

Часть 5. МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ КРИТЕРИИ ПОИСКОВ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РУД

В. В. Масленников

*Институт минералогии УрО РАН, г. Миасс
mas@mineralogy.ru*

Перспективы и первые результаты разработки минералого-геохимических критериев поисков и глубокой переработки колчеданных месторождений

Благодаря работам А. Н. Заварицкого, С. Н. Иванова, В. А. Прокина, В. А. Коротева, М. Б. Бородаевской, А. И. Кривцова, Н. К. Курбанова, Н. П. Лаверова, А. С. Лапухова, В. Н. Логинова, А. А. Малахова, В. М. Нечеухина, А. П. Ширая, Л. Н. Овчинникова, Н. А. Перижняк, П. И. Пирожка, В. А. Попова, Ю. Я. Потапенко, Е. В. Праховой, В. Ф. Рудницкого, Д. В. Рундквиста, Г. В. Ручкина, И. Б. Серавкина, Н. Е. Сергеевой, Н. С. Скрипченко, В. В. Авдониной, Д. В. Аревадзе, Э. Н. Баранова, В. И. Будадзе, Н. И. Еремина, В. В. Зайкова, А. М. Виноградова и др. разработаны формационные, палеовулканологические, геолого-структурные, стратиграфические, литогеохимические, гидротермально-метасоматические и геофизические критерии прогнозирования колчеданных месторождений. На определенном этапе эти критерии показали свою эффективность – были открыты многочисленные колчеданные месторождения на Урале и в других колчеданосных регионах. Гораздо меньше известно о стратиграфо-литологических, литолого-фациальных, литолого-минералогических и литолого-геохимических критериях прогнозирования, которые в последние два десятилетия разрабатывались А. В. Пуркиным, Г. А. Злотник-Хоткевичем, В. В. Зайковым, В. В. Масленниковым и Н. Р. Аюповой. В последние годы литологические критерии активно используются канадскими (Дж. Питер, Дж. Слэк, С. Скотт, И. Джонассон) и австралийскими (Р. Ларж, Б. Геммел) геологами, а также геологами, занимающимися поиском колчеданосных систем на дне океанов. К настоящему времени стало очевидным, что литологические критерии должны быть усилены минералого-геохимическими исследованиями вулканогенно-осадочных горизонтов с применением революционных методов изучения вещества.

В условиях дефицита воспроизводства колчеданных месторождений огромное значение для развития рационального недропользования имеет повышение экономической ценности колчеданных руд. Изучение технологических свойств колчеданных руд традиционно предусматривает стандартные схемы структурно-минералогических исследований, включающих изучение зернистости, характера границ и степени сростаний минеральных индивидов. Необходимость более глубокого понимания технологических свойств колчеданных руд требует новых подходов, которые в последние годы выразились в изучении конкретных рудных фаций и их минералов, наделенных генетическими признаками.

В последние годы в Институте минералогии УрО РАН разрабатываются минералого-геохимические критерии повышения эффективности прогнозно-поисковых работ в колчеданосных регионах и увеличения экономической ценности перерабатываемых колчеданных руд на основе применения современных высокоразрешающих минералого-геохимических методов изучения вещества. Одной из задач исследований является выявление минералого-геохимических особенностей сульфидных и оксидно-железистых диагенитов, связанных с различными по составу рудоконтролирующими и безрудными вулканогенно-осадочными горизонтами (яшмовыми, черносланцевыми, силицитовыми, известковистыми и смешанными). На этой основе планируется создать систему литологических и минералого-геохимических критериев прогнозно-поисковых работ в различных седиментационных типах колчеданосных районов. Другая задача предусматривает проведение сравнительного анализа онтогенеза, минерального и химического составов, минералого-физических свойств генетических типов руд месторождений колчеданного семейства для разработки рекомендаций по комплексному и селективному использованию колчеданных руд применительно к различным рудно-формационным типам колчеданных месторождений (атлантическому, кипрскому, бесси, уральскому, алтайскому, баймакскому и куроко).

Эти задачи могут быть решены на основе современных минералогических и геохимических исследований генетических типов колчеданных руд или их рудных фаций, составляющих промышленно значимые части колчеданообразующих систем. Если ранее для изучения типохимизма сульфидов использовались малочувствительный микрорентгеноспектральный и полуколичественный лазерный спектральный анализы, то в последние годы революционным стало применение масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой и лазерной абляцией – ЛА-ИСП-МС. Применение ЛА-ИСП-МС стало началом новой НТР, сказалось не только на понимании причин разнообразия месторождений колчеданного семейства, но и определило новую основу для совершенствования технологических схем обогащения руд.

Большинство колчеданных месторождений, залегающих среди вулканитов, приурочены к горизонтам вулканогенно-осадочных пород, которые отличаются от безрудных вулканогенно-осадочных горизонтов по составу металлоносных и других отложений. Апосульфидные оксидно-железистые отложения (госсаниты), образующие ареалы рассеяния вокруг колчеданных залежей, отличаются от безрудных джасперитов и яшм не только повышенными содержаниями большинства элементов-примесей колчеданной ассоциации, но и концентрацией элементов-гидролизатов (РЗЭ, Ti, P) [Maslennikov et al., 2012]. В гематитовых псевдоморфозах по рудокластам сохраняются реликтовые структуры и минералы колчеданных руд. Аутигенные разновидности самородного золота, электрума, галенита, борнита, реньерита, станноидита, айкинита, виттихенита, штроемeyerита, эмплектита, блеклых руд, теллуридов Bi, Hg, Ag, Au, селенидов Pb и Ag и касситерита также отличают госсаниты от джасперитов [Аюпова и др., 2013а, б].

Первые данные по Александринскому колчеданосному району показали, что для целей прогнозирования может оказаться полезной информация об элементах-примесях в пирите пелитоморфных вулканогенно-осадочных отложений [Ярославцева и др., 2008]. К настоящему времени установлена зависимость количества и состава элементов-примесей от структуры сульфидных и оксидно-железистых обособлений. Доказано, что особое значение для прогнозирования имеет сравнение однотипных по структуре компонентов, среди которых наиболее перспективными являются рудокла-

сты, фрамбоидальный пирит, пиритовые конкреции, гематитовые и магнетитовые псевдоморфозы по сульфидным рудокластам. Аналогичные геохимические данные получены по гематитовым и магнетитовым обособлениям рудоконтролирующих оксидно-железистых отложений. Сульфидные конкреции, встречающиеся в серпентинитовых песчаниках, госсанитах, карбонатных или черносланцевых алевропелитах рудоконтролирующих и надрудных слоистых пачек, отличаются от сходных конкреций безрудных осадочных толщ значительными вариациями содержаний Te , Bi , Au , Ag , Se , Pb и Sn , образующих устойчивую геохимическую ассоциацию.

Исследования генетических типов сульфидов методом ЛА-ИСП-МС позволяют определить концентрации и формы нахождения элементов-примесей в различных сульфидах применительно к различным рудным микрофациям и рудно-формационным типам. Этот подход позволяет оценить технологический потенциал колчеданных руд и является необходимым условием совершенствования схем обогащения руд. Исследования такого рода, проведенные на Октябрьском медно-цинково-колчеданном месторождении, позволили дать рекомендации к совершенствованию схем извлечения золота [Белогуб и др., 2013]. Установлено, что в рудах колчеданных месторождений происходит смена форм нахождения Au , Ag , Te , Se , Co , Ni по мере нарастания в геологическом разрезе количества кислых вулканитов и уменьшения роли подрудных базальтов в рудно-формационном ряду колчеданных месторождений. В рудах месторождений кипрского типа незначительное количество Au и Ag содержится лишь в колломорфном пирите p -типа, в основном, в изоморфной форме. Содержания золота в пирите n -типа низкие. Возможность разделения этих разновидностей пирита при флотации позволяет прогнозировать различия в получении золото-пиритовых концентратов применительно к месторождениям уральского и куроко типов [Гладков, Масленникова, 2014]. Далее в рудно-формационном ряду содержания Au и Ag в колломорфном пирите значительно возрастают. В рудах месторождений уральского типа Au и Ag обогащают как колломорфный пирит, так и халькопирит в теллуридной и самородной формах. В рудах месторождений куроко и баймакского типа Au и Ag концентрируются в гидротермально-осадочном колломорфном пирите и, чаще всего, в сфалерите в ассоциации с блеклыми рудами и галенитом. На месторождениях алтайского типа включения электрума распространены в эвгедральном пирите, встречающемся как в гидротермальном халькопирите, так и в сфалерите.

Содержания Te и Se в пирите и халькопирите в пределах данного рудно-формационного ряда колчеданных месторождений существенно снижаются. В месторождениях кипрского типа теллур присутствует в изоморфной форме (Te^{2-}) в халькопирите. В гидротермальном халькопирите и сфалерите месторождений уральского и понтийского типов доминируют теллуриды. Теллур в месторождениях куроко типа концентрируется в виде изоморфной примеси в пирите (Te_2)²⁻ или в составе блеклых руд (Te^{4+}). Таким образом, в этом же ряду меняются формы накопления теллура в различных минералах по мере изменения соотношений кислых вулканитов и базальтов в подрудном геологическом разрезе [Maslennikov et al., 2013].

При изучении колчеданных месторождений кипрского и атлантического типов особое внимание должно быть уделено оценке возможности промышленных концентраций и форм нахождения Co и Ni в различных рудных фациях. Установлено, что Co и Ni в изоморфной форме концентрируются в гидротермально-крусификационном халькопирите, гидротермально-осадочном колломорфном пирите, а также в ранних псевдоморфозах пирита по пирротину. В диагенетическом (конкреционном)

пирите эти элементы почти исчезают. При пирротинизации рудокластов на их месте появляются сопутствующие аутигенные арсениды, сульфоарсениды и сульфиды Co и Ni.

Принципиально новым является изучение распределения олова. Олово обычно концентрируется в гидротермальных разновидностях халькопирита и сфалерита колчеданных месторождений атлантического и иберийского типов. Очевидно, ультрамафиты и органические илы этих месторождений обеспечивали сильно восстановительные условия, необходимые для эффективного переноса Sn^{2+} . На месторождениях уральского типа олово, в основном, концентрируется в виде сульфидов в борнитовых продуктах субмаринного гипергенеза обломочных руд.

Определение объемов и свойств рудных фаций, позволит дать рекомендации по раздельной добыче и селективному складированию соответствующих промышленно-генетических типов руд. Различия в типохимизме сульфидов, образующих либо медные и цинковые концентраты, либо пиритовые «хвосты» могут быть использованы при решении проблем комплексного и селективного использования колчеданных руд применительно к различным рудно-формационным типам колчеданных месторождений.

Исследования проводились при финансовой поддержке ОФИ УрО РАН, проект № 13-05-012.

Литература

Аюпова Н. Р., Масленников В. В., Котляров В. А. Сульфовисмутиты в окисдно-железистых продуктах субмаринного окисления обломочных руд медно-цинково-колчеданного месторождения Лаханос (Турция) // Записки РМО. 2013а. № 2. С. 83–93.

Аюпова Н. Р., Масленников В. В., Целуйко А. А. Акцессорные минералы в продуктах субмаринного окисления колчеданных руд // Колчеданные месторождения – геология, поиски, добыча и переработка руд. Екатеринбург: УрО РАН, 2013б. С. 5–8.

Белогуб Е. В., Масленников В. В., Цигалов А. М. Поведение золота при обогащении руд Октябрьского медно-цинково-колчеданного месторождения (Башкортостан) // Колчеданные месторождения – геология, поиски, добыча и переработка руд. Екатеринбург: УрО РАН, 2013. С. 8–11.

Гладков А. Г., Масленникова С. П. Связь термоЭДС с содержаниями в них золота и серебра в сульфидных трубах «черных курильщиков» медно-цинково-колчеданных месторождений Яман-Касы и Александринское // Металлогения древних и современных океанов–2014. Двадцать лет на передовых рубежах геологии месторождений полезных ископаемых. Миасс: ИМин УрО РАН, 2014 (настоящий сборник).

Ярославцева Н. С., Аюпова Н. Р., Масленников В. В., Масленникова С. П. Элементы-примеси в пирите пелитоморфных отложений как индикаторы колчеданного оруденения (на примере Александринского рудного района, Южный Урал) // Известия ВУЗов, Геология и разведка. 2008. № 6. С. 33–41.

Maslennikov V. V., Ayupova N. R., Herrington R. J., Danyushevskiy L. V., Large R. R. Ferruginous and manganiferous haloes around massive sulphide deposits of the Urals // Ore Geology Reviews. 2012. V. 47. P. 5–41.

