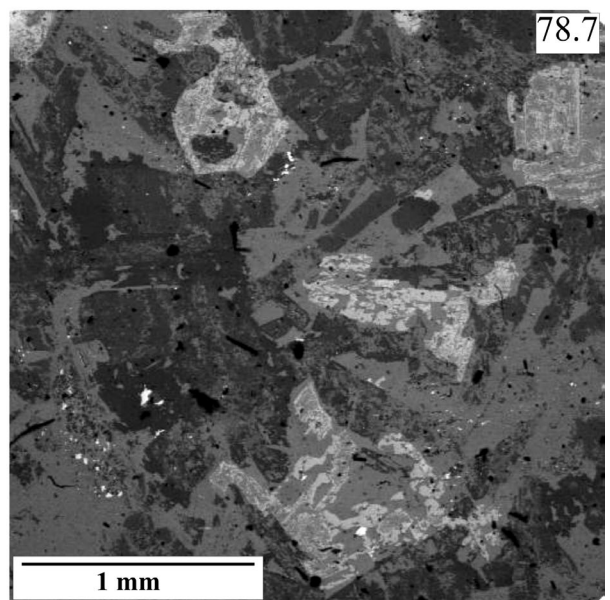
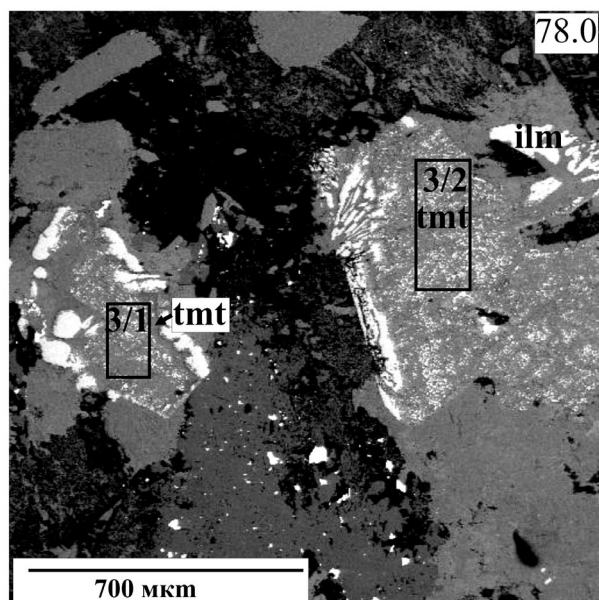
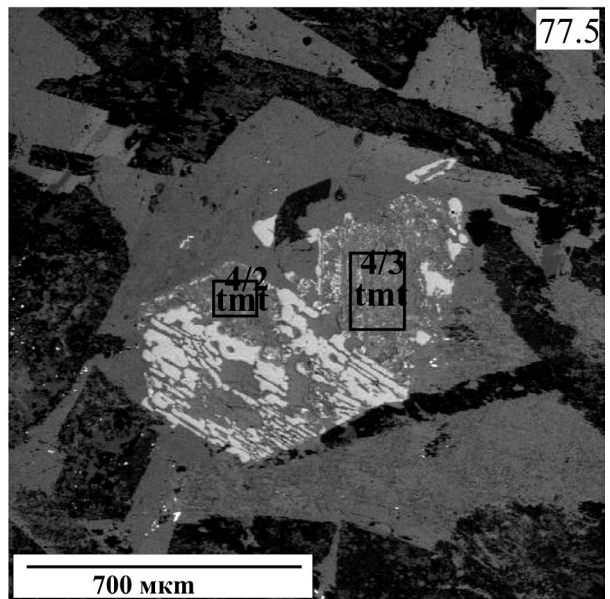
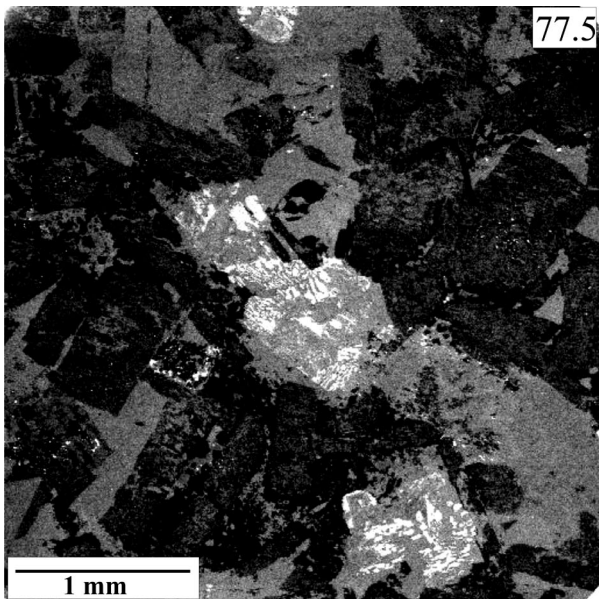
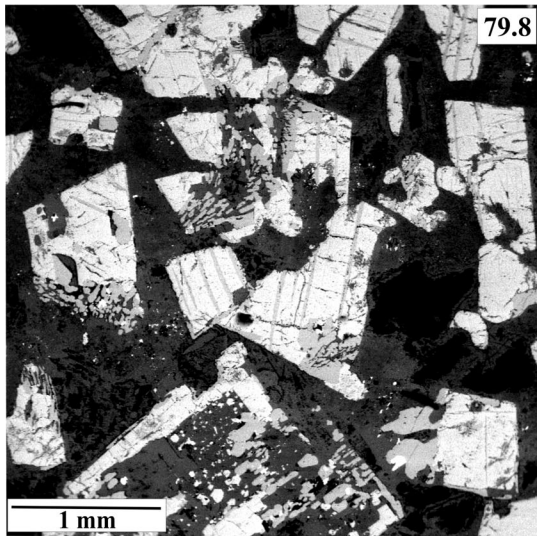
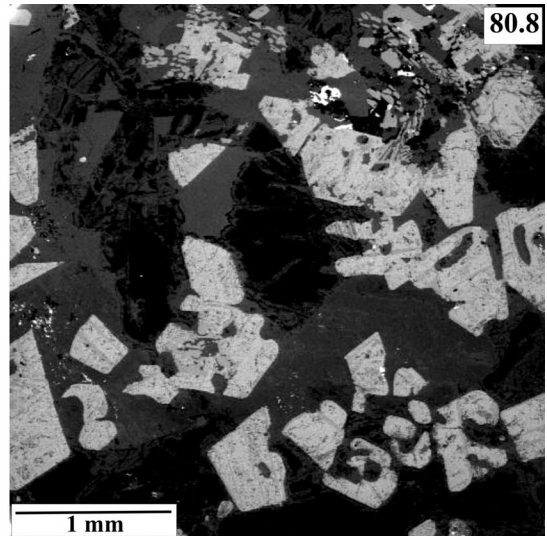


Рис. 6.5. Лейкоксенизация tmt по разрезу слоя № 1. Сквжина 275

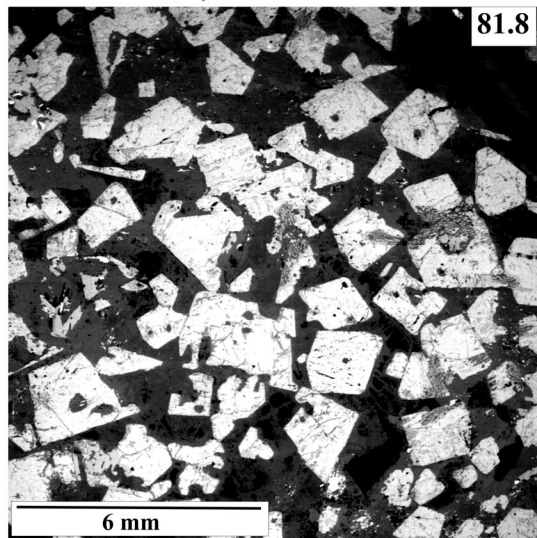
Каемочная микротекстура собирательной перекристаллизации (шл. 78.0)



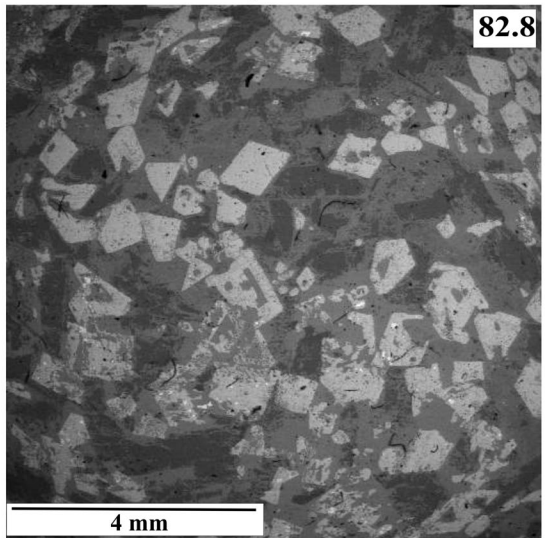
tmt - 22.1%, ilm - 18%



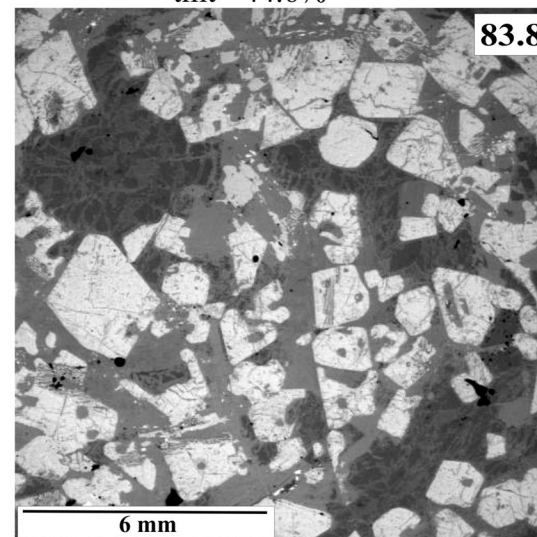
tmt - 28.4%, ilm - 3%



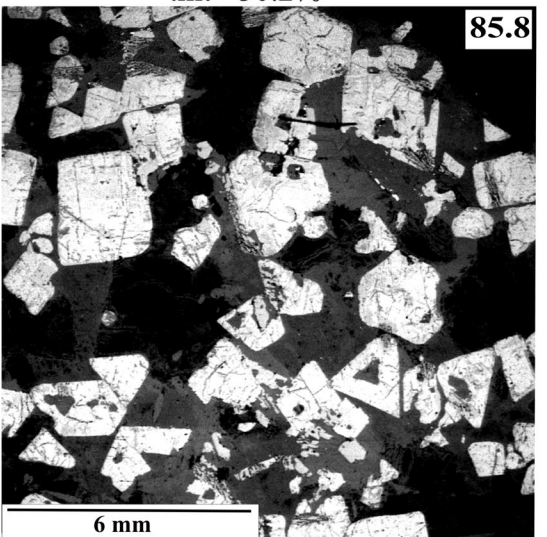
tmt - 44.6%



tmt - 30.2%



tmt - 42.6%



tmt - 39.0%

Рис. 6.6. Рудный пласт. Слой № 2

Модальное содержание титаномagnetита (белое) в руде по шлифам.
Текстура руд равномерновкрапленная, структура идиоморфнозернистая

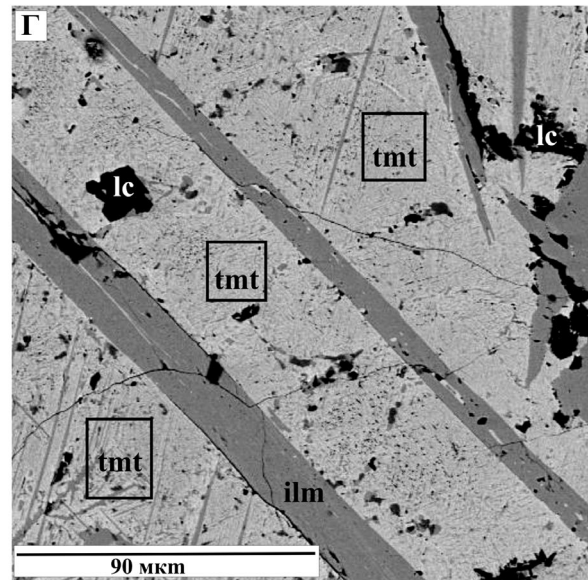
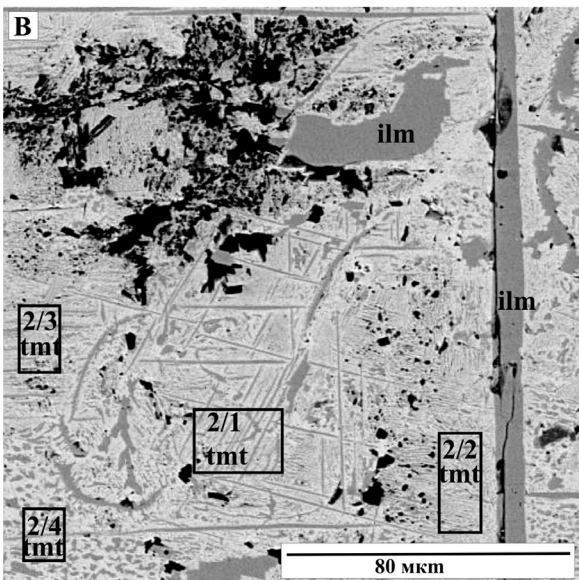
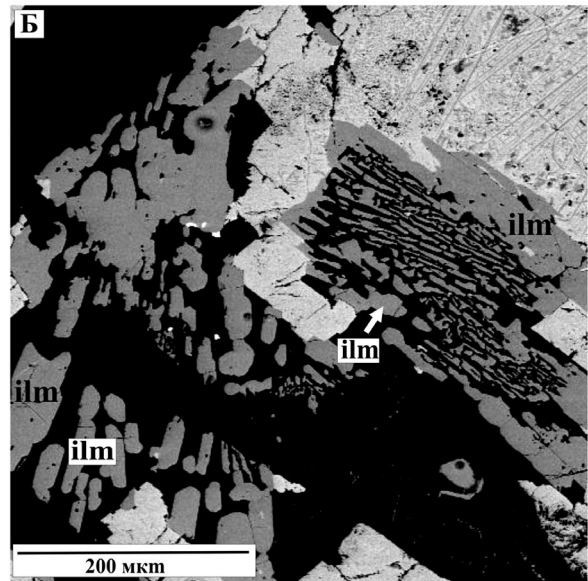
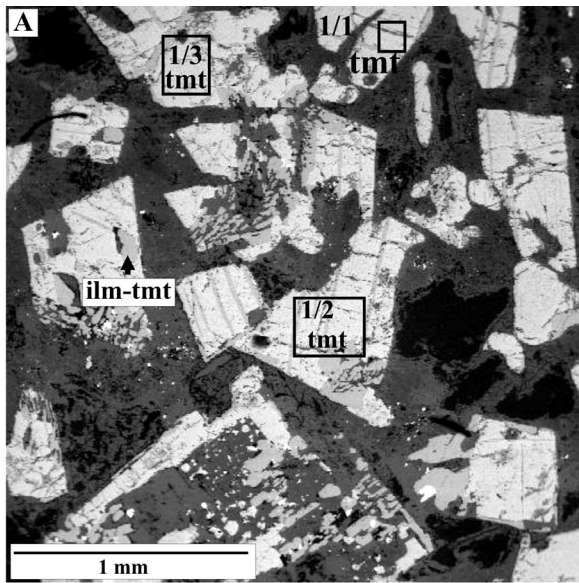


Рис. 6.7. Рудный пласт. Кровля слоя № 2. Шл. 275/79.8

А, Б – титаномагнетит и субграфический ilm-2. В, Г – пластинчатая и эмульсионная структуры распада твердого раствора ilm в tmt. Черное – участки лейкоксенизации

но несколько выше, чем в слое 2 (рис. 6.12). Особенностью слоя является наличие двух типов кристаллов титаномагнетита – классических, как и для всего горизонта (рис. 6.13В, Е), и с колотой катакlastической микротекстурой (рис. 6.13А, Б, Г, Д, шл. 275/86,8; 87,3; 90,0; 91,5), присутствующих в одном шлифе. Их различие особенно хорошо подчеркивает лейкоксенизация. В первом случае она развивается с учетом кристаллографических направлений и проявляет пластинчатую и решетчатую структуры распада (рис. 6.13В, Е), во втором – развивается по трещинам (рис. 6.13Г, Д). При наличии в tmt силикатных включений наблюдается радиальное расположение трещин (рис. 6.13В, шл. 275/91,8-5).

Структура распада твердых растворов – эмульсионно-пластинчатая, решетчатая (рис. 6.14). Преобладающий размер кристаллов tmt убывает от центра – 0,3-0,7 мм (86,8) к подошве слоя – 0,2-0,4 мм (90,0-91,5).

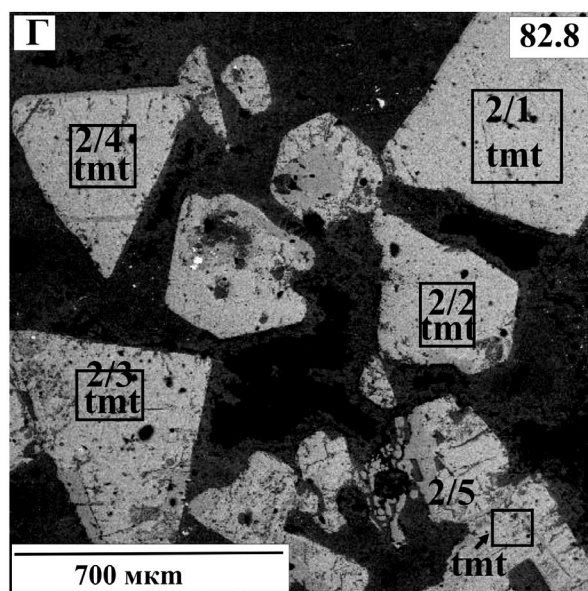
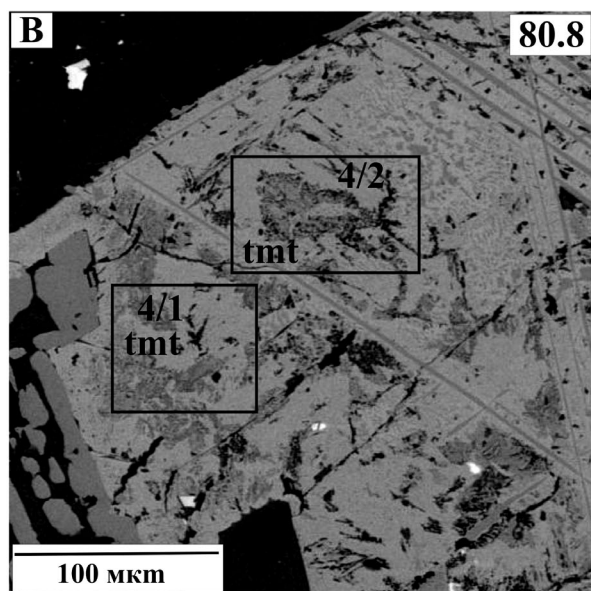
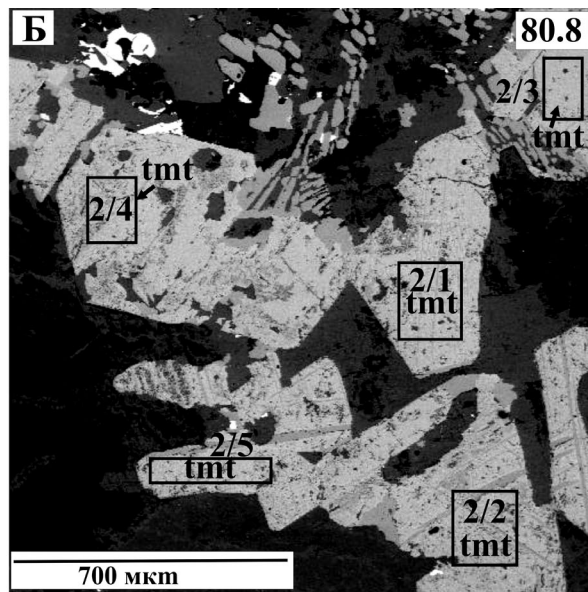
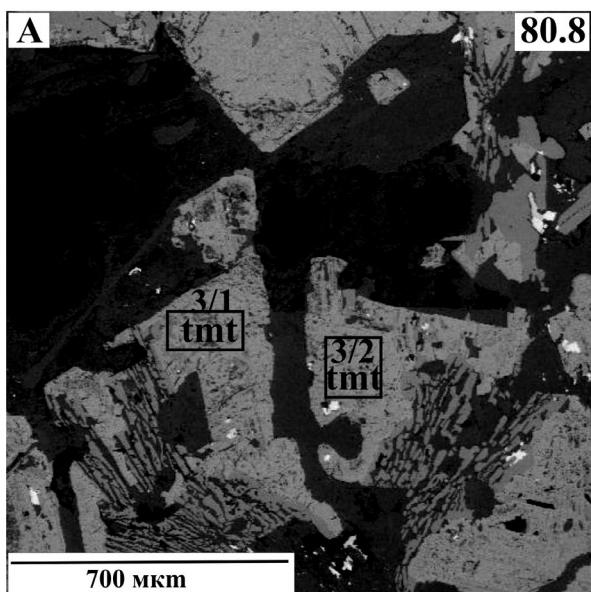


Рис. 6.8. Рудный пласт. Слой № 2

Точки зондирования tmt (состав см. в табл. 7.1). А, Б, В – шл. 275/80.8; Г – шл. 82.8. Титаномагнетит и субграфический ильменит – светло-серое. Ярко-белое – сульфиды (сру, сру + во); В – слабая лейкоксенизация tmt

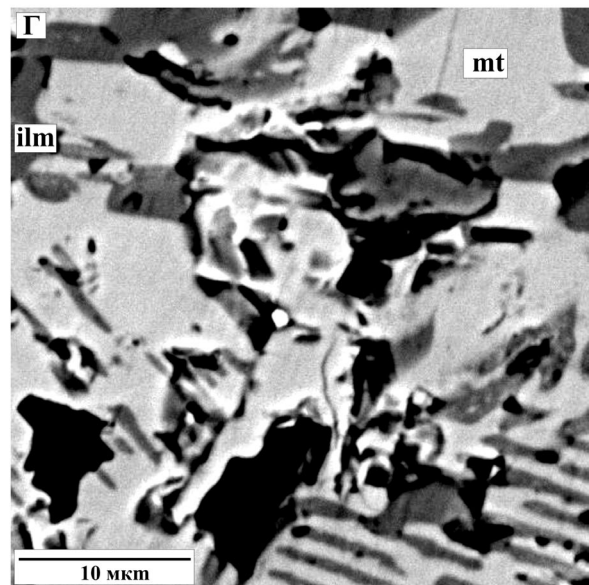
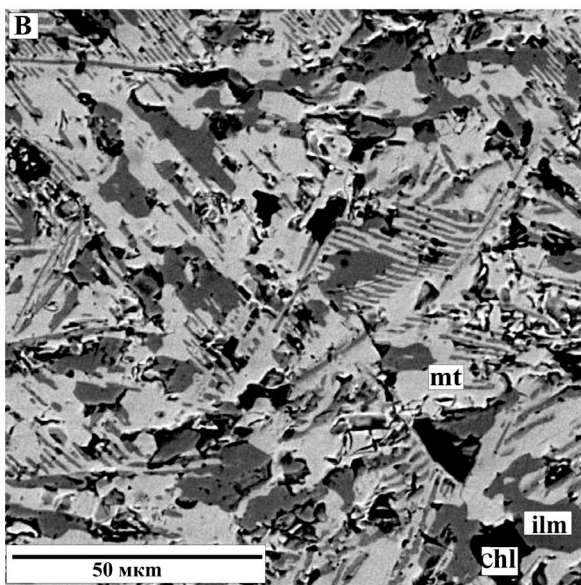
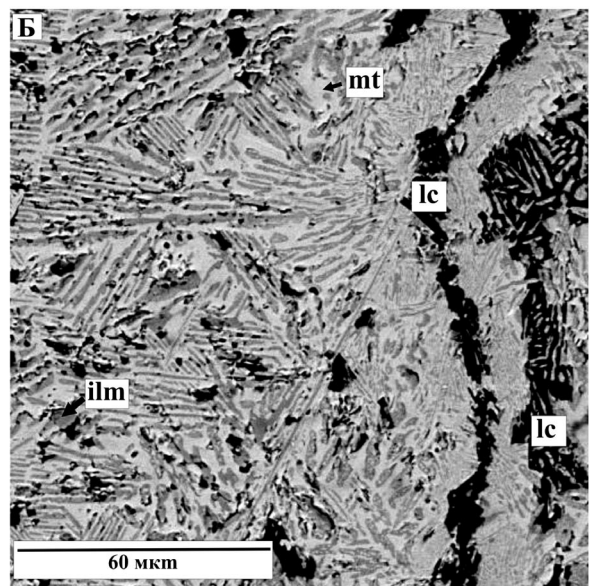
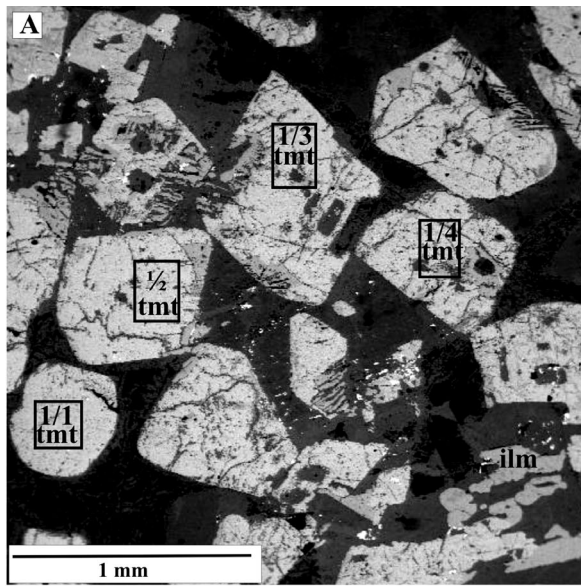


Рис. 6.9. Рудный пласт. Слой № 2. Шл. 275/83.8

А – точки зондирования tmt (состав см. в табл. 7.1). Структуры распада твердых растворов в tmt: Б – пластинчато-сноповидная; В, Г – эмульсионно-пластинчатая с обособлением фаз ilm и mt в блоках

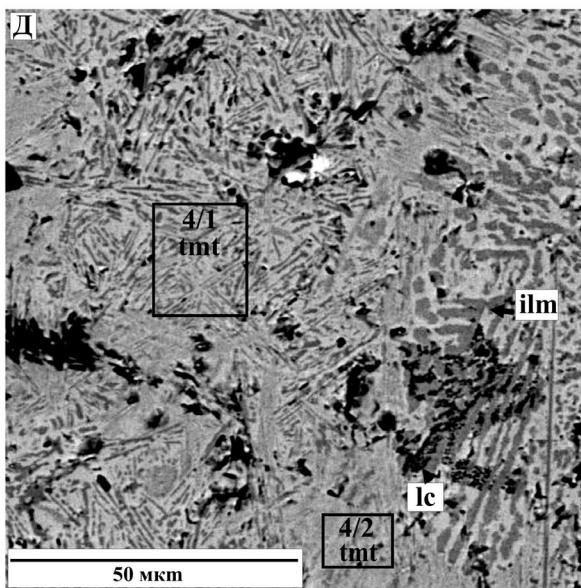
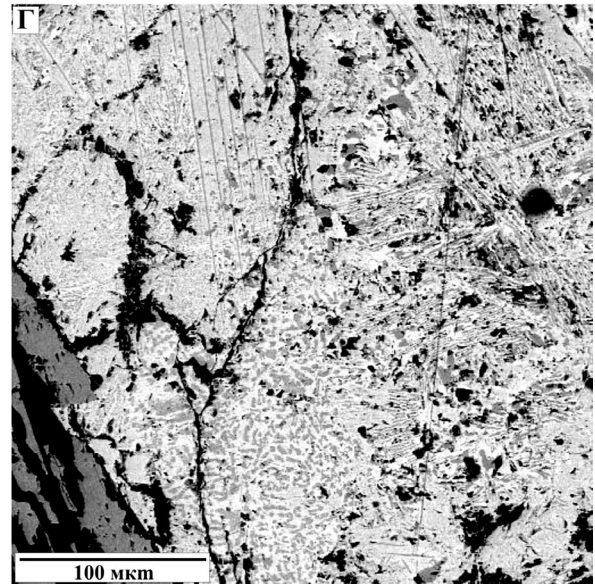
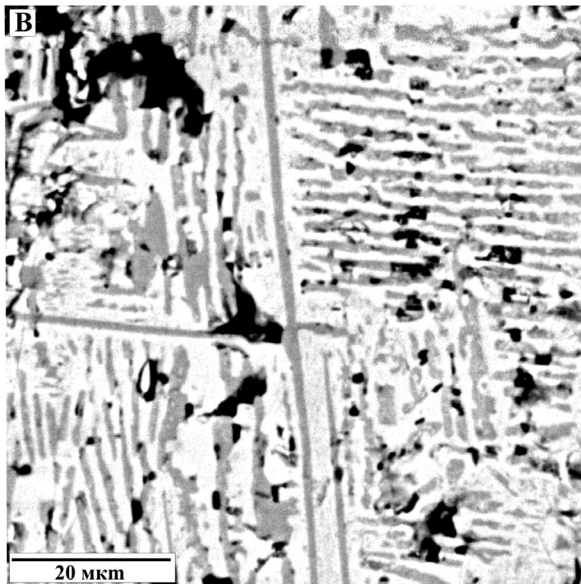
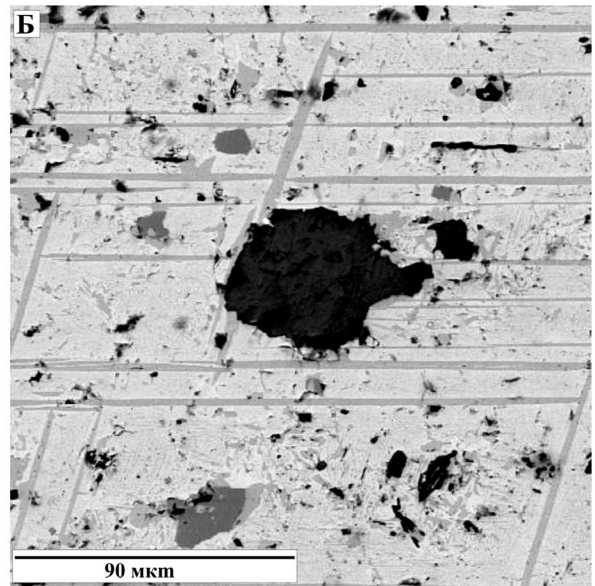
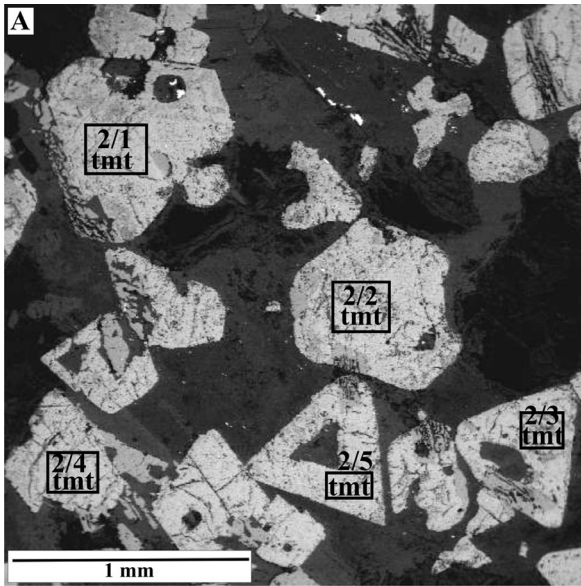
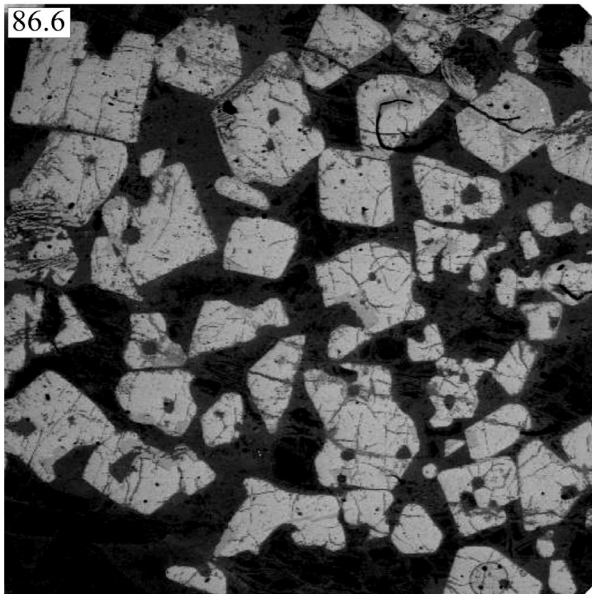
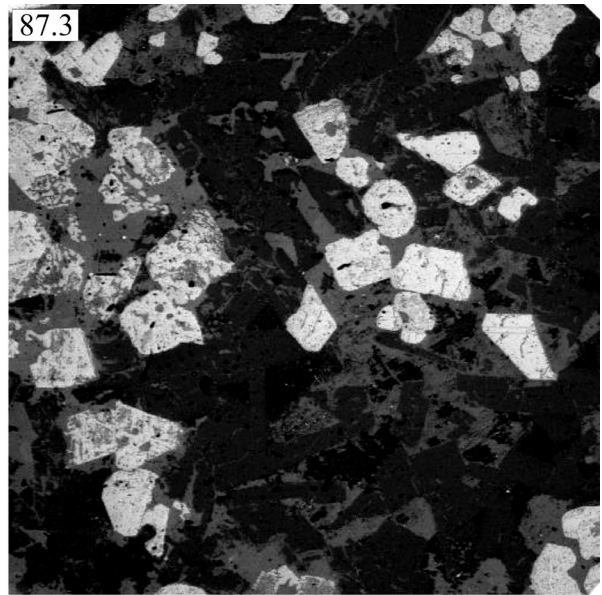


Рис. 6.10. Рудный пласт. Слой № 2. Шл. 275/85.8 (А, Б, В), шл. 275/86.8 (Г, Д)

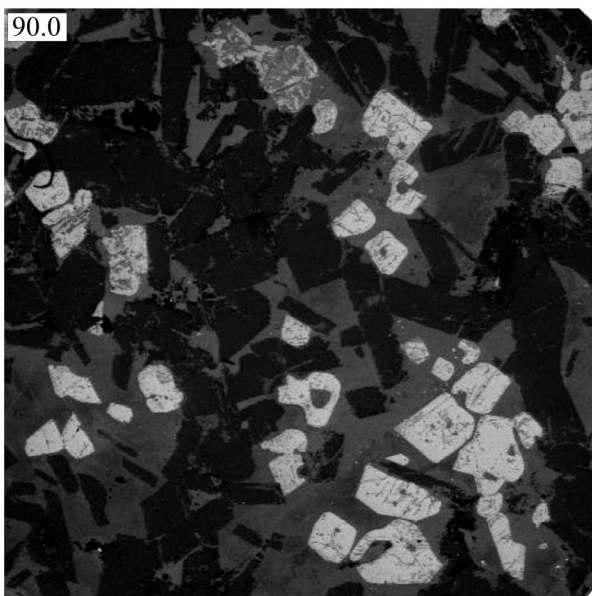
Структуры распада твердых растворов в tmt: Б – пластинчатая; В – тканеподобная; Г-Д – блочная, с пластинчатым (А) и эмульсионным (Г, Д) распадом в сечениях. Черное – лейкоксен и хлорит. А, Д – точки зондирования tmt (состав см. в табл. 7.1)



