

РУДЫ И МЕТАЛЛЫ



2/2008

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

ВЫХОДИТ 6 РАЗ В ГОД

ОСНОВАН В 1992 ГОДУ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

Главный редактор И.Ф.МИГАЧЕВ

Б.И.БЕНЕВОЛЬСКИЙ
Э.К.БУРЕНКОВ
В.И.ВАГАНОВ
С.С.ВАРТАНЯН
П.А.ИГНАТОВ
М.А.КОМАРОВ
М.М.КОНСТАНТИНОВ
А.И.КРИВЦОВ, зам. главного редактора
В.В.КУЗНЕЦОВ
Н.К.КУРБАНОВ
Е.В.МАТВЕЕВА
Г.А.МАШКОВЦЕВ
Н.И.НАЗАРОВА, зам. главного редактора
Г.В.РУЧКИН
Ю.Г.САФОНОВ
Г.В.СЕДЕЛЬНИКОВА
В.И.СТАРОСТИН



УЧРЕДИТЕЛЬ

**ЦЕНТРАЛЬНЫЙ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫЙ ИНСТИТУТ
ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ
Роснедра
МПР России**

Издается при участии
Международной академии минеральных ресурсов,
Фонда им. академика В.И.Смирнова

Москва ЦНИГРИ 2008

Редакция: Н.И.Назарова, Г.В.Вавилова
Компьютерный набор: Н.И.Назарова
Верстка и оригинал-макет: Т.В.Лукина

Сдано в набор 6.03.08 г.
Подписано в печать 14.03.08 г.
Тираж 400 экз.

Формат 30×42 1/2
Бумага листовая
Печать офсетная

Адрес редакции: 117545, Москва, Варшавское шоссе, 129, корп. 1, ЦНИГРИ
Телефон: 315-28-47
Факс: 313-18-18
E-mail: tsnigri@tsnigri.ru
Типография ЦНИГРИ: Варшавское шоссе, 129, корп. 1

© «Руды и металлы», 2008

Постановление Правительства Российской Федерации о присуждении премий Правительства Российской Федерации 2007 года в области науки и техники (вкладка)		The Decree of the Government of the Russian Federation on the Government Awards in Science and Technology (2007)	
От главного редактора	4	Editorial	
<i>Мигачев И.Ф., Карпенко И.А., Петраш Н.Г.</i> Об актуальности и основных аспектах глубокой переоценки крупных и уникальных рудных месторождений	5	<i>Migachev I.F., Karpenko I.A., and Petrash N.G.</i> Large and unique ore deposits: Urgency and major aspects of general re-evaluation	
<i>Карпенко И.А., Черемисин А.А., Куликов Д.А.</i> Морфология, условия залегания и внутреннее строение рудных тел на месторождении Сухой Лог	11	<i>Karpenko I.A., Cheremisin A.A., and Kulikov D.A.</i> Morphology, geological setting, and anatomy of orebodies of the Sukhoi Log deposit, Russia	
<i>Карпенко И.А., Куликов Д.А.</i> Методика выбора параметров кондиций для повариантного подсчета запасов на месторождении Сухой Лог	26	<i>Karpenko I.A., Kulikov D.A.</i> The Sukhoi Log ore reserve calculation options: methods to select the standard parameters	
<i>Карпенко И.А., Куликов Д.А., Черемисин А.А.</i> Повариантный подсчет запасов для ТЭО освоения и кондиций по месторождению Сухой Лог и направления его последующей геолого-экономической оценки	37	<i>Karpenko I.A., Kulikov D.A., and Cheremisin A.A.</i> Sukhoi Log: Versions of the ore reserve calculations for the development and standard stage feasibility report and further feasibility studies	
<i>Куликов Д.А., Карпенко И.А.</i> Оценка достоверности рядового опробования на месторождении Сухой Лог	56	<i>Kulikov D.A., Karpenko I.A.</i> Estimation of the routine sampling reliability at the Sukhoi Log deposit	
<i>Литвинцев Э.Г., Рябкин В.К., Тихвинский А.В., Карпенко И.А., Пичугин А.Н., Кобзев А.С.</i> Технология предварительного обогащения золотосодержащих руд месторождения Сухой Лог методом полихромной фотометрической сепарации	64	<i>Litvintsev E.G., Ryabkin V.K., Tikhvinsky A.V., Karpenko I.A., Pichugin A.N., and Kobzev A.S.</i> Pre-processing of the Sukhoi Log auriferous ores using polychromatic photometric separation	
<i>Герасимов С.Н., Рогизный В.Ф.</i> Обоснование горно-технических решений по разработке месторождения Сухой Лог при переоценке запасов	74	<i>Gerasimov S.N., Roghizny V.F.</i> Substantiation of the mining technological options at the Sukhoi Log gold deposit required due to re-evaluation of the ore reserves	
<i>Петраш Н.Г., Карпенко И.А., Карпукхина М.В.</i> Экономическая оценка месторождения Сухой Лог в современных условиях недропользования	89	<i>Petrash N.G., Karpenko I.A., and Karpukhina M.V.</i> Economic evaluation of the Sukhoi Log gold deposit under the current subsoil usage conditions	

От главного редактора

Крупные и уникальные месторождения твердых полезных ископаемых нераспределенного фонда недр рассматриваются в качестве стратегического государственного резерва. Сосредоточенные в них запасы обычно составляют 20–50% балансовых запасов соответствующего металла. Их потенциально высокие добычные возможности могут весьма существенно повлиять на объемы добычи разрабатываемого полезного ископаемого, а также на решение экономических и социальных проблем регионов.

В то же время, технико-экономическая оценка большинства таких месторождений осуществлялась 20–30 лет назад и более в иных политических, социально-экономических, хозяйственных условиях и ныне устаревшей нормативно-правовой базы. В настоящее время кардинально изменились вышеперечисленные показатели, конъюнктура видов минерального сырья, созданы новое технологическое и горное оборудование, технические и технологические средства, способы отработки и переработки руд, разработаны требования к охране окружающей среды. Все это диктует необходимость комплексной переоценки крупных и уникальных месторождений на принципиально новой основе.

В ЦНИГРИ проведена успешная переоценка крупных свинцово-цинковых Холоднинского и Озерного месторождений, а в 2006–2007 гг. по заказу Роснедра — одного из крупнейших мировых золоторудных объектов — месторождения Сухой Лог, завершившаяся утверждением новых кондиций и запасов.

Содержание и результат этой работы заключались в разработке новых решений на основе инновационных технологий в следующих направлениях:

- геологическое строение и запасы с применением рациональных кондиций;
- способы вскрытия, системы разработки с учетом объема товарной продукции;
- технологии переработки руд;
- охрана окружающей среды;
- расчет технико-экономических показателей в динамике по годам с оценкой жизнестойкости проекта;
- организация производства и структура будущего предприятия.

Несомненно, что успешное завершение переоценки такого уникального месторождения золота, как Сухой Лог, представляет значительный интерес для государственных служб, организаций, а также недропользователей. Поэтому мы сочли целесообразным посвятить № 2 журнала «Руды и металлы» различным аспектам переоценки этого крупнейшего золоторудного объекта.

УДК 553.043 (571.53)

© И.Ф.Мигачев, И.А.Карпенко, Н.Г.Петраш, 2008

ОБ АКТУАЛЬНОСТИ И ОСНОВНЫХ АСПЕКТАХ ГЛУБОКОЙ ПЕРЕОЦЕНКИ КРУПНЫХ И УНИКАЛЬНЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

И.Ф.Мигачев, И.А.Карпенко, Н.Г.Петраш (ЦНИГРИ Роснедра МПР России)

Особенностью минерально-сырьевой базы России является наличие разведанных в предыдущие годы крупных и уникальных месторождений благородных, цветных, черных, редких и радиоактивных металлов. К крупным и уникальным месторождениям отнесены месторождения, соответствующие по запасам требованиям, представленным в таблице. Число таких рудных месторождений на государственном балансе составляет первые единицы и в относительном выражении не превышает 3–5%. По некоторым металлам сырьевая база ранее разведанных крупных и уникальных месторождений представлена единственным объектом: Au — Сухой Лог, Ti — Ярегское, U — Южное.

Доля в добыче соответствующего полезного компонента из крупного или уникального месторождения (при выходе предприятия на проектную мощность согласно ТЭО, составленного при постановке этих запасов на госбаланс) к уровню его добычи по отрасли в целом в настоящее время (2005–2007 гг.) может составлять: Pb 120–260% (из месторождений Озерного, Холоднинского или Горевского), Zn 100–130% (из Озерного или Холоднинского месторождений), Cu 60% (из Удоканского месторождения), Sn 90–270% (Пыркакайский рудный узел или Правоурмийское, или Одинокое месторождения), W 70–110% (Кти-Тебердинское, Агылкинское месторождения), Mo 80–160% (Мало-Ойногорское, Орекитканское, Бугдаинское месторождения), TR 400–760% (Белозиминское или

Улуг-Танзекское, или Катугинское месторождения), U 150–200% (Южное), Au 40–50% (Сухой Лог). Доля этих же месторождений в запасах соответствующего полезного компонента, числящихся на государственном балансе, — от 11 до 65%.

Таким образом, крупные и уникальные месторождения оказывают существенное, по современным меркам — монопольное — влияние как на состояние сырьевой базы соответствующего металла, так и на уровень его производства, и в этой связи должны рассматриваться как объекты федерального значения. Вместе с тем, технико-экономическая оценка этих месторождений и постановка их на государственный баланс осуществлена 20–30 и более лет назад. За этот период изменились в меньшую сторону объемы потребности в отдельных видах минерального сырья, технические и технологические решения. Рассчитанные на их основе экономические показатели в настоящее время устарели, изменились нормативная и методическая базы, по которым рассчитывались технико-экономические показатели. Все это не позволяет определить эффективность освоения таких месторождений в современных условиях и обосновать рациональные условия недропользования. По указанной причине большинство подобных месторождений не вовлекается в промышленное освоение, их значительный сырьевой и финансовый потенциал остается невостребованным. Немногочисленные попытки их освоения окончились отзывом ранее выданных ли-

Группировка рудных месторождений по масштабу запасов (включая отработанные запасы и прогнозные ресурсы категории P₁)

Масштаб	Au, т	Cu, Pb, Zn, т	W, Mo, Sn, т	Fe руды, млн. т	Сг руды, млн. т	U, т
Мелкие	<25	<100 000	<10 000	<100	<1	<5000
Средние	25–100	100 000–500 000	10 000–50 000	100–500	1–10	5000–20 000
Крупные	100–500	500 000–5 000 000	50 000–200 000	500–1000	10–100	20 000–100 000
Уникальные	>500	>5 000 000	>200 000	> 1000	>100	>100 000

цензий в связи с невыполнением условий лицензионных соглашений (месторождения Сухой Лог, Удоканское, Озерное) недропользователями, не сумевшими адекватно оценить масштаб объектов и предстоящих проблем, связанных с их освоением.

Рациональное недропользование крупными и уникальными месторождениями металлов связано с необходимостью решения ряда присущих в той или иной степени таким месторождениям проблем, которые можно разделить на следующие группы.

Геологические, включающие:

освоение на большинстве рассматриваемых месторождений руд низкого или невысокого качества, например на Холоднинском (Pb, Zn), Тигрином, Пыркакайском рудном узле, Одиноком (Sn), Кти-Тебердинском (W), Мало-Ойногорском, Бугдаинском, Агаскырском (Mo), Улуг-Танзекском (TR), Сухом Лог (Au) и других месторождениях. Это потребует пересмотра кондиций для подсчета запасов и, в свою очередь, выполнения не только повариантных подсчетов запасов, но и соответствующих технологических исследований, введения новых методов рациональной отработки применительно к масштабу и условиям залегания рудных тел, формирующихся при различных кондициях;

учет сложных или недостаточно изученных в прошлом технологических свойств руд Удоканского (Cu), Тигрино (Sn), Сухого Лога (Au), Белозиминского, Катугинского (TR), Ягерского (Ti), Агылкинского, Кти-Тебердинского (W), Мало-Ойногорского, Бугдаинского (Mo), Южного (U) и других месторождений, что делает необходимой разработку оптимальных схем переработки, сочетающих высокие технологические показатели и минимальные экономические затраты на переработку руд. При этом необходимо выполнение полномасштабных технологических исследований на современном обогательном оборудовании на пробах, представительных характеризующих выделяемые при разработке новых кондиций типы и сорта руд. При технологических исследованиях должны учитываться требования по охране окружающей среды, особенно остро встающие при отработке крупных объектов, и обязательное проведение натурных исследований на представительных отобранных пробах. Это — важный и необходимый компонент при геолого-экономической переоценке крупных и уникальных месторождений;

учет сложных гидрогеологических и горно-технических условий отработки Горевского (Pb, Zn), Удоканского (Cu), Белозиминского (TR), Южного (U), Ягерского (Ti) месторождений. Решение данных вопросов наиболее сложно в исполнении. Тем не менее, поиск решений, снижающих негативное

влияние сложных гидрогеологических и горно-технических условий на разработку, может осуществляться не только традиционными методами — осушением, созданием гидрозавес, охранных целиков и т.п., но и путем совершенствования кондиций, позволяющих принять оптимальные решения по способам и системам отработки. Так, при разработке ТЭО кондиций по месторождению алмазов им. В.Гриба в Архангельской области, верхняя часть которого до глубины 230 м расположена в интенсивно обводненных, слабо цементированных породах, ЦНИГРИ и ГИРЕДМЕТ были предложены вскрытие и отработка месторождения подземными горными выработками с предварительным замораживанием обводненной части разреза, вместо традиционно проектировавшихся открытых горных работ. Это позволило не только снизить влияние сложных гидрогеологических и инженерно-геологических условий при разработке, но и решить вопрос отработки всех запасов месторождения, существенно снизить воздействие отработки на окружающую среду.

Опыт переоценки крупных месторождений показывает, что повышение экономической эффективности достигается также при обосновании возможности селективной выемки руд, выделенных на стадии повариантного подсчета. Положительный эффект обусловлен сохранением в добытой руде качества, рассчитанного при подсчете запасов, и сокращением объемов добычи и переработки вместо традиционных решений по валовой отработке запасов.

Инфраструктура, охрана окружающей среды. Неблагоприятное географо-экономическое положение, нерешенность вопросов охраны окружающей среды типичны для таких крупных месторождений, как Холоднинское (Pb, Zn), Удоканское (Cu), Одинокое, Пыркакайское (Sn), Агылкинское, Кти-Тебердинское (W), Орехитканское, Агаскырское (Mo), Катугинское, Белозиминское, Улуг-Танзек (TR), Сухой Лог (Au), Южное (U).

Актуальность рассмотрения и решения на стадии переоценки данной проблемы вытекает из того, что за истекшие 20–30 лет и более могли измениться в лучшую сторону инфраструктура района, в «худшую» (для разработчиков ТЭО) — требования к охране окружающей среды. Но, как показывает опыт переоценки, существенных сдвигов инфраструктуры в лучшую сторону за истекший период по большинству районов, в которых расположены исследуемые месторождения, не произошло. Вместе с тем, в практике технико-экономической оценки месторождений прошлого периода все затраты на создание инфраструктуры принимало на себя государство. Экономика предприятия рассчитывалась

лишь из затрат, произведенных непосредственно на месторождении. В настоящее время этот вопрос решается недропользователем самостоятельно, в лучшем случае на паритетных с государством (регионом) основах, т.е. затраты на создание инфраструктуры полностью или частично ложатся на недропользователя. Поэтому оценке географо-экономического, производственного и социального состояния района должно уделяться не меньшее внимание, чем оценке месторождения.

Вопросы охраны окружающей среды актуальны для данных месторождений в связи с крупными масштабами проектируемых горнодобывающих и перерабатывающих предприятий, длительными сроками разработки, сложным составом руд, содержащих компоненты различной степени токсичности. Крупные и уникальные месторождения занимают значительные площади. Значительные площади необходимы также для размещения промплощадок различного назначения, хвостохранилищ, водохранилищ, зданий и сооружений будущего предприятия. Все эти площади, вместе с территорией, занимаемой месторождением, представляют собой земельные участки различной формы собственности (федеральной, субъекта РФ, муниципальной), различного назначения, включая природоохранные функции. Все или часть данных земель могут быть заняты лесами различных групп и категорий. Земли и лесные угодья имеют различную кадастровую стоимость, характеризуются различной способностью к самоочищению от вредного воздействия и т.д. При геолого-экономической переоценке необходимо определить размеры отчуждаемых земель и лесов, решить вопросы перевода их в земли общего пользования и условий рационального пользования ими, а также дать характеристику их фонового состояния на период переоценки месторождения.

Оценка экологических последствий освоения крупных и уникальных месторождений должна выполняться:

по всем источникам воздействия на окружающую среду, включая геологоразведочные работы предшествующего или рассматриваемого периода, горное производство, переработку руд, внешнюю инфраструктуру предприятия (транспортную, энергетическую, коммунальную);

по видам экологического воздействия от потенциальных источников на окружающую среду — атмосферу (газоаэрозольное и пылевое воздействие), гидросферу (загрязнение или отбор подземных и поверхностных вод), литосферу, включая механическое, химическое, радиационное, шумовое, пылевое, сейсмическое воздействие, изъятие ресурсов недр, нарушение природного ландшафта.

Кроме того, предусматриваются разработка мероприятий по предохранению или ограничению ущерба окружающей среде и экономическая оценка затрат на ее охрану.

Примером принципиально нового подхода к решению вопросов охраны окружающей среды может служить переоценка Холоднинского свинцово-цинкового месторождения, выполненная в 2002 г. Месторождение расположено в первой охранной зоне оз. Байкал, в 40 км от его береговой линии. Решения, заложенные в ТЭО кондиций при постановке запасов месторождения на государственный баланс, предусматривают разработку объекта открытым способом в течение 20 лет и более карьером производительностью 6 млн. т руды в год. В современных условиях такое решение неприемлемо и исключает вопрос промышленного освоения этого гигантского месторождения. Специалистами ЦНИГРИ и ГИРЕДМЕТ предложена и экономически доказана целесообразность отработки месторождения подземным способом.

Обоснование предложенного способа отработки базировалось на разработке соответствующих кондиций для подсчета запасов, использовании систем с закладкой выработанного пространства для сохранения естественных природных ландшафтов, внедрении предварительного крупнопорционного обогащения методами рентгенорадиометрической сортировки, применимость которой доказана на основании испытаний соответствующих проб. Причем хвосты сепарации с отвальными содержаниями свинца и цинка направляются в закладку. Таким образом, предложена и обоснована модель эффективного освоения месторождения в экологически сложном районе.

В этой связи еще раз считаем необходимым подчеркнуть, что переоценка подобных крупных месторождений, решение вопросов недропользования и контроль за их разработкой представляют задачу федерального значения.

Расчет экономических показателей. Как следует из приведенных выше данных, практически каждое из крупных и уникальных месторождений при полной проектной производительности обеспечивает годовой объем по добыче соответствующей подотрасли по уровню 2005–2007 гг., а группа месторождений одного металла перекрывает этот объем при одновременной их эксплуатации в 1,8–18 раз. Следовательно, при составлении ТЭО освоения крупных (уникальных) объектов необходимо учитывать государственные программы по развитию экономики РФ (регионов), схемы развития и размещения отраслей, которые в настоящее время, к сожалению, не разрабатываются.

Запасы месторождений обеспечивают работу горнодобывающих предприятий на многие десятки (Сухой Лог, Озерное, Правоурмийское, Одинокое, Агылкинское, Мало-Ойногорское и др.) и до сотни лет (Холоднинское, Ярегское, Южное, Катугинское, Улуг-Танзек). За этот период экономические показатели освоения конкретного месторождения могут неоднократно меняться в зависимости от уровня технологий (добычи и переработки), конъюнктуры, цен и других факторов, что может влиять на соотношение балансовых и забалансовых запасов на месторождении или его части. Следовательно, обеспеченность потребности в данном сырье зависит в конечном счете от экономических показателей освоения месторождения. Поэтому расчет экономических показателей является важнейшим заключительным этапом переоценки, которая должна выполняться регулярно.

В современном виде экономическая оценка включает:

расчет технико-экономических показателей в соответствии с теми решениями, которые были приняты на предыдущих этапах, охарактеризованных выше;

- оценку экономической эффективности проекта;
- обоснование и расчет рациональных кондиций;
- оценку жизнестойкости проекта;
- оценку бюджетной эффективности проекта.

Технико-экономическая переоценка промышленной значимости крупных (уникальных) месторождений выполняется по общепринятым методикам и существующим требованиям, которые обеспечивают единый подход к определению промышленной ценности месторождения и подразделению запасов на балансовые и забалансовые по их экономической значимости при рациональной полноте использования недр.

Вместе с тем, подход к оценке крупных (уникальных) месторождений имеет свою специфику, обусловленную, прежде всего, масштабами объекта. Крупные (уникальные) месторождения в отличие от мелких и средних предопределяют строительство мощных капиталоемких предприятий с разветвленной внешней инфраструктурой, производством большого объема товарной продукции, значительным потреблением электроэнергии, тепла, воды, значительной нагрузкой на окружающую среду, необходимостью решения социально-экономических вопросов и проч. В этом случае эффект масштаба оказывает положительное влияние на экономику предприятия, обуславливая снижение удельных затрат на строительство и производство.

Однако объем товарной продукции, планируемый на соответствующем предприятии с учетом

добычных возможностей месторождения, может существенно ограничиваться потребностью рынка, негативно влияя на экономические показатели и технические решения по освоению.

В связи с изложенным экономическая переоценка крупных объектов должна осуществляться исходя из двух условий — поэтапного освоения месторождения и оценки объекта в целом.

При поэтапном освоении важнейший вопрос — обоснование первоочередного участка с запасами, позволяющими обеспечить стабильную работу предприятия на 10–15 лет, отработка которых позволила бы окупить вложенные средства.

В силу больших масштабов месторождений и, следовательно, значительного срока эксплуатации (30 лет и более) детальная (по годам) стоимостная оценка освоения месторождения на весь период отработки запасов нецелесообразна. Стоимостная оценка всего объекта для определения его полного потенциала выполняется укрупненно. Для участка первоочередной разработки (I этап) экономическая эффективность работы планируемого предприятия рассчитывается детально, согласно составленному календарю строительства и эксплуатации месторождения.

В последние годы цены на основные виды минерального сырья (Cu, Ni, Pb, Zn, Au и др.) значительно возросли и тенденция их роста пока сохраняется. Так, за 2000–2007 гг. цены на Cu увеличились в 2,5–3 раза, Ni — в 3 раза, Pb — в 5–6 раз, Zn — в 3–4 раза, Au — в 2–3 раза. Поэтому при переоценке объектов цены, принимаемые при расчете стоимости товарной продукции, производимой будущим предприятием, необходимо обосновывать. Представляется целесообразным расчет стоимости продукции выполнять в двух вариантах цен — текущем и прогнозном, рассчитанным на основе анализа тренда динамики цен за 10–15 лет.

По опыту переоценки освоение крупных (уникальных) месторождений в настоящее время, с одной стороны, требует значительных инвестиций (не менее 25 млрд. руб.), характеризуется достаточно большими сроками строительства (8–12 лет до выхода на проектную мощность), значительным периодом окупаемости инвестиций (от 7–8 до 12–15 лет). С другой стороны, созданное предприятие обеспечивает производство значительных объемов товарной продукции в течение длительного времени (десяtkи лет). В этой ситуации важное значение на экономические результаты оказывает налоговая политика, которая должна иметь дифференцированный подход к объектам с учетом эффективности, масштабов производства, вида и значения минерального сырья.

Применяемые в настоящее время налоги в сфере недропользования можно разделить на три группы: взимаемые с товарной продукции (учитываются в себестоимости), активы (исчисляются с балансовой прибыли), прибыль.

В настоящее время в мире существует два общепризнанных методических подхода к платежам (налогам) при разработке месторождений полезных ископаемых — «стимулирующий» и «налоговый» (В.Л. Заверткин, В.И. Кусевич, 2006 г.). В основу «стимулирующего» подхода, не применяемого в России, положен принцип общественной важности, прямой и косвенной экономической пользы от разработки месторождения. При этом важность чисто налоговых целей, платежей отходит на второй план. Предполагается, что в этом случае налоги (платежи) должны устанавливаться таким образом, чтобы стимулировать предпринимательскую деятельность и пополнение бюджета осуществлять за счет налогов, взимаемых с прибыли, т.е. налоги (платежи) в этих случаях следует привязывать не к объему товарной продукции, а к прибыли. Такой подход при выработке налоговой политики может быть использован в России в основном при разработке запасов крупных и уникальных месторождений стратегических видов сырья, отработка которых необходима для обеспечения безопасности страны (U, Ti, Ta, Nb, Zr), части промышленных металлов, особенно с ограниченными запасами на государственном балансе (Cr, Mn, Sb).

В России применяется «налоговое» направление платы за разработку полезных ископаемых, цель которого — извлечение максимального количества средств в пользу государства от разработки месторождения. Идея «налогового» подхода может выступать в различных формах, в том числе в форме изъятия природной ренты.

Применение «налогового» подхода представляется целесообразным для высоколиквидных коммерческих (в настоящее время) видов минерального сырья (благородные металлы, алмазы), некоторых цветных металлов (Al, Ni, Cu, Zn) и позволит максимизировать доход государства от использования природных ресурсов.

На крупных и уникальных месторождениях с большим объемом капитальных вложений и значительным (8–10 лет) сроком их окупаемости целесообразно освобождать предприятия от налогов в первые годы эксплуатации месторождений. Это необходимо для создания условий быстрого возмещения затраченных средств, т.е. использования так называемых «налоговых каникул», скидок на истощение природных ресурсов. Целесообразно рассматривать вопрос о снижении налогооблагаемой

стоимости имущества горнодобывающих предприятий путем исключения из него стоимости капитальных горных выработок, отвалов в связи с их неликвидностью и другие преференции.

Запасы месторождения, по которому выполнена геолого-экономическая переоценка с учетом изложенных выше рекомендаций, должны быть пересчитаны в соответствии с утвержденными новыми кондициями и поставлены на государственный баланс в установленном порядке.

Условия недропользования крупных и уникальных рудных месторождений разрабатываются по результатам геолого-экономической переоценки месторождения, выполненной с учетом настоящих рекомендаций, и предусматривают:

указание пространственных границ месторождения, в том числе участка первой очереди, предоставляемого в пользование;

определение запасов месторождения, в том числе участка первой очереди, установленных в результате геолого-экономической переоценки;

систематическое геологическое доизучение месторождения с учетом этапности (последовательности) его освоения, включая структуру месторождения, морфологию, условия залегания и вещественный состав руд, технологические свойства руд и условия их переработки;

указание технико-экономических показателей предприятия, создаваемого на запасах месторождения, в том числе на запасах первой очереди, — производительность по руде, полезному компоненту; извлечение полезного и попутных компонентов при добыче и переработке руд, сроки строительства предприятия и ввода его на проектную производительность, объем выпускаемой товарной продукции, сроки отработки запасов первой очереди;

определение права собственности на добытое минеральное сырье. Для коммерческих видов минерального сырья (благородные металлы, алмазы) собственником является недропользователь, для стратегических видов — владелец недр (государство). Для промышленных видов собственность на товарную продукцию может быть дифференцирована исходя из условий лицензионного соглашения;

обеспечение финансовых поступлений от деятельности предприятия в бюджеты соответствующих уровней в объемах, определенных результатами геолого-экономической переоценки объектов и предусмотренных условиями аукциона и лицензионных соглашений. Отчисления, платежи, налоги, взимаемые с пользователей недр, можно разделить на четыре группы — геологические, социальные, налоги с прибыли и прочие. Платежи, налоги предлагается также дифференцировать по группам руд-

ного минерального сырья. В частности, налог на добычу полезных ископаемых: по коммерческим видам минерального сырья (благородные металлы, алмазы) определять по налоговому принципу от стоимости товарной продукции (применяется в настоящее время), по стратегическим (U, Ti, Ta, Nb и др.) — по «стимулирующему» принципу, от прибыли предприятия, по промышленным — по смешанному принципу, в зависимости от показателей эффективности предприятия и потребности в товарной продукции на планируемый период;

отчисления на реализацию целевых программ, ориентированных на социально-экономическое развитие региона (района). В случае временного снижения объемов производства товарной продукции предприятия в зависимости от складывающейся на внутреннем и внешнем рынке конъюнктуры на минеральное сырье предусмотреть социальные гарантии для трудящихся предприятия и членов их семей;

экономические и правовые санкции к недропользователям, нарушающим условия пользования недрами, в том числе санкции за невыполнение технико-экономических показателей (п. 4 настоящих «условий»), срыв сроков ввода объекта в эксплуатацию, немотивированную консервацию предприятия;

разовый платеж за пользование недрами (бонус). По современным условиям закона РФ «О недрах» минимальные размеры этого платежа устанавливаются в размере не менее 10% от суммы налога на добычу полезных ископаемых в расчете на среднегодовую проектную мощность горнодобывающего предприятия. Для крупных и уникальных месторождений размер разового платежа за пользование недрами необходимо рассчитывать с учетом результатов экономических и финансовых показателей, продолжительности работы проектируемого предприятия, степени риска, дифференциро-

вав его по группам металлов: коммерческим — в максимальном объеме, стратегическим — в минимальном;

распределение дохода, формируемого в результате деятельности предприятия, определенная часть которого представляет собой ренту. По результатам расчетов технико-экономических показателей освоения объектов необходимо установить размер рентного платежа, который должен быть предусмотрен в условиях недропользования;

проведение тендеров на представление права недропользования по крупным и уникальным объектам в два этапа. На первом этапе производится отбор претендентов для участия в тендере из числа организаций, имеющих практический опыт работы по данному профилю и представивших лучшие предложения по доизучению и освоению месторождения, опирающиеся на укрупненные профессионально выполненные расчеты (укрупненное ТЭО), наиболее полно учитывающие требования, которые опубликованы владельцем недр в соответствии с существующим порядком проведения тендеров. На втором этапе определяется победитель из числа отобранных в первом туре по максимальной сумме разового платежа за право пользования участком недр (бонуса).

ФГУП «ЦНИГРИ» в течение ряда лет занимается разработкой вопросов глубокой переоценки крупных и уникальных месторождений и осуществило такую переоценку по ряду объектов цветных, благородных металлов и алмазов (месторождения Озерное и Холоднинское — Pb, Zn, Воронцовское, Ключос — Au, Попигайский рудный узел — алмазы). В наиболее полном виде такие работы выполнены по золоторудному месторождению Сухой Лог, завершившиеся разработкой и утверждением в установленном порядке новых кондиций и запасов.

УДК 553.411:551.4 (571.53)

© И.А.Карпенко, А.А.Черемисин, Д.А.Куликов, 2008

МОРФОЛОГИЯ, УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ И ВНУТРЕННЕЕ СТРОЕНИЕ РУДНЫХ ТЕЛ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ СУХОЙ ЛОГ

И.А.Карпенко, А.А.Черемисин, Д.А.Куликов (ЦНИГРИ Роснедра МПР России)

К месторождению Сухой Лог отнесен участок разведанных запасов одноименного рудного поля, характеризующийся единством геологического строения, пространственного положения, условий залегания, вещественного состава и технологических свойств золотосодержащих руд, получивших, согласно ТЭО-2007 положительную техническую, технологическую и экономическую оценки. Месторождение не оконтурено по простирацию и особенно по падению. Поэтому по мере выполнения работ по доразведке границы его подлежат уточнению.

С востока на запад месторождение протягивается на 5,6 км (р.л. +49÷-57). По падению рудные тела непрерывно прослежены от дневной поверхности на юге (абс. отм. 1165 м) до горизонта +265 м на 1600 м и к настоящему времени не оконтурены. Вертикальный размах оруденения 900–950 м (рис. 1).

Месторождение расположено в пределах сжатой опрокинутой асимметричной Сухоложской антиклинали субширотного (275–295°) простираения с пологим падением осевой плоскости антиклинали на северо-северо-восток под углами 25–35° и пологим погружением оси складки на запад под углами 2–9°.

Ядро складки сложено верхнепротерозойской хомолхинской свитой, представленной ритмично-слоистой толщей филлитовидных и алевритистых углеродистых сланцев с прослоями алевролитов и песчаников. По количественному соотношению слагающих пород свита расчленена на три подсвиты — нижнюю (180 м), среднюю (около 450 м), верхнюю (160–330 м). Последняя, в свою очередь, разделена на пять пачек (горизонтов) мощностью от 15–20 до 70–100 м в разных частях разреза. Границы между подсвитами и пачками постепенные и условные. В стратиграфическом разрезе породы хомолхинской свиты согласно перекрыты алевритистыми и слюдястыми известковистыми сланцами, песчаниками и известняками имняхской свиты, расчлененной на нижнюю подсвиту (до 520–540 м) преимущественно песчано-сланцевого состава и верхнюю (до 540 м), сложенную в основном известняками [1, 2, 3].

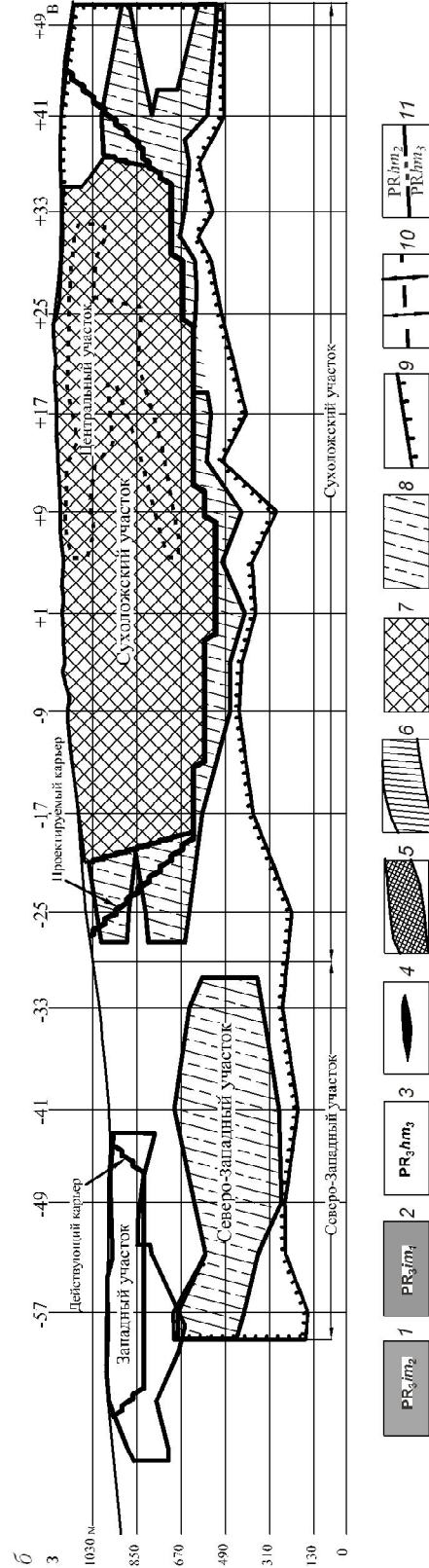
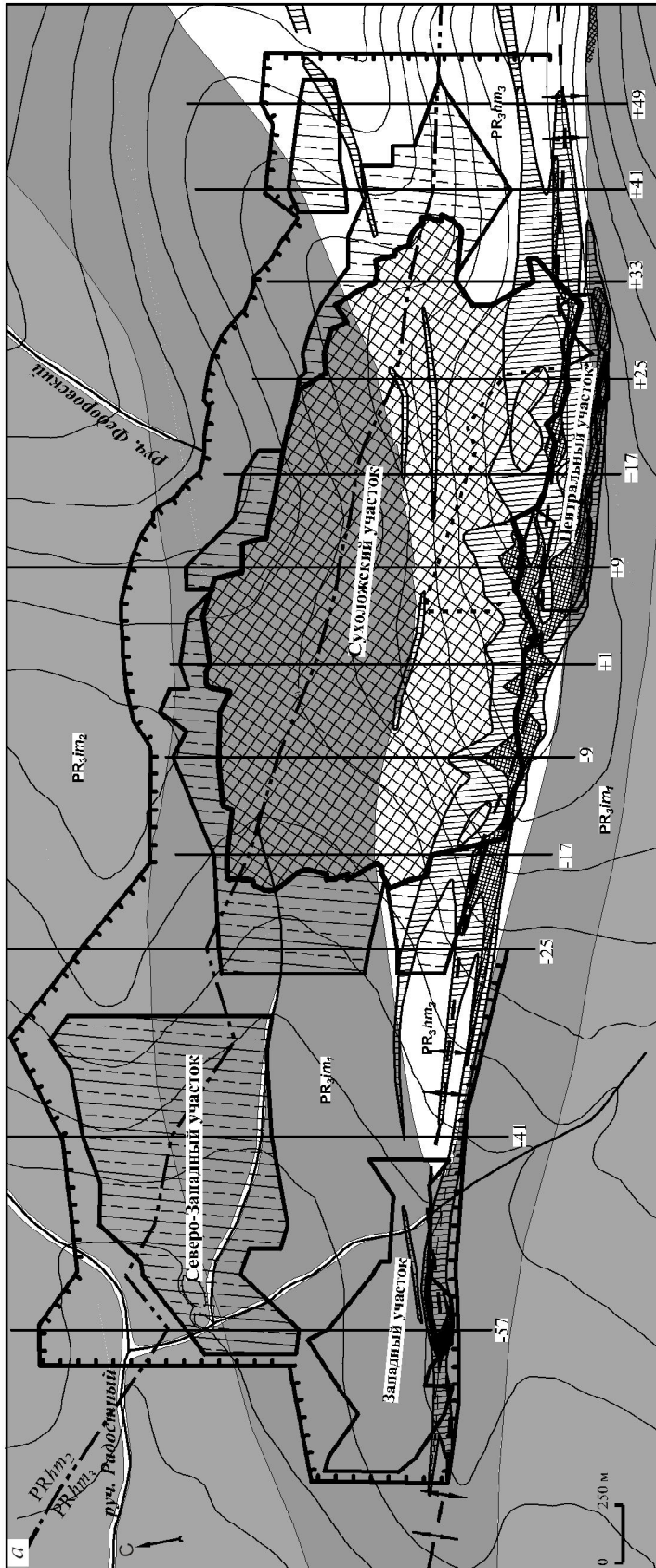
Крылья антиклинальной складки сложены породами хомолхинской и имняхской свит, залегаю-

щими в южном (подвернутом) крыле в опрокинутом залегании, в северном (висячем) — в нормальном. Падение южного крыла на север под углами от 30–35° на западном фланге месторождения, до 40–45° на восточном; падение висячего крыла более пологое и выдержанное под углами 15–17°, лишь на восточном фланге выволаживается до 10°. Размах крыльев складки на уровне шарнира средней подсвиты хомолхинской свиты 400–450 м, на восточном фланге увеличивается до 520 м и более в связи с выволаживанием висячего крыла.

В области замковой части антиклинальной складки по породам хомолхинской свиты фиксируется зона смятия. Она прослежена на всем месторождении и выражена в развитии интенсивного кливажа разлома и осевой плоскости, складок волочения и осложняющих их мелких взбросо-надвигов, будинажа. Породы зоны интенсивно минерализованы.

Положение и формы золотого оруденения на месторождении подчинены структурному и литологическому контролю, связаны с составом и интенсивностью проявления околорудных метасоматических изменений, представленных карбонатизацией и серицитизацией вмещающих пород, предшествующих рудоотложению, и кварц-сульфидной минерализацией, сопровождающей и генетически связанной с рудным процессом.

Наиболее контрастно в локализации золотого оруденения проявлен структурный контроль. Продуктивная наложенная кварц-карбонат-сульфидная минерализация (прожилковая, линзовидно-гнездово-прожилковая) развита в центральной части зоны смятия. На ее периферии (к лежащему и висячему бокам) она сменяется прожилково-вкрапленной. Вкрапленная слабозолотоносная рассеянная минерализация повсеместно наблюдается за пределами зоны смятия в крыльях антиклинали (рис. 2). Это определяет центростремительный характер распределения золотого оруденения в объеме антиклинали относительно осевой плоскости. Золоторудная минерализация в зоне смятия занимает секущее положение к напластованию, развита в породах верхней и частично



средней подсвит холмхинской свиты; на рудном поле занимает северный и восточный фланги. За пределами современных границ месторождения распространяется также в отложениях нижней подсвиты.

Литологический контроль оруденения выражается в предпочтительном развитии различных форм кварц-карбонат-сульфидной минерализации в пределах ритмично-слоистых углеродсодержащих тонкослоистых пород — филлитовидных и алевроитистых сланцев. Наряду с этим, более грубозернистые разности — углеродсодержащие алевролиты, песчаники — в области развития дизъюнктивных деформаций также бывают интенсивно минерализованы и золотоносны. Более отчетливо литологический контроль в размещении золотого оруденения проявляется в крыльях антиклинали (при удалении от осевой плоскости), что выражается в развитии согласных залегающих пород минерализованных зон (участок Центральный).

В связи с постепенными и неотчетливыми границами описанных взаимоотношений — структурных (пликативных и дизъюнктивных), литологических и наложенной золоторудной кварц-карбонат-сульфидной минерализации — границы рудных тел на данном месторождении определяются по данным опробования.

На морфологию, внутреннее строение, размеры, сплошность рудных тел и качество руд существенно влияют параметры кондиций. В зависимости от бортового содержания и условий локализации оруденения на месторождении предложена приведенная ниже иерархия оруденения: минерализованная зона (борт 0,2 г/т Au); рудная зона (борт 0,5 г/т Au); рудный столб (борт 1,2–1,5 г/т Au) (рис. 3, 4; см. рис. 2). Совокупность групп этого ряда по пространственному положению и условиям залегания составляет продуктивную зону.

Основные особенности строения рудных зон на месторождении Сухой Лог:

высокая выдержанность рудных тел по простиранию и падению;

значительные размеры рудных тел;

прерывистый характер распределения золоторудной минерализации в направлении мощности

рудного тела, что выражается в чередовании кондиционных (рудных) и некондиционных интервалов;

зональное распределение содержаний золота относительно осевой плоскости антиклинали, к которой приурочена зона смятия.

Важный методический прием, использованный нами при переоценке месторождения и учитывающий прерывистое распределение оруденения, — коэффициент рудоносности ($K_{руд}$), который характеризует долю кондиционных руд в общем контуре рудной (минерализованной) зоны.

Общей проблемой при оконтуривании и увязке рудных тел на золоторудных месторождениях Бодайбинского рудного района, по мнению всех исследователей этого региона, является сложное распределение оруденения в разрезе и невозможность достоверного оконтуривания рудных тел в традиционном понимании этого термина (с $K_{руд}=1$). В этом случае либо давалась отрицательная оценка объекту, либо для оценки применялся подсчет запасов «на массу», т.е. с включением в подсчет (расчет средних содержаний и запасов) как кондиционных, так и некондиционных интервалов. Такой подход приводит к снижению содержания золота, выделению крупных низкопродуктивных участков, лишает возможности геометризацию рудных тел с использованием выявленных факторов контроля оруденения. Таким образом был выполнен подсчет запасов по месторождению Сухой Лог в 1977 г.

Использование коэффициента рудоносности в сочетании с оптимальными кондициями — лимитами по бортовому содержанию, мощности рудных и безрудных или некондиционных интервалов, включаемых в подсчет запасов — решает эти проблемы, позволяет более контрастно выделить и использовать при геометризации месторождения и рудных тел как региональные элементы рудоконтроля (что успешно и квалифицированно осуществлялось предшественниками), так и локальные факторы контроля оруденения. Грамотное применение коэффициента рудоносности с учетом геологических факторов позволяет выявить элементы зональности на месторождении, внутреннее строение рудных тел и в благоприятных ситуа-

Рис. 1. Геолого-структурная карта месторождения Сухой Лог с проекцией рудных тел на горизонтальную плоскость (а), продольная вертикальная проекция рудных тел (б):

1 — имняхская свита, верхняя подсвита (известняки с прослоями филлитовидных сланцев); 2 — имняхская свита, нижняя подсвита (известковистые филлиты с прослоями известняков); 3 — холмхинская свита, верхняя подсвита (углеродистые филлиты, алевролиты, кварцевые песчаники); выходы рудных тел на дневную поверхность: 4 — рядовых руд (борт 1,5 г/т Au), 5 — бедных руд (борт 0,5 г/т Au), 6 — убогих руд (борт 0,2 г/т Au); 7 — балансовые руды (рядовые и бедные) для открытой отработки; 8 — балансовые рядовые руды для подземной отработки; 9 — границы месторождения; 10 — ось Сухоложской антиклинали; 11 — ось Сухоложской антиклинали в замке средней подсвиты холмхинской свиты

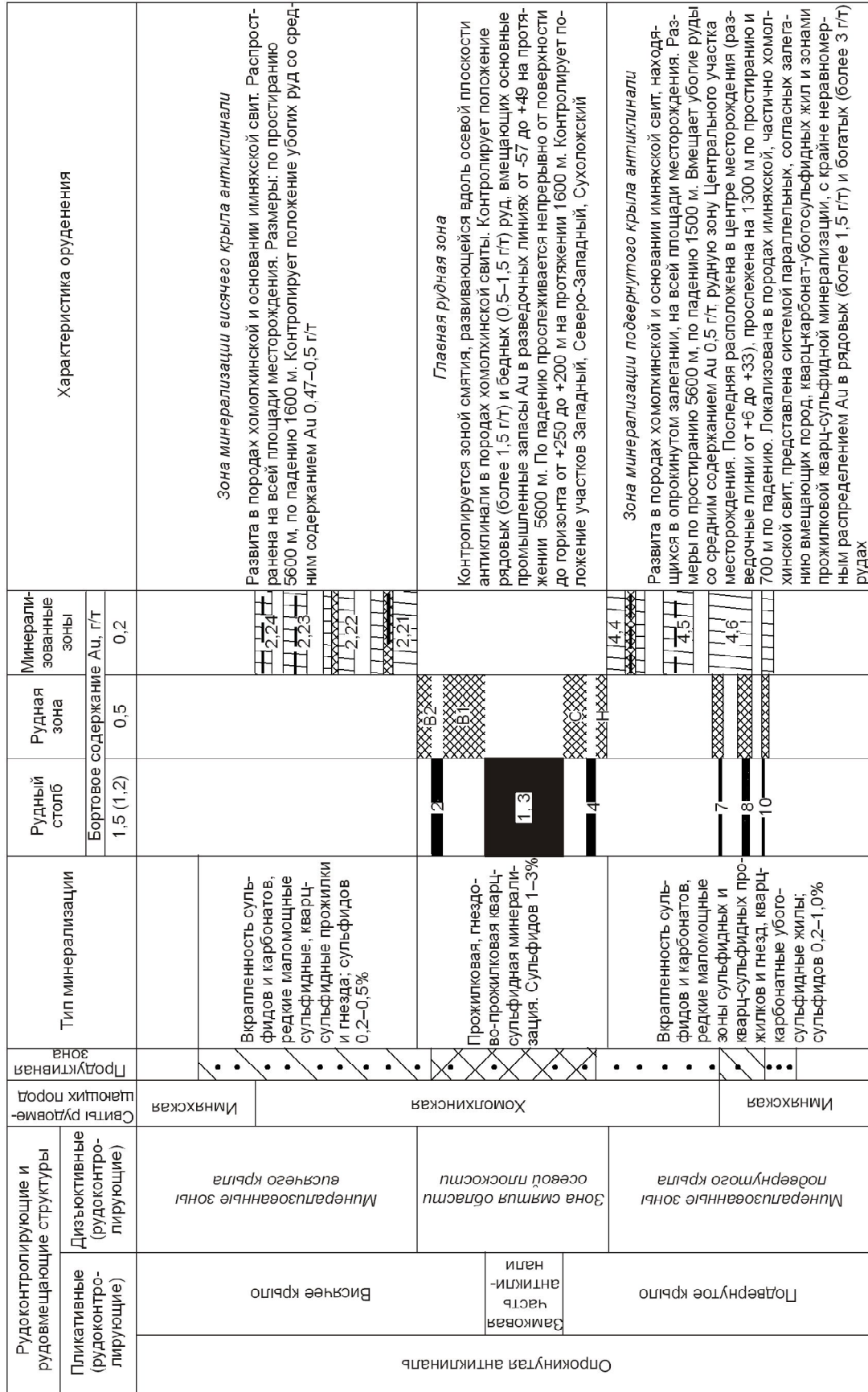


Рис. 2. Схема геолого-структурной позиции золотого оруденения на месторождении Сухой Лог

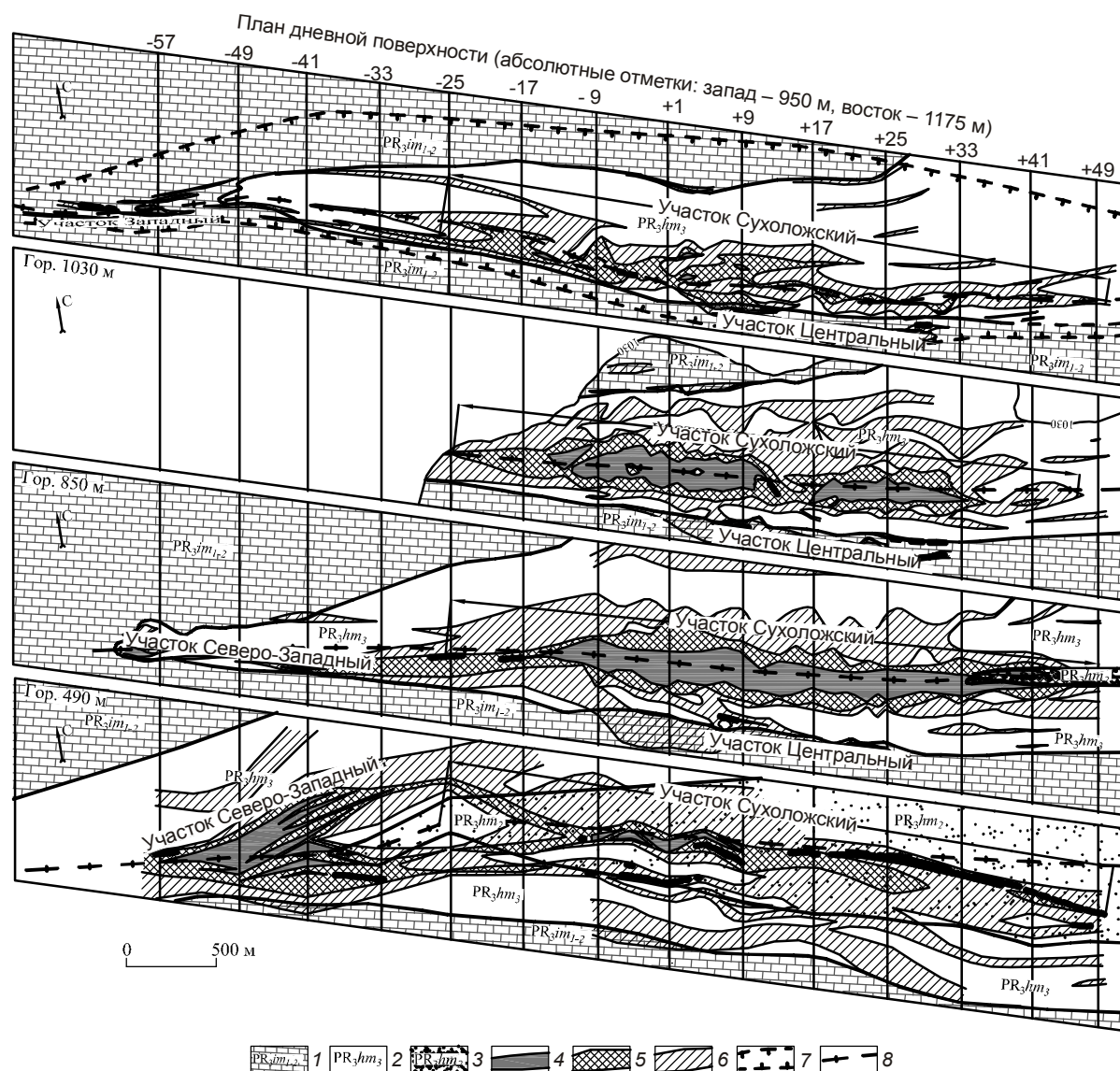


Рис. 3. Рудные тела месторождения Сухой Лог на дневной поверхности и планах горизонтов 1030, 850 и 490 м:

I — именная свита, верхняя и нижняя подсвиты; 2 — хомолхинская свита верхняя подсвита; 3 — хомолхинская свита, средняя подсвита; рудные тела Главной рудной зоны: 4 — рядовые руды (рудный столб, борт 1,5 г/т Au), 5 — бедные руды (рудная зона, борт 0,5 г/т Au); 6 — рудные тела минерализованных зон (убогие руды, борт 0,2 г/т Au); 7 — зона интенсивной вкрапленности магниезильно-железистых карбонатов; 8 — ось антиклинали

циях геометризовать в их границах неоднородности более высокого порядка (по содержанию золота, мощности, сплошности и другим компонентам или по их сочетанию). Приведенный материал опирается в том числе и на результаты, полученные при учете и использовании изложенных методических приемов.

Зональное распределение содержаний золота выражается в последовательном их снижении от осевой плоскости антиклинальной складки к ее краевым частям как в лежащем, так и в висячем бо-

ках (см. рис. 2). На месторождении (и рудном поле) с учетом описанных выше особенностей строения относительно структуры антиклинальной складки характеристика оруденения рассматривается для трех позиций: висячего бока (висячее крыло); осевой плоскости складки; лежащего бока (подвернутое крыло) (см. рис. 3, 4).

Оруденение осевой плоскости надежно оконтуривается по борту 0,5 г/т Au, образуя Главную рудную зону, представляющую основную промышленную ценность на месторождении.

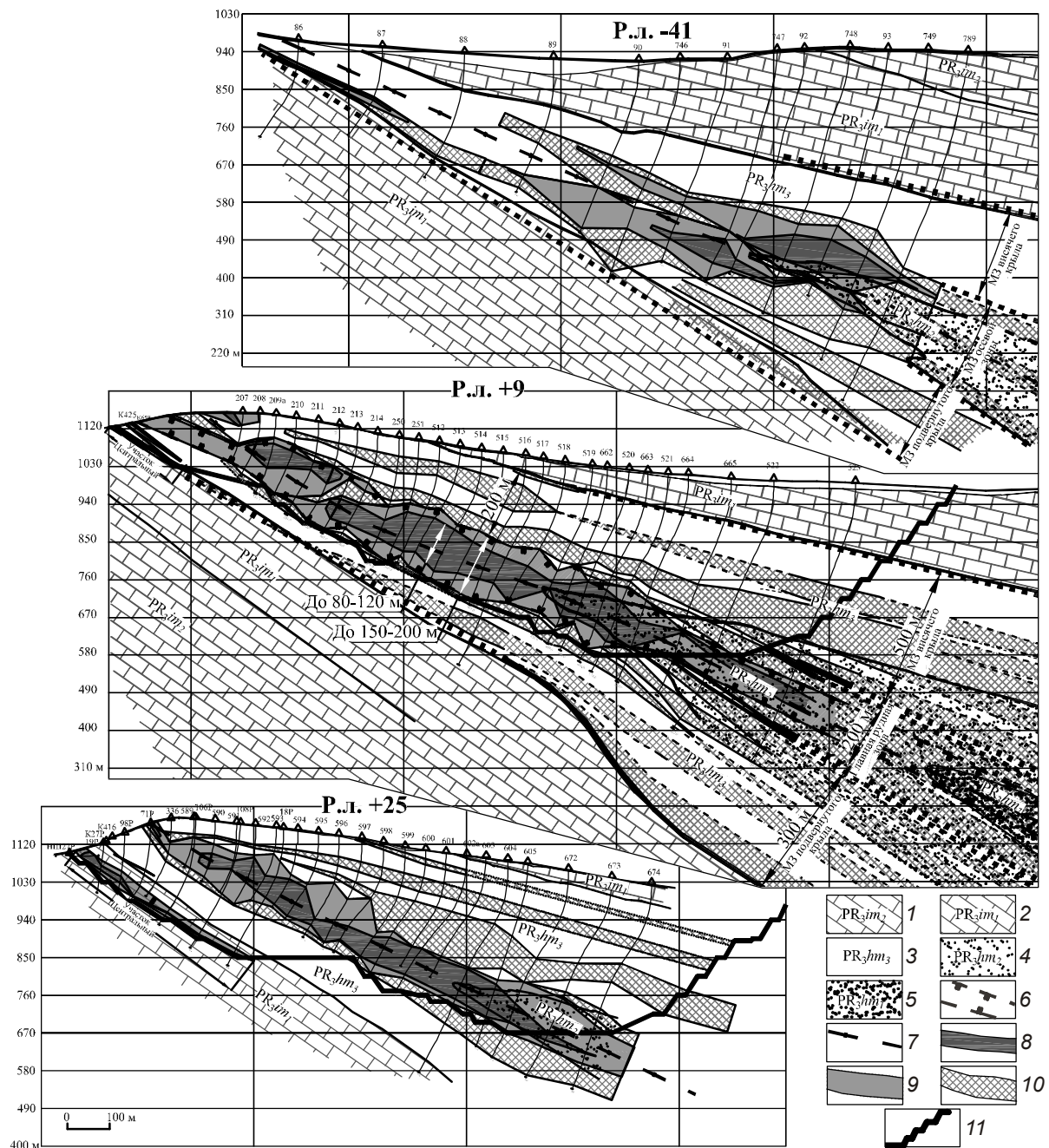


Рис. 4. Морфология и условия залегания рудных тел в разрезах по разведочным линиям –41 (Северо-Западный участок), +9, +25 (Сухоложский и Центральный участки):

имнянская свита: 1 — верхняя, 2 — нижняя подсвиты; хомолхинская свита: 3 — верхняя, 4 — средняя, 5 — нижняя подсвиты; 6 — Главная рудная зона (зона смятия); 7 — ось антиклинали; 8 — рядовые руды (рудный столб, борт 1,5 г/т Au); 9 — бедные руды (рудная зона, борт 0,5 г/т Au); 10 — убогие руды (минерализованная зона, борт 0,2 г/т Au); 11 — проектируемый карьер

Оконтуривание рудных тел выполнялось последовательно, путем выделения рудных интервалов, формирования рудных пересечений и, наконец, объединения рудных пересечений по падению и простиранию рудовмещающей структуры. К руд-

ному интервалу отнесена часть продуктивной зоны, выделенная по данным опробования в соответствии с кондициями (бортным содержанием золота в пробе, максимальной мощностью пустого или некондиционного интервала, включаемого в под-

счет запасов, минимальной мощностью рудного тела). Совокупность сближенных рудных интервалов одного сорта по скважине (рядовых, бедных), включая участки разделяющих их пород (руд), образует рудное пересечение, соответственно, рядовых, бедных или убогих руд. Группа рудных пересечений, объединенная по падению или простиранию рудовмещающей структуры, представляет собой рудное тело (рудную залежь, рудный столб).

