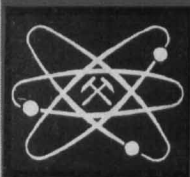


Л.Ч. ПУХАЛЬСКИЙ. М.В. ШУМИЛИН



РАЗВЕДКА И ОПРОБОВАНИЕ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Пухальский Л. Ч., Шумилин М. В. Разведка и опробование урановых месторождений. М., «Недра», 1977, 248 с.

Книга представляет собой краткое научно-методическое руководство по разведке и опробованию урановых месторождений. В ней рассмотрены известные генетические, морфологические и промышленные классификации этих месторождений, дана новая разведочная классификация их. Описаны цели, задачи, последовательность и методика геологоразведочных работ на стадиях предварительной и детальной разведки геологоразведочными партиями. Разобраны методы опробования урановых месторождений на месте залегания, а также с отбором проб. Предложены способы ускоренной обработки данных опробования, а также новый способ определения контрастности руд и других параметров неравномерности оруденения с помощью палеток. Кратко освещены вопросы оценки урановых месторождений при поисках и разведке, способы определения бортовых содержаний на основе статистических оценок контрастности. Описаны способы подсчета запасов применительно к урановым месторождениям, приемы оконтуривания рудных тел и построения подсчетных блоков для месторождений разных морфологических типов.

Книга рассчитана на широкий круг геологов и геофизиков геологоразведочных и поисковых партий, а также студентов соответствующих специальностей. Она может быть полезна для геологов, геофизиков, горных инженеров, работающих на урановых рудниках и в научно-исследовательских организациях. Табл. 17, ил. 74, список лит. — 93 назв.

Широкие перспективы использования урана в качестве источника производства атомной энергии открывают для этого вида минерального сырья большие возможности в техническом прогрессе человечества. В последние годы уран как минеральное сырье для атомной энергетики приобретает все большее и большее значение во всем мире. В связи с этим в широких масштабах возобновляются поисковые и разведочные работы на урановое сырье практически во всех промышленно развитых странах мира: США, Канаде, Англии, Японии, ФРГ, Франции, Австралии и многих других. Опасность энергетического кризиса, появившаяся во многих странах капиталистического мира, в значительной мере стимулирует поиски уранового сырья (Антропов, 1974).

Резкое расширение геологоразведочных работ и планов производства урана для атомной энергетики в капиталистических странах можно проиллюстрировать на примере США. По данным Комиссии по атомной энергии (КАЭ), США до 1973 г. произвели (и закупили) 220 тыс. т урана. В настоящее время в стране открыты (и частично разведаны) потенциальные запасы в 630 тыс. т U_3O_8 по цене 17,6 доллара за 1 кг и 1,36 млн. т U_3O_8 по цене 33,1 доллара за 1 кг. КАЭ и атомный промышленный форум предусматривают вероятную потребность США на последние 25 лет текущего столетия более чем в 2 млн. т U_3O_8 , т. е. почти в 10 раз больше, чем за истекшие 25 лет. До 1990 г. (за 15 лет) разведанные запасы урана по цене 17,6 доллара должны возрасти в 6 раз, а по цене 33,1 доллара — в 3 раза. Для этих целей ассигнуется 4 млрд. долларов. Кроме того, в ближайшие 10—12 лет, возможно, потребуются строительство еще 60 гидрометаллургических заводов, дополнительно к 20 работающим в настоящее время в США (Reuter ..., 1974).

В СССР намечено создание разветвленной сети атомных электростанций (АЭС) в самых различных частях страны, особенно в районах, лишенных природных энергетических ресурсов. Поэтому важной задачей советских геологов и геофизиков является всемерное расширение отечественной минерально-сырьевой базы урановой промышленности преимущественно за счет открытия крупных месторождений с достаточной богатыми рудами и с благоприятными географическими и технико-экономическими условиями их освоения.

За прошедший многолетний период интенсивных поисковых работ установлено обилие разнообразия генетических типов урановых месторождений и условий их размещения. В связи

с этим стало возможным открывать месторождения урана в самых различных геологических условиях, начиная от молодых осадочных отложений современных платформ и межгорных впадин и кончая породами древнего метаморфического комплекса складчатых сооружений. Это обстоятельство позволяет вести поиски урановых месторождений не только специализированными геологоразведочными организациями, но и проводить их весьма успешно значительно более широким контингентом специалистов, занятых на проведении геологосъемочных работ и на поисках других полезных ископаемых попутно с этими работами.

Предлагаемая вниманию читателей книга предназначена для ознакомления широкого круга специалистов геологов и геофизиков с основными вопросами методики разведки, опробования и оценки урановых месторождений. Она должна помочь персоналу геологопоисковых партий в оценке выявленных месторождений урана, а работникам разведочных партий облегчить проведение разведочных работ на предварительных этапах и опробование этих месторождений.

Многообразие природных геологических условий залегания урановых месторождений и масса их индивидуальных особенностей исключают возможность дать готовые рецепты по оценке их и системам разведки. Поэтому основное содержание книги составляют вопросы научно-методического характера. Поскольку работа рассчитана на геологов и геофизиков, знакомых с общими принципами и способами разведки и подсчета запасов твердых полезных ископаемых, эти разделы в книге освещаются сравнительно кратко. Основной упор в них сделан только на вопросы особенностей разведки, присущих урановым месторождениям. Разделам по опробованию урановых месторождений уделено несколько большее внимание, так как методы опробования урановых руд в принципе отличаются от опробования других полезных ископаемых и с этими методами несравненно меньше знаком широкий круг геологов и геофизиков.

Главы I, II, III и VIII написаны М. В. Шумилиным, IV, V, VI и VII — Л. Ч. Пухальским.

При подготовке к изданию рукописи была просмотрена В. Е. Бойцовым, А. Д. Ершовым и А. Б. Кажданом, которым авторы выражают признательность за помощь в научном редактировании книги. Ценные советы были получены от А. Н. Еремеева, Н. С. Зонтова, Ю. А. Лебедева, В. А. Петрова, Г. Ф. Пудана, С. А. Шафранова и А. М. Яковенко. Всем этим товарищам авторы благодарны за помощь при подготовке рукописи.

ГЛАВА I

ОБЩИЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗВЕДКИ И РАЗВЕДОЧНАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ, ПРИНЦИПЫ И МЕТОДЫ РАЗВЕДКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Разведка месторождений полезных ископаемых представляет собой комплекс исследований этих природных объектов как возможных сырьевых баз для намечаемых к строительству горнодобывающих предприятий. При этом получаемая при разведке информация служит основой для специальных технико-экономических расчетов, в ходе которых определяется экономическая целесообразность или выбирается наиболее рациональная технология промышленного освоения месторождений. Производство таких расчетов принято называть промышленной оценкой месторождений. Таким образом, разведка и промышленная оценка месторождений по существу являются неразрывным процессом, общая цель которого заключается в обеспечении планового воспроизводства в горной промышленности.

Процесс разведки и оценки месторождений выполняется стадийно в соответствии с принципом последовательных приближений (Крейтер, 1961). Действующими положениями Министерства геологии СССР определяется подразделение разведочного процесса на три стадии: предварительную разведку, детальную разведку и разведку эксплуатируемых месторождений в пределах горных отводов. Кроме того, промышленными организациями осуществляется эксплуатационная разведка обрабатываемых месторождений, планируемая по основной деятельности горных предприятий.

Выявленные при поисках потенциально промышленные месторождения вначале подвергаются предварительной разведке. Полученная на этой стадии информация используется для составления технико-экономического доклада (ТЭД). В ТЭД определяются основные стоимостные показатели: себестоимость добычи и переработки руды, а также общие и удельные капитальные вложения на промышленное освоение месторождения при условии строительства на его базе нового горного предприятия. Сравнением этих показателей с аналогичными показателями действующих предприятий с учетом перспектив развития отрасли и намечаемой потребности в сырье определяются экономическая целесообразность и очередность промышленного освоения месторождения.