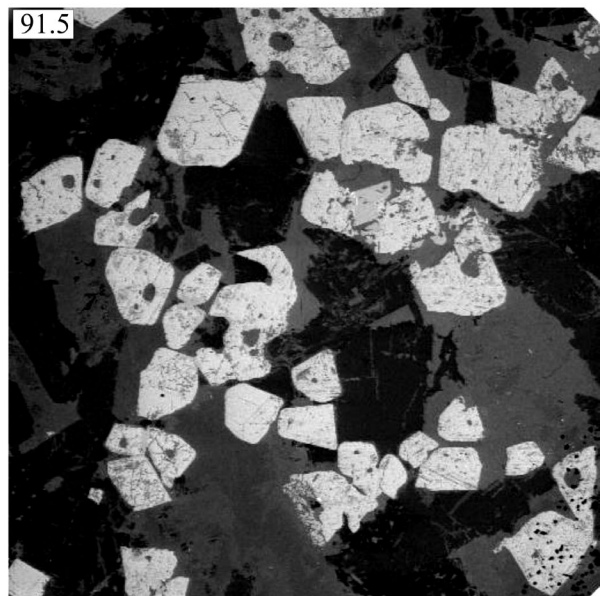
tmt - 49.2%



tmt - 19.8%



tmt - 14.8%



tmt - 30.6%

Рис. 6.11. Рудный пласт. Слой № 3

Модальное содержание титаномагнетита (белое) в руде по шлифам. Текстура руд вкрапленная (шл. 87.3 – 91.5), структура идиоморфнозернистая

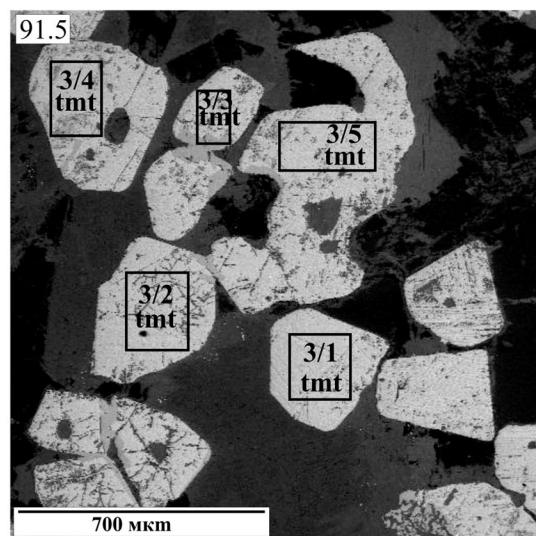
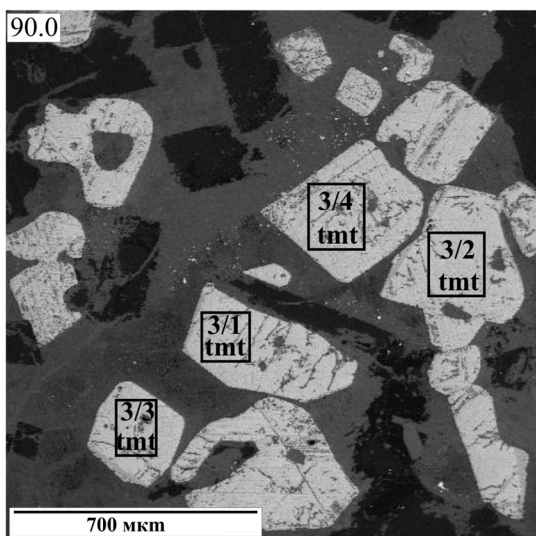
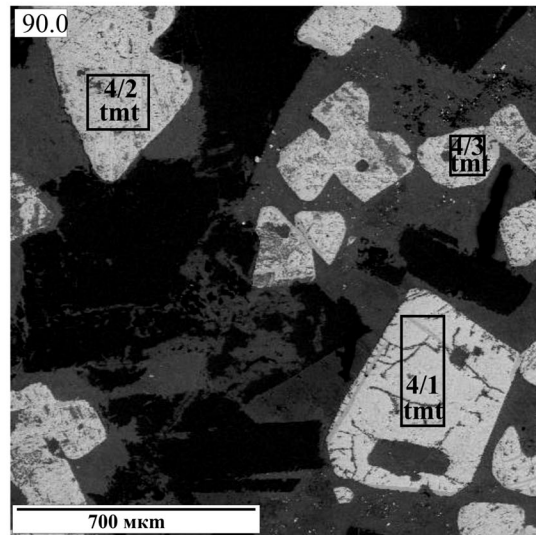
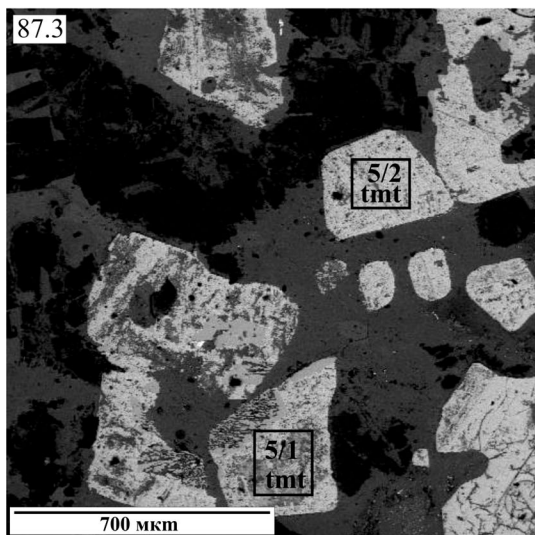
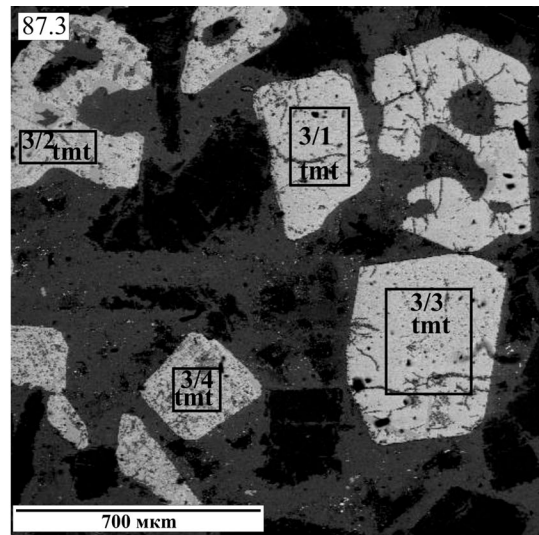
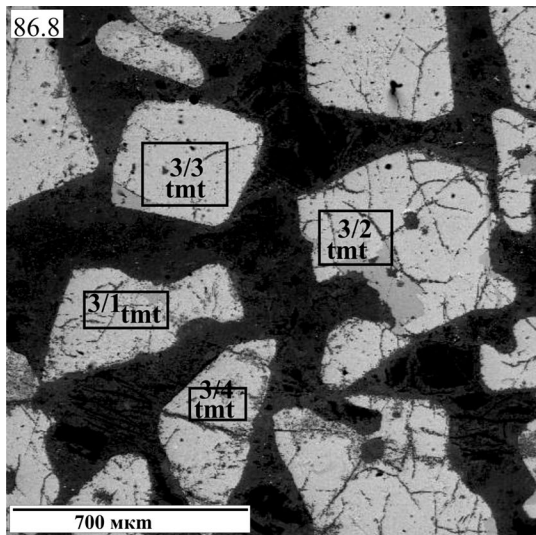


Рис. 6.12. Рудный пласт. Слой № 3

Точки зондирования tmt (состав см. в табл. 7.1). Лейкоксенизация незначительная, участками заметная

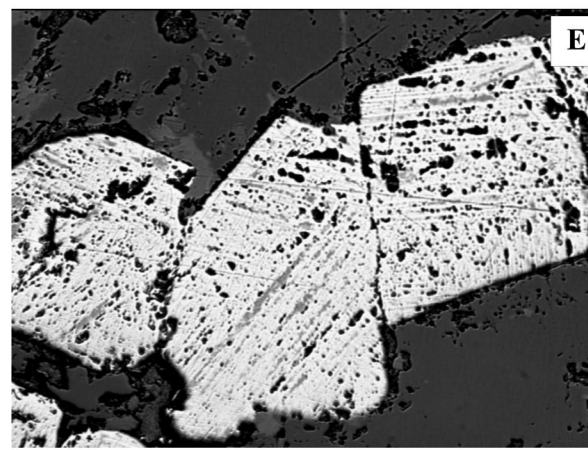
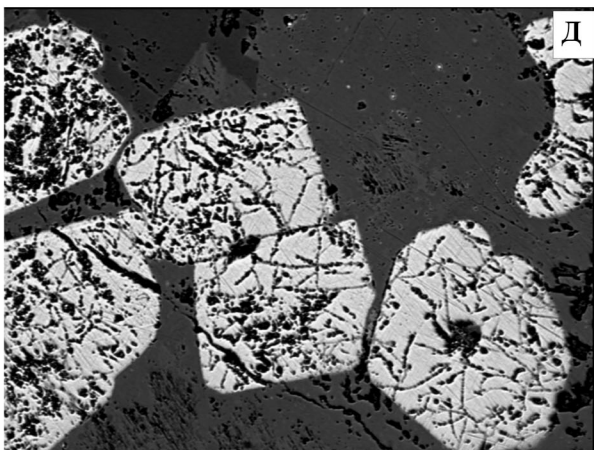
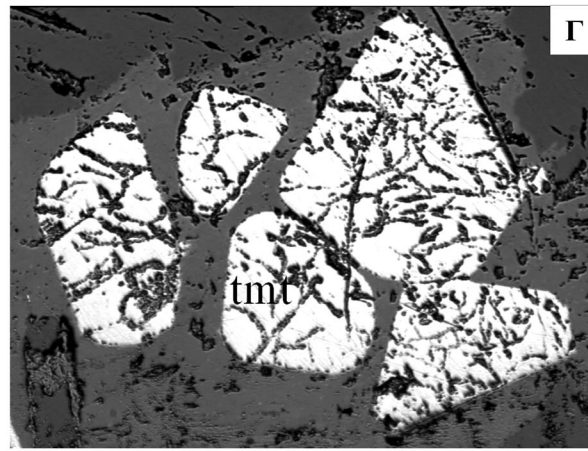
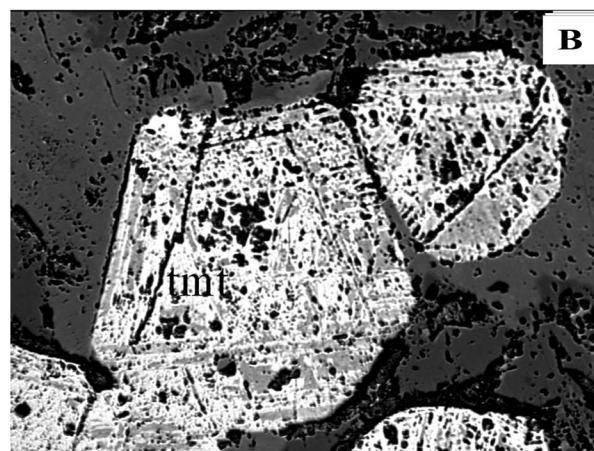
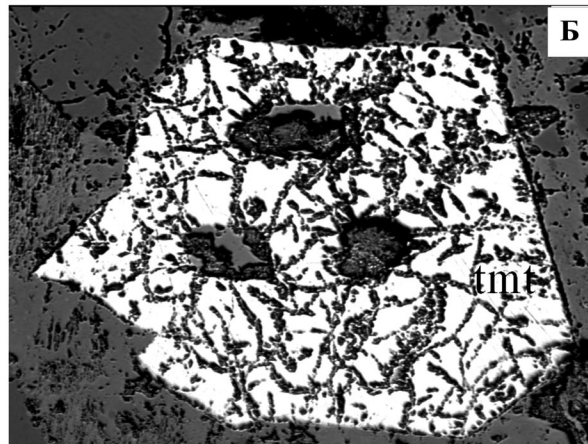
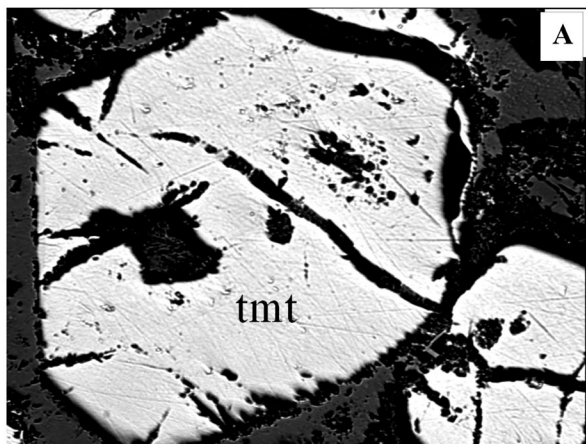
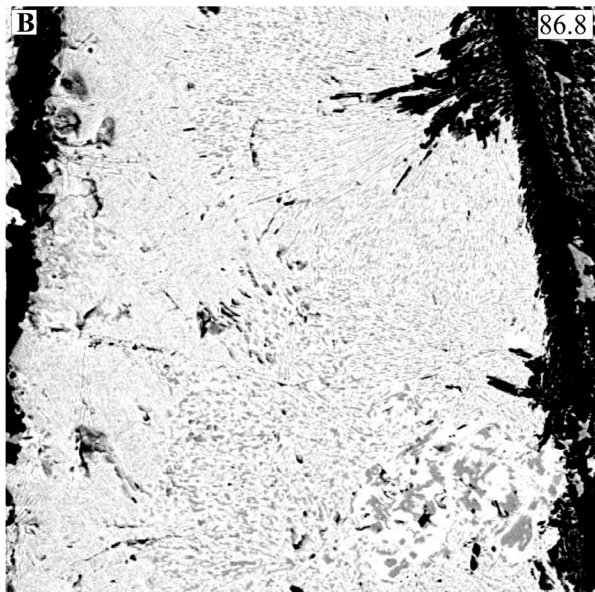
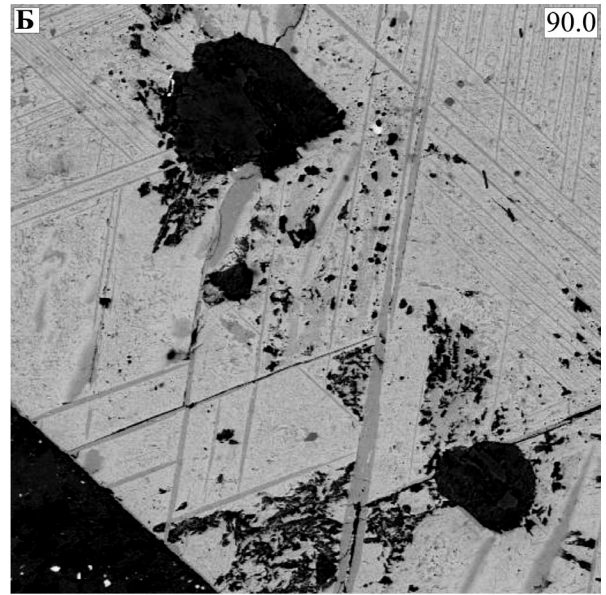
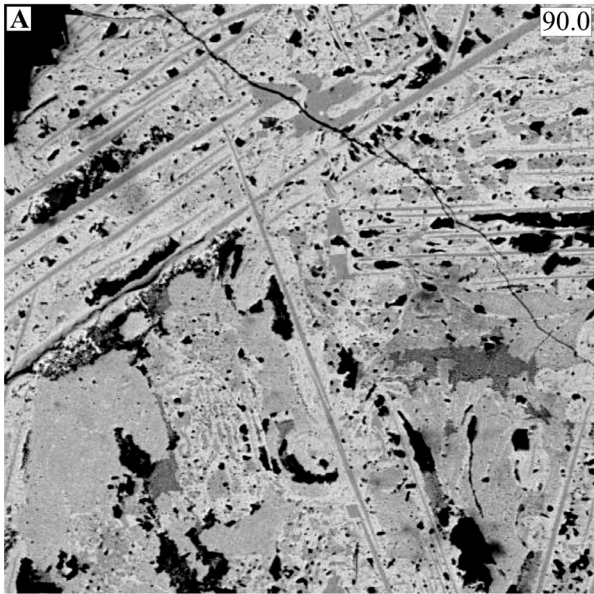


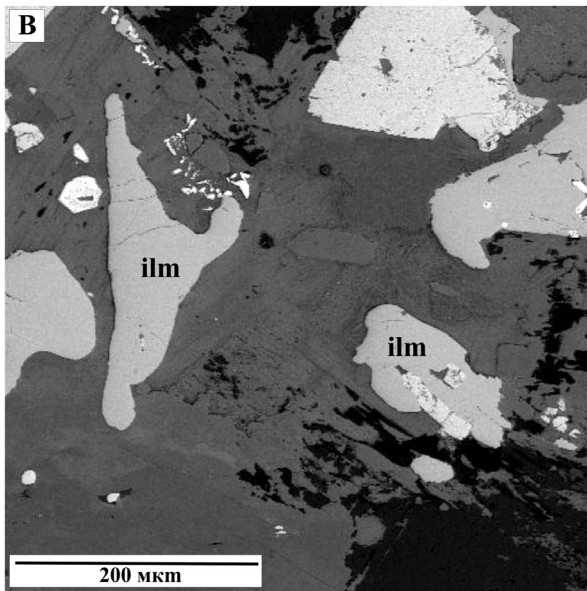
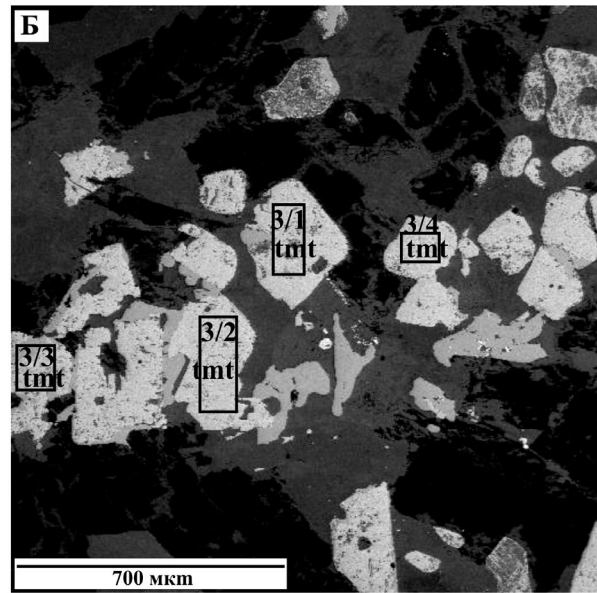
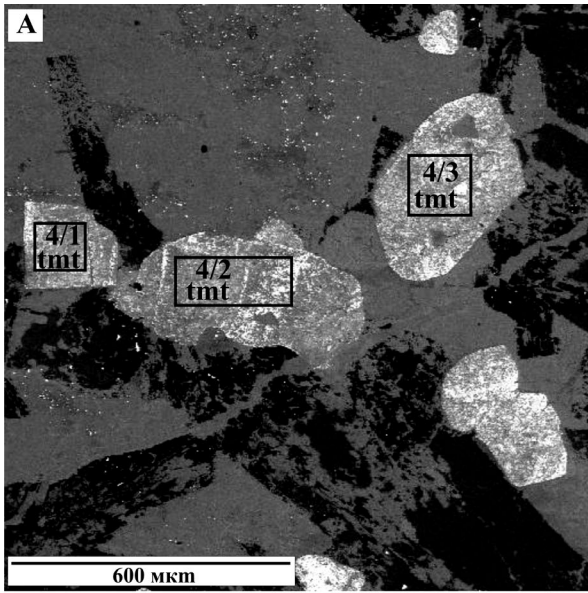
Рис. 6.13. Слой № 3 и подрудный горизонт (скв. 275, инт. 86.8 – 95.0)

Две группы кристаллов, совмещенных в одном шлифе: А, Б, Г, Д – колотая (блочная) микротекстура; В, Е – пластинчатый и решетчатый распад по кристаллографическим направлениям, подчеркивается избирательной лейкоксенизацией



*Рис. 6.14. Рудный пласт. Слой № 3.
Шл. 275/90.0 (А, Б)*

Структуры распада твердых растворов в tmt: А – эмульсионно-пластинчатая; Б – решетчатая. Черное – лейкоксен. Шл. 275/86.8 (В) – эмульсионная, между лейкоксенизированными пластинами ильменита



*Рис. 6.15. Порудный горизонт.
Шл. 275/95.4*

Точки зондирования tmt (состав см. в табл. 7.1).
А – лейкоксенизированный tmt; Б – неизменный tmt; В – ксеноморфные образования ilm

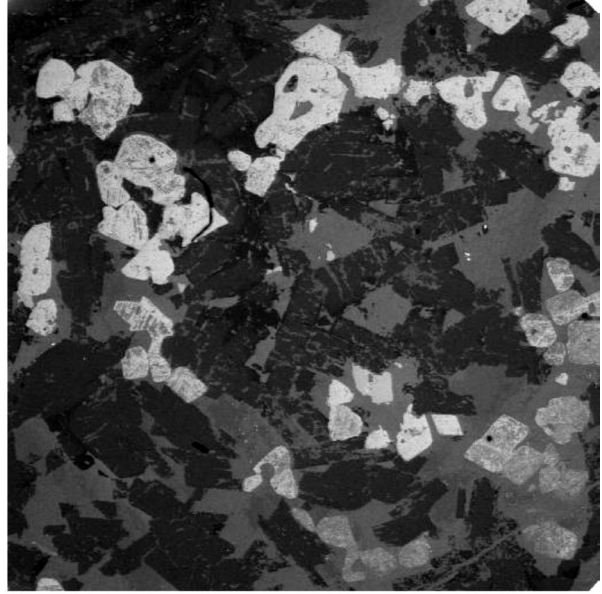
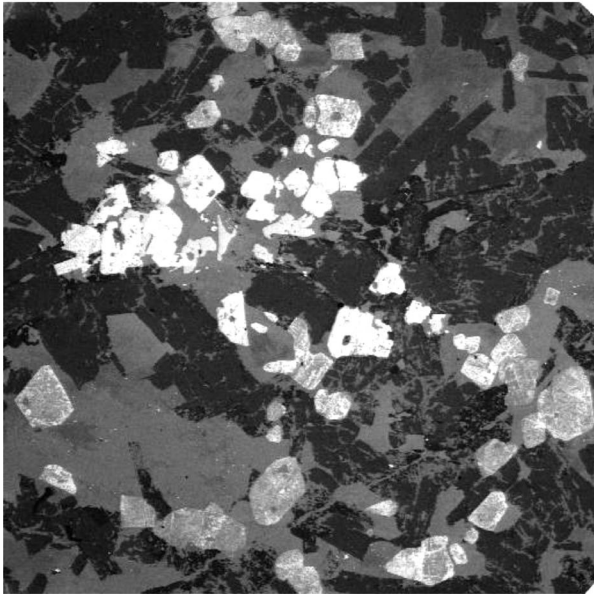


Рис. 6.16. Подрудный горизонт. Шл. 275/98.4

Модальное содержание tmt по шлифу в руде (18.0% и 13.8%). Текстура неравномерновкрапленная.
Структура идиоморфно- и гипидиоморфнозернистая

В подрудном горизонте (92,5 м – кровля) лейкоксенизация tmt заметно увеличивается до полных псевдоморфоз (рис. 6.15А, Б). Одновременно появляются нетипичные, ксеноморфной формы (рис. 6.15В) зерна ильменита, не понятно – первой или второй генерации, т.к. ilm-2 обычно образует субграфические срастания с поздним вторичным парагенезисом, а изредка встречающийся ilm-1 – обычно идиоморфен. Содержание tmt в подрудном горизонте 10-20%, распределение неравномерное – или гнездовое, или кольцевое цепочечное, подчиняющееся особенностям организованности распределения при кристаллизации плагиоклаза и пироксена (рис. 6.16). Модальное содержание tmt в шлифе – 13,8 и 18%. Преобладающий размер кристаллов tmt 0,2-0,4 мм. В подрудном горизонте так же, как и в перекрывающем его слое 3 рудного, содержится два типа кристаллов с катакластической микроструктурой и без нее.

ГЛАВА 7. МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

Основные минералы, слагающие руду и принципиально влияющие на процесс обогащения, – титаномагнетит, плагиоклаз, амфибол и пироксен.

Титаномагнетит (tmt) представлен идиоморфными, иногда гипидиоморфными кристаллами размером 0,1-2 мм, преобладающий размер – 0,2-1 мм. Кристаллы часто содержат захваченные в процессе роста включения других минералов – преимущественно амфибола, реже биотита и хлорита, еще реже – плагиоклаза. Размер включений до 0,05 мм, преобладающий – 0,01-0,02 мм. Все кристаллы tmt представляют собой преимущественно субмикроскопическое срастание двух фаз: ильменита (ilm) и магнетита (mt), образующихся в результате распада твердого раствора. Распад имеет два уровня: грубый с толщиной пластин ilm 0,1-0,05 мм (тонкий и весьма тонкий по минераграфической классификации), доля которого незначительна (см. рис. 6.7), и преобладающий субмикроскопический – до 1 микрона, обнаруживаемый при увеличении до 500-2000х, а в деталях иногда до 5000х (см. рис. 6.9-6.10). Согласно принятой терминологии минералом-хозяином является mt, образующий матрицу кристалла, а ilm – это минерал-гость. Теснейшее срастание двух минеральных фаз на субмикроскопическом уровне, что хорошо видно на прилагаемых выше фотографиях структур распада, не позволяет разделить их ни одним из известных методов обогащения руд. Возможен только металлургический передел. Поэтому при обогащении руды выделяется только концентрат титаномагнетита. Теоретически возможный средний состав концентрата по рудной залежи: TiO_2 – 19,5%; V_2O_5 – 1,45%; FeO – 73,8% (табл. 7.1). В пересчете FeO на Fe – 57,3% (переводной коэффициент из закиси – 0,777).

Детальное послойное исследование tmt на микронзонде TESCAN (Институт геологии КарНЦ РАН, аналитик А.Н. Сафронов) по разрезу рудного горизонта позволило изучить его состав, выявить некоторые закономерности в его изменении, определить элементы-примеси (рис. 7.1). Выделенные выше слои в строении рудного горизонта по общим геологическим позициям согласуются с изменением состава tmt. Слой № 1, с убогим содержанием лейкоксенизированного tmt, характеризуется максимальным для горизонта содержанием TiO_2 – 27,4% и минимальными содержаниями V – 0,057% и Fe – 25,4% (табл. 7.1). Здесь вместе с выносом железа из ilm происходит его вынос и из магнетитовой матрицы, при этом удаляется и V. Привнос в tmt Ca и Si идет из основного плагиоклаза, замещаемого цоизитом.

Рудный пласт (слой № 2 и 3) характеризуется ровным содержанием TiO_2 в пределах 18-21%, в среднем 19,5%. Концентрации FeO и V_2O_5 в tmt выдержаны и имеют прямую корреляционную зависимость, а FeO и TiO_2 – обратную (рис. 7.1). Величина послойных и средних главных параметров tmt рудной залежи приведена в табл. 7.1.

Таблица 7.1. Состав титаномагнетитов Пудожгорского месторождения по данным микронзондового анализа

№ скважины и интервал, м	№ кристаллов	№ точек анализа	Содержание компонентов, мас.%								
			TiO_2	V_2O_5	FeO	Al_2O_3	SiO_2	ZnO	MnO	MgO	CaO
Титаномагнетитовый горизонт. Кровля горизонта. Слой № 1											
Надрудный слой с бедной вкрапленностью tmt (по: Еселев, 1952ф)											
275/77,0	1	1/1	31,04	–	33,8	1,49	19,01	–	0,5	–	14,15
	2	1/2	27,56	–	31,4	2,21	22,14				16,69
	3	1/3	28,16	–	24,09	2,21	25,86				16,67
275/77,5	1 ^x	3/2 ^x	29,54	–	28,1	2,81	22,75	–	–	0,72	15,67
	2	3/3	28,73	–	21,35	1,86	26,23	–	–	–	21,82
	3 ^x	4/2 ^x	23,86	1,15	14,74	4,09	32,74	–	–	1,51	21,50
	4 ^x	4/3 ^x	26,49	1,04	18,33	4,16	28,07	–	–	0,94	20,45

Продолжение табл. 7.1

№ скважины и интервал, м	№ кристаллов	№ точек анализа	Содержание компонентов, мас.%								
			TiO ₂	V ₂ O ₅	FeO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	ZnO	MnO	MgO	CaO
275/78,0	1	2/1	31,98	1,38	10,14	2,36	28,16	–	–	0,86	25,11
	2	2/2	27	1,23	21,81	2,88	25,36	–	–	–	21,72
	3	2/3	31,22	–	12,12	2,74	28,96	–	–	–	24,96
	4	3/1	30,49	–	16,29	2,9	27,09	–	–	–	23,23
	5	3/2	27,66	–	18,76	4,3	27,62	–	–	1,07	20,58
275/78,7	1 ^x	2/1 ^x	25,34	1,07	31,88	2,71	21,76	–	–	–	16,34
	2	3/1 ^x	23,96	1,26	35,15	3,29	20,24	–	–	–	15,41
	3	3/2	26,43	–	27,00	2,32	23,95	–	–	–	20,30
	4	3/3 ^x	21,70	0,99	46,51	2,53	15,84	–	–	0,79	11,22
	5	4/1	22,82	1,51	36,35	2,17	20,80	–	–	–	16,37
77–78,7 Среднее			27,4	0,57	25,4	2,75	24,9	–	–	0,33	19,7
Титаномагнетитовая руда. Рудный пласт. Слой № 2, 3											
275/79,8	1	2/3-1	20,37	1,17	77,45	1,01	–	–	–	–	–
	2	2/4-1	16,72	1,66	81,02	–	–	–	0,6	–	–
	3	1/1	23,87	1,22	70,47	2,49	1,95	–	–	–	–
	4	1/2	24,54	1,31	70,27	2,27	1,51	–	–	–	–
	5	1/3	20,58	1,01	73,39	2,09	2,93	–	–	–	–
	6	2/1	21,31	1,33	77,36	–	–	–	–	–	–
		2/2	18,21	1,57	79,54	0,68	–	–	–	–	–
		2/3	19,87	1,92	77,01	1,02	0,62	–	–	–	–
275/80,8		2/4	20,19	1,64	77,54	–	–	–	–	–	–
	1	2/1	19,13	1,58	76,65	1,42	1,24	–	–	–	–
	2	2/2	21,36	1,67	72,34	2,18	2,46	–	–	–	–
	3	2/3	18,31	1,39	78,25	1,01	1,03	–	–	–	–
	4	2/4	18,19	1,37	75,92	2,02	2,52	–	–	–	–
	5	2/5	18,61	1,30	76,01	1,88	2,20	–	–	–	–
	6	3/1	20,42	1,37	70,56	3,01	3,69	–	–	0,96	–
	7	3/2	20,16	1,21	74,37	2,06	1,59	–	–	–	–
	8	4/1	19,73	1,35	71,68	2,04	4,33	–	–	0,86	–
275/81,8	9	4/2	21,05	1,39	69,45	3,46	3,76	–	–	0,89	–
	1	2/1	19,8	1,62	73,46	3,32	0,93	–	–	–	–
275/81,8	2	2/2	20,66	1,24	70,98	2,89	3,08	–	–	1,15	–
	3	2/3	20,15	1,33	77,25	1,26	–	–	–	–	–
275/81,8	4	2/4	18,87	1,27	72,19	2,89	3,17	–	0,66	0,95	–
	5	3/1	19,51	1,49	77,33	1,67	–	–	–	–	–
		3/2	19,47	1,86	77,62	1,05	–	–	–	–	–
	6	5/1	20,09	1,76	78,15	–	–	–	–	–	–
		5/2	16,78	1,33	78,17	2,57	–	1,15	–	–	–
		5/3	17,79	1,71	79,65	0,85	–	–	–	–	–
	7	4/8-1	19,3	1,64	77,14	1,31	–	–	0,6	–	–
	8	1/9-1	21,61	1,35	74,45	0,77	1,18	–	0,63	–	–
	9	3/5-1	19,87	1,55	76,64	1,94	–	–	–	–	–
275/82,8	1	2/1	18,87	0,94	71,12	1,87	0,86	–	–	–	–
	2	2/2	20,70	1,48	75,24	1,75	–	–	0,24	–	–
	3	2/3	21,96	0,88	73,26	2,42	1,48	–	–	–	–
	4	2/4	20,58	1,27	74,94	2,10	1,013	–	–	–	–
	5	2/5	20,40	0,19	70,72	2,88	3,75	–	–	1,07	–
	6	3/1	21,70	1,38	71,88	2,24	1,95	0,48	0,36	0,41	–
	7	3/2	19,42	1,84	75,33	1,85	1,57	–	–	–	–
	8	3/3	19,96	1,34	76,13	1,44	1,14	–	–	–	–
	9	3/4	20,92	1,54	73,58	2,23	1,72	–	–	–	–
	10	7/1	25,21	1,59	65,59	2,47	3,35	–	0,92	0,89	–
	11	7/2	20,28	1,48	74,81	1,69	1,79	–	–	–	–
	12	7/3	21,27	0,98	72,74	1,75	2,78	–	0,88	–	–
	13	7/4	20,12	1,26	73,67	1,60	1,76	–	–	–	–
275/83,8	1	1/1	20,9	1,30	74,89	1,95	–	0,96	–	–	–
	2	1/2	18,33	1,47	77,28	1,52	1,4	–	–	–	–
	3	1/3	18,04	1,47	11,92	3,71	3,76	–	–	1,09	–
	4	1/4	19,23	1,44	66,56	4,55	5,57	–	0,68	1,97	–
	5	1/5-1	17,97	1,82	78,46	0,91	0,84	–	–	–	–
	6	2/6-1	19,09	1,72	72,84	2,52	2,83	–	–	1,0	–
	7	2/1	19,98	1,39	75,53	1,61	–	0,93	0,56	–	–
	2/2	20,54	1,50	76,32	1,65	–	–	–	–	–	