Со стороны висячего и лежачего боков Главной рудной зоны по бортовому содержанию 0,2 г/т Au оконтуриваются от 2 до 4 минерализованных зон, охватывающих значительную часть разреза, вплоть до пород имняжской свиты включительно (см. рис. 3, 4). Основное геологическое отличие Главной рудной зоны от минерализованных зон висячего и лежачего боков заключается в том, что руды Главной рудной зоны занимают преимущественно секущее положение, в их локализации главенствующую роль играет тектонический контроль. Минерализованные зоны залегают согласно с вмещающими породами, тяготея к более благоприятным литологическим разностям — ритмично-слоистым углеродсодержащим филлитовидным и алевритистым сланцам.

По условиям залегания, положению в пространстве, размерам и степени разведанности запасов на месторождении выделены четыре участка: Сухоложский (ранее месторождение Сухой Лог) в разведочных линиях +49÷-25, Центральный (ранее месторождение Центральное) в разведочных линиях +33÷-5, Северо-Западный в разведочных линиях -25÷-57 и Западный (Западное месторождение) в разведочных линиях -40÷-63 (см. рис. 3).

На Сухоложском участке золотое оруденение установлено на всех трех структурных уровнях: в области осевой плоскости антиклинали, висячем и подвернутом крыльях, сложенных породами верхней и средней подбит хомолхинской свиты. Центральный участок располагается в подвернутом крыле антиклинали на контакте хомолхинской и имняжской свит. Золотое оруденение Северо-Западного участка развито в осевой плоскости антиклинальной складки и ее подвернутом крыле и является продолжением аналогичных по структурной позиции руд Сухоложского участка.

По запасам золота первенство принадлежит Сухоложскому участку, в котором сосредоточены все запасы для открытого способа отработки (84,4% от общих) и 4,2% запасов золота для подземного. Запасы золота в количестве 0,9% находятся на Центральном участке (открытый способ отработки единым карьером с Сухоложским участком). Запасы золота в количестве 10,5%, намеченные для

отработки подземным способом, сосредоточены на Северо-Западном участке.

Сухоложский участок протяженностью 3,8 км занимает восточную и центральную части одноименного месторождения между разведочными линиями +49 (восток) и -25 (запад). Разведан скважинами в разведочных линиях через 100 м с расстояниями между скважинами в линиях от 40 до 100 м. Оруденение непрерывно прослежено по простиранию по всей длине участка, по падению на 1600 м от дневной поверхности (абс. отм. 1180 м) до горизонта с абсолютной отметкой 420 м. Вертикальный размах рудных тел 760 м. Вмещающие породы представлены ритмично-слоистыми углеродистыми филлитовидными и алевритистыми сланцами с горизонтами алевролитов и песчаников на известковистом цементе, относящимися к третьей и второй подбитам хомолхинской свиты (см. рис. 3, 4).

В структурном отношении участок приурочен к замковой части опрокинутой на юг антиклинальной складки с подвернутым южным крылом и северным крылом в нормальном залегании. Простирание оси складки 285–300°, северного крыла — 260–280°, южного крыла — 290–300°. Падение на север: северного крыла 15–18°, южного 32–45°, осевой плоскости складки 25–30°.

Рудную основу участка составляет Главная рудная зона, оконтуренная по бортовому содержанию 0,5 г/т Au. Она развита на всей площади и вмещает все балансовые запасы золота. Расположена в области осевой плоскости антиклинальной складки, сопутствующей ей зоны смятия и кварц-карбонат-сульфидной минерализации. Имеет пологое (в соответствии с общей структурой антиклинальной складки) падение на север под углами 20–25°; на восточном фланге и глубоких горизонтах рудное тело выполаживается до 15°. Вскрыта в 36 разведочных линиях на протяжении 3800 м, опирается на 712 рудных пересечений. Форма рудного тела пластообразная с неровным контуром висячего бока и более выдержанным лежачего.

Средняя мощность Главной рудной зоны 93 м, коэффициент вариации мощности 46%. С пересечениями мощностью >100 м связано 67,7% запасов руды. В интервалах мощностью 60–100 м сосредоточено 24,8% запасов руды, мощностью <20 м — 0,8%. В целом («на массу») среднее содержание Au 1,9 г/т, коэффициент вариации содержания 44%.

Главная рудная зона сложена запасами рядовых (40% объема) и бедных (51% объема) руд. Минерализованными участками со средним содержанием Au 0,23 г/т представлено 9% объема.

Рядовые руды оконтурены по борту 1,5 г/т Au, слагают осевую часть Главной рудной зоны и обра-

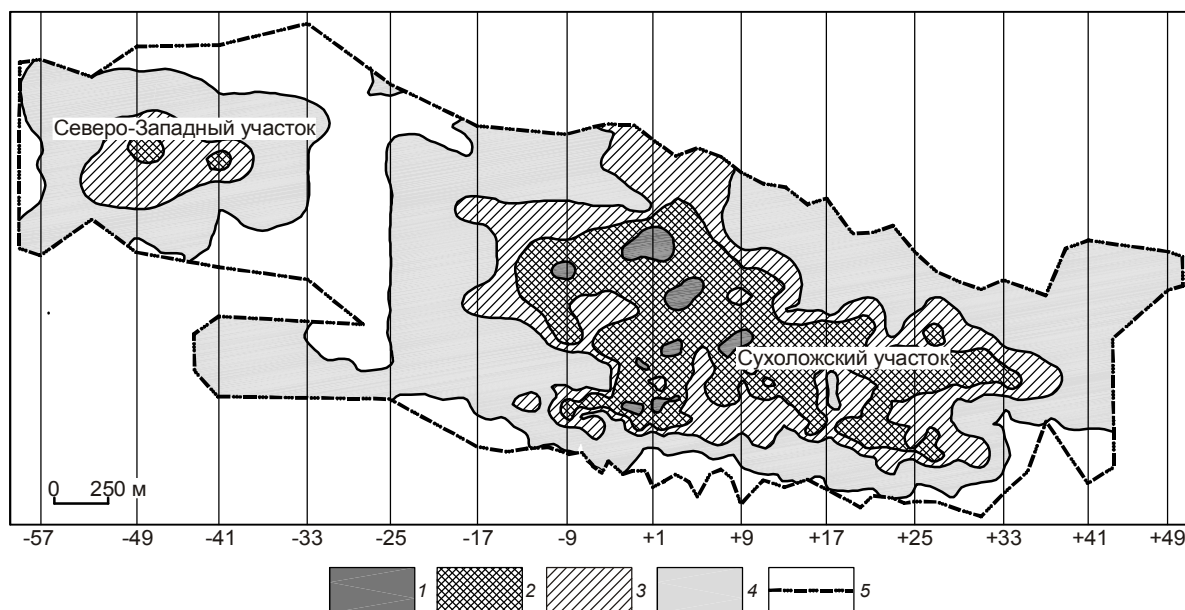


Рис. 5. Проекция на горизонтальную плоскость рудного столба Главной рудной зоны на Сухоложском и Северо-Западном участках в контуре подсчета запасов с изолиниями мощностей рудных тел (борт 1,5 г/т Au):

мощность рудных тел, м: 1 — >80, 2 — 40–80, 3 — 20–40, 4 — 0–20; 5 — контур месторождения при бортовом содержании 0,5 г/т Au

зуют рудный столб со средним содержанием Au 3,5 г/т. Рудный столб прослежен на всем протяжении зоны по простиранию и падению. В нем находится 43,9% запасов руды и 74,6% запасов золота балансовых руд в карьере. Рудный столб представлен одним крупным рудным телом 3 и тремя небольшими рудными телами (1, 2, 4), расположенными в висячем (2), лежащем (4) боках и в голове (1) рудного тела 3.

В рудном теле 3 сосредоточено 95% запасов руды и золота рядовых руд. Залегание рудного тела 3 и сопутствующих ему мелких тел 1, 2, 4 выдержанное, азимут простирания 280–290°, падение на север под углами 15–25°, на отдельных участках до 30–35°. Мощность рудного тела 3 выдержана, особенно по простиранию рудного тела, в центральной части достигает 80–100 м и закономерно снижается у дневной поверхности и на глубоких горизонтах (рис. 5). Пережимы мощности в рудном теле (до 0 м) отсутствуют, локальные участки с пониженной мощностью до 20–10 м имеют размеры 100×150 м и развиты ограниченно.

Средние мощности рудных интервалов в мелких рудных телах (1, 2, 4) составляют 14,2 м (в рудном теле 3 — 40 м), уменьшаясь до 13,7 на глубоких горизонтах.

В контуре подземной отработки средняя мощность рудных интервалов составляет 8,1 м. Умень-

шение средней мощности рудных интервалов с глубиной обусловлено как закономерным снижением мощности рудных тел на северном фланге участка, так и изменением кондиционных параметров, применяемых при оконтуривании рудных тел в условиях открытой и подземной отработки.

Коэффициент вариации мощности мелких рудных тел 105%, рудного тела 3 в контурах открытой отработки — 85%, в контурах подземной отработки — 94%.

Содержание золота в рудном столбе изменяется от 1,5 до 10 г/т Au и более на отдельных участках размером, кратным ячейке разведочной сети. Изменчивость содержаний невысокая, коэффициент вариации этого параметра 43,8%. В пространстве намечаются три участка повышенных содержаний золота (до 6–10 г/т Au), ориентированных в общем случае по простиранию рудного тела: у дневной поверхности, в центральной части и на глубоких горизонтах. Участки концентраций >10 г/т Au тяготеют к центральной части и глубоким горизонтам рудного столба (рис. 6). Текстуры руд прожилковые, линзовидно-прожилковые с подчиненной долей вкрапленных.

Средние содержания золота в рудных интервалах всех рудных тел отличаются незначительно, но намечается закономерное снижение их с глубиной (по падению рудного столба). В контурах открытой

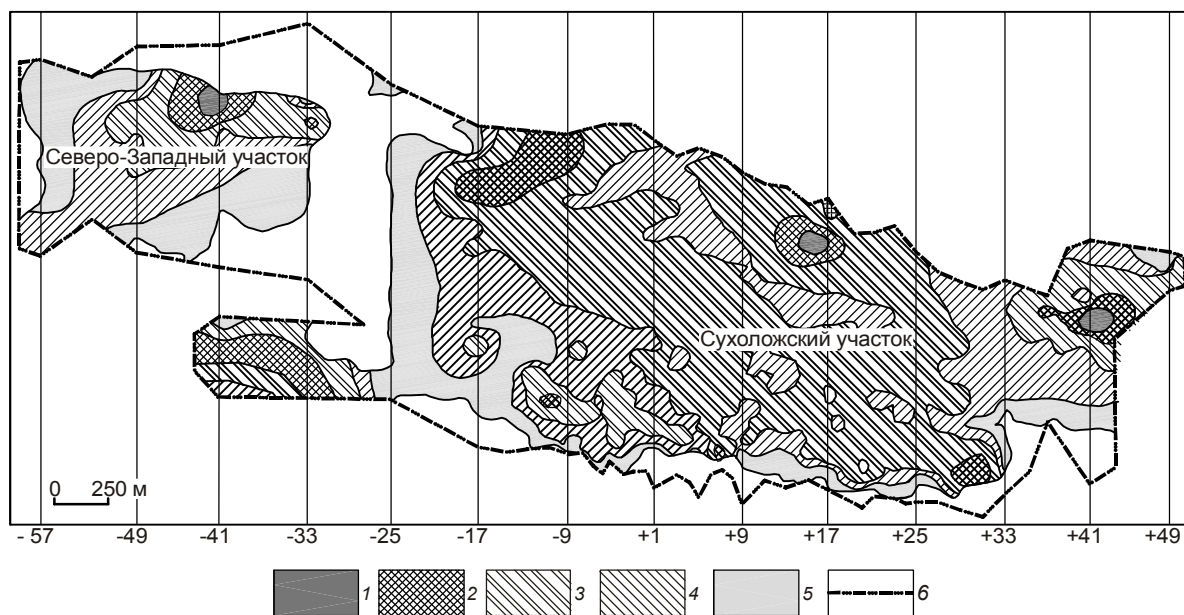


Рис. 6. Проекция на горизонтальную плоскость рудного столба Главной рудной зоны на Сухоложском и Северо-Западном участках в контуре подсчета запасов с изолиниями средних содержаний золота (борт 1,5 г/т Au):

среднее содержание Au, г/т: 1 — >15, 2 — 6–15, 3 — 3–6, 4 — 1,5–3, 5 — <1,5; 6 — контур месторождения при бортовом содержании 0,5 г/т Au.

отработки на верхних горизонтах и в центральной части среднее содержание Au 3,26–3,46 г/т, на глубоких горизонтах оно уменьшается до 3,04 г/т Au; в контурах подземной отработки составляет до 2,81 г/т Au.

Коэффициент вариации по содержанию для рудного тела 3 в контуре карьера составляет 49%, для мелких тел (1, 2, 4) и рудного тела 3 в контурах подземной отработки — 70–82%.

Сплошность рудных тел в контурах открытой отработки высокая. Оконтуривание рудных тел в границах подземной отработки выполнено без применения коэффициента рудоносности. Средний коэффициент рудоносности рядовых руд составляет 0,9 с крайне незначительными колебаниями, коэффициент вариации — около 15–17%. Остальная часть объема рудного тела приходится на бедные руды с содержанием в них 0,83 г/т Au и средней мощностью 15,7 м. Наряду с этим, на глубоких горизонтах отчетливо выделяется полоса по простиранию всего участка с более низким коэффициентом рудоносности (<0,8, на отдельных разведочных линиях до 0,5) (рис. 7). Приповерхностная часть рудного тела обладает большей изменчивостью сплошности (колебания коэффициента рудоносности 0,5–1,0 на небольших участках), что обусловлено снижением содержания золота и мощности рудного тела (см. рис. 5, 6).

Остальные балансовые руды Главной рудной зоны представлены сортом бедных руд, оконтурены по борту Au 0,5 г/т и в среднем содержат 1,01 г/т Au. Располагаются они в лежащем и висячем боках рудного столба. Граница между рядовыми и бедными рудами общая, устанавливается по данным кернового опробования при лимите борта Au 1,5 г/т. Основное отличие бедных руд от рядовых — преобладание вкрапленных текстур руд над прожилковыми.

Запасы бедных руд в границах открытой отработки составляют 38% золота, 120% руды от запасов рядовых руд Главной рудной зоны.

Тела бедных руд характеризуются значительными параметрами. Средняя мощность слагающих их единичных рудных интервалов 16,4–18,9 м; рудо насыщенность ($K_{руд}$) высокая — 0,77–0,89 отн. ед. Изменчивость основных параметров ниже, чем в рядовых рудах. Коэффициент вариации по мощности составляет 78–86%. Среднее содержание в рудных телах висячего и лежащего боков Главной рудной зоны 0,91–0,94 г/т Au, коэффициент вариации по содержанию изменяется от 37 до 52%. Коэффициент рудоносности рудных тел не опускается ниже 0,77, составляя в среднем 0,83; коэффициент вариации по $K_{руд}$ — 21–23%. Доля рядовых руд в контуре бедных составляет 2–4%; в них содержит-

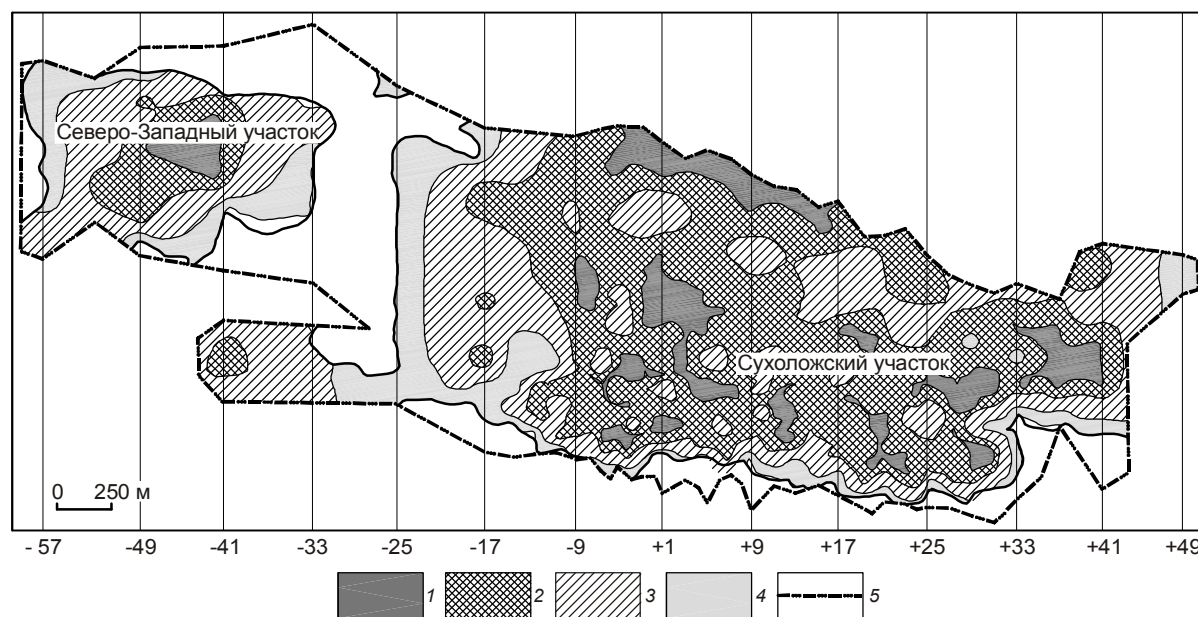


Рис. 7. Проекция на горизонтальную плоскость рудного столба Главной рудной зоны на Сухоложском и Северо-Западном участках в контуре подсчета запасов с изолиниями коэффициента рудоносности (борт 1,5 г/т Au):

коэффициент рудоносности, отн. ед.: 1 — 1,0, 2 — 0,8–0,99, 3 — 0,25–0,8, 4 — <0,25; 5 — контур месторождения при бортовом содержании 0,5 г/т Au

ся 4,56–3,66 г/т Au, средняя мощность 4,5–5,4 м. В рядовых рудах сосредоточено около 20% запасов золота.

Убогие руды выделены по борту 0,2 г/т Au. Они охватывают значительную часть разреза хомолхинской и нижние горизонты имнянской свит висячем (четыре рудных тела) и подвернутом (два рудных тела) крыльях антиклинали, и квалифицированы как минерализованные зоны. Рудные тела залегают в крыльях антиклинальной складки субсогласно напластованию пород под углами 10–15° в висячем, 25–35° в лежащем боку складки. Представлены преимущественно вкрапленной рассеянной кварц-сульфидной минерализацией с редкими маломощными прожилками того же состава.

В границах открытой отработки средняя мощность рудных интервалов составляет 21 м (висячее крыло) и 17,6 м (подвернутое крыло), коэффициент рудоносности 0,79, коэффициент вариации по мощности 80–88%, среднее содержание Au 0,45–0,47 г/т.

Изученность убогих руд низкая, так как опробование той части разреза, в которой они локализованы, проводилось в крайне ограниченном объеме и по нерегулярной разведочной сети. Вместе с тем, учитывая большое число пройденных на месторождении выработок, общее количество опробованных рудных интервалов с убогими рудами существенно — 1788 шт. суммарной мощностью

15,76 км. Полученная информация достаточна для геометризации рудных тел, оценки их параметров и запасов убогих руд по категории C₂.

Минерализованные зоны с убогими рудами впервые выявлены и геометризованы на месторождении Сухой Лог. Основанием для их выделения стали результаты технологических исследований по предварительному обогащению методом фотометрической сепарации, показавшие, что из руд с исходным содержанием 0,47–0,64 г/т Au может быть получен концентрат сепарации с содержанием 0,92–1,2 г/т Au, при его выходе 33–40% и извлечении золота 62–65%. Эти результаты указывают на потенциальную промышленную ценность таких руд, особенно в случае их отработки открытым способом. На данной стадии оценки они отнесены к забалансовым.

Второй существенный фактор, определяющий целесообразность выделения и учета убогих руд, заключается в возможности использования их для прогнозной оценки месторождения и рудного поля. Минерализованные зоны с убогими рудами занимают большой объем на месторождении и рудном поле. Их доля в целом по месторождению составляет по отношению к балансовым запасам (рядовые и бедные руды) по руде 165%, по металлу — 41%. Они занимают внешний контур продуктивной золоторудной минерализации и должны использоваться

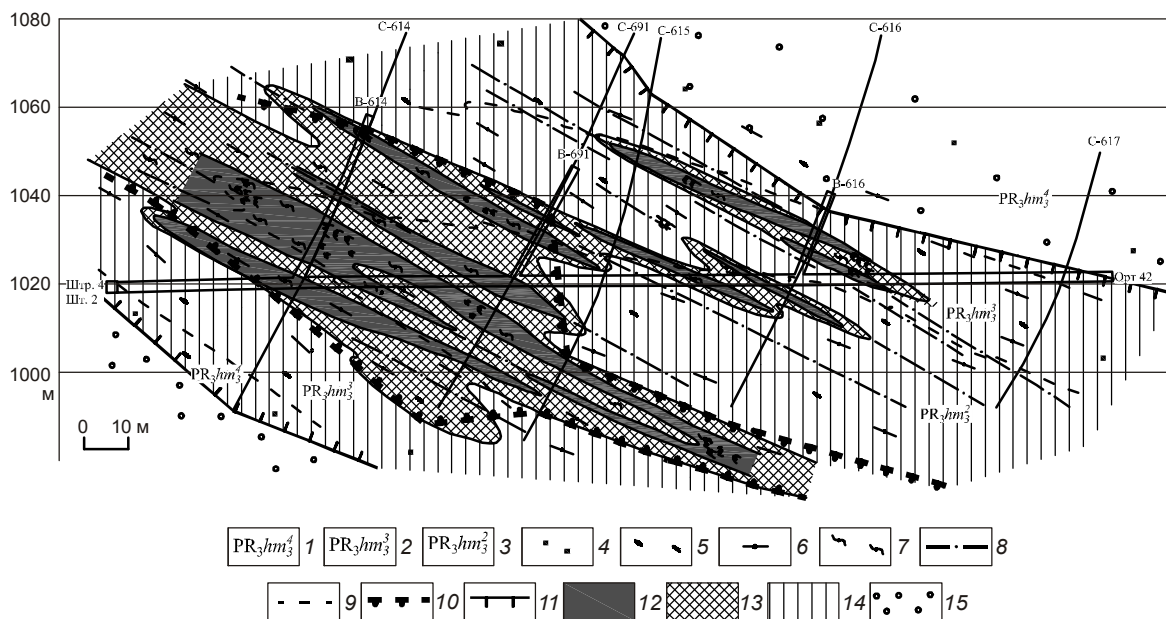


Рис. 8. Распределение типов рудной минерализации и сортов руд в Главной рудной зоне Сухоложского участка. Разрез по орту 42 штольни 2 (р.л. +29):

рудовмещающие породы — хомолхинская свита, верхняя подсвита: 1 — четвертая пачка — углеродистые алевролиты, сланцы, 2 — третья пачка — алевролитистые сланцы, филлиты, 3 — вторая пачка — высокоуглистые филлитовидные сланцы; рудная кварц-пиритовая минерализация: 4 — вкрапленная, 5 — гнездовая, 6 — прожилки простой формы, 7 — прожилки плейчатые; 8 — складчатые зоны расланцевания и разлистования пород; 9 — контакты пород пачек верхней подсвиты хомолхинской свиты; контуры рудных тел в подсчете запасов 2007 года: 10 — рядовых, борт 1,5 г/т Au, 11 — бедных, борт 0,5 г/т Au; сорта руд: 12 — богатые (борт 3 г/т Au), 13 — рядовые (борт 1,5 г/т Au), 14 — бедные (борт 0,5 г/т Au), 15 — убогие (борт 0,2 г/т Au)

при прогнозных построениях. Следует учитывать также, что в составе убогих руд со средним содержанием 0,47–0,50 г/т Au повсеместно присутствуют рядовые руды с кондиционными параметрами — среднее содержание 3,9–4,7 г/т Au, мощность рудных интервалов 1,86–2,4 м и бедные руды (в карьере) с параметрами — среднее содержание 1,1 г/т Au, рудные интервалы мощностью 8,1–8,4 м составляют 15% по запасам руды и 37% по запасам золота от запасов в убогих рудах.

Внутреннее строение рудных тел определяется сочетанием, соотношением, формой, размером и условиями залегания рудных интервалов, относимых к различным сортам руд, — рядовых, выделяемых по борту 1,5 г/т Au, бедных (борт 0,5 г/т Au), убогих (борт 0,2 г/т Au), минерализованных или пустых пород (<0,2 г/т Au) и характеризуется коэффициентом рудоносности, который рассчитывался как отношение суммарной длины рудных интервалов соответствующего сорта руд (рядовых, бедных, убогих) или пород к общей протяженности пересечения или блока.

Связь золотого оруденения с элементами геологического строения исследована авторами на

Сухоложском участке по результатам обработки данных геологической документации и опробования скважин и горных выработок (ортов и восстающих) в шести наиболее типичных по геологическому строению разрезах (-7, -4, +7, +19, +24, +29), в которых пройдено 25 скважин протяженностью в контуре сопоставления 1850 м, 1140 м ортов (9 шт.), 480 м восстающих (18 шт.) и гезенков (24 м, 3 шт.).

В скважинах выделены рудные интервалы с бортовыми содержаниями 3 г/т Au (богатые руды), 1,5 г/т Au (рядовые), 0,5 г/т Au (бедные) и 0,2 г/т Au (убогие) и увязаны в рудные тела с учетом опробования и геологической документации горных выработок, на которой отражены разновидности пород рудовмещающей хомолхинской свиты, кварцевые (карбонат-кварцевые) малосульфидные жилы, формы кварц-сульфидной минерализации (прожилки, гнезда, вкрапленность) и ее интенсивность, тектоническая нарушенность пород и формы ее проявления (пликативная, дизъюнктивная) (рис. 8).

Анализ уровня золотоносности в зависимости от элементов геологического строения (таблица) позволил выявить среди них отчетливо влияющие

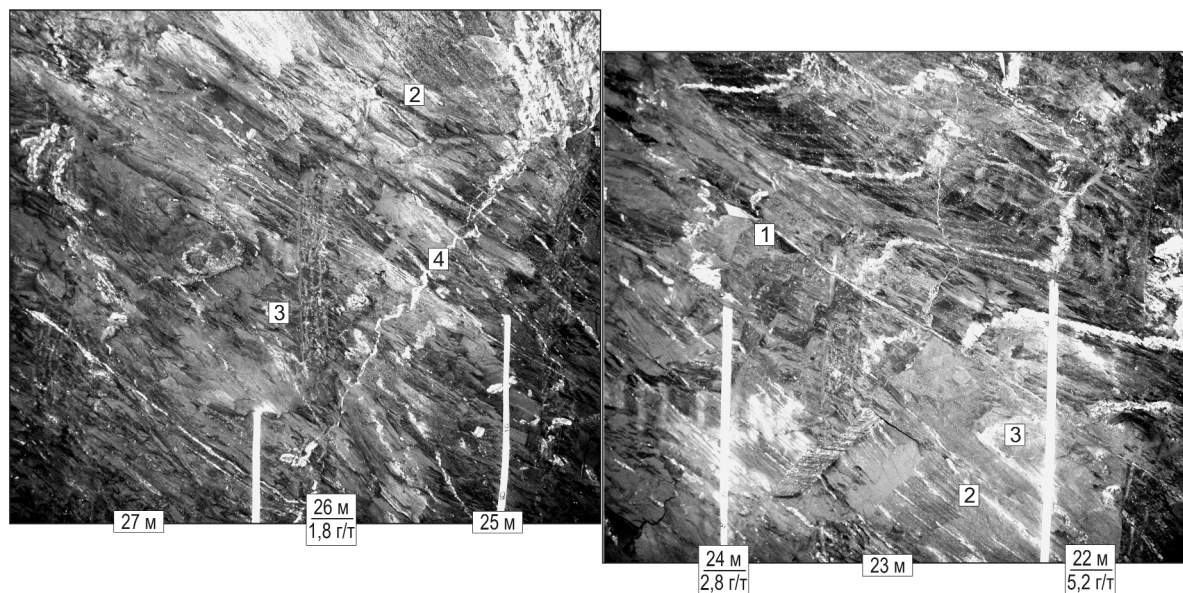


Рис. 9. Строение Главной рудной зоны в области осевой плоскости Сухоложской антиклинали (штольня 2, орт 39, западная стенка), фото А.А.Черемисина, 2006 г.:

кварц-карбонат-сульфидные прожилки: 1 — прямолинейные в системе трещин кливажа осевой плоскости, 2 — согласные слоистости в крыльях складок и трещинах слоевого кливажа, 3 — седловидные в замках антиклинальных складок; 4 — кварцевые, карбонат-кварцевые угбосульфидные (позднерудные) жилы

на интенсивность золотого оруденения. К ним относятся:

форма выделения рудных минеральных образований. Наиболее золотоносны участки с проявлениями прожилковой сульфидной и кварц-сульфидной минерализации (2,27 г/т Au) по сравнению с гнездовой и особенно с вкрапленной формами (0,84 г/т Au);

интенсивность проявления кварц-сульфидной минерализации. На участках интенсивного и умеренного развития рудной минерализации средние содержания 2,78 и 1,89 г/т Au соответственно, а на участках ее слабого проявления лишь 0,84 г/т Au.

пликативная и дизъюнктивная тектоника. Участки наиболее интенсивного проявления обоих типов тектоники характеризуются более высоким содержанием золота (2,46–2,0 г/т Au), тогда как в участках слабого ее проявления — 1,3–1,76 г/т Au.

Связь золотого оруденения с составом вмещающих пород отчетливо не проявлена. На вскрытом штольнями горизонте наиболее высокие содержания (2,35 и 2,39 г/т Au) фиксируются во второй и третьей пачках пород верхней подсвиты хомолхинской свиты, но в пятой и особенно четвертой пачках больше мощности рудных интервалов (34,5 и 42,7 м, против 20,7 и 37,4 м) при более низких содержаниях (1,5 и 1,6 г/т Au).

Зависимость в распределении золотой минерализации от типа и состава кварцевых и кварц-карбонатных малосульфидных жил (шестой признак) не проявляется. Все участки их локализации умеренно золотоносны.

Настоящие выводы подкрепляются данными по строению Главной рудной зоны в области осевой плоскости антиклинали с содержаниями 1,8–5,2 г/т Au (рис. 9). Здесь гнездово-прожилковая кварц-сульфидная минерализация локализована в участке развития мелкой складчатости в сочетании с дизъюнктивной тектоникой.

На участках детализации исследовано распределение богатых руд, оконтуренных по борту 3 г/т Au. Обогащенные участки постоянно встречаются в рядовых рудах, спорадически — в контурах бедных. Распределение их крайне неравномерное как по мощности, так по простиранию и падению рудной зоны. В рудных пересечениях рудной зоны они иногда представлены одиночными пробами (мощность 1–2 м), чаще — группой проб. При этом мощность их достигает 16–20 м при среднем содержании 5,81 г/т Au. Наибольшее количество богатых руд по числу рудных интервалов и их мощности приурочено к участкам рудных тел рядовых руд, имеющих наибольшую мощность (раздвиг мощности), сохраняющуюся по падению на протяжении

Зависимость содержаний золота от особенностей геологических элементов рудовмещающей структуры
(по документации ортов, восстающих и сопряженных с ними скважин)

Геологические элементы	Характеристика	Число проб, шт.	Число пересечений, шт.	Суммарная мощность, м	Суммарный метротоннаж, мг/т	Средняя мощность, м	Мощность пересечений, м		Среднее содержание Au, г/т	Содержание Au в пересечениях, г/т	
							от	до		от	до
Пачки верхней подсветы хомолхинской свиты (<i>hm₃</i>)	2	95	9	186,5	438,0	20,72	2,00	38,00	2,35	0,72	4,59
	3	237	12	448,3	1073,2	37,36	18,00	72,00	2,39	0,81	4,05
	4	981	29	1238,2	1999,6	42,70	8,00	80,00	1,61	0,28	3,05
	5	88	3	103,6	155,2	34,53	10,60	50,00	1,50	1,37	2,11
Форма выделения золоторудной минерализации	Гнездовая+прожилковая	402	17	514,7	830,5	30,28	6,00	60,00	1,61	0,24	3,21
	Прожилковая	703	25	1054,9	2393,0	42,20	11,00	86,00	2,27	0,82	3,66
	Вкрапленная+гнездовая	87	6	176,0	147,3	29,33	16,00	44,00	0,84	0,28	2,58
Интенсивность проявления рудной минерализации	Слабая	208	14	358,3	301,3	25,59	4,00	44,00	0,84	0,22	1,60
	Умеренная	688	25	908,6	1718,6	36,34	6,00	60,00	1,89	0,72	6,11
	Интенсивная	265	15	454,7	1265,6	30,31	8,00	60,00	2,78	1,26	4,54
Тектоника пликативная	Слабо-проявленная	643	25	946,2	1234,4	37,85	10,00	79,00	1,30	0,32	2,80
	Мелкая складчатость	652	25	905,4	2227,1	36,22	2,00	78,00	2,46	0,59	4,54
Тектоника дизъюнктивная	Слабо-выраженная	846	27	1157,0	2038,0	42,85	16,00	79,00	1,76	0,32	3,05
	Густая система разломов	514	22	766,6	1533,5	34,85	7,00	69,00	2,00	0,59	5,13
Позднерудные кварцевые и кварц-карбонатные малосульфидные жилы в интервалах опробования	Секущие	266	12	391,9	843,7	32,66	9,10	58,00	2,15	0,59	4,03
	Согласные	201	10	299,0	630,6	29,90	6,00	58,00	2,11	1,17	4,18
	Штокверковые	104	6	107,0	257,7	17,83	3,00	39,00	2,41	1,93	2,78

более 100–120 м. Коэффициент рудоносности богатых руд в контуре рядовых ~0,36.

В целом богатые руды обособляются в виде линз и пластообразных тел, субсогласных расщеплению и кливажу осевой плоскости рудовмещающей антиклинали, а также зонам смятия и мелким разломам приосевой зоны антиклинали, сопряженным с мелкими складками волочения. Простираание последних субсогласно простираанию осевой плоскости Сухоложской антиклинали, падение несколько круче — под углами 5–15° к ней. Отмечается четкая приуроченность интервалов богатых руд к ядерным частям этих складок (см. рис. 8, 9).

В контурах рудной зоны линзы богатых руд представляют кулисную систему, ось которой совпадает с осевой поверхностью Сухоложской антиклинали, а отдельные линзы-кулисы имеют более крутое залегание — угол с осью кулисы около 10–15°. Кулисная система богатых линз более характерна для висячего бока рудной зоны, где развиты складки межслоевого волочения. В лежащем боку рудной зоны богатые линзы иногда контролируются зонами расщепления, параллельными осевой плоскости.

Расположение линз богатых руд объясняет отмечаемую всеми исследователями месторождения

Сухой Лог особенность формы границ рудной зоны — относительно ровная в лежачем боку и извилистая (пилообразная) — в висячем.

Таким образом, богатые руды подчеркивают главенствующую рудоконтролирующую роль тектоники в размещении оруденения, являясь типичным элементом строения руд.

Северо-Западный участок располагается на западном фланге месторождения Сухой Лог между разведочными линиями –25 и –57. По простиранию вытянут на 2,0 км, по падению — на 1,2 км. Рудные тела участка прослеживаются от дневной поверхности (разведочные линии –17, –25) до глубины 800 м (горизонт +290 м). Но балансовые запасы сосредоточены в интервале абсолютных отметок +600÷+290 м в разведочных линиях –33÷–57 протяженностью около 1900 м по простиранию и до 900 м по падению. По восстанию золотая минерализация данного участка увязывается с аналогичной на Западном участке, по падению оруденение (в кондициях для подземной отработки) не оконтурено, как и по простиранию в западном направлении. Участок разведан по редкой разведочной сети, недостаточной для окончательной его оценки.

Нижняя установленная граница оруденения расположена на 200–220 м ниже аналогичной границы на Сухоложском участке (см. рис. 1, б).

Северо-Западный участок находится на продолжении Сухоложского. При оконтуривании рудных тел по борту 0,5 г/т Au (см. рис. 3, 4) участки объединяются. В структурном отношении и по составу рудовмещающих пород участки аналогичны — локализованы в приосевой части антиклинали, сложенной дислоцированными породами верхней подсвиты хомолхинской свиты, руду вмещают углеродистые филлитовидные и алевритистые сланцы с прослоями алевролитов и песчаников третьей и второй подсвиты хомолхинской свиты. На Северо-Западном участке в сравнении с Сухоложским более развиты крупнозернистые разности пород (огрубление разреза), менее интенсивно — кварц-сульфидная минерализация, особенно прожилковых форм [1, 3]. Рудные тела залегают согласно с вмещающими породами субпараллельно друг другу. Азимут падения их 340–350° и 10–20°, углы падения 10–20 и 25–30° соответственно.

В принятых для подземной отработки кондициях тела рядовых руд (борт 1,2 г/т Au) представлены семью уплощенными линзами, которые на отдельных участках объединяются друг с другом, образуя рудные столбы мощностью от 40–60 до 76 м (см. рис. 3, 4). Протяженность отдельных рудных тел по простиранию до 1800 м, ширина 700 м.

Изменчивость мощности рудных тел высокая, коэффициент вариации 140%, средняя мощность 7,9 м. Основные запасы руды (75%) и золота (76%) связаны с рудными интервалами средней мощностью 19,7 м, образующими два рудных столба. Прерывистость рудных тел низкая, средний по подсчету запасов коэффициент рудоносности 0,92.

Золото в рудах распределено достаточно равномерно, коэффициент вариации содержаний 102%, среднее содержание (в подсчете) 2,79 г/т Au (см. рис. 5, 6).

Учитывая параметры рудных тел, их выдержанность по простиранию и падению, масштаб запасов (>200 т), участок Северо-Западный относится ко второй группе сложности геологического строения по классификации запасов ГКЗ.

Важной особенностью участка является широкое развитие минерализованных зон в разрезе хомолхинской свиты с концентрациями Au от 0,2 до 1,2 г/т и более на отдельных интервалах.

При бортовом содержании 0,2 г/т Au выделяется фактически одно рудное тело убогих руд мощностью до 270 м с высоким коэффициентом рудоносности ($K_{руд} 0,7$), запасами 351 т со средним содержанием 0,53 г/т Au. По данному параметру участок не оконтурен по простиранию и падению, а также по мощности даже в пределах уже разведанного контура в связи с неполным опробованием разреза.

Широкое развитие минерализованных зон, контролирующих положение убогих руд, может свидетельствовать о наличии вблизи предварительно разведанного контура руд с более высокими концентрациями золота, участки которых уже вскрыты редкой разведочной сетью при еще более редком и несистематическом опробовании этой части разреза. Следует также указать, что размеры Северо-Западного участка существенно больше фактически выделенного при созданной разведочной сети. В частности, руды Западного участка, выходящие на поверхность на южном фланге месторождения и отрабатываемые в настоящее время ООО «Сухой Лог», являются непосредственным продолжением по восстанию руд Северо-Западного участка.

Участок Центральный представлен кварцевожильной минерализованной зоной, расположенной в подвернутом крыле антиклинали в приконтактной зоне пород хомолхинской и имняхской свит между разведочными линиями +31 и +7. Канавами зона прослежена через 50–100 м на 2000 м, скважинами — по сети от (50–100)×(50–100) м до (200–400)×100 м на 800 м по падению (до горизонта +685 м). Минерализованная зона контролируется субширотной зоной взбросо-надвигов мощностью до 40–60 м, субсогласна слоистости и удалена от

осевой плоскости Сухоложской антиклинали на 120–180 м. Азимут простирания зоны 290°, падение на северо-восток под углами 30–45°.

Вмещающие породы участка представлены алевритистыми и известково-сланцевыми сланцами с прослоями песчаных известняков нижней подсвиты имнянской свиты и углеродистыми филлитовидными сланцами, филлитами и алевролитами пятой пачки верхней подсвиты хомолхинской свиты.

Кварцево-жильные образования в минерализованной зоне — послойные и пологопадающие (секущие) субширотные жилы и прожилки. реже жилы и прожилки субмеридионального простирания, представляющие систему лестничных жил в будинированных блоках пород в зоне взбросо-надвигов, а также субгоризонтальные жилы и гнезда кварцевого состава. Преобладают пологопадающие жилы мощностью от 0,01 до 0,9 м с элементами залегания, отвечающими элементам залегания кливажа осевой плоскости: азимут падения 340–30°, углы падения 20–40°.

Вторыми по распространенности являются послойные жилы мощностью не более 0,3 м. Элементы залегания: азимут падения 0–30°, углы падения 38–45°. Как правило, они линейные с выдержанной мощностью, иногда четковидные. Реже встречаются жилы сложной формы, очевидно, образовавшиеся при комбинации вышеперечисленных форм. Мощность их до 1 м.

Кварцевые жилы несут включения карбонатов, сульфидов, серицита и золота. Карбонаты представлены кальцитом, сидеритом, анкеритом. В прожилках содержание карбонатов достигает 70–80%, с увеличением мощности жил карбонаты локализуются в экзоконтактовых частях жил, количество их уменьшается.

Сульфидная минерализация в жилах представлена пиритом, реже галенитом, халькопиритом, сфалеритом, арсенопиритом. Они встречаются в виде отдельных кристаллов, гнезд или сростков и тяготеют к зальбандам жил, а также развиваются в кварцевой массе и в карбонатах. По данным пробирных анализов содержание золота в кварце варьирует от следов до 1392,5 г/т Au.

Сульфидная минерализация вмещающих пород представлена пиритом и арсенопиритом в виде вкрапленности, гнезд и прожилков. Пиритовая минерализация развита практически повсеместно вдоль всей зоны, арсенопиритовая — на участке с максимальной насыщенностью кварцем.

Тела рядовых и бедных руд, оконтуренные по борту 1,5 и 0,5 г/т Au соответственно, минимальной мощности рудного тела 3 м, максимальной мощности пустого прослоя 3 м, залегают субсогласно

слоистости и зонам трещиноватости, азимут простирания от 260 до 295°, падение северное под углами 30–35°. Основная часть запасов располагается от поверхности (горизонт +1120 м) до глубины 270 м (горизонт +850 м) (см. рис. 3, 4). Рудные тела имеют небольшие размеры и крайне прихотливые внешние контуры. В двух наиболее крупных рудных телах (8 и 10) сосредоточено 88% запасов участка. Рудное тело 8 (восточный фланг участка) при длине на поверхности 240 м прослежено по склонению (на северо-запад) на 1250 м, по падению на 440 м; его средняя мощность 9,62 м, среднее содержание 3,98 г/т Au, коэффициент рудоносности 0,69. Рудное тело 10 (западный фланг участка) представлено в интервале 800 м двумя линзами длиной 170 и 520 м, по падению оно прослежено на 200 м. Средняя мощность рудного тела 2,68 м, среднее содержание 16,07 г/т Au при коэффициенте рудоносности 0,8.

Несмотря на достаточно густую разведочную сеть, запасы категории С₁ по участку составляют 36,7%, С₂ — 36,1%, остальные 27,2% отнесены к ресурсам категории Р₁. Такое соотношение обусловлено не только небольшими размерами рудных тел, но и высокой изменчивостью параметров: мощности, содержания золота, в определенной степени — коэффициента рудоносности.

Коэффициент вариации мощности составляет 95,6% при средней мощности рудного интервала 2,8 м. При этом в рудных интервалах мощностью до 6 м (средняя 2,06 м) сосредоточено 66% запасов руды и 80% запасов золота при среднем содержании 10,2 г/т Au. Остальные запасы связаны с более мощными (средняя мощность 9,15 м) интервалами с содержанием 4,77 г/т Au.

Изменчивость содержаний золота на участке высокая — коэффициент вариации 173%. Максимальные содержания достигают 173,5 г/т Au. Прерывистость оруденения по мощности, учитываемая коэффициентом рудоносности, примерно в два раза выше, чем в рудах Сухоложского участка ($K_{руд} = 30\%$).

По сложности геологического строения и распределения золота рудные тела данного участка следует относить к третьей группе.

На месторождении Сухой Лог главенствующую роль в размещении оруденения в пределах рудовмещающей структуры (Сухоложской антиклинали) играет структурный фактор — зона смятия в замковой части антиклинали, вмещающая 97% запасов месторождения. Фактор литологического контроля на этом фоне проявлен не контрастно и характеризуется предпочтительной приуроченностью минерализованных зон к углеродистым рассланцованным тонкозернистым породам (филлитовидным и алевритистым сланцам).

По характеру и масштабам золотого оруденения в пределах рудовмещающей антиклинальной складки выделяются две позиции рудных тел — в осевой плоскости и в крыльях. Рудные тела, локализованные в зоне осевой плоскости антиклинали (Сухоложский, Северо-Западный), содержат основную долю балансовых запасов руды и металла (98%, 97,5% соответственно). Они характеризуются как объекты с невысокой изменчивостью показателей мощности рудных тел, содержания в них золота, коэффициента рудоносности и относятся ко второй группе сложности геологического строения. Рудные тела, расположенные в подвернутом крыле (в крыльях) антиклинали (Центральный, Западный), по сложности строения и распределения в них золота отвечают третьей группе.

Интерпретация геологического положения типов минерализации, особенностей распределения оруденения позволила сделать выводы о зональном центростремительном характере развития золоторудной минерализации, более широком, чем считалось ранее, ее развитии в разрезе и по площади ме-

сторождения Сухой Лог и рудного поля, перспективах золотоносности.

Обоснованное применение рационального набора и параметров кондиций позволяет не только расширить масштабы объекта, но и выявить дополнительные или новые критерии контроля оруденения на месторождении, которые можно эффективно использовать при оценке перспектив рудного поля, что убедительно подтверждается выделением убогих руд.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Буряк В.А., Хмелевская Н.М. Сухой Лог — одно из крупнейших месторождений мира. — Владивосток: Дальнаука, 1997.
2. Вуд Б.Л., Попов Н.П. Гигантское месторождение золота Сухой Лог (Сибирь) // Геология и геофизика. 2006. Т. 47. № 3. С. 315–341.
3. Месторождение Сухой Лог / В.А.Буряк, Н.П.Попов, Д.А.Дорофеев и др. // Геология золоторудных месторождений. 1986. Т. 3. С. 173–185.

УДК 553.411.048 (571.53)

© И.А.Карпенко, Д.А.Куликов, 2008

МЕТОДИКА ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ КОНДИЦИЙ ДЛЯ ПОВАРИАНТНОГО ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ СУХОЙ ЛОГ

И.А.Карпенко, Д.А.Куликов (ЦНИГРИ Роснедра МПР России)

Одной из основных задач геолого-экономической оценки месторождения является обоснование оптимальных кондиций для подсчета запасов [2]. Разведочные и эксплуатационные кондиции для подсчета запасов выражаются в предельных значениях натуральных показателей качества и свойств полезных ископаемых, а также горно-технических условий разработки месторождения, устанавливаемых на основе геологического, горно-технического, технологического, гидрогеологического, экологического и экономического обоснования [2].

Для обоснования кондиций обычно выполняется несколько вариантов подсчета запасов (3 и более) при различных значениях кондиционных лимитов, основные из которых — бортовое содержа-

ние полезного компонента, минимальная мощность рудных тел, максимальная мощность прослоев пустых пород или некондиционных руд, включаемых в контур рудного тела. По вариантам подсчета запасов рассчитываются технико-экономические показатели отработки. В целях повышения обоснованности выбора параметров кондиционных лимитов для повариантного подсчета запасов и сокращения вариантов подсчета запасов авторами разработана методика статистического анализа данных рядового опробования. Статистическому анализу предшествуют:

анализ геологического строения месторождения и связи содержания и запасов золота с элементами геологического строения;

учет возможных способов, условий и параметров отработки;

оценка технологических свойств руд, показателей извлечения полезного компонента, уровень его содержания в хвостах обогащения.

На месторождениях, по которым составляется ТЭО кондиций, как правило, имеется соответствующая информация. Исходя из этих данных, предварительно определяется будущее минимальное промышленное содержание (МПС) полезного компонента на месторождении — либо по аналогии с другими объектами, подобными по геолого-промышленному типу, масштабу, условиям залегания, либо на основании укрупненных технико-экономических расчетов. Определенная таким образом величина МПС полезного компонента служит ориентиром, который следует учитывать при выборе граничных лимитов бортового содержания (минимального и максимального), использование которых гарантированно обеспечивает получение необходимого среднего содержания, превышающего величину МПС.

По особенностям геологического строения, морфологии и условиям залегания рудных тел на месторождении Сухой Лог выделяются два объекта — участки Сухоложский и Северо-Западный и участок Центральный. Руды Сухоложского и Северо-Западного участков представлены в основном прожилково-вкрапленным типом, образуют рудные тела значительной мощности и протяженности, характеризуются невысокой изменчивостью. Руды Центрального участка сложены кварц-карбонатными жилами мощностью от нескольких сантиметров до 1 м и в межжилном пространстве — прожилково-вкрапленной кварц-сульфидной минерализацией мощностью до 30 м. Жилы разноориентированные, послойные и секущие, извилистые с невыдержанной мощностью.

По условиям залегания месторождение должно обрабатываться как открытым (участки Сухоложский, Центральный), так и подземным (остатки запасов на участках Сухоложский и Центральный; участок Северо-Западный) способами. Это предполагает применение различных параметров кондиций при открытом и подземном способах отработки. Укрупненные расчеты показали, что для открытого способа отработки МПС должен находиться на уровне 1,2–1,6 г/т, для подземного — 1,8–2,1 г/т.

По технологическим свойствам руды месторождения относятся к одному технологическому типу. Вместе с тем, некоторые особенности, характеризующие качество руд (вещественный и химический составы, текстурно-структурные особенности и физико-механические свойства), позволяют

выделить несколько сортов руд — рядовые, бедные и убогие. Рядовые руды представлены преимущественно прожилковыми, жильно-линзовидными типами с подчиненным количеством вкрапленных разновидностей, более интенсивно тектонически нарушены, содержат повышенные количества S (3–4%) и Au (от 0,5 до 6–7 г/т, в среднем 3–4 г/т). Бедные руды сложены вкрапленными, прожилково-вкрапленными разновидностями, менее трещиноваты, содержание S в них колеблется в пределах 1–2%, Au от 0,2 до 1,5 г/т, в среднем 1 г/т. Убогие руды редковкрапленные, убогосульфидные (S 0,2–1,0%), наименее тектонически нарушенные, слабозолотосные (Au 0,2–1 г/т, в среднем 0,5 г/т).

Для условий прямой переработки (гравитация – флотация – цианирование) различия между сортами руд незначительны, так как вся руда подвергается дроблению и измельчению. Но в случае применения предварительного обогащения методом фотометрической сепарации (ФМС), которое осуществляется на крупнокусковом материале, они определяют необходимость (для получения высоких технологических показателей) применения различных параметров ФМС — порога разделения, классификации руды по гранулометрическому составу и др. Поэтому при проведении статистического анализа необходимо учитывать наличие различных сортов руд, особенно в случае, если соответствующие сорта руд можно оконтурить в пространстве с той или иной степенью достоверности.

Выбор тех или иных значений кондиционных лимитов основывается на определенных критериях и принципах. Критериями, определяющими этот выбор, являются такие показатели как уровень среднего содержания полезного компонента, средняя мощность рудных тел, относительные изменения в запасах руды и металла, сплошность рудных тел.

Для статистического анализа использовались данные по трем участкам месторождения, наиболее полно характеризующие оруденение: по Сухоложскому — 54 867 проб из 25 разрезов, по Северо-Западному — 7542 пробы из шести разрезов, по Центральному — 10 751 проба из 17 разрезов.