Месторождения, признанные по ТЭД первоочередными для освоения, подвергаются детальной разведке. Детальная разведка представляет собой достаточно длительный и трудоемкий процесс, в ходе которого оценочные расчеты выполняются несколько раз. Обычно после получения основных данных по месторождению, но еще до выполнения всех исследований, предусмотренных проектом детальной разведки, составляется промежуточный подсчет запасов, результаты которого используются для расчета и обоснования промышленных кондиций. Последние представляют собой совокупность требований промышленности к качеству и горнотехническим условиям эксплуатации данного конкретного месторождения, при соблюдении которых достигается максимальный народнохозяйственный эффект его промышленного освоения. Разработанные и утвержденные в установленном порядке промышленные кондиции служат обязательными нормативами, с учетом которых по завершении детальной разведки составляется генеральный подсчет запасов. Материалы этого подсчета после утверждения Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ) служат основой для составления проекта нового горного предприятия.

После передачи месторождения в промышленное освоение разведочные работы на нем могут продолжаться с целью уточнения и расширения его масштабов, а также перевода запасов из категорий C_1 и C_2 в более высокие. Эти работы в настоящее время предложено выделять в особую стадию: разведку эксплуатируемого месторождения в пределах горного отвода предприятия. По существу решаемых задач такая разведка может соответствовать предварительной или детальной разведке или совмещению этих стадий. Полученная информация служит при этом для уточнения проектных расчетов, составления проектов последующих очередей строительства предприятий, обоснования увеличения мощности рудников и т. п. Если по результатам такой разведки намечаются расширение или реконструкция предприятий, требующие новых капитальных вложений, выявленные запасы подлежат утверждению ГКЗ.

Наличие предприятия значительно упрощает на данной стадии решение вопросов экономической оценки дополнительно выявляемых ресурсов, однако методика работ остается в основном аналогичной методике предварительной и детальной разведки и специального рассмотрения не требует.

Эксплуатационная разведка производится в процессе разработки месторождений и получаемая при ее осуществлении информация служит для составления текущих и перспективных планов работы горного предприятия, обеспечивая выполнение различных эксплуатационных расчетов. Эксплуатационная разведка представляет собой специфический комплекс работ, она не сопряжена с оценкой объекта как единого целого, по ее результатам не производится выделения капитальных вложений

в строительство. Ошибки в изучении объекта при эксплуатационной разведке маловероятны и легко устранимы, а последствия их не могут быть такими серьезными, как при ошибках на стадии предварительной и особенно детальной разведки. В то же время рассмотрение вопросов методики эксплуатационной разведки должно осуществляться в тесной связи с вопросами горной технологии. Учитывая указанные специфические черты эксплуатационной разведки, подробное ее рассмотрение в данной работе авторы сочли нецелесообразным.

Разведочная информация на любой стадии должна обязательно включать совокупность сведений по ряду основных факторов, определяющих технологию освоения месторождения и возможные технико-экономические показатели этого процесса. Таковыми факторами являются:

- 1) запасы полезного ископаемого (сырья и ценного компонента) в недрах;
- 2) форма и условия залегания скопления полезного ископаемого, которые рассматриваются в качестве объектов горной технологии;
- 3) качество и технологические свойства сырья;
- 4) горнотехнические условия эксплуатации.

Полнота и детальность разведочной информации по этим факторам могут быть различными. Конкретные требования к полноте и детальности на каждой стадии определяются особенностями соответствующих технико-экономических расчетов, характером решений, которые должны быть приняты на их основе, и т. д. П. А. Шехтман (1968) указывал, что на каждой стадии разведочных работ должны быть получены такие сведения, которые требуются для соответствующей оценки месторождения, и рассматривал это положение как принцип необходимости и достаточности в разведке. Однако конкретные требования, определяющие «необходимость и достаточность», а в равной степени полноту и детальность разведочной информации представляют собой характеристики, трудно поддающиеся конкретизации и количественному выражению. В настоящее время в практике разведки и оценки месторождений как для выражения достигнутой степени разведанности, так и для определения соответствия ее требованиям оценочных и проектных расчетов используются исключительно качественные методы, учитывающие в общем виде опыт разведки и эксплуатации месторождений. Основными критериями при этом являются условия отнесения запасов к той или иной категории действующей классификации (A , B , C_1 и C_2), а также установленные требования к соотношению запасов различных категорий при передаче месторождений в промышленное освоение. Следует заметить, что единственным объективным показателем правильности представлений об условиях залегания, форме и размерах рудных скоплений, качестве слагающих их руд и т. п., полученных при разведке месторождений, может служить только степень

их подтверждения при последующем более детальном изучении (в пределе — при эксплуатации). Таким образом, достигнутые полнота и детальность разведочной информации могут быть оценены только при наличии, хотя бы по ограниченному участку этого же месторождения, более полной и детальной информации. Следовательно, необходимая и достаточная степень разведанности месторождений практически может быть получена только при рациональном сочетании исследований более и менее детального масштабов и постоянном сравнении их результатов.

Необходимость сочетания детального и общего масштабов при разведке находит отражение в действующем положении о соотношении запасов различных категорий при передаче месторождений в промышленное освоение. Однако эти установки касаются лишь месторождений I и II групп, для которых изучение части запасов до более высокой категории считается обязательным. Между тем для месторождений III группы, отличающихся наиболее сложным строением, выборочное особо детальное изучение отдельных ограниченных участков представляется тем более необходимым, хотя такая детализация вовсе не обязательно должна обуславливать повышение категориальности запасов. Необходимым является также выборочное более детальное изучение отдельных участков месторождений на стадии предварительной разведки.

Отсутствие данных по детализации при разведке месторождений может обусловить значительные искажения в представлениях о форме, размерах, условиях залегания рудных залежей и т. п., что повлечет за собой неправильный выбор технологии добычи и существенные ошибки в оценке объектов. Необходимость подтверждения непрерывности оруденения, а также контроля правильности увязки рудных залежей в разрезах особенно подчеркивается И. Д. Коганом (1971) при анализе различного рода ошибок, допущенных в разведке месторождений. Подобные контрольные исследования также связываются с проведением детализационных работ.

Таким образом, оптимизация процесса разведки месторождений при соблюдении принципа необходимости и достаточности разведочной информации требует общей стратегии, определяющей рациональное сочетание во времени и в пространстве работ относительно низкой детальности, выполняемых во всем объеме месторождения, с выборочным, более детальным изучением отдельных его участков. Это положение может быть определено как еще один важный принцип разведки месторождений — принцип выборочной детализации.

Разведка месторождений осуществляется с помощью двух методов: выборки и моделирования.

Применение метода выборки обусловлено тем, что объекты исследования при разведке, т. е. месторождения, скрыты в недрах и для непосредственного изучения в целом, как правило,

недоступны. Необходимая информация в процессе разведки добывается путем проведения выборочных наблюдений в отдельных точках занимаемого месторождением объема недр. В этих точках с помощью различных технических средств создаются искусственные обнажения, по которым изучаются геологическое строение недр и условия залегания тел полезного ископаемого, замеряется их мощность и определяются различные качественные характеристики. Чтобы обеспечить полную и правильную характеристику полезного ископаемого и условий его залегания, искусственные обнажения должны вскрывать залежи полезного ископаемого на полную мощность, а также располагаться по направлению, близкому к ее истинному значению. Искусственные обнажения, удовлетворяющие этим требованиям, могут рассматриваться в качестве элементов разведки — разведочных пересечений (Каждан, 1974).