Maslennikov V. V., Maslennikova S. P., Large R. R., Danyushevsky L. V., Herrington R. J., Stanley C. J. Tellurium-bearing minerals in zoned sulfide chimneys from Cu-Zn massive sulfide deposits of the Urals, Russia // Mineralogy and Petrology, Special Issue: Ore deposits of the Urals. 2013. V. 107. P. 67–99.

*А. В. Чадченко¹, Е. А. Мустакимова¹, В. А. Крылатов¹,
П. И. Пирожок², И. Б. Моисеев², А. М. Кулбаков², М. М. Авдеевич³*

¹ – Учалинский филиал ОАО «Башкиргеология», г. Учалы
uchgeo1@yandex.ru

² – ОАО «Учалинский ГОК», г. Учалы

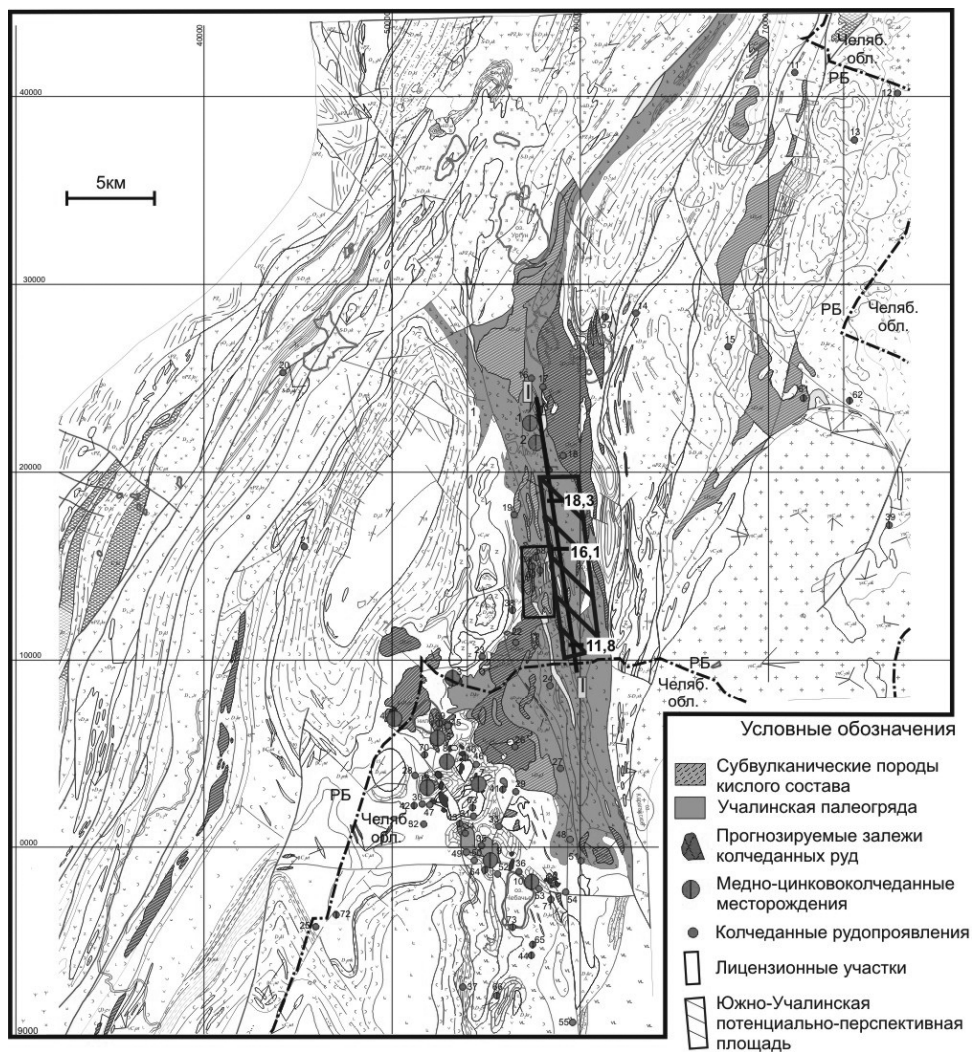
³ – ФГУ НПП «Геологоразведка», г. Санкт-Петербург

О необходимости проведения поисковых и оценочных работ на выявление медноколчеданных руд на глубоких горизонтах Южно-Учалинской площади, Южный Урал

В результате геолого-поисковых работ на медноколчеданные руды на Зириклинской (Южно-Учалинской) площади до глубины 500 м, выполненных УФ ОАО «Башкиргеология» в 2006–2008 гг. [Мустакимова и др., 2008] колчеданное оруденение не было выявлено. В то же время были получены данные, позволяющие положительно оценить перспективы ее глубоких горизонтов на глубинах 700 м и более. Выявлено три локальных перспективных участка в северной и центральной частях площади между профилями 11.8–18.3 (рис. 1, 2).

Перспективный участок 1 находится в районе скважин 1726 и 1691, и для его выделения имеются следующие критерии. На профиле 18.3 установлены комплексные геохимические аномалии и три сопряженные аномалии проводимости метода заряда (А3-1700, А3-2291, А3-1714), совпадающие с аномалией межскважинного варианта метода электрической корреляции, фиксирующего на глубине 550–700 м проводник между глубокими скважинами 1691, 1695 и 1726.

Скважины 1726 и 1691 на глубинах 1020 и 690 м соответственно пересекли зону апориолитовых метасоматитов с повышенным содержанием сульфидов (5–7 %). В скважине 1691 в интервале 120–122 м встречены метакласты, а в интервале глубин 682.8–683.0 м отмечен прослой медно-цинкового колчедана, что является одним из прямых поисковых признаков. Метасоматиты западного и восточного крыла антиклинальной структуры секутся многочисленными крутопадающими дайками различного состава, для некоторых из них характерно повышенное содержание рудных элементов, что может служить косвенным признаком наличия рудной зоны. Скважина 7015 (пр. 18.6) в интервале 480–488 м вскрыла среди базальтоидной толщи прослой плагиориолитов с сульфидами, в том числе со сфалеритом (аналогичный прослой кислых вулканитов имеется и в структуре Ново-Учалинского месторождения в 100–200 м выше залежи руд). Скважина 7025 в интервале 118.5–125.0 м в туфах базальтов встретила метакласты, густо (40–50 %) минерализованные сульфидами, и в промежутке 862.1–870.0 м установила плагиориолиты с сульфидами в количестве 2–3 %, которые могут оказаться кровлей кислой вулcano-купольной постройки, а подсеченные скважиной 7015 минерализованные плагиориолиты – маркирующим горизонтом. Вероятно, западное крыло данной структуры имеет крутое падение и воздымается к востоку, а восточное – пологое, что в общих чертах согласуется со структурой Ново-Учалинского месторождения [Минеральные..., 1994] и подтверждается результатами геофизических работ. Нами рекомендуется пробурить одну поисковую скважину глубиной 1100 м на профиле 18.3 между скважинами 1726 и 1691, а также добурить скважину 7025 (гл. 871 м) (пр. 18.6) до глубины 1400 м.



Продольный разрез Учалинской палеогряды по линии I-I

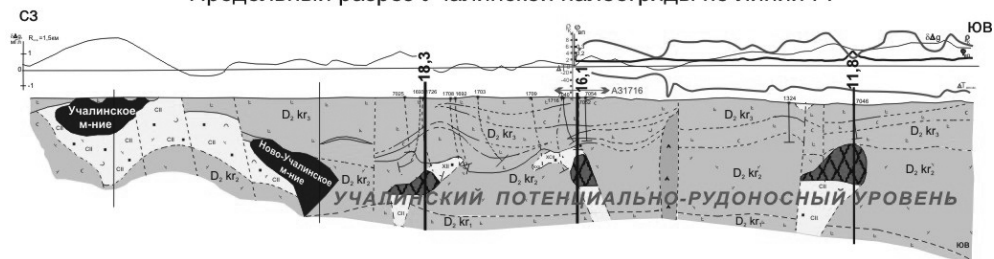
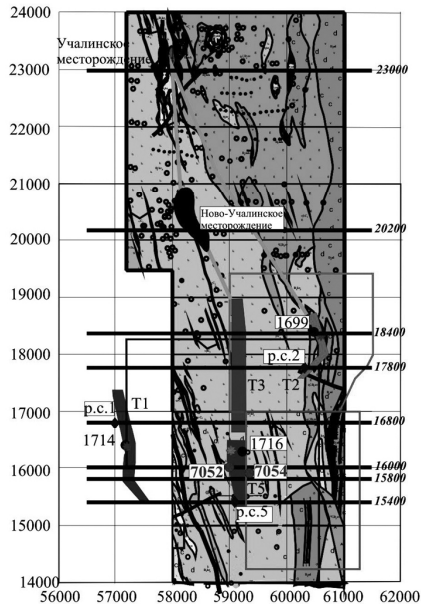


Рис. 1. Геологическая карта Учалинского рудного района с продольным разрезом по линии I-I. Составлена по материалам Учалинского филиала ОАО «Башкиргеология».

Геологическая карта Зириклинской площади



Условные обозначения к разрезам:

Графики измеренных и рассчитанных потенциалов для модели версии 662 при зарядах в скв. 1699 (60578, 18324, -108), 1714 (57170, 16390, 0), 1716 - обсадка (59212, 16303, 500) и 1716 (59011, 16306, -376)

- графики измеренного поля,
— графики рассчитанного поля при
наличии тел T1,T2,T3,T5,
— графики рассчитанного поля без тел.
Skv скважины, рекомендуемые к бурению
по результатам моделирования.

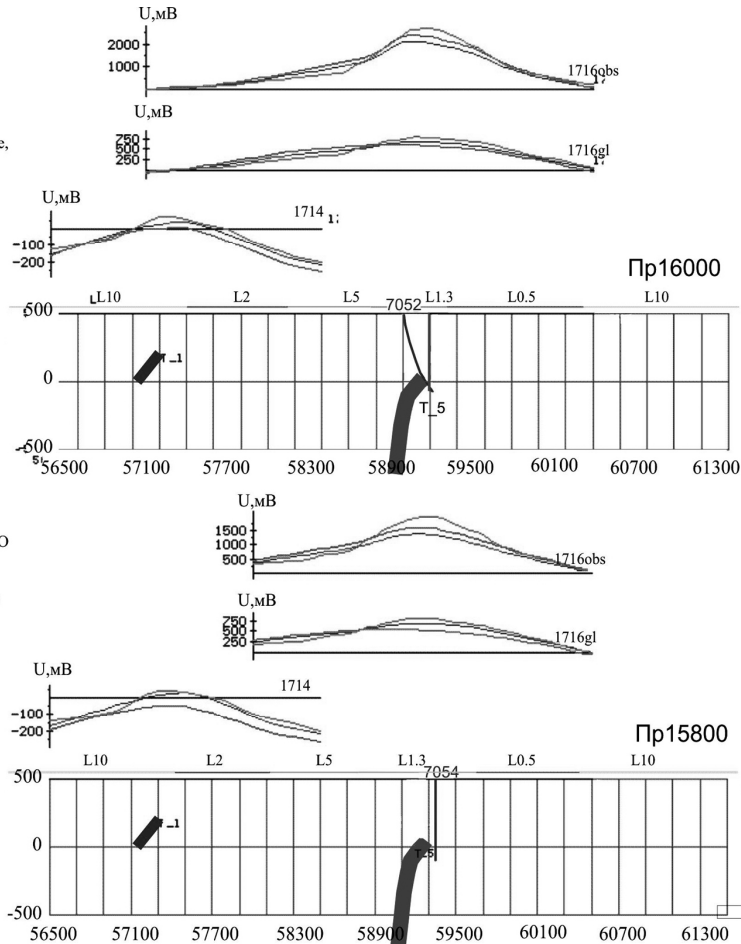


Рис. 2. Результаты интерпретации данных метода заряда на Зириклинской площади (профили 15800, 16000).

Перспективный участок 2 расположен в районе скважин 1716 и 1707 и ограничен профилями 15.2 и 16.5. На профиле 16.1 (в 170 м южнее скважин 1707 и 1716) Э. Н. Барановым была установлена интенсивная аномалия Hg (в 5–6 раз превышающая геохимический фон) и значимые аномалии других элементов-индикаторов. По составу и строению аномалия Hg аналогична геохимической аномалии, установленной в почвах над рудной залежью Ново-Учалинского месторождения. По данным А. П. Калташева, аномалия Hg располагается в аналогичной структурной обстановке, что и северный фланг Учалинского месторождения, Учалинское и Ново-Учалинское месторождения.