Статистический анализ строения руд рассматриваемых объектов месторождения выполнялся поэтапно при изменении бортового содержания Au от 0,5 до 3,0 г/т с шагом 0,25 г/т по нескольким направлениям:

анализ распределения параметров элементарных кондиционных и разделяющих их некондиционных интервалов по классам мощности при различных бортовых содержаниях;

изучение динамики изменения параметров оруденения при различных бортовых содержаниях;

1. Статистические параметры кондиционных и некондиционных элементарных интервалов

Борт Au, г/т	Классы мощностей, м		Число интервалов		Суммарная мощность		Средняя мощность	Суммарный метрограмм		Содержание Au	Число интервалов		Суммарная мощность		Средняя мощность	Суммарный метрограмм		Содержание Au
	от	до	шт.	%	м	%		м	г/т		шт.	%	м	%		м	г/т	
Участок Сухоложский																		
0,50	0,00	0,99	117	1,3	88,6	0,2	0,76	99,4	0,1	1,12	127	1,4	93,1	0,2	0,73	16,1	0,3	0,17
	1,00	1,99	2201	24,6	2263,3	5,2	1,03	3481,3	3,5	1,54	1971	21,7	2025,7	4,8	1,03	314,5	5,6	0,16
	2,00	3,99	3522	39,4	7570,0	17,4	2,15	10874,1	10,9	1,44	3470	38,2	7519,5	17,9	2,17	1298,5	23,2	0,17
	4,00	5,99	1199	13,4	4970,4	11,4	4,15	8364,1	8,4	1,68	1356	14,9	5645,3	13,4	4,16	882,3	15,8	0,16
	6,00	7,99	599	6,7	3680,1	8,5	6,14	6856,8	6,9	1,86	705	7,8	4330,4	10,3	6,14	641,2	11,5	0,15
	8,00	9,99	347	3,9	2830,6	6,5	8,16	5478,2	5,5	1,94	432	4,8	3542,4	8,4	8,20	488,1	8,7	0,14
	10,00	14,99	429	4,8	4999,8	11,5	11,65	11099,3	11,2	2,22	568	6,2	6598,8	15,7	11,62	828,3	14,8	0,13
	15,00	19,99	139	1,6	2332,6	5,4	16,78	5977,9	6,0	2,56	168	1,8	2825,0	6,7	16,82	293,2	5,2	0,10
	20,00	29,99	162	1,8	3829,5	8,8	23,64	10798,9	10,9	2,82	173	1,9	4001,0	9,5	23,13	416,9	7,5	0,10
	30,00	>30,00	234	2,6	10945,0	25,2	46,77	36407,9	36,6	3,33	123	1,4	5419,2	12,9	44,06	412,7	7,4	0,08
Сумма и среднее			8949	100,0	43510,0	100,0	4,86	99438,0	100,0	2,29	9093	100,0	42000,4	100,0	4,62	5591,9	100,0	0,13
1,50	0,00	0,99	90	1,5	63,7	0,3	0,71	191,8	0,2	3,01	58	0,9	35,2	0,1	0,61	22,4	0,1	0,64
	1,00	1,99	1749	29,6	1782,0	8,7	1,02	6777,3	8,5	3,80	855	13,5	883,1	1,4	1,03	532,3	2,1	0,60
	2,00	3,99	2437	41,2	5113,4	25,1	2,10	17492,3	22,0	3,42	1906	30,2	4154,5	6,4	2,18	2766,0	10,9	0,67
	4,00	5,99	726	12,3	2981,5	14,6	4,11	10816,9	13,6	3,63	912	14,4	3841,2	5,9	4,21	2288,8	9,0	0,60
	6,00	7,99	306	5,2	1879,6	9,2	6,14	6959,2	8,7	3,70	534	8,4	3306,3	5,1	6,19	1835,8	7,2	0,56
	8,00	9,99	177	3,0	1442,6	7,1	8,15	5406,6	6,8	3,75	368	5,8	3020,8	4,6	8,21	1575,9	6,2	0,52
	10,00	14,99	226	3,8	2595,9	12,7	11,49	10753,8	13,5	4,14	582	9,2	6888,8	10,6	11,84	3247,4	12,8	0,47
	15,00	19,99	80	1,4	1354,6	6,6	16,93	5990,7	7,5	4,42	252	4,0	4243,7	6,5	16,84	1733,1	6,8	0,41
	20,00	29,99	86	1,5	1999,6	9,8	23,25	9906,6	12,4	4,95	331	5,2	7905,6	12,1	23,88	3011,1	11,9	0,38
	30,00	>30,00	31	0,5	1159,4	5,7	37,40	5381,6	6,8	4,64	522	8,3	30858,8	47,4	59,12	8340,3	32,9	0,27
Сумма и среднее			5908	100,0	20372,3	100,0	3,45	79676,8	100,0	3,91	6320	100,0	65138,0	100,0	10,31	25353,1	100,0	0,39
Участок Северо-Западный																		
1,50	0,00	0,99	10	3,7	5,0	0,6	0,50	15,2	0,5	3,03	1	0,3	0,5	0,0	0,50	0,0	0,0	0,00
	1,00	1,99	14	5,2	14,0	1,6	1,00	59,6	2,1	4,26	12	3,5	12,5	0,1	1,04	7,5	0,2	0,60
	2,00	3,99	172	64,4	346,5	40,8	2,01	919,6	32,3	2,65	65	18,8	137,0	1,0	2,11	98,9	3,3	0,72
	4,00	5,99	39	14,6	159,0	18,7	4,08	707,1	24,8	4,45	32	9,3	133,0	0,9	4,16	70,4	2,3	0,53
	6,00	7,99	13	4,9	78,5	9,2	6,04	225,3	7,9	2,87	13	3,8	80,5	0,6	6,19	42,3	1,4	0,53
	8,00	9,99	9	3,4	74,0	8,7	8,22	208,8	7,3	2,82	13	3,8	105,5	0,8	8,12	70,5	2,3	0,67
	10,00	14,99	5	1,9	63,0	7,4	12,60	315,6	11,1	5,01	41	11,9	486,0	3,5	11,85	213,3	7,1	0,44
	15,00	19,99	3	1,1	50,0	5,9	16,67	185,7	6,5	3,71	17	4,9	289,5	2,1	17,03	97,7	3,2	0,34
	20,00	29,99	1	0,4	24,0	2,8	24,00	117,0	4,1	4,88	30	8,7	726,0	5,2	24,20	212,1	7,0	0,29
	30,00	>30,00	1	0,4	36,0	4,2	36,00	94,9	3,3	2,64	121	35,1	12056,5	86,0	99,64	2198,7	73,0	0,18
Сумма и среднее			267	100,0	850,0	100,0	3,18	2848,6	100,0	3,35	345	100,0	14027,0	100,0	40,66	3011,4	100,0	0,21
Участок Центральный																		
1,50	0,00	0,99	94	23,6	49,5	10,5	0,53	400,7	11,8	8,10	24	4,6	14,8	0,2	0,62	7,2	1,0	0,49
	1,00	1,99	253	63,4	261,3	55,5	1,03	1903,1	56,1	7,28	66	12,8	75,2	0,8	1,14	23,6	3,1	0,31
	2,00	3,99	37	9,3	89,2	18,9	2,41	593,7	17,5	6,66	72	13,9	189,1	2,0	2,63	57,0	7,5	0,30
	4,00	5,99	12	3,0	50,0	10,6	4,17	374,8	11,0	7,49	60	11,6	270,6	2,9	4,51	66,6	8,8	0,25
	6,00	7,99	2	0,5	13,0	2,8	6,50	64,0	1,9	4,92	36	7,0	237,8	2,5	6,60	38,8	5,1	0,16
	8,00	9,99	1	0,3	8,0	1,7	8,00	58,7	1,7	7,34	28	5,4	243,0	2,6	8,68	41,2	5,4	0,17
	10,00	14,99		0,0		0,0			0,0		47	9,1	574,8	6,1	12,23	69,6	9,2	0,12
	15,00	19,99		0,0		0,0			0,0		25	4,8	423,6	4,5	16,95	43,9	5,8	0,10
	20,00	29,99		0,0		0,0			0,0		46	8,9	1159,9	12,3	25,22	84,2	11,1	0,07
	30,00	>30,00		0,0		0,0			0,0		113	21,9	6252,8	66,2	55,33	327,9	43,1	0,05
Сумма и среднее			399	100,0	471,0	100,0	1,18	3395,0	100,0	7,21	517	100,0	9441,5	100,0	18,26	760,0	100,0	0,08

определение максимальной мощности некондиционных интервалов, включаемых в контур рудного тела;

определение минимальной рабочей мощности рудного тела.

При различных значениях бортового содержания полезного компонента, указанных выше, выделены кондиционные и некондиционные пробы с последующим группированием смежных и одина-

ковых по этому признаку проб в кондиционные (с содержанием выше соответствующего бортового лимита) и некондиционные (ниже бортового содержания) элементарные интервалы. Элементарный интервал — однородная по строению часть рудного тела, выделяемая только по величине бортового содержания. Анализ элементарных интервалов позволяет выявить природное распределение концентраций полезных компонентов в пределах общей

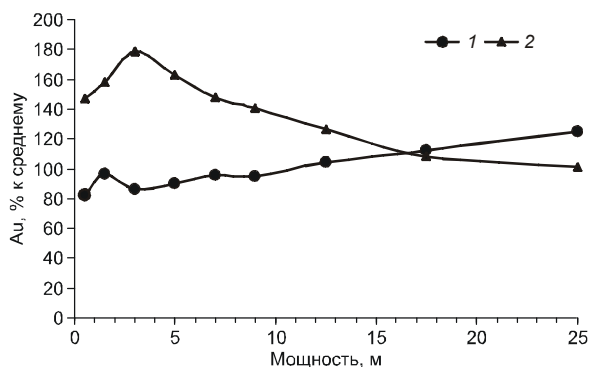


Рис. 1. Изменение содержания золота в зависимости от мощности интервала в среднем по всем бортовым содержаниям, участок Сухоложский:

1 — рудный интервал; 2 — нерудный интервал

минерализованной зоны и принять во внимание этот фактор при обосновании параметров кондиций (в частности, мощности рудного интервала и некондиционного прослоя) с учетом предполагаемого способа отработки.

Общая характеристика строения руд участка Сухоложский дает представление о распределении запасов руды и металла по мощностям кондиционных интервалов (табл. 1). Практически во всех вариантах бортового содержания кондиционные интервалы мощностью до 2 м наименее продуктивны, хотя их число (штук) составляет от 25 до 30%. Под продуктивностью понимается величина метрограмма в соответствующем классе. Классы кондиционных интервалов мощностью 2–4 и 4–6 м наиболее многочисленны (50–56% всех интервалов) и относительно продуктивны. Причем доля металла в них возрастает с 19,3 до 40,1% при повышении бортового лимита, но число мощных (>8 м) продуктивных интервалов и доля металла в них при этом уменьшаются (с 14,7 до 5,6% — число интервалов, с 70,2 до 26,2% — метрограмм).

На участке Северо-Западный отмечается близкое распределение природных концентраций полезного компонента по классам мощностей с участком Сухоложский. Несмотря на то, что количество кондиционных интервалов на Северо-Западном участке в 20 раз меньше, чем на Сухоложском, при бортовом содержании 1,5 г/т в составе рудоносной толщи этого объекта участвуют кондиционные интервалы всех выделенных по мощности классов. В целом отмечаются несколько меньшая средняя мощность интервалов и меньшее среднее содержание золота.

Участок Центральный характеризуется иным природным строением руд — отсутствуют кондиционные интервалы значительной мощности

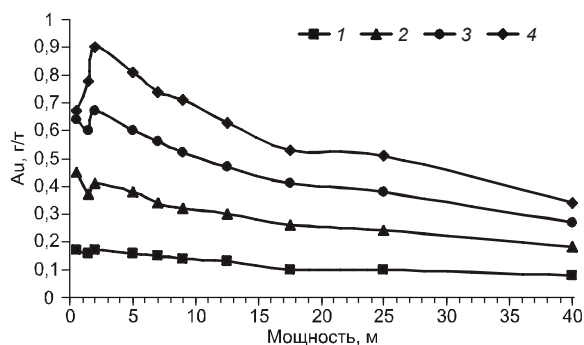


Рис. 2. Изменение содержания золота в нерудных интервалах в зависимости от их мощности, участок Сухоложский:

варианты бортового содержания, г/т: 1 — 0,5, 2 — 1,0, 3 — 1,5, 4 — 2,0

(>8–10 м). Соответственно, основная масса металла приходится на более мелкие кондиционные интервалы мощностью 1–6 м. Средние мощности кондиционных интервалов при бортовом содержании 1,5 г/т приблизительно в 3 раза меньше, чем на предыдущих объектах. Вместе с тем, отмечаются повышенные концентрации полезного компонента, что отражено в среднем содержании 7,21 г/т, а также линейном запасе в сопоставимых классах мощности по сравнению с объектами Сухоложский и Северо-Западный.

В целом установлено, что при каждом варианте бортового лимита повышенные значения среднего содержания полезного компонента в более мощных кондиционных интервалах и пониженные — в более мощных некондиционных (рис. 1, 2).

Результаты, полученные при проведении предыдущего анализа по каждому варианту бортового содержания, были обобщены в целях сравнения и изучения динамики варьирования запасов руды, металла, среднего содержания и мощности для оценки возможности прогнозирования значений различных подсчетных показателей при изменении бортового содержания.

Изменение бортового содержания существенно влияет на параметры участков месторождения — запасы руды, металла и содержание полезного компонента. Наиболее значительно сокращаются запасы руды (суммарная мощность кондиционных интервалов) при повышении бортового лимита до 1,5 г/т, запасы металла (суммарный метрограмм кондиционных интервалов) сокращаются при этом в 3,7 раза меньше (табл. 2, рис. 3). При увеличении бортового содержания выше 1,5 г/т запасы металла сокращаются в 1,5 раза меньше, чем руды (участок Сухоложский). Таким образом, можно говорить о

2. Суммарные статистические параметры по элементарным интервалам при разных бортовых содержаниях, участок Сухоложский

Борт Au, г/т	Число интервалов		Суммарная мощность		Средняя мощность		Суммарный метрограмм		Линейный метрограмм		Содержание Au	
	шт.	%	м	%	м	%	мг/т	%	мг/т	%	г/т	%
Кондиционные интервалы												
0,50	8949	121,3	43 510,0	151,6	4,86	125,0	99 438,0	111,1	11,11	91,6	2,29	73,3
0,75	8134	110,2	33 594,1	117,1	4,13	106,2	93 600,9	104,6	11,51	94,9	2,79	89,4
1,00	7379	100,0	28 697,9	100,0	3,89	100,0	89 471,7	100,0	12,13	100,0	3,12	100,0
1,25	6391	86,6	23 133,9	80,6	3,62	93,1	83 404,9	93,2	13,05	107,6	3,61	115,6
1,50	5908	80,1	20 372,3	71,0	3,45	88,7	79 676,8	89,1	13,49	111,2	3,91	125,4
1,75	5281	71,6	17 196,4	59,9	3,26	83,7	74 614,6	83,4	14,13	116,5	4,34	139,2
2,00	4968	67,3	15 631,1	54,5	3,15	80,9	71 732,3	80,2	14,44	119,1	4,59	147,2
2,25	4499	61,0	13 592,2	47,4	3,02	77,7	67 455,7	75,4	14,99	123,7	4,96	159,2
2,50	4249	57,6	12 472,8	43,5	2,94	75,5	64 821,0	72,4	15,26	125,8	5,20	166,7
2,75	3944	53,4	10 952,1	38,2	2,78	71,4	60 879,8	68,0	15,44	127,3	5,56	178,3
3,00	3725	50,5	10 015,8	34,9	2,69	69,1	58 224,2	65,1	15,63	128,9	5,81	186,5
Некондиционные интервалы												
0,50	9093	117,8	42 000,4	73,9	4,62	62,7	5591,9	35,9	0,61	30,5	0,13	48,6
0,75	8411	109,0	51 916,3	91,4	6,17	83,8	11 429,0	73,5	1,36	67,4	0,22	80,4
1,00	7716	100,0	56 812,5	100,0	7,36	100,0	15 558,2	100,0	2,02	100,0	0,27	100,0
1,25	6782	87,9	62 376,4	109,8	9,20	124,9	21 625,0	139,0	3,19	158,1	0,35	126,6
1,50	6320	81,9	65 138,0	114,7	10,31	140,0	25 353,1	163,0	4,01	199,0	0,39	142,1
1,75	5718	74,1	68 313,9	120,2	11,95	162,3	30 415,3	195,5	5,32	263,8	0,45	162,6
2,00	5412	70,1	69 879,3	123,0	12,91	175,4	33 297,6	214,0	6,15	305,1	0,48	174,0
2,25	4955	64,2	71 918,2	126,6	14,51	197,1	37 574,2	241,5	7,58	376,1	0,52	190,8
2,50	4711	61,1	73 037,6	128,6	15,50	210,6	40 208,9	258,4	8,54	423,3	0,55	201,0
2,75	4413	57,2	74 558,3	131,2	16,90	229,5	44 150,1	283,8	10,00	496,2	0,59	216,2
3,00	4196	54,4	75 494,6	132,9	17,99	244,4	46 805,7	300,8	11,15	553,2	0,62	226,4

низком уровне исключаемых содержаний золота в рудном теле при повышении бортового содержания до 1,5 г/т. На Северо-Западном и Центральном участках наблюдается аналогичная картина. Повышение бортового лимита выше 1,5 г/т не эффективно, так как при этом уменьшение запасов руды приводит к значительным потерям запасов металла (>10%).

Кроме общего снижения запасов полезного компонента, лимитирующим показателем чрезмерного повышения бортового содержания является сплошность рудного тела (непрерывность рудных контуров по падению и простиранию). Отношение числа кондиционных интервалов при определенном варианте бортового содержания к числу кондиционных интервалов при «базовом» варианте с известной сплошностью рудных тел с некоторой долей условности можно принять за коэффициент прерывистости оруденения. За «базовый» вариант авторами принято значение бортового содержания 1 г/т, такое же, как в утвержденных ГКЗ в 1977 г. по месторождению Сухой Лог кондициях. При повышении бортового содержания до 1,5 г/т число кондиционных интервалов сокращается до 80%. Дальнейшее повышение бортового лимита приводит к сокращению числа кондиционных интервалов до 71,6–50,5%. Это указывает на то, что при максимальном варианте бортового содержания (3 г/т) по-

ловина всех (особенно крупных) кондиционных интервалов станет безрудными. В данной ситуации первоначально единое рудное тело фактически распадается на мелкие гнезда и линзы. Подобная ситуация наблюдается и на других участках месторождения.

На следующем этапе анализа из всех некондиционных элементарных интервалов отобраны только те, которые могут быть потенциально включены

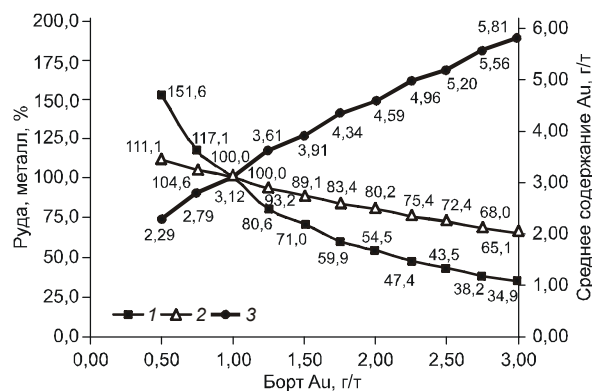


Рис. 3. Изменение суммарных статистических параметров по элементарным рудным интервалам при разных бортовых содержаниях золота:

1 — руда, %; 2 — металл, %; 3 — содержание Au, г/т

3. Параметры кондиционных интервалов, включаемых в контур рудного тела

Классы мощностей, м		Некондиционные прослои, включенные в рудное тело											Все рудные интервалы + некондиционные прослои					
		Число интервалов			Суммарная мощность			Средняя мощность	Суммарный меторограмм			Содержание Au	Суммарная мощность		Суммарный меторограмм		Содержание Au	
от	до	шт.	%	%±%	м	%	%±%	м	мг/т	%	%±%	г/т	м	%	м	%	г/т	%
Участок Сухоложский																		
Борт Au 0,50 г/т																		
Только кондиционные интервалы													43 510,0	100,0	99 438,0	100,0	2,29	100,0
0,00	1,00	1383	36,6	36,6	1357,0	17,3	17,3	1,0	246,1	15,2	15,2	0,18	44 867,0	103,1	99 684,0	100,2	2,22	97,2
1,01	2,00	1719	45,5	82,2	3405,0	43,3	60,6	2,0	740,8	45,9	61,1	0,22	48 272,0	110,9	100 424,8	101,0	2,08	91,0
2,01	4,00	483	12,8	94,9	1775,4	22,6	83,1	3,7	365,6	22,6	83,7	0,21	50 047,4	115,0	100 790,4	101,4	2,01	88,1
4,01	6,00	121	3,2	98,1	696,6	8,9	92,0	5,8	133,5	8,3	92,0	0,19	50 744,1	116,6	100 923,9	101,5	1,99	87,0
6,01	8,00	41	1,1	99,2	322,5	4,1	96,1	7,9	66,3	4,1	96,1	0,21	51 066,6	117,4	100 990,2	101,6	1,98	86,5
8,01	10,00	20	0,5	99,8	195,5	2,5	98,6	9,8	38,8	2,4	98,5	0,20	51 262,1	117,8	101 029,0	101,6	1,97	86,2
10,01	15,00	9	0,2	100,0	112,0	1,4	100,0	12,4	24,4	1,5	100,0	0,22	51 374,1	118,1	101 053,4	101,6	1,97	86,1
Сумма и среднее		3776	100,0		7864,1	100,0		2,08	1615,5	100,0		0,21						
Борт Au 1,5 г/т																		
Только кондиционные интервалы													20 372,3	100,0	79 676,8	100,0	3,91	100,0
0,00	1,00	531	29,1	29,1	514,2	12,3	12,3	1,0	370,9	11,1	11,1	0,72	20 886,5	102,5	80 047,7	100,5	3,83	98,0
1,01	2,00	889	48,7	77,8	1761,0	42,2	54,5	2,0	1472,4	44,2	55,3	0,84	22 647,4	111,2	81 520,0	102,3	3,60	92,0
2,01	4,00	279	15,3	93,0	1038,8	24,9	79,4	3,7	830,1	24,9	80,2	0,80	23 686,2	116,3	82 350,1	103,4	3,48	88,9
4,01	6,00	85	4,7	97,7	482,3	11,6	91,0	5,7	369,0	11,1	91,2	0,77	24 168,5	118,6	82 719,1	103,8	3,42	87,5
6,01	8,00	29	1,6	99,3	229,0	5,5	96,4	7,9	186,3	5,6	96,8	0,81	24 397,5	119,8	82 905,4	104,1	3,40	86,9
8,01	10,00	6	0,3	99,6	58,2	1,4	97,8	9,7	49,2	1,5	98,3	0,85	24 455,7	120,0	82 954,6	104,1	3,39	86,7
10,01	15,00	7	0,4	100,0	90,0	2,2	100,0	12,9	56,2	1,7	100,0	0,62	24 545,7	120,5	83 010,8	104,2	3,38	86,5
Сумма и среднее		1826	100,0		4173,4	100,0		2,29	3334,1	100,0		0,80						
Участок Северо-Западный, борт Au 1,5 г/т																		
Только кондиционные интервалы													850,0	100,0	2848,6	100,0	3,35	100,0
0,00	1,00	9	17,3	17,3	8,5	6,3	6,3	0,9	4,4	4,2	4,2	0,52	858,5	101,0	2853,0	100,2	3,32	99,2
1,01	2,00	30	57,7	75,0	60,0	44,6	50,9	2,0	44,6	42,7	46,9	0,74	918,5	108,1	2897,6	101,7	3,15	94,1
2,01	3,00	2	3,8	78,8	6,0	4,5	55,4	3,0	3,9	3,7	50,7	0,65	924,5	108,8	2901,5	101,9	3,14	93,6
3,01	4,00	6	11,5	90,4	24,0	17,8	73,2	4,0	18,6	17,8	68,5	0,78	948,5	111,6	2920,1	102,5	3,08	91,9
4,01	6,00	3	5,8	96,2	18,0	13,4	86,6	6,0	13,4	12,8	81,3	0,74	966,5	113,7	2933,5	103,0	3,04	90,6
6,01	8,00	1	1,9	98,1	8,0	5,9	92,6	8,0	8,9	8,5	89,8	1,11	974,5	114,6	2942,4	103,3	3,02	90,1
8,01	10,00	1	1,9	100,0	10,0	7,4	100,0	10,0	10,6	10,2	100,0	1,06	984,5	115,8	2953,0	103,7	3,00	89,5
Сумма и среднее		52	100,0		134,5	100,0		2,59	104,4	100,0		0,78						
Участок Центральный, борт Au 1,5 г/т																		
Только кондиционные интервалы													471,0	100,0	3395,0	100,0	7,21	100,0
0,00	1,00	26	57,8	57,8	21,7	22,5	22,5	0,8	9,5	23,4	23,4	0,44	492,7	104,6	3404,5	100,3	6,91	95,9
1,01	2,00	4	8,9	66,7	6,3	6,6	29,1	1,6	4,4	10,9	34,3	0,70	499,0	105,9	3408,9	100,4	6,83	94,8
2,01	3,00	7	15,6	82,2	20,9	21,7	50,8	3,0	7,8	19,2	53,4	0,37	519,9	110,4	3416,7	100,6	6,57	91,2
3,01	4,00	2	4,4	86,7	8,0	8,3	59,1	4,0	2,9	7,1	60,6	0,36	527,9	112,1	3419,6	100,7	6,48	89,9
4,01	6,00	4	8,9	95,6	21,3	22,2	81,3	5,3	9,2	22,7	83,2	0,43	549,2	116,6	3428,8	101,0	6,24	86,6
6,01	8,00	1	2,2	97,8	7,0	7,3	88,6	7,0	1,0	2,5	85,7	0,14	556,2	118,1	3429,8	101,0	6,17	85,6
8,01	10,00	0	0,0	97,8	0,0	0,0	88,6		0,0	0,0	85,7		556,2	118,1	3429,8	101,0	6,17	85,6
10,01	15,00	1	2,2	100,0	11,0	11,4	100,0	11,0	5,8	14,3	100,0	0,53	567,2	120,4	3435,6	101,2	6,06	84,0
Сумма и среднее		45	100,0		96,2	100,0		2,14	40,6	100,0		0,42						

в контур рудного тела. Соответствующая сортировка проведена путем применения процедуры выделения рудных интервалов без ограничения некондиционных прослоев по мощности.

Анализируя параметры некондиционных элементарных интервалов, включаемых в контур рудного тела по участку Сухоложский, можно отметить, что при любом варианте бортового содержания мощности таких интервалов не превышают 16–20 м (табл. 3, рис. 4), хотя среди всех некондиционных элементарных интервалов в выборке имеется значительное число и более крупных (см. табл.

1). Число некондиционных интервалов, которые могут быть включены в контур рудного тела, составляет от 40 до 20% от общего их числа по мере роста бортового содержания. Средняя мощность некондиционных прослоев не зависит от бортового лимита и колеблется в пределах 2,0–2,3 м. Целесообразность включения нерудных интервалов большой мощности (>8 м для участков Сухоложский и Северо-Западный и >3–4 м для участка Центральный) в контур рудного тела (при установлении соответствующего лимита на этот параметр) существенно ограничивается наличием обратной корре-

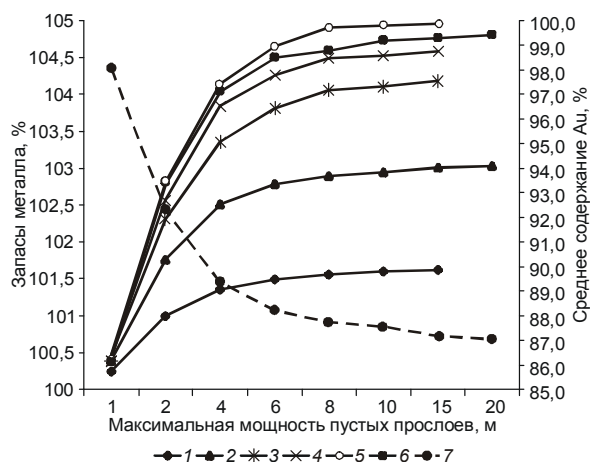


Рис. 4. Относительное изменение запасов металла при увеличении максимальной мощности пустого прослоя, участок Сухоложский:

1 — 0,5, 2 — 1,0, 3 — 1,5, 4 — 2,0, 5 — 2,25, 6 — 3,0%; 7 — среднее содержание, %

ляции между мощностью и содержанием золота в некондиционных интервалах, на что указано выше (см. рис. 1, 2). Поэтому включение их в контур рудного тела приведет к разубоживанию и снижению содержания золота в подсчете запасов без увеличения запасов полезного компонента.

Некондиционные прослои мощностью <8 м на Сухоложском и Северо-Западном и <3–4 м на Центральном участках составляют примерно 85–95%. Включение таких интервалов в рудный контур повлечет за собой снижение качества руды на 7–14%, сократит прерывистость оруденения по мощности и обусловит сплошность рудных тел по простиранию (см. табл. 3, рис. 4).

На основании анализа данных, представленных в табл. 3, возможен выбор значений максимально допустимой мощности пустых или некондиционных прослоев, который должен осуществляться в соответствии с определенными принципами. «Одной из основных задач при детальной разведке месторождений является изучение внутреннего строения тел полезных ископаемых и размещения в их пределах полезных или вредных компонентов. Включение в контур рудных тел прослоев вмещающих пород снижает фактическое содержание полезного компонента, упрощает форму рудного тела и искажает такие важные для разведки характеристики, как изменчивость и прерывистость оруденения, коэффициенты вариации и др. Поэтому с точки зрения геологической характеристики месторождения включение в контур балансовых запасов пустых прослоев всегда нежелательно. Это включение

практически является скрытым разубоживанием. Максимальная допустимая мощность прослоев вмещающих пород, включаемых в контур рудного тела, регламентируется техническими возможностями их селективной выемки или оставления в целых или экономической целесообразностью этой выемки и с этой точки зрения может быть значительной. С другой стороны, эта мощность лимитируется фактическим качеством минерального сырья и его ценностью, с этой точки зрения ее нельзя завышать» [3]. «Завышенная мощность пустого прослоя приводит к неверному упрощению морфологии, снижению разубоживания и неоправданному выбору высокопроизводительных систем обработки» [1]. Следовательно, необходим баланс с геологической, горно-технической и экономической точек зрения, но стремиться нужно к уменьшению этого кондиционного лимита. Такой же подход должен применяться и к выбору минимальной мощности рудного тела.

По совокупности охарактеризованных параметров максимальным для повариантного подсчета запасов месторождения следует считать бортовое содержание 1,5 г/т. Более высокие значения бортового содержания приведут к значительному сокращению запасов руды и золота и сокращению сплошности рудных тел.

Максимальным размером некондиционного прослоя рекомендуется принять: 8 м для участков Сухоложский и Северо-Западный и 3 м для участка Центральный в условиях открытой обработки.

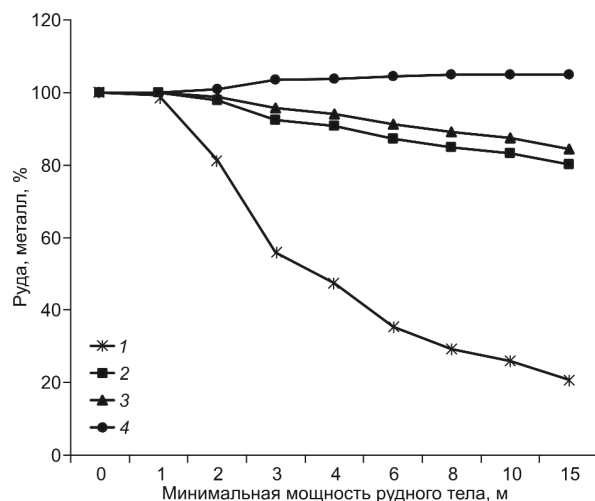


Рис. 5. Изменения запасов по руде и металлу при увеличении минимальной мощности рудного тела (участок Сухоложский, борт 1,5 г/т Au):

1 — число интервалов; 2 — общая мощность (запасы руды); 3 — общий метротоннаж (запасы металла); 4 — среднее содержание Au

4. Изменение параметров оруденения в зависимости от минимальной мощности рудного тела

Минимальная мощность рудного тела, м	Минимальный метрограмм, мг/т	Тип пересечений	Число пересечений		Суммарная мощность		Суммарный метрограмм		Средняя мощность	Линейный метрограмм	Содержание Au
			шт.	%	м	%	мг/т	%			
Участок Сухоложский, борт Au 1,5 г/т, пустой прослой 8 м											
0	0	Все	2760	100,0	24136	100,0	80601	100,0	8,74	29,2	3,34
1	1,5	Включаемые	2739	99,2	24120,8	99,9	80576,7	100,0	8,81	29,4	3,34
		Исключаемые	21	0,8	14,7	0,1	24,5	0,0	0,70	1,2	1,67
2	3	Включаемые	2247	81,4	23628,1	97,9	79607,3	98,8	10,52	35,4	3,37
		Исключаемые	513	18,6	507,4	2,1	993,8	1,2	0,99	1,9	1,96
3	4,5	Включаемые	1542	55,9	22327,2	92,5	77097,2	95,7	14,48	50,0	3,45
		Исключаемые	1218	44,1	1808,4	7,5	3504,0	4,3	1,48	2,9	1,94
4	6	Включаемые	1306	47,3	21903,4	90,8	75891,0	94,2	16,77	58,1	3,46
		Исключаемые	1454	52,7	2232,1	9,2	4710,1	5,8	1,54	3,2	2,11
6	9	Включаемые	979	35,5	21071,7	87,3	73513,6	91,2	21,52	75,1	3,49
		Исключаемые	1781	64,5	3063,8	12,7	7087,6	8,8	1,72	4,0	2,31
8	12	Включаемые	809	29,3	20488,9	84,9	71765,2	89,0	25,33	88,7	3,50
		Исключаемые	1951	70,7	3646,6	15,1	8835,9	11,0	1,87	4,5	2,42
10	15	Включаемые	714	25,9	20114,5	83,3	70496,8	87,5	28,17	98,7	3,50
		Исключаемые	2046	74,1	4021,0	16,7	10104,3	12,5	1,97	4,9	2,51
15	22,5	Включаемые	574	20,8	19374,1	80,3	67946,2	84,3	33,75	118,4	3,51
		Исключаемые	2186	79,2	4761,4	19,7	12655,0	15,7	2,18	5,8	2,66

Анализ параметра минимальной мощности рудного тела для подсчета запасов на месторождении выполнен после выбора максимальных значений бортового содержания и мощности некондиционного прослоя. Используя данные параметры кондиций, авторы оконтурили рудные тела по мощности, после чего произвели статистический подсчет исключаемых и включаемых (подлежащих добыче) пересечений, применяя те или иные значения минимальной мощности рудного тела (табл. 4, рис. 5).

По мере увеличения мощности закономерно улучшается качество руд, увеличивается средняя мощность рудного тела и линейный запас, значительно сокращается число рудных пересечений за счет мелких, низкопродуктивных, запасов руды и несколько меньше — запасы металла.

На участках Сухоложский и Северо-Западный при условии открытой отработки минимальные рабочие мощности могут быть значительными. Использование минимальной рабочей мощности, равной 8 м (такой же, как мощность некондиционного прослоя), в сравнении с вариантом без ее ограничения, позволит сократить число рудных пересечений на 70,7% с уменьшением количества руды на 15,1%, количества металла на 11,0%. При этом средняя мощность рудного тела вырастет на 190% и составит 25,33 м, а качество руды улучшится на 5% и достигнет статистического значения 3,50 г/т. Принципиально те же результаты (с изменением на

3–5%) достигаются при использовании минимальной рабочей мощности 4–6 м. Однако уменьшение минимальной рабочей мощности пропорционально улучшает (остается больше запасов для добычи) и одновременно ухудшает (снижается средняя мощность и качество руды) параметры оруденения, а также неизбежно увеличивает процент разубоживания и негативно влияет на экономические показатели освоения месторождения в сторону удорожания процесса добычи. Увеличение минимальной рабочей мощности не приводит к значительному улучшению показателей рудных тел (средней мощности и среднего содержания), а лишь сокращает запасы.

Подобный уровень изменений в запасах, увеличение мощности рудных тел и качества руды на участке Центральный достигаются при использовании рабочей мощности, равной 3–4 м, при этом число рудных пересечений сокращается на 55–60%. Кроме того, такие значения минимальной мощности рудного тела определяются также природными особенностями, а именно кварцево-жильным характером оруденения в отличие от прожилково-вкрапленного на Сухоложском участке. Забегая вперед, можно сказать, что при проектировании горных работ часть участка Центральный оказалась вовлеченной в контур открытой отработки. Применение единых с соседним Сухоложским участком кондиционных лимитов на мощности пустого прослоя и рудного тела (8 м) исключает Центральный

5. Статистический расчет запасов и прирезок, участок Сухоложский

Статистические данные, полученные оконтуриванием по мощности с учетом пустого прослоя 8 м и минимальной мощности рудного тела 8 м			
Борт Au, г/т	Суммарная мощность, м	Суммарный метротоннаж, мг/т	Содержание Au, г/т
1,50	20337,9	71450,7	3,51
1,25	24316,3	77092,1	3,17
1,00	29409,4	83480,6	2,84
0,90	31808,2	85895,9	2,70
0,80	34797,9	88530,2	2,54
0,60	42413,0	93999,1	2,22
0,50	47281,9	96707,7	2,05
Расчетные данные по запасам, полученные на основании соотношений статистических данных и подсчета запасов			
Борт Au, г/т	Запасы руды, %	Запасы металла, %	Содержание Au, г/т
1,50	43,0	73,9	3,53
1,25	51,4	79,7	3,18
1,00	62,2	86,3	2,85
0,90	67,3	88,8	2,71
0,80	73,6	91,5	2,56
0,60	89,7	97,2	2,23
0,50	100,0	100,0	2,05
Запасы в прирезках и остатках:			
прирезки по отношению к рудным телам при борте 1,5 г/т			
1,25	19,6	7,9	1,42
1,00	44,6	16,8	1,33
0,90	56,4	20,2	1,26
0,80	71,1	23,9	1,19
0,60	108,5	31,6	1,03
0,50	132,5	35,3	0,94
прирезки по отношению к рудным телам при борте 1,25 г/т			
1,00	20,9	8,3	1,26
0,90	30,8	11,4	1,18
0,80	43,1	14,8	1,10
0,60	74,4	21,9	0,94
0,50	94,4	25,4	0,86
прирезки по отношению к рудным телам при борте 1,0 г/т			
0,90	8,2	2,9	1,01
0,80	18,3	6,0	0,94
0,60	44,2	12,6	0,81
0,50	60,8	15,8	0,74
остатки по отношению к рудным телам при борте 0,5 г/т			
1,50	57,0	26,1	0,94
1,25	48,6	20,3	0,86
1,00	37,8	13,7	0,74
0,90	32,7	11,2	0,70
0,80	26,4	8,5	0,66
0,60	10,3	2,8	0,56

участок из технико-экономической оценки, так как остается только 16% рудных интервалов и они не увязываются в пространстве, вследствие чего авторы сочли необходимым использовать для него другие кондиционные параметры, несмотря на единый карьер.

Статистические оценки запасов при разных значениях кондиционных лимитов и прогнозные показатели кондиционных лимитов для повариантного подсчета запасов при условиях от-

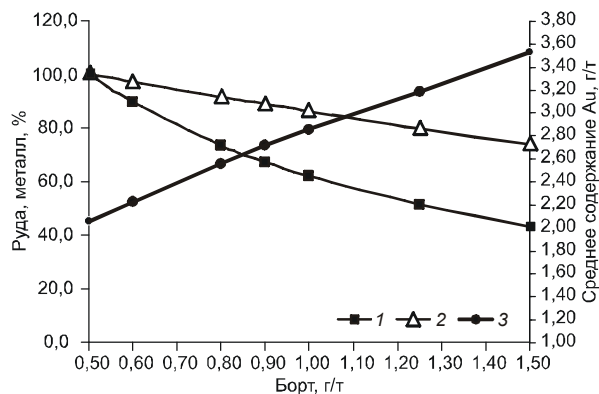


Рис. 6. Изменение запасов руды, металла и среднего содержания золота в зависимости от бортовых содержаний:

1 — руда; 2 — металл; 3 — содержание золота

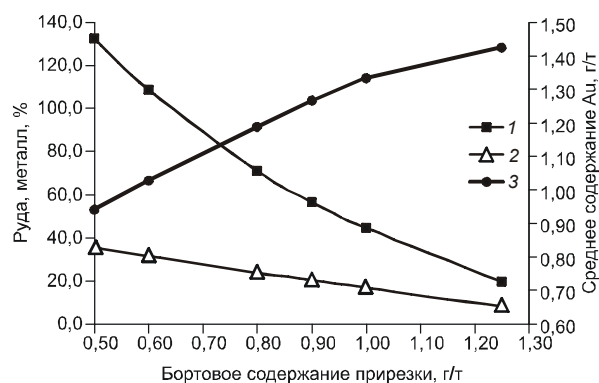


Рис. 7. Изменение запасов руды, металла и среднего содержания золота в прирезке по отношению к руде с бортовым содержанием 1,5 г/т Au при различных бортовых содержаниях:

усл. обозн см. рис. 6

крытой обработки. Используя полученные по результатам статистического анализа параметры максимальной мощности пустого прослоя и минимальной мощности рудного тела, авторы произвели оконтуривание рудных тел по мощности на участке Сухоложский при различных бортовых содержаниях. Преследовалась цель прогнозной оценки запасов руды, металла и среднего содержания золота на основании соотношений суммарной мощности рудных тел, суммарного метротоннажа и данных подсчета запасов (табл. 5, рис. 6, 7, 8). На рис. 6 видно, что изменения запасов руды, металла и среднего содержания могут быть аппроксимированы простыми функциями линейного типа или полиномами небольшой степени, что говорит о возможности достоверного прогноза.

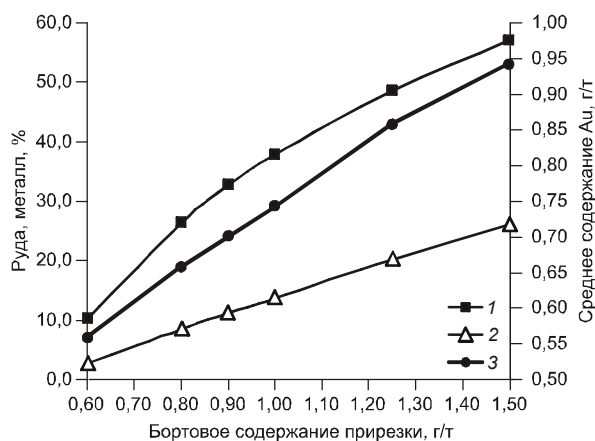


Рис. 8. Изменение запасов руды, металла и среднего содержания золота в остатках по отношению к руде с бортовым содержанием 0,5 г/т Au при различных бортовых содержаниях:

усл. обозн см. рис. 6

Статистически оцененные запасы позволили, в свою очередь, определиться с выбором вариантов бортового содержания золота для повариантного подсчета запасов. Как уже отмечалось выше, в качестве максимального значения бортового содержания рекомендуется выбрать 1,5 г/т.

Наименьшее значение бортового содержания для более или менее достоверного оконтуривания запасов должно составлять 0,5 г/т Au. Выбор минимального значения бортового содержания Au 0,5 г/т основан на возможности оконтуривания рудных тел полностью (по мощности, вкрест простирания) и учета, таким образом, запасов слабозолотоносных бедных руд, разработка которых может быть экономически целесообразна. Оконтуривание рудных тел по меньшему бортовому содержанию, например по 0,4 г/т Au, по статистической оценке увеличит запасы руд на 13,5%, запасы металла на 3%, а качество руд снизится на 10% (1,85 г/т против 2,05 г/т). Число неполных пересечений при этом увеличится на 45%, что снизит достоверность оконтуривания рудных тел в 1,5 раза, а в контур рудного тела будет привлечена руда, которая, скорее всего, полностью попадет в хвосты обогащения (по технологическим исследованиям прошлых лет). Кроме того, фактором, ограничивающим чрезмерное снижение бортового содержания для достоверного подсчета запасов балансовых руд, является представительность анализов и достоверность кернового опробования.

Выбор промежуточных вариантов проводился с учетом плавного изменения запасов и содержания полезного компонента по бортовым содержаниям.

Авторы проанализировали использование еще двух значений бортового содержания — 0,9 и 1,2 г/т Au, равномерно распределенных между значениями 0,5 и 1,5 г/т. Выбор значения 0,9 г/т обусловлен характеристикой прирезки по отношению к контурам по 0,5 г/т и анализом контуров рудных тел в нескольких разрезах, позволивших установить геометрию этой прирезки. Контур рудного тела при бортовом содержании 0,9 г/т совпадает с контуром при 0,5 г/т, образуя прирезку в виде протяженных на несколько разрезов по простиранию и на большую глубину по падению линейно вытянутых тел. Меньшие значения бортового содержания, например 0,8 г/т, дают контур рудного тела, часто совпадающий с контуром при 0,5 г/т. Поэтому прирезка приобретает вид отдельно расположенных, оторванных друг от друга линз, находящихся на одном разрезе и на одной–трех скважинах, что снизит при подсчете запасов их категорию разведанности и достоверность оценки. Выбор значения 1,2 г/т, как одного из вариантов подсчета запасов, обусловлен тем, что оно является средним по отношению к 1,5 и 0,9 г/т. В целом выбор вариантов бортового содержания отвечает требованиям о том, что различия в запасах руды по выбранным вариантам не должны составлять <10%.

На основании проведенных статистических анализов данных разведочного опробования были установлены следующие прогнозные кондиционные параметры для повариантного подсчета запасов в условиях открытой отработки:

для Сухоложского и Северо-Западного участков варианты бортового содержания Au — 1,5, 1,2, 0,9, 0,5 г/т, максимальная мощность пустого или некондиционного прослоя, включаемого в контур рудного тела, — 8 м, минимальная мощность рудного тела — 8 м;

для Центрального участка варианты бортового содержания Au — 1,5, 1,2, 0,9, 0,5 г/т, максимальная мощность пустого или некондиционного прослоя, включаемого в контур рудного тела — 3 м, минимальная мощность рудного тела — 3 м.

Рекомендуемые варианты параметров кондиций для подземного способа отработки на основании статистического анализа. По результатам проектирования открытых горных работ на трех участках месторождения выделены руды, предназначенные для отработки подземным способом (рис. 9):

участок Северо-Западный, запасы на западном фланге проектного карьера между буровыми профилями $-57 \div -17$;

участок Сухоложский, запасы ниже дна карьера между буровыми профилями $-17 \div +17$;

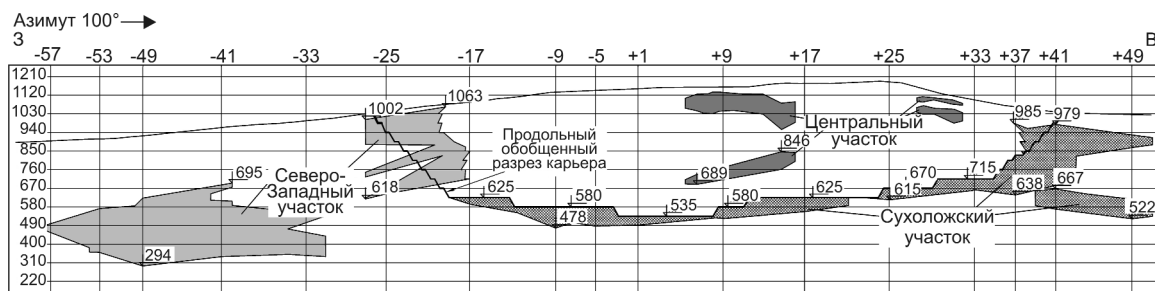


Рис. 9. Схема положения запасов при борте 1,5 г/т Au для подземной отработки в проекции на продольную вертикальную плоскость

участки Сухоложский (запасы в борту проектного карьера на восточном фланге между буровыми профилями +25÷+49) и Центральный (запасы в южном борту проектного карьера в районе бурового профиля +9 и +29 на абсолютных отметках 650–850 м).

Запасы Центрального участка, отображенные на рис. 9, располагаются практически на границе южного борта карьера. Кондиционные параметры, выбранные для повариантного подсчета запасов участка в условиях открытой отработки (максимальная мощность пустого прослоя и минимальная мощность рудного тела 3 м), соответствуют геологическим характеристикам рудных тел и отвечают горно-техническим параметрам подземной отработки, поэтому для него статистический анализ не проводился.

Данные опробования, характеризующие участки, были выделены в отдельную базу данных и статистически проанализированы для выявления оптимальных кондиционных параметров, необходимых при повариантном подсчете запасов в условиях подземной отработки. Всего в статистическом анализе и последующем повариантном подсчете запасов использовано: 9939 проб по участку Сухоложский и 7542 пробы по участку Северо-Западный.

Статистический анализ методически проводился, как и для условий открытой отработки, при различных бортовых содержаниях Au 0,5, 0,9, 1,2, 1,5, 1,8, 2,0 (2,1) г/т отдельно для каждого участка. Результаты распределения параметров некондиционных интервалов по классам мощности, а также динамика изменения параметров оруденения при использовании той или иной максимальной мощности пустого прослоя для обоих участков оказались схожими.

Некондиционные или пустые интервалы мощностью до 2 м, попадая в контур рудного тела, приводят к увеличению запасов руды на 6–8%, запасов металла на 1–2% и ухудшению качества руды на 4–6%. Если в расчетах ограничить максимальную

мощность пустых прослоев указанной величиной, то большое число разрозненных рудных пересечений в скважинах не поддается увязке без коэффициента рудоносности по мощности рудного тела при любом бортовом содержании. Увеличение этого параметра до 3 м не меняет картины. Класс мощности интервалов от 2 до 3 м практически отсутствует. Это связано с особенностями опробования участков Сухоложский и Северо-Западный для проектирования подземной отработки. Практически все пробы имеют длину 2 м. Наиболее оптимальным значением максимальной мощности пустого прослоя авторы считают 4 м. Включение пустых прослоев мощностью до 4 м в контур рудного тела ухудшает качество руды в среднем на 7–8%, запасы руды увеличиваются на 10–12%, а металла — на 2–3%. При этом строение рудных тел в разрезах становится более выдержанным. Их можно оконтуривать по простиранию и падению без коэффициента рудоносности по мощности при высоких значениях бортового содержания Au (1,5, 1,8 г/т). По результатам статистического анализа использование максимальной мощности пустого прослоя >4 м не рационально. Во-первых, таких интервалов мало (3–5%), во-вторых, горно-технические параметры отработки их запасов подземным способом нецелесообразны из-за низких содержаний золота, что приводит к значительному снижению содержания золота в рудном теле.

Анализ параметра минимальной мощности, как и в случае мощности пустого прослоя, обнаружил сходство между Сухоложским и Северо-Западным участками.

При выборе больших значений минимальной мощности рудных тел (4 м и более) значительно сокращается число рудных интервалов, что приводит на рассматриваемых частях месторождения к снижению сплошности рудных тел и, соответственно, запасов руды и металла. Это было выявлено при анализе авторами разрезов и планов. Рудные тела распадаются на отдельные линзы, не увязываются по простиранию и падению, располагаются на 1–2

скважинах и 1–2 разрезах, хотя статистически обладают улучшенными качественными характеристиками. Снижение минимальной мощности рудного тела до 3 м — оптимальный вариант данного кондиционного параметра, при котором сохраняется сплошность рудных тел. В отличие от случая с пустыми прослоями, где величина 3 м не оказывает никакого влияния на характеристику рудных тел, такое значение параметра минимальной мощности рудного тела больше влияет не на саму мощность рудного тела в пересечениях, а на величину содержания золота и метрограмма, т.е. определяет уровень золотоносности рудных пересечений. Рудные пересечения мощностью от 2 до 3 м, как и пустые интервалы, практически отсутствуют, но выбор данного значения позволяет включить в контур рудного тела большое количество рудных пересечений мощностью 2 м, обладающих достаточной золотоносностью (величиной метрограмма), которые при минимальной рабочей мощности 4 м и более становятся некондиционными, превращая рудные тела в отдельные линзы. Поскольку при минимальной рабочей мощности, равной 3 м, достигается достаточная сплошность рудных тел, дальнейшее уменьшение этого кондиционного параметра нерационально, так как приводит к значительному ухудшению ка-

чества руды при незначительном увеличении запасов.

Резюмируя описанные исследования, можно рекомендовать следующие кондиционные параметры для повариантного подсчета запасов, отрабатываемых подземным способом:

максимальная мощность некондиционных интервалов или прослоев пустых пород, включаемых в контур рудного тела, — 4 м;

минимальная мощность рудного тела — 3 м.

Варианты бортовых содержаний могут быть использованы такие же, как и для повариантного подсчета запасов, предназначенных для открытой отработки (0,5, 0,9, 1,2, 1,5 г/т).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Викентьев В.А., Карпенко И.А., Шумилин М.В.* Экспертиза подсчетов запасов рудных месторождений. — М.: Недра, 1988.
2. *Приложение 44 к распоряжению МПР России от 05.06.2007 № 37-р.* Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев). — М.: ГКЗ МПР России, 2007.
3. *Прокофьев А.П.* Основы поисков и разведки месторождений твердых полезных ископаемых. — М.: Недра, 1973.

УДК 553.411.048 (571.53)

© И.А.Карпенко, Д.А.Куликов, А.А.Черемисин, 2008

ПОВАРИАНТНЫЙ ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ ДЛЯ ТЭО ОСВОЕНИЯ И КОНДИЦИЙ ПО МЕСТОРОЖДЕНИЮ СУХОЙ ЛОГ И НАПРАВЛЕНИЯ ЕГО ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ

И.А.Карпенко, Д.А.Куликов, А.А.Черемисин (ЦНИГРИ Роснедра МПР России)

Повариантный подсчет запасов осуществлен для выбора оптимальных вариантов отработки месторождения Сухой Лог и обоснования применительно к ним рациональных кондиций по условиям отработки (открытым – подземным способами) и методам переработки руд (без применения и с применением предварительного обогащения при флотационной сепарации (ФМС)).

Разведка месторождения проводилась в основном бурением, в подчиненном объеме — канавами и шурфами по разведочным линиям, ориентированным по азимуту 8–12° через 50–100 (200) м. Для оценки достоверности рядового опробования, отбора технологических проб, изучения локальных факторов распределения золота и оценки сплошности рудных тел пройдены горизонтальные подзем-

ные горные выработки (штольни 1 и 2), характеризующие восточную (штольня 2) и западную части Сухоложского участка на горизонте ~1030 м, не участвующие в подсчете запасов.

Сеть разведочных выработок на участке Сухоложский составила 50×50 и 100×50 (100) м, на участках Центральный и Западный — 100×100 (200) м. Плотность сети скважин на северо-западном фланге месторождения (участок Северо-Западный) — (400–200)×100 м.

При создании электронной базы данных рядового опробования для повариантного подсчета запасов по участку Сухоложский всего учтено 78 892 пробы в 700 выработках, из них 14 по канавам, 686 по скважинам в 42 разведочных линиях от –17 до +49. По участку Северо-Западный учтено 7542 пробы по 63 скважинам, по участку Центральный в буровых профилях 42р–24р — 10 751 проба по 106 выработкам, из них 18 канав, 9 наклонных шурфов, 4 мелких шурфа, 75 скважин.

Создание базы данных осуществлялось по первичной геологической документации и в несколько последовательно сменяющих друг друга этапов. Проводилась разработка требований к структуре базы данных, последовательности действий и порядку перевода первичной документации в электронный вид; создавались электронные цифровые и графические базы данных; выполнялись проверка электронной базы данных, ее исправление и дополнение. Цифровая база данных состояла из трех таблиц, отражающих результаты рядового опробования, координаты устьев скважин, инклинометрию скважин.

При создании электронной графической базы данных использовались графические приложения отчетов 1977–1992 гг., состоящие из геолого-подсчетных планов и разрезов, топоосновы, геологических, гидрогеологических, инженерно-геологических карт, карт фактического материала и других приложений различного масштаба.

В результате перевода первичной геологической информации в электронный вид в целом по состоянию на 01.06. 07 г. были учтены: в табл. 1 — 102 502 пробы из 943 выработок; в табл. 2 — координаты устьев 938 выработок; в табл. 3 — 20 060 замеров инклинометрии. Отсканировано более 150 бумажных графических приложений форматов А0 и А1.

Созданные базы данных использовались для выполнения следующих этапов подсчета запасов: статистический анализ данных для выявления оптимальных кондиционных параметров при повариантном подсчете запасов; оконтуривание по мощности рудных тел, создание трехмерной векторной

1. Кондиции для повариантного подсчета запасов

Параметры	Способы отработки	
	открытый	подземный
Варианты бортовых содержаний Au, г/т	0,5, 0,9, 1,2, 1,5	0,5, 0,9, 1,2, 1,5, 1,8
Минимальная мощность рудного тела, м: участки Сухоложский и Северо-Западный	8	3
	участок Центральный	3
Максимальная мощность прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в контур рудного тела, м: участки Сухоложский и Северо-Западный	8	4
	участок Центральный	3

графической модели опробования, построение отчетной графической и табличной документации, отражающей этапы и результаты подсчета запасов. Все перечисленные виды работ осуществлялись автоматизированно или полуавтоматизированно с применением специально разработанных программных модулей в среде программ Access и AutoCAD.

С учетом особенностей геологического строения и распределения золоторудной минерализации на месторождении Сухой Лог выделяется оруденение Главной рудной зоны (ГРЗ), приуроченной к области осевой плоскости антиклинальной складки, контролирующей положение всего месторождения, а также оруденение висячего и лежачего боков этой складки. В распределении золотоносной минерализации отчетливо выражена зональность — повышенные (3–4 г/т Au) до высоких (7–10 г/т Au) содержания сосредоточены в центральной осевой части складки, а бедные до убогих — на крыльях. Практически все (99%) балансовые запасы локализованы в Главной рудной зоне, в крыльях складки — оставшиеся балансовые запасы (1% в лежачем боку на Центральном участке) и все забалансовые, в которых опробованием выделяются отдельные интервалы кондиционных руд. Для повариантного подсчета использовались следующие кондиции (табл. 1).

Установленное при интерпретации данных опробования зональное распределение золоторудной минерализации в пространстве позволило выделить рядовые – бедные – убогие сорта руд, отвечающие этой зональности. Согласно кондициям и геологической позиции к рядовым отнесены руды, расположенные преимущественно в осевой части антиклинальной складки, отвечающие бортовому

содержанию $Au \geq 0,5, \geq 0,9, \geq 1,2, \geq 1,5$ г/т по каждому варианту кондиций соответственно. Руды между бортовым содержанием $Au 0,5-0,9$ г/т и, соответственно, $0,5-1,2, 0,5-1,5$ г/т рассматриваются как бедные. Руды, оконтуренные по бортовому содержанию $Au 0,2$ г/т (до $0,5$ г/т), слагающие внешнюю золотоносную зону (крылья складки), интерпретируются как убогие.

Решение о введении бортового содержания $Au 0,2$ г/т для оконтуривания принято после получения результатов технологических испытаний методом ФМС, показавших, что содержание Au в хвостах ФМС при переработке руд с низкими содержаниями ($0,4-0,6$ г/т Au) не превышает $0,2$ г/т, опускаясь до $0,15$ г/т в отдельных опытах. Полученные результаты технологических испытаний позволяют поставить вопрос о вовлечении в переработку руд с низкими содержаниями ($0,7-0,2$ г/т Au), попутно добытых при отработке основных запасов открытым способом.