Продолжение табл. 7.1

№ скважины и интервал, м	№ кристаллов	№ точек анализа	Содержание компонентов, мас. %								
			TiO ₂	V ₂ O ₅	FeO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	ZnO	MnO	MgO	CaO
		2/3	20,42	1,60	77,98	–	–	–	–	–	–
		2/4	17,68	1,34	77,22	2,35	–	1,41	–	–	–
	8	4/1	18,91	1,60	79,49	–	–	–	–	–	–
		4/2	19,12	1,38	79,5	–	–	–	–	–	–
		4/3	18,4	1,68	79,92	–	–	–	–	–	–
275/85,8		4/4	20,28	1,79	77,93	–	–	–	–	–	–
	1	2/1	17,5	2,16	76,43	1,58	1,62	–	–	0,71	–
	2	2/2	18,01	1,70	71,66	3,42	3,90	–	–	1,31	–
	3	2/3	18,96	1,21	70,6	3,66	3,92	–	–	1,64	–
	4	2/4	20,67	1,11	73,77	1,76	1,87	–	–	0,82	–
	5	2/5	20,92	1,31	75,25	1,46	1,07	–	–	–	–
	6	2/4-1	18,96	1,21	70,60	3,66	3,92	–	–	1,64	–
	7	2/5-1	18,96	1,21	70,60	3,66	3,92	–	–	1,64	–
	8	4/1	18,41	1,75	79,84	–	–	–	–	–	–
		4/2	16,72	1,67	81,61	–	–	–	–	–	–
275/85,8	9	3/2	17,69	1,57	77,74	2,13	–	0,88	–	–	–
		3/3	16,7	1,93	81,37	–	–	–	–	–	–
		3/4	17,13	1,63	79,49	1,75	–	–	–	–	–
		3/5	18,14	1,61	77,03	1,11	1,46	–	0,65	–	–
	10	4/5-1	20,21	1,014	71,25	2,67	2,72	–	0,64	1,37	–
275/86,8	11	5/4	19,63	1,37	76,22	1,79	–	–	0,99	–	–
	1	3/4	16,64	2,02	77,85	2,31	–	1,18	–	–	–
	2	3/5	17,07	1,92	81,02	–	–	–	–	–	–
	3	4/4	17,81	1,69	72,64	2,62	3,34	–	0,81	1,1	–
	4	4/5	17,27	1,64	73,55	2,89	3,43	–	–	1,23	–
	5	6/1	17,5	1,72	80,78	–	–	–	–	–	–
		6/2	17,64	1,86	80,5	–	–	–	–	–	–
	6	7/1	17,34	1,70	80,96	–	–	–	–	–	–
		7/2	17,62	1,79	80,59	–	–	–	–	–	–
	7	3/1	19,96	1,23	73,93	1,47	1,99	–	–	1,41	–
	8	3/2	19,43	1,96	72,99	2,20	2,19	–	–	1,24	–
	9	3/3	16,82	1,25	78,83	2,58	–	–	–	–	–
	10	3/4	18,38	1,64	15,89	1,87	2,54	–	–	–	–
275/87,3	11	4/1	18,23	1,67	77,54	1,32	1,23	–	–	–	–
	12	4/2	16,86	1,63	76,69	2,56	1,88	–	0,42	–	–
	13	4/3	15,92	2,11	77,76	2,14	2,07	–	–	–	–
	1	3/1	21,13	1,27	72,23	2,89	2,48	–	–	–	–
	2	3/2	19,70	0,16	74,81	1,55	2,22	–	–	–	0,56
	3	3/3	19,21	1,65	72,00	3,32	2,00	–	0,90	0,90	–
	4	3/4	19,76	1,35	66,14	4,09	5,25	–	0,88	1,47	1,07
	5	4/1	22,46	1,15	72,18	1,81	2,38	–	–	–	–
	6	4/2	22,69	1,30	65,35	2,71	5,19	–	–	1,00	1,57
	7	4/3	19,58	1,49	73,45	2,75	2,73	–	–	–	–
275/90,0	8	4/4	18,93	1,88	70,41	3,04	3,74	–	–	1,43	0,58
	9	5/1	22,82	1,07	48,51	3,29	13,83	–	–	1,14	9,34
	10	5/2	20,51	1,61	69,08	1,88	3,81	–	0,95	1,01	1,016
	1	2/1	18,9	1,44	73,05	2,49	3,54	–	–	–	0,58
	2	2/2	19,64	1,26	68,64	2,49	5,46	–	0,66	–	1,84
	3	2/3	18,69	1,17	72,03	2,65	3,33	–	0,87	1,27	–
	4	2/4	18,69	1,17	72,03	2,65	3,33	–	–	1,27	–
	5	3/2	18,56	1,28	77,51	1,57	1,08	–	–	–	–
		3/3	20,09	1,41	75,81	0,83	1,13	–	0,73	–	–
	6	4/1	19,55	1,59	75,54	1,94	–	1,38	–	–	–
	4/2	17,81	1,79	76,12	3,06	–	1,22	–	–	–	
	4/3	15,64	1,08	78,11	3,25	–	1,92	–	–	–	
7	6/1	16,6	1,69	78,37	1,27	1,44	–	0,63	–	–	
8	3/1	19,28	1,31	74,55	2,69	2,17	–	–	–	–	
9	3/2	19,10	1,45	76,56	2,45	–	–	–	–	–	
10	3/3	17,48	1,30	70,00	3,50	2,97	–	–	1,23	–	

Окончание табл. 7.1

№ скважины и интервал, м	№ кристаллов	№ точек анализа	Содержание компонентов, мас. %								
			TiO ₂	V ₂ O ₅	FeO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	ZnO	MnO	MgO	CaO
	11	3/4	20,05	1,05	72,31	2,92	2,65	–	–	1,00	–
	12	4/1	18,35	1,69	73,88	3,38	1,81	–	–	0,91	–
	13	4/2	18,48	1,85	72,95	1,79	3,55	–	–	–	1,39
	14	4/3	17,96	1,22	72,58	2,31	4,34	–	–	–	1,59
275/91,5	1	3/1	19,87	1,25	77,12	1,74	–	–	–	–	–
	2	3/2	19,10	1,67	73,86	2,28	3,09	–	–	–	–
	3	3/3	21,96	1,33	71,92	1,98	2,49	–	–	–	–
	4	3/4	16,94	1,86	76,25	2,31	2,65	–	–	–	–
	5	3/5	17,88	1,79	78,16	1,02	1,15	–	–	–	–
	6	4/1	20,68	1,48	71,43	2,19	3,14	–	–	1,07	–
	7	4/2	18,84	1,40	70,10	4,37	3,69	–	–	1,59	–
275/91,5	8	4/3	20,30	1,63	72,71	2,00	2,40	–	–	0,99	–
	9	4/4	16,98	1,71	75,08	2,42	2,59	–	–	1,22	–
	10	4/5	19,24	1,75	67,69	3,97	5,69	–	–	1,67	–
Среднеарифметическое по рудному пласти 79,8-91,5			19,5	1,45	73,8	2,18	2,12	0,05	0,13	0,41	0,18
Подрудный горизонт											
275/92,5	1	1/1	19,48	1,42	77,02	1,36	–	–	0,72	–	–
	2	2/6	19,73	1,49	75,23	1,43	1,54	–	0,58	–	–
275/97	1	1/5	21,36	1,66	64,36	2,12	6,46	–	0,83	–	3,22
	2	1/6	20,92	1,56	58,21	3,42	9,79	–	0,73	1,41	3,97
	3	1/7	20,68	1,73	58,9	2,33	10,4	–	–	–	5,96
	4	3/1	20,61	1,51	69,32	1,47	4,69	–	0,91	–	1,08
	5	4/1	19,67	1,012	77,32	1,06	–	–	0,83	–	–
		4/2	17,27	1,40	80,42	–	–	–	0,91	–	–
	5/2	22,12	1,54	75,62	–	–	–	0,72	–	–	
275/98,4	1	3/1	18,25	1,66	72,69	1,26	3,86	–	–	–	2,29
	2	3/2	16,07	1,44	79,42	–	1,58	–	0,94	–	0,54
	3	3/3	22,18	0,95	71,72	–	3,12	–	0,87	–	1,16
	4	3/4	17,31	2,07	80,61	–	–	–	–	–	–
	5	4/1	25,09	1,37	29,17	2,80	22,69	–	–	–	18,88
	6	4/2*	23,15	1,02	30,80	4,92	22,50	–	–	1,65	15,44
	7	4/3	23,07	1,60	34,84	2,89	20,12	–	–	0,90	16,57
Среднее по подрудному горизонту 92,5-98,4			20,3	1,47	66,8	1,57	5,51	–	0,53	0,2	3,41

В титаномагнетите рудной залежи постоянно присутствует примесь Al и Si. Локальный анализ микроучастков в кристаллах указывает на их отсутствие, но под микроскопом наблюдаются микронных размеров включения шпинели, обычно концентрирующиеся вдоль более крупных пластин ilm. Среднее содержание Al₂O₃ – 2,18%; SiO₂ – 2,12%. Их суммарная доля, не считая более крупных включений, в составе титаномагнетитового концентрата составляет 4,3%. Границы слоев № 2 и 3 в рудном горизонте совпадают с минимальными концентрациями этих примесей в кристаллах титаномагнетита (рис. 7.1). На долю остальных примесей – MnO, ZnO, MgO, CaO приходится 0,77%. Цинк отмечен в слое № 1 (инт. 81,8-86,8) в форме шпинели ряда ганит-герцинит (рис. 7.2). Магний характерен для всей рудной залежи, форма присутствия – шпинель плеонаст и микровключения амфибола. Марганец является типичным элементом примесей в tmt и концентрируется в основном в ильменитовой фазе. Присутствие Ca связано с процессами лейкоксенизации tmt.

Для подрудного горизонта отмечается увеличение среднего содержания TiO₂ до 20,3%, и уменьшение FeO до 66,8%. Возрастает содержание примесей до 10%, прежде всего Ca и Si, за счет лейкоксенизации. Содержание V сохраняется на уровне рудной залежи – 1,47% (табл. 7.1, рис. 7.1).

Приведенный анализ состава и распределения титаномагнетита в разрезе рудного горизонта позволяет сделать вывод о возможности увеличения мощности рудной залежи за счет нижней части слоя № 1 и верхней части подрудного горизонта. В слое № 1 концентрируется вторичный ilm – от 3,9 до 19,8% (шл. 275/79,8), который будет отделяться при обогащении в ильменитовый концентрат. Здесь в интервале около 2 м (78,0-79,8) содержится 10-20% лейкоксенизованного tmt с высоким содержанием TiO₂. Но если этот слой будет отнесен к другому промышленному типу из-за специфики обогащения, то возможность расширения рудной залежи в этом случае проблематична из-за его малой мощности.

Пироксен (Срх) представлен моноклинной разновидностью – авгитом (Morimoto, 1988). Кристаллизуется одновременно с tmt после плагиоклаза, поэтому образует сростание с tmt и многочисленные включения в нем. Как следствие, при обогащении руды пироксен и все вторичные минералы, его замещающие, будут главным фактором разубоживания руды. Поэтому особенности их состава хорошо изучены.

Состав Срх рудной залежи исследован в трех скважинах – 275, 360, 376 (табл. 7.2). Он исключительно выдержан как по вертикали, так и по латерали и занимает на диаграмме область авгита, ограниченную содержанием волластонитового компонента (Wo) – 33-45%, ферросилитового (Fs) – 20-31%; энстатитового (En) – 35-46% (рис. 7.3). Средний состав авгита, отвечающий центру этой области, – $Wo_{38}Fs_{23}En_{39}$. На начальных стадиях изменения Срх (уменьшение величины двупреломления, опацификация, побурение) падает содержание волластонитового минерала, при более глубоких процессах резко нарастает доля ферросилитового минерала (рис. 7.3) за счет потери Ca и Mg (табл. 7.2). Средний состав свежего пироксена (%): SiO_2 – 53,4; TiO_2 – 0,69; Al_2O_3 – 2,06; FeO – 14,2; MgO – 12,9; CoO – 16,6; Mn – 0,17. При этом содержание Al_2O_3 в

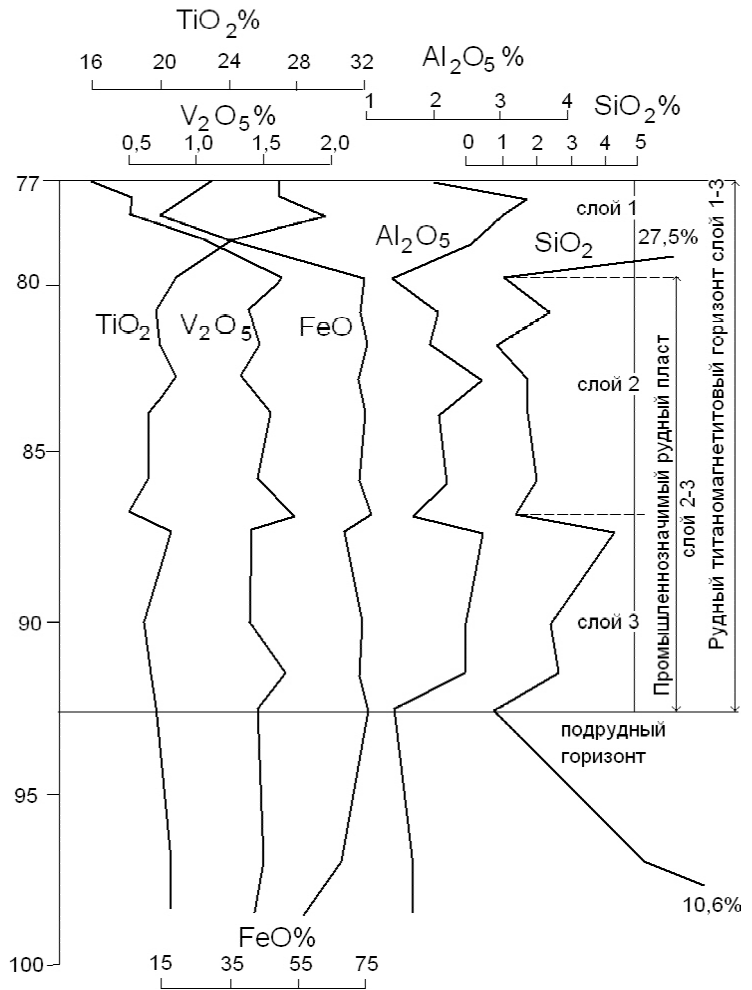


Рис. 7.1. Состав титаномagnetитов рудного и подрудного горизонтов. Скважина 275

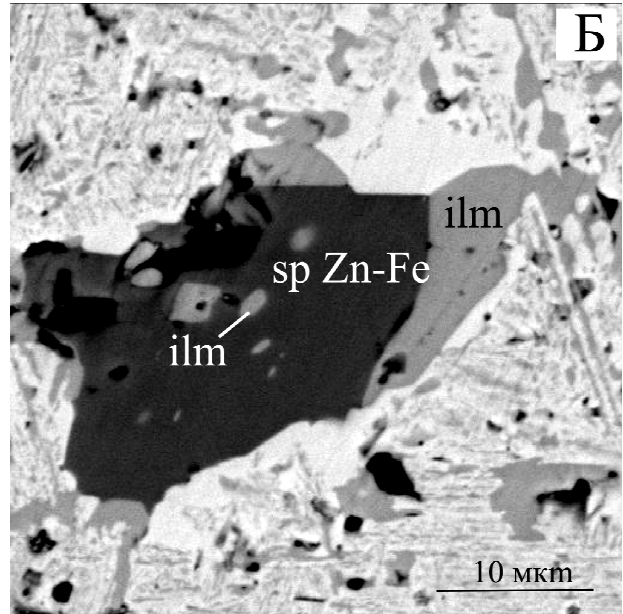
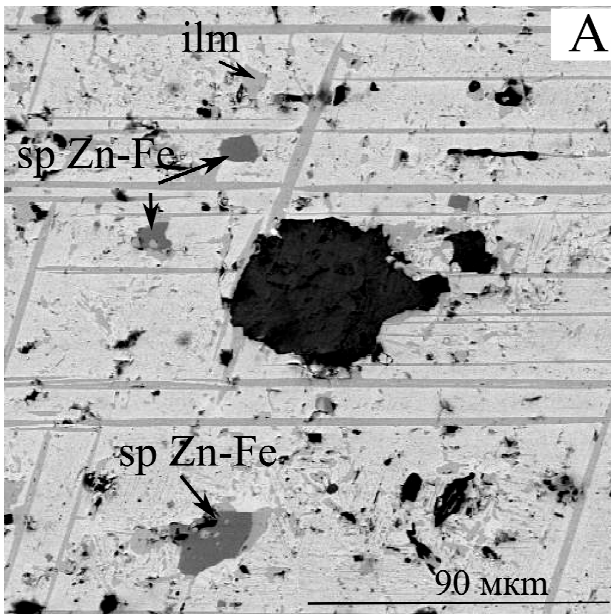


Рис. 7.2. Эмульсионный распад твердого раствора Zn-Fe шпинели ряда ганит-герцинит в tmt

минералах незначительно отклоняется от средней величины – в пределах 1,69-2,58%. Уже на начальных стадиях изменения пироксена (побурение, опацификация) идет удаление Ti (табл. 7.2). Но странный факт – при амфиболлизации титан опять возвращается, хотя параллельно идет образование на месте ilm-2, образующего субграфические сростания с амфиболом-2, или накопление его выше по разрезу.

Таблица 7.2. Состав клинопироксенов надрудного и рудного горизонтов Пудожгорского месторождения по данным микронзондового анализа

№ п/п	Номер скважины, интервал, м	Состав клинопироксенов, мас. %									Содержание миналов, %			Классификационные параметры	
		SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	Wo	En	Fs	Q	J
Надрудный горизонт															
1	Обн.330 ^A	52,48	0,87	2,08	13,79	0,35	13,86	16,57	–	–	35,34	41,11	23,55	1,89	0
2		52,72	0,9	1,96	14,78	0,39	14	15,25	–	–	32,75	41,82	25,44	1,88	0
3		52,71	0,8	2,42	13,42	–	13,04	17,25	0,35	–	37,61	39,55	22,84	1,86	0,05
4		52,81	0,96	2,35	13,94	0,5	12,79	16,31	0,35	–	35,95	39,21	24,85	1,83	0,05
5		52,52	0,93	2,57	12,64	0,35	13,06	17,91	–	–	38,75	39,30	21,95	1,86	0
6		52,56	0,9	2,06	13,29	0,36	13,96	16,86	–	–	35,92	41,37	22,71	1,89	0
7		52,99	0,92	2,48	12,91	–	13,62	17,09	–	–	37,06	41,08	21,85	1,86	0
Рудный горизонт. Кровля. Слой № 1															
8	275/77,0	* 55,09	–	0,75	25,19	0,49	7,82	10,66	–	–	25,63	26,16	48,21	1,76	0
9		* 49,10	0,41	5,19	28,36	0,47	6,89	7,59	0,75	0,88	19,13	24,15	56,72	1,67	0,12
10		* 51,54	0,8	3,99	24,42	–	7,95	9,08	1,47	0,39	23,17	28,21	48,63	1,64	0,22
11		* 53,86	–	1,75	30,23	1,05	7,13	5,67	–	–	14,17	24,79	61,04	1,7	0
Центр. Слой № 2															
12	275/85,8	53,65	–	1,84	14,04	0,47	13,27	16,74	–	–	35,98	39,67	24,35	1,87	0
Подшва. Слой № 3															
13	275/90	53,51	0,77	1,99	14,22	–	12,82	16,69	–	–	36,59	39,09	24,33	1,86	0
14		52,92	0,78	2,94	12,25	–	13,78	16,77	0,56	–	36,86	42,13	21,02	1,83	0,08
15		53,79	0,73	2,85	11,95	–	14,07	15,87	0,75	–	35,45	43,72	20,84	1,79	0,11
16	360/87,5	52,94	0,57	2,38	12,93	0,37	13,13	17,68	–	–	38,16	39,42	22,42	1,87	0
17		52,87	0,57	2,01	15,91	0,44	11,57	15,96	0,66	–	35,61	35,91	28,48	1,82	0,1
18		* 48,05	–	7,73	25,53	–	7,55	9,1	0,47	1,23	23,02	26,57	50,41	1,66	0,07
19		53,92	0,59	2,04	13,79	–	12,9	16,76	–	–	36,86	39,46	23,67	1,85	0
20		56,21	0,6	1,96	13,67	–	12,67	14,89	–	–	34,48	40,81	24,71	1,76	0
21		360/89,6	53,65	0,62	1,6	15,47	–	12,4	15,02	1,24	–	33,87	38,90	27,23	1,79
22	52,82		0,77	1,84	15,17	0,45	12,82	16,14	–	–	34,96	38,62	26,42	1,87	0
23	* 53,15		–	3,73	22,16	0,45	8,83	11,68	–	–	28,07	29,51	42,42	1,73	0
24	53,51		–	1,86	15,93	–	13,85	14,85	–	–	31,90	41,39	26,71	1,89	0
25	53,31		0,74	1,96	13,66	–	13,73	16,6	–	–	35,81	41,19	23,00	1,88	0
26	* 51,18		–	5,34	23,59	–	7,14	11,04	0,54	0,75	28,03	25,22	46,75	1,66	0,08
27	* 51,63		–	5,2	22,42	–	8,14	11,71	–	0,65	28,84	27,93	43,18	1,7	0
28	53,13		0,63	1,9	15,03	–	11,97	17,34	–	–	37,93	36,42	25,66	1,87	0
29	53,1		0,7	1,68	12,79	–	11,92	19,81	–	–	42,72	35,75	21,53	1,89	0
30	51,85		3,02	1,62	14,82	0,44	12,56	15,68	–	–	34,80	38,77	26,44	1,84	0
31	53,24		0,79	1,62	13,82	–	13,3	17,23	–	–	37,04	39,77	23,19	1,89	0
32	52,03		0,6	2,58	14,38	0,57	12,89	16,95	–	–	36,41	38,51	25,08	1,88	0
33	53,05		0,71	2,54	12,91	–	12,49	18,3	–	–	40,00	37,97	22,03	1,86	0
34	53,58		0,61	1,94	13,6	0,43	13,58	16,25	–	–	35,26	40,98	23,77	1,86	0
35	376/174	53,33	0,52	1,69	14,52	0,61	12,57	16,76	–	–	36,39	37,96	25,65	1,86	0
36		53,1	0,76	2,03	14,68	–	13,39	16,04	–	–	34,78	40,38	24,84	1,87	0
37		53,82	–	2,07	15,73	–	12,93	15,46	–	–	33,81	39,33	26,85	1,86	0
38		* 55,76	–	1,33	22,26	–	9,92	8,82	–	–	22,06	34,50	43,45	1,71	0
39		* 53,58	0,58	4,24	19,5	–	11,26	10,09	–	0,71	24,61	38,20	37,20	1,69	0

* Пироксены, затронутые процессами изменения. Q = Ca + Mg + Fe²⁺; J = 2Na (форм. ед.).

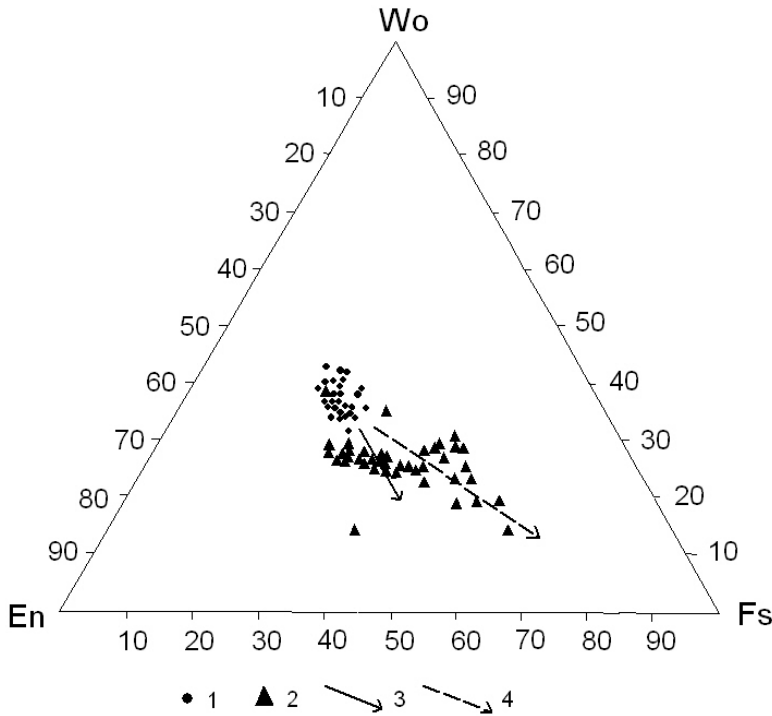


Рис. 7.3. Состав клинопироксенов рудного горизонта по скв. 275 и 360

1 – свежий, неизменный; 2 – затронутый процессами изменения. Тренды изменения состава пироксенов, соответствующие: 3 – побурению и опацификации; 4 – нарастанию степени амфиболизации

Амфибол (amf) является преобладающим вторичным минералом в рудном пласте, т.к. Сrx в значительной степени амфиболизирован, и вторым по содержанию в породе после tmt, т.к. центр пласта (слой № 1) имеет меланократовый состав, а подошва (слой № 2) – мезократовый (табл. 7.4). Он представлен двумя генерациями: амфибол первой генерации – буро-зеленая роговая обманка, псевдоморфно замещает Сrx, образуя бластоструктуру. Его состав по классификационным параметрам отвечает ферророговой обманке (Fe-Hbl) (Номенклатура..., 1997). По бурой роговой обманке неравномерно развивается сине-зеленая роговая обманка, которая по составу относится к ферророговой и ферроактинолитовой (Fe-Act) разновидностям (рис. 7.4). Установлен также актинолит, обычно в сростании с ilm-2 и биотитом, который является более магниезиальным и на диаграмме занимает отдельную позицию (рис. 7.4). Относится ли он ко второй генерации или представляет третью, наиболее позднюю, не ясно. Требуется доизучение этого вопроса.

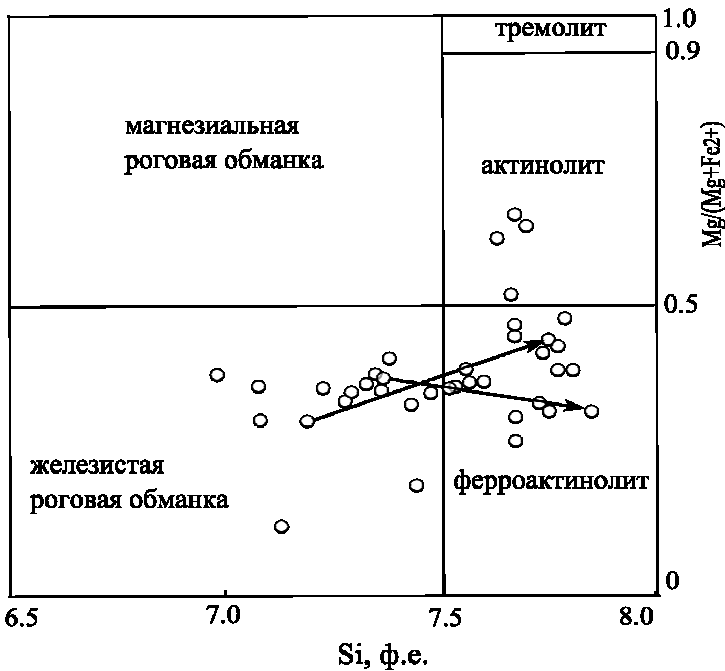


Рис. 7.4. Номенклатура амфиболов рудного горизонта

Стрелками указано изменение состава амфибола от центра к краю

Железистость амфиболов наиболее низкая в слое № 2 и слое № 3 (инт. 83,8-90,0). Содержание FeO для амфиболов I и II генерации максимально в слое № 1 – 22,5-32,7% (табл. 7.3) и в среднем для рудного пласта составляет 24,7%. Высокое содержание железа в амфиболах оказывало существенное влияние на первичный анализ руды (завышение результата), т. к. по рядовым пробам определялось валовое содержание (Fe_{вал.}) растворимого железа, а не магнетитового.

Плагноклаз (Pl) в отличие от Crx меньше затронут процессами замещения и, как указывалось выше, в подошве горизонта он не изменен, но в кровле (слой № 1) полностью преобразован в эпидот-цоизитовый агрегат, среди которого сохранились альбитизированные реликты и встречается олигоклаз.

Таблица 7.3. Состав амфиболов рудного горизонта Пудожгорского месторождения по данным микрондового анализа. Скважина 275

№ пр.	275/77								275/77,5*		275/79,8				
	1				2						2		4		
№ т.н.	3 ц	4	5	7 кр	1 ц	2 кр	3	4	1	3	2 (по срх)		2	3	4
Генерация	I				II				I	I	I		I	II	II
SiO ₂	47,68	46,88	51,86	53,06	49,47	52,91	48,91	49,56	44,75	45,40	51,48	49,89	50,56	51,13	
TiO ₂	1,01	–	2,16	0,57	0,99	–	1,05	0,42	–	–	–	–	0,45	0,54	
Al ₂ O ₃	5,97	7,43	3,00	2,65	5,48	3,03	5,28	5,60	6,05	2,84	3,94	5,30	4,41	3,57	
FeO	27,21	28,44	23,74	22,48	23,59	25,75	25,81	24,91	32,67	31,14	22,76	28,39	25,13	27,19	
MnO	–	0,50	–	0,49	–	–	–	–	0,52	0,78	–	–	–	–	
MgO	5,83	6,47	6,31	9,13	7,53	6,62	7,02	7,47	2,16	3,48	7,6	6,07	7,21	7,16	
CaO	10,76	8,72	12,58	9,90	10,17	11,13	9,32	10,21	10,21	9,37	10,51	7,93	10,43	8,69	
Na ₂ O	0,59	0,51	–	1,32	1,71	–	2,04	0,88	–	–	–	0,97	0,64	0,59	
K ₂ O	0,63	0,69	0,33	0,38	0,82	0,33	0,57	0,60	0,36	0,36	0,35	0,69	0,62	0,56	
Сумма	99,68	99,64	99,98	99,98	99,76	99,77	100,00	99,65	96,72	93,37	96,64	99,24	99,45	99,43	
Cl	0,33	0,36	–	–	0,23	0,25	–	0,35	–	–	0,27	0,77	0,55	0,56	
Классификационные параметры, железистость и номенклатура															
Si	7,19	6,98	7,75	7,75	7,36	7,85	7,29	7,35	7,13	7,44	7,77	7,43	7,53	7,57	
(Ca+Na) _B	1,89	1,54	2,01	1,92	1,97	1,77	1,89	1,87	1,74	1,65	1,76	1,55	1,85	1,55	
(Na+K) _A	0,14	0,13	0,06	0,07	0,30	0,06	0,30	0,11	0,07	0,08	0,07	0,13	0,12	0,11	
Mg/(Mg+Fe ²⁺)	0,30	0,38	0,32	0,44	0,37	0,32	0,35	0,38	0,12	0,19	0,39	0,33	0,36	0,37	
F, %	72,4	71,1	67,9	58,0	63,7	68,6	67,3	65,2	89,5	83,4	62,7	72,4	66,2	68,1	
Номенклатура	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Hbl	Fe-Act	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Act	Fe-Hbl	Fe-Act	Fe-Act	

Продолжение табл. 7.3

№ пр.	275/80,8*	275/82,8*				275/83,8			275/85,8			275/86,8	275/86,8*				
		1	2	3	4	1		2	1		2	3	1		4	5	
№ т.н.	3	II	II	II	II	2 (по срх)		3 ц	4 кр	3 (по срх)		6	1	2	1	4	5
Генерация	II	II	II	II	II	II		I	I	II		I	I				
SiO ₂	50,75	48,61	48,82	46,68	46,47	50,17	53,42	53,13	52,82	53,84	53,38	47,16	50,32	51,82	52,25		
TiO ₂	–	–	0,33	–	0,33	–	–	–	3,44	1,04	–	0,74	0,50	–	0,67		
Al ₂ O ₃	1,89	3,97	3,59	5,67	5,86	5,29	3,28	2,98	1,38	2,10	2,33	7,69	1,89	1,51	1,51		
FeO	21,10	29,84	29,98	29,98	29,47	27,07	24,51	25,98	21,73	21,62	27,64	24,62	16,86	16,98	15,18		
MnO	–	–	0,52	0,39	–	–	–	–	–	0,41	–	–	–	–	–		
MgO	10,95	6,47	6,80	6,30	5,64	7,50	8,44	8,24	9,83	9,97	7,53	6,45	12,94	14,10	14,26		
CaO	11,19	8,95	8,39	9,11	9,51	7,53	9,20	8,62	10,8	11,02	8,11	7,93	11,61	11,05	12,73		
Na ₂ O	–	–	–	–	1,08	0,97	0,58	0,66	–	–	0,59	0,62	–	–	–		
K ₂ O	0,48	0,36	–	0,96	0,60	0,90	0,25	–	–	–	–	3,34	–	0,48	–		
Сумма	96,36	98,20	98,43	98,09	98,96	99,43	99,68	99,61	100,00	100,00	99,58	98,55	94,12	95,94	96,60		
Cl	–	0,40	0,30	0,60	0,70	0,58	0,30	0,39	–	–	0,43	0,67	–	–	–		
V ₂ O ₅	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	0,79	–	–	–		
Классификационные параметры, железистость и номенклатура																	
Si	7,66	7,36	7,33	7,08	7,08	7,38	7,77	7,74	7,67	7,79	7,81	7,13	7,63	7,67	7,70		
(Ca+Na) _B	1,81	1,45	1,35	1,32	1,78	1,47	1,59	1,54	1,68	1,71	1,44	1,46	1,89	1,75	2,01		
(Na+K) _A	0,09	0,07	–	0,19	0,21	0,17	0,05	–	–	–	–	0,64	–	0,09			
Mg/(Mg+Fe ²⁺)	0,52	0,36	0,37	0,36	0,30	0,41	0,43	0,42	0,47	0,48	0,39	0,36	0,62	0,66	0,64		
F, %	51,9	72,1	71,2	72,7	74,6	66,9	62,0	63,9	55,4	54,9	67,3	68,2	42,2	40,3	37,4		
Номенклатура	Act	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Hbl	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Hbl	Act	Act	Act		

Окончание табл. 7.3

№ пр.	275/90,0				275/92,5				275/92,5*	275/97	275/97*
	1	4	6	5	1	3	5				
№ уч-ка	3	6	5	3 (по срх)	2	4 (по срх)	5	6	5	8 (по срх)	3
Генерация	I	II	I	I	I	I	II	II	II	I	I
SiO ₂	51,48	48,48	50,97	51,28	50,53	50,39	51,48	51,43	51,39	51,26	47,75
TiO ₂	–	–	–	0,50	–	0,55	–	–	0,50	–	1,34
Al ₂ O ₃	4,85	7,66	4,18	2,98	6,15	5,53	4,16	3,11	2,46	5,41	4,16
FeO	24,00	22,84	28,18	24,79	23,52	22,51	26,77	30,22	23,03	22,56	25,86
MnO	–	–	–	–	–	–	–	0,76	–	–	–
MgO	7,40	6,65	5,11	6,96	7,01	7,19	6,09	6,17	9,29	7,93	7,46
CaO	11,61	11,63	9,31	11,26	11,36	12,10	9,81	7,13	11,19	11,30	12,17
Na ₂ O	–	0,97	1,09	0,63	0,63	0,71	0,88	0,73	–	0,56	–
K ₂ O	0,33	0,42	–	0,28	0,40	0,40	0,33	–	–	0,45	0,48
Сумма	99,67	98,65	98,84	98,68	99,60	99,38	99,52	99,55	97,86	99,47	99,22
Cl	–	–	–	–	0,39	0,61	0,48	0,45	0,20	0,54	–
V ₂ O ₅	–	0,80	0,54	–	–	–	–	–	–	–	–
Классификационные параметры, железистость и номенклатура											
Si	7,60	7,28	7,67	7,73	7,48	7,51	7,67	7,60	7,67	7,56	7,23
(Ca+Na) _B	1,84	2,00	1,82	1,99	1,98	2,00	1,82	1,34	1,79	1,95	1,97
(Na+K) _A	0,06	0,23	–	0,06	0,08	0,22	0,06	–	–	0,09	0,09
Mg/(Mg+Fe ²⁺)	0,37	0,34	0,27	0,33	0,5	0,36	0,31	0,34	0,45	0,39	0,36
F, %	64,5	65,8	75,6	66,6	65,3	63,7	71,1	73,3	58,2	61,5	66,0
Номенклатура	Fe-Act	Fe-Hbl	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Hbl	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Act	Fe-Hbl

* Анализы выполнены на CAMSKAN-4DV Ю.Л. Крецером. $F=(Fe^{2+} + Fe^{3+})/(Fe^{2+} + Fe^{3+} + Mg) \times 100$; ц – центр, кр – край.