Разведочные пересечения могут создаваться с помощью горных выработок, буровых скважин или линейного опробования ранее обнаженных поверхностей полезного ископаемого (забоев или стенок горных выработок, пройденных по простиранию залежей, очистных лент, уступов карьеров и др.). Выбор технических средств для создания разведочных пересечений зависит от природных особенностей объекта и технико-экономических соображений. Чем сложнее форма и внутреннее строение тела полезного ископаемого и чем труднее расшифровываются геологические закономерности локализации оруденения, тем выше должен быть удельный вес горных выработок, позволяющих получить более полную геологическую информацию, осуществить точную, инструментальную привязку наблюдений и провести любые виды опробования.

На основании информации, полученной по разведочным пересечениям, создается пространственная модель месторождения, выражающаяся системой графических изображений (планов, разрезов, проекций) и системой числовых характеристик (данные о запасах, содержаниях и т. п. по отдельным блокам, залежам и в целом по месторождению).

В процессе моделирования результаты выборочных наблюдений по разведочным пересечениям интерполируются на характеризующие ими объемы недр. Эта интерполяция осуществляется прежде всего в соответствии с геологическими представлениями о структуре месторождения, базирующимися на известных геологических закономерностях и конкретных данных, полученных по разведочным пересечениям и обнаженным плоскостям. Таким образом, в основе моделирования при разведке всегда лежат геологические методы. Вместе с тем достаточно общий характер геологических закономерностей, а также фрагментарность имеющихся наблюдений определяют достаточно широкое использование математико-статистических приемов, позволяющих выводить и учитывать при моделировании различные среднестатистические

закономерности пространственной изменчивости основных свойств полезного ископаемого.

Необходимость построения по данным разведки пространственных моделей обуславливает необходимость размещения разведочных пересечений по определенным системам, облегчающим интерполяцию разведочных данных. Разведочные пересечения обычно стараются располагать группами, лежащими в одной плоскости, образующей разведочный разрез. Разведочные разрезы могут быть вертикальными или горизонтальными. Они могут также соответствовать условным плоскостям расположения групп разведочных пересечений или реальным обнаженным поверхностям недр с дискретным или сплошным изучением качества сырья. Разрезы, соответствующие обнаженным поверхностям, позволяют получить наиболее полную информацию о геологической структуре объекта, по могут быть созданы только с помощью прослеживающих горных выработок, расположенных в плоскости падения рудных тел, мощность которых соизмерима с сечением выработки. А. Б. Кашдан (1974) такого рода сечения выделяет в особую группу — разрезы в плоскости падения. Вертикальные и горизонтальные разведочные разрезы в принципе могут включать разведочные пересечения, созданные любыми техническими средствами, однако вертикальные проще осуществляются бурением скважин, в то время как горизонтальные — проходкой горных выработок.

Совокупность разведочных разрезов, определенным образом расположенных в пространстве изучаемого объекта, образует разведочную систему. Так как различные разведочные разрезы обычно создаются с использованием различных технических средств, то разведочная система отвечает и определенному сочетанию этих средств. В практике разведки самых различных месторождений наибольшее распространение получили следующие разведочные системы:

- 1) вертикальных разрезов (преимущественное техническое средство — бурение);
- 2) комбинированных вертикальных и горизонтальных разрезов с преобладанием вертикальных (технические средства — бурение и горные выработки);
- 3) комбинированных горизонтальных и вертикальных разрезов с преобладанием горизонтальных (техническое средство — горные работы при подчиненной роли бурения);
- 4) разрезов в плоскости падения залежи со сплошным обнажением полезного ископаемого (техническое средство — исключительно горные работы).

Расположение разведочных пересечений в плоскости, нормальной к направлению мощности залежей, называется разведочной сетью. Любая геометрически правильная разведочная сеть соответствует двум системам взаимно пересекающихся разрезов. Однако разведочные пересечения, расположенные в плоскостях

разрезов, не всегда образуют геометрически правильную сеть. Правильные сети обычно создаются при разведке системами вертикальных разрезов залежей относительно простой, пласто- или жиллообразной формы и простого внутреннего строения. Разведка залежей сложной формы часто требует создания в разрезах систем взаимно пересекающихся разведочных пересечений. Разведка объектов очень сложного внутреннего строения обычно осуществляется разрезами в плоскости падения, с созданием непрерывных обнаженных поверхностей. Высокой детальностью изучения, достижимой в подобных разрезах, частично компенсируют при этом относительно редкое их расположение, что позволяет достичь необходимой степени изучения структуры объекта с приемлемыми экономическими показателями. В последнем случае термин «разведочная сеть» приобретает определенную условность, однако, несмотря на это, широко используется. При этом под «плотностью разведочной сети» понимают прежде всего величину расстояния между смежными в пространстве пересечениями или разрезами.

Создаваемая на основании разведочных данных модель месторождения тем полнее отражает структуру природного объекта, чем меньшей является область интерполяции результатов отдельного пересечения, т. е. чем меньше расстояние между разведочными пересечениями (плотнее разведочная сеть). Определение рациональной плотности разведочной сети, т. е. такой плотности, при которой достигается необходимое и достаточное для технико-экономических расчетов приближение структуры модели к структуре объекта, представляет собой основную задачу проектирования разведочных работ. Основой выбора рациональной плотности разведочной сети является проведение аналогий между изучаемым объектом и известными, разведанными и эксплуатируемыми месторождениями.

Разведка месторождений урана имеет ряд особенностей. Прежде всего уран является уникальным полезным ископаемым в отношении необычайного разнообразия геологических типов его природных концентраций. Большое количество типов урановых месторождений обуславливает определенные трудности в использовании метода аналогий при их разведке и оценке, а также необходимость особо детального изучения тех из них, для которых изученные аналогии неизвестны.

Подавляющее большинство месторождений урана характеризуется относительно сложной структурой. Как правило, в их строения могут быть выделены несколько последовательных масштабных уровней рудных образований: рудные скопления, тела, продуктивные зоны и т. д., причем практической сплошностью и непрерывностью обычно характеризуются лишь образования наиболее высокого порядка.

Рудные залежи урановых месторождений почти всегда имеют сложные очертания. Даже простейшим пластовым телам обычно

свойственна извилистая лентообразная форма. Для трещинно-матоматических залежей обычно характерно ветвление по падению и простиранию.

Типичным для пластовых и жильных месторождений является резко выраженное склонение оруденения в плоскости рудовмещающих структур. Морфологические особенности залежей часто контролируются труднокартируемыми геологическими элементами. Указанные особенности в целом требуют разведки урановых месторождений достаточно плотными сетями при высоком удельном весе горных работ.

Урановые руды перерабатываются по сложным технологическим схемам с применением дорогостоящих гидрометаллургических процессов. Это обуславливает необходимость тщательного изучения технологических свойств руд при разведке. В последнее время некоторые месторождения урана обрабатываются способом поэтапного выщелачивания из недр. Проектирование такого способа отработки требует особенно детального изучения гидро-геологических условий месторождений, характера фильтрации выщелачивающих растворов, перехода урана в растворы и извлечения его из них. На месторождениях, предназначенных для такого способа отработки, необходимым оказывается проведение опытной эксплуатации отдельных участков. Подобные работы являются достаточно трудоемкими и требуют длительного времени.

Наконец, важной особенностью месторождений урана является природная радиоактивность урановых руд, позволяющая широко использовать дешевые и высокоточные радиометрические методы анализа вещества.

Существующая аппаратура радиометрических измерений позволяет также осуществлять определение содержания урана непосредственно на месте залегания без отбора проб радионого материала. Процесс такого опробования легко поддается автоматизации и представляет собой информацию, удобную для обработки на ЭВМ. Сочетание радиометрических методов опробования с математической обработкой данных на ЭВМ позволяет при разведке урана относительно легко осуществлять многовариантные расчеты, необходимые при выборе кондиций и оценке месторождений.

Вместе с тем радиоактивность руд создает при разведке месторождений урана и дополнительные трудности, связанные с соблюдением специальных мер безопасности, дополнительными технологическими исследованиями по радиометрической сортировке руд, изучением радиологических свойств и т. п. В целом разведка месторождений урана представляет собой сложный процесс с рядом специфических особенностей, и проведение этих работ требует специальной инженерной подготовки.