Распределение золота на месторождении зональное, выражающееся в последовательном снижении содержаний Au от осевой части антиклинальной складки к крыльям. Динамика этого тренда носит прерывистый пульсирующий характер. На общем фоне содержаний соответствующего сорта руд встречаются пустые или отдельные интервалы с содержаниями, значительно (в 4–5 до 10 раз) превышающими окружающий уровень (рис. 1). Интервалы, как правило, маломощные (первые метры), незакономерно рассредоточены в объеме соответствующего сорта руд. Тем не менее, они типичны и встречаются повсеместно. Исходя из этого, на месторождении авторами намечена определенная иерархия в строении рудного тела:

элементарный интервал (кондиционный и некондиционный) — группы смежных проб. При содержании в них Au выше бортового группы отнесены к элементарным кондиционным интервалам, а разделяющие их группы смежных проб с содержанием ниже бортового — к элементарным некондиционным;

единичный интервал (рудный или безрудный). Группа элементарных кондиционных интервалов в одной линии опробования, объединенных в соответствии с кондиционными условиями и методикой оконтуривания рудных тел по мощности, отнесены к единичному рудному интервалу. Интервалы опробования, располагающиеся между единичными рудными в одной линии опробования, названы «безрудными единичными интервалами»;

пересечение рудного тела — группа рудных и безрудных единичных интервалов в одной линии опробования, объединенных внешним контуром

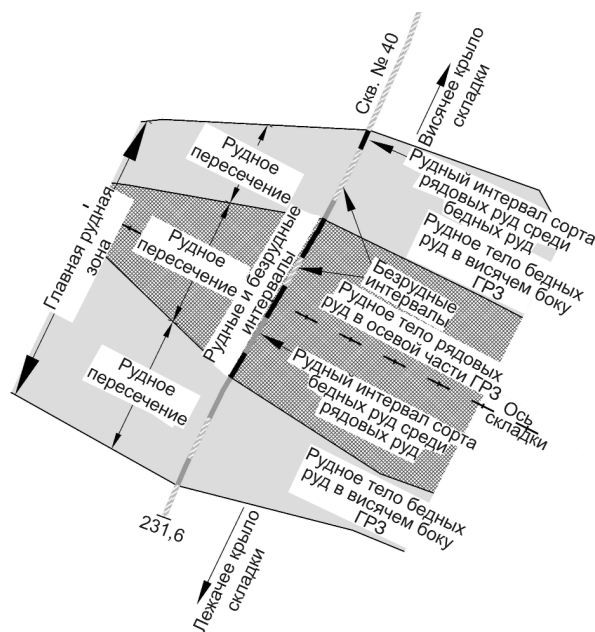


Рис. 1. Схема строения Главной рудной зоны

рудного тела. Пересечению рудного тела свойствен коэффициент рудоносности по мощности;

сечение рудного тела — группа пересечений в одном разрезе.

Методика повариантного подсчета запасов для проектирования открытой отработки. Повариантный подсчет запасов рядовых и бедных руд в Главной рудной зоне Сухоложского участка и рудной зоне Центрального участка выполнен способом вертикальных параллельных сечений (разрезов).

При выборе способа подсчета запасов учитывались следующие геологические особенности месторождения и методики разведки:

- значительная мощность основных рудных тел;
- субпараллельное пологое залегание, линзовидная и пластообразная формы рудных тел;
- разведка наклонными скважинами, расположенными в плоскости поперечных пространств рудных тел разведочных линий;

- наличие перемежающихся рудных и безрудных прослоев в пересечениях скважинами (прерывистое распределение оруденения по мощности);

- сравнительно равномерная разведочная сеть при закономерном искривлении скважин в пространстве.

Этим условиям в наибольшей степени отвечает способ вертикальных сечений.

Рудные тела отображаются на геолого-подсчетных разрезах, погоризонтных планах, вертикальных продольных разрезах, вертикальных и горизонтальных проекциях, которые позволяют уточ-

нить морфологию рудных тел, произвести их увязку, разделить рудное тело на геологические блоки, а в последних выделить однородные подсчетные блоки в соответствии с параметрами оруденения и степенью разведанности. Подсчетные блоки опираются на несколько сечений (разрезов).

Выделение рудных интервалов проводилось на основании исходных данных, представленных в базе данных. Вначале по бортовому содержанию Au в базе данных отмечались кондиционные и некондиционные пробы. Группам смежных кондиционных или некондиционных проб присваивались порядковые номера элементарных кондиционных и некондиционных интервалов. Рудные интервалы по линиям опробования выделялись с использованием информации по элементарным интервалам при помощи программно-методического обеспечения на основании заданных кондиционных лимитов (бортowego содержания Au, максимальной мощности прослоя пустых пород или некондиционных руд, включаемых в контур рудного тела, минимальной рабочей мощности).

Оконтуривание рудных тел участков месторождения Сухой Лог выполнено на основе данных по формированию рудных интервалов, с учетом зональности золотого оруденения, литологических и структурных факторов, позиции рудной зоны, выделяемой по насыщенности кварц-сульфидными прожилками. Внешний контур рудного тела проводился по крайним в пересечении рудным интервалам, включаемым в рудное тело. В контур подсчета запасов входили безрудные интервалы «пустых» (слабоминерализованных) пород, располагающиеся между рудными интервалами, мощностью, превышающей кондиции для прослоев пустых пород. Рудные интервалы рядовых руд, удаленные на большое расстояние от рудного пересечения и не укладываемые в позицию рудного тела, входили в контур бедных руд. При подсчете запасов их доля среди этих руд определялась коэффициентом рудоносности (см. рис. 1). Примерным критерием «большого» расстояния служила мощность бедного или пустого отделяющего интервала, в 1,5 и более раз превышающая мощность удаленного интервала рядовых руд.

Разрозненные на большое расстояние рудные интервалы характерны для фланговых частей рудных тел, где они разбиваются на отдельные линзы, иногда прослеживаемые на сотни метров от основного рудного тела, или образуют самостоятельные линзовидные тела в кровле или подошве основного рудного тела (рис. 2).

На южном фланге месторождения Сухой Лог рудные тела участка Центральный залегают на нес-

кольких стратифицированных уровнях в пределах единой рудной зоны. Такое же строение имеет минерализованная зона участка Северо-Западный. В ее пределах выделено три рудных тела, расположенных на трех параллельных уровнях.

Выделение однородных геологических блоков. Основные запасы золота (>95%) на месторождении Сухой Лог сосредоточены в трех крупных рудных телах, в том числе >80% из них в одном рудном теле, отработка которого намечается открытым способом. Остальные ~20% запасов расположены в двух рудных телах Северо-Западного участка, намеченного для подземной отработки. Рудные тела имеют очень крупные размеры (протяженность по простиранию до 2,5 км, по падению до 1,5 км) и содержат десятки – первые сотни миллионов тонн запасов руды.

Строение рудных тел ГРЗ характеризуется определенной неоднородностью, наиболее отчетливо выраженной по падению рудного тела. Неоднородность выражается в изменении мощности, сплошности (коэффициент рудоносности) и содержания золота и контролируется литологическим составом рудовмещающей толщи, наличием зоны смятия. В пределах зоны смятия неоднородность параметров рудного тела зависит от склонения осей замков пачек пород хомолхинской (рудовмещающей) свиты. В разрезах иногда намечаются закономерные ступенчатые изгибы рудного тела, обусловленные чередованием более длинных (до 450 м) пологих и более наклонных обычно коротких (100–150 м) участков. Кроме того, рудные тела характеризуются различной сетью опробования — более густой в приповерхностной и центральной частях и редкой — в глубинных частях месторождения.

Учитывая указанные неоднородности, в пределах крупных рудных тел по совокупности перечисленных признаков (мощности, содержанию золота, коэффициенту рудоносности, степени разведанности) выделены однородные геологические блоки. В наиболее крупном рудном теле 3 Сухоложского участка выделены семь таких блоков, каждый из которых протягивается на всю длину рудного тела при ширине от 150–200 м до 300–450 м (рис. 3).

Экстраполяция рудного контура по простиранию за пределами краевых разведочных линий для категорий запасов C_1 и C_2 на восточном или западном флангах какого-либо участка проводилась на расстоянии 50 м при мощности рудного тела в последнем разрезе от 1 до 10 м, 100 м при мощности 10–50 м, 200 м при мощности >50 м. При выклинивании по простиранию геологического блока внутри участка он экстраполировался на все расстояние между разведочными линиями.

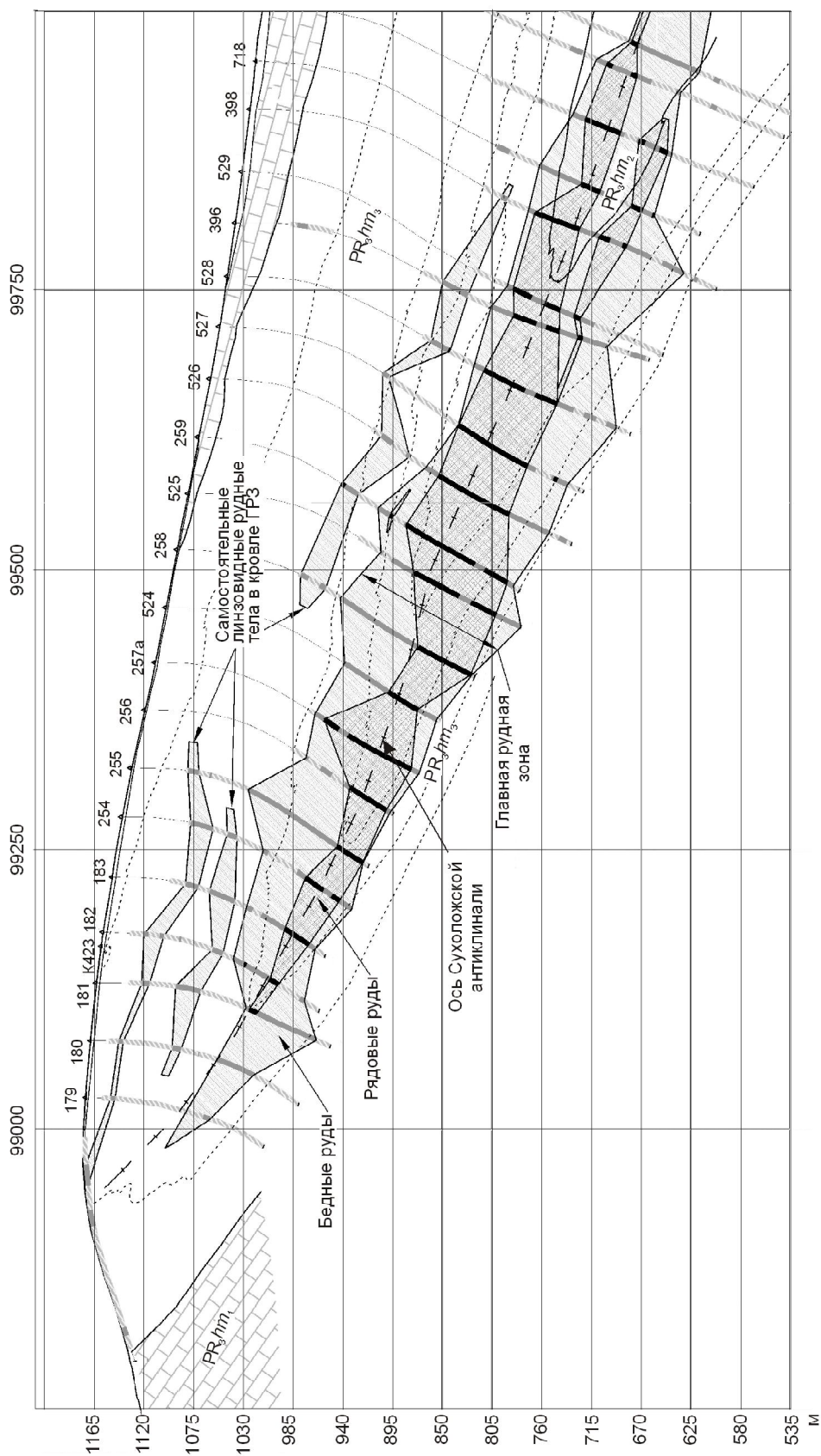


Рис. 2. Схематический разрез по разведочной линии +13

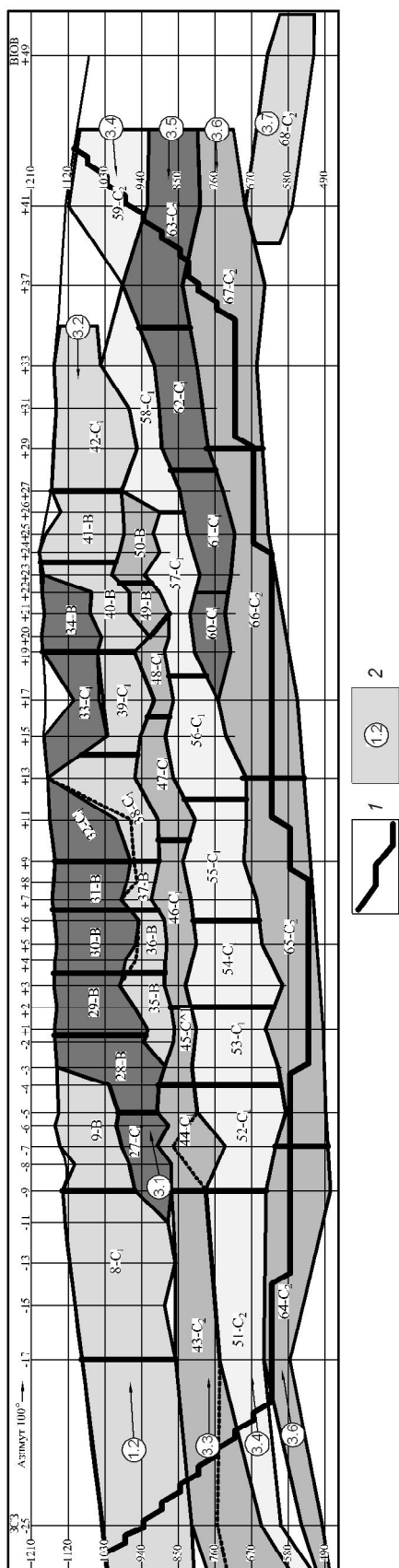


Рис. 3. Продольная вертикальная проекция участка Сухоложский (основные рудные тела 1 и 3, борг Au 0,5 г/т):

1 — продольный обобщенный разрез карьера; 2 — номера геологических блоков

Экстраполяция рудного контура по падению, кроме геологического блока 3.6, составляла половину расстояния между соседними скважинами по форме рисовки рудного тела в геолого-подсчетном разрезе. Экстраполяция северной границы геологического блока 3.6 и границ геологического блока 3.7, представляющих собой самую нижнюю по падению часть рудного тела 3, проведена с учетом указанной выше зависимости экстраполяции от его мощности в «длинных», наиболее полно характеризующих разрез рудного тела разведочных линиях, максимально вскрывающих рудное тело. Экстраполяция рудного контура запасов категории В не допускалась.

Выделение геологических блоков рассматривается авторами как подготовительный этап для более обоснованного выделения подсчетных блоков.

Выделение подсчетных блоков. В контурах рудных тел и геологических блоков выделяются подсчетные блоки, запасы которых не превышают объем годовой производительности проектируемого ГОКа. При их выделении более детально учитывались одинаковая степень разведанности участков рудных тел, примерно одинаковая степень их сложности, близкие содержания золота, мощности и коэффициенты рудоносности рудных пересечений, включаемых в блок.

Коэффициент рудоносности. В некоторых пересечениях рудных тел отмечается прерывистое распределение оруденения, когда рудные интервалы разобщены безрудными или некондиционными промежутками, увязка которых в соседних скважинах (разрезах) неоднозначна, поэтому их доля в подсчете учитывалась при помощи коэффициента рудоносности.

Коэффициент рудоносности внутри подсчетного контура определялся как отношение суммы длин соответствующей группы интервалов (рядовых, бедных руд или пустых пород) к суммарной мощности пересечений рудного тела. В частном случае пересечение может быть представлено одним рудным интервалом соответствующего сорта руд, тогда коэффициент рудоносности пересечения принимался за единицу.

Расчет средних параметров по пересечениям и подсчетным блокам. После выделения рудных интервалов, проведения границ геологических и подсчетных блоков, рудным интервалам и прослоям присваивались идентификаторы по номеру блока и рудного тела. На основании этой информации рассчитывались параметры по сквозным пересечениям рудных тел в скважинах, затем по пересечениям производился расчет параметров по подсчетным блокам. Как по пересечениям, так и по блокам

выполнялись расчеты следующих параметров: число интервалов и пересечений, суммарной мощности, суммарного метрограмма, средней мощности единичного пересечения и интервала, среднего содержания Au, коэффициента рудоносности. Эти подсчеты производились по четырем вариантам: в целом по пересечению или блоку, по сортам руд — рядовой, бедной и некондиционным прослоям (табл. 2).

Влияние ураганных проб на среднее содержание полезного компонента и запасы металла. Текстурно-структурные особенности руд месторождения Сухой Лог, выражающиеся в широком развитии пожилковой минерализации, создают предпосылки для появления проб и интервалов с высокими и очень высокими содержаниями золота на фоне низких или нулевых. Повсеместное развитие прожилковых текстур в границах рудной зоны обуславливает систематический характер появления высоких содержаний. Поэтому оценка среднего содержания золота в подсчетных блоках, расположенных в контуре рудной зоны с учетом ограничения влияния проб с высокими содержаниями, может носить лишь страховочный характер и выполняться статистически. Процедура такой оценки изложена ниже.

Авторы выявляли «ураганные» пробы для подсчетного блока как минимального элемента запаса металла. Методика выявления и ограничения «ураганных» содержаний сводилась к следующему. Проба, характеризующаяся высоким содержанием золота, оценивалась по степени влияния на среднее содержание в блоке. Если среднее содержание в блоке снижалось более, чем на 20% при ее исключении из расчета, а блок охарактеризован 15 и более пробами (П.Л.Каллистов, 1956), то такое высокое содержание золота считалось «ураганным». В этом случае оно ограничивалось (уменьшалось) до значения, влияние которого на среднее по блоку составляло бы ровно 20% с сохранением полной длины пробы в подсчете.

По участку Сухоложский при бортовом содержании 1,5 г/т Au выявлено и ограничено четыре случая ураганных содержаний в пробах в подсчетных блоках 3-С₂, 13-С₁, 64-С₂, 67-С₂. Например, в блоке 3-С₂ имеется одна проба с высоким содержанием (22,2 г/т Au); блок охарактеризован 21 пробой и среднее содержание в нем без ограничения ураганных составляет 3,44 г/т Au. При исключении данной пробы среднее содержание по блоку составит 2,35 г/т Au, а при ограничении ураганного значения в пробе (с 22,2 до 11,35 г/т Au) — 2,82 г/т. Это приведет к уменьшению запасов золота с 326,3 до 267,3 кг, т.е. на 59,04 кг, или на 22,09% по отношению к блоку. В итоге по участку в целом запасы

уменьшатся на 623,43 кг (при борте 0,5 г/т Au) и до 5580,31 кг (при борте 1,5 г/т Au), или на 0,03–0,47%, а среднее содержание остается практически неизменным.

По участку Центральный уменьшение в запасах золота при ограничении ураганных содержаний сопровождается снижением бортового содержания от 0,93% (при борте 1,5 г/т Au) до 8,32% (при борте 0,5 г/т Au). То же происходит со средним содержанием золота по участку — различия составляют от 0,07 г/т (борт 1,5 и 1,2 г/т Au) до 0,022–0,027 г/т (борт 0,9 и 0,5 г/т Au).

По участку Северо-Западный выявлен всего один случай ураганного содержания, он повторяется при борте 1,5 и 1,2 г/т Au. При бортовых содержаниях 0,9 и 0,5 г/т случаев ураганного содержания не выявлено.

Выполненный анализ показывает, что ураганные содержания на участках месторождения Сухой Лог присутствуют в ограниченном количестве, относятся к небольшим по размерам слабо разведанным блокам категории С₂ и Р₁ и не оказывают принципиального влияния на оценку среднего содержания Au и запасов золота по участкам месторождения.

Расчет объемов подсчетных блоков Главной рудной зоны производился традиционным способом, который применяется при подсчете запасов методом вертикальных параллельных сечений (разрезов). Рассчитанный объем дает общую (валовую) характеристику размеров подсчетных блоков. Объем определенного сорта руды (рядовой, бедной, убогой и пустой породы) в каждом подсчетном блоке рассчитывался через общий объем блока и соответствующий сорту коэффициент рудоносности.

Вначале рассчитывались частные объемы блоков, располагающиеся между смежными разведочными линиями (разрезами). При наиболее простом случае, когда контуры одного подсчетного блока имелись на обоих соседних разрезах, частный объем рассчитывался по формуле призмы при различии площадей одного и другого контуров <40% или по формуле усеченной пирамиды при различии >40% с использованием расстояния между разрезами в качестве высоты геометрической фигуры.

Когда рудное тело и подсчетный блок выклинивались, то для расчета частного объема использовалась формула клина или конуса в зависимости от формы выклинивания, определенной по разрезам и планам. В качестве высоты геометрической фигуры использовалось расстояние между последним разрезом, отражающим сечение блока, и смежным с ним разрезом, в котором этот подсчетный блок отсутствовал, или расстояние экстраполяции. Зача-

2. Расчет параметров по подсчетным блокам рядовой руды (богат Au 1,5 г/т)

<i>GB BL</i>	<i>CAT</i>	<i>PRF</i>	<i>SKU'</i>	Отметки, м		Суммарная мощность, м						Суммарный метрограмм, мг/т						Средняя мощность, м						Среднее содержание Au, г/т						Коэффициент рудоносности, отн. ед.	
				от	до	<i>Mo</i>	<i>Mr</i>	<i>Mb</i>	<i>Mr</i>	<i>Mo</i>	<i>MCr</i>	<i>MCb</i>	<i>MCp</i>	<i>mo</i>	<i>mr</i>	<i>mb</i>	<i>mp</i>	<i>Co</i>	<i>Cr</i>	<i>Cb</i>	<i>Cp</i>	<i>Kr</i>	<i>Kb</i>	<i>Kp</i>							
3.1.34	B	19	546	62,0	66,0	1	4,00	4,00	17,80	17,80	17,80	17,80	4,00	4,00	4,00	4,45	4,45	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00								
3.1.34	B	19	547	84,0	102,0	1	18,00	18,00	56,40	56,40	56,40	18,00	18,00	18,00	3,13	3,13	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.1.34	B	19	548	114,0	142,0	1	28,00	28,00	138,00	138,00	138,00	28,00	28,00	28,00	4,93	4,93	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.1.34	B	20	861	92,0	112,0	1	20,00	20,00	168,80	168,80	168,80	20,00	20,00	20,00	8,44	8,44	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.1.34	B	20	862	124,0	134,0	1	10,00	10,00	71,40	71,40	71,40	10,00	10,00	10,00	7,14	7,14	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.1.34	B	20	863	118,0	143,0	1	25,00	25,00	98,00	98,00	98,00	25,00	25,00	25,00	3,92	3,92	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.1.34	B	21	565	80,0	108,0	2	28,00	10,00	18,00	59,40	45,80	13,60	28,00	10,00	18,00	2,12	4,58	0,76	0,36	0,64	0,36	0,64	0,00								
3.1.34	B	21	566	114,0	142,0	2	28,00	18,00	10,00	106,00	102,80	3,20	28,00	18,00	10,00	3,79	5,71	0,32	0,64	0,00	0,36	0,64	0,00								
3.1.34	B	21	567	136,0	144,0	1	8,00	8,00	22,80	22,80	22,80	8,00	8,00	8,00	2,85	2,85	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.1.34	B	22	868	78,0	110,0	2	32,00	22,00	60,40	63,20	60,40	2,80	32,00	22,00	10,00	1,98	2,75	0,28	0,69	0,31	0,69	0,31	0,00								
3.1.34	B	22	869	84,0	118,0	1	34,00	34,00	84,00	84,00	84,00	34,00	34,00	34,00	2,47	2,47	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.1.34	B	22	870	98,0	124,0	1	26,00	26,00	119,80	119,80	119,80	26,00	26,00	26,00	4,61	4,61	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
Итого 3.1.34	B	12				15	2	1	261,00	223,00	28,00	10,00	1005,60	986,00	16,40	3,20	21,75	14,87	14,00	10,00	3,85	4,42	0,59	0,32	0,85	0,11	0,04				
3.2.35	B	-2	298a	152,0	254,0	1	102,00	102,00	272,70	272,70	272,70	102,00	102,00	102,00	2,67	2,67	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	-2	299a	166,0	240,0	1	74,00	74,00	257,40	257,40	257,40	74,00	74,00	74,00	3,48	3,48	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	1	8a	166,0	206,0	1	40,00	40,00	183,00	183,00	183,00	40,00	40,00	40,00	4,58	4,58	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	1	815	174,0	262,0	1	88,00	88,00	304,20	304,20	304,20	88,00	88,00	88,00	3,46	3,46	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	1	216	188,0	280,0	2	92,00	81,00	11,00	250,40	242,90	7,50	92,00	81,00	11,00	2,72	3,00	0,68	0,88	0,12	0,88	0,12	0,00								
3.2.35	B	2	224	166,0	207,0	1	41,00	41,00	176,50	176,50	176,50	41,00	41,00	41,00	4,30	4,30	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	2	225	151,0	216,0	1	65,00	65,00	169,40	169,40	169,40	65,00	65,00	65,00	2,61	2,61	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	2	226	186,0	246,0	1	60,00	60,00	225,20	225,20	225,20	60,00	60,00	60,00	3,75	3,75	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	2	227a	204,0	292,0	1	88,00	88,00	251,10	251,10	251,10	88,00	88,00	88,00	2,85	2,85	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	3	161a	94,0	190,0	1	96,00	96,00	312,60	312,60	312,60	96,00	96,00	96,00	3,26	3,26	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	3	162a	156,0	218,0	1	62,00	62,00	206,00	206,00	206,00	62,00	62,00	62,00	3,32	3,32	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	3	163a	148,0	230,0	1	82,00	82,00	246,00	246,00	246,00	82,00	82,00	82,00	3,00	3,00	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
3.2.35	B	3	488	184,0	254,0	1	70,00	70,00	278,80	278,80	278,80	70,00	70,00	70,00	3,98	3,98	1,00	0,00	0,00	1,00	0,00	0,00									
Итого 3.2.35	B	13				14	1	0	960,00	949,00	11,00	0,00	3133,30	3125,80	7,50	0,00	73,85	67,79	11,00	0,00	3,26	3,29	0,68	0,00	0,99	0,01	0,00				

Примечания. *GB* — номер геологического блока, *BL* — номер подсчетного блока, *CAT* — категория запасов, *PRF* — номер разведочной линии, *SKU'* — номер скважины (в итогах — число пересечений, шт.), *N* — число интервалов, *M* — суммарная мощность, *MC* — суммарный метрограмм, *m* — средняя мощность, *C* — среднее содержание Au, *K* — коэффициент рудоносности. Индексы параметров: *o* — общее по блоку в целом, *r* — по рядовой руде (богат Au 1,5 г/т), *b* — по бедной руде (богат Au 0,5 г/т), *p* — по некондиционному прослою с содержанием <0,5 г/т Au.

стую границы между соседними подсчетными блоками одного геологического блока или одного рудного тела проводились авторами по середине между смежными разрезами. В этом случае краевые частные объемы подсчетных блоков рассчитывались по формулам призмы или усеченной пирамиды на основании площади блока в краевом разрезе и средней площади на границе подсчетного блока, вычисленной как среднеарифметическое значение между площадью в краевом разрезе этого подсчетного блока и площадью в смежном краевом разрезе соседнего блока. Выбор формулы расчета основывался на 40%-ном пределе в различии между площадью блока в краевом разрезе и расчетной площадью на середине расстояния между разрезами. Объем подсчетного блока представлял сумму его частных объемов и отображался в таблицах с подсчетом запасов.

Объем подсчетных блоков убогой руды, находящихся в контурах открытой отработки висячем и подвернутом крыльях антиклинали, рассчитывался способом геологических блоков. В горизонтальной проекции в контурах подсчетных блоков измерялись площади, которые затем пересчитывались в истинные путем их деления на косинус среднего угла падения каждого подсчетного блока. Общий объем блока рассчитывался как произведение его истинной площади на среднюю мощность рудного тела, полученную по полным пересечениям в скважинах.

Подсчет запасов по блокам и категориям. По-вариантный подсчет запасов рядовых и бедных руд по подсчетным блокам Главной рудной зоны участка Сухоложский и участка Центральный (табл. 3) проведен на основании результатов расчета средних параметров по подсчетным блокам (см. табл. 2) и расчета общих (валовых) объемов подсчетных блоков. Объемы рядовых, бедных руд и пустой породы в блоке (см. табл. 3), как уже отмечалось, получены через произведение соответствующих коэффициентов рудоносности на его общий объем. Запасы руды (общие, рядовых и бедных руд, некондиционных прослоев) рассчитаны путем умножения соответствующих объемов на объемный вес (2,7 т/м³). Запасы металла (общие в блоке, а также содержащиеся в рядовых, бедных рудах и некондиционных прослоях подсчетного блока) рассчитаны при умножении соответствующих значений запасов руды на содержания золота.

Объемы, запасы руды и запасы металла по геологическим блокам, категориям и в целом по участкам подсчитаны при суммировании запасов подсчетных блоков. Содержание золота и коэффициент рудоносности (общие, для рядовых, бедных руд и

некондиционных прослоев) рассчитаны через запасы и объемы руды и металла. Общая средняя мощность рудных тел, а также рядовых, бедных руд и некондиционных прослоев в них рассчитаны через отношение суммарной мощности соответствующих пересечений по подсчетным блокам к их суммарному числу.

Методика собственно подсчета запасов убогих руд аналогична предыдущей и заключалась в определении общих (валовых) запасов и составляющих их запасов убогой руды (борт 0,2 г/т Au) и минерализованной породы (<0,2 г/т Au). Кроме того, как уже отмечалось, в числе запасов убогих руд статистически подсчитывались запасы бедных и рядовых руд. Запасы убогих руд классифицированы по категории C₂ и P₁ (ресурсы).

Распределение запасов по этажам. Распределение запасов по этажам выполнено для построения карьера, определения его размеров и глубины. На участках месторождения выделены 45-метровые этажи на тех же отметках, по которым осуществлялся утвержденный ГКЗ в 1977 г. поэтажный подсчет запасов (опорный горизонт — абсолютная отметка +400 м). В пределах выделенных этажей распределялись запасы рядовых и бедных руд. Распределение запасов Главной рудной зоны участка Сухоложский и участка Центральный производилось отдельно по каждому подсчетному блоку в соответствии с коэффициентом соотношения его площадей в разрезах. В каждом разрезе, где присутствовало сечение того или иного подсчетного блока, измерялись его площади в пределах 45-метровых этажей, в которых на разрезе находился подсчетный блок. Площади суммировались по блоку в целом и по блоку отдельно в каждом этаже. Отношение суммы площадей подсчетного блока в конкретном этаже к сумме площадей всего блока отвечает коэффициенту соотношения для данного этажа. Запасы руды, металла и другие параметры для подсчетного блока в этаже рассчитывались через произведение всех запасов блока на соответствующий коэффициент соотношения. Распределение запасов подсчетных блоков по этажам выполнялось с учетом различных сортов руд.

Распределение запасов убогих руд по этажам ввиду подсчета их запасов способом геологических блоков осуществлялось через отношение суммарной длины проб в определенном этаже к их суммарной длине по подсчетному блоку в целом.

Методика подсчета запасов для проектирования подземной отработки. *Запасы Сухоложского участка в бортах и дне карьера.* По результатам проектирования открытых горных работ на трех участках месторождения выделены руды, предназ-

3. Пример таблицы подсчета запасов по подсчетным блокам и категориям (участок Сухоложский, борт Au 1,5 г/т)

GB	BL	CAT	Коэффициент рудоносности, опп. ед.			Объем руды, тыс. м ³			Запасы руды, тыс. т			Среднее содержание Au, г/т						Запасы металла, кг						Средняя мощность, м			
			Ko	Kr	Kb	Kp	Vo	Vr	Vb	Vp	Qo	Qr	Qb	Qp	Co	Cr	Cb	Cp	Po	Pr	Pb	Pp	mo	mr	mb	mp	
1.2	9	B	1,00	0,90	0,10	0,00	2135,7	1917,9	217,8	0,0	2,7	5766,4	5178,3	588,1	0,0	3,00	3,23	0,94	0,00	17 271,9	16 719,5	552,5	0,0	35,90	25,49	15,56	0,00
3.1	28	B	1,00	0,96	0,04	0,00	3385,0	3234,7	150,4	0,0	2,7	9139,5	8733,6	406,0	0,0	3,01	3,10	1,12	0,00	27 524,7	27 070,8	453,9	0,0	61,91	50,71	16,50	0,00
3.1	29	B	1,00	0,92	0,08	0,00	2298,4	2114,5	183,9	0,0	2,7	6205,7	5709,2	496,5	0,0	2,70	2,87	0,81	0,00	16 768,9	16 367,1	401,9	0,0	65,63	43,91	14,00	0,00
3.1	30	B	1,00	0,82	0,18	0,00	1614,9	1320,1	294,8	0,0	2,7	4360,2	3564,2	796,1	0,0	3,13	3,65	0,83	0,00	13 658,8	12 996,4	662,4	0,0	41,90	22,83	15,30	0,00
3.1	31	B	1,00	0,86	0,14	0,00	920,5	793,1	127,4	0,0	2,7	2485,4	2141,3	344,1	0,0	2,61	2,86	1,06	0,00	6 478,3	6 113,4	364,9	0,0	37,72	24,38	15,67	0,00
3.1	34	B	1,00	0,85	0,11	0,04	441,9	377,6	47,4	16,9	2,7	1193,1	1019,4	128,0	45,7	3,85	4,42	0,59	0,32	4 597,0	4 507,4	75,0	14,6	21,75	14,87	14,00	10,00
3.2	35	B	1,00	0,99	0,01	0,00	2146,4	2121,8	24,6	0,0	2,7	5795,3	5728,9	66,4	0,0	3,26	3,29	0,68	0,00	18 915,0	18 869,7	45,3	0,0	73,85	67,79	11,00	0,00
3.2	36	B	1,00	1,00	0,00	0,00	814,8	814,8	0,0	0,0	2,7	2200,0	2200,0	0,0	0,0	3,48	3,48	0,00	0,00	7 658,1	7 658,1	0,0	0,0	31,36	31,36	0,00	0,00
3.2	37	B	1,00	0,90	0,10	0,00	527,2	472,5	54,7	0,0	2,7	1423,4	1275,6	147,8	0,0	3,10	3,37	0,75	0,00	4 411,2	4 301,0	110,2	0,0	45,75	32,80	19,00	0,00
3.2	40	B	1,00	0,98	0,02	0,00	2337,2	2297,2	40,0	0,0	2,7	6310,4	6202,5	108,0	0,0	4,40	4,46	0,87	0,00	27 764,6	27 670,7	93,9	0,0	50,83	45,96	10,00	0,00
3.2	41	B	1,00	0,87	0,13	0,00	2087,9	1820,6	267,4	0,0	2,7	5637,3	4915,5	721,9	0,0	3,83	4,26	0,87	0,00	21 589,0	20 960,8	628,2	0,0	46,89	29,39	15,34	0,00
3.3	49	B	1,00	0,96	0,04	0,00	1144,2	1098,5	45,7	0,0	2,7	3089,3	2965,9	123,4	0,0	2,89	2,98	0,89	0,00	8 940,2	8 830,4	109,8	0,0	71,51	53,40	10,00	0,00
3.3	50	B	1,00	0,59	0,39	0,01	1737,9	1033,6	678,8	25,5	2,7	4692,3	2790,6	1832,8	68,9	2,06	2,84	0,93	0,20	9 655,1	7 936,0	1 705,4	13,8	56,75	16,20	20,46	10,00
Итого	B	1,00	0,90	0,10	0,00	21 592,0	19 416,6	2132,9	42,5	2,7	58 298,4	52 424,9	5758,9	114,6	3,18	3,43	0,90	0,25	185 232,8	180 001,3	5203,3	28,4	48,12	33,24	16,04	10,00	

Примечание. GB — номер геологического блока, BL — номер подсчетного блока, CAT — категория запасов, K — коэффициент рудоносности, V — объем руды, d — объемный вес руды, Q — запасы руды, C — среднее содержание Au, P — запасы металла, m — средняя мощность, Индексы параметров: o — общие подсчетных блоков (валовые), r — рядовых руд (борт Au 1,5 г/т), b — бедных руд (борт Au 0,5 г/т), p — некондиционных прослов с содержанием Au < 0,5 г/т.

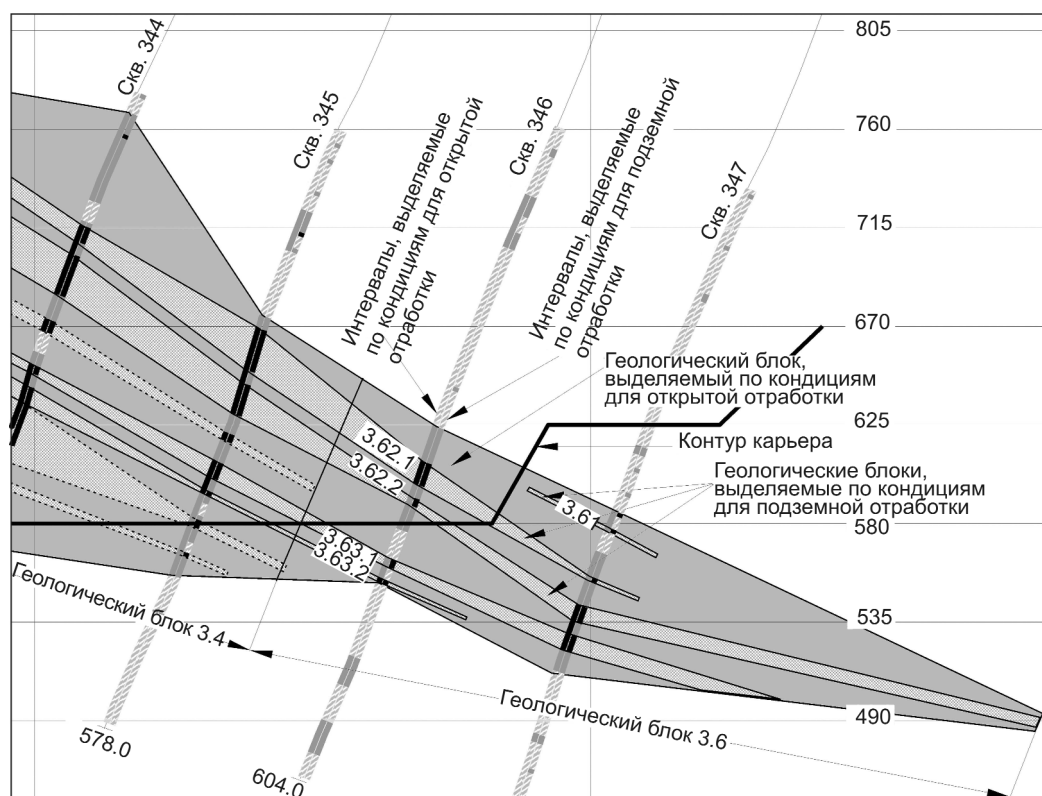


Рис. 4. Схематический фрагмент разреза по буровой линии -5

наченные для отработки подземным способом (см. рис. 9 в статье И.А.Карпенко, Д.А.Куликова, с. 36). К ним относятся участок Северо-Западный между буровыми профилями -57÷-17 на западном фланге проектного карьера, часть Сухоложского участка между буровыми профилями -17÷+17 ниже дна карьера и между буровыми профилями +25÷+49 в борту проектного карьера на восточном фланге, часть Центрального участка в районе буровых профилей +9 и +29 на абсолютных отметках 650–850 м в южном борту проектного карьера.

Запасы Центрального участка располагаются практически на границе южного борта карьера. Кондиционные параметры, выбранные для повариантного их подсчета в условиях открытой отработки (максимальная мощность пустого прослоя и минимальная мощность рудного тела 3 м), соответствуют геологическим характеристикам рудных тел и отвечают горно-техническим параметрам подземной отработки, поэтому для этого участка пересчет запасов для проектирования подземной отработки не проводился.

С использованием рекомендуемых вариантов кондиций для условий подземной отработки авторами подсчитаны запасы на участках Сухоложский

и Северо-Западный при бортовых содержаниях 1,5 и 0,9 г/т Au (а позже при 1,2 г/т Au). Все запасы для подземной отработки классифицируются авторами по категории C₂. Для определения оптимальных вариантов борта Au по результатам экономической оценки дополнительно статистически оценены запасы при бортовых содержаниях 0,5, 1,8 г/т Au (вначале при борте 1,2 г/т Au) на основании выявленных зависимостей между изменением суммарного метрограмма — суммарной мощности проб, входящих в подсчетные блоки, и подсчитанных (при борте 0,9 и 1,5 г/т Au) запасов металла — запасов руды.

При подсчете запасов для подземной отработки по борту 1,5 г/т использовался способ геологических блоков, так как в этом случае рудные тела представлены вытянутыми линзо- и пластообразными пологозалегающими залежами средней мощностью 5–6 м, располагающимися по простиранию на сотни и тысячи метров субпараллельно друг другу.

Все выделенные при бортовом содержании 1,5 г/т Au рудные тела для подземной отработки трактуются авторами как геологические блоки одного рудного тела 3. Они представлены отдельными

ми субпараллельными друг другу частями единых геологических блоков, выделенных по условиям для условий открытой отработки (рис. 4). Каждый вновь выделенный геологический блок отражен в одном подсчетном блоке или разделен на два подсчетных блока по простиранию.

При подсчете запасов по борту 0,9 г/т Au использовался способ вертикальных параллельных сечений (разрезов). Его выбор обусловлен тем, что снижение борта привело к закономерному увеличению мощности рудных интервалов в скважинах примерно в два раза по сравнению с бортом 1,5 г/т. Многие рудные пересечения, выделяемые при бортовом содержании 1,5 г/т Au как самостоятельные, слились в единые интервалы значительной мощности. Результаты оконтуривания по бортовому содержанию 0,9 г/т Au представляют собой единые рудные пересечения значительной мощности в одних скважинах и перемежающиеся рудные и безрудные интервалы — в других, смежных с первыми.

Границы висячего и лежачего боков рудных тел проводились по внешним границам крайних рудных интервалов в пересечении с включением в контур подсчета запасов интервалов некондиционных руд и пустых пород, мощность которых превышает заданную кондициями (4 м). Подсчет запасов геологическими разрезами осуществлялся с применением коэффициента рудоносности по мощности.

В общем случае в контуре рудного тела присутствовали три разновидности (сорта) руд: рядовая (борт 0,9 г/т Au), бедная (борт 0,5 г/т Au) и минерализованные или пустые породы (<0,5 г/т Au). Коэффициент рудоносности внутри подсчетного контура определялся как отношение суммы длин интервалов соответствующего сорта (рядовых, бедных руд или пустых пород) к суммарной длине всех интервалов в выделенных границах рудного тела.

Запасы рядовых руд для подземной отработки при бортовом содержании 1,2 г/т Au на участке Сухоложский, примыкающие к контуру карьера, подсчитаны по способу непараллельных разрезов или способу, применяемому для блоков, имеющих неровные границы. Этот способ изложен, в частности, в работе А.П.Прокофьева (1973 г.). Вертикальные сечения, использованные для расчета объемов рядовой руды в данном случае параллельны, но граница подсчетных блоков, примыкающих к карьеру и проведенная с учетом формы его дна и бортов, в большинстве случаев криволинейна в пределах двух соседних разведочных линий. Для запасов рядовой руды, не примыкающих к карьеру (участок Северо-Западный и восточный фланг участка Сухоложский), использовался способ вертикальных параллельных сечений.

В качестве альтернативного варианта и для проверки (на участках Сухоложский и Северо-Западный) авторы использовали для подсчета запасов рядовой руды по борту 1,2 г/т Au способ геологических блоков. Результаты этого подсчета существенно отличались от результатов подсчета разрезами и не укладывались в рамки запасов, установленные при помощи статистической оценки на стадии ТЭО. Причиной такого расхождения при способе подсчета геологическими блоками авторы считают отсутствие учета естественного выклинивания рудных тел по падению, а также искусственного выклинивания за счет их пересечения (при пологом залегании $\sim 20^\circ$) с горизонтальным дном карьера на фоне значительной средней мощности по сравнению с размерами выделенных подсчетных блоков по падению и простиранию. Данное обстоятельство учитывается рисовкой сечений рудных тел при использовании способа разрезов, поэтому в качестве более правильного способа авторами был выбран последний.

На участке Сухоложский подсчет запасов рядовой руды производился в 20 подсчетных блоках без использования коэффициента рудоносности, на участке Северо-Западный в пяти подсчетных блоках из 13 использован коэффициент рудоносности по мощности.

Запасы убогой руды для подземной отработки на участках Сухоложский и Северо-Западный подсчитаны при бортовом содержании 0,2 г/т Au за пределами подсчитанных запасов рядовых руд при борте 1,2 г/т способом вертикальных параллельных сечений с коэффициентом рудоносности, который учитывает такие же сорта руд, как при подсчете запасов убогой руды в контурах открытой отработки.

Все подсчеты запасов для открытого и подземного способов отработки сопровождаются текстовыми и графическими приложениями. Текстовые приложения включают таблицы, содержащие расчеты средних параметров по рудным интервалам, пересечениям, подсчетным блокам, расчеты объемов, собственно подсчеты запасов. Объем приложений (без расчета средних параметров по рудным интервалам) составляет примерно 350 страниц для одного варианта подсчета запасов по месторождению в целом. Графические приложения к подсчету запасов представлены главным образом геолого-подсчетными разрезами (м-б 1:2000) и планами (м-бы 1:4000 и 1:5000). В качестве вспомогательной графики построены продольные разрезы, погоризонтные планы, вертикальные и горизонтальные проекции и другие виды графики. Благодаря совмещению на геолого-подсчетных разрезах вариантов подсчета запасов при разных бортовых содержаниях удалось

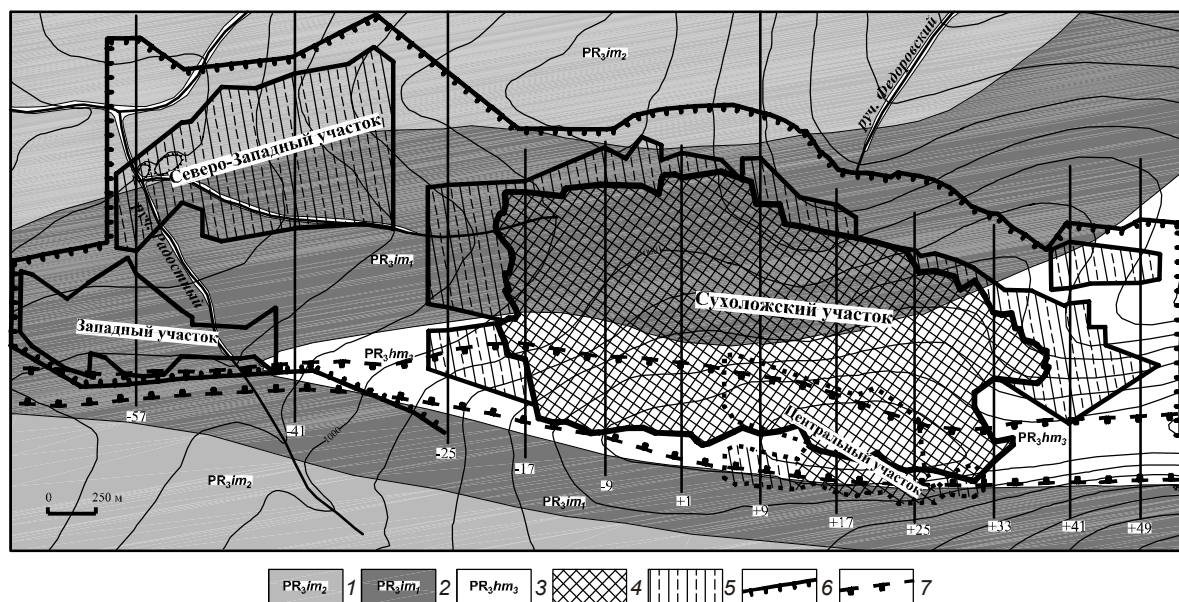


Рис. 5. Схематическая геологическая карта месторождения Сухой Лог:

свиты: 1 — имнянская, верхняя подсвита, 2 — имнянская, нижняя подсвита, 3 — хомолхинская, верхняя подсвита; 4 — запасы рядовых и бедных руд для открытой отработки; 5 — запасы рядовых руд для подземной отработки; 6 — границы месторождения по запасам убогих руд; 7 — зона повышенного рассланцевания, будинажа и мелких складок (зона смятия)

ограничиться созданием примерно 200 приложений, включая ТЭО и отчет с подсчетом запасов.

Анализ повариантного подсчета запасов. Для составления ТЭО освоения и обоснования кондиций по месторождению Сухой Лог в его новых геологических границах авторами выполнен повариантный подсчет запасов по кондициям для открытого способа отработки при бортовых содержаниях 1,5, 1,2, 0,9 и 0,5 г/т Au по каждому участку месторождения (рис. 5) — Сухоложскому, Центральному, Северо-Западному (табл. 4).

Анализ материалов подсчета запасов показывает следующее.

Подавляющая часть запасов сосредоточена на Сухоложском участке (табл. 5). Положение запасов по глубине залегания и вертикальному размаху руд-

ных тел на участках существенно различается. На Сухоложском участке рудные тела прослежены от выхода на дневную поверхность (абс. отм. +1165 м) до горизонта с абсолютной отметкой +450 м, т.е. на 715 м по вертикали. На Центральном участке рудные тела также вскрыты на дневной поверхности и прослежены бурением до горизонта с абсолютной отметкой +805 м, т.е. на 360 м по вертикали. На Северо-Западном участке рудные тела не выходят на дневную поверхность. Кровля рудных тел расположена на горизонте +670 м и отстоит от дневной поверхности на 280 м (абс. отм. +950 м). Нижняя граница рудных тел установлена на горизонте с абсолютной отметкой +265 м. Таким образом, вертикальный размах оруденения на этом участке составляет 405 м.

4. Результаты повариантного подсчета запасов месторождения Сухой Лог по кондициям для открытого способа отработки

Категория запасов	Показатели	Запасы по бортовым содержаниям, г/т			
		1,5	1,2	0,9	0,5
В+С ₁ + +С ₂ +Р ₁	Руда, %	100,0	128,4	169,6	307,1
	Металл, %	100,0	113,0	127,8	167,5
	Au, г/т	3,51	3,09	2,65	1,92

5. Распределение запасов повариантного подсчета по участкам месторождения Сухой Лог

Участок	Доля запасов, %		Au, г/т	Доля запасов, %		Au, г/т
	руда	металл		руда	металл	
	Борт Au, 0,5 г/т			Борт Au, 1,5 г/т		
Сухоложский	78,90	81,66	1,98	87,85	87,55	3,50
Центральный	1,15	1,68	2,79	0,75	1,62	7,55
Северо-Западный	19,95	16,66	1,60	11,40	10,83	3,34
	100	100	1,92	100	100	3,51

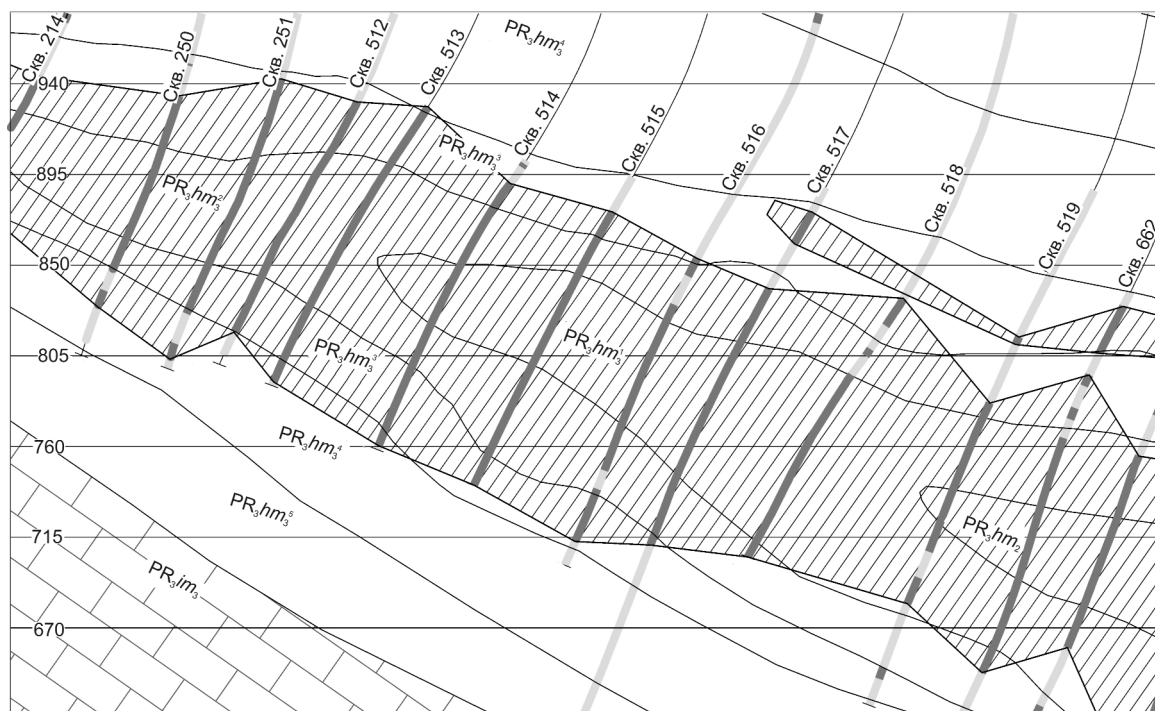


Рис. 6. Морфология и внутреннее строение залежи, оконтуренной по борту 0,5 г/т Au для условий валовой выемки

Все рудные тела залегают параллельно друг другу, имеют пологое (20–24°) падение на север. Рудные тела Центрального участка расположены в лежачем боку рудных тел Сухоложского участка в подвернутом крыле антиклинальной складки в 80–100 м от них. Северо-Западный участок находится в одной геологической структуре с Сухоложским (в ядерной части антиклинали в Главной рудной зоне). При бортовом содержании 0,5 г/т Au образует с ним единое рудное тело, при борте 0,9 г/т Au и более, пространственно отделен от последнего по простиранию на 1,2–1,3 км к западу.

Исходя из пространственного положения и условий залегания запасы Сухоложского и Центрального участков могут обрабатываться (полностью или частично) открытым способом. Запасы Северо-Западного участка на данной стадии геологической изученности (категория С₂) и геолого-экономической оценки (предварительная оценка по укрупненным показателям) рассматриваются для отработки подземным способом. В связи с этим по ним дополнительно выполнен повариантный подсчет запасов по условиям для подземной отработки.

Характерная особенность внутреннего строения оруденения на месторождении Сухой Лог — прерывистое распределение содержаний золота в разрезе, что осложняет выделение рудных тел. Тра-

диционное до настоящего времени решение заключалось в оконтуривании рудного тела по бортовому содержанию золота с последующим подсчетом запасов на массу, включая некондиционные руды и пустые породы (рис. 6). Такой подход упрощает морфологию рудных тел, но не снимает проблемы выделения (отделения) продуктивной (в данном случае пиритовой) минерализации от вмещающих пород, что является главной целью разработки месторождения. Поэтому при подсчете запасов на массу вся горная масса в полном объеме проходит через этапы добычи и переработки. Отделение продуктивной минерализации от вмещающих пород осуществляется на заключительных этапах горного передела — переработке руд — и достигается при дроблении, измельчении и последующем обогащении методами гравитации и флотации всей горной массы. Преимущество такого подхода — техническая и технологическая простота реализации на всех этапах (подсчет запасов, добыча и переработка), недостаток — высокие затраты как капитальные, так и оперативные в связи с переработкой значительных объемов горной массы.

Альтернативой варианту валового подсчета запасов является принцип селекции, заключающийся в разделении продуктивной минерализации и вмещающих пород, начиная с этапа геолого-экономич-

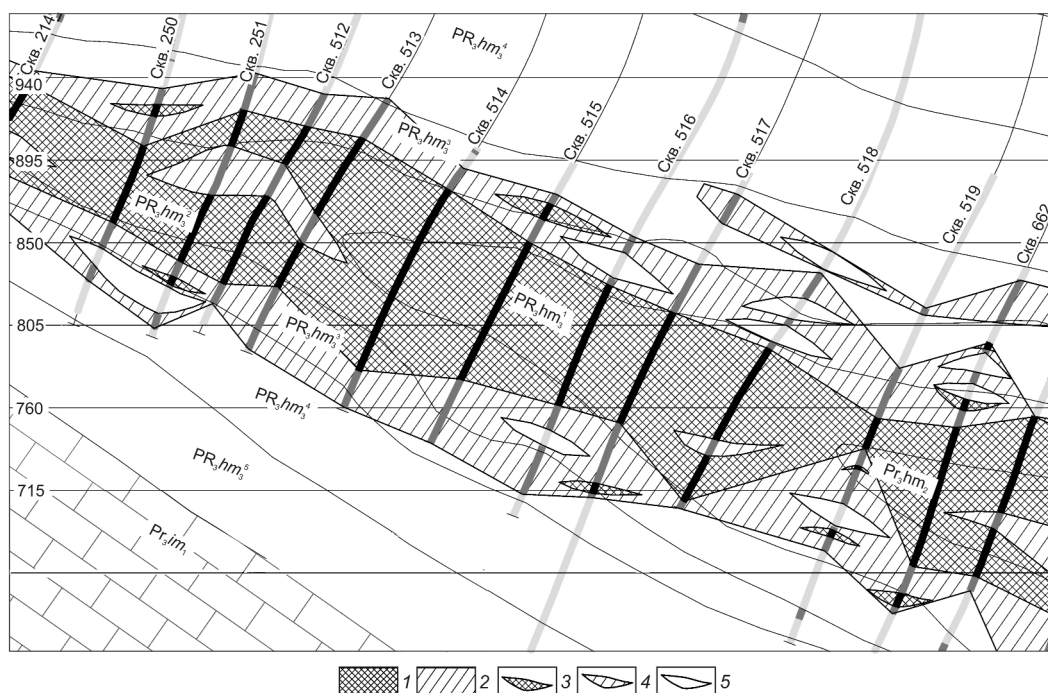


Рис. 7. Морфология и внутреннее строение рудной залежи, оконтуренной по борту 0,5 г/т Au с выделением рядовых (борт 1,5 г/т Au) и бедных (от 1,5 до 0,5 г/т Au) руд для условий селективной выемки:

1 — рядовые руды (борт 1,5 г/т Au) рудного столба; 2 — бедные руды (борт 0,5 г/т Au); 3 — рядовые руды в контуре бедных; 4 — бедные руды в контуре рядовых; 5 — минерализованные породы в контуре бедных и рядовых руд

ческой оценки месторождения, и реализуемый через обоснование рациональных кондиций и метода подсчета запасов, позволяющих выделить, оконтурить, определить параметры, количество и качество продуктивной минерализации по сортам руд, минерализованных и вмещающих пород уже при подсчете запасов.