Таблица 7.4. Состав полевых шпатов в рудном горизонте Пудожгорского месторождения по данным микрозондового анализа. Сквжина № 275

№ п/п	Интервал по скважине, м	Химический состав, мас. %						Формульные количества						Содержание компоненты, %			Название и номер плагиоклаза
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	Si	Al	Fe	Ca	Na	K	Ab	An	Or	
1	77	69,20	18,94	–	–	11,40	–	3,04	0,97	–	–	0,94	–	100,0	–	–	альбит-0
2		69,70	19,23	–	–	11,07	–	3,03	0,99	–	–	0,93	–	100,0	–	–	"
3		70,12	18,28	–	–	11,60	–	3,05	0,94	–	–	0,98	–	100,0	–	–	"
4		69,35	19,20	–	–	11,45	–	3,02	0,99	–	–	0,97	–	100,0	–	–	"
5	79,8	63,18	22,97	0,47	4,32	8,09	0,76	2,80	1,20	0,02	0,21	0,70	0,04	73,7	21,7	4,6	олигоклаз-21,7
6		55,86	27,48	0,75	10,80	4,78	0,32	2,52	1,46	0,03	0,52	0,42	0,02	43,6	54,5	1,9	лабрадор-54,5
7	80,8	57,48	26,06	0,65	9,850	5,57	0,38	2,59	1,38	0,02	0,48	0,49	0,02	49,5	48,3	2,2	андезин- 48,3
8		56,33	27,07	0,66	10,44	5,21	0,30	2,54	1,44	0,03	0,50	0,46	0,02	46,6	51,6	1,8	лабрадор-51,6
9	81,8	55,21	27,9	0,62	11,23	4,83	0,22	2,49	1,49	0,02	0,54	0,42	0,01	43,2	55,5	1,3	лабрадор-55,5
10		54,90	28,04	0,64	11,81	4,57	–	2,48	1,49	0,02	0,57	0,40	–	41,2	58,8	–	" -55,8
11	83,8	57,87	26,15	0,65	8,90	5,75	0,68	2,60	1,39	0,02	0,43	0,50	0,04	51,8	44,2	4,0	андезин-44,2
12		57,70	26,17	0,57	9,24	5,69	0,63	2,59	1,39	0,02	0,45	0,47	0,04	50,8	45,5	3,7	" -45,5
13		55,60	27,52	0,68	11,20	0,47	0,31	2,51	1,47	0,03	0,54	0,41	0,02	42,3	55,9	1,8	лабрадор-55,9
14	85,8	54,88	27,84	0,76	11,61	4,63	0,27	2,48	1,49	0,03	0,56	0,41	0,02	41,3	57,1	1,6	" -57,2
15		55,13	27,63	1,05	11,30	4,90	–	2,49	1,47	0,04	0,55	0,43	–	44,0	56,0	–	" -56,0
16		55,15	27,81	0,64	11,66	4,50	0,23	2,49	1,48	0,02	0,57	0,39	0,01	40,6	58,0	1,4	" -58,1
17		54,53	28,52	0,64	11,64	4,67	–	2,46	1,52	0,02	0,56	0,41	–	42,1	57,9	–	" -57,9
18	90,0	53,37	26,42	0,62	9,74	5,48	0,36	2,58	1,40	0,02	0,47	0,48	0,02	49,4	48,5	2,1	андезин- 48,5
19		55,04	28,41	–	12,19	4,36	–	2,48	1,51	–	0,59	0,38	–	39,3	60,7	–	лабрадор-60,7
20		54,98	28,04	0,74	12,13	4,11	–	2,48	1,49	0,03	0,59	0,36	–	38,0	62,0	–	" -62,0
21		54,51	28,56	0,84	11,83	4,27	–	2,46	1,52	0,03	0,57	0,37	–	39,5	60,5	–	" -60,5
22		55,06	27,94	0,99	11,45	4,56	–	2,49	1,49	0,04	0,55	0,40	–	41,9	58,1	–	" -58,1
23		56,13	27,92	–	11,53	4,42	–	2,52	1,48	–	0,55	0,39	–	41,0	59,0	–	" -59,0
24		54,70	27,98	0,74	12,16	4,39	–	2,48	1,49	0,03	0,59	0,39	–	39,5	60,5	–	" -60,5
25		54,49	26,94	1,48	11,61	4,08	0,29	2,48	1,44	0,06	0,57	0,36	0,02	38,0	60,0	2,0	лабрадор-60,0
26	54,68	28,51	0,72	11,49	4,59	–	2,47	1,52	0,03	0,56	0,40	–	42,0	58,0	–	"	
27	97,0	52,25	27,98	–	13,50	2,96	–	2,44	1,54	–	0,66	0,27	–	28,9	71,1	–	битовнит-71,1
28		52,25	27,03	1,63	11,89	3,64	0,36	2,46	1,50	0,04	0,60	0,33	0,02	34,8	62,9	2,3	лабрадор-62,9

В слое № 2 плагиоклаз представлен в основном лабрадором (51,6-57,9% An) и частично андезином (44,2-48,5% An). В слое № 3 андезин экзотический, а лабрадор содержит более высокое содержание An – 58,1-62,95% (рис. 7.5). Отмечен единично битовнит (табл. 7.4). Для слоя № 2 установлено постоянное присутствие в Pl невысоких концентраций калия ($K_2O-0,23-0,68\%$), дающих содержание ортоклазового минала – 0,013-0,040 (табл. 7.4).

Кристаллизовался Pl в виде идиоморфных кристаллов размером 0,2-2,5 мм. Постоянной примесью в составе плагиоклаза рудной залежи является железо. Содержание закиси железа составляет в среднем 0,64% и изменяется в пределах 0,62-1,05% (табл. 7.4).

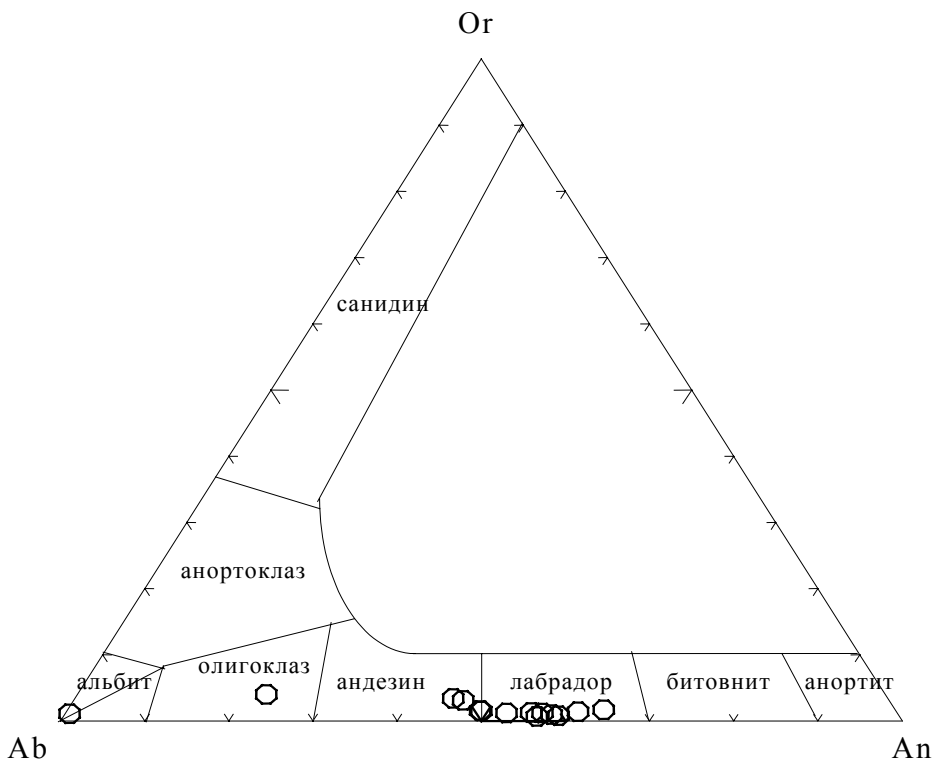


Рис. 7.5. Номенклатура плагиоказов титаномагнетитового горизонта

Сульфиды (0,1-1%) представлены халькопиритом (сру), борнитом (во) или их сростаниями, реже пиритом (ру). Соотношение сру и во 5-10:1. Размер сульфидных агрегатов – преимущественно 50-100 мкм. На долю частиц размером меньше 70 микрон приходится 80-85%. Размещаются сульфидные агрегаты как среди силикатных минералов, так и образуют причленения к tmt или проникновение в них (см. рис. 9.3).

Апатит (ар) кристаллизуется в числе последних минералов. Часто образует идиоморфные включения в amf-2 (см. рис. 5.5В, Д). Содержание апатита в рудной залежи не превышает 1% (0,1-1%) и скачкообразно возрастает в два раза в слое № 1. Относится к фтор-апатитам, содержание F от 4,45 до 5,92% (табл. 7.5).

Таблица 7.5. Состав апатитов Пудожгорского месторождения по данным микрозондового анализа

№ скв. и интервал, м; № обнажения	Вес. %										
	элементов							окислов			
	F	Cl	P	Ca	Fe	Si	O	P ₂ O ₅	CaO	FeO	SiO ₂
Обн. 467	6,54	–	18,72	35,09	1,17	–	38,48	42,89	49,10	1,47	–
	5,94	–	19,33	35,56	–	–	39,16	44,3	49,76	–	–
275/77,0	5,07	–	19,52	35,87	–	–	39,53	44,74	50,19	–	–
275/81,8	4,42	0,21	19,51	35,93	0,31	–	39,62	44,7	50,27	0,39	–
275/83,8	5,19	–	19,07	35,54	0,56	0,31	39,33	43,71	49,72	0,72	0,66
- "	5,38	0,19	19,61	35,10	0,30	–	39,42	44,93	49,11	0,39	–
275/85,8	5,92	0,20	19,43	35,29	–	–	39,17	44,51	49,37	–	–
275/86,8 ^x	4,45	0,23	19,01	34,69	–	0,44	39,34	43,55	48,53	–	0,95 ^x
- "	4,91	0,35	19,45	35,51	0,40	–	39,40	44,56	49,68	0,51	–

Примечание. В пробе 275/86,8^x в апатите установлены примеси: Sc₂O₃ – 0,52%; SrO – 1,1%; Nd₂O₃ – 0,67%.

Биотит (bi) представлен двумя генерациями: ранней (1), завершающей кристаллизацию первичного парагенезиса, и поздней (2) – аутометасоматической. Биотит-1 опацифицирован, замутнен, обрастает кристаллы tmt и иногда образует включения в них. Содержание – до 0,1%, редко больше. Биотит-2 образует сростания с поздним сине-зеленым амфиболом, актинолитом и (или) хлоритом и также тяготеет к описанным рудным минералам – tmt и ilm. Размер зерен – до 0,5 мм, характерны включения mt. Незначительное, в виде пятен, развитие биотита по амфиболу существенного количественного значения не имеет. Представлен он, видимо, генерацией № 2. Распределен биотит в разрезе рудного горизонта неравномерно, предпочтительнее концентрируется в кровле – до 3-5%, в среднем содержание 0,5%. Размер агрегатов 0,005-0,2 мм, редко до 0,5 мм. Апатит образует идиоморфные удлинённые (1:5-10) кристаллы размером в поперечном сечении 0,01-0,07 мм.

Кварц встречается повсеместно в виде мелких (до 0,1 мм) зерен в единичном количестве, иногда до первых процентов. В интерстициях между первичными минералами в единичных знаках встречается гранофир – субмикроскопические сростания кварца и кислого, видимо, калийсодержащего плагиоклаза.

Таблица 7.6. Примерное количественное соотношение и размер минералов по данным анализов исходной руды технологических проб № 3-5 (Механобр 1964-1966 гг.) (Савина, 1966ф)

№ п/п	Наименование минералов	Примерное содержание, %			Размер вкрапленников, мм		
		проба 3	проба 4	проба 5	от	до	преоблад.
1	магнетит ^x	32,0	35,5	32,0	0,038	1,50	0,08-0,20 0,38-0,72
2	ильменит ^{xxx}	6,0	5,5	2,5	0,002	0,90	0,016-0,032
3	халькопирит	1,0	мало	ред. зер.	0,002	0,85	0,008-0,070
4	борнит	мало	оч. мало	- " -	0,002	0,14	0,016-0,032
5	ковелин	ред. зер.	ред. зер.	ед. зер.	0,002	0,048	–
6	пирит	1,0	оч. мало	оч. мало	0,002	0,20	–
7	сфалерит	ред. зер.	ед. зер.	ед. зер.	0,008	0,032	–
8	галенит	ед. зер.	ед. зер.	- " -	–	–	–
9	гидроокислы Fe	ред. зер.	ред. зер.	ед. зер.	0,008	0,040	–
10	арсенопирит	–	–	ред. зер.	–	–	–
11	пироксен	4,0	1,0	2,0	0,016	1,60	0,20
12	амфибол	17,0	5,5	4,0	0,024	2,00	0,40-0,80
13	хлорит ^{xx}	23,0	36,0	28,0	0,008	неск. мм	скопления
14	биотит	3,0	4,0	4,0	0,032	1,0	0,08-0,48
15	полевошпат	6,0	9,0	22,0	0,016	2,0	0,48-1,0
16	серицит	3,0	1,0	3,0	0,008	0,40	агрегаты
17	эпидот-цоизит	2,0	1,0	1,0	0,016	1,00	–
18	кварц	1,0	1,0	2,0	0,008	0,96	–
19	апатит	мало	1,0	мало	0,016	0,40	–
20	сфен	мало	мало	мало	0,016	0,13	–

Примечание. Индивидуализированных минералов кобальта в пробах руды не встречено, есть предположение, что он распределяется как в рудных, так и в породообразующих минералах (Савина, 1966ф). ^x – это не магнетит, а титаномагнетит (сохранен авторский текст); ^{xx} – хлорит не содержится в столь значительных количествах, он лишь частично замещает амфибол, а по плагиоклазу развивается вдоль трещин; предположительно включен цоизит, замещающий псевдоморфно основной плагиоклаз; ^{xxx} – содержание ilm не соответствует минеральному составу породы в шлифах, видимо, 80% – от общего содержания составляют сростки ilm с tmt.

Технологическими исследованиями, проведенными в Механобре в 1964 г. в связи с оценкой извлекаемости сульфидов Cu подсчитано приближенно соотношение всех минералов и даны их размеры (табл. 7.6). Эти соотношения избыточны погрешностями и могут рассматриваться только как предварительные, требующие уточнения.

ГЛАВА 8. КАЧЕСТВЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ЗАПАСЫ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

8.1. Качественная характеристика титаномагнетитовой руды

Качественная характеристика руды приводится по материалам предварительной разведки 1950-1952 гг. с учетом материалов ИГ КарНЦ РАН 1983-2008 гг.

Насколько необычна и даже, можно сказать, трагична судьба Пудожгорского месторождения, настолько же необычен и подсчет запасов руды. Суть проблемы в том, что по результатам предварительной разведки не был составлен проект временных кондиций. Подсчет запасов выполнен согласно письму Министерства черной металлургии СССР от 17.03.1950 г. № 639/10С, подтвержденного вторично 12.03.1952 г. № 396/85 на момент завершения разведочных работ. Без каких либо экономических расчетов, волевым решением министерства были установлены кондиции для подсчета запасов: к балансовым запасам отнести руды с содержанием железа более 20%; выделить руды с содержанием железа более 25% – 1 сорт и от 20-25% – 2 сорт. Руды не рассматривались как комплексное сырье, а только как источник железа. В силу этого положения оконтуривание рудной залежи произведено по третьестепенному элементу – железу, стоимость которого не превышает 10% от стоимости руды. При разведке рядовые секционные пробы (обычно мощность их 1 м) анализировались только на Fe, а Ti и V – главные компоненты руды определялись лишь в объединенных пробах (см. рис. 6.2, 6.3) вследствие наличия корреляционной связи между этой триадой (табл. 8.1, рис. 8.1).

Таблица 8.1. Соотношение содержания основных компонентов по разновидностям титаномагнетитовых руд (Еселев и др., 1952ф)

Природная разновидность руды по сод. Fe _{вал}	Содержание Fe _{вал} , мас. %	TiO ₂		V ₂ O ₅	
		Содержание, %	TiO ₂ /Fe _{вал}	Содержание, %	V ₂ O ₅ /Fe _{вал}
I разн.	29,72	8,45	0,28	0,47	0,01
II разн. вис. бока	22,45	6,49	0,29	0,25	0,01
II разн. леж. бока	22,34	5,48	0,25	0,35	0,02

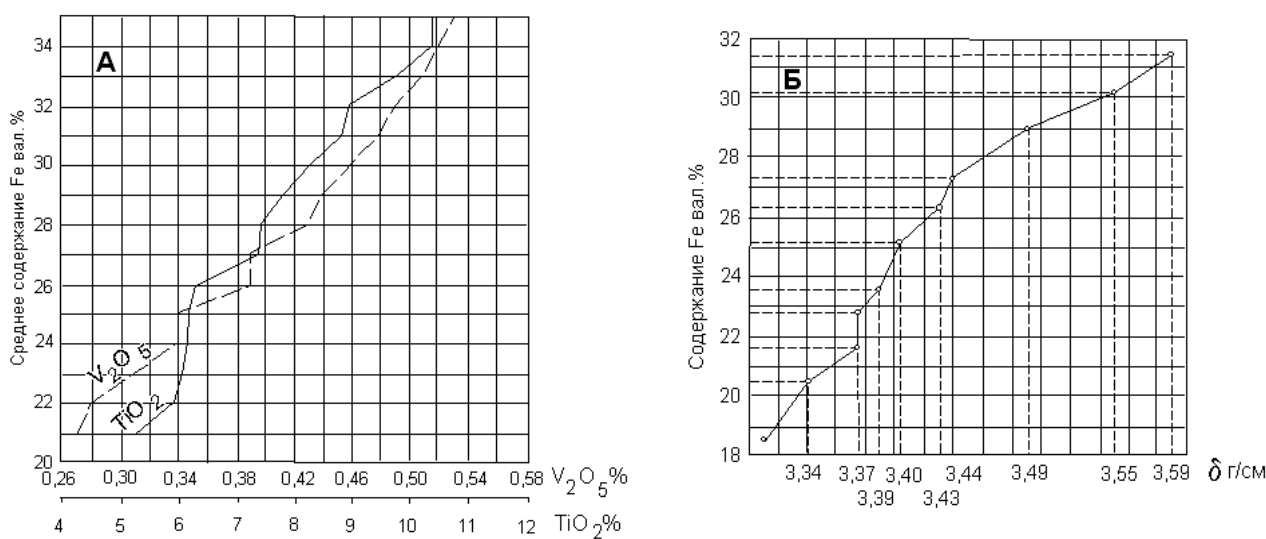


Рис. 8.1. Корреляционная зависимость в руде между:

А – содержаниями Fe_{вал} – V₂O₅, TiO₂; Б – содержанием Fe_{вал} – плотностью (δ) пород (Еселев и др., 1952ф)

Установленная зависимость использована при составлении таблиц подсчета запасов для расчета недостающих содержаний по отдельным компонентам, о чем дана соответствующая ссылка. Объясняется она не только особенностями первичного состава руд, но и степенью автотасоматических преобразований по разрезу рудного пласта. Состав титаномагнетита практически идентичен по разрезу рудной залежи (см. табл. 7.1, рис. 7.1). Более высокий коэффициент корреляции TiO_2 в рудах висячего бока (табл. 8.1) объясняется концентрацией на геохимическом барьере миграционного Ti с формированием поздних субграфических агрегатов ильменита в значимых концентрациях. Рудная залежь на стадии предварительной разведки в кровле и подошве была оконтурена очень экономно – 1-2 пробами. В ограниченном объеме недостаточно надежно была определена и плотность пород – один из важнейших факторов, влияющих на точность подсчета запасов. Между плотностью и содержанием $Fe_{вал}$ существует корреляционная зависимость (рис. 8.1, 8.2). Кроме того, совершенно не были количественно оценены магнитные свойства пород по разрезу интрузива. Поэтому в работе Института геологии эти недочеты были по возможности учтены, но выполнены на ограниченном объеме – по трем пересечениям рудной залежи в скважинах № 275, 360, 376 (табл. 8.2).

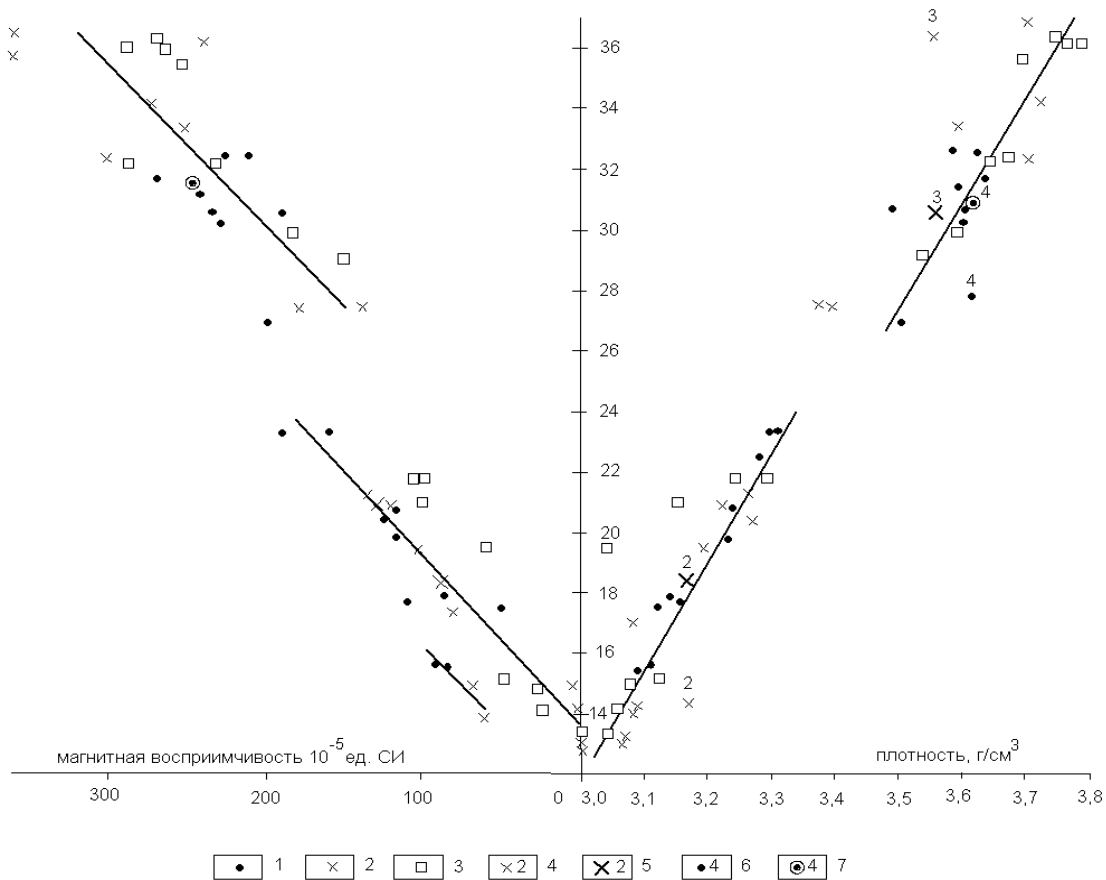


Рис. 8.2. Зависимость физических свойств руды (MB и δ) от содержания $Fe_{вал}$
Результаты замеров MB и δ по скважинам: 1 – № 360; 2 – № 275; 3 – № 376
 Положение точек при сомнительной величине $Fe_{вал}$ (ИГ): 4 – № 275; 6 – № 360
 Скорректированное положение по данным Еселева и др., (1952ф): 5 – № 275; 7 – № 360

Таблица 8.2. Первичные характеристики рудных интервалов в детально исследовавшихся скважинах

№ скважины	Параметры титаномагнетитовой руды, принятые при подсчете запасов (Еселев и др., 1952ф)					Содержание меди в руде, %	
	Интервал, м	Мощность, м	$Fe_{вал}$, %	TiO_2 , %	V_2O_5 , %	Савина, 1966ф	ИГ КарНЦ РАН
376	163,4-171,65	8,25	30,35	10,84	0,55	не опр.	0,17
360	76,68-87,60	10,92	27,66	8,20	0,39	0,12	0,17
275	79,27-91,94	12,67	27,88	7,86	0,48	не опр.	0,23
304	258,35-275,90	17,55	27,34	6,79	0,39	не опр.	не опр.

Таким образом, можно считать, что рудный пласт был оконтурен по бортовому содержанию железа 20%, но не магнетитового (Fe_{mt}), а валового ($Fe_{вал}$). В состав последнего попадает частично силикатное железо (амфиболов, биотита, хлорита). Поправка на него определена аналитически по группе проб, как разность между содержанием $Fe_{вал}$ и железа растворимого ($Fe_{раств}$), которая составила в рудах: I разности – 3-3,5%; II разности висячего бока – 4,03% и лежащего бока – 2,85% (см. табл. 8.8). При дальнейшем изучении месторождения, видимо, и не следует определять Fe_{mt} , т.к. растворимость tmt с субмикроскопическим сростанием mt и ilm несоизмеримо хуже, чем чистого магнетита или гематита. Проще и надежнее оценивать этот параметр, используя корреляционную зависимость, по V и Ti, а, возможно, и только по пробам, объединяющим рудный интервал, т.е. прямо противоположно тому, что было сделано при разведке месторождения.

Выполненный выше анализ по итогам разведочных работ показывает, что с учетом комплексности руды необходимо разработать проект временных кондиций в денежном (долларовом) эквиваленте, на весь спектр рудных элементов, чтобы правильно оконтурить рудное тело. Приведенные ниже материалы дают основание ожидать реального увеличения мощности рудной залежи на 20-30%, а значит, и синхронно снижения коэффициента вскрыши, который для данного месторождения достаточно высок.

Кроме главных рудных компонентов – Ti, V и Fe – в руде в незначительных количествах присутствуют сульфиды меди. Позднее, ревизионным опробованием 1965 г., путем анализа дубликатов объединенных проб 1950-1951 гг., было определено среднее содержание Cu – 0,13% (Савина, 1966ф). В пересчете на минеральные формы среднее содержание сульфидов Cu по месторождению – 0,4-0,5%, по верхней, более обогащенной части руд – 0,7%.

Содержание других рудных элементов крайне низкое (табл. 8.3). Хром, влияющий на качество (цветность) пигмента двуокиси титана, содержится в ничтожном количестве, на уровне чувствительности химического анализа.

Таблица 8.3. Среднее содержание рудных элементов-примесей в рудном пласте

№ скважины	Интервал	Кол-во анализов	Среднее содержание окислов, мас.%					Содержание Cu, %
			Cr_2O_3	CoO	NiO	CuO	ZnO	
275	79,8-91,5	13	0,010	0,019	0,028	0,290	0,039	0,23
360	76,6-87,5	14	0,006	0,015	0,022	0,210	0,040	0,17
376	165-177	13	0,006	0,013	0,017	0,171	0,036	0,14
Среднее по р.з.		40	0,007	0,016	0,023	0,218	0,038	0,174

Приведенные минералогическая и качественные характеристики руды не подтверждают обособанности и необходимости разделения ее на две разновидности, они представляют один промышленный тип.

Соотношения плагиоклаза и темноцветных в руде различны – от 3:1 до 1:3, т.к. в пределах рудного пласта наблюдаются слои от лейко- до меланократовых.

Сульфиды (0,1-1%) представлены халькопиритом, борнитом (или их сростаниями), реже пиритом. Соотношение халькопирита и борнита 5-10:1. Размер сульфидных агрегатов преимущественно 50-60 мкм, при этом на долю частиц размером меньше 70 микрон приходится 80-85%.

Институтом геологии КарНЦ РАН было произведено доизучение качества руд и вмещающих пород по группе скважин 1952 г. Выполнен полный силикатный анализ руды посекционно (см. табл. 6.2-6.4), определена плотность пород и магнитная восприимчивость по керну (см. табл. 6.5). Получена хорошая сходимость аналитических данных по Ti, V и Fe (табл. 8.4 -8.6), особенно наглядно она иллюстрируется графиками (рис. 8.2). Некоторое расхождение результатов наблюдается по ванадию. Результаты 1952 г. показали, что в двух скважинах из трех содержание V_2O_5 ниже на 15-20% (табл. 8.4, 8.5). Одновременно выяснилось, что количественный спектральный анализ по сравнению с химическим дает результаты, заниженные до 20%. Этот вопрос требует исследования. Более точный рентгенофлуоресцентный анализ здесь не поможет, т.к. в рудах с высоким содержанием железа он не применим из-за больших погрешностей.

Таблица 8.4. Сопоставление параметров титаномагнетитового горизонта по данным ИГ КарНЦ РАН и предыдущих геологоразведочных работ. Скви. № 275

Интервал по скважине, м	Содержание, мас.% (по: Еселев и др., 1952ф)				Интервал по скважине, м	Содержание, по данным ИГ КарНЦ РАН			
	Fe _{вал}	В объединенной пробе				мас. %			г/т
		Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅		Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅	
					73,3	13,1	2,90	0,058	0,033
					75,0	14,1	2,96		0,124
					76,3	13,2	3,10	0,068	
77,15-78,15	15,20				77,0	17,1	3,40	0,077	
78,15-79,27	16,90				77,5	15,2	3,52	0,238	0,170
79,27-80,27	28,06				79,8	27,6	9,20	0,392	0,215
80,27-81,27	32,60				80,8	34,3	12,00	0,58	0,145
81,27-82,27	33,24				81,8	32,4	10,40	0,58	0,338
82,27-83,27	33,24	32,27	9,45	0,55	82,8	33,52	10,60	0,60	0,780
83,27-84,27	34,96				83,8	35,9	11,10	0,672	2,035
84,27-85,27	30,59				84,8	36,4	11,10	0,672	3,335
85,27-86,27	33,81				85,8	36,9	10,90	0,672	3,180
86,27-86,94	31,40				86,8	27,6	7,90	0,512	1,188
86,94-87,94	22,77				87,3	20,9	5,10	0,352	1,257
87,94-88,94	20,96				88,3	21,3	5,70	0,333	0,444
88,94-89,94	21,19	21,14	5,42	0,37	90,0	19,5	4,86	0,283	0,543
89,94-90,94	19,84				91,5	20,4	5,13	0,317	0,137
90,94-91,94	20,96				92,5	15,4	3,84	0,217	0,142
91,94-92,94	18,35				95,0	14,3	2,98	0,210	0,136
92,94-93,73	17,53				98,4	16,7	3,48	0,208	0,112
93,73-94,73	17,36								

Таблица 8.5. Сопоставление параметров титаномагнетитового горизонта по данным ИГ КарНЦ РАН и предыдущих геологоразведочных работ. Скви. № 360

Интервал по скважине, м	Содержание, мас.% (по: Еселев и др., 1952ф)				Интервал по скважине, м	Содержание, по данным ИГ КарНЦ РАН			
	Fe _{вал}	В объединенной пробе				мас. %			г/т
		Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅		Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅	
75,68-76,68	17,58				75,7				0,033
76,68-77,25	22,63	22,63	5,58	0,29	76,7	22,6	7,10	0,236	0,040
77,25-78,25	30,13				77,0	32,6	9,90	0,540	0,900
78,25-79,25	30,92				78,0	30,7	9,40	0,506	0,950
79,25-80,25	31,71				79,0	27,8	8,40	0,524	0,258
80,25-81,25	32,08				80,0	31,4	10,20	0,508	0,160
81,25-82,25	33,30	30,83	9,45	0,41	81,0	30,7	9,70	0,448	0,930
					82,0	30,3	9,10	0,579	1,830
82,25-83,25	30,13				82,5	31,8	10,05	0,541	0,900
83,25-84,60	28,04				83,0	32,6	10,25	0,528	0,850
84,60-85,60	21,36				84,0	27,0	8,50	0,419	0,301
85,60-86,60	20,75	20,84	5,42	0,35	85,0	23,4	6,60	0,406	1,054
86,60-87,60	20,40				86,0	23,4	6,50	0,406	0,860
87,60-88,60	19,06				87,0	20,9	5,60	0,342	0,395
88,60-89,92	18,81				87,5	19,9	5,30	0,307	0,210
					88,6	17,7	4,40	0,256	0,073
89,92-90,92	16,64				89,6	15,7	3,95	0,214	0,056
					90,2	17,9	3,56	0,221	0,057
					94,5	15,5	2,82	0,152	0,050

Определение плотности (σ) и магнитной восприимчивости (МВ) выявило наличие корреляционной зависимости между ними и Fe, Ti и V соответственно (рис. 8.2). График корреляционной связи позволяет определять в полевых условиях по одному из этих параметров содержание Fe_{вал} и границы рудного пласта. При этом для густовкрапленных руд (меланократовые породы) она не столь четкая, как для средневкрапленных и убогих руд (мезо- и лейкократовые породы).

Таблица 8.6. Сопоставление параметров титаномагнетитового горизонта по данным ИГ КарНЦ РАН и предыдущих геологоразведочных работ. Скв. № 376

Интервал по скважине, м	Содержание, мас.% (по: Еселев и др., 1952ф)				Интервал по скважине, м	Содержание, по данным ИГ КарНЦ РАН			
	Fe _{вал}	В объединенной пробе				мас.%			г/т
		Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅		Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅	Σ БЭ
					161,0	14,10	3,20	0,059	0,039
162,4-163,4	17,13				162,0	13,40	2,67	0,043	0,037
163,4-164,4	26,68				163,0	14,90	3,80	0,085	0,033
164,4-165,85	25,18				164,0	19,50	5,54	0,184	0,020
165,85-166,85	31,05				165,0	29,10	9,92	0,395	0,030
166,85-167,85	32,77				166,0	29,95	10,08	0,421	0,012
167,85-168,85	32,43	30,35	10,84	0,55	167,0	21,80	6,67	0,240	0,050
168,85-169,85	33,32				168,0	32,30	10,67	0,501	1,225
					169,0	32,40	10,92	0,531	0,178
169,85-170,85	34,87				170,0	36,20	10,70	0,512	0,483
170,85-171,65	28,44				171,0	36,50	10,60	0,568	0,780
171,65-172,65	14,87				172,0	36,20	10,10	0,616	3,030
172,65-173,55	15,62	На Ti и V			173	35,70	9,70	0,600	3,480
173,55-174,55	25,23	не опробовалось			174,0	15,20	2,80	0,118	0,187
174,55-175,55	21,40				175,0	21,80	5,00	0,322	1,520
175,55-176,55	21,29				176,0	21,00	9,00	0,288	0,520
176,55-177,40	19,49	Глубина скв. 177,4 м			177,0	15,20	3,10	0,056	1,140

Средний химический состав титаномагнетитовой руды дополнительно определен ИГ КарНЦ РАН по 39 анализам в трех пересечениях и составляет: SiO₂ – 28,9%, Al₂O₃ – 11,2%, MgO – 2,97%, CaO – 4,75% (табл. 8.7). Содержание главных рудных элементов – Fe_{вал}, TiO₂, V₂O₅ в них близкое к среднему по месторождению (табл. 8.10).