2. ПРИНЦИПЫ КЛАССИФИКАЦИИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ И РАЗВЕДОЧНЫЕ КЛАССИФИКАЦИИ

Геохимические особенности урана определяют возможность образования его природных концентраций в самых разнообразных геологических условиях как при эндогенных, так и при экзогенных процессах. Опубликовано большое количество классификаций природных концентраций урана, различающихся принципами систематизации, комплексом ведущих признаков, а также количеством и номенклатурой подразделений.

По принципу построения, определяемому существом тех задач, решению которых призвана способствовать та или иная классификация, различают генетические, геолого-промышленные и разведочные классификации.

В генетических классификациях систематизация месторождений производится по признаку связи объекта с тем или иным геологическим рудообразующим процессом: магматическим, гидротермальным, седиментационным, метаморфическим и т. д. Генетические классификации урановых месторождений предложены А. Г. Бетехтиным (1951, 1959), В. С. Домаревым (1956), В. Н. Котляром (1961), Э. У. Хейрихом (1962) и рядом других исследователей. Следует отметить, что генезис ряда объектов толкуется исследователями по-разному. Кроме того, общая неясность представлений о физико-химической сущности конкретных рудообразующих процессов определяет построение генетических классификаций частично на основании предполагаемых, а не наблюдаемых признаков. Наконец, в генетических классификациях обычно не находят отражения относительные масштабы объектов и другие важные характеристики, которые необходимо учитывать при выборе систем и средств разведки, определении плотности разведочной сети и др. По этим причинам для решения практических задач разведки генетических классификаций трудно приложимы.

В геолого-промышленных классификациях систематизация имеет целью создание эталонов-аналогов, знание которых необходимо для решения задач геологического прогноза и предварительной экономической оценки месторождений. В качестве ведущих классификационных признаков при этом выступают совокупности геологических и горно-экономических факторов, определяющих генетический тип, условия залегания, форму, внутреннее строение и промышленную ценность месторождений. Геолого-промышленные классификации включают в себя ограниченный круг месторождений, рассматривая лишь те из них, которые определились в мировой практике в качестве основных промышленных поставщиков данного вида минерального сырья.

Наибольшее распространение в практике отечественной геологической службы получили две геолого-промышленные класси-

Класс	Группа	Тип
А. Эндогенные	I. Пегматиты и пегматоиды	1. Гранитные пегматиты в форме жильнообразных и столбообразных тел с уранинитом и (или) сложными окислами урана, титана, ванадия, тантала и др. 2. Пегматитовые жилы с титанатами железа и урана 3. Зоны метаматизированных пород с уранинитом
	II. Гидротермальные месторождения	4. Собственно урановые, уран-никель-кобальт-висмут-серебряные, уран-полиметаллические и другие жилы, сформировавшиеся в открытых полостях 5. Собственно урановые, железо-урановые, медно-урановые и другие пластообразные залежи, сформировавшиеся путем метасоматоза боковых пород 6. Собственно урановые, уран-молибденовые и другие столбообразные и жильнообразные залежи, сформировавшиеся путем выполнения открытых полостей и метасоматоза боковых пород
Б. Экзогенные	III. Сингенетические месторождения в морских осадках	7. Урансодержащие черные сланцы 8. Урансодержащие фосфориты 9. Урансодержащие глин с костными остатками ископаемых рыб 10. Урансодержащие морские песчаники
	IV. Эпигенетические (инфильтрационные) месторождения в континентальных осадках	11. Собственно урановые, медно-урановые, уран-ванадиевые и другие пластообразные и линзообразные залежи в грубозернистых песчаниках, конгломератах и других породах преимущественно флювиального происхождения 12. Собственно урановые пластообразные залежи в каустобиолитах

Класс	Группа	Тип
В. Метаморфогенные	V. Метаморфогенные месторождения	13. Собственно урановые пластообразные, линзообразные и гнездообразные залежи в органических известняках, углито-глинистых и глинисто-кремнистых сланцах
	VI. Древние метаморфизованные россыпи	14. Золото-урановые и уран-торцевые пластообразные залежи в допалеозойских конгломератах

фикации — Д. Я. Суражского (1960) и А. Б. Каждана (1966).

В классификации Д. Я. Суражского урановые месторождения подразделяются на 14 типов. В качестве ведущих классификационных признаков выступают при этом состав руд, состав и генезис вмещающих пород, характер развития минерализации (выполнение полостей — метасоматоз), морфология рудных залежей и др. Типы объединяются в шесть групп, а последние в три класса по принципу вероятного генезиса (табл. 1).

В основу классификации А. Б. Каждана положены характер связи оруденения с элементами геологического строения (структурами, составом и генезисом вмещающих пород), морфологические особенности залежей и др. Им выделяются девять промышленных типов урановых месторождений:

- 1) минерализованные зоны дробления, брекчирования или метасоматоза с существенно урановым оруденением;
- 2) трещинные гидротермальные жилы и жильные зоны с существенно урановым оруденением в изверженных или древних метаморфических породах;
- 3) штокеркоподобные залежи прожилково-вкрапленных урановых руд преимущественно в осадочно-эффузивных и субвулканических породах;
- 4) пласто- и штокеркообразные залежи урановых и железо-урановых руд в метасоматически измененных древних метаморфических породах;
- 5) сложные пластообразные залежи и штокверки урановых руд в песчано-глинистых и углистых толщах осадочно-метаморфических пород;
- 6) пласто- и линзообразные залежи урановых руд в метаморфизованных конгломератах;
- 7) пластовые залежи ураноносных глин с костными остатками ископаемых рыб;

ГРУППИРОВКА УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПО ОСНОВНЫМ MORFOЛОГИЧЕСКИМ ПРИЗНАКАМ
(ПО Д. Я. СУРАЖСКОМУ)

Группа	Характеристика месторождений	Максимальные площади рудных тел	Коэффициент вариации по содержанию (максимальный), %	Коэффициент рудоносности
I	Выдержанные пласты ураноносных осадочных пород с равномерным оруденением, фиксируемым непрерывно на больших площадях. Границы оруденения, как правило, совпадают с литологическими границами и устанавливаются визуально	Десятки квадратных километров	30	1
II	Крупные пластовые залежки с неравномерным распределением металла, приуроченные к определенным стратиграфическим горизонтам. Границы оруденения устанавливаются только по результатам опробования или измерений	Несколько квадратных километров	100	1,0—0,8
III	Пластообразные, столбообразные и жиллообразные залежки с неравномерным распределением металла, контролируемые складчатостями и разрывными деформациями. Границы оруденения устанавливаются только по результатам опробования или измерений	Сотни тысяч квадратных метров	150	0,8—0,5
IV	Линзообразные и гнездообразные залежки с резко неравномерным распределением металла. Литологический и структурный контроль, как правило, выражен не отчетливо. Границы оруденения устанавливаются только по результатам опробования или измерений	Десятки тысяч квадратных метров	200	0,5—0,25

Группа	Характеристика месторождений	Максимальные площади рудных тел	Коэффициент вариации по содержанию (максимальный), %	Коэффициент рудоносности
V	Тонкие жилы в трещинах разрыва и скалывания. Оруденение резко неравномерное, в виде мелких линз, совокупность которых образует рудные столбы. Границы оруденения устанавливаются визуально	Десятки тысяч квадратных метров	200	0,25—0,02

8) пластовые залежки и линзы ураноносных песчаников и углей в континентальных отложениях;

9) залежки ураноносных битумов в песчано-глинистых и карбонатных породах.

Месторождения перматитового типа, ураноносные сланцы, фосфориты и морские песчаники, роль которых в балансе современной урановой промышленности остается небольшой, не образуют промышленных типов и исключены А. Б. Каждном из геолого-промышленной классификации урановых месторождений.