В разрезе скважины 1707 мощная надрудная толща плагиоклазовых базальтов и их туфов на глубине 760 м сменяется минерализованными хлорит-серицит-кварцевыми и серицит-кварцевыми метасоматитами, переходящими вниз по разрезу в различные фации кислых вулканитов. Стратифицированные породы буквально «нашипованы» крутопадающими дайками («дайка в дайке») пестрого состава от плагиогранитов до габбропироксенитов. Они практически всегда характеризуются повышенной концентрацией Cu, Zn, Pb до 1.1 и 0.55 % Cu и 0.02 и 0.1 % Zn в интервалах 304.1–309.5 м и 690.2–697.8 м соответственно.

Увеличение содержаний Cu, Zn, Pb в надрудных частях даек различного состава может быть связано только с их ассимиляцией дайками из залегающего ниже рудного тела, являющегося вероятным продолжением (или частью) залежи, край которой подсекла скважина 1716 (где предполагаемые по данным каротажа сплошные и вкрапленные руды интервала 902–926 м могут оказаться пережатой центральной частью рудного тела). Кроме того, геофизические (аномалии заряда 1716 и 1719, положительная гравиметрическая) и геохимические аномалии, распространенные южнее и восточнее скважины 1716, предполагают восточное продолжение искомого рудного объекта. В пределах аномалий были пройдены скважины 7052 (гл. 823.0 м) и 7054 (гл. 622.0 м), первая из которых на глубине 720 м вскрыла лишь надрудный горизонт вулканомиктовых пород кислого состава без рудовмещающих метасоматитов и руды. Таким образом, природа аномалий не выяснена (вероятнее всего, скважины недобурены до руды или прошли вблизи прогнозируемой залежи, располагающейся, по оценкам геофизиков, на глубинах до 900–1000 м). Исходя из вышеизложенного, авторы рекомендуют добурить скважину 7052 до глубины не менее 1000 м, а также пройти буровой профиль 16.1 из двух скважин глубиной 850 и 1100 м.

Перспективный участок 3 расположен в районе скважины 7046, где предшественниками [Гаврилов и др., 2001] неоднократно прогнозировалось воздымание вулканно-купольной рудовмещающей кислой постройки и вероятное обнаружение новой рудной залежи. По Зириклинскому проекту (который предполагал изучение площади на глубинах 300–500 м) в восточной части профиля 11.8 под геофизические (гравитационная аномалия интенсивностью порядка 2.5 мГал, аномалии ВП и КС) и геохимические (комплексная и серебра) аномалии была пробурена поисковая скважина 7046 глубиной 500 м с учетом возможного восточного падения рудного объекта. Скважина прошла по толще базальтов и их туфов, измененных процессами эпидотизации, хлоритизации, актинолитизации, частично имеющими низкие сопротивления и высокую проводимость по данным каротажа, но не вскрыла кислые вулканиты. Согласно количественным расчетам гравиметрических данных, глубина залегания кислых вулканитов в этом районе может составлять 700–750 м. С целью уточнения глубины залегания и опознания потенциально рудоносных кислых пород нами предлагается добурить

скважину 7046 до глубины 800 м и пройти еще одну поисково-структурную скважину глубиной не менее 850 м западнее скважины 7046.

О перспективности выделенных участков на колчеданное оруденение свидетельствуют результаты интерпретации данных метода заряда в скважинах 1714, 1716 и 1699, выполненной ФГУ НПП «Геологоразведка» при сопровождении поисковых работ на Зириклинской площади [Авдевич и др., 2008].

Таким образом, проведение поисково-оценочных (ревизионно-поисковых) работ на глубоких горизонтах Южно-Учалинской (Зириклинской) площади является актуальным и достаточно обоснованным направлением. Выявление здесь новых колчеданных залежей позволит расширить минерально-сырьевой потенциал Учалинского рудного района.

Литература

Гаврилов В. А., Баранов Э. Н., Ипатов Ю. В. Прогноз медноколчеданного и золотого оруденений на Учалинской площади. Отчет по теме 91-7 за 1991–2001 гг. Уфа, 2001ф. Кн. 1. 227 с.

Минеральные ресурсы Учалинского горно-обогатительного комбината // И. Б. Серавкин, П. И. Пирожок, В. Н. Скуратов и др. Уфа: Башк. кн. изд., 1994. 328 с.

Мустакимова Е. А. и др. Отчет «Поиски медноколчеданных руд на Зириклинской площади Учалинского рудного поля за 2006–2008 гг.». Учалы: УФ ОАО «Башкиргеология», 2008ф. Кн. 1. 140 с.

Авдевич М. М. и др. Отчет по сопровождению работ по объекту «Поиски медноколчеданных руд на Зириклинской площади Учалинского рудного поля». Уфа: ОАО «Башкиргеология», 2008ф.

**П. И. Пирожок¹, А. В. Чадченко², И. Б. Моисеев¹,
А. М. Кулбаков¹, В. В. Макаров¹**

¹ – ОАО «Учалинский ГОК», г. Учалы

² – ОАО «Башкиргеология», Учалинский филиал, г. Учалы

Продуктивность

Учалинского медно-цинково-колчеданного месторождения, Южный Урал: к 75-летию открытия и 60-летию Учалинского ГОКа

Учалинское месторождение было открыто в 1939 г. как золоторудное при опробовании бурых железняков [Минеральные..., 1994]. Скважинами колонкового бурения на глубинах 17.5–81.25 и 28.0–90.0 м были подсечены массивные медноколчеданные и медно-цинково-колчеданные руды [Пирожок и др., 2000]. Эти скважины в годы ВОВ документировали Т. Н. Шадлун и А. В. Заварицкий, которые находились в эвакуации на Урале. Официально признанными первооткрывателями являются: Долгаль Михаил Иванович, инженер-геолог, главный геолог Миндякского РУ; Демчук Афанасий Иванович, начальник поисково-ревизионной партии ВСЕГЕИ; Баженов Леонид Анатольевич, старший геофизик партии ВСЕГЕИ; Гарипов Исмагил Масалимович, начальник поискового отряда Миндякского ПУ треста «Башзолото»; и Шадфеев Хамза Атаулович, главный геолог треста «Башзолото» (1938–1940).

Геологическое строение и морфология залежи. В строении Учалинского месторождения участвуют породы карамалыташской (D_{2ef}) и улутауской ($D_{2zv}-D_{3fr}$) свит. Месторождение локализовано в западном крыле Учалинской полеовулканической постройки, претерпевшей интенсивные синвулканические деформации, в результате чего постройка приобрела форму антиклинали. Рудное тело залегает в кровле второй толщи карамалыташской свиты, представленной метасоматически измененными кремнекислыми вулканитами, и перекрыта горизонтом вулканических и кислых пород с прослоями и рудокластами массивных медно- и серноколчеданных руд [Бобохов и др., 1988].

Главная рудная залежь длиной 1550 м представляет собой меридионально вытянутое линзообразное тело с пережимом над апикальной частью дорудного экструзивного купола риолитов, раздувами сундучной формы и холмообразной кровлей на юге. На севере залежь приобретает простую линзовидную форму; на южной и северной выклинках – пластообразную, сопровождаясь мелкими рудными пропластками. Для рудной залежи также характерны аркообразные, изометричные с прямолинейными или округлыми поверхностями раздувы на глубинах от 20–30 до 140–180 м по вертикали. Следует отметить также наличие мощной, с амплитудой 160–200 м, флексуры на глубинах 400–420–480 м, смещающей рудную залежь к западу.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что первоначальная пластовая форма рудной залежи, залегавшая близгоризонтально, зависела от палеорельефа морского дна и конфигурации контактов экструзивного купола: в депрессиях дна мощность залежи достигала 180–220 м, над апикальной частью экструзива – десятки метров. В результате пострудных тектонических подвижек залежь приобрела современное близвертикальное положение, с крутым ($70-85^\circ$) падением к западу [Минеральные ..., 1994].

Минеральный состав руд. Главными рудными минералами залежи являются (% от общих запасов): пирит (60–90), сфалерит (0.2–25), халькопирит (0.1–10). Второстепенные минералы – блеклые руды, галенит, магнетит, борнит, ковеллин (на верхних горизонтах), гематит; редкие – арсенопирит, пирротин, марказит, мельниковит-пирит, алтаит, гессит, самородное золото, калаверит, киноварь, моусонит, станноидит, теллуrowисмутит [Шадлун, 1961], теллур самородный, гринокит, тетрадимит, рутил, сфен, реньерит, халькозин, фрейбергит, колусит, бетехтенит, голдфилдит, смитсонит, делафоссит [Петровская, Касьянов, 1960; Минеральные..., 1994]. В последние годы в рудах месторождения впервые установлены редкие пирсеит, петровскаит, эмпрессит, колорадоит, клаусталит [Викентьев и др., 2008].

Главные нерудные минералы – кварц, барит, серицит, хлориты; второстепенные – кальцит, гипс, сидерит, эпидот, арагонит; редкие – авгит, альбит, ангидрит, пренит, апатит, пумпеллиит, роговая обманка, турмалин, флюорит, циркон, родонит, гранаты, аксинит, пьомонит, опал, монтмориллонит, ярозит, вивианит и др.

Химический состав руд. Основные полезные компоненты руд: Cu, Zn, S (в последние годы пиритный концентрат не выпускается из-за отсутствия спроса и нерентабельности производства); попутные – Au, Ag, Cd, In, Se и Te (последние три в концентратах не оплачиваются, кадмий – частично). Вредными примесями являются As (0.12–0.18 %), Sb (0.6–0.66 %), F (0.005–0.01 %), Hg (9.8 г/т в среднем, от 4–5 до 37 г/т по сортам руд).

Учтенные содержания элементов-примесей в рудах (до начала разработки): Pb (0.06–0.28 %, среднее 0.16 %), Bi (2–100 г/т, в среднем 22 г/т), Mo (4–189 г/т, среднее 105 г/т), Co (до 60 г/т, среднее 48 г/т), Ge (до 5.9 г/т, среднее 2,7 г/т).

Можно предполагать, что платиноиды частично извлекаются при аффинаже золото-содержащих шламов, полученных при пиро- и гидрометаллургических переделах концентратов.

Содержания Pt и Pd (мг/т) в руде и концентратах технологических проб Учалинского месторождения составляют: Cu-Zn руды – Pt 20, Pd 10; Cu руды – Pd 4; Zn концентрат – Pt 1–30, Pd 2–19; Cu-Zn концентрат – Pt 460–500, Pd 13–100; Cu концентрат – Pt 1–750, Pd 4–80; пиритный концентрат – Pt 30, Pd 5; Zn хвосты – Pt 1200–1960, Pd 25–100 [Викентьев, 2004]. В Zn хвостах установлен Ig до 19 мг/т.

Продуктивность месторождения. В соответствии с утвержденными условиями, на месторождении выделены следующие промышленные типы (сорта) колчеданных руд: медные (МК сплошные, $S > 35\%$ и MB вкрапленные, $S < 35\%$, обычно 22–25 %), медно-цинковые (МЦК и МЦВ, $Cu > 0.4\%$, $Zn 1\%$ и более), цинковые (ЦК и ЦВ, $Cu < 0.4\%$, $Zn 1.0\%$ и более) и серноколчеданные (СК, $S > 35\%$, $Cu < 0.4\%$, $Zn < 1\%$). Соотношение сортов (%): МК – 12, MB – 1.6, МЦК – 75.8, МЦВ – 1.2; ЦК – 6.7, ЦВ – 0.5 и СК – 1.8. Селективно добываются медноколчеданные (МК+MB – 13.6 %), медно-цинковые (МЦК+МЦВ+ЦК+ЦВ – 84.3 %) и серноколчеданные (1.8 %) руды. Соотношение $Cu : Zn : Pb = 1.0 : 3.46 : 0.14$; в МЦК $Cu : Zn$ варьирует от 1 : 3 до 1 : 15, что чрезвычайно благоприятно для эффективной селекции Cu и Zn при флотации [Минеральные..., 1994].

Первый подсчет запасов колчеданных руд месторождения за период ГРП 1940–1951 гг., выполненный А. А. Петровым и И. С. Вахромеевым совместно с коллегами Учалинской ГРП, был утвержден ВКЗ СССР по состоянию на 01.01.1952 и послужил основанием для проектирования рудника мощностью 2600 тыс. т руды в год и создания Учалинского ГОКа в 1954 г. Эти запасы на 01.01.1952 составили: руды кат. В+С₁ – 96360 тыс. т, в ней Cu – 1079 тыс. т и Zn 3288.7 тыс. т; руды кат. С₂ – 12559 тыс. т, в ней Cu 132.9 тыс. т.