Таблица 8.7. Средний химический состав рудной залежи титаномагнетитового горизонта и верхнего слоя подрудного горизонта по скважинам № 275, 360, 376

Количество анализов	Компоненты, мас. %													
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	P ₂ O ₅	V ₂ O ₅	S _{свл}	Fe _{вал}
Подрудный горизонт. Верхний слой (6-7 м мощности)														
7	42,8	2,51	14,7	7,79	13,8	0,222	3,10	7,69	2,84	0,82	0,21	0,211	0,05	16,16
Титаномагнетитовый горизонт (слой №1-№3)														
48	32,2	7,52	11,5	12,7	21,4	0,278	3,00	5,12	1,88	0,87	0,30	0,388	0,10	25,6
В т.ч., кровля горизонта (слой № 1) – надрудный слой (по: Еселев и др., 1952ф)														
9	46,5	3,45	13,1	4,91	14,4	0,279	3,013	6,73	3,31	0,85	0,28	0,102	0,10	15,0
Рудная залежь (слой № 2-№ 3). Промышленные руды														
39	28,9	8,46	11,2	14,5	23,0	0,279	2,97	4,75	1,55	0,88	0,30	0,447	0,10	28,08

Таблица 8.8. Средняя качественная характеристика титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения (Еселев и др., 1952ф)

№№ п/п	Наименование компонентов	Руда II разности висячего бока					Руда I разности					Руда II разности лежащего бока				
		Кол-во выаб.	Кол-во проб	Мин. содерж., %	Макс. содерж., %	Среднее содерж., %	Кол-во выаб.	Кол-во проб	Мин. содерж., %	Макс. содерж., %	Среднее содерж., %	Кол-во выаб.	Кол-во проб	Мин. содерж., %	Макс. содерж., %	Среднее содерж., %
1	Fe _{вал}	93	93	20,15	24,95	22,45	156	156	25,30	34,46	29,72	128	128	20,06	24,78	22,34
2	Fe _{раств}	72	72	14,49	22,54	18,42	133	133	21,75	31,00	26,37	103	103	15,57	23,96	19,49
3	Fe _{метал}	33	33	0,11	0,43	0,21	51	51	0,09	0,33	0,18	38	38	0,09	0,36	0,20
4	V ₂ O ₅	90	90	0,16	0,44	0,25	153	153	0,22	0,76	0,47	126	126	0,19	0,48	0,35
5	TiO ₂	91	91	3,10	8,82	6,49	153	153	5,04	11,07	8,45	125	125	2,90	8,31	5,48
6	S	90	90	0,01	0,48	0,16	153	153	0,01	0,27	0,12	126	126	0,01	0,39	0,07
7	P	91	91	0,04	0,20	0,12	153	153	0,01	0,16	0,09	126	126	0,03	0,16	0,08
8	SiO ₂	47	47	30,28	40,52	36,74	84	84	21,12	33,96	28,64	65	65	30,20	39,56	35,75
9	Cu	23	23	0,06	0,22	0,12	30	30	0,01	0,30	0,15	20	20	0,02	0,21	0,07
10	Co	4	4	0,006	0,015	0,0097	8	8	0,003	0,012	0,007	7	7	0,003	0,007	0,004
11	Mn	2	2	–	0,20	0,10	12	12	–	0,34	0,14	4	4	–	0,15	0,07
12	Ni	4	4	следы	0,004	0,0025	5	5	0,005	0,011	0,008	2	2	0,010	0,010	0,010
13	Cr	1	1	не обн.	не обн.		4	4	не обн.	не обн.		2	2	не обн.	не обн.	не обн.

Средняя качественная характеристика руд, оконтуренных с учетом промышленных сортов, иллюстрируется табл. 8.8. Содержание вредных примесей очень низкое: S – 0,07-0,16%, P – 0,08-0,2%. Сера связана с сульфидами и уходит в хвосты обогащения, фосфор – с апатитом. С сульфидной составляющей концентрируется основная доля БЭ, извлекаемость которых технологически доказана.

8.2. Запасы титаномагнетитовых руд

Запасы титаномагнетитовых руд подсчитаны по состоянию на 01.01.1952 г. Согласно классификации ГКЗ, Пудожгорское месторождение титаномагнетитовых (Fe-Ti-V) руд относится к первой группе. Оно имеет простое строение, характеризуется выдержанной мощностью и равномерным распределением полезных элементов. Рудное тело обособлено в стратифицированный горизонт, занимающий строго определенное положение в разрезе дифференцированного пластового интрузива габбродолеритов. Качество руд по простиранию (7,1 км) и падению (до 1,4 км) не меняется. Так как интрузив выполнял систему кулисообразно заходящих трещин растяжения, то имеются три участка с более сложной морфологией, где с поверхности наблюдаются гранитные «языки» вмещающих пород, захваченных кулисообразно сомкнувшимися трещинами. С глубиной они выклиниваются и в строении залежи не проявляются. Для такого типа месторождений наиболее приемлема густота разведочной сети: кат. А – 200х200 м; кат. В – 400х400 м; кат. С₁ – 800х800 м. Исключение составляют участки местного изменения морфологии – гранитные останцы. Фактически она составила: кат. А – 50х100 м; В – 100х200 и 200х200 м; С₁ – 400х400-800 м, на юго-восточном фланге – до 200х400 и 400х400 м. Для запасов кат. А выход рудного тела на поверхность прослежен горными выработками – канавами, частично шурфами (см. рис. 1.1). Доля запасов высоких категорий А+В больше 30% и составляет 54,4% от суммы кат. А+В+С₁, что соответствует детально разведанным объектам первой группы (Коган, 1971), при этом на долю запасов категории А (в авторском варианте по устаревшей классификации 1939 г. – А₂) приходится 12%. С позиции густоты разведочной сети месторождение переразведано.

Подсчет запасов выполнен методом среднего арифметического. Содержание компонентов руды по скважинам и горным выработкам рассчитано методом средневзвешенного. Оконтуривание рудной залежи выполнено на топоплане мензуальной съемки м-ба 1:2000 с сечением рельефа 1 м. Подсчет произведен по вертикальной мощности с использованием геологических разрезов м-ба 1:2000.

Для Пудожгорского месторождения после завершения предварительной разведки временные кондиции не рассчитывались. Оконтуривание рудной залежи выполнено по бортовому содержанию железа 20%. Согласно письму технического управления Минчермета предложено выделить руды двух сортов (разностей по: Еселев и др., 1952ф): 1-й сорт – Fe >25%, 2-й сорт – Fe – 20-25%, при этом допускалось включение внутри рудного тела прослоев мощностью до 4 м с содержанием Fe 18-19%. Поэтому авторами при подсчете запасов геометризованы две разновидности – I и II, которым соответствуют густо- и средневкрапленные руды. Руды II разновидности залегают в кровле и подошве рудного горизонта, т.е. пространственно разобщены. Они оконтурены и подсчитаны отдельно. Изучение минералогического состава и технологических свойств руды показало, что они идентичны и отличаются лишь насыщенностью вкрапленников титаномагнетита. В связи с чем в дальнейшем подразделять руды на разновидности (сорта) не имеет смысла.

Плотность пород определена в образцах (1940-1941 гг., 1951 г.) и в целике (1951 г.) для руд I и II типа. Произведенная выемка целика в титаномагнетитовых рудах I разновидности с содержанием Fe_{вал} 28,82% (соответствует средней по месторождению – 28,89%) дала величину плотности 3,51 г/см³, в рудах II разновидности с содержанием Fe_{вал} 22,83% – 3,10 г/см³. Эти величины (3,51 и 3,10) приняты при подсчете запасов. Плотность руды II типа явно занижена, т.к. у безрудных долеритов она составляет 3,07-3,08 г/см³, и величина 3,10 – 3,14 г/см³ соответствует убогим рудам (см. табл. 6.5). Между содержанием Fe_{вал} и плотностью установлена корреляционная зависимость, согласно которой ожидаемая плотность руды II разновидности составит 3,3-3,4 г/см³ (рис. 8.1 и 8.2). Замеры плотности руды, выполненные Институтом геологии КарНЦ РАН в 152 образцах (по керну) показали, что средняя величина на всю мощность рудной залежи составляет 3,49 г/см³ (табл. 8.9) при содержании Fe_{вал} 28,08% (табл. 8.7). Пересчет средневзвешенной плотности по разведочным данным через объем руды I и II сортов дает 3,46 г/см³. Плотность, замеренная в образцах (1941 и 1951 г.),

составляет: руда II разновидности – 3,37 г/см³ (32 обр.); руда I разновидности – 3,49 г/см³ (91 обр.). Из изложенного следует, что среднюю плотность руды в целике необходимо определять заново или принимать любую из трех величин – 3,46; 3,49; 3,51 г/см³, две последние наиболее обоснованы.

Таблица 8.9. Средняя плотность титаномагнетитовой руды в образцах керна 1952 г. по замерам ИГ КарНЦ РАН

№ скважины	Определение плотности пород				Средняя плотность руды, г/см ³	Мощность руды, м
	Интервал по скважине, м	Количество замеров	Интервал по руде, м	Количество замеров		
275	73,3-96,0	52	79,8-91,5	32	3,48	11,7
376	161,0-176,0	63	165,0-176,0	56	3,54	11,0
360	75,7-94,5	75	16,7-88,0	64	3,46	11,3
Среднее арифметическое по трем пересечениям рудной залежи				152	3,49	
Среднее взвешенное на мощность рудной залежи					3,49	11,3

Таким образом, подсчет запасов руды осуществлен по кондициям Минчермета, которые специально для месторождения не рассчитывались, по третьестепенному элементу – железу, хотя главными являются Ti и V. Учитывая комплексность руд, кондиции должны быть определены не в процентах содержания компонентов, а в денежно-валютном эквиваленте, как это принято за рубежом. Принимая во внимание, что на все оставшиеся компоненты руды приходится 90% ее стоимости, можно сохранить первоначальный авторский вариант подсчета, т.к. мощность рудного тела не завышается, а рентабельно гарантированный минимум мощности руды, скорее, занижается. При последующих экономических расчетах, без разделения запасов на сорта, следует принимать плотность руды 3,49 г/см³ или 3,46 г/см³.

Суммарные запасы титаномагнетитовой руды по промышленным категориям A+B+C₁ составляют 248,7 млн т, с учетом кат. C₂ – 316,7 млн т. Так как за основу принят подсчет запасов 1952 г., то отдельной строкой указаны запасы II разности, но без подразделения на руды кровли и подошвы (табл. 8.10).

Таблица 8.10. Таблица подсчета запасов титаномагнетитовой руды

Категория запасов	Всего, титаномагнетитовые руды					В том числе руды II разности				
	Верг. мощн., м	Запасы, тыс. т	Содержание компонентов, %			Верг. мощн., м	Запасы, тыс. т	Содержание компонентов, %		
			Fe	V ₂ O ₅	TiO ₂			Fe	V ₂ O ₅	TiO ₂
A	14,16	30231	27,79	0,41	7,28	3,12	4611	22,42	0,30	5,62
B	14,18	105352	28,46	0,44	7,97	3,27	17317	22,27	0,33	5,72
C ₁	15,65	113065	29,23	0,43	8,22	3,18	15873	22,30	0,32	5,69
C ₂	15,84	68041	29,58	0,42	8,62	2,87	8303	22,60	0,33	5,66
A+B	14,18	135583	28,31	0,44	7,82	3,24	21928	22,43	0,33	5,68
A+B+C ₁	14,80	248648	28,73	0,43	8,00	3,21	37801	22,65	0,31	5,75
A+B+C ₂ +C ₂	15,01	316689	28,91	0,43	8,14	3,14	46104	22,48	0,32	5,69

Примечание. Составлена по табл. № 20 и № 34 (Еселев и др., 1952ф, т. XX) без изменения исходных данных; индекс 2 у кат. A₂ снят.

Содержание меди в руде на стадии разведочных работ не определялось. Согласно решению Госплана СССР (по доизучению месторождения) были проведены ревизионные работы (Савина, 1966ф). Концентрации Cu определялись по сохранившимся дубликатам проб. Подсчитанные запасы Cu в пределах объема титаномагнетитовой руды 1952 г. были утверждены протоколом ТКЗ СЗТГУ (1966 г.) в количестве 411,7 тыс. т по кат. C₁+C₂ при содержании Cu – 0,13% (табл. 8.11).

Степень разведанности месторождения по густоте разведочной сети соответствует стадии детальной разведки. По степени технологической изученности руд не соответствует стадии предварительной разведки (или условно соответствует), т.к. проводившиеся ранее заводские испытания не были нацелены на комплексный характер руд и полноту извлечения всех полезных компонентов. Для проведения окончательной оценки месторождения и получения всех расчетных экономических параметров требуется выполнить заводские технологические испытания по современной технологии, разработанной специально для титаномагнетитовых руд.

Таблица 8.11. Таблица подсчета запасов меди в руде Пудожгорского месторождения (Савина, 1966ф)

Категория запасов	Площадь, м ²	Средняя мощность, м		Объем, тыс. м ³		Объемный вес	Запасы руды, тыс. т		С/с Cu, %		Запасы Cu, т	
		обогащ. гориз.	всей рудн. залежи	обогащ.	всей		по обогащ. гориз., тыс. т	по всей залежи, тыс. т	обогащ.	всей	обогащ.	всей
C ₁	3402807	8,58	12,11	29196,1	41208	3,51	102478,3	144640,1	0,17	0,13	174213	188032
C ₂	3449995	8,37	12,93	28876,5	44608,4	3,51	101356,4	156575,6	0,18	0,14	182441	219206
C ₁ +C ₂	6852802						203834,6	301215,7			356654	407238

Примечание. Запасы руды 301,2 млн т ниже утвержденных 316,7 млн т, т.к. в подсчет не включены скважины с максимальной мощностью рудной залежи, не опробованные на Cu. Объемный вес принят 3,51, т.к. обогащены преимущественно руды I разновидности. Постановлением НТС СЗТГУ запасы пересчитаны в контурах утвержденных запасов tmt руд (A₂+B+C₁+C₂) со средним содержанием **0,13%** и составляют **411,7 тыс. т.**

Благороднометалльное оруденение оценено только на уровне прогнозных ресурсов по кат. P₁ (см. главу 9). Суммарные ресурсы Pd, Pt и Au в руде оценены в 293,9 т при среднем содержании БЭ 0,928 г/т (табл. 8.12).

Таблица 8.12. Сводная таблица запасов титаномагнетитовой руды, меди и ресурсов БЭ в Пудожгорском месторождении

Комплексные благороднометалльно-титаномагнетитовые руды											
Главные компоненты (Еселев и др., 1952ф)				Сопутствующие компоненты							
Запасы руды, млн. т A+B+C ₁ +C ₂	Среднее содержание, мас. %			Медь (Савина, 1966ф)		Благородные элементы (ИГ КарНЦ РАН)					
	Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅	Запасы (тыс. т) в контуре подсчета, категория C ₁ +C ₂	Содержание, мас. %	Ресурсы в руде (т), категория P ₁	Сумма Au+Pt+Pd, мг/т	Соотношение запасов по элементам, %			
								Pt	Pd	Au	
316,7	28,9	8,14	0,43	411,7	0,13	293,9	928	18,6	46,8	34,6	

В 1972 г. запасы титаномагнетитовых руд были сняты с баланса и переведены в забалансовые (протокол ГКЗ № 6658).

ГЛАВА 9. БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНОЕ ОРУДЕНЕНИЕ И ПРОГНОЗНЫЕ РЕСУРСЫ

Благороднометалльное оруденение выявлено в последние десятилетия и изучалось, когда керн скважин прошлых лет был уже практически утрачен. Исследования проводились по ограниченному количеству скважин, что не позволило подсчитать запасы, но оказалось достаточным для изучения технологических свойств и оценки ресурсов. Главной особенностью благороднометалльной минерализации является ее полная совмещенность с титаномагнетитовым оруденением и парагенетическая – с сульфидным, что обеспечивает технологическую извлекаемость БЭ при убогих концентрациях без дополнительных затрат. Представлена она триадой – двумя платиноидами (Pd, Pt) и золотом (Au). Технологически еще извлекается и серебро, ценность которого на порядок меньше, а концентрации ниже чувствительности пробирного анализа, поэтому особенности его распределения не изучались.

Качественная характеристика благороднометалльного оруденения изучена по трем пересечениям титаномагнетитового горизонта в скважинах 275, 360, 376, расположенных на наиболее пологозалегающем участке интрузива, откуда планируется начало освоения месторождения (см. рис. 4.1). Пробирным анализом установлено, что БЭ концентрируются только в обогащенных титаномагнетитом слоях – № 2, № 3, т.е. в пределах промышленной части горизонта, при этом сосредоточены они в нижней и средней частях рудной залежи (табл. 9.1, рис. 9.1, 6.2).

Минерализация является золото-платинометалльной и по соотношению элементов представлена: Pd – 46,8%, Pt – 18,6%, Au – 34,6% (табл. 9.2). Пик концентраций элементов совмещен (рис. 9.2). Оруденение контролируется сульфидным парагенезисом халькопирит+борнит (рис. 9.3, 9.4, 6.8). Пробирным анализом в нижней части пласта установлено присутствие родия – 2-5 мг/т. Сумма содержания БЭ составляет 0,707-1,133 г/т на мощность рудной залежи 10,5-12,0 м. Среднее содержание БЭ по трем скважинам, принятое для расчета прогнозных ресурсов, равно 0,928 г/т (табл. 9.2). Результаты ревизионного опробования Института ЦНИГРИ (табл. 9.3), контрольный анализ дубликатов проб по скв. 360 (табл. 9.4) и технологические исследования подтверждают величину концентраций и достоверность полученных результатов о наличии и уровне содержания БЭ в титаномагнетитовой руде. Руда не содержит тугоплавких платиноидов, за исключением незначительного содержания Ru – 0004-0,025 г/т (табл. 9.5).

Таблица 9.1. Результаты пробирного анализа по горизонту титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения

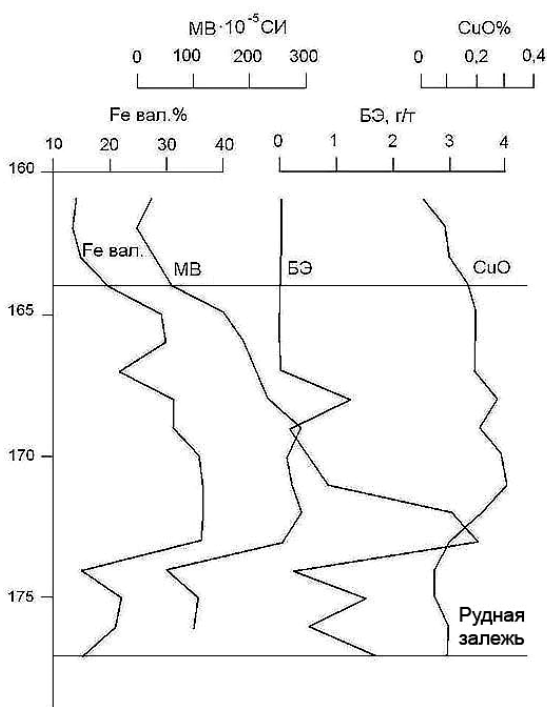
№ проб, интервал опробования	Содержание благородных элементов, г/т					Ag
	Pt	Pd	Rh	Au	Сумма БЭ (Pt+Pd+Au)	
Скв. 275 (среднее из 2 навесок по 50 г)						
Кровля титаномагнетитового горизонта (слой № 1)						
73,3*	0,024	0,005		0,004	0,03	
75,0	не обн.	0,115	не обн.	0,009	0,124	<2,7
77,5	"	0,150	"	0,0205	0,170	"
78,7	"	0,056	"	0,025	0,081	"
Рудная залежь (р.з.) (слой № 2, № 3)						
79,8	0,006	0,125	не обн.	0,084	0,215	"
80,8	0,0075	0,081	"	0,057	0,145	"
81,8	0,0655	0,145	"	0,1285	0,338	"
82,8	0,1205	0,280	"	0,380	0,780	"
83,8	0,780	0,860	0,0025	0,395	2,035	"
84,8	1,045	1,550	0,003	0,740	3,335	"
85,8	0,860	1,850	0,0045	0,480	3,180	"
86,8	0,125	0,970	0,0035	0,0925	1,188	"
87,3	0,0745	1,150	0,0055	0,0325	1,257	"

Окончание табл. 9.1

№ проб, интервал опробования	Содержание благородных элементов, г/т					
	Pt	Pd	Rh	Au	Сумма БЭ (Pt+Pd+Au)	Ag
88,3*	0,054	0,360		0,030	0,444	
90,0*	0,028	0,102	не обн.	0,413	0,543	<2,7
91,5	0,0275	0,091	0,0045	0,019	0,137	<2,7
Среднее по р.з., 12 ан.	0,265	0,630		0,238	1133	
Подрудный горизонт (п/р.г.)						
92,5	0,0195	0,068	0,0025	0,054	0,142	"
95,0	0,028	0,072	0,003	0,0365	0,136	"
98,4 ^{xx}	0,039	0,031		0,42 ^{**}	0,112	
Сумма 92,5-98,4	87	171		127		
Скв. 360 (1 навеска по 50 г)						
75,7	0,007	0,017		0,009	0,033	
Рудная залежь (слой № 2, № 3)						
77	0,230	0,340		0,330	0,900	
78,0	0,230	0,400		0,320	0,950	
79,0	0,052	0,110		0,096	0,258	
80,0	0,031	0,073		0,056	0,160	
81,0	0,180	0,220		0,130	0,53	
82,0	0,440	0,860		0,530	1,830	
82,5	0,200	0,470		0,230	0,900	
83,0	0,180	0,280		0,390	0,850	
84,0	0,028	0,200		0,073	0,301	
85,0	0,028	0,78		0,25	1,054	
86,0	0,080	0,740		0,040	0,860	
87,0	0,027	0,340		0,028	0,395	
87,5	0,023	0,170		0,017	0,210	
Среднее по р.з., 13 ан.	0,139	0,383		0,191	0,707	
Подрудный горизонт						
88,0	0,011	0,047		0,015	0,073	
89,6	0,009	0,040		0,007	0,056	
90,2	0,011	0,041		0,005	0,057	
94,5	0,012	0,032		0,006	0,050	
Сумма 88,0-94,5	0,043	0,160		0,033		
Скв. 376 (1 навеска 50 г)						
Кровля титаномагнетитового горизонта (слой № 1)						
161,0	0,018	0,008		0,013	0,039	
162,0	0,016	0,011		0,010	0,037	
163,0	0,019	0,009		0,005	0,033	
164,0	<0,005	0,006		0,012	0,020	
Рудная залежь (слой № 2, № 3)						
165,0	<0,005	0,007		0,020	0,032	
166,0	<0,005	0,008		0,002	0,012	
167,0	0,012	0,008		0,030	0,050	
168,0	0,007	0,018		1,200	1,225	
169,0	0,014	0,024		0,140	0,178	
170,0	0,053	0,070		0,360	0,483	
171,0	0,210	0,250		0,320	0,780	
172,0	0,520	0,860		1,650	3,030	
173,0	0,310	0,860		2,310	3,480	
174,0	0,037	0,130		0,020	0,187	
175,0	0,080	0,670		0,770	1,520	
176,0	0,050	0,330		0,140	0,520	
177,0	0,360	0,700		0,080	1,140	
Среднее по р.з., 13 ан.	128	303		542	973	

* Дополнительные анализы 1999 г., 1 навеска 25 г. ** Ураганное содержание, учтено урезанным до 37 мг. Пробирный анализ выполнен в ОЭИ ЦНИГРИ, г. Тула и ЦНИГРИ, г. Москва.

Скв.376



Скв.275

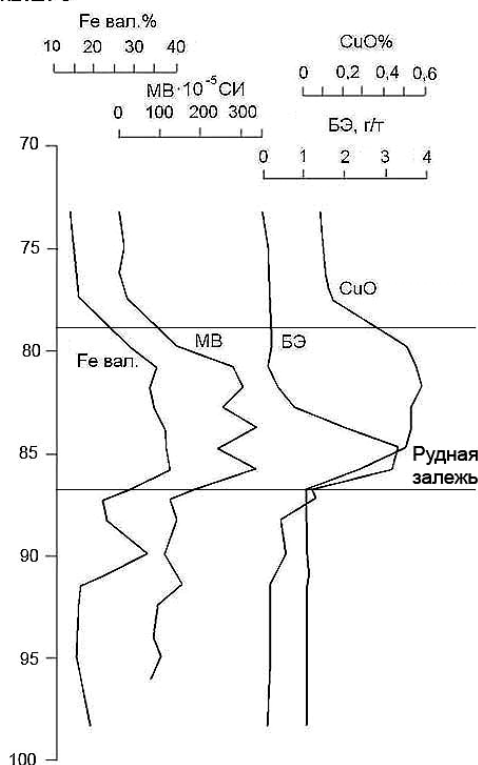


Рис. 9.1. Особенности распределения благороднометалльного оруденения в рудной залежи

Таблица 9.2. Среднее содержание благородных элементов в рудной залежи и ее обрамлении

№ скважины	Интервал, м	Количество анализов	Содержание БЭ мг/т				Соотношение Pd/Pt
			Pt	Pd	Au	Сумма БЭ Pt+Pd+Au	
Рудная залежь (слой 2, 3)							
275	79,8-91,5	12	265	630	238	1133	2,38
360	77,0-87,5	13	133	383	191	707	2,88
376	165,0-177,0	13	128	303	542	973	2,37
Среднее арифм.		38	173	434	321	928	2,51
Соотношение БЭ			18,6%	46,8%	34,6%	100	
Кровля титаномагнетитового горизонта (слой 1)							
Среднее арифм.		8	11	47	13	71	
Подрудный горизонт (кровля)							
Среднее арифм.		7	19	47	23	89	2,47

Ресурсы благородных элементов оценены по категории P_1 – на основании следующих критериев: титаномагнетитовый горизонт является концентратором БЭ, морфология интрузива изучена по разведочной сети, соответствующей высоким промышленным категориям; имеется три полных пересечения рудной залежи, характеризующиеся выдержанной минерализацией; технологически доказана их извлекаемость в сульфидный концентрат; оруденение имеет ликвационно-магматический генезис и, как следствие, устойчиво по простиранию и падению. Прогнозные ресурсы БЭ оценены в пределах контура залежи титаномагнетитовых руд и составляют: 316,7 млн т $\times 0,928$ г/т = 293,9 т (табл. 8.12), в т.ч. 138 т палладия и 56,5 т платины.

Генезис титаномагнетитового оруденения – магматический ликвационный, а совмещенно-го с ним благороднометалльного – аутометасоматический (Трофимов, Голубев, 1998). Сульфиды ассоциируют с поздним парагенезисом – актинолит±биотит±хлорит±ilm-2, которому, видимо, предшествует лейкоксенизация титаномагнетита. Сульфидные агрегаты преимущественно локализуются на границе зерен tmt и ilm или размещаются в них (рис. 9.3). Контроль благороднометалльной минерализации сульфидным парагенезисом подтвержден технологическими исследованиями (см. главу 13).

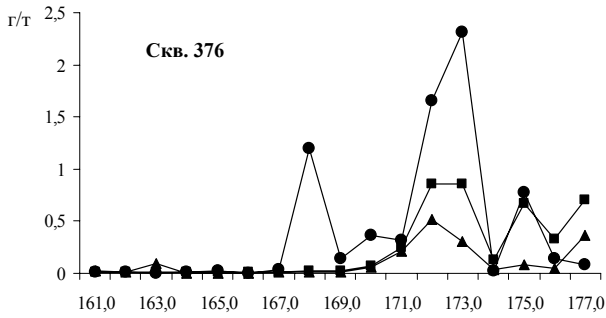
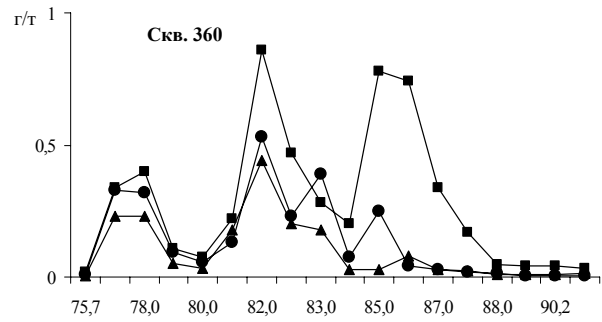
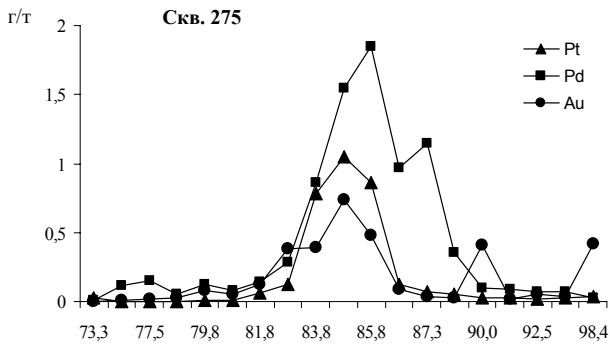


Рис. 9.2. Распределение Pt, Pd, и Au в благороднометалльно-титаномагнетитовом горизонте и рудном пласте

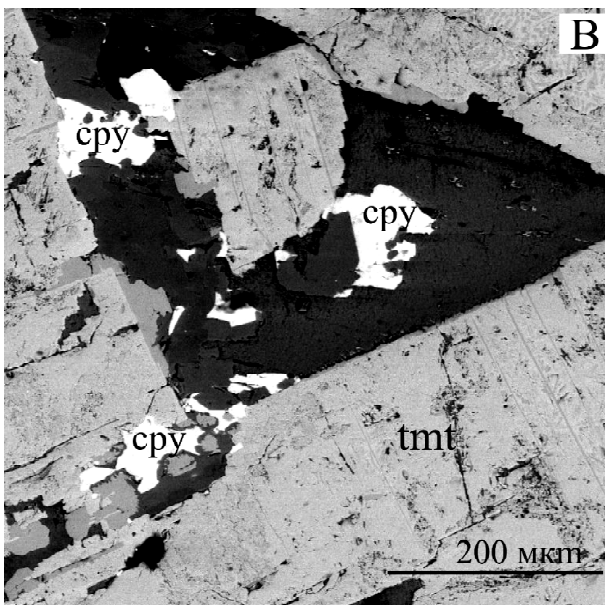
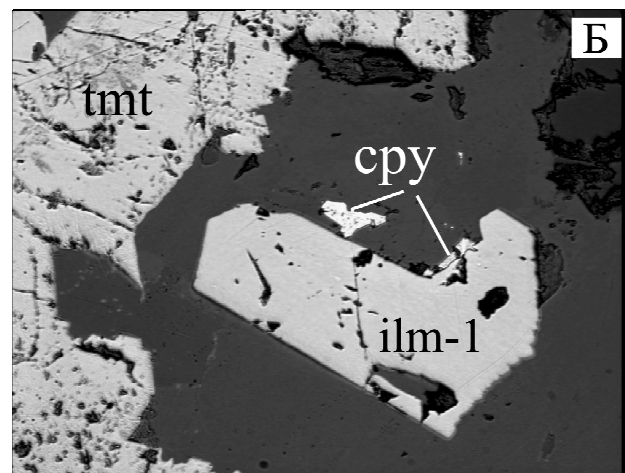
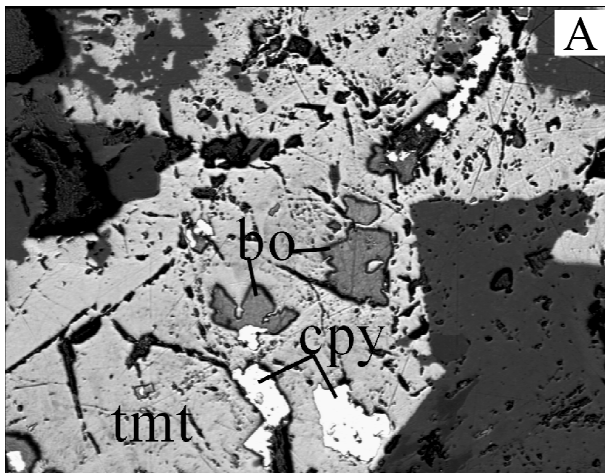


Рис. 9.3. Рудный пласт, сульфидный парагенезис

А – халькопирит-борнитовая ассоциация в tmt (шл. 275/82.8). Б-В – приращения халькопирита (спу) к ильмениту первой генерации и титаномагнетиту

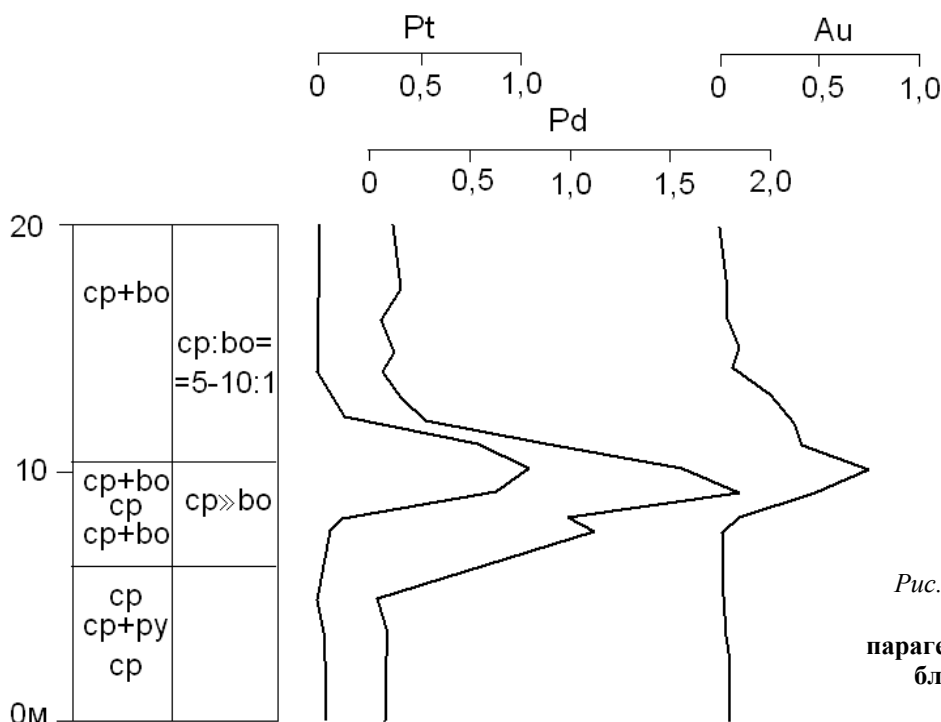


Рис. 9.4. Контроль борнит-халькопиритовой парагенетической ассоциации благороднометалльной минерализации

Таблица 9.3. Ревизионное опробование по скв. 360 (Институт ЦНИГРИ, Кочнев-Первухов В.И., 1984-1985 гг.). Пробирный анализ

№ п/п	№ обр.	Pt, г/т	Pd, г/т	Au, г/т	Σ БЭ, г/т
1	C-360/82,0	0,485	0,70	0,545	1,730
2	C-360/85,0	0,092	0,905	0,098	1,095

Таблица 9.4. Контрольный анализ дубликатов проб рудного горизонта по скв. 360. Пробирный анализ. Москва. ЦНИГРИ

Интервал, проба	Содержание, г/т		
	Pt	Pd	Au
81,0	0,20	0,27	0,39
82,5	0,19	0,35	0,46
83,0	0,14	0,22	0,24
84,0	0,016	0,10	0,04
86,0	0,073	0,47	1,17
86,0	0,064	0,49	0,61
77,0	0,12		
78,0	0,18		

Таблица 9.5. Содержание группы тугоплавких ЭПГ в титаномагнетитовых рудах

№ пробы	Содержание, г/т		
	Os	Ru	Jr
Технологическая проба на БЭ (4 навески)			
ТХ- 275	<0,004	0,025	0,004
	0,004	0,012	<0,002
	<0,004	0,004	0,003
	<0,004	<0,004	<0,002
Рудный интервал, наиболее обогащенный ЭПГ			
C-275/84,8	<0,004	<0,004	0,002
C-275/85,8	0,004	<0,004	<0,002

Примечание. Анализы выполнены в ЦНИГРИ кинетическим методом.