Разведочные классификации урановых месторождений необходимы для решения методом аналогии важнейших задач разведки: выбора разведочных систем и технических средств разведки, определения плотности сети наблюдений, а также необходимого соотношения запасов различных категорий разведанности. В практике разведки урановых месторождений используется разведочная классификация Д. Я. Суражского. Согласно этой классификации промышленные урановые месторождения подразделяются на пять групп (табл. 2).

Первая группа по этой классификации соответствует первой группе месторождений по классификации ГКЗ, для промышленного освоения которых считается необходимым выявление запасов категорий А, В и С₁ в соотношении 10, 20 и 70%. Вторая и третья группы отвечают второй группе месторождений, для промышленного освоения которых считается достаточным выявление запасов категорий В и С₁ в соотношении 20 и 80%. Наконец, четвертая и пятая группы соответствуют третьей группе месторождений, промышленное освоение которых допускается при разведанности их лишь с детальностью категории С₂.

В зависимости от проектируемой детальности, разведки и ожидаемой категории запасов для каждой группы месторождений устанавливаются ориентировочные средние расстояния между разведочными выработками (табл. 3).

Таблица 3

РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ СКВАЖИНАМИ И ГОРНЫМИ
ВЫРАБОТКАМИ, ДОПУСТИМЫЕ
ДЛЯ КВАЛИФИКАЦИИ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
В СТАДИИ РАЗВЕДКИ (ПО Д. Я. СУРАЖСКОМУ)

Группа месторождений	Вид разведочных выработок	Расстояния между скважинами и горными выработками, м					
		по простиранию	по падению	по простиранию	по падению	по простиранию	по падению
		Категория А	Категория В	Категория С ₁	Категория С ₂	Категория С ₃	Категория С ₄
I	Буровые скважины	100	100	200	100	400	200
	Основные подземные выработки	—	—	—	—	—	—
	Восстающие или подземные скважины	—	—	—	—	—	—
II	Буровые скважины	—	—	100	100	200	100
	Основные подземные выработки	—	—	80—120	80—120	—	—
	Рассечки или подземные скважины	—	—	40—60	—	—	—
III	Буровые скважины	—	—	—	—	100	100
	Основные подземные выработки	—	—	80—120	40—80	80—120	80—120
	Рассечки или подземные скважины	—	—	20—40	—	20—40	—
IV	Буровые скважины	—	—	—	—	50—70	30—40
	Основные подземные выработки	—	—	—	—	40—60	40—60
	Рассечки или подземные скважины	—	—	—	—	10—20	—

Продолжение табл. 3

Группа месторождений	Вид разведочных выработок	Расстояния между скважинами и горными выработками, м					
		по простиранию	по падению	по простиранию	по падению	по простиранию	по падению
		Категория А	Категория В	Категория С ₁	Категория С ₂	Категория С ₃	Категория С ₄
V	Буровые скважины	—	—	—	—	—	—
	Основные подземные выработки	—	—	—	—	30—50	30—50
	Рассечки или подземные скважины	—	—	—	—	—	—

Ведущими признаками в классификации Д. Я. Суражского являются размер и морфология рудных залежей, характер их границ, изменчивость содержания и продуктивность, причем сделана попытка последние два признака выразить коэффициентами вариации и рудоносности.

Со времени опубликования классификации Д. Я. Суражского прошло более 10 лет, в течение которых практикой разведки урановых месторождений накоплен обширный новый фактический материал. Обобщение этого материала позволяет предложить новую разведочную классификацию урановых месторождений. В соответствии с ее задачами совокупность известных месторождений урана представляется возможным прежде всего разделить по признакам морфологии оруденения и особенностям его геологического контроля на четыре основных класса, отвечающих четырем наиболее употребительным системам разведки: вертикальных, комбинированных, горизонтальных разрезов и разрезов в плоскости падения. Внутри классов систематизацию объектов целесообразно производить по признакам размеров рудных залежей, характеру контроля их геологическими элементами, относительной сложности внутреннего строения и прерывистости промышленного оруденения, определяющим в совокупности рациональное соотношение горных и буровых средств разведки, а также необходимую плотность разведочной сети. Широкое разнообразие урановых месторождений и применявшихся вариантов их разведки приводит к необходимости выделения достаточно большого числа таких типов.

Следует, однако, заметить, что практически применяемые плотности разведочных сеток для месторождений различных

РАЗВЕДОННАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ УРАНОВЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

типов нередко близки и основное отличие в методике их разведки заключается обычно в соотношении буровых и горных разведочных средств и задачах, решаемых горными работами в зависимости от сложности строения месторождений, а также степени увязки данных по пересечениям, определяемой относительной трудностью выявления и картирования рудоконтролирующих геологических элементов.

Введение в классификацию количественных характеристик изменчивости содержаний и прерывистости оруденения весьма заманчиво. Однако анализ опыта разведки широкого круга урановых месторождений показывает, что несмотря на довольно большой диапазон колебаний изменчивости содержаний влияние этого фактора на методику разведки и плотность разведочной сети проявляется слабо. По-видимому, это объясняется тем, что фактическая разведанность запасов определяется прежде всего изученностью условий залегания и формы рудных залежей, а не точностью оценки среднего содержания, зависящей от степени изменчивости данного параметра. При этом разведочные сети, обеспечивающие необходимую детальность изучения пространственного положения запасов, практически всегда оказываются достаточными и для правильной оценки средних значений содержания металла. Таким образом, плотность разведочной сети, по-видимому, не имеет смысла ставить в жесткую зависимость от степени изменчивости содержаний и вводить показатель этой изменчивости в разведочную классификацию месторождений.

Степень прерывистости промышленного оруденения в контурах залежей оказывает на методику разведки вполне заметное влияние. Однако задача количественной характеристики этого фактора еще не имеет приемлемого решения. Известный коэффициент рудоносности выражает лишь долю кондиционных руд в оцениваемом объеме подр., которая может быть одинаковой при сильной и слабой прерывистости. Кроме того, величина этого показателя зависит от степени разведанности объекта, стремясь при увеличении плотности разведочной сети к единице. Поэтому в настоящее время введение в классификацию количественных характеристик прерывистости представляется нецелесообразным.

В предлагаемой нами классификации выделяется 12 типов урановых месторождений, группируемых в четыре основных класса (табл. 4)*.

К первому классу отнесены месторождения с литолого-стратиграфическим контролем оруденения, связанные со слабодислоцированными осадочными или осадочно-вулканогенными толщами. Для всех месторождений этого класса характерны субгоризонтальное залегание и вытянутая в плане, часто извилистая лентообразная форма. Решающее влияние на плотность

* Классификация разработана М. В. Шумилиным совместно с А. Б. Казданом.