Составленные Учалинской ГРП БТГУ постоянные кондиции Госплан СССР утвердил в 1961 г. Генеральный пересчет запасов месторождения был выполнен по состоянию на 01.01.1963 и утвержден ГКЗ СССР протоколом № 4283 от 20.03.1964. Запасы месторождения, подсчитанные до глубины 585 м, составили: руды кат. В+С₁ – 113591 тыс. т, кат. С₂ – 2362 тыс. т с запасами Cu, Zn, S, Au, Ag, Se, Te, Cd, In. Объемы погашенных геологических запасов за годы разработки месторождения открытым и подземным способом (1958–2012) показаны в таблице 1.

Учалинский ГОК в течение всего периода своей деятельности систематически проводит эксплуатационную разведку и периодическую доразведку с участием Межозерной ГРП ОАО «Уралцветметразведка». В результате этих работ по состоянию на 01.01.2013 г. получен значительный прирост балансовых запасов из недр и перевода в высшие категории из кат. С₂ (табл. 2).

Первые тонны колчеданной руды добыты открытым способом в октябре 1958 г. В 1968 г. добыто 3.0 млн т, что перекрыло проект на 0.5 млн т. Прирост запасов позволил увеличить проектную глубину карьера с 240 до 324 м, мощность – до 3.5 млн т в год. С 1975 г. по 1985 г. добывалось от 3.66 до 3.99 млн т в год, с 1986 г. по 1995 г. добыча снизилась с 3.2 до 1.4 и до 0.8 млн т в 1998 г. и 332 тыс. т в 2012 г. В 1993 г. сдана в эксплуатацию первая очередь подземного рудника мощностью 350 тыс. т руды в год [Минеральные..., 1994]. В 2006 г. добыто 1685 тыс. т (проект 1400 тыс. т), в 2012 г. – 1574 тыс. т. Остаток запасов (9.2 млн т) будет отработан в течение последующих пяти-шести лет.

Таблица 1

Продуктивность Учалинского месторождения на 01.01.2013

Наименование	Фактическое погашение по кат. В+С ₁ , тыс. т	Остаток по кат. В+С ₁ на 01.01.2013	Общие запасы на 01.01.2013	Изменение в % по отношению к ГКЗ 1963 г.
МК+МЦК+СК	134107	9201	143308	126.16
Сu, тыс. т (%)	1447.2 (1.08)	86.8 (0.94)	1534 (1.07)	125.16 (99.07)
Zn	4592.9 (3.42)	402 (4.37)	4994.9 (3.49)	117.78 (93.57)
S	57202.1 (42.7)	3645.4 (39.62)	60847.5 (42.46)	120.46 (95.48)
Au, т (г/т)	220.17 (1.64)	10.11 (1.10)	230.28 (1.61)	161.34 (107.33)
Ag	3260.3 (24.3)	116.1 (12.62)	3376.4 (23.57)	167.33 (132.42)
Se	6597.9 (49.2)	554.4 (60.25)	7152.3 (49.91)	140.88 (112.23)
Te	9536.8 (71.1)	862.3 (93.72)	10399.1 (72.56)	169.76 (131.93)
Cd	14350 (107)	1036 (112.59)	15386 (107.36)	182.53 (143.15)
In	1399.9 (10.44)	11.6 (1.26)	1411.5 (9.85)	107.22 (89.55)

Примечание. В скобках дано среднее содержание компонента.

Таблица 2

**Прирост балансовых запасов Учалинского месторождения
кат. В + С₁ на 01.01.2013**

Наименование	Запасы по ГКЗ, 1963 г., В+С ₁	Фактически погашено на 01.01.2013	Прирост запасов кат. В+С ₁	Прирост запасов, %
МК + МЦК + СК	113591	134107	20516	118.06
Cu	1225.6	1447.2	221.6	118.08
Zn	4240.8	4592.9	352.1	108.30
S	50513	57202	6689	113.24
Au	142.73	220.17	77.43	154.25
Ag	2017.8	3260.3	1242.5	161.58
Se	5076.8	6597.9	1521.1	129.96
Te	6125.6	9536.8	3411.2	155.69
Cd	8429.3	14350.0	5920.7	170.24
In	1316.4	1399.9	83.5	106.34

Примечание. Прирост запасов показан без учета остатков в недрах, поскольку запасы будут уточняться ГРП в последующие годы. МК + МЦК + СК, Сu, Zn, S – тыс. т, остальные компоненты – тонны.

Следует отметить, что Учалинским рудником треста «Башзолото» в 1940–1953 гг. открытым и подземным способом добыто 1012 тыс. т золотосодержащей руды из «железной шляпы» месторождения, в ней Au – 12113 кг и Ag – 177469 кг при содержании 11.97 и 175.36 г/т соответственно, а также 1598 кг металлической ртути [Пирожок, 2006].

Выводы. Технически грамотная и рациональная организация проведения горно-добычных работ открытым и подземным способом позволила обеспечить максимально полную селективную добычу колчеданных руд в режиме усреднения каждого сорта по содержанию меди и цинка в соответствии с СТП в технологической цепи: карьер (шахта) – усреднительный отвал – фабрика. Систематическое рудничное геолого-маркшейдерское сопровождение добычных работ позволило получить прирост балансовых запасов по кат. В+С₁: руды – 20516 тыс. т, в ней Cu – 222 тыс. т, Zn – 352 тыс. т, Au – 77.4 т, Ag – 1242.5 т (без учета остатка в недрах 9201 тыс. т руды, подлежащей добыче).

В целом, УГОК подтвердил запасы руды, по данным геологоразведчиков МИНГЕО СССР, с превышением на ~25 %, меди – на 25 %, цинка – на 17 %, золота – на 61 % и серебра – на 67 %, что дало большой экономический эффект государству.

Литература

Бобохов А. С., Пирожок П. И., Скуратов В. Н. и др. Учалинское месторождение // Медноколчеданные месторождения Урала. Геологическое строение. Свердловск: УрО АН СССР, 1988. С. 109–120.

Бородаевская М. Б., Пирожок П. И., Курбанов Н. К., Нафиков У. С. Возрастные соотношения даек и колчеданных руд в Учалинском рудном поле (Южный Урал) // Тр. ЦНИГРИ. 1967. Вып. 67. С. 119–141.

Викентьев И. В. Условия формирования и метаморфизм колчеданных руд. М.: Научный мир, 2004. 344 с.

Викентьев И. В., Шишакова Л. Н., Степанова Е. А. и др. Особенности минерального состава руд Учалинского месторождения // Металлогения древних и современных океанов–2008. Рудоносные комплексы и рудные фации. Миасс: ИМин УрО РАН, 2008. С. 156–162.

Минеральные ресурсы Учалинского ГОКа / И. Б. Серавкин, П. И. Пирожок, В. Н. Скуратов и др. Уфа: Баш. кн. изд-во, 1994. 328 с.

Петровская Н. В., Касьянов А. В. Некоторые черты минералогии и генезис Учалинского месторождения на Южном Урале // Тр. ЦНИГРИ. М., 1960. Вып. 37. С. 56–94.

Пирожок П. И., Серавкин И. Б., Чадченко А. В. Геолого-экономическая и горно-техническая характеристика эксплуатируемых и резервных месторождений // Учалинский ГОК на рубеже XXI века. Уфа: Полиграфкомбинат, 2000. С. 32–46.

Пирожок П. И. Золотоносность «железной шляпы» Учалинского медно-цинково-колчеданного месторождения (Ю. Урал) // Металлогения древних и современных океанов–2006. Условия рудообразования. Миасс: ИМин УрО РАН, 2006. С. 217–222.

Протокол № 4283 Заседания Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых СССР от 20 марта 1964 г. Учалинское месторождение медно-цинковых руд. Фонды УГОКа. М., 1964. С. 117.

Шадлун Т. Н. Теллурувисмутит из колчеданной руды Учалинского месторождения (Южный Урал) // Записки ВМО. 1961. Т. 90. Вып. 31. С. 294–296.

Перспективы выявления коренных месторождений золота в Харальском золотоносном районе Восточной Тувы

Харальский золотоносный район располагается на левобережье р. Бий-Хем и охватывает одноименный метаморфический блок к северо-западу от Каахемской офиолитовой зоны. На его территории известна система россыпей золота по рекам О-Хем, Демиржи, Хадын, Харал и их притокам. Рельеф района среднегорный с тайгой и болотистыми долинами, что затрудняет поиски золоторудных объектов. Цель статьи – анализ возможностей выявления коренных месторождений на основе геологических предпосылок и сопоставления состава золота в россыпях и рудопроявлениях.

Добыча золота в районе велась с начала XX в., а в последние годы россыпи разрабатывались артелью «Ойна». По оценке «Тыванедра» (сообщение А. С. Кола), всего в районе добыто около 8 т золота, в том числе 2.15 т после 1989 г. Автор статьи проводил на данной территории геологическую съемку масштаба 1 : 50 000 и тематические исследования в период 1969–1990 гг. [Рудные..., 1981].

В геологическом строении района выделяются два главных комплекса рифейского возраста: демиржинский метатерригенный и ойнинский метариолит-базальтовый с углеродистыми сланцами [Зайкова, 1978; Добрецов и др., 1981]. Площадь развития второго комплекса контролирует размещение практически всех россыпей. Ойнинский комплекс представлен метабазами и метариолитами с горизонтами железистых кварцитов. В западной части района закартирован одноименный палеовулкан, а в восточной – группа вулканических построек. В нижней части вулканогенных отложений развиты углеродистые сланцы с прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией и многочисленными кварцевыми жилами, которые проникают и в метавулканиды. Прорывается комплекс субвулканическими интрузиями основного и кислого состава. Формирование вулканогенных пород проходило в условиях окраины Тувино-Монгольского микроконтинента в мелководной обстановке. С вышележащими отложениями венда, кембрия и девона контакт метаморфического блока тектонический.

На территории района проявлен зональный метаморфизм, обусловленный тепловым потоком над областью анатексиса, в результате чего возник Бий-Хемский гранитоидный массив таннуольского комплекса (средний-поздний кембрий). С востока на запад происходит смена кордиеритовой, гранатовой и биотитовой изоград в метapelитах, что соответствует понижению метаморфизма от эпидот-амфиболитовой фации до зеленосланцевой [Скляр и др., 1981]. С воздействием теплового потока связано перераспределение и формирование золоторудных концентраций.

Россыпи золота относятся к аллювиальному типу и сосредоточены в надпойменных террасах рек. Высота их от первых метров до 40 м в долине р. Харал, что обусловлено перехватом речной долиной ледникового озера Чаинда и катастрофическим спуском накопившихся вод. По составу золота россыпи разделены на три группы по повышенным количествам золота: высокопробного, среднепробного и низкопробного (включая электрум). Основанием послужили результаты анализа золотин, любезно предоставленные С. Г. Прудниковым (ТувИКОПР СО РАН, г. Кызыл). По этим

**Распределение золота по составу
в россыпях Харальского золотоносного района**

Номер россыпи	Россыпь	Самородное золото, %			Электрум, %
		100–90	89–80	79–69	68–45
I	О-Хем	31/20	42/27	21/13	6/4
II	Ойна	20/4	70/14	5/1	5/1
III	Шорлуг	–	38/3	62/5	–
IV	Шенелик	68/15	23/5	9/2	–
V	Демиржи	–	44/8	56/10	–
VI	Хадын	–	25/7	64/18	11/3
VII	Степановка	14/7	25/12	49/24	12/6
VIII	Ивановка	7/2	38/11	38/11	17/5
IX	Хина	18/11	63/39	19/12	–
X	Конопка	19/4	–	62/13	19/4
XI	Харал	17/9	49/26	34/18	–
XII	Сумасшедший	9/1	55/6	36/4	–

Пр и м е ч а н и е . В числителе – %, в знаменателе – число значений по россыпям.

данным составлена таблица, показывающая процентное количество золота определенной пробы (табл.).