Таблица 9.6. Содержание главных и сопутствующих компонентов в рудах титаномагнетитового горизонта, по скважинам из которых отобраны технологические пробы на БЭ

Скважина № 360						Скважина № 275					
Интервал, м	Главные компоненты			Сопутствующие компоненты		Интервал, м	Главные компоненты			Сопутствующие компоненты	
	Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅	Cu	Σ БЭ, мг/т		Fe _{вал}	TiO ₂	V ₂ O ₅	Cu	Σ БЭ, мг/т
75,7	17,6				33	73,3	13,1	2,90	0,058	0,088	30
76,7	22,6	7,10	0,236	0,170	40	75,0	14,1	2,96			124
77,0	32,6	9,90	0,540	0,269	900	77,5	15,2	3,52	0,238	0,112	170
78,0	30,7	9,40	0,506	0,227	950	79,8	27,6	9,20	0,392	0,400	215
79,0	27,8	8,40	0,524	0,236	258	80,8	34,3	12,00	0,580	0,440	145
80,0	31,4	10,20	0,508	0,224	160	81,8	32,4	10,40	0,580	0,460	338
81,0	30,7	9,70	0,448	0,211	530	82,8	33,5	10,60	0,600	0,426	780
82,0	30,3	9,10	0,579	0,199	1830	83,8	35,9	11,10	0,672	0,419	2035
82,5	31,8	10,0	0,541	0,188	900	84,8	36,4	11,10	0,672	0,400	3335
83,0	32,6	10,2	0,528	0,272	850	85,8	36,9	10,90	0,672	0,220	3180
84,0	27,0	8,90	0,419	0,180	301	86,8	27,6	7,90	0,512	0,045	1188
85,0	23,4	6,60	0,406	0,065	1054	87,3	20,9	5,10	0,300	0,027	1257
86,0	23,4	6,50	0,406	0,037	860	88,3	21,3	5,70	0,333	0,032	444
87,0	20,9	5,60	0,342	0,035	395	90,1	31,4	4,86	0,283	0,027	543
87,5	19,9	5,30	0,307	0,034	210	91,5	15,3	5,13	0,317	0,030	137
88,0	17,7	4,40	0,256	0,034	73	92,5	15,4	3,84	0,217	0,029	142
89,6	15,7	3,95	0,214	0,034	56	95,0	14,3	2,98	0,210		136
90,2	17,9	3,56	0,221	0,036	57	98,4	16,7	3,48	0,208		70
94,5	15,5	2,82	0,152	0,037	50						
Рудный интервал 76,2-87,75 м. Технологическая проба 76,7-87,7						Рудный интервал 78,65-92,0 м. Технологическая проба 82,8-87,3					
Ср. ТХ	29,2	8,35	0,45	0,17	660	Ср. ТХ	31,8	9,47	0,57	0,26	1962

Примечание. Химические анализы Fe, TiO₂, V₂O₅ и Cu выполнены лабораторией ИГ КарНЦ РАН; благородные элементы (Au, Pt, Pd) – аналитическим центром ЦНИГРИ пробирным методом, навеска 50 г.

Для проведения лабораторных технологических исследований были подготовлены две пробы по керну скважин: ТХ-360 – характеризует полную мощность рудной залежи; ТХ-275 – охватывает слой, наиболее обогащенный МПГ и Au в инт. 82,8-87,3 м (табл. 9.6). Вес проб соответственно 11 кг и 5,25 кг. Среднее извлечение по двум пробам суммы БЭ в медно-сульфидный концентрат 75%, при содержании 51,6 г/т (Трофимов и др., 2002ф). Технологические исследования, выполненные С.В. Петровым (институт Механобр), позволили определить и минеральный состав БЭ (табл. 9.7, 9.8). МПГ представлены теллуридами палладия – котульскитом, меренскитом, кейктоннитом, сопчеитом. Серебро содержится в аргентите, гессите, сопчеите, электруме, а золото – в самородной форме с пробностью 88,5-92,7 (Голубев и др., 2001).

Таблица 9.7. Химический состав минералов платиновой группы в титаномагнетитовых рудах (Голубев и др., 2001)

Минералы	Pd	Pt	Ag	Bi	Te	As	Сумма	Примечание
Котульскит	44,5			1,2	54,8		100,5	Включение в халькопирите (10 мкм)*
	44,8	0,4		3,5	51,8		100,5	Включение в амфиболе (3 мкм)*
	43,5	0,5		7,2	48,6		99,8	Свободное зерно (5 мкм)
	45,7	0,1		2,2	51,8		99,8	То же (5 мкм)
Меренскит	29,3	1,2		3,1	66,2		99,8	На границе халькопирита и амфибола (8 мкм), сросток с гесситом*
	26,9	1,5		4,2	67,2		99,8	Свободное зерно (3 мкм)
	24,3	7,1		4,8	63,7		99,9	То же (6 мкм)
Pd ₂ Te	60,5	0,7		3,1	34,5		98,8	То же (5 мкм)
Сопчеит	25	0,3	34,5	0,5	40,2		100,5	Сросток с кейктоннитом (5 мкм)
Кейктоннит	68,2			3,9	26,8		98,9	Сросток с сопчеитом (3 мкм)
	69,7			4,5	25,8		100	Свободное зерно (8 мкм)
Сперрилит		56,2				43,5	99,7	Сросток с самородным золотом (3 мкм)
		56,8				43,3	100,1	Свободное зерно (3 мкм)

Кристаллохимические формулы минералов:

Котульскит	$Pt_{0,96}(Bi_{0,01}Te_{0,99})$	Меренскит	$(Pt_{0,02}Pd_{1,03})_{1,05}(Bi_{0,06}Te_{1,94})_2$
	$(Pt_{0,04}Pd_{0,99})(Bi_{0,01}Te_{0,99})$		$(Pt_{0,03}Pd_{0,92})_{0,95}(Bi_{0,07}Te_{1,93})_2$
	$(Pt_{0,01}Pd_{0,98})_{0,99}(Bi_{0,88}Te_{0,92})$		$(Pt_{0,10}Pd_{0,87})_{0,97}(Bi_{0,09}Te_{1,91})_2$
	$Pd_{1,02}(Bi_{0,03}Te_{0,97})$		
Pd_2Te	$(Pt_{0,01}Pd_{1,99})_{2,00}(Bi_{0,05}Te_{0,95})$	Кейктоннит	$Pd_{2,79}(Bi_{0,08}Te_{0,92})$ $Pd_{2,92}(Bi_{0,10}Te_{0,90})$
Сопчеит	$Ag_{4,03}(Pt_{0,02}Pd_{2,95})_{2,97}$ $x (Bi_{0,03}Te_{3,97})_4$	Сперрилит	$Pt_{0,99}As_2$ $Pt_{1,01}As_2$

Таблица 9.8. Химический состав минералов и золота и серебра в титаномагнетитовых рудах (Голубев и др., 2001)

Минералы	Au	Ag	Cu	Bi	Te	S	Сумма	Примечание
Электрум	65	35					100	Включение в халькопирите на границе с силикатом (1-2 мкм)*
Золото	88,5	11,6	0,1				100,2	Свободное зерно (6 мкм)
	89,7	10,3	0,2				100,2	Свободное зерно (4 мкм)
	90,5	8,5	0,1				99,1	Свободное зерно (4 мкм)
	90,6	9,3					99,9	Сросток со сперрилитом (2 мкм)
	92,7	7,7					100,4	Нитевидное включение в амфиболе (1-7 мкм)
Гессит	0,4	62,1		0,2	37,5		100,2	Свободное зерно (5 мкм)
Аргентит		86,8				12,9	99,7	Свободное зерно (9 мкм) в ассоциации с галенитом

Кристаллохимические формулы минералов:

Электрум	$(Au_{0,5}Ag_{0,5})$	Гессит	$(Au_{0,01}Ag_{1,96})_{1,97}Te$
Золото	$(Cu_{0,003}Ag_{0,192}Au_{0,805})$	Аргентит	Ag_2S
	$(Cu_{0,006}Ag_{0,172}Au_{0,822})$		
	$(Cu_{0,003}Ag_{0,146}Au_{0,851})$		
	$(Ag_{0,158}Au_{0,842})$		
	$(Ag_{0,132}Au_{0,868})$		

Примечание. Анализ минералов выполнен на микроанализаторе Samscan с полупроводниковым детектором LINR-10000 Рудашевским Н.С (* – в 1992 г., остальные – в 1999-2000 гг.).

Пудожгорское благороднометалльно-титаномагнетитовое месторождение является новым рудноформационным типом. Пока благороднометалльное оруденение воспринимается как сопутствующее титаномагнетитовому, информации, полученной Институтом геологии, достаточно как для технико-экономических расчетов, так и оценки прогнозных ресурсов. Но если рассматривать его как самостоятельное, то здесь необходимо участие производственной организации. Возможно наличие как рудных столбов, так и обогащенных слоев с высокими концентрациями БЭ.

ГЛАВА 10. ГЕНЕЗИС ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО И БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНОГО ОРУДЕНЕНИЯ

В целом средневзвешенный состав Пудожгорской интрузии характеризуется: низкими содержаниями Al_2O_3 (11,9%) и MgO (2,32%); высокими: титанистостью (2,85%), щелочностью (5,01%) и коэффициентом фракционирования. Содержание двуокиси фосфора составляет 0,30% (Трофимов и др., 1993). По всему разрезу развиты фтор- и гидроксилсодержащие силикаты (биотит и амфибол), что указывает на высокие концентрации летучих и воды в исходном расплаве. Установлено содержание фтора до 0,15%. Исходный расплав является истощенным по Cr, Ni, Ba, Sr и обогащенным Cu, V, S, Zr, Y, Nb, Pb, обладает высоким отношением Cu/Ni – 12,9. Тренд дифференциации Пудожгорской интрузии сопоставляется лишь с направлением заключительных этапов дифференциации Таймырской трапповой и Скергаардской расслоенной интрузии. Проведенный анализ сопоставления составов исходных расплавов и содержания малых элементов в группе субвулканических пластовых интрузий протерозоя Карелии (Пудожгорская, Койкарско-Святнаволоцкая, Ропручейская) с другими объектами выявил следующие особенности. По отношению Ti к Cr и V, Cr/V и Ni/Co они резко отличаются от траппов Сибирской платформы и усредненных по составу базальтоидов. Эти расплавы не сопоставляются с ферродиоритами и феррогаббро Скергаардской интрузии и феррогаббро Срединно-Атлантического хребта (Маракушев, 1979) и наиболее близки к дифференциатам зоны магнетитовых габбродиоритов Бураковской расслоенной ультрамафит-мафитовой интрузии (табл. 10.1). Появление подобных «отщепленных» расплавов А.А. Маракушев (1987) связывает с продуктами магматизма, протекающего в обстановке растяжения земной коры, включающими плавление мантийного вещества, его расслоение с последующей независимой дифференциацией каждой ветви. Формирование Пудожгорской пластовой интрузии происходило в условиях благоприятной геодинамической обстановки, в режиме растяжения, сопровождающимся, видимо, образованием достаточно стабильных во времени промежуточных камер. Таким образом, возникновение высокожелезистых расплавов есть результат сложного эволюционного пути развития магматизма, а насыщенность флюидами (в условиях растяжения и дегазации поднимающихся ранних расплавов) отражает их металлогеническую особенность – способность являться хорошим коллектором газовой составляющей.

Геодинамические условия образования интрузии позволяют, по классификации Ю.А. Кузнецова (1989), отнести ее к трапповой толеит-базальтовой формации. Однако своеобразный состав и необычные условия формирования расплава, определяющие его окисную Fe-Ti-V специализацию и сопутствующую благороднометалльную минерализацию, требуют для более четкой характеристики выделения таких интрузий в отдельный подтип (субформацию) или отдельную ассоциацию пород согласно главным дифференциатам – габбро-титаномагнетит-диоритовую. Наличие же стратиформного титаномагнетитового горизонта и интенсивно проявленного аутометасоматоза является, видимо, основным параметром, отражающим высокую флюидонасыщенность и особенности эволюции, выраженные в своеобразии состава конечного расплава, и служит типоморфным признаком отнесения к вышеназванной ассоциации.

Внедрение Пудожгорского пластового интрузива связано с людиковийским этапом активизации юго-западного плеча Беломорско-Лапландского рифта и, в частности, фрагмента Водлозерско-Сегозерского сводового поднятия (см. рис. 2.1). Основной особенностью его является контрастная дифференцированность, выдержанная по латерали и падению, на протяжении 25 км, и падению при исключительно малой мощности – 100-140 м и пологом залегании – 10-15°. Титаномагнетитовый горизонт не имеет резких границ, занимает строго определенное положение в разрезе, плавно переходит в выше- и нижележащие горизонты, при этом на его долю приходится около 20% мощности интрузива. Вкрапленность tmt рассеяна по всему разрезу интрузива. За вычетом эндоконтактовых

слоев, интрузив грубо разделяется на нижнюю габброидную зону, сложенную титаномагнетитсодержащими долеритами подрудного и рудного горизонтов, и верхнюю – существенно диоритовую, обогащенную щелочами (альбит, ортоклаз) и кремнеземом (свободным кварцем и гранофиром).

Таблица 10.1. Сопоставление составов различных интрузий и их дифференциатов

Состав	Протонный эквивалент катионов на 50 атомов кислорода										
	K	Na	Ca	Mg	Mn	Fe ²⁺	Fe ³⁺	Al	Ti	Si	P
Пудожгорская											
Средневзвешенный интрузии	0,48	2,31	1,61	1,10	0,05	3,33	1,89	4,40	0,68	15,76	0,08
Ликвата, в т. ч. дифференциатов	0,46	2,62	1,36	0,79	0,05	3,15	2,03	4,10	0,71	16,14	0,08
а – диорита	0,42	3,04	1,10	0,56	0,04	2,04	1,28	4,13	0,28	17,81	0,09
б – габбро (рудный горизонт)	0,64	0,89	1,81	1,77	0,11	7,74	5,16	3,98	2,50	9,47	0,06
Койкарско-Святнаволоцкая											
Средневзвешенный интрузии	0,29	1,96	2,59	1,95	0,05	3,59	1,48	4,91	0,74	14,73	0,07
Ропручейская											
Средний состав интрузии	0,52	1,86	2,65	2,27	0,04	3,22	0,81	4,43	0,51	15,8	0,06
Бураковская											
Эндоконтакта	0,06	1,75	3,58	3,17	0,04	2,03	0,24	5,60	0,08	15,60	0,06
Габбровой зоны	0,16	1,96	2,98	2,87	0,04	1,62	0,34	5,77	0,08	16,04	0,01
Зоны магнетитовых габброноритов	0,21	2,18	2,70	2,15	0,04	2,46	1,14	5,52	0,37	15,33	0,02
Скергаардская											
Эндоконтакта	0,10	1,39	3,70	3,90	0,04	2,14	0,30	6,16	0,27	14,60	0,02
Ферродиорита*, в т.ч. его ликвационных дифференциатов:	0,433	1,420	2,367	0,197		7,377		2,603	0,592	17,02	
а – феррогаббро*	0,205	1,515	3,645	0,143		8,681		3,154	0,819	15,15	
б – гранофира*	1,358	2,284	0,149	0,083		0,463		4,204	0,055	20,52	
Срединно-Атлантический хребет											
Феррогаббро*	0,064	1,694	3,131	3,273	0,057	3,350	1,356	4,716	1,592	13,508	
Океанического толеитового базальта*	0,072	1,577	3,799	3,244	0,036	1,720	0,466	6,093	0,340	14,928	

Примечание. * Данные А.А. Маракушева (1979).

Расплав, в значительной степени обогащенный Fe, Ti и частично фосфором и летучими, является нестабильным и расщепляется при охлаждении на кислую и основную составляющие (Скрипниченко, 1979; Маракушев, 1988). При расщеплении идет мобилизация Fe, Ti, V, Cr, Co, Ni, Cu, БЭ в габброидную (основную) фазу. Предполагается (Маракушев, 1980), что способность растворения летучих в железистых расплавах очень высокая. Последовательность кристаллизации основного расплава: лабрадор → авгит + tmt. При формировании придонной подрудной части пластового интрузива нарастала концентрация летучих, что обусловило резкое снижение температуры кристаллизации части основного расплава, соответствующей рудному горизонту. Таким образом, породы титаномагнетитового горизонта образовались из переохлажденного расплава. Последовательность кристаллизации: лабрадор + андезин → авгит + tmt. Титаномагнетит, видимо, начинает кристаллизоваться даже чуть позднее авгита. Этой стадии соответствуют достаточно низкие температуры, т.к. образуются структуры распада субмикроскопического уровня. При формировании рудного горизонта продолжается наращивание концентрации летучих во второй его половине и особенно кровле. Этим объясняется нарастающая интенсивность процессов аутометасоматоза от подошвы к кровле. Такая последовательность кристаллизации габброидного ликвата должна сопровождаться концентрацией Cr в подрудном горизонте, что подтверждается химанализом породы и монофракций tmt (Трофимов и др., 1998). Однако собрать убедительные минералогические данные вследствие низкой чувствительности микронзонда TESCAN пока не удалось.

Диоритовая зона отделена от габброидной маломощным слоем мелкозернистых альбитизированных долеритов. Кристаллизация ее происходила вовнутрь с накоплением щелочей и кремнезема в гранофиром горизонте, для которого характерна высокая концентрация хлора в поздних генерациях амфибола и максимальные концентрации фтор-, хлорсодержащего апатита до 3%.

В гипабиссальной камере высокожелезистый исходный расплав уже содержал концентрацию благородных элементов в несколько раз выше кларковых, этот уровень сохранился в подрудном горизонте, где сумма содержаний БЭ составляет 89 мг/т. Мобилизация БЭ в титаномагнетитовый

горизонт осуществлялась частично на стадии ликвации и завершилась на автотасоматической, когда происходила транспортировка БЭ хлорсодержащими соединениями в нижележащую холодную зону – переохлажденный расплав рудного горизонта. Здесь БЭ осаждались и концентрировались в сульфидах рудной залежи мощностью 10-20 м. Коэффициент концентрации БЭ в среднем для рудной залежи относительно расплава составил около 10, что вполне согласуется соотношением мощностей интрузива и рудного пласта (12-6):1.

Таким образом, основные особенности Пудожгорского интрузива сводятся к следующему. Внедрившийся расплав обладал высокой флюидонасыщенностью, повышенными железистостью, титанистостью, щелочностью; был истощен по Cr, Ni, Co; обладал высоким региональным фоном БЭ. Интродирование расплава происходило в режиме растяжения в связи с людиковийской активизацией рифтовой структуры. Необычность состава и тренд дифференциации сближают его с заключительными дифференциатами расслоенных интрузивов. Перечисленные особенности позволяют сделать вывод, что расплав, сформировавший Пудожгорский интрузив, прошел предварительную камерную внутрикоровую (абиссальную) дифференциацию с отрывом и последующими внедрением и дифференциацией в условиях гипабиссальной фации с субвулканическим уклоном. Последнее сближает его с норильским и печенгским рудоносными типами трапповой формации.

Первоначальное базит-гипербазитовое расслоение обуславливается составом флюидов, в первую очередь соотношением сероводородного (H_2S) и углеродно-водородного (H_2+CH_4) компонентов (Маракушев, 1980), определяющих развитие процессов сульфуризации железистых расплавов и формирование платиноидно-медно-никелевых руд (Маракушев, 1999). Появление норильской и печенгской ветвей связано с различной щелочностью расплавов. При низкой щелочности (норильский тип) формируются безмагнетитовые сульфидные расплавы, не смешиваемые с одновременно появляющимися магнезиальными, а при повышенной щелочности (печенгский тип) – магнетитовые (Маракушев, 2002). Согласно экспериментальному моделированию такая сульфидно-силикатная несмешиваемость воспроизводится в сильно восстановительных условиях графитовых тиглей, что для Онежской впадины параллелизуется с восстановительным флюидным углеводородным потоком. Подтвержденный людиковийский возраст Пудожгорского и Койкарско-Святнаволоцкого интрузивов (Филиппов и др., 2007) позволяет предположить, что внедрение интрузивов и появление столь необычных расплавов происходило синхронно с накоплением шунгита в разрезе заонежского надгоризонта людиковия. Возраст печенгских рудоносных интрузивов 1982 ± 8 млн лет (Баянова, 2002) аналогичен пудожгорскому, близки и условия формирования впадин. Флюидонасыщенные долериты пудожгорского типа, как и габброидные дифференциаты печенгского, одинаково характеризуются высокой суммой щелочей – 4,5% и дифференцируются до монцо-гранитов.

Близкие геодинамические обстановки, синхронный характер траппового магматизма, наличие мощной углеродсодержащей вулканогенно-осадочной толщи людиковийского надгоризонта в Онежской и Печенгской впадинах позволяют прогнозировать наличие на глубине сульфидных Cu-Ni с МПГ руд печенгского типа. Такие рудные тела не выявлены до сих пор, так как уровень эрозионного среза Онежской впадины на 0,5-1 км меньше, чем Печенгской.

Генезис титаномагнетитового оруденения Пудожгорского интрузива – ликвационный, благороднометалльного – автотасоматический с трехэтапной концентрацией: внутрикоровая камера – гипабиссально-субвулканическая камера – горизонт (слой).

ЧАСТЬ II. ТЕХНОЛОГИЯ. ВСКРЫШНЫЕ ПОРОДЫ. ЭКОНОМИКА

ГЛАВА 11. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ИЗУЧЕННОСТЬ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ РУД

Степень технологической изученности титаномагнетитовых руд как железорудного (Fe-V) сырья соответствует стадии детальной разведки – испытания обогатимости и переработки руд проведены на объемных пробах весом до 2500 т специализированными институтами и в заводских условиях (табл. 11.1). Однако выполнены они были давно, в 1931-1941 гг. и 1949 г., еще до стадии предварительной разведки 1950-1951 гг., когда руды рассматривались как Fe-Ti-V. Позднее после завершения разведочных работ в 1952-1954 и 1963-1964 гг. Механобром продолжалось изучение обогатимости руд, а также и возможность извлечения сульфидов Cu из хвостов обогащения (рук. М.М. Кругликов) (табл. 11.1).

При отработке схемы обогащения титаномагнетитовых руд они не подразделялись на разновидности и рассматривались как один промышленный тип. На первом этапе руды оценивались прежде всего для получения Fe, а наиболее ценный компонент Ti представлял собой вредную примесь для доменной плавки. Только после 1952 г. они стали рассматриваться как комплексное сырье Ti, V, Fe, а технологии обогащения и переработки нацелены на более полное их извлечение и использование.

В 80-х годах прошедшего столетия в рудах были выявлены невысокие содержания благородных элементов – Pd, Pt, Au. Возможность извлечения их в сульфидный концентрат возглавлялась Институтом геологии КарНЦ РАН и проводилась в институте Механобр под руководством С.В. Петрова (Трофимов и др., 2002ф).

Большой цикл исследований по переработке и комплексному использованию титаномагнетитовых концентратов Пудожгорского месторождения проведен с участием ведущих институтов СССР – НИИЧМ, ЦНИИМ, ИМЕТ АН СССР, ВИМС, ЛПИ и предприятий Урала.

Технологические исследования на обогатимость проводились неоднократно институтом Механобр по большой группе проб в 1934-1935, 1941 и 1949 г. (руководитель И.А. Дружинин), в т.ч. по двум пробам весом 2000 и 2500 т, которые предназначались для заводских испытаний по обогатимости руд и переработке концентратов (табл. 11.1).

Технологическая проба весом 2500 т для проведения заводских испытаний была отобрана на участке Пат-гора (см. рис. 1.1). В отчете Еселева и др. (1952ф) не приводятся паспортных данных на эту пробу. Нет сведений о среднем содержании рудных компонентов в данном пересечении. Поэтому Институтом геологии КарНЦ РАН в пределах пройденного технологического карьера были опробованы кровля, центр и подошва рудного пласта (табл. 11.2), дающие общее представление об уровне содержаний $Fe_{вал}$, TiO_2 и V_2O_5 , которые, видимо, близки к средним для месторождения или чуть выше по содержанию V_2O_5 .

В 1949 г. в заводских условиях на Гороблагодатской обогатительной фабрике была переработана проба весом 2500 т по двухстадиальной схеме и дроблении до 60 меш. Получен концентрат с содержанием Fe – 53%, TiO_2 – 14%, V_2O_5 – 1,08%.

Работами Механобра на первом этапе исследований (1934-1935 гг.) была доказана возможность обогащения руд и разработана технологическая схема. Но так как дробление проводилось на второй стадии до 0,5 мм без учета минимального размера рудной вкрапленности, то получаемый концентрат содержал заниженные параметры всех компонентов: Fe – 50-51%, TiO_2 – 12,65-13,0%. И только при измельчении до крупности 0,15 мм был получен концентрат с содержанием: Fe – 54,51%, TiO_2 – 16,87% и V_2O_5 – 0,61%. Однако окончательно схема обогащения пудожгорских руд была доработана позднее, в 1952 г. и 1963-1964 гг. (руководитель М.М. Кругликов), при этом рассматривались два метода обогащения – магнитный и магнитно-флотационный (рис.11.1). Результаты этих работ использованы Савиной А.М. (1966ф) в геологическом отчете.

Таблица 11.1. Результаты испытаний обогатимости титаномагнетитовой руды Пудожгорского месторождения по работам 1931-1964 гг.

№ п/п	Год, дата отбора проб	Место отбора технологических проб	Содержание основных компонентов в исходной руде, %			Схема обогащения титаномагнетитовой руды	Концентрат, %				Извлечение компонентов, %		
			Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅		Выход концентрата	Содержание Fe	Содержание TiO ₂	Содержание V ₂ O ₅	Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅
01.09.08	1931	Мурьев кряж	19,62	4,70	0,18	Опытное обогащение руды путем мокрой электромагнитной сепарации в две стадии дробления при крупности 1-2 мм и 0,15 мм (Механобр)	11,60	54,51	16,87	0,61	32,40	48,20	40,00
2.	1934-1935	Пат-гора, карьер 2000 т	31,07	8,90	0,59		35,30	55,10	16,40	1,20	62,10	68,00	78,00
3.	1941	Проба 1 Пат-гора, карьер	29,19	6,96	0,46		39,50	49,98	12,65	0,86	67,60	71,70	77,30
4.	“-“	Проба 2 Пат-гора, карьер	28,40	6,92	0,43		38,00	50,61	12,66	0,94	66,50	69,00	75,00
5.	“-“	Проба 3 Див-гора, шх	28,72	6,44	0,43		38,60	50,92	12,76	0,91	67,50	70,70	79,40
6.	“-“	Проба 4 Мурьев кряж, шх	26,43	6,32	0,43		33,70	50,00	12,96	0,93	62,90	69,00	72,30
7.	1949	Не указано, 2500 т (видимо, в карьере Пат-горы)	29,85	8,66	0,57		-	52,09	15,32	1,03	-	-	-
8.	1952-1954	Проба 1-я Пат-гора Проба 2-я Пат-гора	17,30 24,60	3,75 6,41	0,30 0,32		-	53,00	14,00	1,08	-	-	-
9.	1963-1964	Проба 1 карьер Пат-гора 6 т	26,9,5	7,20	0,40		19,70 23,60	47,00 48,00	16,05 18,10	1,20 1,00	52,60 45,50	85,20 69,30	81,70 67,60
		Проба 2 К5БК-8ЛПРТ 6 т				30,37	55,06	16,77	1,21	63,24	75,81	87,39	
		Проба 3 Обьед. по скв. 0,5 т	30,87	9,00	0,43								
		Проба 4 Пат-гора, карьер 1 разн. 8 т	29,71	8,43	0,44								
		Проба 5 ББК – 8 ЛПРТ 4 т	25,50	6,65	0,35	31,26	53,09	16,20	0,97	56,56	57,36	72,40	
						30,51	53,36	15,71	1,19	“-“	“-“	“-“	
						29,33	64,64	15,25	1,04	66,00	69,08	76,25	

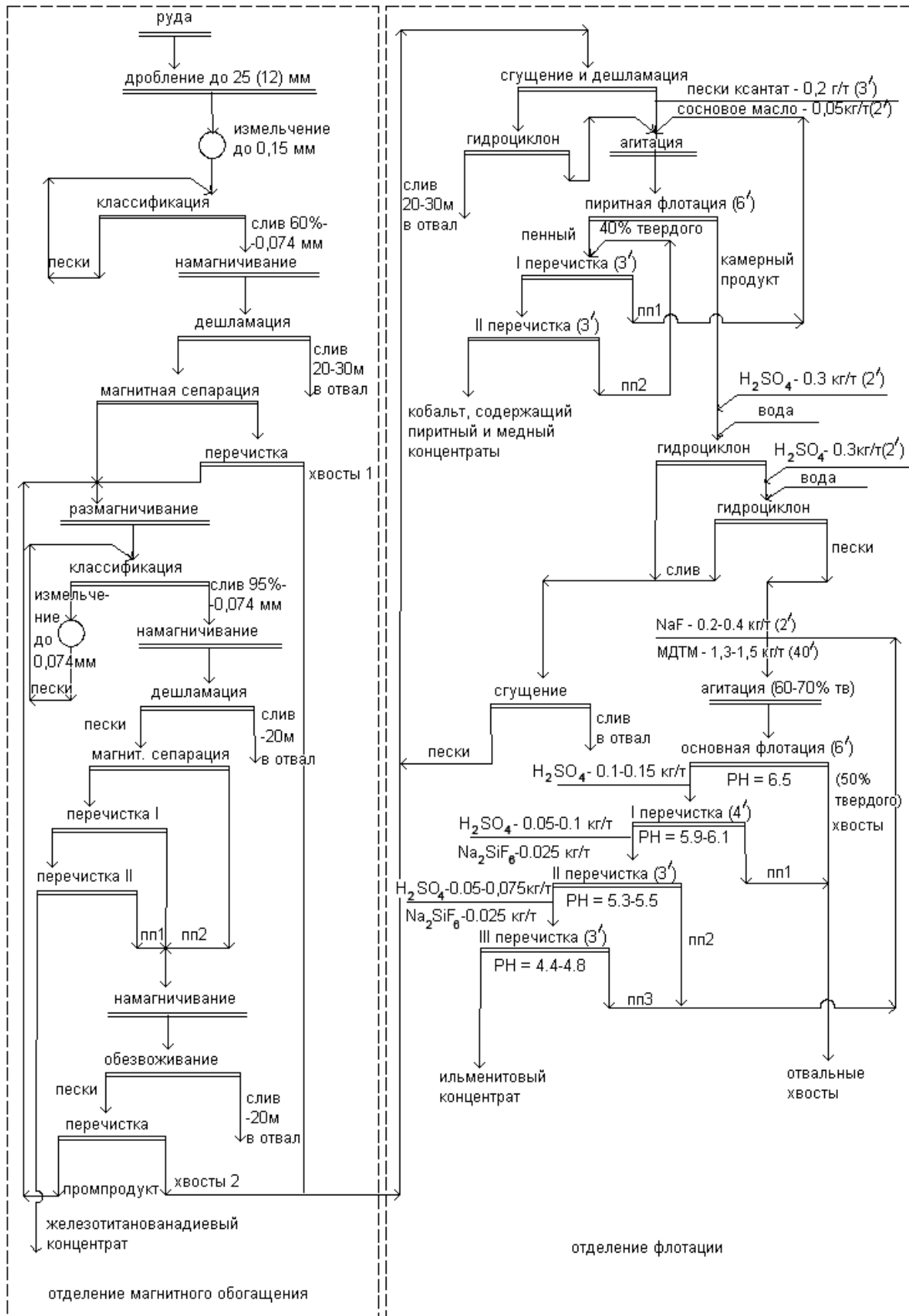


Рис. 11.1. Технологическая схема магнитно-флотационного обогащения пудожгорских руд (Дольдэ и др., 1965)

Таблица 11.2. Химический состав пород рудного пласта в технологическом карьере Пат-гора

Компоненты, мас. %	Надрудный горизонт	Рудный горизонт							
		Кровля. Обнажение. Слой 2		Центральная часть. Южная стенка карьера. Слой 2		Подошва. Слой 3			
						Уступ вост. стенки карьера		Обнажение	
387	346	358	359	362	355	357	349	350	
SiO ₂	49,30	27,60	28,45	29,20	28,40	30,10	37,20	33,13	34,80
TiO ₂	2,80	10,05	9,70	9,05	9,08	7,75	5,67	5,95	6,15
Al ₂ O ₃	11,67	9,35	9,80	11,04	11,00	11,34	14,00	12,85	11,70
Fe ₂ O ₃	3,17	16,32	15,16	14,52	15,20	17,94	11,44	14,95	12,00
FeO	14,10	23,42	22,70	22,70	23,18	18,97	16,38	17,94	20,12
Fe _{вал}	13,18	29,61	28,24	27,79	28,63	27,28	20,73	24,39	24,02
MnO	0,318	0,279	0,288	0,309	0,262	0,398	0,219	0,255	0,264
MgO	3,78	3,20	3,20	2,98	3,35	3,56	3,22	3,30	3,00
CaO	7,88	4,23	4,23	4,23	4,60	4,33	6,22	5,26	5,95
Na ₂ O	2,69	1,67	1,51	1,61	1,49	1,91	2,22	2,01	1,87
K ₂ O	1,12	0,87	0,88	1,13	1,02	0,89	1,03	0,89	0,96
H ₂ O	0,17	0,23	0,40	0,20	0,23	0,36	0,20	0,22	0,22
n.n.n	2,30	2,11	2,71	2,24	2,03	2,00	1,80	2,22	2,06
P ₂ O ₅	0,40	0,25	0,50	0,44	–	–	–	–	0,54
Сумма	99,8	99,70	99,52	99,64	99,88	100,83	99,96	100,01	99,63
V ₂ O ₅	0,041	0,554	0,555	0,385	0,572	0,517	0,394	0,286	0,428
Cr ₂ O ₃	0,076	0,0066	0,0064	0,0055	0,0058	0,0060	0,0073	0,0066	0,0052
S _{сульфид}	0,032	–	–	–	–	0,045	0,054	–	–

Работы 1963-1964 гг. по обогащению руды и переработке хвостов были проведены по рекомендации Государственной экспертной комиссии. Всего было отобрано пять технологических проб – № 1 - № 5 (табл. 11.1). Так как не все пробы соответствовали требованиям по составу и содержанию основных компонентов исследования – Fe, Ti, V и Cu, то в основном разработка комбинированной схемы обогащения была выполнена на пробах № 4 и № 5. Исходный состав этих проб приведен в табл. 11.3. Был применен мокрый электромагнитный способ обогащения на сепараторах с низким напряжением магнитного поля. Проведенные опыты по измельчению показали, что максимальное извлечение и содержание Fe в концентрате достигается при дроблении до 0,15-0 и 0,074-0 (табл. 11.4). Обогащение проб осуществлялось по трем вариантам (табл. 11.5). Оптимальной оказалась двухстадийная схема магнитного обогащения с измельчением руды до 0,5 и 0,074 мм.

При этом были получены концентраты с высокими содержаниями основных компонентов руды: Fe – 53,36-54,34%; TiO₂ – 15,71-15,26%; V₂O₅ – 1,19-1,10% и низким – вредных примесей: P₂O₅ – 0,049-0,063%; S – 0,04-0,03% при извлечении Fe по двум пробам от 55,56 до 66% (табл. 11.6). Фазовый анализ концентратов показал, что только до 6% железа приходится на долю его силикатных форм (табл. 11.7). В хвосты уходит Fe в форме магнетита и ильменита в количестве 6-10% (табл. 11.8).

Опытное обогащение на медь проводилось методом флотации. За основу были взяты хвосты магнитной сепарации пробы № 4. В хвостах при разделении их на фракции по крупности медь в основном содержится в классах 0,074-0,043 – 14,45% и 0,043-0 – 51,52%. В результате флотации хвостов был получен медно-сульфидный концентрат с выходом 0,94%, с высоким содержанием Cu – 23,86% при извлечении 70,45% (табл. 11.9).