Класс	Тип	Примеры месторождений
I, Стратиформные месторождения в слабо-дислоцированных осадочных и осадочно-вулканогенных породах при литолого-стратиграфическом контроле оруденения	1. Крупные пластовые залежи, четко маркируемые литолого-стратиграфическими элементами, компактные по мощности и непрерывные в плане	Месторождения в морских глинах с костными остатками ископаемых рыб, некоторые уранугольные
	2. Крупные пластообразные залежи, маркируемые литолого-стратиграфическими элементами приблизительно, выходящие по мощности, непрерывные в плане	Месторождения в песках и песчаниках на границе окислительно-восстановительного барьера с протяженными, хорошо развитыми крыльями роллов
	3. Средние и мелкие пластообразные залежи, маркируемые литолого-стратиграфическими элементами приблизительно, выходящие по мощности, прерывистые в плане	Месторождения в песках и песчаниках на границе окислительно-восстановительного барьера с плохо развитыми крыльями роллов. Месторождения в туфогенных слоистых породах, не осложненные разрывной тектоникой
	4. Средние и мелкие пластообразные залежи, маркируемые литолого-стратиграфическими элементами приблизительно или не имеющими маркеров, выходящие по мощности, сильно прерывистые в плане или осложненные разрывной тектоникой	Месторождения в слоистых грубокластических породах и месторождения третичного типа, осложненные разрывной тектоникой. Пластовые метасоматические залежи месторождений уран-молибденовой формации
II, Месторождения с трещинно-метасоматическими линейно вытянутыми или изометрическими залежами значительной мощности при структурно-литологическом контроле оруденения	5. Крупные, очень мощные линзообразные залежи и упрощенные штокверки, контролируемые разрывными структурами низких порядков, компактные или слабо ветвящиеся	Месторождения уран-альбитовой (уранитровой) формации в древних метаморфических породах
	6. Крупные, мощные залежи сложной формы, контролируемые системами сопряженных разрывных структур различных порядков, значительно ветвящиеся и прерывистые по внутреннему строению	Месторождения уран-молибденовой формации в вулканогенных породах

Класс	Тип	Примеры месторождений
III. Месторождения с трещинно-метасоматическими штокообразными и трубообразными залежами при структурно-литологическом контроле оруденения	7. Средние и мелкие залежи линзовидной или слоистой формы, контролируемые системами разрывных структур высоких порядков или не имеющие четкого структурного контроля, ветвящиеся и сильно прерывистые по внутреннему строению	Месторождения уран-молибденовой, уран-сульфидной, уран-мышьяковой формаций
	8. Крупные штокообразные залежи, приближенно контролируемые сочетаниями структурных и литологических элементов, ветвящиеся и прерывистые по внутреннему строению	Месторождения уран-платиновой и железо-урановой формаций
	9. Средние и мелкие трубообразные залежи, контролируемые пересечениями разрывных структур высоких порядков, ветвящиеся и сильно прерывистые по внутреннему строению	Месторождения уран-молибденовой, уран-сульфидной, уран-мышьяковой и других формаций
IV. Месторождения с трещинно-метасоматическими, линзито-вытянутыми залежами малой мощности и жильными телами при структурном контроле оруденения	10. Крупные линзито-вытянутые трещинно-метасоматические залежи, связанные с протяженными разрывными структурами низких порядков, слабо прерывистые и непрерывные по внутреннему строению	Месторождения уран-титановой формации
	11. Средние по размеру трещинно-метасоматические и жилкообразные залежи, связанные с разрывными структурами высоких порядков, прерывистые по внутреннему строению	Месторождения уран-титановой и уран-молибденовой формаций

Класс	Тип	Примеры месторождений
	12. Средние и мелкие по размеру жилы, связанные с разрывными структурами высоких порядков и прерывистым, гнездовым распределением руды	Месторождения уран-молибденовой, пентаметаллической, уран-карбонатной и других формаций

сети при их разведке оказывает ширина залежей в направлении максимальной изменчивости свойств, т. е. вкrest вытянутости. Чем больше ширина залежей, тем больше может быть принято расстояние между выработками в разведочных линиях, и при большем расстоянии между линиями сохраняется уверенность в правильности определения их контура. Ориентировочно могут быть выделены крупные залежи, шириной во многие сотни метров, средние, шириной первые сотни метров, и мелкие, шириной 100 м и менее. По сложности строения среди месторождений данного класса выделяются простые пластовые залежи с сложными пластообразными, ветвящимися по мощности. Последние в общем случае требуют более плотных разведочных сетей. Большое значение имеет также характер контроля залежей литолого-стратиграфическими элементами. Залежи могут занимать весь объем литологически и стратиграфически обособленных пластов или контролироваться хотя бы одной поверхностью их раздела. В этих случаях маркирование залежей геологическими элементами можно считать четким. Залежи могут занимать также лишь часть объема таких пластов или горизонтов на произвольном удалении от их контактов. В этих случаях маркирование залежей геологическими элементами следует считать приближенным. Наконец, стратифицированные рудные залежи могут располагаться в пределах мощных неосложненных толщ, не имея маркирующих геологических элементов.

Чем хуже проявлен контроль положения залежей литолого-стратиграфическими элементами, тем в общем случае более плотная сеть необходима для их разведки. Особую сложность представляет разведка месторождений этого типа, если залегание стратифицированных рудных залежей осложнено разрывными структурами, как пострудными, смещающими части залежей относительно друг друга, так и дорудными, определяющими наличие субвертикальных апофиз.

Для некоторых месторождений этого класса характерным фактором, определяющим положение рудных залежей внутри благоприятных пластов, является граница зоны пластового окисления,

уверенно фиксируемая по изменению окраски пород. Однако граница пластового окисления определяет лишь область возможного положения рудных залежей и позволяет уточнять направление разведочных работ, но не определяет особенностей строения залежей, влияющих на плотность разведочной сети.

Месторождения первых двух типов данного класса обычно характеризуются сплошностью оруденения в плане. Для последующих типов эта сплошность часто не сохраняется.

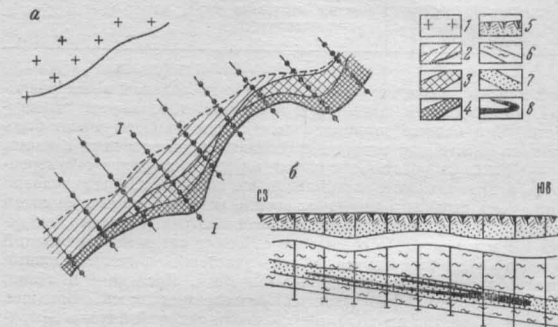


Рис. 1. Схема разведки стратиформного месторождения с лейкократными, роллообразными, залежами, приближенно маркируемым горизонтом фильтрующих песчаников среди водопроницаемых глинистых отложений.

а — план поверхности; б — разрез по линии I—I.
1 — породы кристаллического основания; 2—4 — прощия на поверхность роллообразной залежи; 2 — нижнего крыла, 3 — верхнего крыла, 4 — мешовой части; 5 — верхняя безрудная толща; 6 — глинистые водопроницаемые отложения; 7 — фильтрующие рудомещающие песчанники; 8 — оруденение

Разведка всех месторождений первого класса осуществляется системами вертикальных разрезов при преобладающей роли бурения в качестве технического средства (рис. 1). Однако для объектов с прерывистым в плане оруденением или осложненным разрывными структурами удельный вес горных работ может существенно возрастать.

Месторождения первого типа в этом классе могут быть сопоставлены с I группой месторождений по классификации ГКЗ. Месторождения второго и третьего типов при крупных размерах залежей обычно относятся ко II группе. Мелкие залежи месторождений третьего типа и месторождения четвертого типа могут быть сопоставлены лишь с III группой по классификации ГКЗ.

Ко второму классу отнесены месторождения с трещинно-метасоматическими залежами линзовидной и сложной

линейно вытянутой или изометрической формы при значительной мощности (много большей сечения горных выработок). По размеру залежей, сложности строения и связи с разрывными структурами различного масштаба среди месторождений этого класса выделены три типа (см. табл. 4).

В локализации залежей обычно ведущую роль играют структурные факторы, однако положение их может определяться также горизонтами или пачками благоприятных пород, развитием зон дорудного изменения и др. Как правило, геологические элементы контролируют положение залежей приблизительно, не определяя непосредственно их границ. При этом выделяются три основных случая.

В первом из них крупные разрывные нарушения играют роль осевых плоскостей, на которые как бы нанизываются рудные залежки. Их положение в пространстве определяется, таким образом, положением осевых структур, однако мощность во много раз превышает мощность тектонически переработанных пород и характер границ оруденения не связывается со структурными элементами. Форма залежей оказывается при этом достаточно сложной, однако, как правило, является вытянутой согласно ориентировке осевых структур. Рудные залежки обычно характеризуются крутыми углами падения, а протяженность их по простиранию может быть больше или меньше протяженности по падению, но всегда достаточно велика, составляя для крупных сотни, а для мелких последние десятки метров.