Объемы селективируемых порций руды на этой стадии оценки определяются способами отработки и выемки, что учитывается применением соответствующих параметров горно-технических кондиций, используемых для подсчета запасов, — максимальной мощностью некондиционного или пустого прослоя, включаемого в подсчет запасов, и минимальной рабочей мощностью рудного тела. Преимущества данного подхода состоят в возможности сокращения объемов горной массы, подлежащих дальнейшей переработке, повышении качества добытых руд, улучшении их технологических показателей (рис. 7).

На переработке используются методы предварительного обогащения крупнодробленых руд (–200+10 мм), что обеспечивает дальнейшее сокращение объемов глубокой переработки и повышение содержания полезного компонента. В результате

последовательной селекции (подсчет запасов — добыча — предварительное обогащение) на глубокую переработку направляется от 50–55 до 30% исходной горной массы с содержанием полезного компонента в 1,5–2,5 раза больше первоначального. Недостаток селективного варианта — усложнение технологий подсчета запасов, добычи, переработки, увеличение затрат на селективную добычу; преимущества — сокращение затрат на наиболее дорогом этапе переработки руд, повышение технологических показателей на глубоком обогащении, снижение негативного воздействия на окружающую среду и др.

Окончательное решение в пользу валовой или селективной отработки месторождения принимается по результатам экономических расчетов, которыми определены все элементы затратной и доходной частей этих вариантов.

Повариантный подсчет запасов, выполненный для разработки настоящего ТЭО, отражает обе представленные выше ситуации.

Рудные тела месторождения оконтурены по борту 1,5 (1,2, 0,9) и 0,5 г/т Au и соответственно отвечают рядовым и бедным рудам. Обе разновидности руд располагаются в контурах единой рудной

зоны. Рядовые руды окружены ореолами бедных руд как со стороны висячего и лежачего боков, так и во фланговых участках тел по их простиранию и падению (см. рис. 7).

На участке Сухоложский в контурах рудных тел с рядовыми рудами средние содержания колеблются от 1,83 до 11,05 г/т Au (борт 1,5 г/т Au) при среднем содержании 3,50 г/т Au (3,10 — борт 1,2 г/т, 2,66 — борт 0,9 г/т Au). Отмечается закономерное увеличение среднего содержания в рудных телах и геологических блоках с глубиной. Среднее содержание в бедных рудах составляет 0,93 г/т Au при колебаниях в отдельных блоках от 0,85 до 1,02 г/т Au. В интервалах минерализованных пород, включаемых в контуры рудных тел с рядовыми и бедными рудами, содержание золота составляет в среднем 0,23–0,25 г/т Au.

В рядовых рудах (3,34 г/т — борт 1,5 г/т Au) участка Северо-Западный по сравнению с участком Сухой Лог среднее содержание золота несколько ниже при близких значениях содержаний золота для пустых пород.

Участок южного фланга месторождения Центральный характеризуется более высокими содержаниями золота в рядовых рудах, которые составляют в среднем 7,73 г/т Au (при колебаниях в блоках от 3,11 до 26,24 г/т) при борте 1,5 г/т Au. Несколько выше на этом участке и содержание золота в бедных рудах — 1,04 г/т Au. Минерализованные породы в контурах бедных и рядовых руд Центрального участка значительно беднее, в них содержится в среднем 0,09 г/т Au.

Результаты повариантного подсчета запасов Сухоложского участка (для открытого способа отработки) показывают, что бортовое содержание золота существенно влияет на запасы и содержание золота (табл. 6). Наиболее существенно сокращаются запасы руды — на 39% (0,5–0,9 г/т Au) и на 23–22% (0,9–1,2, 1,2–1,5 г/т Au); запасы золота уменьшаются на 19% (0,5–0,9 г/т Au) и на 11 и 12% (0,9–1,2, 1,2–1,5 г/т Au); содержание золота увеличивается на 34, 17 и 13% по сопоставляемым вариантам соответственно.

В абсолютном выражении запасы золота, включаемые из подсчета при повышении бортового содержания (межвариантные прирезки), весьма значительны (351,7 т в прирезке 0,5–0,9 г/т Au; 163,7 т в прирезке 0,9–1,2 г/т Au; 161,3 т в прирезке 1,2–1,5 г/т Au), эквивалентны запасам крупных месторождений, что требует специального обоснования в случае их исключения из баланса запасов.

Содержание золота в запасах прирезок систематически выше верхнего граничного предела, соответствующего рассматриваемому варианту, и по-

следовательно возрастает с 0,94 (0,5–0,9 г/т Au) до 1,68 г/т (1,2–1,5 г/т Au).

Высокие содержания золота в рудах прирезок обусловлены особенностями строения рудной зоны и распределения в ней золота. При общем снижении содержания золота от центральной части Главной рудной зоны к границам лежачего и висячего ее боков в рудном контуре (в том числе и контуре прирезок) постоянно присутствуют интервалы с более высокими содержаниями золота, что обусловлено прерывистым и дискретным по мощности распределением золота. Эти интервалы развиты повсеместно, удалены от контура с более высоким содержанием на значительное расстояние, характеризуются согласным залеганием с общим падением и простиранием рудной зоны, но не увязываются при созданной разведочной сети в самостоятельные рудные тела. Поэтому они учитываются в общем контуре подсчета запасов соответствующего варианта, обуславливая увеличение содержания золота. Аналогичным образом в связи с прерывистым распределением золота по мощности в границах рудных тел, выделенных при более высоком борте (1,2, 1,5 г/т Au), наблюдаются разобщенные одиночные интервалы с низкими для рассматриваемого бортового лимита содержаниями, которые учтены в составе руд данного варианта, несколько снижая среднее содержание золота в нем.

Абсолютная величина даже минимального содержания золота в прирезках (0,94 г/т) в современных ценовых и конъюнктурных условиях не может рассматриваться как граничное содержание при обосновании бортового лимита. Следует принять во внимание уникальные масштабы Сухоложского участка, открытый способ отработки запасов, при котором из карьера будет извлечена вся горная масса, включая руды прирезки; а также сравнительно низкую себестоимость 1 т руды на предприятии большой мощности, которое должно осуществлять разработку месторождения. Учитывая изложенное, объектом геолого-экономической оценки при открытом способе отработки должны быть запасы, оконтуренные по борту 0,5 г/т Au.

Вместе с тем, зональное строение оруденения по мощности обуславливает существенное различие в содержаниях золота, рассчитанных только по борту 0,5 г/т Au (вариант отработки «на массу») и отдельно по бортовому содержанию 1,5 г/т Au (1,2, 0,9 г/т) и в приконтурных запасах с бортом между 0,5 г/т и 1,5 г/т Au (1,2, 0,9 г/т) (см. табл. 6). Наиболее отчетливо такое различие проявляется в варианте подсчета запасов по борту 1,5 и 0,5–1,5 г/т Au (приконтурные запасы). Оно выражается не только в существенной разнице в содержаниях (3,5 и 1,12 г/т

Au), но и в запасах руды и золота. Запасы руды в приконтурных запасах составляют 176%, а золота 56% от запасов основной руды (рядовая руда).

Данный вариант является наиболее контрастным и в геологическом отношении. Практически все запасы (99%), оконтуриваемые по борту 1,5 г/т Au, сосредоточены в рудном теле 3 и его апофизах (рудные тела 1, 2, 4), развитых в центральной части Главной рудной зоны и образующих рудный столб.

Рудный столб развит на всем Сухоложском участке как по простиранию, так и по падению (до горизонта +450 м), обладает высокой сплошностью (коэффициент рудоносности 0,89) и выдержанными элементами залегания. Сложен преимущественно прожилковыми, линзовидно-прожилковыми рудами с наиболее высоким содержанием сульфидов (2–4%), которые достаточно интенсивно тектонически проработаны в связи с положением их в зоне смятия, развитой в области осевой плоскости Сухоложской антиклинали, контролирующей позицию месторождения в целом. Эти особенности строения и состава руд столба влияют на показатели обогащения, которые по основным технологическим параметрам (выход концентрата, содержание в нем золота и извлечение) отличаются от показателей, получаемых при переработке приконтурных слабо нарушенных преимущественно вкрапленных руд. Руды, заключенные в рудном столбе, названы «рядовыми».

Приконтурные запасы (бедные руды) в рассматриваемом варианте (1,5, 0,5–1,5 г/т Au) геометризируются наиболее отчетливо, так как имеют наибольшие площади развития. При снижении борта для рядовых руд (до 1,2, 0,9 г/т Au) контур бедных руд сокращается, в ряде случаев совпадает с контуром, выделяемым по борту 0,5 г/т Au. Геометризация их в таком случае становится ненадежной или даже невозможной, что приводит к необходимости понижения категорий запасов. Происходит потеря части запасов уже на стадии повариантного подсчета при геолого-экономической оценке месторождения, что нельзя признать рациональным решением.

В связи с прерывистым распределением золота по мощности рудной зоны содержание золота в приконтурных запасах (0,5–1,5, 0,5–1,2, 0,5–0,9 г/т Au) изменяется в незначительных пределах (1,12–1,01–0,94 г/т Au по вариантам соответственно), что делает их равноценными по этому параметру (см. табл. 6).

Таким образом, анализ результатов повариантного подсчета запасов, условий залегания рудных тел и особенностей внутреннего строения оруденения Сухоложского участка применительно к обработке его запасов открытым способом позволяет сделать следующие выводы.

Борт 0,5 г/т Au на данном этапе оценки месторождения, учитывая полноту опробования продуктивной зоны по мощности, чувствительность применяемого метода анализа для определения содержания золота в пробах с низкими (<0,5 г/т Au) концентрациями, степень геологической и технологической изученности руд с такими содержаниями золота, является оптимальным для оконтуривания и подсчета запасов рудных тел Сухоложского участка.

Применение борта 0,5 г/т Au для подсчета запасов обеспечивает максимально полный учет всех запасов в целях их геолого-экономической оценки с достаточно высоким средним содержанием золота в этих запасах (1,98 г/т Au) при подсчете «на массу».

Значительные размеры рудного тела, в котором сосредоточено более 90% запасов (протяженность по простиранию 3,3 км, по падению до 1500 м, мощность до 212 м) и зональное распределение содержания золота по мощности от центральной части к периферии, различие в текстурах и вещественном составе руд (содержание серы) обуславливают возможность и целесообразность выделения и надежной геометризации руд с различным содержанием золота (рядовых и бедных), характеризующихся не только разным качеством, но и обладающих различными технологическими показателями.

Наиболее надежно геометризация рядовых и бедных руд достигается при разделении их по борту 1,5 г/т Au. В этом же варианте выделяются руды и наиболее высокого качества (содержание 3,5 г/т Au), при том, что бедные руды при любом бортовом содержании (0,9, 1,2, 1,5 г/т Au) имеют практически одно и то же среднее содержание (0,94–1,12 г/т Au). В этом же варианте (1,5, 0,5–1,5 г/т Au) наиболее контрастны технологические показатели переработки, как при прямом обогащении на ЗИФ, так и особенно с применением предварительного обогащения методом фотометрической сепарации.

Рассмотрение данного варианта подсчета запасов при геолого-экономической оценке месторождения Сухой Лог, наряду с вариантом валового подсчета на массу при борте 0,5 г/т Au, позволит всесторонне проанализировать различные аспекты освоения и обоснованно выбрать наиболее рациональный.

Руды Центрального участка обладают наиболее контрастным строением, поскольку наряду с прожилковыми существенную роль играют жильные руды кварц-карбонат-убогосульфидного состава. Поэтому прирезка, образуемая в контуре 0,5–0,9 г/т Au, имеет более низкое содержание (0,62 г/т Au), чем аналогичная прирезка на Сухоложском участке (см. табл. 6).

6. Результаты повариантного подсчета запасов

Категория запасов	Показатели	Запасы по бортовым содержаниям, г/т						
		1,5	прирезка (1,5–1,2)	1,2	прирезка (1,2–0,9)	0,9	Прирезка (0,9–0,5)	0,5
<i>Сухоложский участок</i>								
В+C ₁ +C ₂	Руда, %	100,0	28,0	128,0	38,9	167,0	109,0	275,9
	Металл, %	100,0	13,4	113,4	13,6	127,0	29,2	156,3
	Au, г/т	3,50	1,68	3,10	1,2	2,66	0,94	1,98
			Запасы в контуре 1,5–0,5 г/т		Запасы в контуре 1,2–0,5 г/т		Запасы в контуре 0,9–0,5 г/т	
В+C ₁ +C ₂	Руда, %	100,00	175,94	128,04	147,89	166,96	108,98	275,94
	Металл, %	100,00	56,28	113,42	42,86	127,04	29,25	156,28
	Au, г/т	3,50	1,12	3,10	1,01	2,66	0,94	1,98
<i>Центральный участок</i>								
C ₁ +C ₂ +P ₁	Руда, %	100,00	56,75	156,75	119,51	276,25	192,71	468,97
	Металл, %	100,00	17,41	117,41	40,06	157,47	15,87	173,34
	Au, г/т	7,55	2,32	5,65	2,53	4,30	0,62	2,79
			Запасы в контуре 1,5–0,5 г/т		Запасы в контуре 1,2–0,5 г/т		Запасы в контуре 0,9–0,5 г/т	
C ₁ +C ₂ +P ₁	Руда, %	100,00	368,97	156,75	312,22	276,25	192,71	468,97
	Металл, %	100,00	73,34	117,41	55,93	157,47	15,87	173,34
	Au, г/т	7,55	1,50	5,65	1,35	4,30	0,62	2,79

При повышении бортового содержания возрастают и содержания Au в прирезках, которым присущи те же особенности, что и на Сухоложском участке.

При камеральной обработке базы данных в 2006–2007 гг., созданной для переоценки и подсчета запасов месторождения Сухой Лог, за пределами охарактеризованных выше рудных тел, выделенных по борту 0,5 г/т Au и приуроченных к Главной рудной зоне, развивающейся в области осевой плоскости антиклинали, повсеместно установлены повышенные содержания золота в висячем и лежащем боках Главной рудной зоны. Системная обработка этих данных позволила геометризовать по борту 0,2 г/т Au ряд минерализованных зон и квалифицировать подсчитанные в их контуре запасы в основном по категории C₂. Квалификация запасов обусловлена отсутствием систематического и полноценного опробования этой части разреза. В зонах с убогими рудами среднее содержание составляет 0,45–0,55 г/т Au, при том же дискретном распределении по мощности, что и в рудах Главной рудной зоны. В связи с этим в убогих рудах, помимо подсчета запасов по борту 0,2 г/т Au, статистически подсчитаны запасы руд по борту 0,5 и 1,5 г/т Au (в запасах для подземного способа отработки — 1,2 г/т Au). Результаты оценки представлены в табл. 7 (убогие руды). В настоящее время эти запасы недостаточно разведаны, слабо изучены геологически и технологически, что не позволяет их учесть в ТЭО-2007 в полном объеме. Вместе с тем, существенное количество запасов таких руд делает

необходимыми их попутную добычу при открытом способе, а в ТЭО — их учет по годам отработки, складирование в спецотвале, геологическое и технологическое изучение. Переработка данных руд возможна при завершении работы карьера и высвобождении мощностей фабрик ФМС и ЗИФ.

При дальнейшей геолого-экономической оценке месторождения рекомендуется рассмотреть следующие варианты.

Открытый способ отработки.

Подсчет запасов на массу по борту 0,5 г/т Au.

Раздельный подсчет запасов с выделением в контуре, ранее отстроенном по борту 0,5 г/т, рядовых руд по борту золота 1,5 г/т и бедных руд (приконтурных запасов), ограниченных по внешнему контуру рудной залежи содержанием золота 0,5 г/т, по внутреннему — 1,5 г/т Au. Данный подсчет запасов выполнить с применением коэффициента рудоносности, который позволит учесть прерывистый характер распределения оруденения по мощности и рассчитать доли запасов каждого сорта руд (рядовых, бедных) и минерализованных пород в соответствующем сорте.

При выделении рудных интервалов принять:

максимальный размер некондиционных руд или пустых пород, включаемых в контур подсчета запасов по Сухоложскому участку — 8 м, по Центральному участку — 3 м;

минимальную рабочую мощность рудного тела по Сухоложскому участку — 8 м, по Центральному участку — 3 м; при меньшей мощности, но более высоком содержании золота руководствоваться со-

7. Запасы в минерализованных зонах (убогие руды) по борту 0,2 г/т Au

Положение относительно Главной рудной зоны	Категория запасов	Запасы всего					В том числе									
		Q	P	C	m	K	рядовые руды					бедные руды				
							Q	P	C	m	K	Q	P	C	m	K
млн. т	т	г/т	м		млн. т	т	г/т	м		млн. т	т	г/т	м			
Открытый способ отработки																
<i>Сухоложский участок</i>																
Висячий бок	C ₂ +P ₁	606,5	284,7	0,47	20,40	0,77	0,2	0,7	4,71	2,38	0,00	89,5	97,5	1,09	8,13	0,11
Лежачий бок	C ₂	71,6	32,0	0,45	17,15	0,78	0,1	0,4	4,70	1,82	0,00	6,5	8,1	1,23	7,29	0,07
Всего	C ₂ +P ₁	678,1	316,6	0,47	18,94	0,78	0,3	1,1	3,67	2,22	0,00	96,0	105,6	1,10	8,21	0,11
Подземный способ отработки																
<i>Сухоложский участок</i>																
Висячий бок	C ₂ +P ₁	54,7	32,8	0,60	11,62	0,65	3,1	10,0	3,25	2,40	0,04	18,5	23,0	1,25	4,19	0,22
ГРЗ	C ₂	291,4	158,7	0,54	14,07	0,79	7,7	21,6	2,81	2,35	0,02	124,3	113,0	0,91	6,23	0,34
Лежачий бок	То же	63,0	37,0	0,59	11,00	0,71	2,1	12,4	5,91	2,50	0,02	15,9	24,1	1,51	3,73	0,18
Всего	C ₂ +P ₁	409,1	228,5	0,56	13,28	0,76	12,9	44,0	3,41	2,39	0,02	158,6	160,1	1,01	5,74	0,29
<i>Северо-Западный участок</i>																
ГРЗ	C ₂	376,80	216,30	0,57	14,48	0,73	10,80	32,40	2,99	2,97	0,02	167,10	159,30	0,95	6,63	0,32
Лежачий бок	То же	276,60	136,80	0,49	12,62	0,66	3,10	8,30	2,66	3,00	0,01	102,30	86,30	0,84	5,60	0,24
Всего	«	653,40	353,10	0,54	13,69	0,70	13,90	40,70	2,93	2,98	0,01	269,40	245,60	0,91	6,24	0,29
Всего для подземной отработки	C ₂ +P ₁	1062,50	581,60	0,55	13,53	0,72	26,80	84,70	3,16	2,69	0,02	428,00	405,70	0,95	6,06	0,29
Итого по месторождению	C ₂ +P ₁	1740,60	898,20	0,52	15,64	0,74	27,10	85,80	3,17	2,68	0,02	524,00	511,30	0,98	6,45	0,22

Примечание. Q — запасы руды, P — запасы металла, C — среднее содержание Au, m — средняя мощность, K — коэффициент рудоносности.

ответствующим линейным запасом (mC): для бортового содержания 0,5 г/т — 4 и 1,5 мг/т, для 1,5 г/т — 12 и 4,5 мг/т.

Подсчитать запасы убогих руд в минерализованных зонах по борту 0,2 г/т Au, в том числе статистически по борту 0,5 и 1,5 г/т Au (1,2 г/т), учесть их в графиках добычи и складирования и рассмотреть целесообразность их переработки на завершающих этапах отработки месторождения.

Определить оптимальную границу открытых и подземных горных работ применительно к рекомендованным вариантам подсчета запасов.

При проектировании открытых горных работ рассмотреть следующие варианты добычи:

отработка запасов «на массу», оконтуренных по борту 0,5 г/т Au, с прямым обогащением руды на ЗИФ;

отработка запасов «на массу», оконтуренных по борту 0,5 г/т Au, с предварительным обогащением добытой руды методом фотометрической сепарации и последующим глубоким обогащением концентратов ФМС на ЗИФ;

селективная выемка рядовых и бедных руд, подсчитанных по борту 1,5 и 0,5 г/т Au соответственно, раздельное предварительное обогащение этих руд методом ФМС и раздельное глубокое обогащение концентратов ФМС на ЗИФ.

Подземный способ отработки.

Запасы Сухоложского и Центрального участков, расположенные за пределами контуров карьера, и запасы Северо-Западного участка, подсчитанные по борту 0,5, 0,9, 1,2, 1,5 г/т Au, при максимальной мощности некондиционных руд или пустых пород 4 м (участки Сухоложский и Северо-Западный) и 3 м (участок Центральный) и минимальной мощности рудного тела 3 м (все участки) использовать для проектирования отработки подземным способом.

Подсчитать запасы убогих руд в минерализованных зонах по борту 0,2 г/т Au, в том числе статистически по борту 0,5 и 1,2 г/т Au при тех же горно-технических лимитах (3 и 3 м).

При проектировании комбинированной разработки месторождения Сухой Лог предусмотреть поэтапное (в два этапа) развитие карьера в целях сокращения затрат первого периода; учесть наличие на рудном поле прогнозных ресурсов при размещении отвалов пород вскрыши, отходов ФМС; использовать карьер в качестве вспомогательной выработки для вскрытия запасов, намеченных для подземной отработки и транспортировки руды из подземного рудника, а также для решения вопросов вентиляции и осушения подземных горных выработок; учесть возможность развития возможных

зон сдвижения от подземной отработки при размещении промплощадок на поверхности; выполнить укрупненную геолого-экономическую оценку запасов убогих руд в минерализованных зонах, предус-

мотреть их утилизацию в завершающие периоды работы ГОКа на освободившихся после отработки запасов в карьере мощностях фабрик ФМС и ЗИФ совместно с запасами подземной добычи.

УДК 553.411.048 (571.53)

© Д.А.Куликов, И.А.Карпенко, 2008

ОЦЕНКА ДОСТОВЕРНОСТИ РЯДОВОГО ОПРОБОВАНИЯ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ СУХОЙ ЛОГ

Д.А.Куликов, И.А.Карпенко (ЦНИГРИ Роснедра МПР России)

Надежность определения содержаний золота в рудах для целей подсчета запасов зависит от качества анализов и представительности рядовых проб, в которых определяется это содержание. При подсчете запасов качество анализов должно отвечать требованиям, предъявляемым для III класса точности [1]. Относительное среднеквадратическое отклонение результатов количественного анализа III класса точности не должно превышать допустимых пределов, которые определены методическими указаниями НСАМ, НСОММИ и ОСТ 41-08-272-04 «Управление качеством аналитических работ. Методы геологического контроля качества аналитических работ», утвержденным ФНМЦ ВИС (протокол № 88 от 16 ноября 2004 г.).

Разведка месторождения Сухой Лог осуществлялась с 1962 по 1992 гг. За этот период неоднократно изменялись требования к оценке качества аналитических работ, что обусловило необходимость расчета результатов внутреннего и внешнего контроля по современным требованиям за весь период разведки [1, 2]. Эта трудоемкая работа выполнена специалистами ООО «Геопрогноз» (г. Иркутск) Б.В.Авдеевым и В.К.Овсовым.

Отсутствие недопустимых случайных ошибок оценивается по результатам внутреннего геологического контроля; а систематических — внешнего геологического контроля, согласно требованиям ГКЗ МПР России, изложенным в «Методических рекомендациях...» — приложение 18 к распоряжению МПР России от 05.06.2007 № 37-р.

По данным внутреннего и внешнего геологического контроля для условий подсчета запасов 2007 г. авторами проведен анализ систематических и случайных погрешностей, допущенных полевой лабораторией при определении содержаний полез-

ного компонента. Для анализа результатов внутреннего контроля использовано 4803 пары проб, для внешнего — 4873 пары проб.

Результаты анализа внутреннего контроля свидетельствуют о недостаточной точности анализов, необходимой для подсчета запасов, и недопустимо высоком уровне случайных погрешностей при определении содержаний на уровне бортовых концентраций 0,2–0,5 г/т. В подавляющем большинстве периодов анализы на уровне бортового содержания 0,5 г/т и выше удовлетворяли по качеству требованиям для III класса точности.

Полученные результаты указывают на необходимость совершенствования методов анализа на золото недропользователем в период доизучения месторождения и отработки запасов, учитывая, что значительное количество запасов представлено бедными и убогими рудами.

Обработка данных внешнего контроля говорит о том, что результаты анализа полевой лаборатории Бодайбинской ГЭ в диапазоне содержаний $>2,0$ г/т Au достоверны, а в диапазоне $<2,0$ г/т — систематически (15%) занижают качественные характеристики руды. Для всего отчетного периода среднее систематическое расхождение может быть признано незначимым. Отсутствие систематических ошибок в анализах рядовых проб позволяет осуществлять сравнение результатов, полученных при опробовании разными методами.

Традиционная практика сопоставления результатов опробования заключается в «попарном» сопоставлении результатов опробования, проведенного разными методами.

Определение достоверности и представительности рядового кернового опробования скважин для оценки возможных искажений в подсчете запаса-

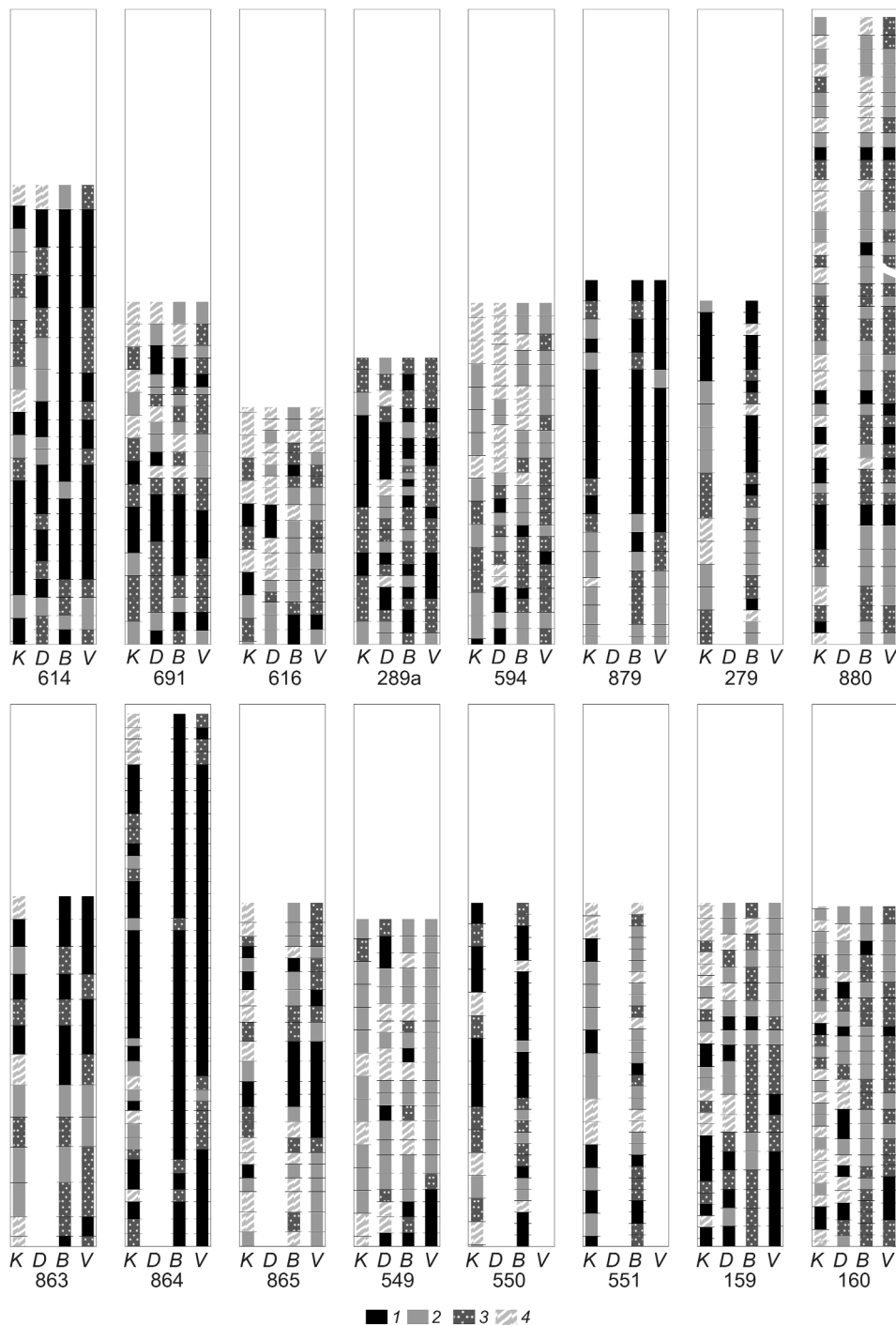


Рис. 1. Распределение интервалов при различных бортовых содержаниях Au по керновому, бороздовому и валовому опробованию:

интервалы при бортовом содержании, г/т: 1 — 3,0, 2 — 1,5, 3 — 0,5; 4 — интервалы с содержанием Au <0,5 г/т, K — керновое опробование скважины, D — дубликаты кернового опробования, B — бороздовое опробование восстающего, V — валовое опробование восстающего

сов выполнено авторами применительно к кондициям 2007 года на основе данных сопоставления результатов кернового, бороздового и валового опробования, произведенного в период разведки

(1975–1977 гг.). В сопоставлении участвовали пары смежных скважин и восстающих. Вовлечено 37 пар рассматриваемых выработок, точно совпадающих в пространстве на участке штолен 1 и 2, часть кото-

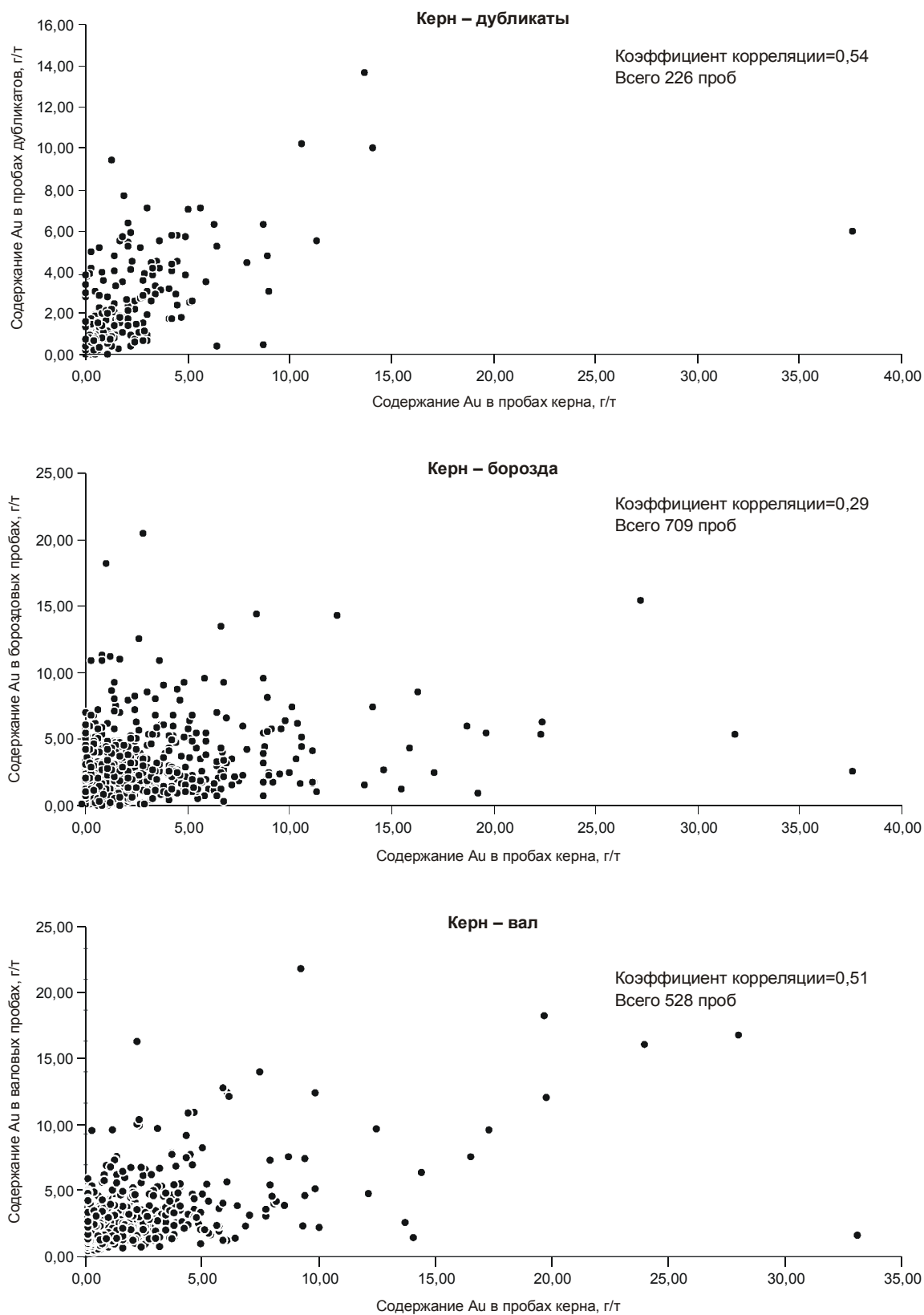


Рис. 2. Корреляционные поля точек, отражающих взаимосвязности результатов кернового и других видов опробования

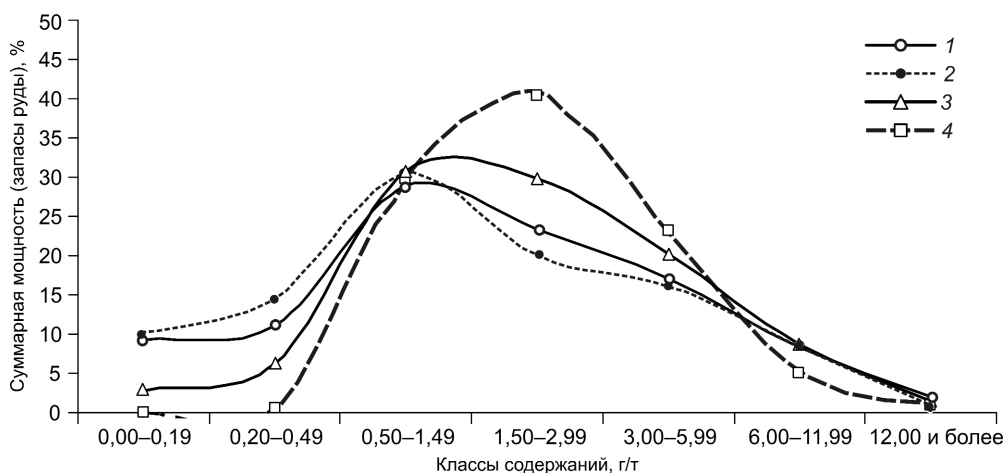


Рис. 3. Распределение суммарной мощности по классам содержаний в пробах:

1 — керновое опробование, 2 — дубликаты керна, 3 — бороздочное опробование, 4 — валовое опробование

рых отражена на рис. 1. Идея выбора пар совмещенных в пространстве выработок состоит в том, чтобы опробовать разными способами «одно и то же» место. Это позволяет анализировать представительность какого-либо вида опробования относительно более достоверного, поскольку точка опробования не меняется.

На рис. 1 изображены пробы в скважинах и восстающих по видам опробования в соответствии с пороговыми бортовыми содержаниями Au — 3,0, 1,5, 0,5 г/т. Смежные друг с другом пробы в одном

виде опробования, характеризующиеся содержанием выше бортового, образуют элементарные рудные интервалы. Рисунок иллюстрирует совмещаемость интервалов, выделенных при разных бортовых содержаниях, причем более богатые «закрывают» более бедные интервалы. Такой прием дает возможность отобразить распределение проб рудных интервалов в сопряженных линиях опробования, сгруппированных по классам содержаний Au 0–0,5, 0,5–1,5, 1,5–3,0 и >3,0 г/т, и судить о воспроизводимости строения рудного тела, полученного

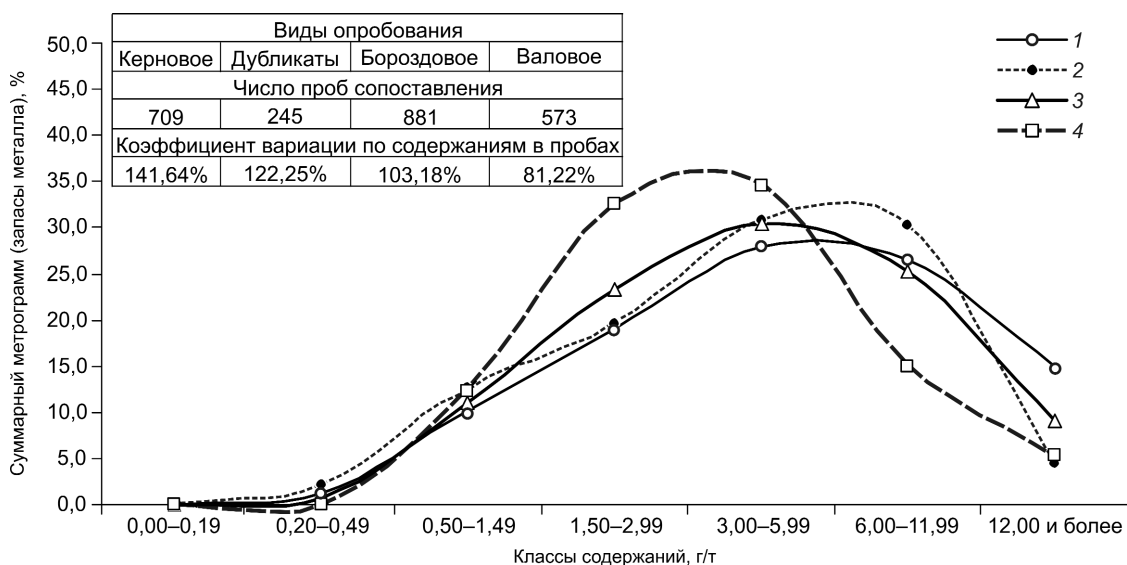


Рис. 4. Распределение суммарного метрограмма по классам содержаний в пробах:

усл. обозн. см. рис. 3

Сопоставление параметров по данным кернового, бороздочного и валового опробования

PRB	Nk	Nb	Nv	Mk	Mb	Mv	MСk	MСb	MСv	mk	mb	mv	Ck	Cb	Cv	mck	mcб	mcv	Kk	Kb	Kv
<i>Сопоставление в границах отработки выработок</i>																					
Керн – борозда				1069,10	1069,10		2760,42	2861,99					2,58	2,68							
Керн – вал				769,10	769,10	769,10	1839,66	1892,69	2046,03				2,39	2,46	2,66						
<i>Интервалы, выделенные при бортовом содержании 5,0 г/т</i>																					
Керн – борозда	115	130		293,40	323,60		1915,32	1858,95		2,55	2,49		6,53	5,74		16,65	14,29		0,27	0,30	
Керн – вал	79	74	62	194,00	209,85	224,60	1228,96	1155,72	1123,88	2,46	2,84	3,62	6,33	5,51	5,00	15,57	15,65	18,10	0,25	0,27	0,29
<i>Интервалы, выделенные при бортовом содержании 1,5 г/т</i>																					
Керн – борозда	149	158		543,00	641,70		2442,11	2525,88		3,64	4,06		4,50	3,94		16,38	16,00		0,51	0,60	
Керн – вал	107	108	85	369,10	442,15	535,15	1602,65	1636,87	1791,65	3,45	4,09	6,30	4,34	3,70	3,35	14,97	15,13	21,11	0,48	0,57	0,70
<i>Интервалы, выделенные при бортовом содержании 0,5 г/т</i>																					
Керн – борозда	125	90		851,85	971,30		2724,60	2840,42		6,81	10,79		3,20	2,92		21,79	31,51		0,80	0,91	
Керн – вал	100	63	26	598,35	692,70	765,10	1813,22	1875,74	2044,32	5,98	11,00	29,43	3,03	2,71	2,67	18,12	29,81	78,58	0,78	0,90	0,99
<i>Интервалы, выделенные при содержании 1,5–3,0 г/т</i>																					
Керн – борозда	116	170		249,60	318,10		526,79	666,93		2,15	1,87		2,11	2,10		4,54	3,93		0,23	0,30	
Керн – вал	86	107	117	175,10	232,30	310,55	373,69	481,15	667,77	2,04	2,17	2,65	2,13	2,07	2,15	4,35	4,49	5,70	0,23	0,30	0,40
<i>Интервалы, выделенные при содержании 0,5–1,5 г/т</i>																					
Керн – борозда	141	155		308,85	329,60		282,49	314,55		2,19	2,13		0,91	0,95		1,99	2,02		0,29	0,31	
Керн – вал	105	106	77	229,25	250,55	229,95	210,57	238,87	252,67	2,18	2,36	2,99	0,92	0,95	1,10	2,01	2,24	3,29	0,30	0,33	0,30
<i>Интервалы с содержанием Аи < 0,5 г/т</i>																					
Керн – борозда	112	59		217,25	97,80		35,82	21,57		1,94	1,66		0,16	0,22		0,31	0,37		0,20	0,09	
Керн – вал	92	41	1	170,75	76,40	4,00	26,44	16,95	1,71	1,86	1,86	4,00	0,15	0,22	0,43	0,28	0,41	1,72	0,22	0,10	0,01

Примечание. PRB — сопоставляемые виды опробования. N — число интервалов (шт.). M — суммарная мощность (м). MС — суммарный метрограмм (мг/т), m — средняя мощность интервала (м). C — среднее содержание Аи (г/т), mc — метрограмм единичного интервала (мг/т). K — коэффициент рудоносности (стн. ед.). Индексы: k — параметры по рудовому керновому опробованию скважин, b — то же, по бороздочному опробованию восстанавливающих, v — то же, по валовому опробованию восстанавливающих.

при разных методах. Действительно, во многих случаях наличие богатых интервалов (или пустых и бедных) в одном виде опробования подтверждается другими видами, но точного соответствия структуры рудного тела между видами опробования в одном и том же месте не наблюдается.

Для оценки целесообразности прямого (проба в пробу или интервал в интервал) сопоставления видов опробования по дубликатам керновых проб, бороздovому и валовому опробованию были выделены границы новых искусственных проб, соответствующие границам исходных керновых проб. В границах искусственных проб было рассчитано содержание золота с учетом долей длины исходных проб, попадающих в ту или иную искусственную пробу.

Строение рудного тела по дубликатам, бороздovым и валовым пробам, несмотря на новые границы проб, мало отличается от изображенного на рис. 1. После процедуры пересчета содержаний золота в искусственных пробах некоторые элементарные интервалы объединились и общая картина строения рудного тела упростилась вследствие несколько большей длины искусственных проб, соответствующих керновым, по сравнению с пробами дубликатов, борозды и валового опробования.

После выделения одних и тех же (общих) границ проб по видам опробования появилась возможность корреляционных исследований при прямом сопоставлении (проба в пробу). Результаты этих исследований отражены на рис. 2. Они свидетельствуют о положительной, но слабой взаимосвязи содержаний Au в керновых пробах и других видах опробования; фактически корреляционные поля не отражают никакой тенденции. Даже при сравнении керновых проб с их дубликатами коэффициент корреляции составил всего 0,54.

Различие в содержаниях золота при прямом сравнении по видам опробования может быть обусловлено многочисленными причинами, в том числе и различным сечением проб. Керновая, бороздovая и валовая пробы, даже отобранные в одном месте в плане и на одной и той же абсолютной отметке, имея одну и ту же длину, охарактеризованы различным объемом исходного материала. Керновая проба имеет сечение примерно 52 мм (~2120 мм²) в диаметре, бороздovая 50×100 мм (5000 мм²), а валовая совсем не сопоставима по этому параметру с двумя предыдущими (~1,5×1,5 м, 2 250 000 мм²). В этой связи с учетом неравномерного распределения рудного золота в геологическом пространстве, можно говорить, скорее, о разобщенности проб разных видов опробования, чем об их совпадении по месту опробования, что не дает возможности их прямого сопоставления. Справедливость выводов,

которые можно было бы сделать по результатам прямого сопоставления, не очевидна, поэтому в данном случае авторы перешли к статистическим сравнениям по более обобщенным выборкам.

На рис. 3 и 4 отображены распределения параметров оруденения в пробах по классам содержания золота в целом по всей выборке из 37 скважин и восстающих.

Характер кривых (см. рис. 3) распределения суммарной длины проб, которая может служить аналогом запасов руды, указывает на схожесть и сопоставимость кернового опробования, его дубликатов и бороздovого опробования. Максимум запасов руды в этих видах опробования дают пробы с содержанием от 0,5 до 3,0 г/т. При валовом опробовании основные запасы руды обеспечиваются пробами с более высокими содержаниями от 1,5 до 6,0 г/т.

Распределение суммарного метраграмма проб (см. рис. 4) также свидетельствует об одинаковом характере кривых, относящихся к керновому и бороздovому опробованию, и об отличном характере распределения по данным валового опробования. Основная доля метраграмма, который может служить аналогом запасов металла, смещена в сторону более богатых проб (Au 3–12 г/т) при керновом и бороздovом опробовании, чем при валовом опробовании (максимум приходится на пробы с содержанием Au 1,5–6 г/т).

Принимая в данном исследовании валовое опробование как наиболее достоверное, можно сделать предварительные выводы о том, что керновое опробование, будучи в 1,5 раза контрастнее (коэффициент вариации, см. рис. 4), в целом дает заниженное среднее содержание золота (правоасимметричный характер кривых распределения суммарной длины проб, см. рис. 3). Особенность кернового опробования состоит еще и в том, что оно занижает среднее содержание Au в бедной – рядовой руде. Это видно по левоасимметричному характеру кривых распределения метраграмма (см. рис. 4). Наблюдаются как бы нехватка проб с содержаниями Au 0,5–3,0 г/т и соответствующий избыток проб с содержаниями 3–12 г/т.

Сопоставление параметров оруденения, проведенное в границах опробования без применения бортового содержания (таблица), также показывает практически постоянное занижение среднего содержания Au в пределах отдельных скважин и в целом по всей выборке по данным кернового опробования — 2,58 против 2,68 г/т в бороздovых пробах, 2,39 против 2,66 г/т в валовых.

Предположения об искажении некоторых параметров оруденения по данным кернового опробова-

ния подтверждаются при исследовании параметров по рудным элементарным интервалам.

Распределения элементарных интервалов, выделенных по бортовым содержаниям 3,0, 1,5 и 0,5 г/т по линиям опробования, отражены, как отмечалось, на рис. 1, а их суммарные и средние параметры приведены в таблице в целом по всей выборке сопоставления.

Интервалы, выделенные при бортовом содержании 3,0 г/т по керновым пробам, в целом имеют несколько большую среднюю длину по сравнению с интервалами бороздовых проб (2,55 против 2,49 м). Средние мощности интервалов, выделенных по валовому опробованию, больше (3,62 против 2,46 м). Среднее содержание золота в интервалах по керновым пробам в целом и по отдельным скважинам выше, чем по данным бороздового (6,53 против 5,74 г/т) и валового (6,33 против 5,00 г/т) опробования. Значение суммарного метрограмма по данным кернового опробования также выше (1228,96 против 1155,72 мг/т), чем валового, тем не менее, метрограмм единичного интервала при валовом опробовании выше, чем при керновом (18,10 и 15,57 мг/т).

При переходе к элементарным интервалам, выделенным при бортовых содержаниях 1,5 и 0,5 г/т (см. таблицу), отмечается рост их средней мощности по данным бороздового и валового опробования (до 10,79 и 29,43 м, борт 0,5 г/т) относительно керна (до 6,81 и 5,98 м, борт 0,5 г/т). Так же, соответственно, растет и коэффициент рудоносности — при валовом опробовании по бортовому содержанию 0,5 г/т практически все восстающие являются рудными (коэффициент рудоносности 0,99). Средние содержания по интервалам керновых проб при бортовом содержании 1,5 г/т и 0,5 г/т остаются выше, чем по интервалам бороздовых и валовых проб, но тенденции в изменении метрограмма единичного интервала соответствуют тенденциям в изменении его средней мощности — по данным бороздового и валового опробования в сторону уменьшения бортового содержания метрограмм резко возрастает (до 29,81 и 78,58 мг/т, борт 0,5 г/т) относительно кернового опробования (18,12 мг/т).

Приведенный выше анализ подтверждает высокую контрастность распределения содержаний золота, получаемых при керновом опробовании рудных тел. При использовании высоких значений бортового содержания (1,5–3,0 г/т) данные кернового опробования, участвующие в формировании рудных интервалов, сопоставимы с данными более представительных видов опробования (валового, бороздового) по всем параметрам оруденения (числу интервалов, их суммарной длине, суммарному

метрограмму, средней мощности, среднему содержанию и коэффициенту рудоносности). В рядовых — богатых интервалах керновое опробование завывает среднее содержание золота.

При снижении уровня бортового содержания ввиду контрастности содержаний золота по данным кернового опробования не происходит формирования крупных рудных интервалов, и, соответственно, параметры распределения полезного компонента отличаются от параметров по бороздовому и валовому опробованию — завывает число интервалов, значительно занижаются их средние мощности и ухудшается сплошность рудных тел (см. таблицу).

Повышенное среднее содержание в интервалах при бортовых содержаниях 1,5 и 0,5 г/т по данным кернового опробования также, вероятно, искажено вследствие отмеченного ранее занижения содержания при опробовании бедных — рядовых руд, которые при керновом опробовании становятся некондиционными прослоями, разделяющими рудные интервалы, и завывания в рядовых — богатых рудах. Это отражается в уменьшенных параметрах суммарной длины и метрограмма по сравнению с результатами валового опробования (598,35 против 765,10 м и 1813,22 против 2044,32 мг/т, борт 0,5 г/т). Проще говоря, все это указывает на плохую «чувствительность» кернового опробования к низким и средним содержаниям золота, возможно, из-за непредставительного объема исходного материала отдельной керновой пробы. Данная гипотеза подтверждается при следующем анализе выделяемых интервалов.

На рис.1 видно, что интервалы, выделенные при бортовом содержании 3,0 г/т, как бы разделяют на отдельные элементы интервалы, выделенные при бортовом содержании 1,5 г/т. И те и другие совместно делят на части интервалы по борту 0,5 г/т. Таким образом, в каждой линии опробования присутствуют группы смежных проб, образующих интервалы с содержанием более 3,0 г/т (богатые интервалы), от 1,5 до 3,0 г/т (рядовые) и от 0,5 до 1,5 г/т (бедные). Кроме того, за пределами бедных рудных интервалов имеются некондиционные интервалы, образованные пробами с содержанием Au <0,5 г/т. По данным, приведенным в таблице для рядовых (1,5–3,0 г/т), бедных (0,5–1,5 г/т) и некондиционных (с содержанием <0,5 г/т) интервалов, отмечается занижение среднего содержания, а также средней мощности интервалов, выделенных по данным кернового опробования по сравнению с валовым.

Данные валового опробования базируются на материале, объем, обработка, количество и качество

анализов которого не сопоставимы с kernовым или бороздовым опробованием. Начальная масса валовой пробы в десятки раз превышает массу kernовых и бороздовых проб, обработка их осуществлялась с предварительным выделением гравиконцентрата и полной его плавкой и т.д., при анализе использовались 20–25 навесок. Все перечисленное существенным образом отличает способ валового опробования от других. Результаты kernового опробования отражают неоднородности распределения полезного компонента в пространстве, сопоставимые с объемом kernовых проб. А валовые пробы — с объемами уходки восстающего за один взрыв, поэтому они соответствуют усредненным в большем объеме параметрам оруденения — несколько заниженные значения средних содержаний, менее контрастную картину их распределения, но повсеместную золотоносность начиная с убогих содержаний, что обуславливает формирование более крупных интервалов рядовых — бедных руд по валовым пробам в сравнении с kernовыми (см. таблицу). Тем не менее, при сравнении результатов kernового опробования не с валовым, а с бороздовым, статистически выявленные тенденции занижения качества бедной — рядовой руды во многих пробах и, как следствие, занижение мощности рудных интервалов по мере уменьшения значений бортового содержания отмечаются достаточно четко. Бороздовое опробование, в свою очередь, при методике обработки проб, одинаковой с kernовым опробованием, и анализе из 2–4 навесок дает более сопоставимые результаты с валовым опробованием, что также свидетельствует об искажении при kernовом опробова-

нии мощности интервалов и среднего содержания золота, что связано с представительностью объема материала проб.

Принимая во внимание возможное занижение качества в рудах с низким и средним содержанием золота по данным kernового опробования, можно прогнозировать прирост запасов золота в убогих и бедных рудах при их добыче, а также в рядовых рудах со средним содержанием, близким к бортовому 1,5 г/т, и снижение среднего содержания Au в рядовых — богатых рудах.

Общий баланс металла в контуре отработки открытым способом будет положительным, учитывая долю бедных и убогих руд на месторождении, но среднее содержание золота по данным отработки окажется ниже утвержденного. Аналогичная тенденция установлена при многолетней отработке месторождения Мурунтау в Узбекистане.

Результаты оценки достоверности рядового опробования на месторождении Сухой Лог указывают на необходимость выполнения представительного эксплуатационного опробования во всем объеме руд в целях уточнения границ рудных тел и содержания в них полезного компонента.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Приложение 18 к распоряжению МПР России от 05.06.2007 № 37-р. Методические рекомендации по применению классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых (золоторудных). — М.: ФГУ ГКЗ, 2007.
2. Требования к обоснованию достоверности опробования рудных месторождений. — М.: ФГУ ГКЗ, 1992.

УДК 622.7:622.342.1 (571.53)

© Коллектив авторов, 2008

ТЕХНОЛОГИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ СУХОЙ ЛОГ МЕТОДОМ ПОЛИХРОМНОЙ ФОТОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

Э.Г.Литвинцев, В.К.Рябкин (ВИМС Роснедра МПР России), А.В.Тихвинский (Aliud GmbH), И.А.Карпенко (ЦНИГРИ Роснедра МПР России), А.Н.Пичугин (Aliud GmbH), А.С.Кобзев (ВИМС Роснедра МПР России)

В последние годы при разработке золотосодержащих руд все большее развитие получают методы радиометрического обогащения [1–4]. Эти процессы используют природное свойство раскрытия минерального сырья уже на стадии крупного дробления, реализуя эффекты взаимодействия различных видов излучения с веществом. Их достоинства — обогащение минерального сырья в широком диапазоне крупности от 350 до 0,5 мм, относительно низкая себестоимость переработки руд, низкие капитальные и эксплуатационные затраты, экологическая безопасность. Наибольшее распространение для предварительного обогащения золотосодержащего сырья получил рентгенорадиометрический метод. Многочисленными исследованиями также показана принципиальная возможность использования фотометрического метода, однако в силу несовершенства ранее выпускаемой промышленной аппаратуры практического применения в России данный метод пока не нашел.

Промышленное производство фотометрических сепараторов было начато за рубежом в середине 60-х годов. Английская фирма *Ganson Sortex* разработала несколько моделей сепараторов для различных классов крупности с поканальной раскладкой кусков и измерением интегральной отражательной способности их поверхности. В 80-е годы канадская фирма *Ore Sorters* осуществила разработку и наладила выпуск более совершенных фотометрических сепараторов (модель М-16) с монослойной раскладкой кусков руды на ленте транспортера шириной 800 мм, движущейся со скоростью 4 м/с. Коэффициент загрузки ленты транспортера составил 0,1–0,2. Сканирование материала производилось оптической системой, состоящей из лазера с диаметром пучка 2 мм и 20-гранного зеркального барабана. Оптическая система оценивала дифференциальную отражательную способность и местоположение кусков на ленте. В качестве исполнительного механизма использовались пневмоклапаны.