Россыпь р. О-Хем состоит из главного отрезка длиной 9 км, меридионального продолжения по руч. Шорлуг, правых истоков по рекам Ойна (10 км) и Шенелик (1 км). Золото россыпей рек О-Хем (I), Ойна (II) и Шенелик (IV) близко по составу, количество высокопробного металла 20–68 %. Возможным источником золота являлись сульфидно-кварцевые жилы на правом берегу р. Ойна (проявление № 1). Содержания золота в них 81–97 %. Россыпь по руч. Шорлуг (III) относится к низкопробной группе. Одним из источников может быть Анахемское пирротин-пиритовое рудопроявление [Зайков, 2006] в линейном массиве серпентинитов, который располагается в левом притоке руч. Шорлуг в 3 км западнее рамки геологической схемы (рис.). Нижняя часть зоны минерализации представлена фуксит-кварц-анкеритовыми листовенитами, которые рассечены параллельными и сетчатыми кварцевыми жилами. Мощность жил 5–50 см, они содержат гнезда галенита с включениями теллуридов и сульфидов серебра и кадмия. Видимо с этими телами гипербазитов связаны находки платиноидов [Агафонов и др., 2004]. Второй возможный источник отмечен в правом притоке руч. Шорлуг вблизи разлома, по которому ойнинский комплекс контактирует с отложениями венда (проявление № 2). Здесь выявлен шлиховой поток золота, связанный с листовенитами, которые содержат вкрапленность сульфидов.

Россыпь р. Демиржи (VI) протяженностью около 15 км, вероятно, питается из кварцитов междуречья Ойна-Демиржи. Примерно половина золота имеет среднюю пробу, а другая половина – низкую. Северо-восточнее р. Демиржи находится р. Биче-Демиржи, которая также дренирует ойнинский комплекс. Обнаженность в бассейне реки чрезвычайно плохая. Разведочные и добычные работы на этой территории практически не проводились, хотя она имеет перспективы в отношении и россыпной и коренной золотоносности.

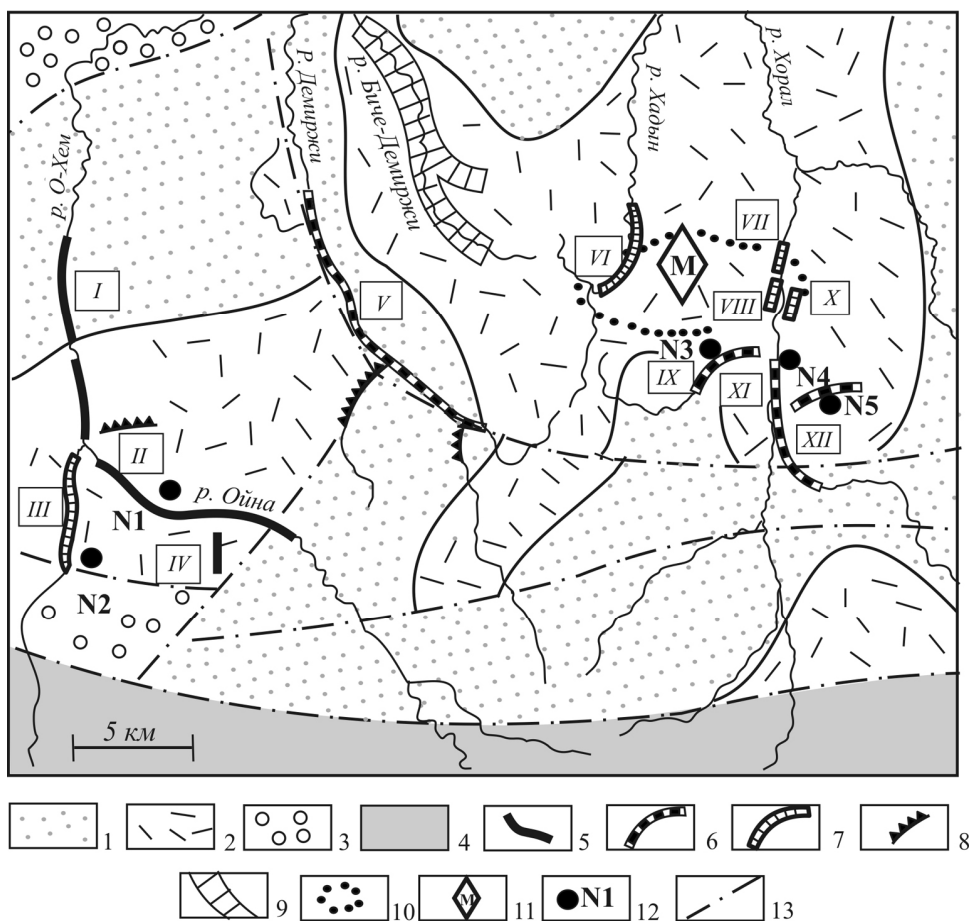


Рис. Схема строения Харальского золотоносного района.

1–4 – стратифицированные отложения: 1 – метапесчаники (PR₂), 2 – углеродистые сланцы, метабазальты и метариолиты (PR₃), 3 – вулканомиктовые породы вендского возраста, 4 – вулканогенные породы вендского, кембрийского и девонского возраста; 5–7 – россыпи: 5 – количество высокопробного золота 20–68 % значений (I – О-Хем, II – Ойна, IV – Шенелик), 6 – количество среднепробного 38–63 % значений (V – Демиржи, IX – Хина, XI – Харал, XII – Сумасшедший ручей), 7 – количество низкопробного и электрума 55–81 % (III – Шорлуг, VI – Хадын, VII – Степановка, VIII – Ивановка, X – Конопка), 8 – нет данных, 9 – предполагаемые; 10 – предполагаемое положение рудного поля с низкопробным оруденением; 11 – Мозголевское золото-кварцитовое рудопроявление; 12 – золото-кварцевая и золото-углеродистая минерализация (номера указаны арабскими цифрами): № 1 – Ойнинская группа, № 2 – Шорлугское, № 3 – Хина, № 4 – Харальская группа, № 5 – ручья Сумасшедшего; 13 – основные разломы.

Россыпь р. Хадын (VI) протягивается с перерывами на 5 км и целиком располагается в поле ойнинского комплекса. В россыпи преобладает низкопробное золото с ощутимой долей электрума. На отдельных участках проявлена графитизация метабазальтов, что является одним из признаков золоторудных процессов. В вершине россыпи установлена гидрогеохимическая аномалия цветных металлов и вынос источ-

никами обильных гидроксидов железа, что свидетельствует о сульфидной минерализации в отложениях, перекрытых аллювием.

Россыпь в бассейне р. Харал по степени разветвленности близка О-Хемской, длина всех золотоносных отрезков («увалов») около 20 км. В россыпях, залегающих на цокольной террасе основного водотока (XI), по ручьям Хина (IX) и Сумасшедший (XII), преобладает золото средней пробы при подчиненном количестве высокопробного. Источником могли быть пиритизированные и окварцованные графитистые сланцы, слагающие гребневидную антиклинальную складку меридионального простирания. Примером такого проявления может служить объект № 4, в котором выявлено золото пробностью 840–990. На руч. Хина в сульфидизированных кварцитах (проявление № 3) установлено золото с пробностью 900–960. Наиболее богатой является россыпь по руч. Сумасшедшему (XII), получившая название из-за высокого содержания золота. В плотике россыпи выявлены тонкие жилки кварца мощностью первые сантиметры с видимым золотом пробностью 850–980 (проявление № 5). На увалах Степановка (VII), Ивановка (VIII) и Конопка (X) преобладает низкопробное золото с долей электрума 11–19 % от общего количества анализов.

Рудопоявление Мозголевское (М) приурочено к южному крылу гребневидной антиклинали СЗ простирания, сложенной углеродистыми сланцами с зонами сульфидизированных кварцитов. С поверхности они выщелочены и превращены в кварцевые и лимонит-кварцевые губки. Протяженность наиболее крупной зоны около 1000 м при мощности до 80 м, содержание золота – от сотых до первых г/т. На этом фоне выделена линза протяженностью 80 м мощностью до 5 м со средним содержанием золота 3.3 г/т (максимальное содержание – 7.5 г/т) и содержанием серебра до 40–80 г/т. Зона отбивается комплексным вторичным ореолом размером 1000 ? 450 м с повышенными содержаниями свинца, меди, цинка, молибдена, бария, серебра. В непосредственной близости с золотоносными вторичными кварцитами выявлена зона интенсивного прокварцевания с высокими содержаниями молибдена.

По данным Н. Б. Кононенко [2012ф], в сланцах отмечены углеродистые метасоматиты с примесью граната, пирита, реже турмалина. Процессы углеродизации и кремнещелочного метасоматоза сопровождают, по-видимому, явления дислокационного метаморфизма.

Кварциты секутся жилами молочно-белого кварца с гнездами халькопирита и галенита. Содержания золота в кварцитах составляют первые г/т. Южнее располагаются metabазальты, прорванные субвулканическими интрузиями метариолитов с телами кварцитов и карбонатных жил. В жилах с примазками малахита содержание золота достигает 30 г/т [Зайков и др., 1972ф].

Золотоносные кварциты сложены кварцем с подчиненным количеством серицита, хлорита, граната, эпидота, барита. Они имеют лепидогранобластовую, гранобластовую структуры. Рудные минералы представлены пиритом, галенитом, халькозином, арсенопиритом, самородным золотом и электрумом [Рудные..., 1981; Прудников, Кононенко, 2004]. Последние образуют зерна с поперечником 0.2–2 мм и для них характерна дендритовая, дендрито-комковидная, комковидно-пластинчатая форма. Реже отмечаются пластинчатые, каплевидные и губчатые выделения. Пробность золота распределяется в исследованных золотилах следующим образом: 400–730 (6 анализов), 830–930 (8 анализов).

Заключение. Главными россыпеобразующими формациями в Харальском золотоносном районе являются золото-сульфидно-углеродистая, золото-кварцевая, золото-кварцитовая, золото-лиственитовая. Первая формация имеет отчетливые при-

знаки золотоносности в среднем течении р. Харал, где проявлена эпидот-амфиболитовая фация метаморфизма. Процессы перераспределения золота в тепловом потоке термального купола, соответствующего Бий-Хемскому гранитоидному плутону, обусловили формирование промышленных концентраций золота. Благоприятной структурной обстановкой является узкая гребневидная антиклиналь, сложенная углеродистыми сланцами с вкрапленностью сульфидов и прожилками кварца.

Золото-кварцевая формация выражена тонкими жилками серого кварца с видимым золотом. Они были установлены при добычных работах на россыпи руч. Сумасшедшего. Многолетние попытки выявить промышленное содержание золота в крупных жилах молочно-белого кварца и зонах окварцевания к успеху не привели. Найти участки концентрации золотоносных жил – дело будущего.

Золото-лиственитовый тип выражен в гипербазахитах и базальтах. В первом случае минерализация установлена на Анахемском пирротин-пиритовом рудопроявлении. Обширные поля лиственитизированных базальтов в западной части района, содержащие вкрапленность сульфидов, практически не опробованы и могут служить объектами поисков.

Золото-кварцитовая формация охватывает междуречье Харал–Хадын. Анализ состава золота в россыпях позволил выделить обширный ареал с преобладанием низкопробного металла (450–790). По этим данным выделена площадь размером 8 ? 4 км, перспективная на выявление крупного золоторудного объекта (см. рис.). Судя по приуроченности к нему рудопроявления Мозголевского с низкопробным золотом, ожидаемое месторождение может быть сходно с золото-серебряным типом. Такой тип характерен для мезозойских вулканогенных поясов на континентальных окраинах [Самородное..., 2003]. Выявление их аналогов в протерозое может расширить металлогеническую палитру Алтае-Саянской складчатой области.

При проведении добычных работ в Харальском районе не было проведено тщательное опробование плотиков россыпей на коренное золото. Между тем, выявление месторождений таким способом является реальной практикой. Автору хорошо известен пример месторождения Мелентьевского в Миасском золотоносном районе [Двести..., 1948], которое было обнаружено в плотике и успешно разрабатывалось до глубины 335 м. Таким образом, выявление в плотиках россыпей промышленного оруденения – задача будущего, когда в Харальский район вернутся добытчики золота и вновь будут вскрыты золотоносные породы.

Автор благодарит за помощь в работе Е. В. Зайкову, О. Л. Бусловскую, С. Г. Прудникова, Н. Б. Кононенко, А. А. Монгуша и А. С. Кола.

Литература

Агафонов Л. В., Могуш А. А., Ойдуп Ч. К. Особенности состава золота из пород мафит-ультрамафитовых массивов Тувы и Монголии // Состояние и освоение природных ресурсов Тувы и сопредельных регионов Центральной Азии. Геоэкология природной среды и общества. Кызыл: ТуВИКОПР СО РАН, 2004. С. 27–37.

Двести лет золотой промышленности Урала / под ред. А. А. Иванова, И. С. Рожкова. Свердловск: УФ АН СССР, 1948. 531 с.