Во втором случае рудные залежки связываются с узлами сопряжения сложных систем различно ориентированных разрывов или разрывов с литологическими элементами (экранирующими или проницаемыми слоями и т. п.). Форма рудных залежей при этом отличается сложностью, причем иногда общие линейные размеры их во всех трех измерениях оказываются близкими. Как правило, такие рудные залежки отличаются прерывистостью внутреннего строения, включают участки безрудных пород весьма сложных очертаний. Их линейные размеры обычно относительно невелики (десятки, редко немногим более 100 м), однако вследствие изометричности формы объем и заключаемые запасы могут быть весьма значительными.

В третьем случае элементы тектонического контроля проявляются очень слабо и рудные залежки располагаются внутри определенных пачек пород или зон дорудного метасоматического изменения, не выходя за пределы, но и не занимая всего объема этих зон. Нередко при этом не вызывает сомнений подчинение положения залежей каким-то структурным элементам, однако сами эти элементы оказываются в такой степени замаскированными процессами дорудного и рудного метасоматоза, что возможность их уверенного выявления и картирования практически исключается. По-видимому, к этому же классу должны относиться месторождения с пластообразными залежами, связанные с сильно дислоциро-

ванными комплексами, при литолого-стратиграфическом контроле оруденения. В целом для этого класса обычно характерна сложная форма рудных залежей с многочисленными ответвлениями, апофизами, «заливами» безрудных пород и т. п. Вместе с тем встречаются залежи и весьма простых очертаний. Общая форма залежей обычно уплощенная, линзообразная. Протяженность по падению может быть больше или меньше протяженности по простиранию, однако мощность обычно уступает линейным размерам в продольной проекции. В целом залежи этого класса часто являются весьма крупными и выдержанными, протягиваясь по простиранию и падению на сотни метров при мощности в десятки метров.

Разведка подобных месторождений осуществляется системами комбинированных разрезов при преобладающей роли вертикальных (рис. 2 и 3). Для залежей сложных изометрических очертаний вертикальные разрезы нередко создают в двух взаимоперпендикулярных плоскостях (рис. 4). Применение горных работ, как правило, оказывается необходимым, причем для шестого и особенно седьмого типов они становятся основным разведочным средством. Характерной особенностью разведки месторождений этого класса является использование в качестве основных разведочных выработок ортов или квершлагов, в то время как штреки имеют обычно вспомогательное назначение.

Ко II группе по классификации ГКЗ здесь могут быть отнесены только залежи месторождений пятого типа. Месторождения шестого и седьмого типов несмотря на иногда значительные размеры залежей из-за сложности формы и прерывистости внутреннего строения обычно относятся к III группе.

К третьему классу отнесены месторождения с трещинно-метасоматическими залежами штоко- и трубообразной формы, имеющими сравнительно небольшую площадь и изометрические или подковообразные очертания в горизонтальных сечениях при большой протяженности по падению. По геологическим факторам, контролирующим развитие оруденения, объекты этого класса аналогичны объектам второго. Нередко на одном и том же месторождении часть залежей может соответствовать второму, а часть третьему классу. Вместе с тем необходимость особого выделения таких залежей в разведочной классификации определяется необходимостью разведки их горизонтальными сечениями и соответственно возрастанием роли горных работ при некотором снижении роли бурения (рис. 5).

Внутреннее строение залежей третьего класса, как правило, сложное, с прерывистым и сильно прерывистым оруденением. Этот фактор в сочетании с малыми размерами горизонтальных сечений обычно обуславливает необходимость уменьшения расстояний между разведочными органами (квершлагами) по сравнению с объектами предыдущего класса, а иногда и проходку выработок в двух взаимно перпендикулярных направлениях. Широко применяются также бурение подземных горизонтальных скважин.

Рис. 2. Схема разведки месторождения с мощными линейно вытянутыми трещинно-метасоматическими залежами, контролируемыми зонами метасоматического изменения вмещающих пород.

а — схема расположения разведочных разрезов (I — I горизонт горных работ, II — II горизонт горных работ, III — разрез по скважинам), б — вертикальный разрез, в — фрагмент плана одного из горизонтов. 1 — горные выработки; 2 — буровые скважины; 3 — промышленные руды

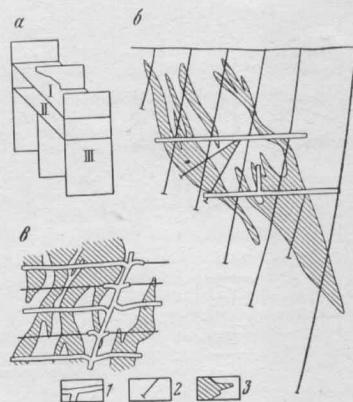
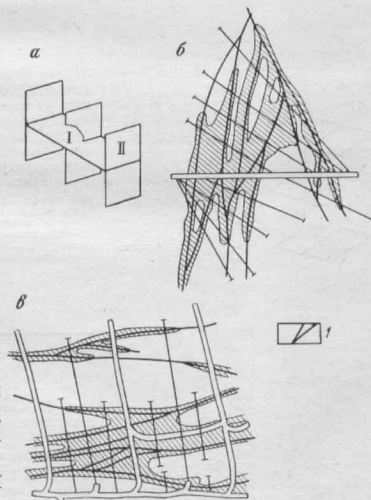


Рис. 3. Схема разведки месторождения с линейно вытянутыми трещинно-метасоматическими залежами, контролируемыми системами сопряженных разрывных структур.

а — схема расположения разведочных разрезов (I — горизонт горных работ, II — разрез по скважинам), б — вертикальный разрез, в — фрагмент плана горизонта горных работ. 1 — рудоконтролирующие трещинные структуры. Остальные условные обозначения см. на рис. 2



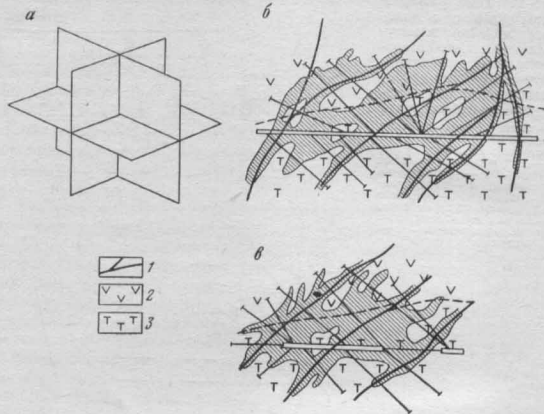


Рис. 4. Схема разведки месторождения с трещино-метасоматическими залежами сложной изометричной формы, контролируемые сопряжением разноориентированных трещинных структур с поверхностью контактов двух пачек пород.

а — схема расположения разведочных разрезов, б — взаимноортогональные вертикальные разрезы.
1 — трещинные структуры; 2 — лавовая пачка; 3 — туфовая пачка. Остальные условные обозначения см. на рис. 2

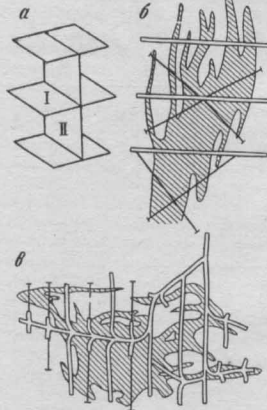


Рис. 5. Схема разведки трещино-метасоматической штокообразной залежи.