На основе современной цифровой фототехники и компьютерных технологий появилось новое поколение фотометрических сепараторов, в частности сепараторы *OrtoSort* производства фирмы *AIS Sommer* (ФРГ), с более высоким уровнем распознавания объекта по их цветовым характеристикам. Измерение объектов в сепараторах осуществляется цифровой строчной широкополосной камерой. Критерием распознавания материала служат характеристики на основе цветовой модели RGB, что позволяет различать до 500 тыс. цветов и оттенков. Кроме того, возможен учет восьми цветовых признаков с логическими функциями «и», «или», «не». Единичная площадь распознавания полезной составляющей в измеряемом объекте для таких сепараторов составляет 0,3×0,3 мм. Работа сепараторов производится по следующему алгоритму: сканирование куска, классификация цвета, обработка цвета по оригинальному алгоритму, оконтуривание объекта, определенного как «полезный», анализ его площади, классификация объекта. Куски, подлежащие выделению, координируются в пространстве, подается команда на открытие именно тех воздушных клапанов, мимо которых они пролетают. Так как оценивается не только цветовая, но и геометрическая характеристика объекта (его размер), включается необходимое количество воздушных клапанов на необходимый промежуток времени. Это позволяет достигнуть высокой эффективности отсечки. Подача кусков осуществляется в монослое, коэффициент загрузки транспортирующего устройства 0,3–0,4, т.е. более высокий, чем в сепараторах *Ore Sorters*. Синхронизация электронной системы сепаратора с персональным компьютером позволяет производить его быструю настройку, а также дает возможность непрерывного контроля процесса сепарации с определением качественно-количественных показателей продуктов сепарации в режиме реального времени.

Сепараторы OptoSort* выпускаются в трех модельных исполнениях: с подачей материала в зону измерения с помощью ленточного конвейера — модель GemStar (крупность перерабатываемого материала –40+1 мм) и модель BeltCompact (крупность –350+40 мм); с подачей материала вибропитателем — модель Gravity (крупность –350+40 мм). Данные по производительности сепараторов приведены в табл. 1.

Таким образом, появилась возможность проводить сепарацию золотосодержащего сырья с высокой производительностью и эффективной системой распознавания объектов по их цветовым характеристикам. Это имеет большое практическое значение для относительно бедных руд, особенно крупных месторождений, к числу которых относится Сухой Лог.

В 2007 г. на рудах данного месторождения ФГУП «ЦНИГРИ» были проведены технологические исследования с применением предварительно крупнокускового обогащения методом полихромной фотометрической сепарации (ПФМС) с использованием промышленного сепаратора OptoSort (модель GemStar-600), представляющего собой одну из моделей фотометрических установок в выпускаемом фирмой типоразмерном ряду. Установка предназначена для сепарации материала в диапазоне размера частиц –30+1 мм. Высокоскоростная сканирующая камера и программное обеспечение установки аналогичны используемым в моделях большей производительности, поэтому установка применяется для настройки программ сепарации минерального сырья различного гранулометрического состава и проведения исследований в круп-

1. Производительность сепараторов OptoSort*

Модель сепаратора	Ширина полосы подачи материала, мм	Крупность материала, мм	Производительность, т/ч
GemStar	300	–2+0,5	0,3–1
	600	–3+1	1,5
		–6+3	5
		–12+6	10
BeltCompact	1200	–30+12	17
		–6+3	12
		–12+6	23
	1800	–30+12	56
		–60+30	110
		–12+6	35
Gravity	1200	–30+12	88
		–60+30	160
		–60+30	35
	1800	–150+60	65
		–350+150	200
		–60+30	50
		–150+60	120
		–350+150	280

*Расчет выполнен для плотности 2,75 т/м³.

ленно-лабораторном и полупромышленном масштабах. Полученные результаты используются для сепараторов, предназначенных для сортировки руд с крупностью куска до 350 мм.

В процессе исследований решались следующие задачи:

выделение крупнокусковых хвостов, снижение объемов и повышение качества руды, поступающей на глубокое обогащение;

изучение зависимости технологических показателей предварительного обогащения от выхода крупнокусковых хвостов.

2. Гранулометрическая характеристика проб рядовых и бедных руд

Класс, мм	Проба РТ			Проба УТ		
	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
–100+75	9,35	3,17	8,96	12,37	0,67	12,90
–75+50	17,78	3,55	19,05	20,38	0,64	20,42
–50+25	27,44	3,40	28,19	24,14	0,65	24,53
–25	45,43	3,19	43,80	43,11	0,62	42,16
Итого	100	3,31	100,00	100,00	0,64	100,00
В том числе:						
–25+10	27,68	3,31	27,70	21,50	0,59	19,85
–10+5	8,01	2,29	5,53	8,73	0,70	9,60
–5	9,74	3,59	10,57	12,88	0,63	12,70

*Сепаратор OptoSort в настоящей работе обозначается как полихромный в отличие от моно- и бихроматических сепараторов прошлого поколения.

3. Группировка кусков выборки по интенсивности кварц-пиритовой минерализации

Минеральные особенности руды	Число кусков	Выход, %	Диапазон содержаний Au, г/т	Ожидаемый продукт сепарации
Углеродистые сланцы с тонкими прожилками без видимой минерализации пирита и кварца, а также с редкой минерализацией мелкозернистого пирита	80	40,0	0–0,6	Хвосты
Углеродистые сланцы с прожилками до 1–2 мм и кварц-пиритовыми линзами до 5 мм с редкой минерализацией среднезернистого пирита	25	12,5	1–2	Промпродукт
Углеродистые сланцы с прожилками >2 мм и линзами размером от 5 мм со средне- и крупнозернистой кварцевой и пиритовой минерализацией	95	47,5	3–30	Концентрат

Укрупненные испытания проводились на пробах рядовых (РТ) и бедных (УТ) руд массой по 5 т. Они отбирались из выработок, пересекающих рудную залежь. Метод отбора проб — задииковый с глубиной задиики 25 см.

Проба РТ, представляющая центральную часть залежи в пределах контура с бортовым содержанием 1,5 г/т Au, составлена из четырех частных проб РТ1, РТ2, РТ3, РТ4 с соотношением масс частных проб в долях от объединенной пробы 0,42:0,28:0,18:0,12 соответственно.

В пределах зоны бедных руд, оконтуриваемой по борту 0,5 г/т Au, отобрана проба УТ, составленная из трех частных проб УТ1, УТ2, УТ3 с соотношением масс в долях от объединенной пробы 0,22:0,33:0,45 и с содержаниями по бороздovому опробованию 1,3, 0,50 и 0,09 г/т Au соответственно.

Гранулометрическая характеристика технологических проб дана в табл. 2. Выходы классов получены по результатам грохочения проб на месте, содержания — по анализу продуктов сепарации.

Гранулометрический состав технологических проб является благоприятным для радиометриче-

ского обогащения, поскольку выход классов –100+25 мм достигает 55–60%. Выход класса –25+10 мм, который может эффективно перерабатываться только с использованием современных высокопроизводительных фотометрических сепараторов, составляет 21–27%. Фотометрическая сепарация позволяет также обогащать класс –10+5 мм.

Вещественный состав проб достаточно однороден. Руды указанных сортов представлены черными и темно-серыми углеродистыми аргиллит-алевролитами, метаморфизованными с развитием серицитизации и в значительной степени рассланцованными. По плоскостям рассланцевания, наряду с серицитом, развиваются, образуя подобие тонких прожилков, хорошо раскристаллизованные мелко- и среднекристаллические карбонаты, в основном анкерит, реже кальцит, сидерит и в заметно меньших количествах кварц. Последний проявляется в виде отдельных кристаллов или агрегатов, образующих мелкие линзочки. Сингенетичный тонко- и мелкозернистый пирит в виде отдельных зерен или агрегатов обуславливает слабую золотоносность пород, вмещающих оруденение. Бедные руды основной

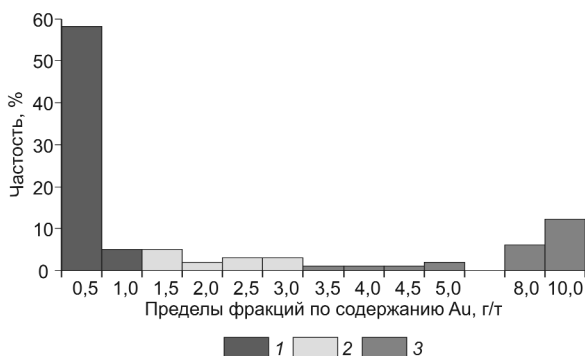


Рис. 1. Гистограмма дифференциального распределения содержания золота в выборке:

1 — хвосты; 2 — промпродукт; 3 — концентрат

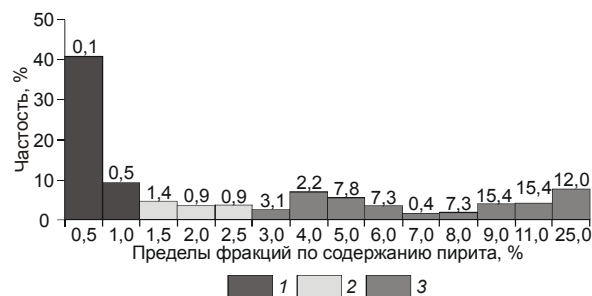


Рис. 2. Гистограмма дифференциального распределения содержания пирита в выборке:

индекс колонки — среднее содержание Au в кусках; остальные усл. обозн. см. рис 1

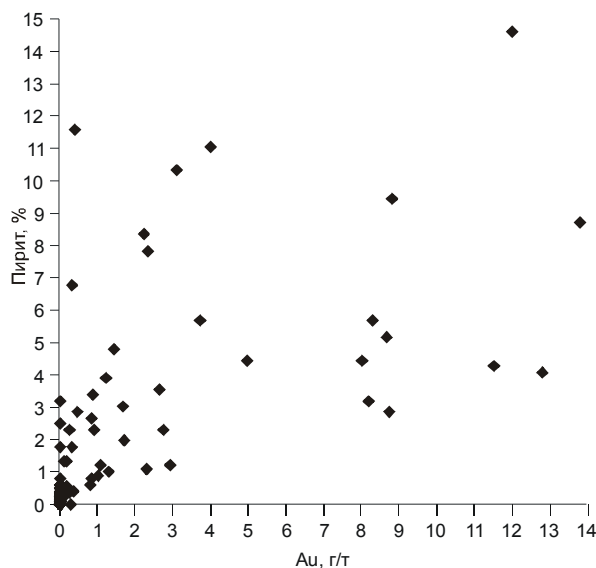


Рис. 3. Корреляционная зависимость содержаний пирита и золота

залежи представлены углеродистыми сланцами с кварц-карбонатными прожилками мощностью до 1–2 мм или с включениями кварцевых линз длиной от 1 до 10 мм и вкрапленностью порфирибластового мелко- и среднезернистого пирита. Богатые золотом куски — углеродистые сланцы с гнездами кварца и крупнозернистого пирита или различной мощности кварц-пиритовыми прожилками.

Текстура золотосодержащих пород сланцеватая с наложением на кристаллизационную сланцеватость трещин кливажа. Куски раскалываются по плоскостям рассланцевания, образуя в основном пластинчатые и плитчатые формы. Плоскости покрыты серым чешуйчатым серицитом, обволакивающим кристаллические, прожилковые и линзовидные скопления минералов с образованием бугристых поверхностей. Минералы доступны наблюдению большей частью по сколам с торцевых сторон. При сепарации с фронтальным осмотром кусков скрытая таким образом минерализация ста-

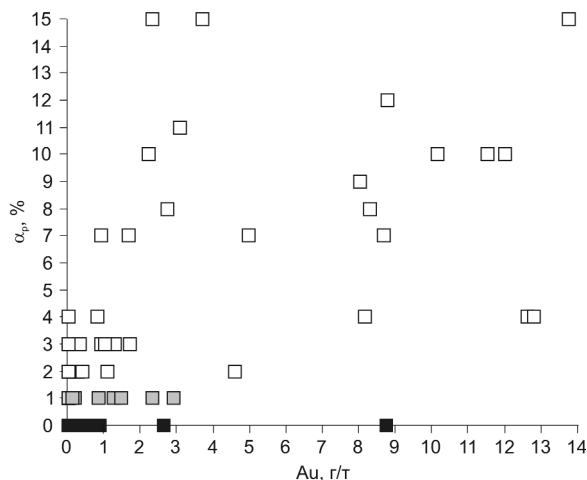


Рис. 4. Корреляционная зависимость фотометрического признака разделения по пириту и содержания Au:

куски, направляемые: черное — в хвостовой продукт, серое — в промпродукт, белое — в концентрат

новится недоступной для измерения, что приводит к потерям металла. Для исключения влияния сланцеватости при сепарации следует применять или боковой осмотр кусков с торцевых сторон, или фронтальный с двух сторон при наклоне к траектории полета куска до 45°.

Покусковая контрастность и обогатимость изучались на случайных выборках по 200 кусков класса –50+25 мм, удобного для изучения различными лабораторными методами и обеспечивающего полноту использования материала при пробирном анализе. Куски подвергались всестороннему изучению, а именно фотографировались оптической системой в камере фотометрического сепаратора, измерялись на рентгенорадиометрических и рентгенолюминесцентных установках. В итоге каждый из кусков измельчался и анализировался пробирным методом на Au, а также рентгеноспектральным методом на Fe, As и S.

4. Показатели разделения кусков выборки по содержанию золота и признаку разделения α_p ПФМС

Границы разделения	Хвосты			Концентрат			
	Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	
Au, г/т	0,1	44,77	0,05	0,66	55,23	6,13	99,34
	0,4	55,25	0,09	1,55	44,75	7,50	98,45
	1,2	63,80	0,20	3,82	36,20	9,06	96,18
	2,5	72,72	0,39	8,43	27,28	11,44	91,57
α_p , %	1,0	52,90	0,47	7,12	47,10	6,84	92,88
	2,0	60,62	0,50	8,69	39,38	8,04	91,31
	3,0	70,09	0,68	13,82	29,91	9,99	86,18

Примечание. Жирным шрифтом выделены оптимальные границы разделения и соответствующие им предельные технологические показатели.

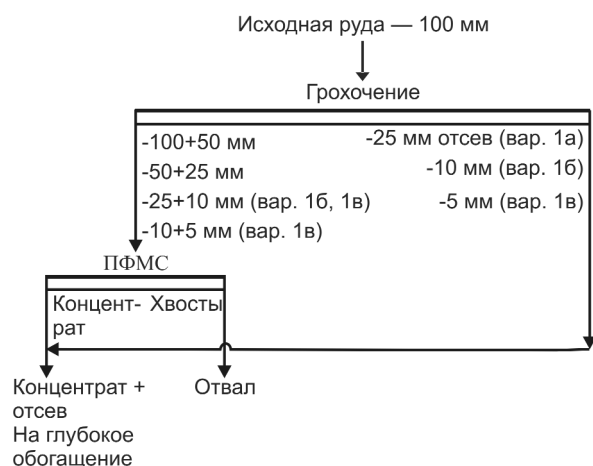


Рис. 5. Схема фотометрического обогащения по варианту 1

Показатели контрастности M для проб РТ и УТ составили 1,30 и 1,50 соответственно, что характеризует рядовые руды как высококонтрастные, а бедные как особоконтрастные.

При выборе метода сепарации рентгенорадиометрический метод по пиритному железу не составил альтернативы фотометрическому из-за высоких фоновых содержаний железа во вмещающих породах.

Фотометрический метод в традиционном варианте измерения интегрального отраженного светового потока не приносит ожидаемых результатов.

Весьма перспективно развитие метода в направлении использования цифровых фотокамер с высокоскоростной компьютерной обработкой цветного изображения куска в системе RGB — полихромный фотометрический метод сепарации. Он реализован в высокопроизводительных сепараторах нового поколения OptoSort (ФРГ), применение которых существенно расширяет возможности радиометрического обогащения руд.

Изучение обогатимости руды и настройку сепаратора производили на классе крупности $-50+25$ мм по схеме:

отбор представительной для технологической пробы выборки в количестве не менее 200 кусков; визуальная группировка кусков по интенсивности кварц-пиритовой минерализации;

анализ кусков на золото неразрушающим ядерно-физическим методом;

покусковое фотографирование выборки оптической системой сепаратора последовательно с двух сторон;

определение цветовых характеристик основных минералов и выбор признаков разделения с переводом в числовые значения;

определение контрастности руды с оценкой предельных показателей разделения;

оценка обогатимости с разделением на фракции по выбранным признакам разделения;

определение оптимального признака разделения на основании показателя эффективности;

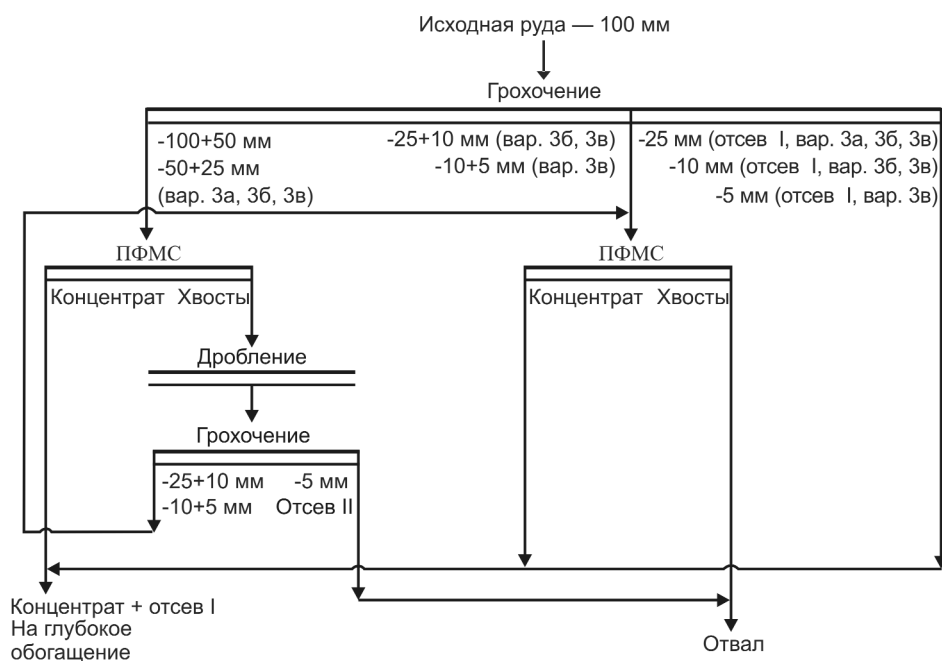
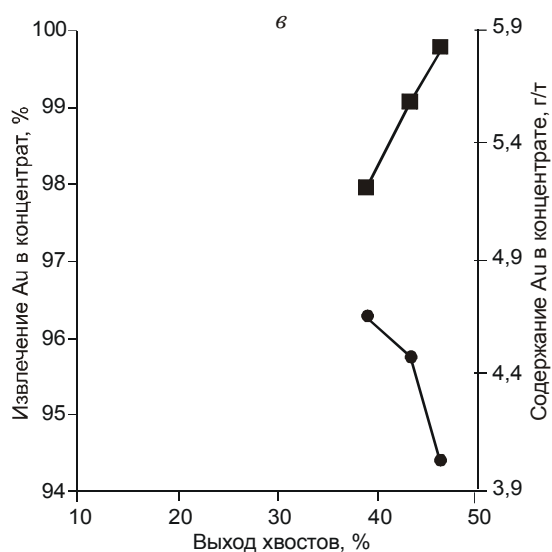
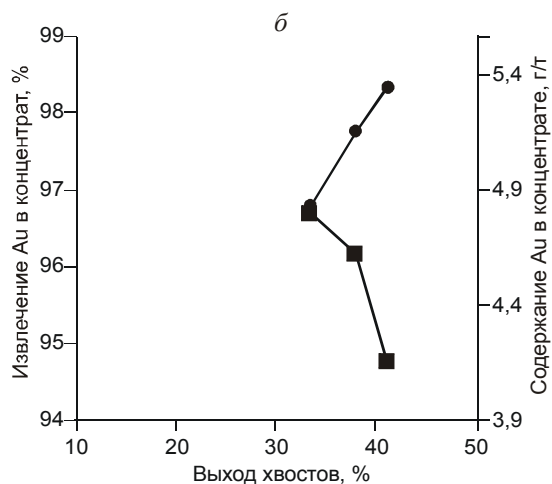
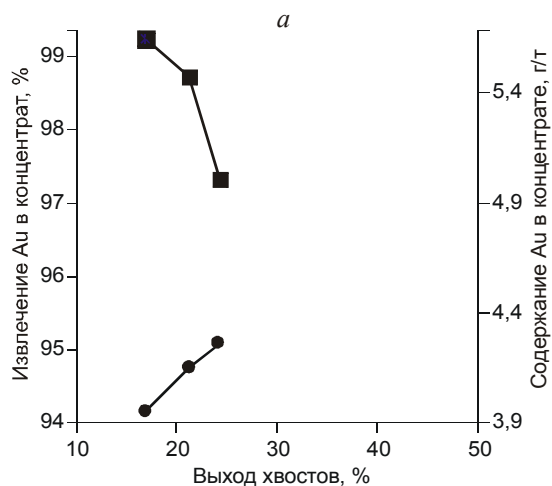


Рис. 6. Схема фотометрического обогащения по варианту 3

отбор малых выборок типичного кускового материала для настройки сепаратора по различным классам крупности для заданных граничных содержаний;



■ 1 ● 2

проведение опытной сепарации.

Кусковой материал представительной выборки дает возможность изучать изменчивость руды в ее естественном состоянии, причем не по частным точечным пробам, а по совокупности кусков выборки, связанной статистическими законами с генеральной совокупностью — в данном случае отбитой представительной пробой руды. Отсутствие субъективности в отборе позволяет производить обработку случайных величин статистическими методами с достаточной степенью корректности.

Визуальная разборка кускового материала выборок, в свою очередь, позволяет оценить характер изменчивости рудной минерализации и выделить группы, соответствующие продуктам сепарации (табл. 3) по данным ядерно-физического анализа кусков.

Куски выборки фотографировались с двух сторон оптической системой сепаратора. Затем с помощью оригинальной программы на ЭВМ определялись интервалы значений в системе RGB, характерные для пирита и кварца.

В результате обработки фотографий были получены файлы с данными, где каждый кусок характеризовался следующими параметрами: общая площадь куска в пикселах; площадь рудных составляющих «пирита» и «кварца», площадь «сланцев» — в процентах. Величина признака разделения выражалась в виде относительной площади пирита или кварца.

Распределение золота по кускам выборки — классическое логнормальное (рис. 1). Распределение пирита, рассчитанного по $S_{общ}$, показано на рис. 2 и аппроксимируется распределением в виде суперпозиции двух логнормальных распределений: одно <3%, другое >3% пирита. Индексация колонок дифференциального распределения пирита (см. рис. 2) произведена по среднему содержанию золота и оттеняется цветом. Сопоставление приведенных гистограмм показывает соответствие диапазонов и продуктов разделения по пириту убогим, бедным и промышленным (рядовым) рудам по содержанию золота.

Результаты анализов дают возможность оценить корреляционную связь между пиритом и золо-

Рис. 7. Зависимость технологических показателей фотометрической сепарации пробы РТ золотосодержащей руды от выхода хвостов при различных вариантах технологической схемы и режимов разделения (варианты: 1 — граничное содержание 0,5 г/т Au, схема 7, 2 — граничное содержание 1 г/т Au, схема 7, 3 — то же, схема 8 с додрабливанием):

а — основная ПФМС класса -100+25 мм, *б* — то же, класса -100+10 мм, *в* — то же, класса -100+5 мм; 1 — извлечение в концентрат; 2 — содержание в концентрате

5. Технологические показатели сепарации рядовой руды при разделении по граничному содержанию 0,5 г/т Au (вариант 1)

Вариант*	Класс крупности, мм	Продукт	От класса			От исходной руды	
			Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Извлечение, %
	-100+75	Концентрат	83,11	3,79	99,39	7,77	8,90
		Хвосты	16,89	0,11	0,61	1,58	0,05
		Исходный класс	100,00	3,17	100,00	9,35	8,96
	-75+50	Концентрат	72,41	4,84	98,79	12,87	18,82
		Хвосты	27,59	0,16	1,21	4,91	0,23
		Исходный класс	100,00	3,55	100,00	17,78	19,05
	-50+25	Концентрат	62,07	5,39	98,34	17,03	27,72
		Хвосты	37,93	0,15	1,66	10,41	0,47
		Исходный класс	100,00	3,40	100,00	27,44	28,19
	-25+10	Концентрат	39,26	7,66	90,79	10,87	25,15
		Хвосты	60,74	0,50	9,21	16,81	2,55
		Исходный класс	100,00	3,31	100,00	27,68	27,70
	-10+5	Концентрат	36,09	5,86	92,45	2,89	5,12
		Хвосты	63,91	0,27	7,55	5,12	0,42
		Исходный класс	100,00	2,29	100,00	8,01	5,53
	-100+0	Отсев (-5 мм)		3,59		9,74	10,57
		Исходная руда		3,31		100,00	100,00
	1а	-100+0	Концентрат + отсев (-25 мм)	83,11	3,95	99,25	
Хвосты			16,89	0,15	0,75		
1б	-100+0	Концентрат + отсев (-10 мм)	66,29	4,83	96,70		
		Хвосты	33,71	0,32	3,30		
1в	-100+0	Концентрат + отсев (-5 мм)	61,17	5,21	96,28		
		Хвосты	38,83	0,32	3,72		

*Рассмотрены три варианта крупности отсева: -5 мм (1в), -10 мм (1б), -25 мм (1а).

том как весьма тесную с коэффициентом корреляции логарифмов содержаний $r=0,86$. Особенностью корреляционной зависимости (рис. 3) является четкость тренда в области низких содержаний, которая указывает на связь тонкодисперсного пиритного золота с содержанием сингенетичного пирита. Все куски с содержанием пирита $>1\%$ оказываются в диапазоне >1 г/т Au. Учитывая плотность пирита вдвое большую по отношению к алевролитам, граница выделения хвостов ожидается на уровне 0,5% пирита. При рассмотрении корреляционной зависимости признака разделения α_p ПФМС и содержания золота в кусках (рис. 4) наблюдается попадание в диапазон значений α_p от 0 до 1% одного рудного куска, на фотографиях которого пирит не отмечается, и одного — с весьма слабым проявлением пирита. Эти куски представляют скрытую между двумя поверхностями расщепления минерализацию, не распознаваемую оптической системой сепаратора. Таким образом, граница $\alpha_p=0,5\%$ пирита должна обеспечивать выделение хвостов с содержанием $<0,5$ г/т Au, а при границе $\alpha_p=1\%$ пирита выделяется промежуточный продукт сепарации.

Завершают исследования обогатимости руды технологические оценки, полученные путем разделения кусков на фракции по содержанию Au и по признаку разделения α_p ПФМС (табл. 4).

Показатель признака разделения $\Pi=1,13$ указывает на возможную эффективность разделения 0,87.

Укрупненные испытания ПФМС выполнялись с использованием сепаратора OptoSort Gemstar [1], который перерабатывает кусковой материал в диапазоне крупности $-30+1$ мм. Тем не менее, оптическая система сепаратора позволяла измерять куски крупностью до 100 мм в динамике, т.е. в режиме сепарации. Отличительной особенностью данного сепаратора в отличие от других модификаций OptoSort являлось наличие только одной оптической системы, дающей односторонний обзор кусков. Указанный недостаток на мелких классах компенсировался дополнительной контрольной операцией, а на крупных — последовательным измерением кусков с двух сторон.

Граничные значения признаков разделения задавались, согласно данным исследования обогатимости, путем «обучения» измерительной системы с

6. Технологические показатели сепарации рядовой руды при разделении по граничному содержанию 1,0 г/т Au (вариант 2)

Вариант*	Класс крупности, мм	Продукт	От класса			От исходной руды	
			Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Извлечение, %
	-100+75	Концентрат	71,23	3,76	95,33	6,66	8,59
		Хвосты	28,77	0,27	4,07	2,69	0,36
		Исходный класс	100,00	3,17	100,00	9,35	8,96
	-75+50	Концентрат	60,23	5,64	95,77	10,71	18,25
		Хвосты	39,77	0,38	4,23	7,07	0,80
		Исходный класс	100,00	3,55	100,00	17,78	19,05
	-50+25	Концентрат	46,60	6,90	94,64	12,79	26,68
		Хвосты	53,40	0,34	5,36	14,65	1,51
		Исходный класс	100,00	3,40	100,00	27,44	28,19
	-25+10	Концентрат	39,26	7,66	90,79	10,87	25,15
		Хвосты	60,74	0,50	9,21	16,81	2,55
		Исходный класс	100,00	3,31	100,00	27,68	27,70
	-10+5	Концентрат	36,09	5,86	92,45	2,89	5,12
		Хвосты	63,91	0,27	7,55	5,12	0,42
		Исходный класс	100,00	2,29	100,00	8,01	5,53
		Отсев (-5 мм)		3,59		9,74	10,57
2а	-100+0	Концентрат + отсев (-25 мм)	75,59	4,26	97,32		
		Хвосты	24,41	0,36	2,68		
2б	-100+0	Концентрат + отсев (-10 мм)	58,77	5,34	94,77		
		Хвосты	41,23	0,42	5,23		
2в	-100+0	Концентрат + отсев (-5 мм)	53,42	5,82	94,01		
		Хвосты	46,58	0,43	5,99		

*Рассмотрены три варианта крупности отсева: -5 мм (2в), -10 мм (2б), -25 мм (2а).

использованием малых выборок хвостовых кусков с относительной площадью пирита до 0,5%, промпродукта — с относительной площадью пирита от 0,5 до 1,0% и концентрата — >1,0%. Для повышения эффективности проверялся комбинированный вариант признака разделения с дополнительным использованием ассоциации золота с кварцем поздней генерации. Экспериментальная проверка на классах -25+10 и -10+5 мм не дала положительного результата. Кроме того, применение дополнительного признака по кварцу заметно ограничило время экспозиции из-за проявлений рефлексных отражений от поверхностей кристаллов карбонатов и слюды, которые приводили к частичному отбору породных кусков в концентрат.

Испытания проб рядовых и бедных руд осуществлялись по схеме, включающей дробление исходного материала до 100 мм, грохочение на классы -100+75, -75+50, -50+25, -10+5 и -5 мм, полихромную фотометрическую сепарацию классов -100+75, -75+50, -50+25, -25+10, -10+5 мм в режиме разделения $\lambda_{\text{граничн}}=1,0$ г/т Au с выделением отвальных хвостов, а также концентрата, направляемого вместе с отсевом (класс -5 мм) на последующее глубокое обогащение (рис. 5). Дополнительно оценива-

лись три подварианта технологической схемы с различными диапазонами крупности сепарируемого класса: -100+25 мм (вариант 1а), -100+10 мм (вариант 1б), -100+5 мм (вариант 1в). Для рядовых руд также была проведена опытная сепарация в режиме $\lambda_{\text{граничн}}=0,5$ г/т Au (вариант 2). Для оценки влияния параметров раскрытия проведены испытания рядовых и бедных руд по схеме (рис. 6) с додразливанием хвостов ПФМС классов -100+25 мм до крупности -25 мм (вариант 3).

Результаты испытаний ПФМС приведены в табл. 5–8. Как видно, применение фотометрической сепарации обеспечивает по варианту 1 получение отвальных хвостов как для рядовых, так и для бедных руд. Для обоих сортов руд с понижением крупности сепарируемых классов выход хвостов увеличивается с 28,77–31,50 до 63,91–83,43% при содержании в них золота 0,27–0,50 г/т (РТ) и 0,10–0,18 г/т (УТ).

С уменьшением крупности повышается качество кусковых концентратов с 3,76 до 7,66 г/т (для классов -100+5 мм РТ), с 2,18 до 2,39 Au (УТ), составляя в среднем 6,32 и 2,25 г/т Au при извлечении 93,31 и 72,64% (от операции) и коэффициенте обогащения 1,93 и 3,52 соответственно. В итоге выделен

7. Технологические показатели сепарации рядовой руды с додраблыванием хвостов сепарации классов –100+25 мм при разделении по граничному содержанию 1,0 г/т Au (вариант 3)

Вариант*	Класс крупности, мм	Продукт	От класса			От исходной руды	
			Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Извлечение, %
	–100+75	Концентрат	71,23	3,76	95,33	6,66	8,59
		Хвосты	28,77	0,27	4,07	2,69	0,36
		Исходный класс	100,00	3,17	100,00	9,35	8,96
	–75+50	Концентрат	60,23	5,64	95,77	10,71	18,25
		Хвосты	39,77	0,38	4,23	7,07	0,80
		Исходный класс	100,00	3,55	100,00	17,78	19,05
	–50+25	Концентрат	46,60	6,90	94,64	12,79	26,68
		Хвосты	53,40	0,34	5,36	14,65	1,51
		Исходный класс	100,00	3,40	100,00	27,44	28,19
	–25+10	Концентрат	39,26	7,66	90,79	10,87	25,15
		Хвосты	60,74	0,50	9,21	16,81	2,55
		Исходный класс	100,00	3,31	100,00	27,68	27,70
	–10+5	Концентрат	36,09	5,86	92,45	2,89	5,12
		Хвосты	63,91	0,27	7,55	5,12	0,42
		Исходный класс	100,00	2,29	100,00	8,01	5,53
		Отсев I (–5 мм)		3,59		9,74	10,57
		Исходная руда		3,31		100,00	100,00
Додраблывание хвостов –100+25 мм	–25+0	Концентрат	12,54	1,52	52,35	3,06	1,40
		Хвосты	57,58	0,13	20,07	14,06	0,54
		Отсев II	29,88	0,34	27,58	7,29	0,74
		Исходный продукт	100,00	0,36	100,00	24,41	2,68
3а	–100+25 –25+5	Концентрат + отсев I –25 мм	78,65	4,15	98,72		
		Хвосты + отсев II	21,35	0,20	1,28		
3б	–100+10 –25+5	Концентрат + отсев I –10 мм	61,83	5,15	96,17		
		Хвосты + отсев II	38,17	0,33	3,83		
3в	–100+5 –25+5	Концентрат + отсев I –5 мм	56,72	5,59	95,75		
		Хвосты + отсев II	43,28	0,32	4,25		

*При данном варианте сепарации хвосты додраблываются до –25 мм и сепарируются вне зависимости от крупности отсева I. Рассмотрены три варианта крупности отсева: –5 мм (3в), –10 мм (3б), –25 мм (3а).

обогащенный продукт (концентрат классов –100+5 мм, объединенный с отсевом), содержащий 5,82 г/т Au (РТ) и 1,57 г/т Au (УТ) при выходе 53,42 и 30,88% и извлечении 94,01 и 76,12% соответственно.

Анализ полученных результатов на пробе РТ по вариантам 1–3 показывает (рис. 7), что максимальная глубина предварительного крупнокускового обогащения (содержание в концентрате 5,82 г/т Au)

8. Характеристика продуктов ПФМС пробы РТ по содержанию Au, Fe, S, C_{орг}

Продукт	Выход, %	Au		Fe _{общ}		S _{общ}		C _{общ}		Fe/Au	S/Au	C _{орг} /Au
		Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Содержание, г/т	Извлечение, %			
Обогащенный продукт	53,42	5,82	94,0	6,12	68,7	3,67	94,3	2,44	49,2	1,05	0,63	0,42
Хвосты	46,58	0,43	6,0	3,20	31,3	0,26	5,7	2,89	50,8	7,44	0,60	6,72
Исходная руда	100,00	3,31	100,0	4,76	100,00	2,08	100,0	2,65	100,0	1,44	0,63	0,80

**9. Технологические показатели фотометрической сепарации пробы убогой руды месторождения
Сухой Лог с дроблением промпродукта (вариант 2)**

Класс, мм	Продукт	От класса			От исходной руды	
		Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Выход, %	Извлечение, %
-100+75	Концентрат	27,42	1,61	66,40	3,39	8,56
	Промпродукт	41,08	0,45	27,72	5,08	3,58
	Хвосты	31,50	0,12	5,88	3,90	0,76
	Исходный класс	100,00	0,66	100,00	12,37	12,90
-75+50	Концентрат	22,93	2,01	71,88	4,67	14,68
	Промпродукт	27,41	0,40	16,99	5,59	3,47
	Хвосты	49,66	0,14	11,13	10,12	2,27
	Исходный класс	100,00	0,64	100,00	20,38	20,42
-50+25	Концентрат	16,11	2,88	71,61	3,89	17,56
	Промпродукт	21,75	0,57	19,15	5,25	4,70
	Хвосты	62,14	0,10	9,24	15,00	2,27
	Исходный класс	100,00	0,65	100,00	24,14	24,53
-25+10	Концентрат	21,40	2,09	76,09	4,60	15,10
	Хвосты	78,60	0,18	23,91	16,90	4,75
	Исходный класс	100,00	0,59	100,00	21,50	19,85
-10+5	Концентрат	16,57	3,32	78,24	1,45	7,51
	Хвосты	83,43	0,18	21,76	7,28	2,09
	Исходный класс	100,00	0,70	100,00	8,73	9,60
-5	Отсев		0,63		12,88	12,70
-100+0	Концентрат		1,59		33,96	84,28
	Хвосты		0,15		66,04	15,72
	Исходная руда		0,64		100,00	100,00

и максимальный выход хвостов (46,58%) достигаются при сепарации классов -100+5 мм по варианту 2-3 по граничному содержанию 1,0 г/т Au. Вариант 3в с дроблением хвостов занимает промежуточное положение. Аналогичная картина (см. рис. 7) наблюдается при сепарации руды в диапазонах крупности -100+10 мм (варианты 1б, 3б, 2б) и -100+25 мм (варианты 1а, 3а, 2а).

Для выявления оптимальной глубины предварительного обогащения и извлекаемой ценности полезного компонента при использовании различных технологических схем и режимов сепарации необходимо проведение технико-экономических расчетов.

Характеристика продуктов ПФМС по содержанию Au, Fe, S, C приводится в табл. 8. Отмечается, что распределение серы в продуктах практически идентично распределению золота. Извлечение серы и золота в обогащенный продукт составляет соответственно 94,3 и 94,0%. В процессе сепарации значительная часть железосодержащих примесей, представленных в основном анкеритом и сидеритом, удаляется в хвостовой продукт. За счет этого снижается отношение содержаний Fe/Au в обогащенном продукте по сравнению с исходной рудой с 1,44 до 1,05, что оказывает положительное влияние на процесс последующего гравитационного обогащения.

Как известно, неблагоприятным фактором для переработки руд является присутствие в них сорбционно-активного органического углерода. Поэтому снижение в обогащенном продукте отношения содержаний $C_{орг}/Au$ с 0,80 до 0,42 может существенно уменьшить расход сорбента в процессе цианирования сульфидного продукта флотационного обогащения.

При обогащении бедных руд также испытывалась двухстадийная схема предварительного обогащения с выделением и дроблением хвостов ПФМС и последующей концентрацией классов -25+5 мм (вариант 3). Применение данной схемы для этих руд потребует существенного увеличения фронта сепарации. Однако необходимо отметить, что в технологическом плане этот вариант схемы оказался весьма эффективным. Он позволит существенно повысить извлечение золота (с 76,12 до 84,28%) (табл. 9).

Таким образом, разработана и испытана в укрупненном масштабе рациональная технология предварительного обогащения золотосодержащих руд месторождения Сухой Лог. Проведена оценка показателей фотометрической сепарации классов -100+5 мм рядовых и бедных руд. Установлена высокая эффективность используемой аппаратуры OptoSort и выбранного признака разделения, обес-

печивающих выделение кондиционных по содержанию золота хвостов (0,43 г/т Au для рядовых руд, 0,22 г/т Au для бедных) при их выходе 46,58 и 69,12% соответственно. Получены обогащенные продукты, включающие концентраты классов –100+5 мм и отсева, содержащие 5,82, 1,57 и 2,65 г/т Au при извлечении 94,01, 76,12 и 80,12% соответственно.

Изучены закономерности изменения глубины обогащения и извлекаемой ценности полезного компонента от принятой технологической схемы и режимов сепарации.

Для бедных руд разработан усовершенствованный вариант схемы предварительного обогащения с додроблением промпродукта фотометрической сепарации классов –100+5 мм. При переработке убогих руд получен прирост извлечения 8,16%.

Проведенные исследования являются состав-

ной частью работы, выполненной ФГУП «ЦНИГРИ» при разработке постоянных кондиций, весьма актуальны и имеют большое народнохозяйственное значение.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.

1. *Метод полихромной фотометрической сепарации золотосодержащих руд* / В.К.Рябкин, Э.Г.Литвинцев, А.В.Тихвинский и др. // Горный журнал. 2007. № 12. С. 88–93.
2. *Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд* / Ю.О.Федоров, И.У.Кацер, О.В.Корнев и др. // Изв. вузов. Горный Журнал. 2005. № 5. С. 21–36.
3. *Седельникова Г.В., Романчук А.И.* Эффективные технологии извлечения золота из руд и концентратов // Горный журнал. 2007. № 2. С. 45–50.
4. *Opto-electronic sorting* // Official newsletter of the IMS Group of Companies. 2003. № 6. P. 4–5.

УДК 622.342.1 (571.53)

© С.Н.Герасимов, В.Ф.Рогизный, 2008

ОБОСНОВАНИЕ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ СУХОЙ ЛОГ ПРИ ПЕРЕОЦЕНКЕ ЗАПАСОВ

С.Н.Герасимов, В.Ф.Рогизный (ГИРЕДМЕТ)

В 2006–2007 гг. по заданию Федерального агентства по недропользованию ФГУП «ЦНИГРИ» выполнило технико-экономическое обоснование (ТЭО) освоения и разведочных кондиций по месторождению Сухой Лог в Иркутской области Российской Федерации. В качестве соисполнителя в работе принимало участие ООО НПФ «Тарекса», которое обосновало общинженерные решения проекта, решения по горно-технической части, а также раздел охраны окружающей среды.

В ТЭО обобщены материалы предыдущих исследований на месторождении и выработаны принципиально новые подходы к его освоению:

обоснованы решения, позволяющие отработать запасы с высоким уровнем извлечения руды комбинированным способом;

для существующей изученности месторождения определены границы открытых и подземных работ с максимальным использованием общих транспортных коммуникаций;

оценены возможности валовой отработки руд с разделением их по сортам на современных установках фотометрической сепарации (ФМС);

приняты решения по технологии горных работ, в том числе с применением циклично-поточной технологии (ЦПТ) в карьере для автомобильно-конвейерного транспорта;

определены схемы вскрытия и технология отработки участка месторождения подземным способом, а также по доработке запасов ниже дна и в бортах карьера с использованием карьерного пространства;

определены масштабы будущего производства и намечены решения по общинженерному обеспечению добычи и обогащения руды;

выполнена оценка степени воздействия производства на окружающую среду и намечены мероприятия по уменьшению экологического ущерба.

Учитывая материалы проделанной работы, рассмотрим современное состояние дел на месторождении.

Золоторудное месторождение Сухой Лог расположено в Бодайбинском районе Иркутской области. Район характеризуется сложными географо-экономическими условиями, дискомфортными для проживания и работы. Ближайшая железнодорожная станция Таксимо расположена на трассе БАМ в 355 км от месторождения и связана с ним автомобильной дорогой федерального значения Таксимо–Бодайбо (220 км) и областной Бодайбо–Кропоткин–Сухой Лог (135 км). Федеральная дорога действует круглый год, но в эксплуатацию не принята в связи с незавершенностью строительства, областная нуждается в коренной реконструкции.

Численность населения Бодайбинского района в настоящее время составляет 26–27 тыс. чел., в том числе 6 тыс. сезонных рабочих, занятых на разработке месторождений золота, в меньшей мере на лесозаготовках, обслуживании дорог, электросетей и др.

Экономика Бодайбинского района базируется на золотодобыче: в районе продолжается добыча россыпного золота; с 1999 г. начата разработка рудного золота месторождения Первенец, а с 2003 г. — месторождений Западное и Высочайшее. Месторождение Западное в современной геологической интерпретации представляет собой фланг месторождения Сухой Лог.

С наращиванием объемов добычи на золотодобывающих предприятиях в районе складывается устойчивый дефицит электроэнергии. Собственные энергетические мощности (Мамаканская ГЭС с номиналом около 100 МВт и мелкие дизельные электростанции суммарной мощностью 5–6 МВт) потребности района в электроэнергии полностью не обеспечивают.

В районе рассматриваемого месторождения разведаны месторождения строительных материалов и пресных подземных вод, которые могут быть использованы при строительстве и обеспечении работы Сухоложского ГОКа.

Месторождение контролируется зоной смятия в карбонатизированных углеродистых сланцах, алевролитах, известковистых сланцах и представлено прожилково-вкрапленными малосульфидными золото-кварцевыми рудами. По простиранию оно вытянуто на 5,5 км, глубина развития оруденения 650–750 м от дневной поверхности.

Запасы на Сухоложском участке месторождения были утверждены и поставлены на государственный баланс в 1977 г. В результате поисково-оценочных работ на флангах и глубоких горизонтах месторождения в последующие годы установлены новые золотоносные участки — Западный, Центральный и Северо-Западный. По структурным и литологическим признакам, а также по веществен-

1. Распределение запасов по участкам месторождения Сухой Лог (для вариантов бортового содержания Au 0,5 и 1,5 г/т)

Участок	Доля запасов, %		Содержание Au, г/т	Доля запасов, %		Содержание Au, г/т
	руда	металл		руда	металл	
	Бортовое содержание Au 0,5 г/т			Бортовое содержание Au 1,5 г/т		
Сухоложский	78,90	81,66	1,98	87,85	87,55	3,50
Центральный	1,15	1,68	2,79	0,75	1,62	7,55
Северо-Западный	19,95	16,66	1,60	11,40	10,83	3,34
	100	100	1,92	100	100	3,51

ному составу руд эти участки идентичны Сухоложскому и являются его непосредственным продолжением. Общая особенность строения участков рудного поля — выдержанность рудных тел по простиранию и падению, а также прерывистое распределение руд по мощности рудной залежи, выраженное в чередовании интервалов руд различного качества и пустых пород.

Для разработки кондиций ЦНИГРИ в 2007 г. произведен повариантный подсчет запасов. Запасы Западного участка (Западное месторождение), переданные для разработки открытым способом ЗАО «Горнорудная компания Сухой Лог» (лицензия ИРК 01233БР), при подсчете запасов не рассматривались. Анализ материалов подсчета запасов показывает, что подавляющая их часть сосредоточена на Сухоложском участке (табл. 1).

На Сухоложском участке рудные тела прослежены от выхода на дневную поверхность (абс. отм. +1165 м) до горизонта с абсолютной отметкой +450 м, т.е. на 715 м по вертикали. На Центральном участке рудные тела также вскрыты на дневной поверхности и прослежены бурением до горизонта с абсолютной отметкой +805 м, т.е. на 360 м по вертикали. На Северо-Западном участке рудные тела не выходят на дневную поверхность. Кровля рудных тел расположена на горизонте +670 м и отстоит от дневной поверхности на 280 м (абс. отм. +950 м). Нижняя граница рудных тел установлена на горизонте с абсолютной отметкой +265 м. Таким образом, вертикальный размах оруденения на этом участке составляет 405 м.

Все рудные тела залегают параллельно друг другу, имеют пологое падение (20–24°) на север. Рудные тела Центрального участка расположены в лежащем боку в 80–100 м от Сухоложского участка в подвернутом крыле антиклинальной складки. Северо-Западный участок находится в одной геологической структуре с Сухоложским (в ядерной части

антиклинали в Главной рудной зоне) и расположен на расстоянии 1,2–1,3 км к западу.

Как следует из табл. 1, основная доля разведанных запасов сосредоточена на Сухоложском участке. Запасы участка оконтурены по бортовому содержанию Au 0,5 г/т и образуют Главную рудную зону, которая имеет пластообразную форму с раздувами и пережимами, но в целом субпараллельные границы с вмещающими породами (см. рис. 2 в статье И.А.Карпенко, Д.А.Куликова, А.А.Черемшина, с. 41).

Истинная мощность Главной рудной зоны колеблется в пределах от 1,0 до 212 м, составляя в среднем 93,32 м; углы падения рудных тел изменяются от 15 до 30°, составляя в среднем 25°.

В центральной части Главной рудной зоны по бортовому содержанию Au 1,5 г/т выделяется так называемый «рудный столб». Рудный столб развит на всем Сухоложском участке по простиранию и падению (до горизонта +450 м), обладает высокой сплошностью с коэффициентом рудоносности 0,89 и выдержанными элементами залегания. Он сложен преимущественно прожилковыми, линзовидно-прожилковыми рудами, которые определены как рядовые руды. Приконтурные запасы (бедные руды) по борту 0,5 г/т также отчетливо геометризуются.

Инженерно-геологические условия. Покровные пылеватые суглинки со щебнем коренных пород имеют мощность от 1 до 7 м. Повсеместно в пределах рудного поля распространена мерзлота, при этом мощность многолетнемерзлых пород составляет 240–270 м. Деятельный сезоннопротаивающий слой рыхлых отложений не превышает 1,5–2 м. Вмещающие породы и рудные тела весьма однородны по составу и представлены метаморфизованными сланцами и алевролитами. Объемный вес руды и вмещающих пород колеблется от 2,6 до 3,0 т/м³, составляя в среднем 2,7 т/м³. Естественная влажность не превышает 1,5%. Коэффициент крепости пород по шкале Протодьяконова находится в пределах от 3 до 15 при среднем значении 8. Породы характеризуются высокими прочностными свойствами и слабой размягчаемостью под действием воды.

Гидрогеологические условия месторождения достаточно изучены и квалифицируются как несложные. В районе месторождения разведаны пресные подземные воды, пригодные для хозяйственно-питьевого водоснабжения.

Принципиальные решения по отработке месторождения. Предварительная геолого-экономическая оценка по укрупненным показателям запасов Северо-Западного участка (категория С₂) показала, что они могут рассматриваться только в качестве объекта для отработки подземным способом.

Основная доля запасов Сухоложского и все запасы Центрального участков могут обрабатываться открытым способом в контуре единого карьера.

Особенности пространственного распределения запасов и сортов руды позволяют организовать их раздельную выемку и переработку, поэтому в ТЭО были рассмотрены несколько вариантов добычи и переработки руды:

1) валовая выемка с прямым обогащением руды на золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ);

2) валовая выемка без разделения руды по сортам с ее предобогащением на установках ФМС;

3) раздельная выемка и переработка рядовых и бедных руд с предобогащением на установках ФМС.

Необходимо отметить, что за пределами балансовых рудных тел в минерализованных породах висячего и лежачего боков Главной рудной зоны по бортовому содержанию Au 0,2 г/т выделены значительные запасы (около 500 млн. т) убогих руд (среднее содержание Au 0,47 г/т), которые отнесены к забалансовым. В настоящее время указанные запасы недостаточно разведаны, слабо изучены, что не позволило включить их в ТЭО-2007 в полном объеме. Вместе с тем, учитывая громадный объем запасов убогих руд и их попутную добычу при открытом способе, в ТЭО предусмотрены учет отработки по годам и складирование их в спецотвал. Переработка этих руд возможна по завершении работы карьера и высвобождении мощностей фабрик ФМС и ЗИФ.

Обоснование границ открытых горных работ. При определении конечной глубины открытых горных работ использовалось сравнение граничного ($K_{гр}$) и контурного ($K_{к}$) коэффициентов вскрыши, которое исходит из примерного равенства себестоимостей добытой руды на предельном горизонте карьера и руды, добытой подземным способом.

Граничный коэффициент вскрыши определялся по формулам:

для вариантов 1 и 2 (валовая выемка руды соответственно при прямом обогащении и обогащении с ФМС):

$$K_{зр} = \frac{(C_p \times K_{np} \times K_{pp} \times K_{up} - C_p) - (C_n \times K_{nn} \times K_{pn} \times K_{un} - C_n)}{C_g}, \text{ м}^3 / \text{м},$$

для варианта 3 (селективная выемка руды с разделением на рядовую и бедную):

$$K_{зр} = \frac{[(C_p \times K_{np} \times K_{pp} \times K_{up} - C_p) + (C_g \times K_{ng} \times K_{pg} \times K_{ug} - C_g) \times K_1] - \frac{(C_n \times K_{nn} \times K_{pn} \times K_{un} - C_n)}{C_g}}{C_g}, \text{ м}^3 / \text{м},$$

где C_p , C_g , C_n — ценность 1 т руды по содержанию в ней металла соответственно для рядовой, бедной и для руды подземной отработки, руб./т;

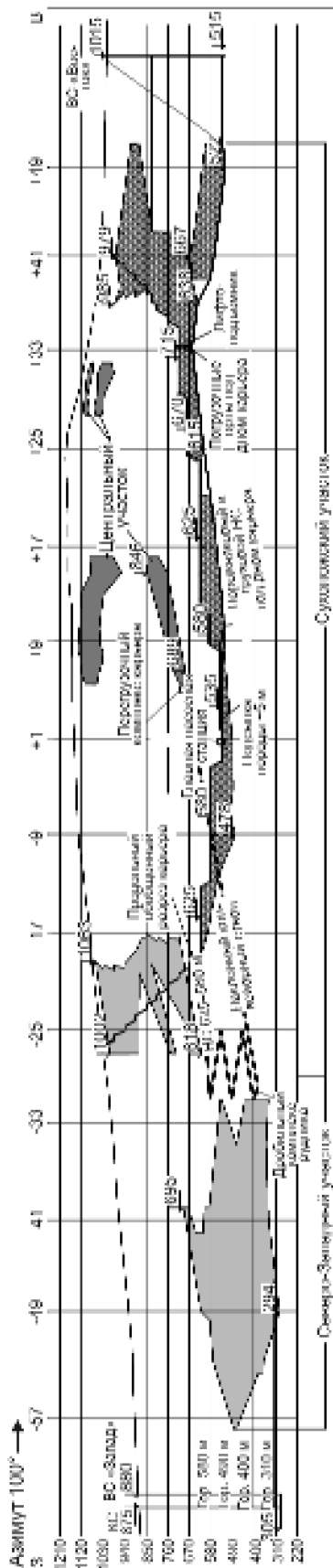


Рис. 1. Положение контура карьера на конец отработки и вскрытие запасов для подземной отработки (проекции на продольную вертикальную плоскость)

$C = M_z \times \eta$, где M_z — содержание золота в геологических запасах, г/т; η — средняя стоимость 1 г Au, руб.; κ_{rp} , κ_{pb} , κ_{pn} — коэффициенты потерь соответственно для рядовой, бедной и руды при подземной отработке; κ_{pp} , κ_{pb} , κ_{pn} — коэффициенты качественного разубоживания соответственно для рядовой, бедной и руды при подземной отработке;

$$\kappa_p = \frac{M_z}{M_m}$$

где M_m — содержание металла в товарной руде, г/т; κ_{up} , κ_{ub} , κ_{un} — коэффициенты сквозного извлечения золота в процессах обогащения соответственно для рядовой, бедной и руды при подземной отработке; κ_l — коэффициент, учитывающий соотношение запасов рядовой и бедной руд в контурах рудных залежей; C_p , C_b , C_n — себестоимость добычи и переработки 1 т руды соответственно для рядовой, бедной и руды при подземной отработке, руб./т; C_v — себестоимость добычи и транспортирования вскрыши, руб./м³.

Себестоимость вскрыши, а также добычи и переработки руды определялись прямыми расчетами для конкретных условий месторождения Сухой Лог. Граничный коэффициент вскрыши по варианту 3 был рассчитан по отношению к рядовым рудам. Расчетный граничный коэффициент вскрыши для вариантов валовой отработки составил 4,50 м³/т, для варианта с раздельной выемкой — 10,16 м³/т.

Параметры карьера и показатели извлечения. В соответствии с выполненными расчетами карьер отстроен графически на соответствующую глубину. Основные решения по углам откосов уступов и борта карьера на погашение были приняты по рекомендациям ВНТП 35–86 в соответствии с физико-механическими свойствами массивов руд и пород. В контур проектного карьера попадает 88% руды запасов Сухоложского и Центрального участков при среднем содержании Au 1,84 г/т. Параметры карьера приведены в табл. 2. Положение карьера на конец отработки и схема вскрытия запасов для подземных работ показаны на рис. 1 и 2.

В основу расчетов величин эксплуатационных потерь и разубоживания положены рекомендации ВНТП 35–86.

$$P = P_T \times \kappa_m \times \kappa_{\Delta m} \times \kappa_h \times \kappa_{nq}, \%$$

$$P = P_T \times \kappa_m \times \kappa_{\Delta m} \times \kappa_h \times \kappa_{pq}, \%$$

где P_T и P_T — базовые значения потерь и разубоживания;

κ_m , $\kappa_{\Delta m}$, κ_h , κ_{nq} , κ_{pq} — поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно изменение мощ-

ности рудного тела, объема включений пустых прослоев разубоживающих пород, высоту добычного уступа и отношение потерь к разубоживанию.

Отношение потерь к разубоживанию для рядовых руд по вариантам с валовой выемкой руды определялось согласно формуле:

$$\mu_p = \frac{3}{C_{p,б} \times C \times K_{ур} - 3}$$

Отношение потерь к разубоживанию для рядовых руд по варианту 3 определялось согласно формуле:

$$\mu_p = \frac{3}{C_{p,б} \times C \times K_{ур} + C_{раз} \times C \times K_{ураз} - 3}$$

где $C_{p,б}$ и $C_{раз}$ — содержание Au в геологических запасах для рядовых и бедных руд и разубоживающих пород, г/т; C — цена 1 г Au, руб.; $K_{ур}$, $K_{ураз}$ — коэффициенты извлечения золота при переработке на ЗИФ соответственно рядовой руды и разубоживающих пород; 3 — экономический ущерб от вовлечения в переработку разубоживающих пород, руб./т.