Таблица 11.3. Качественная характеристика технологических проб (Савина, 1966ф)

№№ п/п	Основные компоненты	Проба № 4, состав, %		Проба № 5, состав, %	
		Институт Механобр	Хим. лаб. СЗТГУ	Институт Механобр	Хим. лаб. СЗТГУ
1.	Fe общ.	29,71	32,93	25,20	20,14
2.	TiO ₂	8,43	9,28	6,65	4,93
3.	V ₂ O ₅	0,44	0,61	0,35	0,36
4.	Cu	0,24	0,31	0,033	0,03
5.	Co	0,007	0,014	0,0065	0,01
6.	P ₂ O ₅	0,46	–	0,15	–
7.	S	0,16	не изуч.	сл.	не изуч.

Таблица 11.4. Результаты магнитной сепарации проб руды различной крупности измельчения (Савина, 1966ф)

Крупность, мм	Наименование продуктов	Проба № 4			Проба № 5		
		Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение, %
2-0	Промпродукт	58,83	38,04	76,07	53,75	36,76	78,92
	Хвосты	41,17	17,11	23,93	46,25	11,41	21,08
	Исходная руда	100,0	29,42	100,0	100,0	25,04	100,0
1-0	Промпродукт	53,50	40,01	73,27	45,09	41,00	75,24
	Хвосты	46,50	16,89	26,73	54,91	11,08	24,76
	Исходная руда	100,0	29,22	100,0	100,0	25,54	100,0
0,5-0	Промпродукт	47,50	44,19	70,68	39,23	46,01	73,95
	Хвосты	52,50	16,79	29,32	60,77	11,02	26,05
	Исходная руда	100,0	30,11	100,0	100,0	24,73	100,0
0,15-0	Концентрат	42,02	50,01	68,18	36,20	52,01	71,72
	Хвосты	57,98	16,95	31,82	63,80	11,74	28,28
	Исходная руда	100,0	30,89	100,0	100,0	26,12	100,0
0,074-0	Концентрат	35,06	53,70	62,11	33,55	54,10	69,48
	Хвосты	64,96	17,69	37,89	66,45	12,0	30,52
	Исходная руда	100,0	30,32	100,0	100,0	26,12	100,0
0,043-0	Концентрат	32,96	54,20	59,33	31,04	54,85	66,46
	Хвосты	67,04	18,30	40,67	68,96	12,45	33,54
	Исходная руда	100,0	30,85	100,0	100,0	25,60	100,0

Примечание. Таблицы 11.4-11.9 составлены Савиной А.М. по материалам Кругликова М.М.

Таблица 11.5. Результаты обогащения пробы № 4, пробы № 5 и их смеси по схемам испытаний (Савина, 1966ф)

№ пробы	Наименование схемы крупности измельчения руды, мм	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
				Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅	Cu	Co	Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅	Cu	Co
4	3-стадийная схема обогащения руды, крупность извлечения 2; 0,15 и 0,074	Концентрат	28,54	53,78	15,89	1,15	0,057	0,0040	52,87	52,87	68,92	4,17	13,03
		Хвосты	71,46	19,20	5,48	0,205	0,31	0,0109	47,13	47,13	31,08	95,83	86,97
		Исходная руда	100,00	29,01	8,57	0,46	0,24	0,0089	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
4	2-стадийная схема обогащения руды, крупность извлечения 0,5; 0,074	Концентрат	30,51	53,36	15,71	1,19	0,035	0,0071	56,56	57,36	72,40	7,29	18,18
		Хвосты	69,49	17,97	5,12	0,21	0,31	0,013	43,44	42,64	27,60	92,71	81,82
		Исходная руда	100,0	28,76	8,35	0,50	0,232	0,011	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
4	2-стадийная схема обогащения руды, крупность извлечения 0,5; 0,074	Концентрат	31,26	53,09	16,20	0,97	0,076	0,0072	57,93	58,88	70,47	9,83	20,18
		Хвосты	68,74	17,53	5,13	0,184	0,32	0,0126	42,07	41,12	29,53	90,17	79,82
		Исходная руда	100,0	28,64	8,59	0,43	0,244	0,109	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
5	3-стадийная схема обогащения руды, крупность извлечения 2; 0,15 и 0,074	Концентрат	26,88	54,24	15,43	0,95	0,087	0,006	59,74	70,42	70,57	8,04	14,42
		Хвосты	73,12	13,44	2,38	0,145	0,0375	0,0121	40,26	29,58	29,43	91,96	85,58
		Исходная руда	100,0	24,20	5,88	0,36	0,0298	0,0104	100,00	100,00	100,00	100,0	100,0
5	2-стадийная схема обогащения руды, крупность извлечения 0,5; 0,074	Концентрат	28,71	54,34	15,25	1,10	0,01	0,0064	63,24	65,10	78,50	9,96	19,90
		Хвосты	71,29	12,74	3,28	0,20	0,037	0,0102	36,76	34,90	21,50	90,04	80,10
		Исходная руда	100,0	24,69	6,73	0,40	0,0291	0,0092	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
5	2-стадийная схема обогащения руды, крупность извлечения 0,5; 0,074	Концентрат	29,33	54,64	15,25	1,04	0,01	0,0075	66,00	69,08	76,25	9,80	20,56
		Хвосты	70,67	11,67	2,83	0,123	0,039	0,0121	34,00	30,92	23,75	90,20	79,44
		Исходная руда	100,00	24,27	6,47	0,405	0,0306	0,0107	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Смесь проб 4 и 5	2-стадийная схема обогащения руды, крупность извлечения 0,5; 0,074	Концентрат	30,59	53,57	15,70	1,16	0,049	0,0039	53,38	58,25	75,42	7,42	11,51
		Хвосты	69,41	16,15	4,95	0,17	0,17	0,013	40,62	41,75	24,58	92,58	88,49
		Исходная руда	100,0	27,60	8,24	0,48	0,202	0,0102	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 11.6. Состав титаномагнетитовых концентратов, полученных при обогащении проб № 4 и № 5 и их смеси (мас.%) (Савина, 1966ф)

Элементы и окислы	Проба № 4	Проба № 5	Смесь: проба № 4 – 79% , проба № 5 – 21%
Fe _{общ.}	53,36	54,34	53,57
FeO	31,50	29,56	30,10
Fe ₂ O ₃	41,31	45,20	43,17
SiO ₂	4,36	4,26	4,35
Al ₂ O ₃	1,45	1,57	1,50
CaO	1,56	1,36	1,50
MgO	0,63	0,62	0,62
MnO	0,32	0,36	0,35
P ₂ O ₅	0,049	0,063	0,058
TiO ₂	15,71	15,26	15,70
V ₂ O ₅	1,19	1,10	1,16
Cu	0,055	0,01	0,035
Co	0,0071	0,0063	0,007
Cr ₂ O ₃	н/обн.	н/обн.	н/обн.
As	н/обн.	н/обн.	н/обн.
Pb	сл.	сл.	сл.
Ni	н/обн.	н/обн.	н/обн.
S	0,04	0,03	0,03
н.п.п.	отриц.	отриц.	отриц.
Сумма	98,21	99,37	93,57
<u>CaO+MgO</u>			
SiO ₂ +Al ₂ O ₃	0,37	0,34	0,36

Таблица 11.7. Распределение форм соединений железа в пудожгорских рудах (Савина, 1966ф)

№ пробы	Формы соединений железа	Концентрат	
		Содержание железа, %	Распределение, %
Проба 4	Железо общее	53,55	100,00
	в форме магнетита	39,04	72,90
	ильменита	11,30	21,10
	силикатов	3,21	6,00
Проба 5	Железо общее	54,64	100,00
	в форме магнетита	42,38	77,55
	ильменита	10,63	19,45
	силикатов	1,63	3,00

Таблица 11.8. Результаты фазового химического анализа железа в хвостах магнитного обогащения (Савина, 1966ф)

№ пробы	Формы соединений железа	Хвосты магнитной сепарации	
		Содержание железа, %	Распределение, %
Проба 4	Железо общее	17,53	100,00
	в форме магнетита	–	–
	ильменита	1,93	10,00
	силикатов	15,60	90,00
Проба 5	Железо общее	11,26	100,00
	в форме магнетита	0,68	6,04
	ильменита	–	–
	силикатов	10,58	93,96

Таблица 11.9. Результаты флотации хвостов по извлечению Cu и Co (Савина, 1966ф)

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	S	Co	Cu	S	Co
Концентрат	0,94	23,86	14,88	0,011	70,45	58,09	0,78
Промпродукт 1	0,60	0,92	0,83	0,013	1,57	3,74	0,62
Промпродукт 2	6,62	0,24	0,27	0,014	4,71	7,47	6,16
Хвосты	92,84	0,08	0,08	0,013	23,27	30,70	92,44
Исходный продукт	100,00	0,318	0,241	0,0130	100,00	100,00	100,00

Оптимальная крупность подготовки продукта для флотационного обогащения признана 0,043 мм (85%). Исследования также показали, что в результате флотационного обогащения концентрирование Со в промпродукт не происходит.

Таким образом, на заключительном этапе исследований также была разработана схема обогащения хвостов магнитной сепарации методом флотации по концентрированию и выделению в самостоятельный продукт медьсодержащих минералов (Дольдэ и др., 1965; Савина, 1966Ф). Как подтвердили более поздние исследования, выполненные С.В. Петровым, именно магнитно-флотационная схема является наиболее выгодной для извлечения всего комплекса благородных элементов (Трофимов и др., 2002ф).

По результатам технологических исследований обогатимости и переработки пудожгорских руд и их комплексному использованию издан коллективный труд (Дольдэ и др., 1965). Все работы по месторождению – разведочные, технологические, экономическая оценка – шли под грифом и результаты их не публиковались. Была издана лишь одна работа «Комплексное использование титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения». (Дольдэ и др., 1965). Она вышла небольшим тиражом под грифом «ДСП» в г. Петрозаводске и практически неизвестна. По этой причине приведено много таблиц из данной работы, т.к. сослаться на них не имеет смысла из-за невозможности найти книгу в библиотеке. Ниже даются технологическая схема обогащения (рис. 11.1) и технологические показатели по Дольдэ и др. (1965) (табл. 11.10).

Таблица 11.10. Технологические показатели обогащения по схеме магнитной сепарации (Дольдэ и др., 1965)

Наименование продуктов	Степень измельчения, мм	Выход	Содержание, %			Извлечение, %
			Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅	
Железотитанованадиевый концентрат	0,074-0	29,0	53,0	16,00	0,90	56,1
Хвосты		71,0	16,40	3,40	0,197	43,1
Исходная руда	0,053-0	100,0	27,0	–	–	100,0
Железотитанованадиевый концентрат		27,0	55,0	16,80	0,95	55,0
Хвосты		73,0	16,7	3,46	0,197	45,0
Исходная руда	–	100,0	27,0	–	–	100,0

Выполнен большой цикл исследований по переработке и комплексному использованию титаномагнетитовых концентратов Пудожгорского месторождения с участием ведущих институтов СССР – НИИЧМ, ЦНИИМ, ИМЕТ АН СССР, ВИМС, ЛПИ и крупнейших предприятий Урала.

Заводские испытания по металлургическому переделу руд проводились в 1950 г. на Гороблагатской обогатительной фабрике и Кузнецком металлургическом комбинате по устаревшей технологии, не ориентированной на максимальное извлечение двуокиси Ti, путем агломерации и плавки в электропечах. При опытных заводских плавках переработано 400 т агломерата, из которого получено 215 т чугуна, при извлечении ванадия в шлаке – 86,3% (Резниченко, Шабалин, 1986). Исходный вес технологической пробы составил 2500 т. Так как титаномагнетитовый концентрат из-за тонкой деагрегации не может непосредственно использоваться в электротермии, в Институте стали и сплавов (ИМЕТ АН СССР) проводились работы по его агломерации, а также восстановлению агломерата и исследованию процесса плавки в рудновосстановительных печах.

Позднее в 1965-1966 гг. Институтом металлургии РАН в лабораторных условиях была отработана современная двухстадийная бесфлюсовая схема восстановления титаномагнетитового концентрата с получением богатых титановых шлаков в специально изготовленной вращающейся печи с последующим отплавлением в лабораторной электропечи нескольких проб восстановленного концентрата. «Экономические расчеты показали, что двухстадийная плавка позволяет получать высокотитанистые шлаки для производства пигментного диоксида титана на 20-25% дешевле по сравнению с одностадийной плавкой непосредственно в электропечи. Это связано со значительным (в 3 раза) снижением расходов электроэнергии. Применение двухстадийной плавки делает экономически рентабельной переработку титаномагнетитовых концентратов с получением высокотитанистого шлака и большого количества ванадийсодержащего чугуна» (Резниченко, Шабалин, 1986, стр. 42, абз. 1). «Сопоставляя данные расчета для вариантов безфлюсовой плавки по двухстадийной схеме и опытные данные флюсовой плавки пудожгорского агломерата в электропечи на Кузнецком металлургическом комбинате, можно констатировать, что расход электроэнергии сокращается примерно

в два раза (взято процентное содержание тепла, вносимого электроэнергией). Если же взять за сравнение абсолютный расход электроэнергии на 1 т чугуна, то он при флюсовой плавке агломерата составил 2500 квт/ч, а при бесфлюсовой плавке концентрата по новому электротермическому процессу ожидается около 600 квт/ч» (Резниченко, Шабалин, 1986, стр. 126, абз. 3). Другими авторами (Дольдэ и др., 1965) расход электроэнергии оценивается выше – 1100 квт/час (табл. 11.11).

В этот же период разработана технология получения пигмента диоксида титана из шлаков (ЛИМП, Челябинский филиал) (Отчет., 1963ф). «В результате проведенных исследований показана принципиальная возможность получения пигментного диоксида титана из пудожгорских шлаков, разработана технологическая схема, определен оптимальный состав шлака, установлены некоторые общие зависимости между составом шлака и отдельными технологическими параметрами, а также изучено влияние состава предгидролизного раствора на качество пигмента и определены условия гидролиза, обеспечивающие получение пигментного диоксида титана (ГОСТ 9808-65) из пудожгорских шлаков» (Резниченко и др., 1986, стр. 136, последний абз.). При двухстадийной бесфлюсовой плавке получают богатые титаном шлаки.

Таблица 11.11. Техничко-экономические показатели плавки в руднотермических печах различных железотитанованадиевых концентратов (Дольдэ и др., 1965)

Показатели	Концентрат			
	пудожгорский	копанский	кручининский	лысанский
Химический состав чугуна, %				
V	0,72	0,62	0,16	0,20
Cr	–	0,20	–	0,40
S	0,01	0,01	0,02	0,01
P	0,027	0,09	0,12	0,06
Выход шлака, т/т чугуна	0,645	0,482	0,650	0,810
Химический состав шлака, %				
TiO ₂	45,36	50,21	65,00	44,20
SiO ₂	23,03	15,51	10,90	23,20
CaO	19,60	15,30	10,70	2,50
Cr ₂ O ₃	–	0,10-0,40	–	0,07-0,30
Удельный расход электроэнергии, квт/час чугуна	1100	970	1120	1090

Пудожгорские руды характеризуются низким содержанием вредных примесей, что позволяет получать высококачественный чугун, пригодный для выплавки наиболее дорогих марок сталей (табл. 11.12). При комплексном использовании продуктов плавки (чугуна и шлака) расход энергии на единицу чугуна не будет превышать 400-500 квт/час.

Таблица 11.12. Химический состав пудожгорского полупродукта и некоторых марок сталей, % (Дольдэ и др., 1965)

Элементы	Пудожгорский полупродукт	Инструментальная углеродистая сталь	Шарикоподшипниковая сталь	Электротехническая сталь
C	2.70	0.65-1.35	1.0	0.05
Mn	0.04	0.14-0.30	0.27-0.36	0.20
Si	0.05	0.15-0.30	0.24-0.34	0.05-3.00
Cr	–	0.15	0.4-1.48	–
Ni	–	0.20	0.30	0.15-0.20
Cu	–	0.20	0.25	0.15
S	0.01	0.02	0.01	0.008-0.03
P	0.025	0.03	0.015	0.015-0.025

По лабораторным данным получены нижеследующие расходные коэффициенты: общий выход на готовый диоксид титана – 77%, расход шлака на 1 т диоксида титана – 2,36 т, расход серной кислоты на 1 т диоксида – 4,0 т в пересчете на моногидрат (Резниченко, Шабалин, 1986).

ГЛАВА 12. ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Работы по металлургическому переделу титаномагнетитового концентрата, начатые институтом ИМЕТ в 1965-1966 гг. в лабораторных условиях непосредственно на пудожгорских рудах продолжались все последующие годы, при активном участии других институтов РАН – Института металлургии Уральского отделения и Института химии и технологии редких элементов и минерального сырья Кольского НЦ. За разработку теоретических основ комплексной переработки нетрадиционных руд была присуждена Государственная премия России в 2000 г. в области науки и техники (Трофимов и др., т. III, 2005ф).

Примененная в 1965-1966 гг. новая бесфлюсовая двухстадийная схема восстановления титаномагнетитового концентрата во вращающейся печи с последующим отплавлением в лабораторной электропечи (Резниченко, Шабалин, 1986) была усовершенствована и получила авторское название «Электротермическая переработка титаномагнетитового концентрата».

В ее основе использована технология непрерывного и, как следствие, энергосберегающего передела концентрата. Процесс этот состоит из двух стадий: 1 – предварительное восстановление титаномагнетитового концентрата твердым углеродом во вращающейся печи; 2 – поступление нагретого железо-титанового продукта на электротермический передел с разделением на металлическую и шлаковую титан-ванадиевую фазы. Металлическая фаза является основой для получения легированной ванадием стали (за счет неполного извлечения его во вторую фазу). Титан-ванадиевая составляющая перерабатывается с отделением пятиоксида ванадия и рутильного ($TiO_2 - Ti_2O_3$) и анатазового ($TiO_2 - Ti_2O_3$) продуктов (рис. 12.1).

Согласно технологии ИМЕТ получаемый от плавки титаномагнетитового концентрата природнолегированный стальной продукт содержит ванадия до 0,35% и углерода до 2%. Его доля в балансе восстановления в металл составляет 10-30% (Резниченко, Морозов, 2005ф). За счет низких содержаний вредных примесей (S и P) в пудожгорских концентратах идет прямое получение природнолегированной высокопрочной стали, минуя чугуны (табл. 12.1). Такие стали используются для изготовления нефте- и газопроводных труб большого диаметра, железнодорожных рельсов, горно-металлургического оборудования.

В шлаковую фазу от плавки в электропечи восстановленных концентратов поступают Ti, V (0,65-0,95%), Al, Mg, редкие и рассеянные элементы. По содержанию TiO_2 титано-ванадиевые шлаки из титаномагнетитов могут приравниваться (48-52% TiO_2) к ильменитовым концентратам (табл. 12.2), а по содержанию V_2O_5 попадают в категорию между высокованадиевыми концентратами (>1%) и моношлаками от продувки ванадиевых чугунов (3-5%) (Резниченко, Морозов, 2005, ф). Состав шлака зависит от зольности угля и его количества, задаваемого степенью восстановления Fe и Ti. При использовании угля Печорского бассейна расходуется 136 кг на 1 т концентрата, что обеспечивает выход титанистого шлака – 33,3%, металла – 51,7% (Резниченко, Морозов, 2005ф).

Согласно договору Института геологии КарНЦ РАН с институтом ИМЕТ для составления ТЭО расчетным путем были определены технические и экономические показатели переработки Пудожгорского титаномагнетитового концентрата электротермическим способом (табл. 12.3).

Эти показатели положены в основу технико-экономических расчетов для электротермического передела пудожгорского концентрата при условии содержания ведущих компонентов: Fe – 53,6%, TiO_2 – 15,7%, V_2O_5 – 1,16% и годовой переработки его 2 млн т (см. гл. 11). При этом годовой выпуск Ti-V шлака составляет 666,7 тыс. т, металла – 1033,3 тыс. т. Товарной продукцией будут являться технический пентаоксид ванадия, рутиловый и стальной природнолегированный продукты.

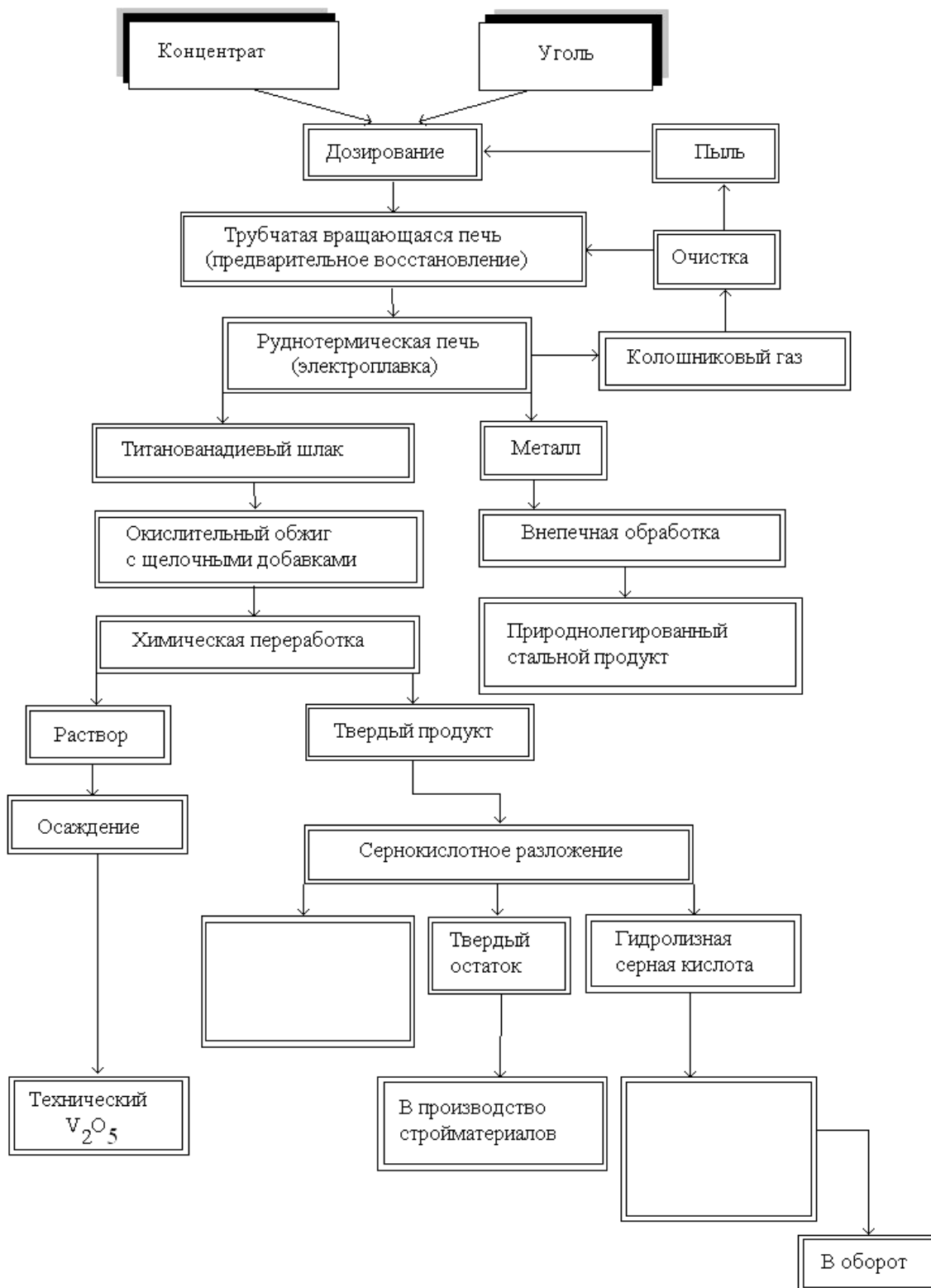


Рис. 12.1. Схема комплексной переработки титаномагнетитового концентрата (Резниченко, Морозов, 2005ф)

Таблица 12.1. Химический состав природнолегированного металла (Резниченко, Морозов, 2005ф)

Содержание компонентов, мас.%						
Ti	Si	Fe	Mn	V	S	C
0,05	0,23	97,89	0,06	0,21	0,06	1,47

Таблица 12.2. Химический состав титанатного шлака (Резниченко, Морозов, 2005ф)

Содержание компонентов, мас.%												
TiO ₂ общ.	TiO ₂	Ti ₂ O	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	V ₂ O ₅	P ₂ O ₅	S	Прочие
45,95	35,3	9,55	12,3	8,44	10,8	1,20	6,55	11,3	3,00	0,06	0,12	1,17

Таблица 12.3. Основные технические показатели переработки концентрата двухстадийным методом на 1 т титан-ванадиевого шлака (Резниченко, Морозов, 2005ф)

Технические показатели	Единицы измерения	Количество
Концентрат	т	3,0
Уголь	кг	482
Металл	т	1,55
Электроэнергия	кВт/час	1000
Электроды	кг	12,3
Мазут на отопление вращающейся печи	кг	25,5
Воздух во вращающейся печи	м ³	3100
Технологические газы	м ³	810

Укрупненные технико-экономические показатели металлургической переработки титаномагнетитовых концентратов из руды Пудожгорского месторождения рассчитаны институтом ИМЕТ по аналогии с Чинейским месторождением (Забайкалье), а химическая переработка Ti-V шлака – с Кокшаровским месторождением (Дальний Восток). Капитальные вложения на металлургический и химический переделы составляют 1,56 млрд руб. (табл. 12.4).

Таблица 12.4. Капитальные вложения в металлургический передел и химическую переработку Ti-V шлака (Резниченко, Морозов, 2005ф)

Передел и переработка	Капитальные вложения, тыс. руб. (цена 2004 г.)
Восстановительный обжиг	187061
Выплавка шлака и металлы	703713,5
Металлургическое производство – всего	890774,5
Химическая переработка шлака	668080
ИТОГО	1558854,5

Извлечение рутилового продукта из шлака 96% – 293760 т/год, а пентаоксида ванадия – 95%, что составит 666666,7 x 0,03 x 0,95 – 24700 т/год.

ГЛАВА 13. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ИЗУЧЕННОСТЬ СОПУТСТВУЮЩЕГО БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНОГО ОРУДЕНЕНИЯ

Технологические исследования проводились в период 1999-2002 гг. по заданию Комитета природных ресурсов по РК в рамках работы Института геологии КарНЦ РАН по проекту «Новые типы платинометалльных проявлений». Лабораторно-технологические исследования по обогащению комплексных руд Пудожгорского месторождения с целью извлечения БЭ выполнены в институте Механобр С.В. Петровым (Трофимов и др., 2002ф). Для выполнения этих работ по разрезу рудного пласта были подготовлены две пробы из керна скважин № 275 и № 360 (см. главу 9). Результаты аналитических исследований лабораторией института Механобр среднего состава исходных проб дали сопоставимые результаты с данными Института геологии (табл. 13.1).

Таблица 13.1. Содержание главных рудных компонентов технологических проб титаномагнетитовой руды (Голубев и др., 2001)

№ проб	Содержание, мас.%				Содержание, мас.%			
	Cu	TiO ₂	Fe	V ₂ O ₅	Pt	Pd	Au	Ag
Скв.275	0,115	8,5	28,9	0,65	0,3	0,54	0,26	2,7
Скв.360	0,188	8,7	27,4	0,56	0,22	0,54	0,27	2,2

Технологические работы подтвердили, что именно к участкам развития халькопирит-борнитовой ассоциации приурочены основные концентрации благородных металлов. Были определены содержания металлов платиновой группы (МПГ) и золота в сульфидной фазе руд. Установлены высокие концентрации легкоплавких платиноидов и золота (табл. 13.2), которые близки к малосульфидным рудам расслоенных массивов Федорово-Панские тундры и Стиллуотер.

Таблица 13.2. Содержание благородных металлов в сульфидной фазе руд Пудожгорского месторождения (Трофимов и др. 2002ф)

Скважина № 360	Содержание элементов, г/т						
	Pd	Pt	Au	Rh	Os	Ir	Ru
Кровля рудного горизонта	26,4	6,2	24,3	0,9	0,09	0,14	0,5
Рудный пласт	111,3	32,9	36,3	4,6	0,72	1,2	2,6
Подошва рудного пласта – кровля надрудного горизонта	12,2	5,0	1,75	0,16	0,17	0,32	1,4

Исследования подтвердили, что наиболее приемлема, как это было установлено ранее (см. главу 11), магнитно-флотационная схема обогащения. БЭ вместе с сульфидной фазой при обогащении руды уходят в хвосты магнитной сепарации. Обогащение хвостов флотацией с двумя перемешками позволило получить медный концентрат (22,1% Cu) с извлечением 68,5% от руды. Он содержит высокую концентрацию БЭ (г/т): Pt – 9,9-11,9; Pd – 22,7-26,4; Au – 12,8-19,3 (табл. 13.3).

Таблица 13.3. Результаты обогащения проб ТХ 275 и ТХ 360 по магнитно-флотационной схеме (Голубев и др., 2001)

Технологический продукт	Pt		Pd		Au		Ag		Cu	
	Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, г/т	Извлечение, %
Проба 275										
Медный концентрат	9,9	60,8	22,7	71,7	12,8	82,9	64	40,3	16,6	48,8
Хвосты флотации	0,12	23,1	0,15	14,9	0,05	10,2	1,5	29,7	0,033	14,8
Немагнитная фракция ММС 1	0,31	83,9	0,85	86,6	0,44	93,1	3,4	70	0,15	72
Магнитный концентрат	0,1	17,1	0,16	13,4	0,04	6,9	1,8	30	0,072	28
Исходная руда	0,3	100	0,54	100	0,26	100	2,7	100	0,115	100
Проба ТХ 360										
Медный концентрат	11,9	69,4	26,4	72,4	19,3	91,5	77	45,8	22,2	68,5
Хвосты флотации	0,08	22,4	0,14	18,4	0,02	4,5	1,2	34,3	0,063	20,3
Немагнитная фракция ММС 1	0,32	91,8	0,68	90,8	0,41	96	2,7	80,1	0,24	93
Магнитный концентрат	0,05	8,2	0,12	9,2	0,03	4	1,2	19,9	0,038	7
Исходная руда	0,22	100	0,54	100	0,27	100	2,2	100	0,188	100

Ранее, в 1965 г., исследованиями института Механобр была доказана возможность получения медно-сульфидного концентрата с содержанием Cu – 23,86% при извлечении 70,45% (см. главу 11). Но экономические расчеты показали тогда нерентабельность извлечения Cu из хвостов вследствие низких ее содержаний в исходной руде. Наличие БЭ в сульфидном концентрате делает этот процесс прибыльным.

ГЛАВА 14. КАЧЕСТВО И ЗАПАСЫ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД

При проведении разведочных работ вскрышные породы не изучались и как полезное ископаемое не рассматривались. Поэтому согласно геологическому заданию от 07.07.2004 г. Государственного комитета по лесному и горнопромышленному комплексу РК в рамках проекта «Геолого-экономическая оценка Пудожгорского месторождения комплексных благороднометалльных Fe-Ti-V руд» Институтом геологии КарНЦ РАН проведена также оценка пригодности вскрышных пород в качестве строительного камня для производства щебня с подсчетом запасов по категориям С₁+С₂.

Для оценки площади по кат. С₁ был выбран участок размером 1,2 км² в интервале р.л. № 10 – №1 с наиболее пологим залеганием интрузива (см. рис. 4.1-4.5), обеспечивающий необходимое количество запасов и позволяющий подготовить при выемке строительного камня на щебень с опережением руды с коэффициентом вскрыши 0 – 1,5 в количестве 63 млн т (1,2·10⁶ м²·15 м·3,5 т/м³), что обеспечило бы опережающую подготовку ее на 9 лет работы ГОКа.

Месторождение имеет простое геологическое строение. Грубая дифференциация надрудных пород от долеритов-монцодолеритов до кварцевых диоритов-монцогранитов не дает колебаний качества сырья, выходящих за пределы требований ГОСТ. Вмещающие интрузивы граниты также являются высококачественным сырьем для производства щебня.

По сложности геологического строения месторождение строительного камня отнесено к 1-й группе согласно «Классификации... 1997», что определяет расстояние между выработками для категории С₁ – 400 м.

Плотность вскрышных пород (Трофимов, Максимычева, 1989) составляет (г/см³): надрудных монцодолеритов и кварцевых диоритов – 3,08-2,94; эндоконтактовых долеритов – 3,07; гранодиоритов, монцодиоритов и монцогранитов с гранофиром (соответствующих диабазовым пегматитам по: Еселев и др., 1952ф) – 2,78-2,94. В полевых условиях кровля рудной залежи хорошо отбивается по величине магнитной восприимчивости – 150-300 ед. СИ·10⁻⁵, что очень важно для эксплуатационных работ при проведении опробования.

Физико-механические испытания исходной горной породы и проб щебня проведены в лаборатории ИГ КарНЦ РАН. Испытания исходной горной породы выполнялись по методам, определяющим соответствие пород требованиям ГОСТ 9479-98 «Блоки». Результаты испытаний приведены в табл. 14.1.

Таблица 14.1. Физико-механические характеристики исходной горной породы (Трофимов, Смирнова, 2005ф)

№ п/п	Наименование показателей	Требования ГОСТ 9479-98	Значения показателей		
			минимальное	максимальное	среднее
1.	Прочность в сухом состоянии, Мпа	≥80	121	170	144
2.	Прочность в водонасыщенном состоянии, Мпа		104	126	118
3.	Снижение прочности при сжатии в водонасыщенном состоянии, Мпа	≤30	17		
4.	Прочность после 50 циклов замораживания, МПа	не нормируется	70	92	83
5.	Средняя плотность, кг/м ³	≥2500	3090	3610	3266
6.	Истинная плотность, кг/м ³	не нормируется	3100	3690	3280
	Морозостойкость, марка	F15-F200	F35		
7.	Пористость, %	не нормируется	0,28	0,32	0,31
8.	Водопоглощение, %	≤0,75	0,03	0,06	0,05
9.	Истираемость, г/см ²	≤0,5	0,18	0,33	0,23
	мм	≤1,9	0,57	0,92	0,7

Вскрышные породы Пудожгорского месторождения по всем показателям физико-механических свойств удовлетворяют требованиям ГОСТ 9479-98 и пригодны для производства щебня высоких марок.

Определения качественных показателей щебня производились по методике в соответствии с ГОСТ 8269.0-97 «Щебень...». В результате испытаний установлено, что щебень из пород месторождения обладает высокими физико-механическими свойствами, соответствует требованиям ГОСТ 8267-93 «Щебень...» по всем показателям (за исключением содержания зерен слабых пород во фракции 5-10 мм в одной из проб), а также требованиям к щебню для приготовления щебеночно-гравийно-песчаных смесей согласно ГОСТ 25607-94 «Смеси...».

Физико-механические свойства щебня из вскрышных пород Пудожгорского месторождения приведены в табл. 14.2.

Таблица 14.2. Физико-механические свойства щебня (Трофимов, Смирнова, 2005ф)

Наименование показателей	Ед. изм.	Средние значения показателей качества щебня различных фракций				Требования ГОСТ 8267-93
		5-10 мм	10-20 мм	20-40 мм	40-70 мм	
Долериты – диориты						
Истинная плотность	г/см ³	3,07-3,14				
Средняя плотность	г/см ³	3,07	3,08	3,07	3,07	
Водопоглощение	%	0,26	0,22	0,14	0,1	
Насыпная плотность	кг/м ³	1434	1438	1468	1481	
Выход щебня	%	16,73	21,1	26,33	19,34	
Дробимость при сжатии (потери по массе): в сухом состоянии	%	4,3	4,48	4,53		F1400≤12%
в водонасыщ. состоянии	%	3,93	4,64	6,94		F1200-12-16%
Марка по дробимости		1220-1400	1200-1400	1000-1400	–	600-1400
Марка по истираемости		И1	И1	И1		И1-И4
Количество лещад. зерен	%	13,59	11,54	7,21	2,73	<50
Содержание зерен слабых пород	%	4,94	1,74	нет	нет	<5 (для марок 1000-1400)
Содержание пылевидных и глинистых частиц	%	0,26	0,21	0,15	0,12	<1,0
Марка по морозостойкости		F50,F100	F50, F100	F50, F100	F50	>F15
Показатель сопротивления удару	усл. ед.	1376-2504				не нормируется
Уд. элект.проводимость	см/м	0,014-0,027				
Граниты						
Выход щебня	%	14,67	15,22	25,28	29,07	
Дробимость при сжатии (потери по массе) в водонасыщ. состоянии	%	10,49	13,95	16,96		F1200-12-16%
Марка по дробимости		1200-1400	1200-1400	800-1400	–	600-1400
Истираемость (потери по массе)	%	28,6	27,7	29,4		И2-25-35
Марка по истираемости		И2	И2	И2		И1-И4
Количество лещад. зерен	%	12,64-19,15	11,9-12,2	8,03-9,06	1,85-2,25	<50

Качество песков-отсевов, получаемых при производстве щебня, оценено на соответствие требованиям ГОСТ 8736-93 «Песок для строительных работ. Технические условия». В результате установлено, что пески-отсевы соответствуют требованиям ГОСТ 8736-93, относятся к категории песков повышенной крупности и могут использоваться для строительных работ.