Добрецов Н. Л., Меляховецкий А. А., Кузнецова Л. Г. и др. Метаморфические формации Западного Саяна и Тувы // Петрология и минералогия метаморфических формаций Сибири. Новосибирск: Наука, 1981. С. 6–24.

Зайков В. В. Вулканизм и сульфидные холмы палеоокеанических окраин. М.: Наука, 2006. 429 с.

Зайков В. В., Куликов С. С., Зайкова Е. В. и др. Геологическое строение и полезные ископаемые Харальского золоторудного района. Отчет о геологосъемочных работах Харальской партии Тувинской геологоразведочной экспедиции. Кызыл: Фонды ТувГРЭ, 1972ф.

Зайкова Е. В. Верхний протерозой Харальской структурно-формационной зоны (Тува) // Новое в стратиграфии позднего докембрия Алтае-Саянской складчатой области и Тувы. Новосибирск: ИГГ СО РАН, 1978. С. 37–49.

Кононенко Н. Б. Ревизионные поисковые работы на рудное золото в пределах наиболее перспективных рудных узлов Республики Тыва. Кызыл: Фонды КГУ, 2012.

Прудников С. Г., Кононенко Н. Б. Типоморфные признаки россыпного золота Тувы // Состояние и освоение природных ресурсов Тувы и сопредельных регионов Центральной Азии. Геоэкология природной среды и общества. Кызыл: ТУВиКОПР СО РАН, 2004. С. 19–26.

Рудные формации Тувы / под ред. В. А. Кузнецова. Новосибирск: Наука, 1981. 201 с.

Самородное золото рудных и россыпных месторождений. Атлас / под. ред. А. И. Кривцова. М.: ЦНИГРИ, 2003. 184 с.

Т. С. Строев

*Санкт-Петербургский государственный университет, г. Санкт-Петербург
stroev@hotmail.com*

**Вещественный состав и возможность отработки
лежалых кеков выщелачивания Воронцовской ЗИФ, Северный Урал
(научный руководитель С. В. Петров)**

Введение. На территории горноперерабатывающих предприятий за время эксплуатации образуются большие объемы отвальных продуктов обогащения, далее не вовлекаемых в промышленный оборот. Настоящая работа посвящена изучению кеков цианидного выщелачивания руд Воронцовского золоторудного месторождения на Северном Урале и поиску эффективной методики извлечения из них благородных металлов. Целью исследования является определение целесообразности использования техногенного сырья Воронцовской золотоизвлекательной фабрики. Основные задачи включали исследование вещественного состава кеков выщелачивания, определение минеральных форм и особенностей нахождения золота в материале кека и определение параметров, предопределяющих возможность их повторной переработки.

Объектом исследования явился склад кеков выщелачивания на территории промышленной зоны предприятия близ г. Краснотурьинска Свердловской области. Кеки выщелачивания являются отвальным продуктом цикла обогащения с использованием установки чанового цианидного выщелачивания по методу СІР (от англ. *carbon-in-pulp* – уголь в пульпе).

Методика исследования и фактический материал. Было отобрано шесть укрупненных лабораторных проб (суммарной массой более 320 кг), а также материал с поверхности склада по сети 25 ? 25 м (общей массой более 375 кг). Для исследования вещественного состава материала кеков применены гранулометрические, оптические, химические, спектрометрические и томографические методы. Технологические характеристики обогатимости кеков определены с применением гравитационных и флотационных методик.

Результаты определения вещественного состава. Кеки выщелачивания являются техногенным продуктом, главным отличием которого от природного материала является гранулометрический состав. Они представляют собой дезинтегрированный материал крупностью более 98 % класса менее 0.2 мм (табл. 1). В процессе классификации материала обнаружено присутствие более крупных частиц. Среднее содержание гранулометрического класса $-0.5...+0.2$ мм составляет около 1.2 %, а содержание более крупных частиц составляет сотые доли процента.

Таблица 1

Гранулометрический состав материала пробы № 2

Навеска	+5 мм	-5... +1 мм	-1... +0.5 мм	-0.5... +0.2 мм	-0.2... +0.125 мм	Итого	
						+0.125 мм	-0.125 мм
ВК-1		0.027	0.021	3.046	5.676	8.77	91.23
ВК-2		0.069	0.028	1.899	4.985	6.98	93.02
ВК-3	0.052	0.064	0.024	0.307	3.130	3.58	96.42
ВК-4	0.59	0.103	0.058	1.474	4.843	7.07	92.93
ВК-5	0.199	0.054	0.260	0.212	1.857	2.58	97.42
ВК-6		0.002	0.011	0.184	1.918	2.11	97.88
Среднее	0.14	0.053	0.067	1.187	3.735	5.18	94.82
Вариация, %		65.9	143.0	98.1	44.4	53.5	1.0

Частицы размером крупнее 5 мм представлены обломками карбонатных пород без рудной минерализации. Благородные металлы в этой фракции практически отсутствуют, лишь изредка отмечаются концентрации десятые доли г/т. Вероятно, в этом классе присутствуют частицы песков и гравия, которыми лежалые кеки присыпают при проведении противопылевых мероприятий.

Частицы классов крупности $-5...+1$ мм представлены силикатными и карбонатными обломками и обломками активированного угля, используемого для сорбции золота. Содержание частиц угля в этом классе около 50 мас. %. Трещины на поверхности угля забиты шламом карбонатного и силикатного состава, реже отмечаются пленки глинистых частиц и гидроокислов железа, экранирующие поверхность угля. На отдельных зернах угля присутствуют обильные мелкие кристаллы новообразованного гипса. Частицы угля появляются в отвальном продукте вследствие разрушения активированного угля при сорбции золота из растворов (на фабрике применяются угольная фракция +5 мм).

Во фракциях менее 1 мм содержание активированного угля значительно меньше (от 2 % в средних до 0.0015 % в мелких фракциях). Основную массу частиц этих классов крупности составляют силикаты и карбонаты.

Главные породообразующие минералы в кеках представлены карбонатами (среднее содержание по пробам – 37 %), слюдами и гидрослюдами (21 %), полевыми шпатами (8 %), глинистыми минералами (монтмориллонит, каолинит и др. – 4.5 %), хлоритом (3 %), баритом (1.6 %).

Основную массу минералов тяжелой фракции составляет пирит (65 %). В пирите, обогащенном мышьяком, присутствуют единичные мелкие включения самородного золота. Характерной особенностью пирита из кеков является наличие форм растворения на поверхности. Образование части подобных форм предположительно является следствием деятельности тионовых бактерий (род *Thiobacillus*).

С целью определения форм нахождения золота и серебра в кеках выщелачивания исследуемый продукт сепарирован на четыре фракции: сульфидную, магнитную фракции, чистый уголь фракции –5...+1 мм и породообразующие минералы.

Магнитная фракция выделена путем магнитной сепарации кеков, сульфидные минералы выделены флотационным методом. Породообразующие минералы изучены в сливе гидроциклонирования с последующей перемывкой для удаления тяжелой фракции. Оптические исследования материала тяжелой фракции не выявили крупных частиц самородного золота.

Анализ содержаний благородных металлов показал, что 22 % Au и 45 % Ag сосредоточены в породообразующих минералах (силикатах, кварце и их сростках с сульфидами) предположительно в качестве субмикронных включений. Содержание золота в породообразующих минералах составило 0.4 г/т. Сульфидная фракция содержит в среднем 25 г/т золота и 41 г/т серебра. В сульфидах содержится 42.7 % золота и 33.3 % серебра от общего количества металла в кеках. Треть золота и пятая часть серебра кеков приходится на активированный уголь при содержании Au – 1980 г/т и Ag – 2480 г/т. Минералы магнитной фракции содержат 2.2 г/т золота и 5.3 г/т серебра и концентрируют 1.9 % золота и 2.1 % серебра от общего содержания (табл. 2).

Таблица 2

Распределение Au и Ag по классам материалов, составляющих кеки

Вещество	Содержание минералов, мас. %	Содержание в минералах, г/т		Распределение по минералам, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Породообразующие минералы	95.36	0.4	1.65	22.6	44.8
Магнетит и прочие минералы железа	1.42	2.2	5.3	1.9	2.1
Пирит, арсенопирит и др.	2.85	25.3	41	42.7	33.3
Активированный уголь	0.03	1980	2480	32.8	19.8
Сумма	99.66	1.69	3.51	100.0	100.0

Техногенный активированный уголь несет до трети золота кеков. Рентгеновское томографическое исследование внутреннего строения частиц угля показало, что золото в них сконцентрировано в трещинах и кавернах преимущественно внутри зерен и, в меньшей степени, на поверхности.

С точки зрения влияния на окружающую среду, исходный материал и уголь проанализированы методом инфракрасной спектроскопии. На ИК-спектрах поглощения не обнаружены даже следовые содержания цианидного иона (рис. 1), что свидетельствует о токсической безопасности кеков.

Результаты технологических испытаний и площадного опробования. На материале кеков выщелачивания был выполнен ряд технологических испытаний с целью получения концентратов, отвечающих товарным параметрам. Наиболее эффективная схема обогащения включает дезинтеграционные и классификационные

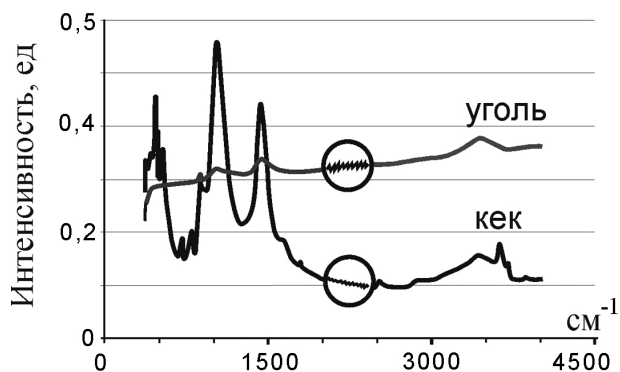


Рис. 1. Инфракрасный спектр угля и пробы кеков. В кружках – увеличенный участок области проявления характерных линий цианида.

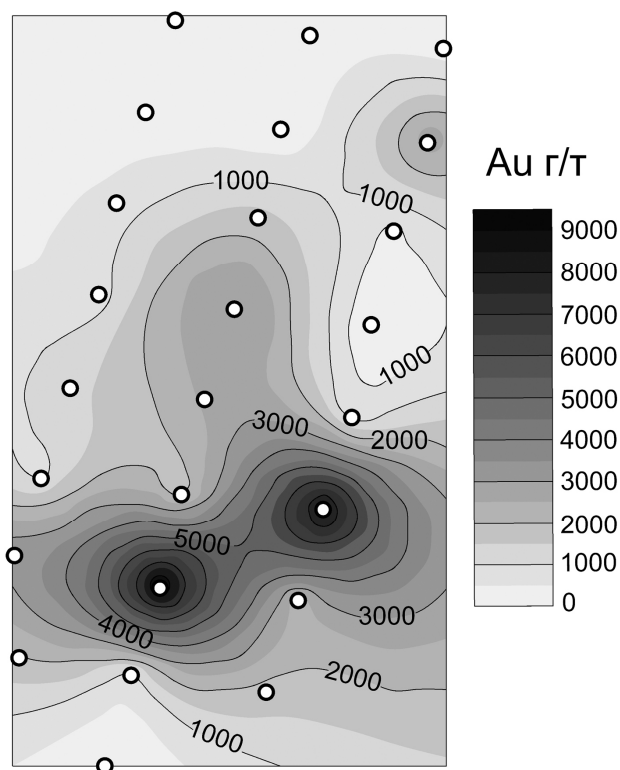


Рис. 2. Распределение золота во фракции $-5...+1$ мм, г/т.

операции с последующей сульфидной флотацией. Суммарное извлечение золота в продукты концентрирования превысило 50 %. По содержанию металла концентраты соответствуют товарным.

Было проведено площадное опробование хвостохранилища для выявления неоднородности материала. Установлены значительные вариации выхода крупных фракций. Так, выход класса –5...+1 мм колеблется от 0.04 до 120 г при средней массе пробы 15 кг. Содержание золота во фракции обратно пропорционально массе выхода класса крупности: от 1.5 г/т в больших до 8000 г/т в малых, представленных чистым угольным продуктом (рис. 2). Распределение содержаний золота в классе крупности –1...+0 мм относительно равномерное. Среднее содержание золота составило 1.43 г/т.