По результатам расчетов получены следующие показатели извлечения. Потери: для вариантов 1 и 2 — 2,67%, варианта 3 — 1,32% (рядовые руды), 6,36% (бедные руды). Разубоживание: для вариантов 1 и 2 — 2,67%, варианта 3 — 6,02% (рядовые руды), 2,27% (бедные руды).

В расчетах принималось, что разубоживание бедных руд происходит в результате примешивания рядовых руд и минерализованных пород, а разубоживание минерализованных пород — за счет примешивания бедных руд и пустых пород.

Производительность карьера и режим работы. Мощность карьера по горно-техническим возможностям (в качестве исходной) определялась согласно нормам технологического проектирования ВНТП 35–86, при этом для варианта 3 (селективная выемка с ФМС) ее расчет производился для рядовых руд:

$$A_2 = h_2 \times S \eta_0 \times (1 + r_0) \times \gamma, \text{ тыс. м} / \text{год},$$

где h_2 — среднее годовое понижение добычных работ, м/год; S — средняя площадь рудного тела, тыс. м²; η_0 — коэффициент извлечения руды в долях единицы; r_0 — разубоживание руды в долях единицы; γ — объемный вес руды, т/м³.

Скорость среднегодового понижения добычных работ рассчитывалась по формуле:

$$h_2 \leq \frac{\Sigma Q_i}{L \times (\epsilon_p + 2 \times \epsilon_{p.n.} + 2 \times H / \text{tg} \alpha)}, \text{ м/год},$$

где h_2 — допустимая скорость углубки карьера, м/год; ΣQ_i — суммарная годовая производитель-

ность экскаваторов на углубочных работах, тыс. м³/год; H — высота добычного уступа, $H=15$ м; L — длина разрезной траншеи, м; β — угол откоса рабочих уступов, $\beta=75^\circ$; ϵ_p — ширина разрезной траншеи по дну, м; $\epsilon_{p.n.}$ — ширина рабочей площадки, м.

Результаты расчетов приведены в табл. 3.

Необходимо отметить, что годовая производительность карьера в первый период его отработки в варианте 3 по бедным рудам достигает 22,3 млн. т/год, что связано с распределением руды в недрах. При этом на ЗИФ подается 17 млн. т бедной руды, а излишки складываются в спецотвал и вовлекаются в переработку по мере падения производительности карьера по бедным рудам (примерно с 14 года его работы).

Режим работы карьера принят в соответствии с нормами технологического проектирования ВНТП 35–86 круглогодовой по вахтовому методу:

Число рабочих дней в году	340
То же, в неделю	7
То же, в сутки	2
Продолжительность рабочей смены, ч	12
То же вахты, дни	30

Срок производства открытых горных работ на месторождении составит по вариантам 1, 2 и 3 (с учетом времени строительства карьера) 37, 34 и 33 года соответственно.

Порядок отработки карьера и объемы ГКР.

Проектируемый карьер относится к глубинно-нагорному типу, часть верхних горизонтов выходит на дневную поверхность. Отработка карьера предусмотрена в три этапа. На первом этапе работы ведутся в промежуточном контуре карьера с постановкой северного борта карьера во временно нерабочее положение. Среднегодовые объемы вскрышных работ на первом этапе около 32 млн. м³, продолжительность 20 лет. На втором этапе производится разнос временно нерабочего борта. Объемы вскрышных работ на втором этапе до 47 млн. м³/год при его продолжительности шесть лет. На третьем этапе карьер дорабатывается. Общий срок производства работ в карьере 33–37 лет в зависимости от принятого варианта. Выделение этапов эксплуатации карьера позволяет выровнять объемы вскрышных работ первого периода и перенести выполнение части объемов вскрыши на более позднее время, что значительно улучшает экономические показатели работы предприятия.

Транспортирование вскрыши со всех горизонтов карьера осуществляется автосамосвалами по капитальным и временным съездам, транспортным бермам с постоянными и временными автодорогами.

Выдача руды из карьера на ЗИФ производится до 12–14 годов в зависимости от рассматриваемого

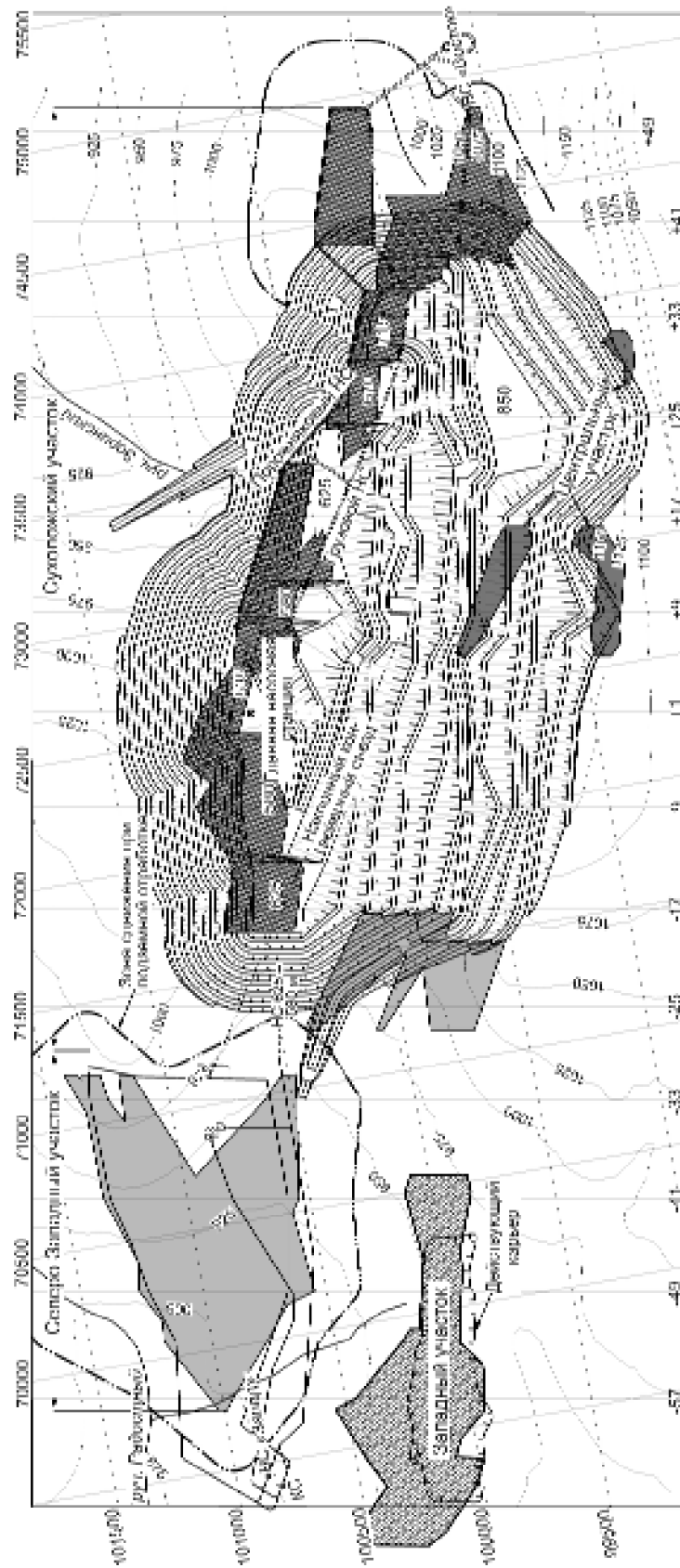


Рис. 2. Положение карьера на конец отработки и вскрытие запасов для подземной отработки (проекция на горизонтальную плоскость)

2. Основные параметры карьера

Параметры	Единица измерения	Показатели
Длина	км	3,5
Ширина	То же	2,2
Глубина	м	630
Площадь	га	530,3
Высота строенного уступа на погашение	м	45
Угол откоса нерабочего уступа	градус	60
Угол откоса борта на конец отработки	То же	До 45
Объем горной массы в контуре карьера	млн. м ³	1264,2
Запасы руды в контуре карьера, всего	млн. т	925,0
Содержание Au в промышленных запасах, в том числе по сортам	г/т	1,84
Запасы рядовой руды в контуре карьера, всего	млн. т	348,6
Содержание Au в промышленных запасах рядовой руды	г/т	3,54
Запасы бедной руды в контуре карьера, всего	млн. т	487,2
Содержание Au в промышленных запасах бедной руды	г/т	0,92
Запасы минерализованных пород в контуре карьера, всего	млн. т	89,2
Содержание Au в запасах минерализованных пород	г/т	0,23
Запасы убогих руд в контуре карьера, всего	млн. т	758,8
Содержание Au в промышленных запасах убогих руд	г/т	0,46
Объем пород вскрыши в контуре карьера	млн. м ³	640,6
Объем пород вскрыши и убогих руд в контуре карьера	То же	921,5
Коэффициент вскрыши по отношению к рудам по борту 0,5 г/т, средний	м ³ /т	1,00
Коэффициент вскрыши по отношению к рудам по борту 1,5 (рядовым) г/т, средний	То же	3,26

варианта автотранспортом. После чего руда транспортируется по циклично-поточной технологии с перегрузкой в карьере на конвейер. Для этого в карьере предусмотрены дробильно-перегрузочные комплексы на двух работающих последовательно концентрационных горизонтах.

3. Производительность карьера

Наименование показателей	Единица измерения	Показатели	
		Варианты 1 и 2	Вариант 3
		Валовая выемка	Селективная выемка
Производительность добычного экскаватора с учетом работ на проходке разрезной траншеи	тыс. м ³ в год	2755,0	2280,0
Число экскаваторов на углубочных работах и разное бортов разрезной траншеи	ед.	3	3
Длина разрезной траншеи	м	2500	2500
Ширина разрезной траншеи по дну	То же	40	40
Ширина рабочей площадки	«	51	51
Высота рабочего уступа	«	15	15
Угол откоса рабочего уступа	градус	75	75
tg угла откоса рабочего уступа		3,73	3,73
Среднегодовая скорость углубки карьера	м	22,0	18,2
Коэффициент извлечения руды		0,9733	0,9868
Коэффициент разубоживания руды		0,0267	0,0602
Средняя площадь рудного тела	тыс. м ²	581,1	273,7
Объемный вес руды	т/м ³	2,7	2,7
Расчетная годовая мощность предприятия по руде	тыс. м ³	12 775,1	5211,5
	тыс. т	34 492,7	14 071,1
Принятая годовая производительность	тыс. т	34 000	14 000

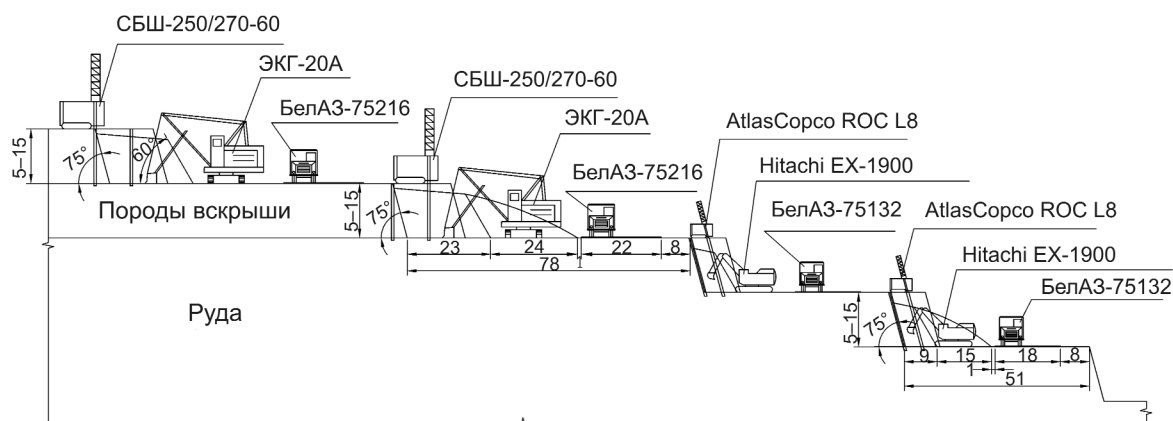


Рис. 3. Система разработки в карьере с расстановкой оборудования на вскрышных и добычных уступах

Организация ЦПТ при транспорте вскрыши в ТЭО не рассматривалась по ряду причин:

60% вскрышных пород в контуре карьера расположены до глубины 130 м от поверхности, т.е. выше зоны рационального применения схем с использованием ЦПТ;

в рамках ТЭО не представлялось возможным детально проработать вопросы организации эффективной работы по укладке скальных пород в отвал конвейерным транспортом в зимних условиях Восточной Сибири.

Капитальные съезды в карьер имеют внутреннее заложение. Формирование постоянных съездов с развитием карьера происходит по мере постановки борта карьера в конечное положение. Выезды из карьера расположены на северо-восточном и северо-западном его флангах. Ширина постоянных съездов 38 м, транспортных берм 30–38 м в зависимости от их назначения. Руководящий уклон постоянных съездов 0,07, или 7%, уклон временных съездов может превышать это значение согласно СНиП 2.05.07-91* «Промышленный транспорт».

Вскрытие очередных рабочих горизонтов карьера производится посредством проходки разрезных траншей вдоль рудных тел со стороны всячего бока залежи.

Объемы горно-капитальных работ составили 7,7 млн. м³ для варианта 1 и 40,0 млн. м³ для вариантов 2 и 3. При этом, согласно нормам ВНТП 35–86, создаются готовые к выемке запасы на четыре месяца работы карьера. Столь существенное различие в объемах указанных работ между вариантом 1 и вариантами 2 и 3 связано со сроками строительства ЗИФ, технологией переработки руды и распределением ее в контуре карьера. Срок строительства карьера составляет 3–4 года.

В этот же период должны быть построены: постоянные технологические автодороги с твердым покрытием «карьер – отвалы вскрышных пород» и «карьер – основная промплощадка» общей протяженностью ~5,3 км; ЛЭП-35/10/6 кВ с подстанциями для питания горного оборудования, насосов карьерного водоотлива, для освещения карьера, отвалов вскрыши и технологических автодорог; комплекс ремонтно-вспомогательных служб, включающий гараж большегрузных автосамосвалов с открытой автостоянкой с подогревом машин, склад ГСМ с автозаправочной станцией, монтажную площадку горно-транспортного оборудования, ЦРММ, АБК; очистные сооружения карьерных и подотвальных вод.

Система разработки и основное оборудование. Горно-геологические условия месторождения определяют применение классической транспортной системы разработки с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов, с вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы (рис. 3).

Исходя из горно-технических условий ведения горных работ, горно-транспортного оборудования, а также требуемых годовых объемов добычи руды и удаления пород вскрыши, приняты следующие параметры системы разработки: высота рабочего уступа по вскрыше — 15 м; высота добычного уступа (подступа) — 5–15 м; угол откоса рабочего уступа по вскрыше — 75°; угол откоса рабочего уступа по руде — до 75°; ширина рабочей площадки по вскрыше — 78–94 м; ширина рабочей площадки по руде — 51–61 м; высота уступа в предельном положении (строеного) — 45 м; ширина бермы безопасности — 18 м.

Руда и породы вскрыши требуют буровзрывной подготовки. Бурение скважин на вскрышных работах предполагается выполнять буровыми станками

СБШ-250/270-60 (РД-10) отечественного производства. Диаметр взрывных скважин 270 мм. Выбор типа станков соответствует объемам работ и параметрам вскрышных экскаваторов. Бурение скважин по рудам и минерализованным породам предполагается выполнять станками с погружными пневмоударниками ROC L8 (Финляндия) при диаметре скважин 150 мм. Выбранные станки идеально подходят для селективной добычи руды в условиях месторождения. Кроме того, их предполагается использовать для приконтурного взрывания при постановке уступов в конечное положение. Взрывные работы проводятся 2–4 раза в месяц. Объем массового взрыва в экскаваторном блоке до 75 т ВВ. Зарядание и забойка скважин производятся специальными машинами МЗА-3А (зарядные) и ЗС-1М (заблочные).

Основное выемочно-погрузочное оборудование принято исходя из технологических схем отработки месторождения и объемов работ.

На выемке вскрыши и убогих руд предполагается использовать новые канатные экскаваторы с речным напором ЭКГ-1500Р (производство «Уралмаш», аналог ЭКГ-20) с ковшем емкостью 20 м³, рабочие параметры которых позволяют в отличие от гидравлических экскаваторов гарантированно обрабатывать рабочие уступы высотой 15 м и более.

На добыче руды и минерализованных пород в ТЭО приняты гидравлические экскаваторы Hitachi EX-1900 с ковшем емкостью 11 м³, которые могут быть оснащены как прямой, так и обратной лопатой. Гидравлические экскаваторы приспособлены к селективной выемке руды, что является главным фактором при выборе данного типа оборудования.

Отработку рудных залежей предлагается осуществлять при раздельной выемке типов пород и руд, что предопределяет качественное опробование при эксплуатационной разведке и четкое выделение зон по сортам руды. Учтен также опыт добычных работ на месторождении Мурунтау в части использования новейших спутниковых навигационных систем.

Вспомогательные работы в карьере выполняются бульдозерами Т-50.01К (гусеничными) и ТК-25.02 (колесными) производства ЧТЗ. Кроме того, предусмотрены колесные погрузчики ПК-12-02 грузоподъемностью 12 т.

Транспортирование пород вскрыши во внешние отвалы и убогих руд в спецотвал производится автосамосвалами БелАЗ-75306 грузоподъемностью 220 т. Транспортирование руды до ЗИФ или до перегрузочного узла в карьере, а минерализованных пород из забоя до спецотвала осуществляется автосамосвалами БелАЗ-75131 грузоподъемностью

4. Основное горно-транспортное оборудование в карьере на первые 20 лет работы ГОКа

Наименование	Единица измерения	Варианты		
		1	2	3
<i>Добычные работы</i>				
Экскаватор гидравлический Hitachi EX-1900 E _к =11 м ³	ед.	4	5	5
Буровой станок AtlasCopco ROC L8	То же	4	5	5
Бульдозер Т-50.01К (гусеничный)	«	3	3	3
Автосамосвал БелАЗ-75131, грузоподъемность 130 т	«	44	44	44
<i>Вскрышные работы</i>				
Экскаватор ЭКГ-1900Р	ед.	6	7	7
Буровой станок СБШ-250/270-60 (РД-10)	То же	6	7	7
Бульдозер Т-50.01К (гусеничный)	«	12	14	14
Автосамосвал БелАЗ-75216, грузоподъемность 190 т	«	50	58	58

130 т. Кроме того, такими же самосвалами в вариантах 2 и 3 предполагается транспортирование хвостов ФМС в спецотвал. Выбор автосамосвалов указанной грузоподъемности на вскрыше и добыче обусловлен параметрами экскаваторов и объемами перевозок горной массы. Перечень основного горно-транспортного оборудования приведен в табл. 4.

Конвейерный транспорт и дробильно-перегрузочный комплекс. По мере углубки карьера и увеличения плеча откатки предполагается переход на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт руды с использованием передвижных дробильно-перегрузочных комплексов в карьере. По данным западных источников, в большинстве случаев на транспортирование одной тонны руды дробильно-конвейерной системой затрачивается примерно в два раза меньше средств, чем при перевозке ее самосвалами. Общие капитальные затраты окупаются, как правило, менее чем за четыре года.

Принятые в ТЭО решения по обеспечению работы конвейерных линий полностью учитывают суровые климатические условия района месторождения. Для этих целей предполагается размещение конвейеров в наклонных стволах (до 12°) с применением конвейерных штолен или капитальных рудоспусков, которые по мере понижения горных работ периодически подрезаются на высоту уступа перед переносом дробильно-перегрузочных комплексов (ДПК). При этом отработка рабочей вышележащей площадки ДПК не оказывает никакого влияния

на работу магистрального конвейера. В этом случае не требуется ни дополнительного разноса бортов карьера, ни оставления в целиках руды под площадками дробильно-перегрузочных пунктов. Для обеспечения работы карьера «Сухой Лог» с принятой производительностью необходима проходка двух конвейерных уклонов и установка двух ДПК.

Успехи, достигнутые в области механизации проходки выработок (самоходные бурильные установки; высокопроизводительные погрузочные машины и подземные автосамосвалы грузоподъемностью до 40 т, преодолевающие подъемы 10–12° со скоростью 12–15 км/ч; мобильные комплексы для возведения набрызг бетонной и монолитной крепи), позволяют осуществить проходку конвейерных уклонов под углом до 10–12° со скоростью 150–250 м в месяц при полной независимости их сооружения от работы в карьере.

Согласно принятым технологическим решениям, выдача руды осуществляется по сортам по двум независимым конвейерным линиям. В процессе составления ТЭО были рассмотрены варианты размещения конвейеров как в одной общей выработке, так и в обособленных наклонных стволах.

Сравнение этих вариантов показало:

суммарное сечение двух обособленных выработок существенно меньше одной общей выработки;

скорость проходки и крепления двух параллельных уклонов ощутимо выше проходки одного уклона большего сечения и может достигать 250 м/мес., а стоимость комплексов оборудования в данном случае существенно ниже;

в варианте с двумя конвейерными уклонами проще решается вопрос их проветривания во время проходки и увеличивается коэффициент использования горно-проходческого оборудования.

На основании изложенного для размещения конвейеров, транспортирующих руду из карьера, принято два наклонных ствола с верхним размещением конвейерных ставов и сбойками через каждые 250 м.

Для обеспечения работы карьера с заданной производительностью по руде предполагается использовать два полустационарных ДПК, оборудованных дробилками MMD-1300 производительностью 3750 м³/ч каждая.

Согласно произведенным расчетам и детальному анализу поступивших предложений, ширина ленты резиновосового типа магистральных конвейеров принята 1400 мм, скорость движения ленты — 4 м/с.

Отвалообразование. Внешние отвалы расположены в непосредственной близости от карьера у его северо-восточного борта (в настоящее время на этих площадях проводятся геологоразведочные ра-

боты, по результатам которых возможна корректировка расположения внешних отвалов). Предусматривается раздельное складирование в отвалы пород вскрыши, убогих руд, минерализованных пород и хвостов ФМС.

Емкости отвалов и потребные площади под них рассчитаны в соответствии с объемами пород, подлежащих складированию с учетом остаточного коэффициента разрыхления — 1,2 для каждого из вариантов, принятых к рассмотрению. Площади под отвалы составляют 1886–2479 га в зависимости от варианта. Технология отвалообразования — бульдозерная. Исходя из объемов работ и принятых на перевозке пород автосамосвалов, предполагается использовать бульдозеры Т-50-01К Чебоксарского ОАО «Промтрактор».

Карьерный водоотлив. Особенностью месторождения Сухой Лог является наличие слоя многолетнемерзлых пород. В связи с этим участие подземных вод в формировании водопритоков начнется после достижения карьером отметки +820 м — границы распространения вечной мерзлоты.

В формировании водопритоков в карьер будут участвовать как подземные воды, так и атмосферные осадки. В начальный период эксплуатации, когда отрабатывается нагорная часть карьера, отведение карьерных вод предусмотрено самотеком. В дальнейшем для защиты карьера от воды предусмотрено строительство открытого карьерного водоотлива. Наибольший водоприток в карьер прогнозируется в размере 8300 м³/ч, в том числе от подземных вод 1680 м³/ч и от максимальных ливневых осадков 6620 м³/ч.

Объем подотвальных вод в теплое время года на первые 20 лет работы комплекса оценивается в 11 590 м³/сут., на полное развитие отвалов — в 18 810 м³/сут.

Воды будут загрязнены взвесями и нефтепродуктами. Их сброс в речную систему производится только после очистки и доведения ПДК до санитарных норм на очистных сооружениях. Кроме карьерных вод, на те же сооружения подаются подотвальные воды. Для размещения очистных сооружений предусмотрены две площадки на флангах отвала.

Разработка убогих руд из спецотвала и рекультивация. Разработку убогих руд из спецотвала предполагается производить после окончания горных работ в карьере высвобождающимся горно-транспортным оборудованием.

Организация работ планируется по следующей схеме:

в непосредственной близости от спецотвала убогих руд создается комплекс предварительного обогащения, куда переносят от ЗИФ модули ФМС и

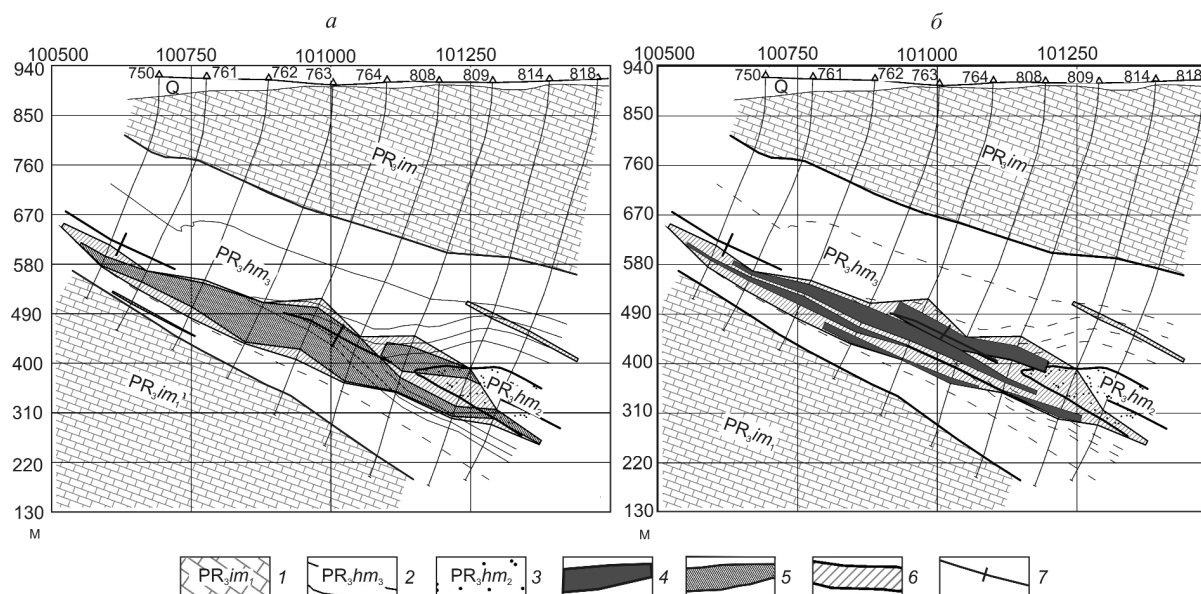


Рис. 4. Схематические разрезы Северо-Западного участка по разведочной линии –49 при оконтуривании рядовых руд по бортовым содержаниям 0,9 г/т (а) и 1,5 г/т Au (б):

1 — имнянская свита; 2 — хомолхинская свита, верхняя подсвита; 3 — хомолхинская свита, нижняя подсвита; руды: 4 — рядовые (борт 1,5 г/т Au); 5 — рядовые (борт 0,9 г/т Au); 6 — бедные (борт 0,5 г/т Au); 7 — ось Сухоложской антиклинали

дробилки среднего дробления, а также дробилки MMD-1300, использовавшиеся ранее на дробильно-конвейерном комплексе в карьере;

погрузку убогих руд из спецотвала предполагается производить вскрышными экскаваторами ЭКГ-1500Р;

за период нахождения в спецотвале убогих руд, возможно образование в его теле вечномёрзлых пород, для чего предусмотрено при необходимости проведение буровзрывных работ;

транспортирование убогих руд до приемных бункеров дробилок MMD-1300 и хвостов ФМС обратно в отвал вскрышными автосамосвалами БелАЗ-75306 грузоподъемностью 220 т;

транспортирование концентрата ФМС до ЗИФ добычными автосамосвалами БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т;

отвалообразование хвостов ФМС производится на площадях, высвобождающихся по мере разработки спецотвала убогих руд. Отвалообразование ведется по принятой в ТЭО схеме.

По мере заполнения отвалов пород вскрыши, убогих руд, минерализованных пород, хвостов ФМС и их усадки предполагается выполнять работы по рекультивации. Основное направление ре-

культивации — лесотехническое. Карьер после завершения всех работ предполагается рекультивировать под водоем многоцелевого назначения.

Особенности ведения подземных горных работ. Объектами подземной разработки на Сухоложском рудном поле после отработки запасов в контуре карьера являются запасы Северо-Западного участка в пределах разведочных линий от –33 до –57, а также запасы ниже дна и в бортах Сухоложского карьера, оставленные за его граничными контурами. Эти запасы показаны на вертикальной проекции месторождения в пределах разведочных линий –25÷+49 (см. рис. 2) и на горизонтальной проекции (см. рис. 3).

Руды месторождения представлены скальными метаморфизованными углистыми сланцами и алевролитами с прослоями песчаников и известняков. Вмещающие породы и рудный массив однородны по механическим свойствам и характеризуются следующими показателями: прочность на сжатие 600–1500 кг/см², среднее значение крепости по шкале Протодяконова $f=8$ (от 3 до 18,6), плотность 2,5–3,1 т/м³ при среднем значении 2,7 т/м³. Естественная влажность не превышает 1,5%,

5. Статистические параметры рудных пересечений на Северо-Западном участке

Классы мощностей, м	Число пересечений, шт.	Мощность		
		суммарная, м	%	средняя, м
От 0 до 2,99	12	23	4,0	1,92
От 3 до 9,99	17	87,0	15,3	5,12
>10	23	459,5	80,7	19,97
Итого	52	569,5	100	10,95

пористость 1–3%. С глубиной эти характеристики практически не меняются. Руды, как и вмещающие породы, при воздействии воды незначительно размягчаются и снижают прочность только на 15–20%.

Характерная особенность руд — тонкая слоистость и склонность к раскалыванию по плоскостям спайности на тонкие пластинки, поэтому руда хорошо дробится. При проведении разведочного штрека 4 на горизонте штольни 2 со шпуровой отбойкой зафиксирован следующий выход классов руды: –100 мм 79,9%, –500+100 мм 19,4%, +500 мм 0,7%.

Породы преимущественно слаботрешиноватые, большинство трещин принадлежат к закрытому типу. Устойчивость руд и пород хорошая, что подтверждается состоянием разведочных выработок штольневых горизонтов. За период стояния с 1975 г. по настоящее время не наблюдалось вывалов и обрушений в выработках, пройденных без крепления.

Содержание свободной окиси кремнезема в пыли при проходке разведочных выработок не превышало 12%, поэтому силикозоопасность ведения горных работ на месторождении мала. Опасности самовозгорания руды, газовыделений или внезапного выброса пород нет.

По данным геотермических наблюдений глубина распространения многолетнемерзлых коренных пород с поверхности составляет 240–270 м. Их температура изменяется от –3,2°C на глубине 10 м до –2°C на глубине 100 м и до –0,7°C на глубине 200 м, т.е. термический градиент составляет 1,2–1,3°C на 100 м. Возможности проявления лавин, селей на поверхности месторождения отсутствуют.

В связи с распространением в регионе многолетнемерзлых коренных пород ожидаемые водоприитоки в подземный рудник Северо-Западного участка незначительны и приняты равными 100 м³/ч (на последующих этапах проектирования их значение следует уточнить).

Характеристика запасов для подземной разработки. На Северо-Западном участке глубина залегания рудных залежей от поверхности составляет

от 294 до 695 м, а высота распространения оруденения от 270 до 360 м. Рудные тела отличаются переменной мощностью и относительно постоянным углом падения 22–26°. Характерный разрез участка по разведочной линии –49 для двух вариантов бортового содержания (0,9 и 1,5 г/т Au) приведен на рис. 4.

Руды с балансовым содержанием металла окаймлены в кровле и в подошве залежи забалансовыми рудами. В проекте предусмотрена обработка только балансовых руд, поэтому забалансовые руды, примешиваемые как разубоживающие породы, а также добываемые попутно при проведении выработок ГПР, привносятся дополнительный металл.

Технология обработки наклонных рудных тел при относительно постоянном угле падения во многом обуславливается их мощностью, поэтому в процессе анализа геологических материалов (борт 1,5 г/т; максимальная мощность пустого прослоя 4 м; минимальная мощность рудного тела 3 м) были определены статистические параметры рудных пересечений (табл. 5).

С учетом статистических параметров рудных пересечений и морфологических особенностей рудных тел для Северо-Западного участка выбраны две системы разработки. Для обработки залежей при мощности руды >10 м применяется система разработки с поэтажным обрушением, при мощности руды от 3 до 9,99 м и для маломощных залежей при мощности <2,99 м с низкопрофильным оборудованием — камерно-столбовая.

Высота этажа при разработке запасов принята равной 90 м, что соответствует горно-геологическим условиям месторождения и возможностям оборудования. Распределение основных запасов руды и металла по намеченным к обработке этажам показано в табл. 6.

Суммарные запасы на участке составляют (борт 1,5 г/т): руды — 48 121,1 тыс. т, металла при среднем содержании Au 3,41 г/т — 164 093 кг.

6. Распределение запасов руды и металла по этажам для геологических блоков 101–104 Северо-Западного участка (борт Au 1,5 г/т)

Горизонт, м	Запасы руды, тыс. т	Содержание, г/т	Запасы металла, кг	Доля запасов руды на этаже, %
Выше 580	603,3	3,11	1874,9	1,3
490–580	11 889,3	3,36	39 991,4	25,95
400–490	25 131,2	3,46	87 013,7	54,89
310–490	7817,9	3,29	25 691,4	17,06
Ниже 310	370,4	3,10	1148,2	0,8
Сумма	45 812,1	3,40	15 5719,6	100

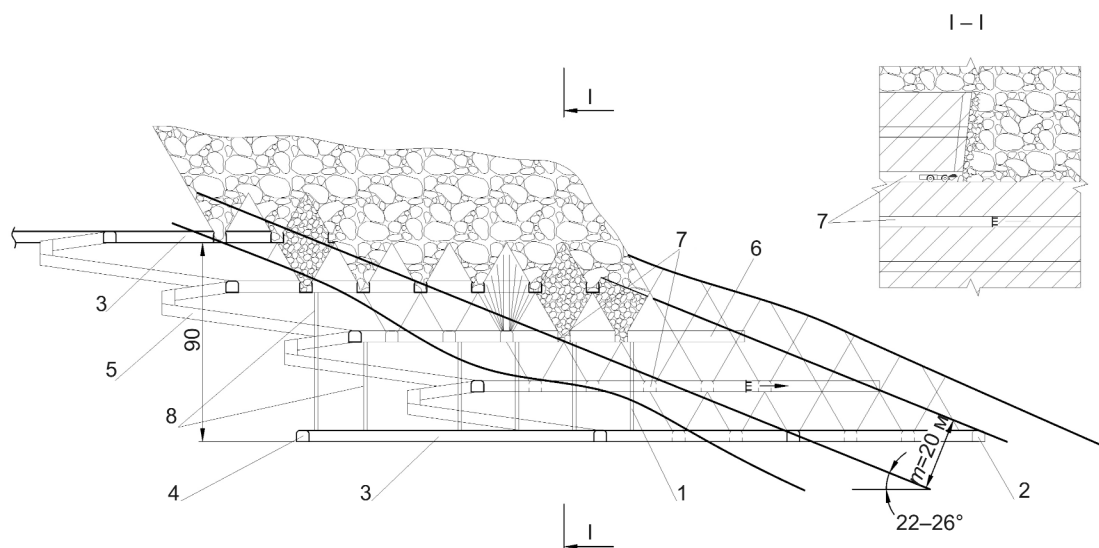


Рис. 5. Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды:

1 — вентиляционный восстающий; 2 — рудный кольцевой штрек; 3 — погрузочный орт-заезд; 4 — полевого транспортный штрек; 5 — полевого наклонный съезд; 6 — подэтажные орты; 7 — буропогрузочный штрек; 8 — рудоспуски

Запасы руды под дном и в бортах Сухоложского карьера, выявленные разведкой (15 964,8 тыс. т и 55 777 кг металла), расположены в пределах геологических разрезов $-17 \div +37$ и залегают ниже его ступенчатого дна преимущественно в северном борту на глубине от 40 до 90 м с падением под углом 22° .

В бортах карьера к моменту его отработки остаются запасы руды (4158,6 тыс. т – 2,68 г/т – 11 141,1 кг), которые примыкают к восточному борту карьера вблизи дневной поверхности. Часть запасов руды (2966,5 тыс. т – 3,29 г/т – 9040,5 кг) расположена под восточным бортом на глубине до 200 м ниже площадки 715 м карьера. Эти запасы трудно достижимы подземными выработками, намеченными для вскрытия запасов ниже дна карьера, поэтому для их отработки предусмотрена проходка дополнительного вертикального ствола ВС «Восток».

Общий порядок и вскрытие участков подземной разработки. Порядок отработки запасов, предусмотренный проектом, направлен на обеспечение максимальной производительности подземных работ для загрузки мощностей обогатительной фабрики.

В первую очередь обрабатываются запасы Северо-Западного участка, а также под дном и в бортах отработанного Сухоложского карьера восточнее р.л. +9. Принят отступающий порядок выемки с обрушением вмещающих пород при нисходящей отработке подэтажей и этажей. По мере отработки

горизонтов сверху вниз они соединяются наклонными съездами, по которым организуется движение самосвалов: для руды — к приемному бункеру подземной дробилки, для породы — в карьер. Выдача руды предусмотрена к бункерам конвейерного комплекса карьера. Безопасность очистных работ на Сухоложском участке восточнее р.л. +9 обеспечивается за счет работающей насосной станции карьера и отсыпки предохранительной породной подушки на площадках.

Во вторую очередь после завершения работы подземного рудника на Северо-Западном участке, формирования породной подушки и при работающей насосной станции карьера по аналогичной схеме вовлекаются в отработку запасы под дном карьера западнее р.л. +9.

В третью очередь с породной подушкой и в зимний период при неработающей насосной станции карьера обрабатываются запасы под площадью 535 м.

Вскрытие месторождения Северо-Западного участка намечено осуществить наклонным конвейерным стволом (НКС), двумя наклонными съездами с площадок 625 и 580 м карьера на верхние горизонты рудника, а также двумя вертикальными стволами клетевым (КС) и вентиляционным (ВС «Запад») на общей промплощадке западного фланга участка. Запасы вскрываются на четырех горизонтах — 580, 490, 400 и 310 м, при этом высота этажа равна 90 м.

Наклонный конвейерный ствол длиной 2 км

предназначен для транспортировки руды от дробильного комплекса на горизонте 380 м Северо-Западного участка к существующему наклонному стволу карьера на отметке 685 м. Ствол оборудован двумя последовательно установленными конвейерами длиной 1 км каждый, причем большая часть трассы ствола проходит под землей. Расположение дробильного комплекса на горизонте 380 м позволяет снизить затраты на внутришахтный автотранспорт за счет сокращения расстояний транспортировки руды. При этом 83% руды с горизонтов выше 400 м передаются в приемный бункер дробильного комплекса через рудоспуски и лишь 17% руды с горизонта 490 м (310 м?) вывозятся к приемному бункеру на подъем самосвалами.

Наклонные съезды проходятся с площадок карьера (горизонты 625 и 580 м) на верхние горизонты рудника для обеспечения сбойки с вертикальными стволами. Транспортные выработки из карьера проходятся в начальный период строительства, при этом горная масса выдается в автосамосвалах грузоподъемностью 50 т. Порода отсыпается в уступы карьера, а попутная руда выдается на дробильно-конвейерный комплекс карьера. Проветривание при проходке наклонных съездов осуществляется с помощью вентиляторных установок ВМП2-10 с трубопроводом диаметром 1 м. После сбойки с фланговым ВС «Запад» и клетевым стволом вводятся в действие главные вентиляторные установки, работающие на нагнетание. Выдача исходящей струи осуществляется через вспомогательные и конвейерный наклонные съезды.

Местоположение вертикальных стволов (КС и ВС «Запад») выбрано за пределами зоны деформаций, с учетом расположения отвалов Сухоложского карьера к моменту завершения в нем работ, а также границ карьера «Западный». Клетевой ствол Северо-Западного участка глубиной 500 м предназначен для спуска-подъема людей, подачи свежего воздуха в шахту, а также спуска материалов и оборудования. Вентиляционный ствол «Запад» предназначен для подачи свежего воздуха и является механизированным запасным выходом.

Вскрытие запасов под дном и в бортах карьера. После завершения отработки карьера параллельно со строительством и отработкой подземного рудника Северо-Западного участка предполагается вскрыть подземными выработками и отработать с обрушением вмещающих пород запасы под дном и в бортах карьера в пределах разрезов +9÷+49. Для обеспечения подземных горных работ свежим воздухом на восточном борту карьера намечено пройти вентиляционный ствол ВС «Восток».

7. Потери и разубоживание по источникам образования

Системы разработки, источники и места образования потерь и разубоживания руды	Потери, %	Разубоживание, %
<i>КССР с поддержанием отработанного пространства рудными целиками с частичным их погашением ($M_{CP}=5 м$)</i>		
1.1. Ленточные и поддерживающие целики	20–6=14	-
1.2. В почве и кровле камер (конструктивные)	1	7,3
1.3. У тектонических нарушений	1	3,3
Итого по КССР	16	11,6*
<i>Подэтажное обрушение с ромбовидными панелями и торцевым выпуском руды ($M_{CP}=20 м$)</i>		
2.1. При выпуске руды под обрушенными породами с учетом заглубления части буропогрузочных штреков в забалансовый массив лежащего бока	11,0	21,7

Проходка ствола и оснащение его главной вентиляторной установкой работающей на нагнетание позволяет решить проблему проветривания двух одновременно работающих участков (Северо-Западного и Сухоложского), а также отработать запасы вблизи дневной поверхности.

Предварительно до ведения горных работ должны быть выполнены следующие мероприятия:

дно карьера в зоне очистных работ с обрушением должно быть засыпано вскрышными породами внутреннего отвала на высоту 15–20 м (на площади 170 тыс. м² при объеме отсыпки 2550 тыс. м³);

в северо-восточном углу площадки 715 м на глубину 60–70 м с поверхности необходимо пройти вентиляционный шурф со срубовым креплением, который при отработке запасов может быть оснащен лифтоподъемником и служить механизированным запасным выходом из шахты;

при отсыпке пород в зоне вентиляционного шурфа срубовое крепление по мере необходимости наращивается.

Вскрытие намечается выполнить двумя параллельными выработками. Первая выработка пройдет как рудный штрек, следуя нижнему контакту верхних рудных тел, вторая — как транспортный

штрек, по которому добытая руда автосамосвалами выдается к дробильно-перегрузочным комплексам карьера. Полевой транспортный штрек проходится с высотными отметками, соответствующими отметкам рудного штрека, а в местах понижения контура устраиваются участковые насосные станции, обеспечивающие нормальную работу спаренных штреков. Проходка спаренных штреков на расстояние 2,7 км от порталов позволит достичь уровня запасов в разрезах +41+49 в отметках 667–522 м (с повышенным содержанием Au) и сбойки с ВС «Восток».

Порталы вскрывающих выработок (для предотвращения от паводковых затоплений) намечено разместить на отметке 540 м после подсыпки площадки 535 м породой на высоту 5 м в районе разреза +9. При проходке рудный и транспортный штреки периодически сбиваются разведочными ортами, обеспечивая проветривание и доразведку запасов. Запасы под дном карьера западнее р.л. +9 намечено вскрыть по аналогичной схеме.

К горно-капитальным работам отнесены проходка вертикальных стволов, наклонных съездов и конвейерного ствола, транспортных и вентиляционных штреков, а также межэтажных рудоспусков, погрузочных узлов на концентрационных горизонтах и других выработок. Объем работ ГКР по сооружению объектов пускового комплекса определен для варианта бортового содержания 1,5 г/т Au 785,8 тыс. м³, для варианта бортового содержания 0,9 г/т Au — 946,9 тыс. м³.

Горно-капитальные выработки проходятся в основном по породе. Крепление горизонтальных выработок выбрано торкретбетоном со штанговой крепью. Для отдельных участков намечено использование деревянной крепи. Камерные выработки крепятся бетоном, а вертикальные — деревом сплошную. Проходку горизонтальных и наклонных выработок намечается осуществлять тем же самоходным оборудованием, которое используется для добычи руды. Вертикальные выработки предусматривается проходить с помощью полков КПН-4А буровзрывным способом в сочетании с передвижным компрессором КРЮ/8 (с электрическим приводом) или же бурением станком Роббинс. На вспомогательных работах используются машины Мультимик-6600 с дизельным приводом.

Системы разработки. Для отработки основных запасов наклонных рудных залежей (угол падения в среднем составляет 22°) при их средней мощности 19,97 м принята система разработки подэтажным обрушением налегающих пород с торцевым выпуском руды и самоходным оборудованием. Доля этой технологии при бортовом содержании

Au 1,5 г/т составляет 80,7%. Для оставшихся 19,3% запасов в проекте предусматриваются варианты камерно-столбовой системы разработки с самоходным оборудованием с частичной отработкой целиков и обрушением кровли. (При бортовом содержании Au 0,9 г/т доля подэтажного обрушения составляет 90%, а доля камерно-столбовой системы разработки 10%). Схема подэтажного обрушения представлена на рис. 5.

Отделение руды от массива при подэтажном обрушении осуществляется взрыванием восходящих вееров взрывных скважин диаметром 85 мм с помощью бурового станка Соло1Л фирмы Тамрок. Для зарядания скважин предполагается использовать зарядную машину Ульба-С1А. Отгрузка руды из торца буропогрузочных штреков до блоковых рудоспусков ведется электрокабельными ПДМ типа Торо-400Э. Транспортирование руды к камере дробления намечено с помощью автосамосвалов Торо-50, которые загружаются у блоковых рудоспусков, а разгружаются в бункер дробилки.

Камерно-столбовая система разработки с самоходным оборудованием и рудным наклонным съездом применяется для отработки залежей с углом падения до 25° при расположении камер по простиранию. Общий порядок отработки камер нисходящий. Отбойка руды шпуровая с использованием электрогидравлических двухстреловых бурильных установок фирмы Тамрок Аксера-D06 (диаметр 40–45 мм; производительность 300–350 м за вахтовую смену), отгрузка руды электрокабельными ПДМ типа Торо-400Э (Торо-1250). При мощности залежи >5 м выемку ведут горизонтальными слоями, начиная с верхнего. Для увеличения фронта работ в слое соседние камеры отрабатывают попарно (нижний слой одной из них является верхним для другой). Зарядание шпуров выполняется в конце смены зарядной машиной Ульба-С1А. Кровля камер крепится анкерами длиной 1,8–2 м по сетке 1×1 м с помощью установки Роболт. Участки шахтного поля балансовой принадлежности, где мощность рудного тела не превышает 3 м, отрабатываются также камерно-столбовой системой разработки в один слой с использованием малогабаритного самоходного оборудования (Минибур+Торо-151Э).

К горно-подготовительным выработкам отнесены блоковые наклонные съезды, погрузочные квершлага, подэтажные орты, буропогрузочные штреки и другие выработки, технология проходки которых аналогична выработкам ГКР. Удельный расход ГПР по руднику в целом равен 28,5 м³/1000 т руды.

Показатели извлечения руды из недр. Для оценки ожидаемых показателей извлечения при

торцевым выпуском привлечены материалы моделирования и данные по предприятиям-аналогам: $P=11,0\%$, $R=21,7\%$. Источники потерь и разубоживания по системам разработки приведены в табл. 7.

При камерно-столбовой системе разработки (доля 19,3%) для камерных запасов $P=0,22-0,06=0,16$ (потери определены по аналогии с работой рудников Ачполиметалл при глубине работ около 500 м — 22% за минусом 6% из числа запасов в целых при обрушении кровли), разубоживание — 11,6%.

В целом по Северо-Западному участку для бортового содержания Au 1,5 г/т:

$$P=(0,11 \cdot 0,807)+(0,16 \cdot 0,193)=0,12=12\%;$$

$$R=(0,217 \cdot 0,807)+(0,116 \cdot 0,193)=0,197=19,76\%.$$

Показатели извлечения для бортового содержания Au 0,9 г/т скорректированы с учетом изменения рудной мощности и составляют: $P=11,75\%$, $R=20\%$.

При отработке балансовых руд будет происходить их разубоживание забалансовыми рудами, которые залегают выше и ниже обрабатываемых пластов. Среднее содержание полезного компонента в забалансовых рудах изменяется от 0,25 до 0,9 г/т. При расчете содержания металла в товарной руде учитывалось содержание в примешиваемых породах.

С учетом изменения средних мощностей рудных тел на Сухоложском участке под дном и в бортах карьера, а также соотношения применяемых систем разработки показатели извлечения руды при добыче определены ориентировочно и без разделе-

ния на обрабатываемые участки: для борта 1,5 г/т Au — $P=13,5\%$, $R=15,3\%$; для борта 0,9 г/т Au — $P=13,22\%$, $R=15,48\%$.

Для экономически рассмотренных вариантов бортовых содержаний Au (1,5, 1,2, 0,9 г/т) оптимальное значение определено равным 1,2 г/т. Минимальное промышленное содержание составило 1,74 г/т. Для подземных работ в подсчете запасов среднее содержание Au 2,79 г/т.

Основные показатели для подземного рудника (для Северо-Западного и Сухоложского участков) составили: годовая производительность 4550 тыс. т; срок отработки запасов около 30 лет (в том числе срок строительства 5 лет); объем ГКР 866 тыс. м³.

Таким образом, принятые решения по отработке месторождения Сухой Лог и произведенные в ТЭО расчеты позволили наметить основные направления освоения месторождения. Экономические расчеты показывают, что наиболее высокая прибыль может быть получена при посортной выемке и переработке руды с использованием фотометрической сепарации. Кроме того, в ТЭО намечены и обоснованы главные направления мероприятий по общинженерному обеспечению добычи и переработки руды и расположению промплощадок ГОКа и основных объектов.

Строительство и дальнейшая эксплуатация столь мощного и ресурсоемкого предприятия может быть осуществлена только при непосредственном участии государственного капитала в виде полного или контрольного пакета акций.

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ СУХОЙ ЛОГ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Н.Г.Петраш, И.А.Карпенко, М.В.Карпущина (ЦНИГРИ Роснедра МПР России)

системе разработки поэтажным обрушением с Впервые технико-экономическое обоснование (ТЭО) и проект постоянных кондиций по золоторудному месторождению Сухой Лог разработаны в 1975 г. ВНИИпрозолото совместно с ИРГИРЕДМЕТ. После утверждения кондиций ГКЗ СССР (протокол № 913-к от 23.04.75 г.) и апробации запасов на месторождении продолжены геологоразведочные ра-

боты, и за 1974–1977 гг. общие запасы месторождения выросли более чем в два раза. Для определения достоверности буровой разведки выполнены заверочные работы тяжелыми горными выработками. Институт Энергосетьпроект разработал локальное ТЭО энергоснабжения Бодайбинского района с учетом строительства Ленской золоторудной компании. Все это вызвало необходимость вторичной разра-

1. Сравнительные технико-экономические показатели при различных вариантах бортового содержания для открытого способа разработки (на расчетный год) при условии валовой выемки руд и их переработки на ЗИФ

Показатели	Единица измерения	Варианты бортового содержания Au, г/т						
		1,2	1,2–0,9	0,9	0,9–0,7	0,7	0,7–0,5	0,5
		Запасы	Прирезка	Запасы	Прирезка	Запасы	Прирезка	Запасы
Эксплуатационные запасы:								
руда	млн. т	518,9	157,2	676,1	113,4	789,5	263,2	1052,7
среднее содержание Au	г/т	2,72	1,08	2,34	1,08	2,16	0,56	1,76
запасы Au	кг	1 411 492	170 561	1 582 053	123 363	1 705 416	146 863	1 852 279
Извлечение (сквозное) Au	%	92,70		92,40		92,30		91,43
Годовая производительность в расчетном году:								
по руде	млн. т	16,5		21,4		25,2		34,0
по металлу	кг	41 604		46 270		50 241		54 712
Срок отработки запасов	лет	31		31		31		31
Стоимость товарной продукции:								
годовая	млрд. руб.	22,1		24,6		26,7		29,1
за весь период	«	694,8	81,4	776,2	59,6	835,8	63,5	899,3
Извлекаемая ценность 1 т руды	руб.	1339	517,8	1148,1	525,6	1058,6	241,3	854,2
Эксплуатационные затраты:								
годовые	млрд. руб.	12,1		13,9		15,2		16,9
за весь период	«	380,0	59,3	439,3	35,8	475,1	47,7	522,8
Эксплуатационные затраты на добычу и переработку:								
1 т руды, всего	руб.	732,4		649,9		601,8		496,6
1 г Au	«	290,4	3,6	300,5		301,8		308,7
Капиталовложения, всего	млрд. руб.	32,8		36,4	4,1	40,5	7,1	47,6
Удельные капиталовложения	руб.	1988		1701		1607		1400
Балансовая прибыль:								
годовая	млрд. руб.	10		10,5		11,5		12,2
за весь период	«	314,8		329,6		360,7		376,5
Затраты на единицу товарной продукции	ед.	0,56	0,73	0,57	0,60	0,57	0,75	0,59

ботки ТЭО и проекта кондиций месторождения.

В связи со значительным увеличением запасов стали иными проектная мощность предприятия, параметры карьера. Внесенные коррективы в объемные показатели вызвали соответствующие изменения в применяемой горно-добычной и перерабатывающей технике и, как следствие, в величине капитальных вложений.

Результирующие технико-экономические показатели ТЭО и проекта кондиций, разработанного в 1977 г., в сравнении с показателями ТЭО-1975 существенного изменения не претерпели, но в целом ухудшились, главным образом за счет снижения содержания золота в подсчете запасов в связи с переходом от бортового содержания 1,5 к 1,0 г/т Au, а также подсчета запасов «на массу», низкими ценами на золото, длительным сроком строительства горнообогатительного предприятия. Согласно ТЭО-1977 разведанные запасы месторождения Сухой Лог отрабатываются открытым способом с производительностью по руде 12 млн. т, по товарному золоту 25,3 т. Срок окупаемо-

сти капитальных вложений в промышленное строительство — 15 лет, всех капиталовложений — 26 лет на расчетный год с начала строительства, уровень рентабельности к общим производственным фондам — 2,3%.

Утвержденные в 1977 г. запасы месторождения Сухой Лог по этим кондициям составили: руда — 383,5 млн. т, золото — 1038,4 т при среднем содержании 2,71 г/т.

Устаревшие за период с 1977 по 2007 гг. технические и технологические решения, а также изменение форм собственности, условий хозяйствования, ценовой и налоговой политики и других факторов, учитываемых при геолого-экономической оценке в настоящее время, а также новые данные, полученные при доизучении месторождения после утверждения кондиций и запасов в 1977 г., вызвали необходимость разработки современного ТЭО с учетом дополнительно разведанных на месторождении и выявленных за его пределами запасов, обоснования рациональных кондиций, технологий добычи и переработки руды, применения новых

условий налогообложения, расчета технико-экономических показателей в динамике по годам строительства и эксплуатации, оценки бюджетной эффективности и жизнестойкости проекта.

Основой экономической оценки стали собранные по району и месторождению материалы, решения и результаты, полученные на всех этапах составления ТЭО-2007, выполнявшихся ФГУП «ЦНИГРИ» с участием специалистов восьми других организаций. В обобщенном виде эти работы включали:

сбор, обобщение и анализ материалов о географо-экономических и социальных условиях Бодайбинского района Иркутской области по состоянию на 2006 г., на территории которого располагается месторождение;

сбор исходных данных по геологоразведочным работам, выполненным на месторождении и рудном поле за весь период его изучения с 1962 г. по настоящее время;

создание электронной цифровой и графической баз данных;

обоснование геологических границ месторождения;

обоснование параметров кондиций для повариантного подсчета запасов;

повариантный подсчет запасов (четыре варианта) и разработка рекомендаций по вопросам дальнейшей геолого-экономической оценки;

расчет параметров карьеров для каждого варианта подсчета запасов и подсчет запасов в границах этих карьеров; обоснование контуров открытой отработки;

отбор технологических проб, представительно характеризующих подсчитанные запасы и сорта руд; транспортировку их в ЦНИГРИ;

разработку программы технологических исследований и технологические испытания руд по двум модификациям схем: при прямом обогащении (гравитация – флотация – цианирование – сорбция, ГФЦС) на золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) и с предварительным обогащением методом фотометрической сепарации (ФМС) с последующей глубокой переработкой концентратов ФМС по гравитационно-флотационной схеме;

составление проекта разработки запасов открытым способом и расчет технико-экономических показателей карьера, в том числе карьера первой очереди и окончательного;

расчет видов и объемов основных и вспомогательных сооружений, обеспечивающих функционирование ГОКа;

составление укрупненного проекта подземной разработки запасов, расположенных в бортах

карьера и на самостоятельных участках (Северо-Западном), с расчетом технико-экономических показателей по данному проекту;

оценку влияния разработки месторождения на состояние окружающей среды и др.

По каждому виду работ, влияющему на экономические показатели, осуществлялся оперативный укрупненный экономический анализ результатов и при необходимости выдавались рекомендации исполнителям о направлении корректировок. В частности, оперативно решались вопросы выбора бортовых содержаний золота для открытого и подземного способов разработки месторождения, граничных технологических показателей, параметров карьера, этапности строительства карьера.