Радиационно-гигиеническая оценка сырья осуществлена на основе отбора и гамма-спектрометрического анализа 11 проб на определение содержания радиоактивных элементов в лаборатории ИГ КарНЦ РАН. Исследования показали, что по удельной эффективной активности естественных радионуклидов вскрышные породы Пудожгорского месторождения (габбродиабазы – 40-141 Бк/кг, граниты – 206-214 Бк/кг) относятся к сырью 1 класса и полученный из них щебень может использоваться во всех видах строительства без ограничений. Прочность пород составляет 142-170 МПа.

Подсчет запасов выполнен на геологической карте м-ба 1:5000 с сечением рельефа 2 м, составленной по топосъемке м-ба 1:2000 (см. рис. 4.1). Запасы оконтурены по сети скважин 1950-1951 гг. до кровли рудного горизонта с учетом охранный целика 2 м, с использованием геологиче-

ских разрезов м-ба 1:2000 (см. рис. 4.2-4.9). Так как основой послужила разведочная сеть скважин, пробуренных для исследования титаномагнетитовых руд, то оконтуривание блока кат. С₁ проведено по сети 100х200 м, блоков кат. С₂ – 100-200 х 400-500 м. В кат.С₂ отдельно геометризованы и подсчитаны запасы надрудных пород интрузива (граниты) и вмещающих пород Пудожгорского месторождения, которые утверждены в ТКЗ при Территориальном агентстве по недропользованию по Республике Карелия – протокол № 04-05 от 07.02.2005 г. (Трофимов, Смирнова, 2005ф) в количестве: кат. С₁ – 40390,5 тыс. м³, кат. С₂ – 161932,5 тыс. м³, в т.ч. 35884,9 тыс. м³ гранитов (табл. 14.3).

Таблица 14.3. Таблица подсчета запасов по Пудожгорскому месторождению строительного камня на щебень и рыхлых вскрышных пород по состоянию на 15.12.2004 г. (Трофимов, Смирнова, 2005ф)

№ блока	Площадь блока, м ²	Мощность, м			Объем, м ³		
		Рыхлых вскрышных пород	Полезной толщи на строительный камень		Рыхлых вскрышных пород	Полезной толщи на строительный камень	
			габбродиабазов	гранитов		габбродиабазов	гранитов
Кат. С ₁							
С ₁ -1	749778	2,46	53,87	–	1844454	40390541	–
Кат. С ₂							
С ₂ -1	1755293	2,74	71,81	–	4809503	126047590	–
С ₂ -2	933045	–	–	38,46	–	–	35994911
Итого кат. С ₂	1755293	2,74			4809503	126047590	35884911
Итого кат. С ₁ +С ₂ по разновидностям пород					6653957	166438131	35884911
Всего по месторождению кат. С ₁ +С ₂	2505071	2,66			6653957	202323042	

Принятые на баланс запасы вскрышных пород кат. С₁+С₂ в качестве строительного камня на щебень не охватывают весь объем вскрышных пород. При их оценке заведомо были исключены участки с крутым падением рудного пласта и соответственно высоким коэффициентом вскрыши. Эти участки или не будут обрабатываться вовсе, или будут третьеочередными. В проекте института «Гипроруда» (1964 г.) по открытой добыче титаномагнетитовых руд такие участки были включены. Общий объем вскрышных пород был оценен в 668,5 млн т, что при средней плотности пород составляет около 230 млн м³.

ГЛАВА 15. ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Геолого-экономическая оценка Пудожгорского месторождения на уровне укрупненных расчетов (исполнитель А.В. Бархатов) была выполнена Институтом геологии КарНЦ РАН в 2004 г. (Трофимов и др., 2005ф). За основу расчетов были взяты горно-технические параметры отработки месторождения открытым способом (см. контур карьера на рис. 4.1) из проекта института «Гипроруда» (Отчет «Технико-экономическое обоснование....», 1964ф), выполнявшегося по заданию Карельского Совнархоза: добыча руды – 7 млн т, концентрат на переработку – 2 млн т. Был принят выход концентрата 28,6%, который, видимо, выше, но в заводских условиях по схеме обогащения, разработанной институтом Механобр, не определялся (см. табл. 11.1). Исходные данные по металлургическому переделу рассчитаны институтом ИМЕТ (исполнители В.А. Резниченко, А.А. Морозов) для Пудожгорского месторождения согласно договору с Институтом геологии (Трофимов и др., т. III, 2005ф).

Затраты, связанные с организацией производства щебня из вскрышных пород, приняты по аналогии с месторождениями Лобское и Райконкоски при годовом выпуске продукции 6200 т. Объем годовой продукции щебня определен исходя из условий организации производства и транспортных возможностей РК, но без учета потребностей строительства железной дороги. Он не является минимально достаточным для опережающей вскрыши рудного пласта, даже при условии пуска ГОКа спустя 10-15 лет после начала эксплуатации объекта.

Основные направления капитальных затрат: производство щебня; рудный карьер; обогатительный комбинат; химико-металлургический комбинат; очистные сооружения; железная дорога, порт, город и др. (табл. 15.1.).

Себестоимость 1 т природнолегированного металла составит 85,6\$, при рыночной цене 300\$, а 1 т пентаоксида ванадия – 156,6\$, при рыночной цене – 10500\$ (Трофимов и др., т. II, III, 2005ф).

Таблица 15.1. Основные показатели технико-экономической оценки освоения Пудожгорского месторождения (Трофимов и др., 2005ф)

Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели
1. Добыча руды	тыс. т	7000
2. Вскрышные работы	тыс. т	10500
3. Количество титаномагнетитового концентрата	тыс. т	2000
4. Количество концентрата в плавку	тыс. т	2000
5. Годовой выпуск продукции:		
– щебень	тыс. т	6200
– рутиловый продукт	тыс. т	293,8
– металл	тыс. т	1033
– ванадий, пентаоксид	тыс. т	19
– сульфидный (медный) концентрат	тыс. т	29
6. Стоимость товарной продукции за период	млн \$	693,3
7. Инвестиционные расходы за период	млн \$	1171,8
7.1. Капитальные вложения, в т.ч.	млн \$	1082,7
– промплощадка карьера	млн \$	96
– производство щебня	млн \$	17,5
– обогатительная фабрика ОФ-1	млн \$	37
– обогатительная фабрика ОФ-2	млн \$	15
– транспорт и АГЦ	млн \$	6,1
– металлургический передел	млн \$	52
– строительство порта	млн \$	75
– сооружение ЛЭП 220 кв 150 км	млн \$	17
– строительство ж/д, 140 км	млн \$	467
– строительство города	млн \$	300

Окончание табл. 15.1

Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели
7.2. Затраты на замену оборудования	млн \$	54,1
7.3. Оборотные средства	млн \$	35
8. Себестоимость в текущих ценах:	млн \$	257
– добычи 1 т руды	\$	11,3
– получения 1 т титаномагнетитового концентрата ОФ-1	\$	9,4
– выделения 1 т сульфидного концентрата ОФ-2	\$	326
– производства 1 т щебня	\$	1,95
– получения 1 т металла в металлургическом переделе	\$	85,6
– получения 1 т пентаоксида ванадия в металлургическом переделе	\$	156,6
– получения 1 т рутилового продукта в металлургическом переделе	\$	156,8
9. Эксплуатационные расходы за период	млн \$	340,7
10. Затраты на 1\$ товарной продукции	\$	0,32
11. Балансовая прибыль за период	млн \$	352,6
12. Чистая прибыль за период	млн \$	268
13. Амортизация за период	млн \$	15,8
14. ЧДД	млн \$	320
15. ВНД	%	17,8
16. Срок окупаемости простой	лет	4,4
17. Срок окупаемости дисконтированный	лет	5
18. Рентабельность	%	78
19. Годовой расход электроэнергии	тыс.квт/час	1281000

Примечание. Показатели в ценах 2004 г., исполнитель А.В.Бархатов (см. ТЭО, т. II).

По предложенной схеме института ИМЕТ предусмотрен выпуск природнолегированного ванадием (до 0,3%) металла, известного на международном рынке под названием «соррель-металл», пентаоксида ванадия и рутилового концентрата. Потенциальные возможности комбината на базе титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения по более глубокой переработке гораздо шире: 1 – прокат стального листа легированной стали определенной марки согласно рыночному спросу; 2 – производство феррованадия; 3 – переработка рутилового концентрата в пигментный диоксид титана, титановую губку или металлический титан.

ГЛАВА 16. ПОДГОТОВЛЕННОСТЬ МЕСТОРОЖДЕНИЯ К ПРОМЫШЛЕННОМУ ОСВОЕНИЮ

Пудожгорское месторождение благороднометалльно-титаномагнетитовых руд является комплексным. Руды содержат технологически извлекаемые элементы – Ti, V, Fe, Cu и БЭ – Pd, Pt, Au. В 1951-1952 гг. проведена предварительная разведка. Запасы утверждены ВКЗ в 1952 г. В 1972 г. они сняты с баланса и переведены в забалансовые как технологически не используемые промышленностью.

1. Несмотря на то что месторождение разведано более 50 лет назад и оконтуривание рудной пластовой залежи проведено на основании временных кондиций по третьестепенному компоненту железу, достоверность запасов и качества руд не вызывают сомнения. По густоте разведочной сети месторождения переизучено для стадии предварительной разведки.

2. В полном объеме имеются сведения по горнотехническим и гидрогеологическим условиям отработки месторождения, которые оцениваются как простые.

3. Разведанные запасы обеспечивают в пределах контура открытой добычи ГОК и химико-металлургический комбинат в течение 25 лет из расчета добычи до 7 млн т руды и получения 2 млн т концентрата с параметрами (%): $Fe_{\text{общ.}} - 53-54$; $TiO_2 - 15,26 - 16,20$; $V_2O_5 - 0,90-1,19$.

4. Решены вопросы утилизации вскрышных пород, которые являются полезным ископаемым как строительный камень и пригодны для получения дефицитного высокопрочного щебня согласно действующим ГОСТам без ограничения областей применения.

5. Схема обогащения руды отработана институтом Механобр, проверена в заводских условиях на Гороблагодатской обогатительной фабрике по принятой там технологии.

6. Институтом Механобр разработана схема обогащения хвостов, получаемых после выделения титаномагнетитового концентрата, с обособлением медно-сульфидной фазы. На лабораторных пробах доказана концентрация из Pd, Pt и Au. В ней определен процент извлекаемости для каждого элемента и выход медно-сульфидного концентрата.

7. Необходимо проведение заводских испытаний (опытно-промышленной плавки) пудожгорского титаномагнетитового концентрата по двухстадийной схеме: вращающаяся печь – электропечь, позволяющей получить точные технико-экономические параметры. Переработка титаномагнетитового концентрата по такой схеме проводилась институтом ИМЕТ на заводе «Сибэлектросталь» в г. Красноярске. Она подтвердила результаты многолетних научных теоретических и лабораторных исследований института и показала принципиальную возможность и высокую рентабельность металлургической переработки высокотитанистых титаномагнетитовых концентратов. Применение этого метода упрощает и исключает ряд операций на дальнейших переделах, снижает удельные затраты на производство каждого отдельного продукта при переработке комплексных руд.

8. Необходимо разработать проект временных кондиций комплексных руд в денежном эквиваленте и рассчитать бортовое содержание для грамотного оконтуривания рудной залежи. Наличие корреляционной связи между элементами позволяет выполнить эту работу без дополнительного объема геологоразведочных работ.

9. Утверждены запасы вскрышных пород по кат. C_1+C_2 в количестве 202,3 млн т. Они пригодны в качестве строительного камня для получения высокопрочного щебня, спрос на который в ближайшие 10 лет не будет удовлетворен.

10. Месторождение расположено в выгодных географических условиях, на берегу Онежского озера и вблизи федеральной автодороги (рис. 16.1), что позволяет обеспечить доставку грузов водным и автомобильным транспортом до начала строительства железной дороги.

11. Выполнены укрупненные технико-экономические расчеты (ТЭР). Они показывают рентабельность отработки месторождения. Срок окупаемости инвестиций с учетом коэффициента

дисконтирования – 5 лет. Срок окупаемости капиталовложений в основное производство – 2,5 г при нормативе – 6,7 г.

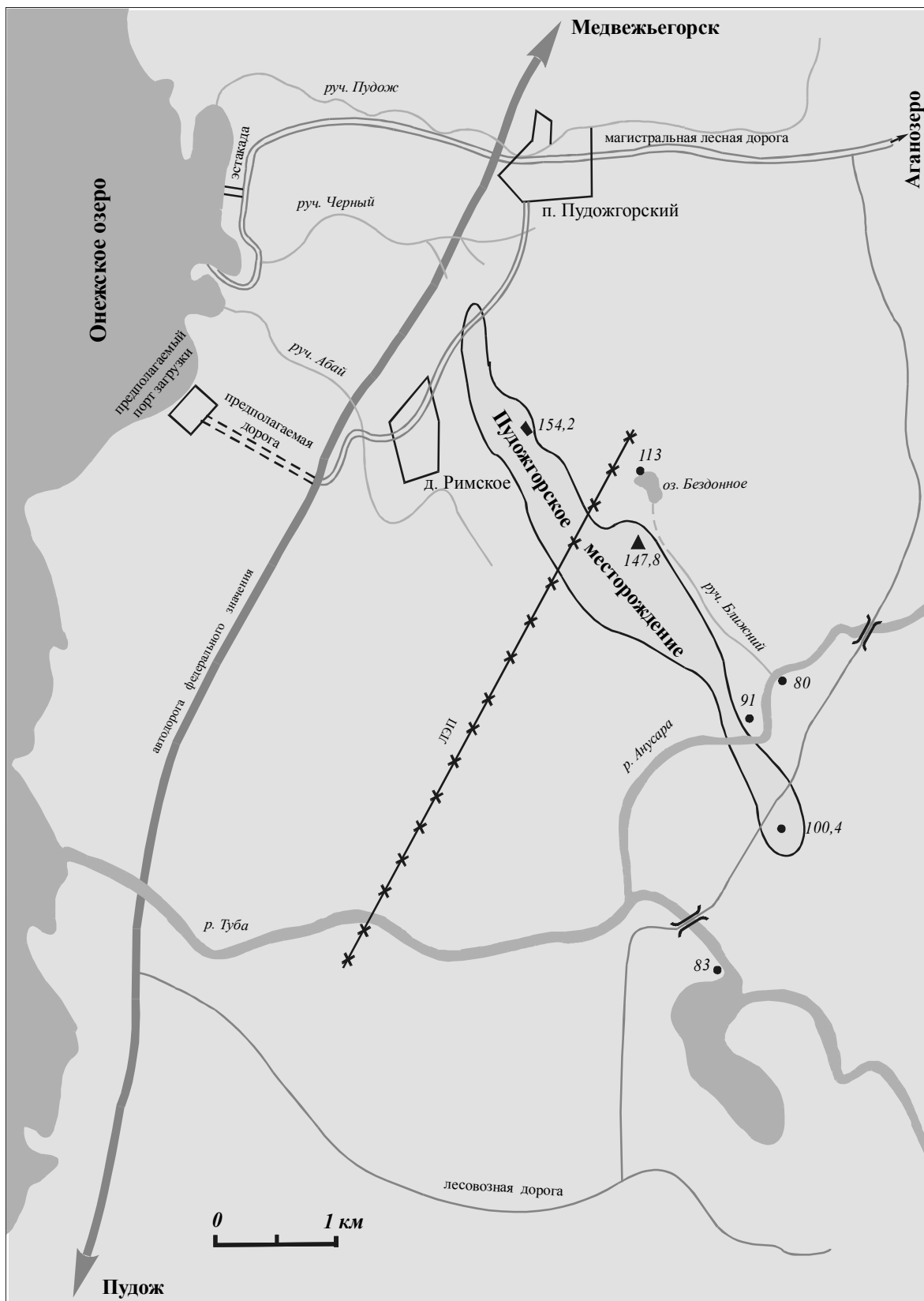


Рис. 16.1. Схема автодорог района Пудожгорского месторождения

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Пудожгорское месторождение комплексных Fe-Ti-V руд с совмещенной Au-Pt-Pd минерализацией относится к категории суперкрупных уникальных объектов. Разведанные запасы руды по категориям A+B+C₁+C₂ составляют 316,7 млн т, прогнозные ресурсы – 0,6-0,7 млрд т. Ресурсы БЭ в руде по кат. P₁ – 293 т, потенциальные – 700 т. Руды легко обогатимы. Получаемый после обогащения титаномагнетитовый концентрат относится к группе высокотитанистых и высокованадиевых: БЭ в среднем на 75% извлекаются из хвостов обогащения. Содержание вредных примесей в руде и концентрате ничтожно мало как для металлургической промышленности (S, P), так и для лакокрасочной (Cr).

Вскрышные породы являются полезным ископаемым и могут использоваться как строительный камень для изготовления щебня без ограничения областей применения. Разведанные запасы утверждены по промышленным категориям C₁+C₂ в сумме 202,3 млн м³. Это позволяет вести прибыльно все подготовительные работы на месторождении первые 10-15 лет и обеспечивает временной резерв для строительства города и комбинатов.

Непосредственно через месторождение проходит линия электропередачи с напряжением 30 kv (см. рис. 16.1).

Технологически решен вопрос высокопроизводительного металлургического передела титаномагнетитового концентрата, ранее не использовавшегося промышленностью из-за высоких соединений TiO₂, по энергосберегающей схеме непрерывного процесса вращающаяся печь – электропечь (восстановление – плавка). В настоящее время проведены также лабораторные и полупромышленные испытания электрометаллургической переработки титаномагнетита по двухстадийной схеме в ЮАР, США, Канаде, Японии, Китае – странах, обладающих огромными ресурсами таких руд, которые привлекают металлургов их высокой чистотой по вредным примесям.

Мировая экономика подошла вплотную к необходимости освоения комплексных месторождений в связи с истощением моно- и диминеральных руд. Их освоение часто энергетически более выгодно при минимальном экологическом уровне для окружающей среды.

Пудожгорское месторождение – это ключевой объект для развития Республики Карелия на ближайшие 50 лет. Строительство и ввод в эксплуатацию крупного химико-металлургического комбината (ХМК) – это мощный стимул для комплексного развития региона: транспортной инфраструктуры и грузопотока, энергетического и строительного комплексов, горнодобывающей и перерабатывающей промышленности с вовлечением в эксплуатацию группы месторождений Cr, БЭ, V и др. На базе вскрышных пород Пудожгорского месторождения может быть развернуто уникальное по масштабу производство щебня на уровне более 10 млн т/год. Именно востребованность рынком и высокая прибыльность изготовления щебня из вскрышных пород сделали месторождение конкурентоспособным, а отработку – рентабельным, ликвидировав проблему высокого коэффициента вскрыши.

В России аналогичные работы выполнены для Чинейского месторождения в Забайкалье, но находящегося в сложных горно-геологических условиях на высоте 2000 м. Рентабельность отработки его оценена в 15%, срок окупаемости затрат – 6 лет (Трофимов и др., т. III, 2005ф).

С вводом в эксплуатацию ГОКа и ХМК Карелия войдет в число регионов, добывающих БЭ на уровне 4-5 т.

Для организации металлургического производства по методике института ИМЕТ вращающаяся печь – электропечь не требуется столь крупных капиталовложений, как на организацию доменной или мартеновской плавки. Но данная технология является энергоемкой. Переработка 7 млн т руды и 2 млн т концентрата требует в год 1,28 млрд квт/час электроэнергии. Республика

Карелия – энергодефицитный регион, поэтому вопрос обеспеченности энергией является ключевым в освоении месторождения.

Необходимость строительства железной дороги, на долю которой приходится около половины капиталовложений, для освоения месторождения совпадает с федеральными и республиканскими задачами по освоению слаборазвитых территорий восточной части РК и западной – Архангельской области; назревшей необходимости переброски грузопотоков между Вологодской и Мурманской ветвями северо-западной железной дороги. Поэтому строительство дороги должно производиться на паях с государством. В России, даже в ее европейской части, чрезвычайно низка плотность железных дорог и не сопоставима даже с бывшими республиками СССР – Беларусией и Украиной.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Баянова Т.Б. Возраст реперных геологических комплексов Кольского региона и длительность процессов магматизма: Автореферат докт. дис. М., 2002. 46 с.
2. Быховский Л.З., Масловский П.А., Тигунов Л.П. Проект крупномасштабного производства пигментного диоксида титана в России на базе Куранахского месторождения // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2004. № 3. С. 55-60.
3. Великий А.С. Структуры рудных полей (в складчатых областях). Л., 1961. 275 с.
4. Ганин В.А. Геологическое строение и полезные ископаемые Бураковско-Аганозерского массива и его обрамления. Отчет о результатах глубинного геологического картирования м-ба 1:50000 с общими поисками платиноидов, никеля, титаномагнетитовых и хромитовых руд в пределах Аганозерского и Шалозерского блоков Бураковско-Аганозерской интрузии и ее обрамления на площади 430 км² (лист Р-37-61-Б-б, г; 62-А-а, в; 62-В-а) в Пудожгорском р-не Республики Карелии за 1990-1995 гг. Инв № 250. Папка 2, графические приложения. Петрозаводск, 1995ф.
5. Голубев А.И., Трофимов Н.Н., Петров С.В., Филиппов Н.Б. Благороднометальная минерализация титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения: технологическая характеристика, минералогия // Геология и полезные ископаемые Карелии. Петрозаводск, 2001. Вып. 4. С. 48-53.
6. ГОСТ 8736-93. Песок для строительных работ. Технические условия.
7. ГОСТ 8267-93. Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ. Технические условия.
8. ГОСТ 25607-94. Смеси щебеночно-гравийно-песчаные для покрытий и оснований автомобильных дорог и аэродромов. Технические условия.
9. ГОСТ 8269.0-97. Щебень и гравий из плотных горных пород и отходов промышленного производства для строительных работ. Методы физико-механических испытаний.
10. ГОСТ 9479-98. Блоки из горных пород для производства облицовочных, архитектурно-строительных, мемориальных и других изделий. Технические условия.
11. Грачев А.Ф. Рифтовые зоны Земли. Л., 1977. 247 с.
12. Дольдэ И.В., Журина А.Д., Калужский Н.А. и др. Комплексное использование титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения. Петрозаводск, 1965. 191 с.
13. Еселев Я.Х., Солодкая Р.И., Егорова Н.А. Отчет о геологоразведочных работах на Пудожгорском месторождении титаномагнетитов и геолого-поисковых работах на восточном побережье Онежского озера в Медвежьегорском и Пудожском районах Карело-Финской ССР за 1950-1951гг. 1952ф. Фонды КПСЭ. № 451.
14. Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. М., 1997.
15. Коган И.Д. Подсчет запасов и геолого-промышленная оценка рудных месторождений. М., 1971. 295 с.
16. Кузнецов Ю.А. Главные типы магматических формаций. Новосибирск, 1989. 394 с.
17. Лавров М.М., Трофимов Н.Н., Голубев А.И., Слюсарев В.Д. Геология и петрология Бураковского расслоенного интрузива. Отечественная геология. 2004. №2. С.23-30.
18. Люлько В.А., Амосов Ю.Н., Козырев С.М. и др. Состояние рудной базы цветных и благородных металлов в Норильском районе и направление первоочередных геологоразведочных работ // Руды и металлы. 2002. № 5. С. 66-82.
19. Магматизм и металлогения рифтогенных систем восточной части Балтийского щита. СПб., 1993. 244 с.
20. Маракушев А.А. Петрогенезис и рудообразование. М., 1979. 261 с.
21. Маракушев А.А. О генезисе хромитовых руд и вмещающих их гипербазитов // Геология рудных месторождений. 1980. Т. XXI, № 1. С. 3-23.
22. Маракушев А.А. Магматическое замещение и его петрогенетическая роль // Очерки физико-химической петрологии. М., 1987. С. 24-39.
23. Маракушев А.А. Петрогенезис. М., 1988.
24. Маракушев А.А. Петрологическая модель формирования Аллореченско-Печенского платиноносно-медно-никеленосного синклинория // Платина России, М., 1999. Т. IV. С. 141-151.
25. Маракушев А.А., Панях Н.А., Зотов И.А. Специфика образования медно-никелевых сульфидных месторождений в трапповых формациях (на примере Печенги и Норильска) // ДАН. 2002. Т.382, №5. С.668-673.

26. Номенклатура амфиболов: доклад подкомитета по амфиболам комиссии по новым минералам и названиям минералов Международной минералогической ассоциации (КНМНМ ММА) // ЗВМО. 1997. № 6. С. 82-102.
27. Отчет о научно-исследовательской работе «Технико-экономическое обоснование комплексного использования титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения». Сырьевая база. Ф. 851 оп.1 №200. Государственный союзный институт по проектированию предприятий горнорудной промышленности «Гипроруда». Л., 1964/2 ф. 137с.
28. Резниченко В.А., Шабалин Л.И. Титаномагнетиты, месторождения, металлургия, химическая технология. М., 1986. 293 с.
29. Резниченко В.А., Морозов А.А. Отчет по договору № 61/1 «Укрупненная технико-экономическая оценка металлургического передела титаномагнетитовых концентратов Пудожгорского месторождения» за 2004 г. // Геолого-экономическая оценка Пудожгорского месторождения комплексных благороднометалльных Fe-Ti-V руд. Отчет. Книга III. Петрозаводск, 2005. Приложение № 6. С. 61-75.
30. Савина А.М. Отчет о результатах ревизионно-опробовательских работ, проведенных на Пудожгорском титаномагнетитовом месторождении в Пудожском районе КАССР в 1963-1965гг. 1966ф. Фонды КПСЭ. № 900.
31. Скрипниченко В.А. Фосфор как фактор ликвации силикатных расплавов // ДАН СССР. 1979. Т. 245, № 4.
32. Трофимов Н.Н., Максимычева Т.А. Характеристика плотности и магнитной восприимчивости пород Тубозерского участка Пудожгорской интрузии // Вопросы геологии, магматизма и метаморфизма докембрия Карелии. Петрозаводск, 1994. С. 67-69.
33. Трофимов Н.Н., Лавров М.М., Максимычева Т.А., Кукушкина П.И. Дифференцированность Пудожгорской интрузии // Геология и магматизм докембрия Карелии. Петрозаводск, 1993. С. 60-66.
34. Трофимов Н.Н., Голубев А.И. Генезис комплексного благороднометалльного и титаномагнетитового оруднения в дифференцированных габбродолеритовых интрузиях Карелии // Крупные и уникальные месторождения редких и благородных металлов. Спб., 1998. С. 282-291.
35. Трофимов Н.Н., Голубев А.И. Геодинамические условия образования и металлогения Онежской впадины // Руды и металлы. 2000. № 5. С. 10-25.
36. Трофимов Н.Н., Голубев А.И., Смирнова Н.К. и др. Оценка перспектив новых источников элементов платиновой группы (ЭПГ) в Республике Карелия. Отчет. Петрозаводск, 2002ф.
37. Трофимов Н.Н., Голубев А.И. Металлогения и цикличность развития внутриконтинентального Онежско-Водлозерского докембрийского мантийного плюма // Мантийные плюмы и металлогения. Материалы Международного симпозиума. Петрозаводск; Москва, 2002. С. 249-253.
38. Трофимов Н.Н., Логинов В.Н. Эвапориты или флюидизатно-эксплозивные образования восточного Прионежья? // Геология и полезные ископаемые Карелии. Петрозаводск, 2005. Вып. 8. С. 75-81.
39. Трофимов Н.Н., Бархатов А.В., Смирнова Н.К. Геолого-экономическая оценка Пудожгорского месторождения комплексных благороднометалльных Fe-Ti-V руд. Петрозаводск, 2005.
40. Трофимов Н.Н., Смирнова Н.К. Оценка пригодности вскрышных пород Пудожгорского месторождения в качестве строительного камня для производства щебня с подсчетом запасов по категориям C₁+C₂ (по состоянию на 15.12.2004 г.). Отчет. Петрозаводск, 2005ф.
41. Трофимов Н.Н., Смирнова Н.К. и др. Геолого-экономическая оценка Пудожгорского месторождения комплексных благороднометалльных Fe-Ti-V руд. Отчет. Петрозаводск, 2005ф.
42. Трофимов Н.Н., Голубев А.И., Смирнова Н.К. Особенности морфологии и перспективы рудоносности Пудожгорского интрузива // Геология и полезные ископаемые Карелии. Петрозаводск, 2005. Вып. 8. С. 75-81.
43. Трофимов Н.Н., Голубев А.И. Структурно-тектоническая позиция расслоенных интрузивов протерозоя Карелии // Труды V Всероссийской Ферсмановской научной сессии, посвященной 90-летию со дня рождения д.г.-м.н. Е.К. Козлова, Апатиты, 14-15 апреля 2008. Апатиты, 2008. С. 205-208.
44. Филиппов Н.Б., Трофимов Н.Н., Голубев А.И., Сергеев С.А., Хухма Х. Новые геохронологические данные по Койкарско-Святнаволоцкому и Пудожгорскому габбро-долеритовым интрузивам // Геология и полезные ископаемые Карелии. Петрозаводск, 2007. Вып. 10. С. 49-68.
45. Morimoto N. Nomenclature of pyroxene // Mineral. Mag. 1988. Vol. 52. № 4. P. 535-550.
46. Amelin Y.V., Heaman L.M., Semenov V.S. U-Pb geochronology of layered mafic intrusions in the eastern Baltic Shield implications for the timing and duration of Paleoproterozoic continental rifting // Precambrian Res. 1995. Vol. 75. P. 31-46.

ПРИНЯТЫЕ СИМВОЛЫ МИНЕРАЛОВ

Ab – альбит
act – актинолит
amf – амфибол
An – анортит
ap – апатит
bi – биотит
bo – борнит
chl – хлорит
cpx – клинопироксен
cru – халькопирит
Di – диопсид
En – энстатит
Fe-act – ферроактинолит
Fe-Hbl – железистая роговая обманка
Fs – ферросилит
Hyr – гиперстен
ilm – ильменит
lc – лейкоксен
mt – магнетит
Or – ортоклаз
Pl – плагиоклаз
Qu – кварц
sp Zn-Fe – шпинель ганит-герцинит
tmt – титаномагнетит
Wo – волластонит

ПРИЛОЖЕНИЕ

Научно-исследовательские отчеты по освоению Пудожгорского месторождения находящиеся в Национальном архиве Республики Карелия (Рукопись, ф.).

1. Отчет о научно-исследовательской работе «Технико-экономическое обоснование комплексного использования руд Пудожгорского месторождения (технико-экономический доклад)» по теме № 6126. Ф. 851, оп.1, № 193. Ленинградский политехнический институт им. М.И. Калинина. Л., 1962. ф. 534 с.

2. Отчет о научно-исследовательской работе «Технико-экономическая оценка переработки пудожгорских титанистых шлаков и ярегских титано-кремниевых концентратов на титановую губку» по теме № 8014. Ф. 851, оп. 1, № 195. Ленинградский политехнический институт им. М.И. Калинина. Л., 1963 ф.

3. Отчет о научно-исследовательской работе «Технико-экономическое сравнение промышленного использования главных сырьевых источников титана и ванадия в СССР» по теме № 8014. Ф. 851, оп.1 № 137. Ленинградский политехнический институт им. М.И. Калинина. Л., 1963 ф. 201 с.

4. Отчет о научно-исследовательской работе «Технико-экономическое обоснование. Т. I. Экономическая часть. Пудожгорский электрометаллургический завод». Ф.851, оп.1: № 191. Государственный союзный институт по проектированию металлургических заводов. Л., 1955 ф.

5. Отчет о научно-исследовательской работе «Технико-экономическое обоснование строительства жел. дор. Линии к Пудожгорскому химико-металлургическому комбинату.» Книга 1. Размеры перевозок. Главтранспроект. Ленгипротранс. Л., 1964/1 ф. 33 с.

6. Отчет о научно-исследовательской работе «Технико-экономическое обоснование комплексного использования титаномагнетитовых руд Пудожгорского месторождения.» Сырьевая база. Ф. 851 оп.1 № 200. Государственный союзный институт по проектированию предприятий горнорудной промышленности «Гипроруда». Л., 1964/2 ф. 137 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Введение	5
ЧАСТЬ 1. Геология	
Глава 1. История открытия и исследования месторождения	7
Глава 2. Геодинамическая позиция	10
Глава 3. Структура Пудожгорского рудного узла и рудного поля месторождения	12
Глава 4. Особенности геологического строения района и морфология интрузива	17
Глава 5. Геологическое строение месторождения	29
5.1. Дифференцированность Пудожгорского интрузива	29
5.2. Петролого-геохимическая характеристика пород	33
Глава 6. Благороднометалльно-титаномагнетитовый горизонт. Особенности строения и рудоносность	41
6.1. Морфология и положение горизонта в разрезе	41
6.2. Структурно-текстурные особенности титаномагнетитовых руд	50
Глава 7. Минеральный состав титаномагнетитовых руд	65
Глава 8. Качественная характеристика и запасы титаномагнетитовых руд	76
8.1. Качественная характеристика титаномагнетитовой руды	76
8.2. Запасы титаномагнетитовых руд	81
Глава 9. Благороднометалльное оруденение и прогнозные ресурсы	84
Глава 10. Генезис титаномагнетитового и благороднометалльного оруденения	91
ЧАСТЬ 2. Технология. Вскрышные породы. Экономика	
Глава 11. Технологическая изученность титаномагнетитовых руд	94
Глава 12. Электротермическая переработка титаномагнетитового концентрата	102
Глава 13. Технологическая изученность сопутствующего благороднометалльного оруденения	105
Глава 14. Качество и запасы вскрышных пород	107
Глава 15. Геолого-экономическая оценка месторождения	110
Глава 16. Подготовленность месторождения к промышленному освоению	112
Заключение	114
Список литературы	116
Принятые символы минералов	118
Приложение	119

Научное издание

Н.Н. Трофимов, А.И. Голубев

ПУДОЖГОРСКОЕ БЛАГОРОДНОМЕТАЛЛЬНОЕ
ТИТАНОМАГНЕТИТОВОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ

Серия «Минеральные ресурсы Республики Карелия»

*Печатается по решению Ученого совета
Института геологии
Карельского научного центра РАН*

Материалы изданы в авторской редакции

Сдано в печать 28.10.2008 г. Формат 60x84¹/₈. Гарнитура Times. Печать офсетная.
Уч.-изд. л. 15,0+0,3 (цв. вкл.). Усл. печ. л. 14,1. Тираж 300 экз. Изд. № 121. Заказ № 753

Карельский научный центр РАН
Редакционно-издательский отдел
Петрозаводск, пр. А. Невского, 50