Технико-экономический расчет, предполагающий строительство новых производственных мощностей в промышленной зоне предприятия, показал экономическую целесообразность использования складированных кеков выщелачивания как сырья на извлечение золота. Период окупаемости для разных схем реализации концентрата составляет 4 года эксплуатации фабрики.

Выводы. Кеки выщелачивания характеризуются повышенными содержаниями благородных металлов. Золото, сорбированное активированным углем и связанное с сульфидами и породообразующими минералами, доминирует. Из кеков возможно выделение товарных концентратов благородных металлов, реализация которых является экономически эффективной.

В. С. Кузнецов, В. В. Абрамов

*Воронежский государственный университет, г. Воронеж
voronezhpodkl@inbox.ru*

Особенности распределения благородных металлов в сульфидах из углеродистых сланцев Рыльской структуры Курской магнитной аномалии (Центральная Россия)

В настоящее время среди новых нетрадиционных типов золото-платино-металльного оруденения повышенное внимание уделяется широко распространенным металлоносным черносланцевым формациям. В ходе исследований последних лет в пределах Курского блока (КМА) Воронежского кристаллического массива (ВКМ) установлено и детально изучено благороднометалльное оруденение в породах оскольской серии Тим-Ястребовской синклинойной структуры и выявлены формы нахождения благородных металлов [Мяснянкин и др., 1992; Чернышов, 2004; Чернышов и др., 2007]. Предшествующими работами установлено, что ведущую роль в распределении и степени концентрирования Au и ЭПГ в докембрийских стратифицированных толщах КМА оказывает состав сульфидных парагенезисов [Чернышов, 2004; Чернышов и др., 2011]. В то же время, углеродистые сланцы Рыльской синклинойной структуры КМА являются менее изученными с точки зрения их потенциальной золото-платиноносности.

Рыльская структура протяженностью около 50 км при ширине 30 км является крупной палеопротерозойской синформой, расположенной в западной части Курского блока ВКМ. К характерным ее особенностям следует отнести слабое развитие магматических пород в ее пределах. Стратифицированные докембрийские образования Рыльской структуры смяты в узкие изоклинальные складки, подчиненные общему северо-восточному направлению всей структуры.

С целью установления перспектив обнаружения золото-платинометалльного оруденения в углеродистых сланцах Рыльской структуры определены содержания благородных металлов. Среднее содержание золота (19 анализов, атомно-абсорбционный метод, Лаборатория ФГУП ВСЕГЕИ, г. Санкт-Петербург) составляет 0.0093 г/т (предел обнаружения – 0.002 г/т). Максимальные содержания золота достигают 0.026 г/т. Содержания платины и палладия, определенные атомно-абсорбционным методом, не превышают пределы обнаружения этих элементов – 0.04 г/т для платины и 0.03 г/т для палладия. Результаты определения благородных металлов методом масс-спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой (ICP-MS, лаборатория ФГУП ВСЕГЕИ, г. Санкт-Петербург) в углеродистых сланцах Рыльской структуры более высокие: Pt – 0.006 г/т, Pd – 0.024 г/т, Au – 0.035 г/т, Ru, Rh, Ir < 0.002 г/т.

Углеродистые сланцы Рыльской структуры характеризуются повышенными содержаниями сульфидов (от 5–9 до 15–30 % и более). Сульфидная минерализация образует вкрапленность (зернистую, пылевидную, тонкую), а также просечки, зерна, прожилки. Размер зерен варьирует от 0.001 до 1 мм. Сульфиды представлены преобладающими пиритом и пирротинном, а также халькопиритом, марказитом, сфалеритом и галенитом. Сульфоарсениды включают арсенопирит, кобальтин и герсдорфит. Все минералы характеризуются сложными взаимоотношениями с силикатами и многообразием форм проявления. Сфалерит, арсенопирит, галенит также образуют самостоятельные скопления. Количество пирита и пирротина возрастает в сланцах, наиболее обогащенных углеродистым веществом.

С целью изучения особенностей распределения элементов-примесей в различных сульфидах выполнен локальный LA-ICP-MS анализ (ФГУП ВСЕГЕИ), при котором исследуемое вещество испаряется с поверхности образца лазерным импульсом. Анализ производится путем переноса продуктов лазерной абляции (аэрозоля) в индуктивно-связанную плазму и последующим детектированием свободных ионов в масс-спектрометре. Анализ выполнен с использованием масс-спектрометра с ICP ELAN-6100 DRC фирмы Perkin Elmer (США) с лазерным пробоотборником LSX-200 фирмы Cetac Technology (США). Нижний предел определения элементов составляет 0.01 г/т, относительная погрешность измерения – 15 отн. %, Калибровка измерительных каналов осуществлялась по синтетическим стандартам NIST 612 и NIST 613.

В результате анализа впервые получены данные о высоких концентрациях благородных металлов в сульфидных минералах из углеродистых сланцев Рыльской структуры (табл.).

Анализ распределения примесей благородных металлов показывает существенное накопление благородных металлов, особенно «легких» платиноидов (Rh – до 0.29 г/т, Ru – до 0.41 г/т, Pd – до 0.82 г/т), а также Au – до 1.01 и Ag – до 11.5 г/т в пирротине и сфалерите. Данная закономерность характерна также для Os и Ir, концентрации которых ниже. Содержания платины в пирротине и сфалерите также высоки (до 11.7 г/т), однако повышенные содержания этого металла отмечаются и в пирите (до 1.38 г/т). Средние суммарные содержания ЭПГ максимальны для пирротина – 1.271 г/т, сфалерита – 0.937 г/т и пирита – 0.254 г/т. Максимальные концентрации Ru (0.41 г/т) характерны для сфалерита; Rh (0.29 г/т), Pd (0.82 г/т), Os (0.21 г/т), Ir (0.084 г/т) и Pt (11.7 г/т) – для пирротина. Среднее отношение платины к палладию больше единицы для всех сульфидов и максимально для сфалерита. Среднее отношение распространенных платиноидов к редким также больше единицы и возрастает обратно пропорционально средней сумме ЭПГ. Среднее значение отношения

**Содержания благородных металлов (г/т) в сульфидах из углеродистых сланцев
Рыльской структуры Курского блока**

№ обр.	Минерал	Ru	Rh	Pd	Ag	Os	Ir	Pt	Au
3602/1	Пирит	0.100	0.021	0.180	3.20	0	0	0.012	0.24
3602/2	–	0.019	0	0.046	0.46	0.0045	0.0071	0.033	0.049
3602/3	–	0	0.017	0.150	0.63	0.0047	0.0088	0.2	0.086
3602/4	–	0.110	0.041	0.100	2.93	0.052	0.071	1.38	0.130
3602/5	–	0.027	0.0056	0.064	0.66	0	0	0	0.045
3602/6	–	0.023	0.043	0.027	5.36	0.0053	0.0084	0.33	0.059
3602/7	–	0.027	0.011	0.032	1.12	0	0	0	0.011
3602/8	Пирротин	0.220	0.093	0	9.22	0.078	0.024	0.19	0.29
3602/9	–	0.360	0.025	0.43	9.44	0.028	0.026	0.27	0.67
3602/10	–	0	0.086	0.16	6.25	0.064	0.05	0.058	0.88
3602/11	–	0.270	0.056	0.54	9.21	0	0	0	0.23
3602/12	–	0.230	0.290	0.82	5.76	0.21	0.084	11.70	0.098
3602/13	Сфалерит	0.160	0.022	0.19	9.35	0	0	0.43	0.045
3602/14	–	0.410	0.034	0.19	11.5	0	0	0.46	1.010

легких платиноидов к тяжелым для сфалерита и пирита близко к единице, а пирротин несколько обогащен тяжелыми платиноидами.

Таким образом, в ходе исследований установлено, что значительное количество ЭПГ и золота в углеродистых сланцах находится в виде примесей в сульфидах (особенно в пирротине и сфалерите), что требует проведения дополнительных исследований с целью выяснения генезиса сульфидного благороднометаллосодержащего оруденения.

Работы выполнены при финансовой поддержке РФФИ (гранты №№ 11-05-12050-офи-м-2011, 12-05-31194-мол а.), «Программы стратегического развития ВГУ» и ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» (ГК № 16.740.11.0623).

Литература

Мяснянкин В. И., Чернышов Н. М. Новый тип золотого оруденения в протерозойских толщах Тим-Ястребовской структуры // Отечественная геология. 1992. № 12. С. 150–154.

Чернышов Н. М. Платиноносные формации Курско-Воронежского региона (Центральная Россия). Воронеж: ВГУ, 2004. 448 с.

Чернышов Н. М., Моисеенко В. Г., Абрамов В. В. Новые минералы платиноидов в черносланцевых комплексах тимского типа (КМА) // Вестник ВГУ. Сер. Геол. 2007. № 2. С. 76–83.

Чернышов Н. М., Кузнецов В. С. Сульфидная минерализация, содержащая благородные металлы, в межрудных сланцах Стойленского железорудного // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. 2011. № 2. С. 17–22.

Е. Б. Дайнеко¹, А. М. Юминов², Н. Ю. Глущенко¹, О. А. Бурик¹

¹ – Национальный технический университет «ХПИ»,

г. Харьков, Украина

Catherine@i.ua

² – Южно-Уральский государственный университет, филиал в г. Миассе

К вопросу об использовании пиррофиллитов Украины в производстве технической керамики

(научные руководители В. В. Зайков, Е. Ю. Федоренко)

Благодаря уникальному сочетанию механических, электрических, теплофизических и биохимических свойств техническая керамика успешно используется в технике и промышленном производстве, в т.ч. в таких узкоспециализированных областях как энергетика и машиностроение, автомобильная и электронная промышленности, производство оборудования и измерительной техники, медицина и промэкология. Области применения и потенциал развития функциональных керамических материалов еще не исследованы до конца, однако более чем 100-летний опыт многочисленных инновационных решений в технологии свидетельствуют о значимости роли технической керамики в создании высоких технологий.

Одним из приоритетных направлений развития керамического материаловедения является разработка и оптимизация композиций, способных обеспечить материалу специальные свойства, при использовании альтернативных природных материалов взамен традиционного (зачастую дефицитного и дорогостоящего) сырья. Предварительными исследованиями авторов в данном направлении установлены геолого-минералогические особенности объектов с пиррофиллитовой минерализацией и проведены аналитические исследования пиррофиллитовых пород Курьяновского и Овручского месторождений (Житомирская обл., Украина) [Дайнеко и др., 2013]. Такой подход позволил научно обосновать составы фарфоровых масс различного функционального назначения с использованием пиррофиллитовых пород. Полученные результаты подтвердили перспективность использования этих материалов для производства электротехнического, санитарно-строительного, химически стойкого фарфора.

Целью настоящих исследований является оптимизация составов фарфоровых масс с учетом особенностей процессов спекания и фазообразования фарфора при пониженной температуре обжига (1150–1200 °С). При исследованиях использовался метод симплекс-решетчатого планирования с использованием плана Шефе [Спирidonov, 1981].

В качестве глинистой составляющей масс использовали беложгущиеся огнеупорные каолинито-гидрослюдистые глины Веселовского месторождения Донецкой обл., ложский каолин и черкасский бентонит. Флюсующими компонентами масс стали новогнатковский пегматит (Донецкая обл.) и продукт обогащения лозоватских пегматитов (Кировоградская обл.). В роли отощителя использован кварцевый песок Новоселовского месторождения в Харьковской обл. Исследование влияния на свойства фарфора частичной замены глинистых материалов пиррофиллитами осуществлялось с использованием курьяновских пиррофиллитовых пород (для электрофарфора) и овручских пиррофиллитсодержащих кварцитов (для химически стойкого фарфора). С целью интенсификации спекания в состав масс вводилась модифицирующая до-

бавка доломита, способствующая ускорению образования расплава. Исследования проведены в следующих областях концентраций компонентов, мас. %:

– для электрофарфора: глинистые (глина, каолин) – 35–60, флюсующие (лозоватский пшм) – 15–35, отошающие – 15, пиррофиллит курьяновский – 10–25, модификатор – 2;

– для химически стойкого фарфора: глинистые (глина, бентонит) – 32–45, флюсующие (новогатовский пегматит) – 15–30, отошающие – 3, овручский пиррофиллитсодержащий кварцит – 23–38, модификатор – 5.

В результате обработки результатов эксперимента установлены зависимости водопоглощения, степени муллитизации и усадки полученных образцов (как свойств, характеризующих степень созревания фарфора) от состава масс. На рисунке 1 представлены полученные зависимости на примере электротехнического фарфора. Изолиниями указаны равные значения свойств на диаграмме «состав-свойство».