На основании сопоставления параметров карьеров, построенных для отработки запасов, подсчитанных при различных значениях бортового содержания (0,5, 0,9, 1,2, 1,5 г/т Au), расчета укрупненных технико-экономических показателей этих карьеров, анализа баланса изменения запасов и их достоверности на глубоких горизонтах, отработка которых будет осуществляться в период с 25 по 33 год от начала разработки месторождения, принято решение о целесообразности на данном этапе проектирования единого карьера. Параметры последнего рассчитаны с учетом включения в его контур максимального количества запасов.

Для выбора оптимального бортового содержания золота на основе запасов, подсчитанных при значениях бортового содержания 1,2, 0,9 и 0,5 г/т Au, произведена укрупненная геолого-экономическая оценка освоения месторождения. Впоследствии, по рекомендации экспертизы ГКЗ, дополнительно выполнен подсчет запасов по бортовому содержанию 0,7 г/т Au. На базе этих запасов детально рассчитаны технико-экономические показатели, которые подтвердили экономические показатели, рассчитанные укрупненно для других вариантов (табл. 1).

Анализ полученных результатов оценки показал, что отработка запасов открытым способом по всем вариантам бортового содержания золота характеризуется положительными экономическими показателями. Годовая балансовая прибыль предприятия и в целом за весь период освоения месторождения максимальна при подсчете запасов по бортовому содержанию 0,5 г/т Au, при этом обеспечивается полная отработка всех запасов.

По всем вариантам бортового содержания золота затраты на один рубль товарной продукции ниже 1 руб./руб. и в целом изменяются незначительно (от 0,56 до 0,59). Затраты на один рубль товарной продукции из руды прирезаемых запасов (по всем вариантам) также оказались ниже 1 руб./руб. (0,60–

2. Сравнительные технико-экономические показатели по вариантам добычи и обогащения

Показатели	Единица измерения	Вариант I	Вариант II	Вариант III	
		Прямое обогащение исходной руды валовой добычи	Обогащение руды валовой добычи с предварительной ФМС	Обогащение руд селективной добычи с предварительной ФМС	
				Рядовая	Бедная
Производительность карьера по исходной руде	млн. т/год	34	34	17	14
Производительность ЗИФ по переработке руды, поступающей на глубокое обогащение	То же	34	17,18	9,346	7,228
Содержание Au в руде, поступающей на глубокое обогащение	г/т	1,7	3,12	4,74	1,86
Извлечение Au (от исходной руды) в товарный продукт — сплав Доре, содержащий 75% Au и 25% Ag	%	91,00	84,78	89,92	76,61
Суточная производительность ЗИФ	т/сут.	100 000	50 529	27 488	21 259
Удельный расход электроэнергии в расчете на исходную руду	кВт·ч/т	23,6	12,34	17,8	9,9
Габариты и строительный объем зданий по обогатительной фабрике	м ³	688 248 (два модуля)	419 292	242 136	177 156
Численность персонала фабрики (явочная), всего	чел.	700	470	282	188

0,75). Таким образом, оптимальный вариант бортового содержания при наилучших экономических показателях — 0,5 г/т Au.

На основании этих результатов дальнейшие исследования авторов были направлены на выбор таких технических, технологических и организационных решений, которые позволили бы получить максимальный эффект от эксплуатации месторождения при бортовом содержании 0,5 г/т Au.

С этой целью в запасах, оконтуренных по борту 0,5 г/т (внешний контур) с учетом установленной зональности в распределении золоторудной минерализации, выделены запасы, оконтуренные по бортовому содержанию 1,5 г/т Au, образующие самостоятельное, выдержанное по простиранию и падению рудное тело (рудный столб), т.е. отдельно подсчитаны запасы рядовых (>1,5 г/т) и бедных (в контуре 0,5–1,5 г/т) руд; последние также отчетливо геометризованы в пространстве. Выделенные разновидности руд рассматриваются как сорта руд, отработка которых в соответствии с их

условиями залегания и параметрами может осуществляться отдельно. Кроме того, за пределами этого контура (0,5 г/т) выполнен подсчет запасов убогих руд, оконтуренных по бортовому содержанию 0,2 г/т Au, для определения их количества и качества, а также экономической эффективности переработки на завершающих стадиях разработки месторождения.

Проведенными технологическими испытаниями выделенных сортов руд и их смеси установлено, что эти сорта руд принадлежат к одному технологическому типу, но существенно отличаются показателями обогащения, особенно на стадии предварительного обогащения ФМС (табл. 2). Изучены также технологические показатели руд для условий их валовой добычи и переработки. В этой связи рассмотрены варианты валовой и отдельной отработки запасов с последующей их переработкой по охарактеризованным выше вариантам схем.

Параллельно с описанными исследованиями осуществлены сбор, обобщение и анализ данных о

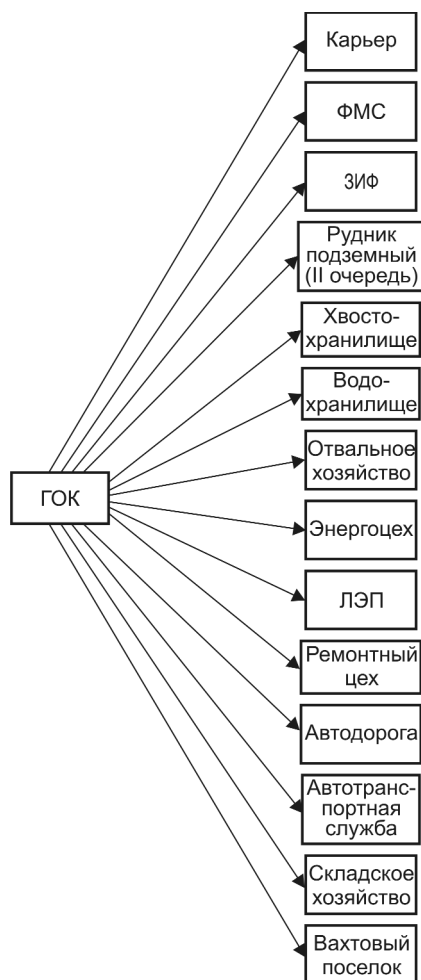


Рис. 1. Структура проектируемого предприятия на месторождении Сухой Лог

географо-экономических и социальных условиях района, имеющих важное значение при оценке месторождения. Рассмотрены такие вопросы, как освоенность района на период переоценки объекта, наличие в нем промышленных предприятий, численность населения и его занятость, наличие свободной рабочей силы, обеспеченность электроэнергией, наличие свободных мощностей и сетей электролиний, водных ресурсов, стройматериалов, транспортных коммуникаций и других элементов инфраструктуры. Полученные по всем этим вопросам данные были учтены при обосновании объемов инвестиций и издержек производства.

На основании анализа уровня производственного и социально-экономического развития района сделан вывод о его недостаточно развитой инфраструктуре для обеспечения деятельности проектируемого предприятия и о необходимости строительства электролиний, автомобильной дороги,

вахтового поселка. Объемы соответствующих инвестиций рассчитывались с учетом местонахождения объекта. Вопросы создания внешней инфраструктуры (за пределами г. Бодайбо) отнесены к компетенции федеральных органов.

Проектируемое на базе месторождения крупное горно-перерабатывающее предприятие (по добыче и переработке 31–34 млн. т руды в год) потребует более 500 млн. кВт·ч электроэнергии в год и создания генерирующих мощностей свыше 135 МВт. Существующие мощности и сеть электролиний не обеспечат потребности планируемого предприятия. В связи с этим в ТЭО энергоснабжение ГОКа в начальный период освоения месторождения (три года) намечается обеспечивать собственной дизельной электростанцией, которая кроме электроэнергии утилизирует тепло, необходимое для отопления зданий и сооружений, расположенных на промплощадке предприятия. В дальнейшем (с четвертого года) после окончания строительства ЛЭП-220 кВт энергоснабжение намечено осуществлять ЗАО «Витимэнерго» от сетей ЗАО «Бурятэнерго».

После перехода предприятия на электроэнергию от сетей ЗАО «Бурятэнерго», т.е. с прекращением работы собственной дизельной электростанции (остается как резервная) в эксплуатацию вводится котельная основной промплощадки. Работа котельной вахтового поселка планируется с начала эксплуатации месторождения. Для аварийного электроснабжения вахтового поселка предусматривается дизель — электрическая станция.

Поскольку Бодайбинский район свободной рабочей силой не располагает, в проекте рассматривается вахтовый метод организации производства, для чего предусмотрено строительство и обслуживание вахтового поселка с численностью около 2000 чел.

Учитывая масштабы объекта и срок его существования, освоение месторождения потребует строительства горнообогатительного предприятия с полным комплексом вспомогательных цехов и служб, а также создания внешней инфраструктуры (вахтовый поселок, ЛЭП, автодорога). Строительство обогатительной фабрики с объектами вспомогательного и обслуживающего назначения и внешней инфраструктуры предусматривается очередями с вводом первой очереди на четвертый год.

Структура будущего предприятия приведена на рис. 1.

Товарной продукцией проектируемого предприятия являются золото и серебро в сплаве Доре. Основной ценообразующий компонент (99,4% стоимости) — золото. Для обоснования расчетной цены на этот металл выполнен обзор рынка золота за период с 1972 по 2007 г. Динамика среднегодовых цен на

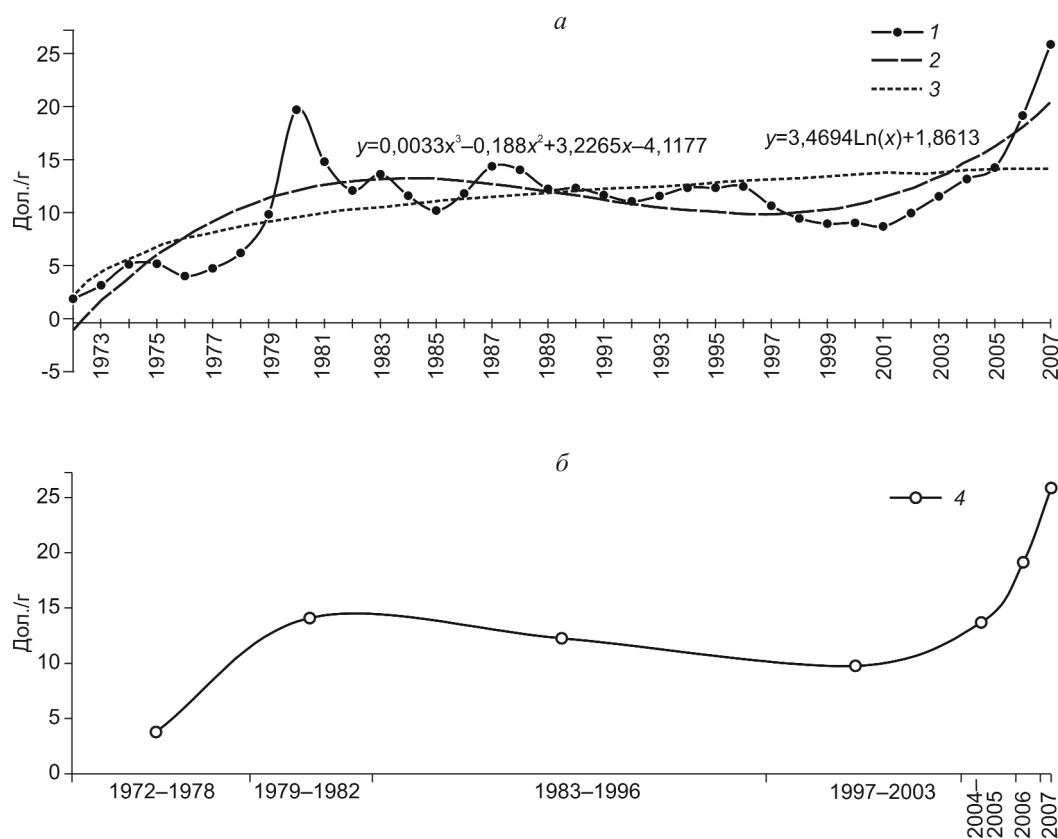


Рис. 2. Изменение цен на золото на ЛБМ по годам (а) и периодам (б) с 1972 по 2007 гг.:

1 — среднегодовые цены на золото, дол./г; 2 — аппроксимация изменения цен степенной функцией; 3 — аппроксимация изменения цен логарифмической функцией; 4 — средние цены за периоды, дол./г

золото на ЛБМ за этот период отражена на рис. 2.

Анализ графика изменения цен за 35-летний период показал, что при устойчивой тенденции роста цен на золото в отдельные годы отмечается их пиковое повышение и снижение. Так, с 1972 по 1979 г. наблюдается ежегодное повышение цен (с 1,87 до 9,84 г/т) и в 1980 г. был достигнут его максимум (19,7 г/т). Пиковое значение цены, по комментариям аналитиков, обусловлено тем, что в этот год центробанки не «выбрасывали» золото на мировой рынок.

Период с 1983 по 1996 г. можно считать периодом относительной стабильности. Среднегодовые цены на золото испытывали незначительные колебания (от 10,2 до 14,37%), преимущественно находясь на уровне 12 дол./г. С 1997 г. наметилась устойчивая тенденция снижения цены, которая к 2001 г. достигла минимума (8,71 дол./г), что объясняется активной продажей центральными банками ряда стран золота из своих резервов.

По мнению аналитиков, в 2002 г. золото возвратило себе статус объекта, привлекательного для капиталовложений. Начался стремительный рост цен

и за два года среднегодовая цена золота достигла уровня 1996 года. В последующие годы рост цен на золото продолжался и к концу 2007 г. достиг 27 дол./г. Аналитики считают, что политическая нестабильность и неопределенность перспектив восстановления и стабилизации мировой экономики будут поддерживать инвестиционный спрос на золото и, следовательно, цены на него в ближайшее время будут расти или, в лучшем случае, оставаться на уровне, достигнутом в 2007 г., при незначительном их колебании.

В России цены на золото и серебро соответствуют ценам мирового рынка. На внутреннем рынке учетные цены на них определяются ЦБ РФ исходя из действующих на момент расчета значений фиксинга на золото и серебро на Лондонском рынке наличного металла «спот». Пересчет на рубли производится по официальному курсу доллара к российскому рублю, действующему на день, следующий за днем установления учетных цен.

Для определения стоимости товарной продукции проектируемого предприятия и обоснования

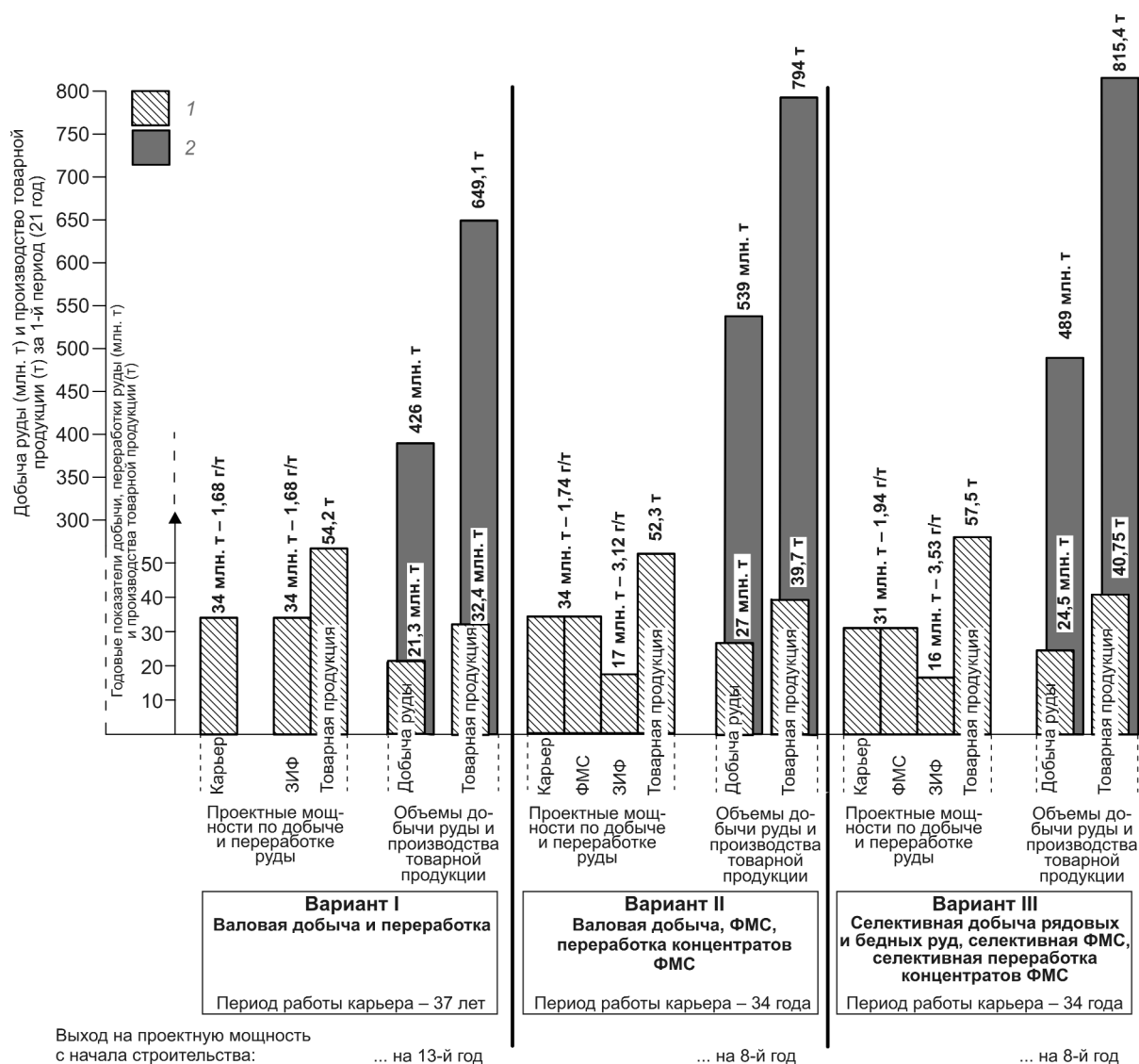


Рис. 3. Геолого-экономическая модель оценки месторождения Сухой Лог:

1 — годовые показатели; 2 — показатели за первый период в целом

параметров кондиций для подсчета запасов месторождения Сухой Лог цены на золото и серебро приняты по учетной цене ЦБ РФ, сложившейся на начало 2007 г.: Au — 531 руб./г, Ag — 9,6 руб./г.

Согласно принятым технологическим решениям по добыче и переработке руд, экономические показатели открытого способа разработки детально рассмотрены в трех вариантах.

Первый вариант предусматривает добычу руды валовым способом в объеме 34 млн. т, прямое традиционное обогащение добытых на «массу» руд (гравитация, флотация, цианирование, сорбция), сквозное извлечение золота и серебра 90,88% и 35,99% соответственно. Проектируется строитель-

ство обогатительной фабрики мощностью 34 млн. т руды в год с поэтапным последовательно-параллельным строительством и вводом в эксплуатацию двух модулей мощностью по 17 млн. т. Первый модуль выйдет на проектную мощность (17 млн. т) на восьмой год (от начала строительства), второй — на тринадцатый. Первую секцию ЗИФ мощностью 3,4 млн. т намечается ввести в эксплуатацию на четвертый год от начала строительства (рис. 3).

По второму варианту добытая валовым способом руда (34 млн. т в год) дробится и после классификации по крупности направляется на ФМС. Концентрат ФМС поступает на глубокое обогащение (ЗИФ). Сквозное извлечение золота и серебра со-

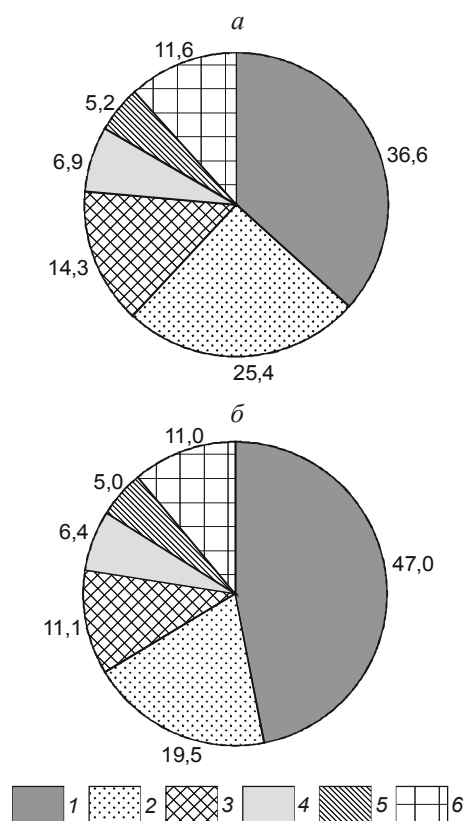


Рис. 4. Структура капитальных вложений в строительство горнообогатительного предприятия по переделам производства:

а — вариант I, общие капитальные вложения 47,4 млрд. руб.; *б* — варианты II и III, общие капитальные вложения соответственно 47,9 и 47,7 млрд. руб.; 1 — карьер; 2 — ОФ; 3 — хвостохранилище и водохранилище; 4 — вспомогательные службы; 5 — объекты энергетического хозяйства; 6 — внешняя инфраструктура

ставило 84,54% и 30,49% соответственно. Такое технологическое решение вызывает необходимость строительства корпуса ФМС, приобретения соответствующего для этого метода оборудования в количестве, обеспечивающем предварительное обогащение добытой руды в объеме 34 млн. т.

Фотометрическая сепарация позволяет:

- вывести в хвосты около 50% горной массы;
- в 1,8 раза повысить содержание золота в продукте, направляемом на глубокое обогащение;
- снизить затраты на строительство ЗИФ, объемы переработки на которой сокращаются с 34 до 17 млн. т год, с двух модулей до одного;

- сократить общие сроки строительства обогатительного передела и выйти на проектную мощность по добыче и переработке на восьмой год;

- сократить затраты на сооружение и эксплуатацию хвостохранилища, так как хвосты ФМС складироваться в сухом виде непосредственно у карьера;

сократить объемы водопотребления.

Третий вариант предусматривает селективную отработку запасов по сортам руд (рядовых 14 млн. т и бедных 17 млн. т) и последующую фотометрическую сепарацию руд отдельно по сортам. Сквозное извлечение из рядовых и бедных руд Au — 86,43%, Ag — 35,87%. Подсчет запасов для селективной добычи (с применением коэффициента рудоносности) позволяет сократить запасы руды на 11% и повысить содержание золота в исходной товарной руде с 1,74 до 1,94 г/т, сократить объем добычи по руде на 10% (с 34 до 31 млн. т в год). Метод фотометрической сепарации обеспечивает сокращение затрат на глубокое обогащение на ЗИФ до 16,57 млн. т (суммарно по рядовой и бедной руде) с одновременным повышением содержания Au на 44% в рядовой руде и на 96,8% — в бедной с соответствующими остальными преимуществами, вытекающими из применения данного метода, отмеченными при характеристике второго варианта.

Основные показатели по вариантам оценки — годовая мощность по добыче и переработке руды и производству товарной продукции, объемы добычи руды и производство товарной продукции за первый период эксплуатации месторождения — отражены на рис. 3. Из приведенных данных следует, что объем среднегодовой добычи и переработки руды максимальный по второму варианту, а по выпуску товарной продукции — по третьему, что обусловлено эффектом селекции при подсчете, добыче и переработке руды, последовательно улучшающем ее качество, и более высоким извлечением из этой руды полезных компонентов (см. рис. 3).

Согласно графикам строительства и добычи руды, общий срок отработки запасов открытым способом по вариантам оценки — 33, 34 и 37 лет соответственно. Техничко-экономические показатели открытого способа разработки детально в динамике рассчитаны на 21 год. За этот период будет добыто 46–58,7% от общего количества запасов (в зависимости от варианта оценки), подсчитанных в контуре карьера.

Срок строительства карьера 3–4 года (по вариантам оценки). За этот же период намечается построить постоянные технологические автодороги с твердым покрытием, комплекс ремонтно-вспомогательных служб, очистные сооружения карьерных и подотвальных вод, ЛЭП-35/10/6 кВт с подстанциями для питания горного оборудования, насосов для водоотлива, освещения карьера, отвалов и др. В течение этих же четырех лет планируется осуществить строительство обогатительной фабрики с вводом в эксплуатацию первых секций мощностью 3–3,7 млн. т в год (по вариантам оценки), а также

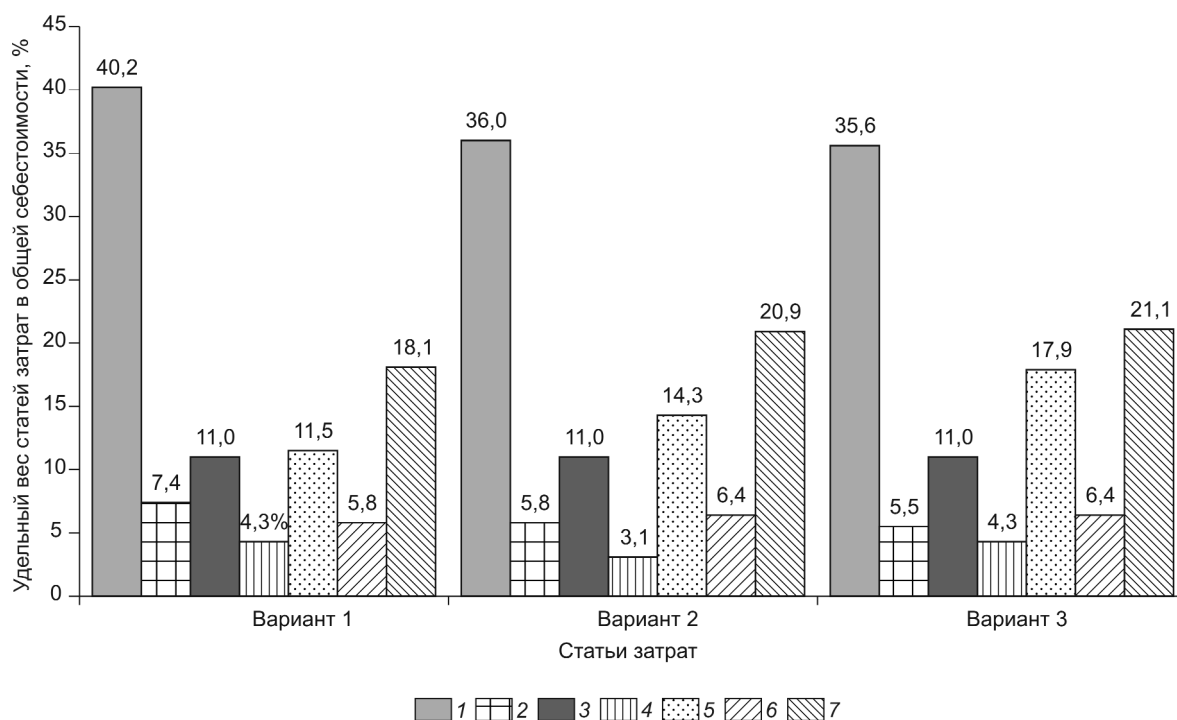


Рис. 5. Структура себестоимости по основным статьям затрат (по вариантам оценки):

1 — материалы; 2 — электроэнергия; 3 — ФОТ; 4 — плата за выбросы; 5 — налоги; 6 — ремонтный фонд; 7 — амортизация

хвостохранилища (I очередь) и объектов водоснабжения (дамба, водозаборные сооружения и насосные станции, водоводы) для обеспечения работы карьера первой очереди.

Выдача руды из карьера на обоганительную фабрику в начальный период работы предприятия (до 12–14 года) производится автотранспортом, впоследствии транспортировку руды намечается осуществлять по циклично-поточной технологии с перегрузкой в карьере на конвейер. Для этого в карьере предусмотрены дробильно-перегрузочные комплексы на двух концентрационных горизонтах. Затраты на них учтены в капитальных вложениях и эксплуатационных расходах. Кроме того, до начала эксплуатации месторождения создается внешняя инфраструктура — строятся вахтовый поселок, автодорога от месторождения до п. Ваца, реконструируется автодорога от г. Бодайбо до месторождения, сооружается ЛЭП-220 кВт от г. Бодайбо до основной промплощадки месторождения и др.

Общий объем инвестиций в строительство ГОКа, детально рассчитанный по объектам, определился в 47,4–47,9 млрд. руб. (в зависимости от варианта). В первоначальном объеме капитальных вложений, кроме объектов промышленного назначения и вспомогательных служб, обеспечивающих работу

предприятия, предусмотрены также затраты на рекультивацию в объеме 280–340 млн. руб. (по вариантам оценки), которые намечается осваивать с 15 года работы предприятия. В целом затраты на природоохранные меры составили около 3,3–4,0 млрд. руб.

Структура капитальных вложений в строительство горнообогатительного предприятия по переделам производства (по вариантам) свидетельствует о том, что наибольший удельный вес в капитальных вложениях занимают объекты основного производственного назначения: на объекты горного производства приходится 36,6–47%, на обоганительную фабрику — 19,5–25,4% (по вариантам оценки) (рис. 4). Инвестиции в строительство хвостового хозяйства и объектов водоснабжения в структуре капитальных вложений составляют 11–13%; значительные расходы (около 11%) приходятся на строительство внешней инфраструктуры (автодороги, ЛЭП-220 кВт, вахтовый поселок).

Себестоимость добычи и переработки руды, отражающая непосредственные затраты предприятия, связанные с производством товарной продукции, установлена расчетным путем по элементам затрат и отдельным производственным процессам. Структура затрат на добычу и переработку руды по статьям затрат и переделам производства приведе-

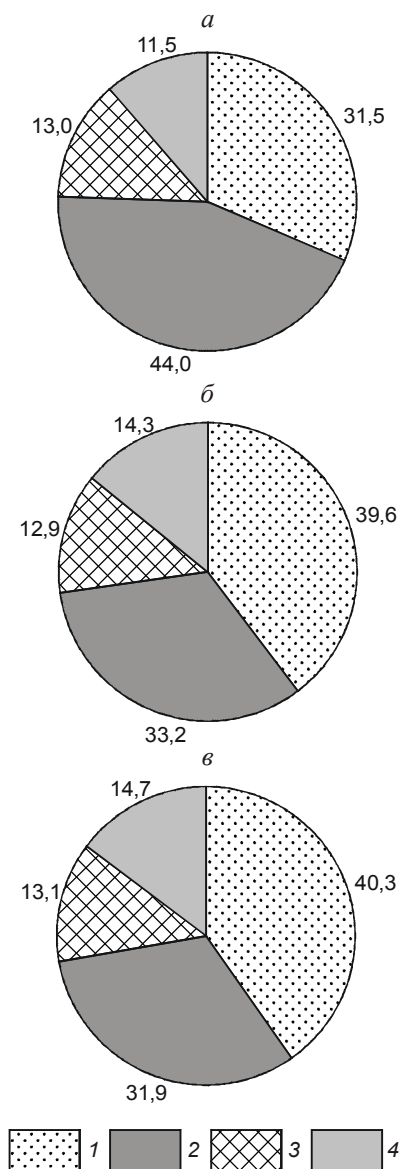


Рис. 6. Структура затрат по переделам:

a — вариант I, полные затраты на добычу и переработку 1 т руды — 496,6 руб.; *б* — вариант II, полные затраты на добычу и переработку 1 т руды — 385,4 руб.; вариант III, полные затраты на добычу и переработку 1 т руды — 422,6 руб.; 1 — добыча; 2 — переработка; 3 — общекомбинатские расходы; 4 — налоги

на на рис. 5 и 6.

Расход и стоимость материалов, рассчитанные по нормам расхода и ценам на них с учетом транспортировки, являются одной из основных статей затрат на добычу и переработку минерального сырья (35–40%) (см. рис. 5). Второе место по значимости затрат занимает статья «амортизационные отчисления» (около 20%), которые слагаются из

амортизации капитальных горных выработок (погашение стоимости капитальных горных выработок через потонные ставки), оборудования, зданий и сооружений (через амортизационные отчисления по соответствующим нормам).

Фонд заработной платы предприятия в расчете себестоимости продукции — около 11% и определен в соответствии с численностью, среднегодовой заработной платой по цехам, категориям трудящихся и годам эксплуатации. Средняя годовая заработная плата трудящегося ГОКа составила более 280 тыс. руб.

Начисления в фонд заработной платы определены по существующим нормативам (ЕСН — 26%, страхование от несчастных случаев на производстве — 3,7%).

Налоги, включаемые в себестоимость продукции, рассчитаны по ставкам, предусмотренным Налоговым кодексом РФ, — налог на добычу полезного ископаемого (6%) и прочие платежи, отчисления от стоимости товарной продукции (1%). Удельный вес налогов в издержках производства достаточно высок и составляет от 11,5 до 17,9% (по вариантам оценки). В эксплуатационные издержки включены также расходы на аффинаж золота и затраты на доставку вахт.

Отдельной статьей в сводной смете затрат по предприятию выделены платежи за загрязнение окружающей среды. Платы за выбросы в атмосферный воздух загрязняющих веществ стационарными и передвижными источниками, размещение отходов производства и потребления определены в соответствии с нормативами, принятыми Постановлением Правительства РФ (№ 344 от 12.08.03 г.), и составили около 4,3% в структуре себестоимости.

Суммарные издержки производства на выпуск товарной продукции включают затраты на: вскрышу и добычу руды, в том числе погашение затрат на горно-капитальные работы, транспортировку добытой руды до рудосортировочного комплекса (варианты II, III), доставку полученного концентрата ФМС (руды) на глубокое обогащение обогатительной фабрики, переработку руды на обогатительной фабрике, содержание объектов электро- и теплоснабжения, транспортного хозяйства, хвосто- и водохранилищ и других объектов вспомогательного и обслуживающего назначения.

Структура издержек производства по основным процессам (см. рис. 6) варианта I в сравнении с вариантами II и III разная. В варианте I наибольший удельный вес занимают затраты на переработку руды (44%), для вариантов II и III максимальные затраты приходятся на горное производство (39,6 и 40,3% соответственно), что обусловлено приняты-

3. Экономические показатели освоения месторождения Сухой Лог открытым способом

Показатели	Варианты		
	I — валовая отработка	II — валовая отработка с использованием ФМС	III — селективная отработка рядовых и бедных руд с использованием ФМС
Чистая текущая стоимость проекта (за 21 год), млрд. руб.	89,9	155,1	165,0
ЧДД при норме дисконта $E=10\%$, млрд. руб.	3,8	28,9	36,3
ИД без дисконтирования, ед.	1,35	1,58	1,61
ИД с дисконтированием при $E=10\%$, ед.	1,04	1,28	1,34
ВНД, %	11	20	23
Срок окупаемости капитальных вложений (с начала строительства), лет:			
без дисконтирования	13,6	9,2	8,7
с дисконтированием $E=10\%$	19,3	11,4	10,1
Уровень рентабельности к производственным фондам, %	15,9	20,9	22,3
Приведенные затраты на единицу товарной продукции, руб.	464,6	405,0	392,3

ми технологическими решениями.

Экономическая эффективность освоения месторождения открытым способом определена путем сопоставления рассчитанных интегральных результатов и затрат. С этой целью выполнено моделирование денежных потоков в пределах расчетного периода. Горизонт расчета принят 21 год при общем сроке разработки запасов открытым способом 37, 34 и 33 года (соответственно по вариантам). Ожидаемые разновременные доходы и расходы приведены к начальному периоду оценки с использованием процедуры дисконтирования. Кроме того, для оценки эффективности использования минеральных ресурсов рассчитан уровень рентабельности разработки месторождения, показывающий размер прибыли от средств, вложенных в освоение месторождения.

В качестве показателя экономической эффективности капитальных затрат на строительство горнорудного предприятия использовался их срок окупаемости, а также такой показатель, как приведенные затраты на единицу товарной продукции. При расчете этого показателя нормативный коэффициент приведения капиталовложений принят 0,15.

Результирующие технико-экономические показатели освоения месторождения открытым способом — чистая текущая стоимость проекта (денежный поток), чистый дисконтированный доход от эксплуатации (ЧДД), индекс доходности (ИД), внутренняя норма прибыли (ВНД), срок окупаемости капитальных вложений и др. — даны в табл. 3.

Анализ полученных результатов показывает,

что отработка запасов месторождения Сухой Лог открытым способом экономически целесообразна по всем рассмотренным вариантам: чистая текущая стоимость проекта (за период оценки 21 год) колеблется от 89,9 до 165,0 млрд. руб. Выбор оптимального варианта определяется наибольшей величиной прибыли, полученной как разница между суммой реализованной продукции и затратами на ее производство, сроком окупаемости капитальных вложений и другими экономическими показателями.

Из данных табл. 3 следует, что максимальный доход предприятия после погашения всех затрат и уплаты налогов и сборов (165,0 млрд. руб. против 89,9 и 155,1 млрд. руб.), наименьший срок возврата (окупаемости) капитальных вложений (8,7 лет), минимальная величина приведенных затрат на производство единицы товарной продукции (392,3 тыс. руб./кг), более высокий уровень рентабельности (22,3% против 15,9%) имеет третий вариант в сравнении с первым и вторым.

Экономическая эффективность варианта III достигнута благодаря селективной добыче и переработке руды по сортам (рядовые, бедные), а также введению в «голове» технологического процесса ФМС, что позволило сократить затраты и сроки строительства ЗИФ и, следовательно, ускорить ввод предприятия на проектную мощность. Сокращение сроков строительства и выхода на планируемую производственную мощность предприятия позволило быстрее окупить вложенные средства. Кроме того, сокращение в два раза объемов руды,

4. Сводные результирующие показатели анализа чувствительности проекта

Показатели	Единица измерения	Базовые показатели варианта III ТЭО	Варианты анализа чувствительности проекта				
			1	2	3	4	5
			Снижение цены на Au и Ag на 30% или снижение содержания Au на 39%	Увеличение эксплуатационных затрат на 20%	Увеличение капиталовложений на 20%	Увеличение эксплуатационных затрат и капиталовложений на 10%	Увеличение срока строительства предприятия
Чистая текущая стоимость проекта	млрд. руб.	165	72,9	140,0	155,9	147,9	117,4
ЧДД при $E=10\%$	«	36,3	5,8	27,8	29,9	28,9	11,6
Индекс доходности	ед.	1,61	1,31	1,47	1,56	1,51	1,50
То же, при $E=10\%$	«	1,34	1,06	1,24	1,26	1,25	1,13
ВНД	%	23,0	12,0	20,0	20,0	20,0	13,0
Срок окупаемости капитальных вложений (с начала строительства)	лет	8,7	10,8	9,3	9,2	9,1	12,8
То же, при $E=10\%$	«	10,1	16,5	10,8	11,1	11,0	16,1

подаваемой на глубокое обогащение, дает возможность уменьшить эксплуатационные затраты на переработку руды, так как затраты на ФМС несоизмеримо меньше в сравнении с затратами на глубокое обогащение (флотация – цианирование – сорбция). Себестоимость переработки 1 т руды без предварительного обогащения составит 218,6 руб. (вариант I), с использованием ФМС в «голове» технологического процесса — 128,0 руб. (вариант II).

Балансовая прибыль за весь срок работы карьера составит 364,8, 395,0 и 407,4 млрд. руб. (соответственно варианты I, II и III).

Оценка запасов, предусмотренных для подземного способа разработки, выполнена укрупненно, что обусловлено низкой их разведанностью (по категориям C_2 и P_1), а также отдаленными сроками отработки — после завершения отработки запасов открытым способом (33–37 лет). Задача технико-экономической оценки запасов для подземной отработки — определение их балансовой принадлежности и целесообразности доразведки.

Порядок отработки запасов подземным способом определялся необходимостью максимально загрузить высвобождающиеся после отработки карьера мощности обогатительной фабрики. В связи с этим в первую очередь намечена одновременная отработка запасов Северо-Западного участка и запасов Сухоложского участка под дном карьера.

Вскрытие Северо-Западного участка предусматривается двумя наклонными выработками из карьера (наклонный конвейерный ствол для транспортировки руды от дробильного комплекса к существующему наклонному стволу карьера; второй

наклонный ствол, вспомогательный, для обеспечения сбойки с вертикальным стволом) на верхние горизонты подземного рудника, а также двумя вертикальными стволами (клетевой и вентиляционный), которые располагаются на западном фланге.

Строительство рудника намечается с 23 года работы карьера с вводом в эксплуатацию через четыре года. Разработан совмещенный календарный график строительства и эксплуатации запасов месторождения Сухой Лог открытым и подземным способами.

Укрупненный расчет технико-экономических показателей освоения флангов и глубоких горизонтов месторождения Сухой Лог подземным способом выполнен в трех вариантах бортового содержания — 1,5, 1,2, 0,9 г/т Au. Расчеты экономических показателей произведены по вариантам на расчетный год.

Результирующие технико-экономические показатели разработки запасов флангов и глубоких горизонтов месторождения подземным способом при принятых технических решениях показали, что если исходить из максимальной прибыли от деятельности предприятия, то лучший из рассматриваемых вариантов — с бортовым содержанием 1,5 г/т Au. Однако при незначительном снижении экономических показателей от бортового содержания 1,5 к 1,2 г/т Au в добычу вовлекаются дополнительно 29,1 т золота с содержанием 1,21 г/т. Затраты на добычу и переработку 1 т руды из этой прирезки составят 529,7 руб., что несколько ниже цены на золото, принятой для расчета товарной продукции (531 руб./г) Исходя из этого, а также учитывая тенден-

цию роста цен на драгметаллы, рекомендовано для расчета параметров кондиций принять вариант с бортовым содержанием 1,2 г/т Au.

Для оценки жизнестойкости проекта разработки месторождения открытым способом рассмотрено влияние ряда негативных факторов на экономические показатели проекта:

возможное изменение (снижение на 30%) цен на продукцию (или снижение среднего содержания золота на 39%);

увеличение эксплуатационных затрат на 20%;

повышение капитальных вложений на 20%;

одновременное увеличение капитальных вложений и эксплуатационных издержек на 10% (каждого элемента);

удлинение срока строительства предприятия.

Учет неопределенностей и рисков, связанных с осуществлением проекта, выполнен на рекомендуемом для расчета параметров кондиций варианте — третьем, предусматривающем селективную добычу и переработку руды (по сортам) с использованием в технологическом процессе ФМС (табл. 4).

Анализ полученных результатов свидетельствует о достаточной устойчивости проекта в целом — чистая текущая стоимость проекта по всем рассмотренным ухудшающим работу предприятия условиям, в сравнении с базовым вариантом, несколько снизилась, но в целом осталась положительной.

Наиболее существенными факторами, негативно влияющими на показатели эффективности предприятия, являются снижение цены (или содержания золота в руде, эквивалентного снижению цены) и удлинение сроков строительства предприятия. При снижении цены на драгметаллы на 30% (то же — ухудшении качества руды на 39%) или удлинении срока строительства предприятия на три года чистый дисконтированный доход при $E=15\%$ становится отрицательным, при $E=10\%$ он будет положительным и составит 5,8 млрд. руб.

Альтернативным действием со стороны предприятия в случае снижения цены на золото, что не зависит от производителя, могут стать сокращение объемов добычи и переработки бедной руды с содержанием 0,9 г/т Au и увеличение объемов переработки рядовой руды с содержанием 3,4 г/т Au. Выделение этих сортов руд, их раздельная добыча и переработка предусмотрены вариантом III ТЭО, рекомендуемым в качестве основного.

Сроки строительства предприятия — субъективный фактор, так как практически полностью зависят от уровня организации работ. Анализ чувствительности проекта свидетельствует о существенной роли данного показателя в итоговой эффективности проекта, поэтому организации строи-

тельства должно быть уделено особое внимание.

Таким образом, согласно анализу чувствительности проекта, последний обладает высокой экономической эффективностью для предприятия данного масштаба и устойчивостью к изменению внешних условий, что определяется не только резервами эффективности, но и решениями, заложенными в ТЭО.

Результаты технико-экономической оценки месторождения Сухой Лог указывают на то, что инвестированные в строительство горнообогатительного комплекса финансовые средства могут обеспечить эффективную отработку запасов одного из крупнейших месторождений мира.

Среднегодовой доход предприятия определяется суммой около 1,7 млрд. руб., при этом среднегодовые отчисления (налоги), выплачиваемые предприятием в бюджеты различных уровней, составят 7,0 млрд. руб. За рассматриваемый период оценки (21 год от начала строительства предприятия) размер бюджетных поступлений в виде налогов (отчислений) составит 99,7 млрд. руб., в том числе в федеральные фонды — 31,9, в региональные — 63,4, в местные — 4,4 млрд. руб. Кроме того, строительство предприятия и эксплуатация месторождения позволят привлечь более 2000 человек в прямое производство при средней годовой заработной плате одного трудящегося 315 тыс. руб. Примерно такое же число трудящихся будет задействовано во вспомогательных и обслуживающих службах (цехах) предприятия и сопутствующих отраслях.

В процессе разработки Сухоложского месторождения, кроме рядовых и бедных руд, попутно будут добыты и заскладированы убогие руды. По завершению работ карьера в спецотвалах накопится 758,8 млн. т этого сорта руд с содержанием в них 0,45 г/т Au (338 191 кг).

После завершения отработки запасов карьерным способом и переходом на подземный обогатительная фабрика будет недозагружена. Кроме руды, поступающей из подземного рудника (4,55 млн. т), дозагрузка фабрики до проектной мощности может осуществляться убогими рудами из спецотвалов. Результаты технологических испытаний установлено, что выход концентрата ФМС из убогих руд составит 37,7%, сквозное извлечение золота 62,2%. Укрупненные расчеты оценки балансовой ценности убогих руд показали, что при извлекаемой ценности 1 т руд, равной 148,6 руб., и затратах на извлечение из руды золота 163,6 руб. переработка этих руд в настоящее время нецелесообразна. Они могут рассматриваться как забалансовые. Должны быть предусмотрены их складирование и сохранность, а также технологические исследования методом ФМС для разработки более

5. Кондиции по результатам переоценки месторождения Сухой Лог

Показатели	Открытая разработка	Подземная разработка
<i>Балансовые запасы</i>		
Минимальное промышленное содержание Au в блоке, г/т	0,9	1,74
Бортовое содержание Au, г/т: для участка Сухоложский для участка Центральный	0,5	1,2
	0,5	1,5
Максимальная мощность некондиционных руд или пустых пород, м: для участка Сухоложский для участка Центральный	8	4
	3	3
Минимальная мощность рудного тела, м: для участка Сухоложский для участка Центральный	8	3
	3	
При меньшей мощности, но более высоком содержании — <i>min</i> метрограмм: для участка Сухоложский для участка Центральный	4	3,6
	1,5	
В рудном теле, оконтуренном по бортовому содержанию Au 0,5 г/т, выделить два сорта руд — рядовые и бедные	Статистически подсчитать доли рядовых и бедных руд в контуре убогих, выделив при бортовом содержании Au 1,2 и 0,5 г/т	
Рядовые руды выделить по бортовому содержанию Au, г/т	1,5	
Бедные руды подсчитать в контуре, ограниченном бортовым содержанием, г/т	0,5	
В балансовых запасах руды подсчитать запасы Ag по категории C ₂		
<i>Забалансовые руды</i>		
	К забалансовым относить запасы, подсчитанные при бортовом содержании 0,2 г/т при тех же горно-технических параметрах, которые установлены для балансовых руд	

современных технологий.

Кроме того, за период работы горнообогатительного предприятия будут накапливаться отходы ФМС: из рядовых (0,43 г/т Au) руд — 123,7 млн. т и бедных (0,27 г/т Au) руд — 268,6 млн. т, которые в перспективе могут рассматриваться как дополнительная сырьевая база комбината.

Выполненная геолого-экономическая оценка месторождения определила степень пригодности разведанных запасов месторождения Сухой Лог для промышленного использования. Заключительным этапом оценки является расчет минимального промышленного содержания (МПС) золота для подсчетного блока, являющегося параметром кондиций, отделяющим балансовую часть запасов ми-

нерального сырья от забалансовых.

Исходные данные для расчета МПС — затраты на добычу и переработку руды, полученные по результатам геолого-экономической оценки; показатели извлечения полезных компонентов по данным технологических исследований 2006 г.; величина разубоживания, определившаяся принятыми системами разработки; цена на золото, сложившаяся на начало 2007 г. В затратах кроме налогов, входящих в себестоимость продукции, учтен налог на имущество, взимаемый из прибыли предприятия.

По результатам переоценки месторождения рекомендованы кондиции (табл. 5). Минимальное промышленное содержание золота рассчитано для

открытого и подземного способов разработки. Для открытой разработки оно составило 0,9 г/т Au, для отработки запасов подземным способом — 1,74 г/т Au.

Установленная величина МПС сопоставлена с фактическими данными подсчета запасов в контуре карьера. Анализ распределения запасов по качественным характеристикам показал, что на месторождении при бортовом содержании 0,5 г/т Au из 173 подсчетных блоков в контуре карьера не удовлетворяют расчетному МПС 13 блоков с запасами руды 40 027 тыс. т, золота — 33 877,4 кг при среднем содержании 0,85 г/т Au. Запасы этих блоков значительно ниже годовой производительности и распределены по всему объему карьера от поверхности до дна. Поэтому при оценке их балансовой принадлежности, учитывая небольшие размеры подсчетных блоков, МПС золота целесообразно применять к сумме запасов смежных блоков, включая некондиционные, с общими запасами, не превышающими годовой производительности предприятия.

Проектом предусматривается селективная добыча и переработка руд. Все дополнительные затраты, связанные с применением селективного способа отработки, учтены в издержках на добычу руды, что примерно на 8,9% выше в сравнении с валовой отработкой, и в расчете МПС золота. Поэтому расчет минимально допустимого коэффициента рудоносности не производился.

Таким образом, в ТЭО дана полная современная оценка освоения месторождения Сухой Лог в новых геологических границах, экономически обоснованных. Доказана экономическая целесообразность отработки большей части (85%) запасов золота открытым способом до глубины 630 м от дневной поверхности (горизонт +535 м). Обоснованы преимущества варианта селективной добычи и переработки двух сортов руд — рядовых и бедных, а также впервые в практике геолого-экономической оценки и разработки золоторудных месторождений показана высокая эффективность применения предварительного обогащения руд методами ФМС.

Эффективность ФМС доказана при испытании представительных крупнообъемных проб на образцах серийно выпускаемого зарубежными фирмами оборудования. За счет высоких технологических показателей, достигнутых при ФМС, обеспечивается вывод в хвосты с отвальными содержаниями 0,4–0,2 г/т Au от 40 до 60% горной массы, что, в свою очередь, позволяет пропорционально сократить объемы глубокой переработки руд на ЗИФ, ускорив строительство этих объектов и ввод месторождения в эксплуатацию, снизить затраты на переработку.

Совокупный экономический эффект (ЧДД) от реализации всего комплекса мероприятий, заложенных в ТЭО (поэтапное развитие карьера, сокращение объемов ЗИФ, хвосто- и водохранилищ, потребности в воде, электроэнергии, негативного влияния на окружающую среду, возможности более полного использования запасов за счет утилизации руд с низкими содержаниями золота, создания более комфортных условий труда и др.) определен в 36,3 млрд. руб. (за 21 год работы предприятия), что в 9,5 раза превышает доход, получаемый при разработке месторождения традиционным валовым способом с прямой переработкой руд на обогатительной фабрике. Отработка запасов, расположенных в контуре карьера, позволит пятикратно окупить вложенные средства. Срок окупаемости инвестиций сокращается более чем в 1,5 раза — с 13,6 до 8,7 лет, что обеспечивает трехкратный срок окупаемости капиталовложений разведанными запасами.

Предлагаемый проект обладает высокой жизнестойкостью как за счет создаваемых в результате работы предприятия финансовых резервов, так и гибкого регулирования уровней добычи различных сортов руд — рядовых и бедных — в зависимости от складывающейся на рынке экономической ситуации и конъюнктуры на товарную продукцию. Соответствующие решения заложены в кондициях, реализованы в подсчете запасов и предусмотрены условиями добычи и переработки руд.

Доказана возможность эффективной отработки запасов подземным способом с использованием производственной инфраструктуры, созданной на начальной стадии освоения месторождения (карьерная разработка) при открытой отработке. Это открывает перспективы разведки глубокозалегающих запасов и ресурсов золотосодержащих руд, для которых обоснованы соответствующие временные разведочные кондиции и количество которых при положительных результатах от реализации прогнозных ресурсов может быть увеличено в 2–2,5 раза в сравнении с разведанными в настоящее время для подземного способа отработки.

Технико-экономические показатели ТЭО и проекта кондиций, разработанного в 1977 г., в сравнении с показателями, полученными при переоценке месторождения в 2007 г., претерпели существенные изменения. Так, объемы руды и металла, положенные в обоснование кондиций в 2007 г., увеличились в 2,6 и 1,9 раза соответственно; годовая производственная мощность предприятия по добыче руды повысилась с 12 до 34 млн. т (в 2,7 раза), по выпуску металла — в 2,3 раза; срок окупаемости вложенных в строительство предприятия средств со-

кратился с 26 до 8,7 лет; уровень рентабельности прибыли к производственным фондам вырос с 2,3 до 22,3%. Такие изменения обусловлены ростом цен на золото, опережающим затраты, более полным учетом разведанных и оцененных запасов месторождения Сухой Лог, методическими подходами

к подсчету и оценке запасов, принятыми техническими, технологическими и организационными решениями в добыче и переработке руд, которые позволили, с одной стороны, увеличить объем выпуска товарной продукции, с другой — сократить затраты на ее производство.

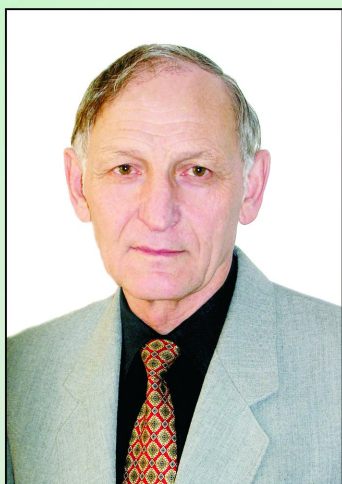
**Постановление Правительства Российской Федерации
от 27 февраля 2008 г. № 121 г. Москва
О присуждении премий Правительства Российской
Федерации 2007 года
в области науки и техники**

Рассмотрев предложения Межведомственного совета
по присуждению премий Правительства Российской Федерации
в области науки и техники,

Правительство Российской Федерации **постановляет:**

**Присудить премии Правительства Российской Федерации 2007 года
в области науки и техники и присвоить звание «Лауреат премии
Правительства Российской Федерации в области науки и техники»
сотрудникам ФГУП «ЦНИГРИ» и Роснедра:**

**за научное обоснование, создание и реализацию системы прогноза и
воспроизводства минерально-сырьевой базы благородных и
цветных металлов Российской Федерации**



**Беневольскому
Борису Игоревичу**

доктору геолого-минералогических наук,
заведующему отделом



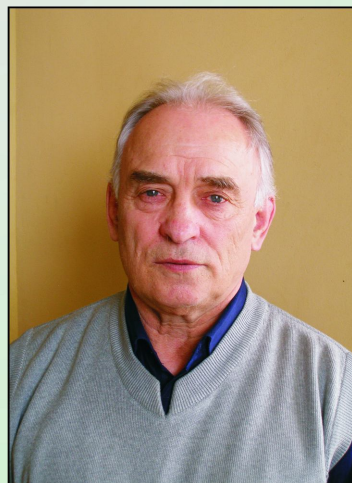
**Вартаняну
Сергею Сероповичу**

кандидату геолого-минералогических наук,
заместителю директора



**Кочневу-Первухову
Владимиру Ильичу**

кандидату геолого-минералогических наук,
ведущему научному сотруднику



**Куторгину
Владимиру Ильичу**

кандидату геолого-минералогических наук,
ведущему научному сотруднику



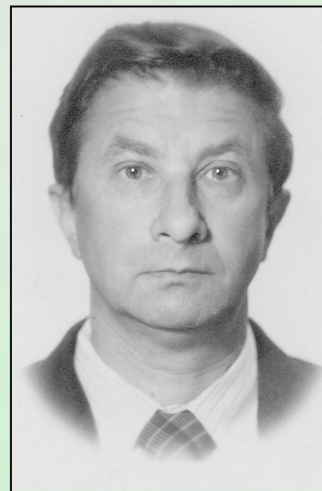
**Кривцову
Анатолию Ивановичу**
доктору геолого-минералогических наук, профессору,
заместителю директора



**Кузнецову
Владимиру Вениаминовичу**
кандидату геолого-минералогических наук,
заведующему отделом



**Мигачеву
Игорю Федоровичу**
доктору геолого-минералогических наук,
директору



**Новикову
Вячеславу Петровичу**
доктору геолого-минералогических наук,
ведущему научному сотруднику



**Ручкину
Георгию Владимировичу**
доктору геолого-минералогических наук, профессору,
заведующему отделом



**Михайлову
Борису Константиновичу**
начальнику управления
Федерального агентства по
недропользованию (Роснедра)

за создание в условиях Крайнего Севера высокотехнологичного производства по добыче и переработке золотосодержащих руд при промышленном освоении месторождения «Олимпиадинское»



**Седельниковой
Галине Васильевне**
доктору технических наук,
заместителю директора