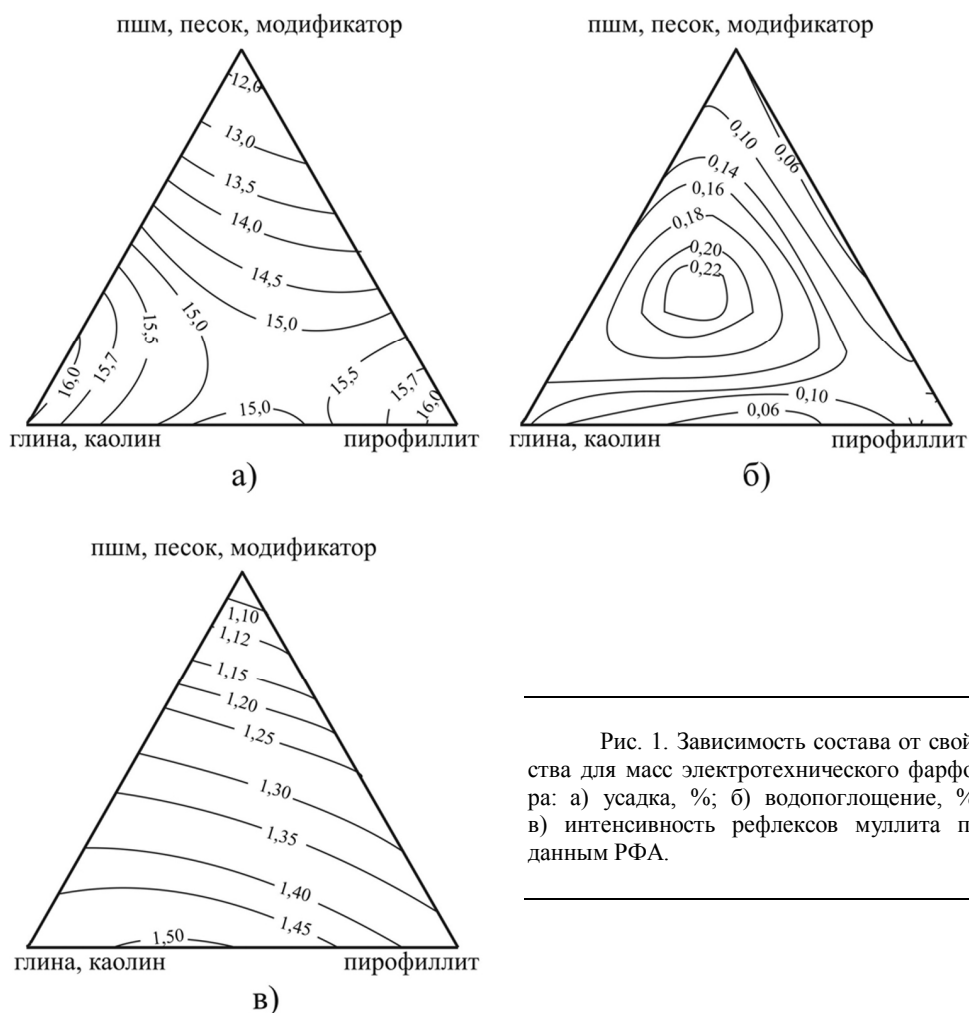


Рис. 1. Зависимость состава от свойства для масс электротехнического фарфора: а) усадка, %; б) водопоглощение, %; в) интенсивность рефлексов муллита по данным РФА.

В результате анализа полученных данных определена область составов масс для получения низкотемпературного электрофарфора, обеспечивающих максимальный уровень спекания и интенсивное формирование муллитовой фазы при температуре обжига изделий 1200 °С. Показано, что оптимальным соотношением сырьевых материалов (при постоянном содержании модификатора и отощителя) является следующее: (глина + каолин) : пшм : пиррофиллит = 40 : 27 : 20.

Аналогичное симплекс-планирование проведено для масс химически стойкого фарфора. С использованием полученных данных разработаны составы масс, позволяющие при температуре обжига 1200 °С, получить изделия электротехнического и химически стойкого фарфора с высокими показателями специальных свойств, определяющих функциональность материалов, мас. %:

– электротехнический фарфор: SiO_2 – 68.34, Al_2O_3 – 23.29, Fe_2O_3 – 0.51, TiO_2 – 0.66, CaO – 1.18, MgO – 0.72, K_2O – 3.65, Na_2O – 1.64;

– химически стойкий фарфор: SiO_2 – 62.96, Al_2O_3 – 21.17, Fe_2O_3 – 1.64, TiO_2 – 0.66, CaO – 1.87, MgO – 1.19, K_2O – 2.39, Na_2O – 1.19.

Массы изготавливались путем тонкого мокрого помола до остатка на сите 0.063–1 %. Лабораторные образцы получали шликерным литьем и пластическим способом (после предварительного частичного обезвоживания шликера до влажности 22 %). После сушки образцов до остаточной влажности не более 0.5 % производился обжиг в лабораторной муфельной печи при максимальной температуре 1200 °С с экспозицией 1 час.

Свойства образцов определялись после охлаждения в соответствии с ГОСТами 24409-80 и 9147-80 в лаборатории функциональной керамики НТУ «ХПИ» (г. Харьков) и НИИ высоких напряжений (г. Славянск, Украина). Результаты измерений представлены в таблице. Значения величин тангенса угла диэлектрических потерь и удельного объемного сопротивления получены при напряжении 1 кВ. Измерение удель-

Т а б л и ц а

Свойства низкотемпературного фарфора

Свойство	Лабораторный образец	ГОСТ 24409-80
Электротехнический фарфор		
Водопоглощение, %	0.0	0.0
Удельное объемное сопротивление ρ_v , Ом·см ($t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$)	$4 \cdot 10^{14}$	$\geq 10^{13}$
Предел прочности на изгиб, МПа	65	≥ 60
Электрическая прочность E_m , кВ·мм ⁻¹ ($f = 50 \text{ Гц}$)	28	≥ 25
Тангенс угла диэлектрических потерь $\text{tg}\delta \cdot 10^3$ ($f = 50 \text{ Гц}$)	12.1	≤ 25
Химически стойкий фарфор		
Водопоглощение, %	0.015	≤ 3.5
Кислотостойкость (мг/см ²)	0.002	≤ 0.04
Предел прочности на изгиб, МПа	76.30	≥ 40.0
Термостойкость (количество теплосмен)	10	≥ 8
Общая усадка, %	15.50	–

ного объемного сопротивления осуществлялось на приборе тераомметр ТОММ-01; тангенса угла диэлектрических потерь – мост переменного тока высоковольтный МЭП-6ИС; электрической прочности – установка TuR-WPT 0,8/65–GPT 3/80 (руководитель испытательного центра Н. И. Турта).

Результаты свидетельствуют о том, что по всем измеренным показателям разработанный низкотемпературный электротехнический фарфор отвечает требованиям действующего стандарта. По уровню водопоглощения продукты обжига исследуемых масс приближаются к заданным стандартом параметрам. Высокая прочность на изгиб и показатели кислотостойкости (к 20-% HCl) свидетельствуют о достаточной муллитизации материала.

Рентгенофазовый анализ (дифрактометр ДРОН 3М, НТУ «ХПИ», аналитик К. П. Вернигора) показал, что низкотемпературный фарфор представлен муллитом, кварцем и незначительным количеством стеклофазы (рис. 2а), что позволяет отнести полученный материал к мулито-кремнеземистому фарфору в соответствии с существующей классификацией (группа 110 по ГОСТ 20419-83). В составе химически стойкого фарфора, обожженного при температуре обжига 1200 °С, идентифицированы

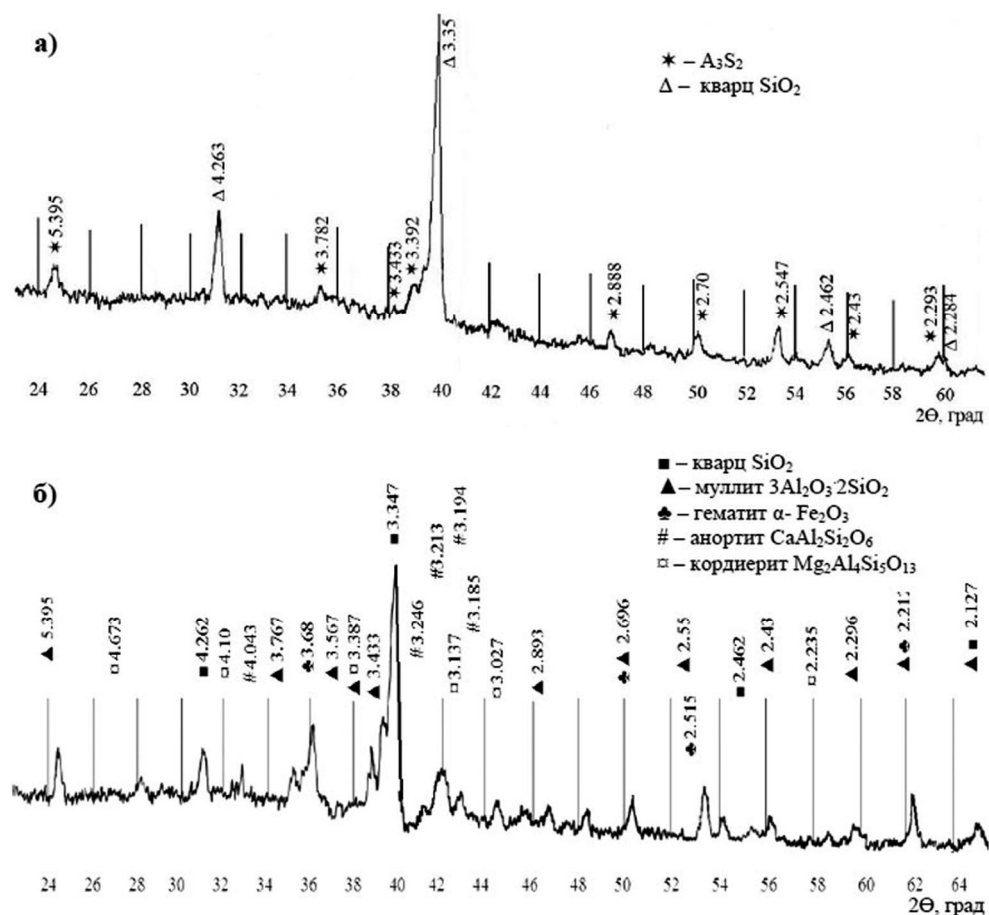


Рис. 2. Рентгенограммы электротехнического (а) и химически стойкого (б) фарфора.

муллит и кордиерит (в случае повышенного содержания доломита в составе масс), сопутствующие гематит и анортит при значительном содержании стеклофазы, армирующей кристаллическую структуру (гало на рентгенограмме) (рис. 2б). Количество остаточного кварца в составе химически стойкого фарфора невелико, что свидетельствует об интенсивном растворении свободного кварца в высокоактивном расплаве.

Таким образом, в результате исследований доказана перспективность использования пиррофиллитовых пород Украины для производства низкотемпературного химически стойкого и электротехнического фарфора. Сохранение комплекса высоких эксплуатационных свойств полученных материалов при снижении температуры обжига изделий на 100–150 °С обеспечивается применением фарфоровых масс с оптимальным соотношением сырьевых компонентов и добавками интенсификаторов спекания и фазообразования. Внедрение результатов разработок в производство позволит существенно (до 25 %) снизить энергозатраты предприятий.

Литература

Дайнеко Е. Б., Юминов А. М., Токарев А. Г. Пиррофиллитсодержащие породы Курьяновского и Овручского месторождений (Украина) как сырье для производства плотноспеченной керамики // Металлогения древних и современных океанов–2013. Рудоносность осадочных и вулканогенных комплексов. Миасс: ИМин УрО РАН, 2013. С. 21–24.

Материалы керамические электротехнические. Методы испытаний: ГОСТ 24409-80 (2002). [Действует с 1982-01-01]. М.: Межгосударственный стандарт, 1980. 30 с.

Материалы керамические электротехнические. Классификация и технические требования: ГОСТ 20419–83 (2002). [Действует с 1985-01-01]. М.: Межгосударственный стандарт, 1983. 8 с.

Посуда и оборудование лабораторные фарфоровые. Технические условия: ГОСТ 9147-80. [Действует с 1982-01-01]. М.: Межгосударственный стандарт, 1980. 20 с.

Спирidonov А. А. Планирование эксперимента при исследовании технологических процессов. М.: Машиностроение, 1981. 489 с.