а — схема расположения разведочных сечений (I — горизонт горных работ, II — разреза по скважинам), б — фрагмент одного из вертикальных разрезов, в — план одного из горизонтов. Условные обозначения см. на рис. 2

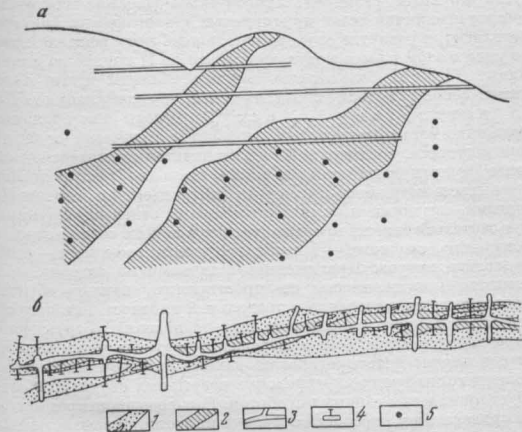


Рис. 6. Схема разведки месторождения с трещино-метасоматическими линейно вытянутыми залежами небольшой мощности.

а — проекция на продольную вертикальную плоскость, б — фрагмент плана по одному из горизонтов.

1 — тектонически и метасоматически переработанные породы; 2 — промышленные руды; 3 — подземные горные выработки; 4 — ориентированные шпурты; 5 — точки подсечения рудовосной структуры наклонными поверхностями скважинами

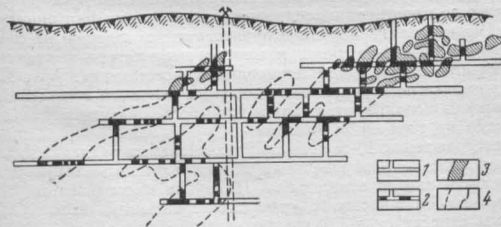


Рис. 7. Схема разведки жильного месторождения со сложным гнездовым распределением промышленных руд в плоскости жили (продольная вертикальная проекция).

1 — горные выработки; 2 — интервалы промышленных руд в горных выработках; 3 — скопления промышленных руд в отработанной части; 4 — предполагаемые контуры участков концентрации скопления промышленных руд по данным разведки

ПРЕДВАРИТЕЛЬНАЯ РАЗВЕДКА

1. ЦЕЛИ, ЗАДАЧИ И ОБЩАЯ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ОПЕРАЦИЙ ПРИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РАЗВЕДКЕ

Предварительной разведке подвергаются все вновь выявленные месторождения урана, получившие положительную оценку по результатам предшествующих поисково-разведочных работ. Целью предварительной разведки является оценка масштабов месторождения, среднего качества и технологических свойств руд, а также горнотехнических условий эксплуатации для определения целесообразности и очередности его промышленного освоения. Вопрос о целесообразности и очередности промышленного освоения объектов решается путем составления по результатам предварительной разведки технико-экономического доклада.

Оценка месторождений по результатам предварительной разведки может быть положительной и отрицательной. Детальной разведке и последующему освоению подлежат лишь объекты, получившие положительную оценку и признанные первоочередными.

В тех случаях, когда промышленные перспективы очевидны и месторождение признается заслуживающим немедленного промышленного освоения, его детальная разведка осуществляется вслед за предварительной, без всякого разрыва во времени. Поэтому при проведении предварительной разведки крайне важно определить тот переломный момент, при котором общие выявленные масштабы месторождения представляются уже достаточно крупными и в совокупности с другими оценочными факторами не оставляют сомнений в промышленном его значении и необходимости первоочередного освоения. До этого момента предварительная разведка должна осуществляться с минимальными затратами денежных и материальных средств, но начиная с него ассигнования могут быть резко увеличены и предварительная разведка должна постепенно перерастать в детальную. Правильное определение такого момента особенно важно для глубокозалегающих слесных месторождений, требующих для детальной разведки вскрытия горными работами из шахтных стволов значительной глубины, проходка которых занимает много времени.

Оценка месторождений по результатам предварительной разведки должна быть окончательной и однозначной, а получаемая информация по своей полноте и надежности должна исключать возможность ошибочных решений.

При крупных размерах, относительно простом внутреннем строении и наличии четко картируемых геологических факторов, определяющих развитие оруденения, залежи месторождений восьмого типа в этом классе могут относиться к II группе по классификации ГКЗ. В большинстве случаев объекты этого класса должны сопоставляться с III группой классификации ГКЗ.

К четвертому классу отнесены месторождения с трещинно-метасоматическими линейно вытянутыми залежами малой мощности, соизмеримой или незначительно превосходящей сечение горных выработок, а также жилные месторождения. В этом классе могут быть выделены месторождения с относительно крупными, средними и мелкими размерами залежей. Крупными могут считаться залежи протяженностью в первые сотни метров по простиранию, средними — в последние десятки, мелкими — в первые десятки метров. Протяженность залежей по падению часто превышает протяженность по простиранию, однако обычным является сильное склонение в продольной плоскости, не допускающее значительного разрежения сети по падению. Структурный контроль оруденения обычно выражен достаточно четко и позволяет однозначно интерпретировать данные разведочных пересечений, но в то же время картирование разрывных структур обычно требует проведения горных выработок. Распределение промышленного оруденения в плоскости структур является прерывистым или даже мелкогнездовым, благодаря чему разведка в целом оказывается достаточно сложной.

Разведка месторождений данного класса осуществляется преимущественно подземными горными работами в сочетании с бурением (рис. 6), причем месторождения 12-го типа разведываются исключительно горными работами, часто со сплошным опробованием добычей (рис. 7). Основной разведочной выработкой являются штреки, при значительной мощности залежей или извилистости их по простиранию сопровождаемые ортами или окопурывающими шпурами. Изучение оруденения по падению на месторождениях 10—11-го типов может осуществляться наклонными скважинами с проходкой контрольных восстанавливающих. Для 12-го типа разведка по падению выполняется в основном восстанавливающими, а скважины используются только для прослеживания рудоносных структур на глубине и флангах.

Месторождения 10-го типа при значительных размерах рудных залежей и четком контроле их крупными разрывными структурами могут быть иногда отнесены к II группе классификации ГКЗ, однако в большинстве случаев месторождения этого класса должны относиться к III группе классификации ГКЗ.

Таким образом, предварительная разведка является исключительно ответственной и важной операцией. Главными задачами ее являются:

- 1) выявление общих геолого-структурных особенностей месторождения и главных геологических закономерностей локализации рудных залежей;
- 2) оценка общих масштабов оруденения и среднего качества руд с подсчетом запасов руды и металла по категориям C_2 или $C_1 + C_2$ при преобладании C_2 ;
- 3) предварительная оценка размеров, формы, условий залегания и рудоконтролирующих факторов скопления руды, которые могут рассматриваться в качестве объектов самостоятельной добычи, с детальностью, позволяющей наметить возможные системы отработки и технологично эксплуатации;
- 4) предварительная оценка технологических свойств руд с детальностью, обеспечивающей выбор принципиальной схемы их переработки (радиометрической сортировки и гидрометаллургического передела);
- 5) определение геологических перспектив оруденения по флангам и на глубоких горизонтах месторождения.

Решение всего комплекса этих задач требует сочетания в методике предварительной разведки работ относительно мелкого масштаба, охватывающих все месторождение, с детальным крупномасштабным изучением отдельных его участков.

Решение задач и выполнение необходимых разведочных операций могут осуществляться в различной последовательности. При определении рациональной последовательности и очередности разведочных работ А. Б. Каждан (1966) рекомендует придерживаться следующих общих принципов:

1. Разведку надо начинать с выявления элементов геологического строения, определяющих положение рудоносных зон в структуре месторождения или рудного поля, и только после этого переходить к изучению геологических структур, контролирующих отдельные рудные залежи внутри рудоносных зон, а затем к изучению внутреннего строения самих рудных залежей и закономерности распределения в них полезных компонентов.

2. Развитие геометрически правильной разведочной сети для предварительного окомуривания рудных зон, а затем отдельных рудных залежей целесообразно начинать только после выявления основных закономерностей локализации оруденения в геологических структурах.

3. Более детальные разведочные работы на отдельных участках рудных залежей для уточнения основных оценочных параметров месторождения надо проводить после выявления масштабов всего месторождения, так как только в этом случае обеспечивается возможность выбора достаточно типичных и наиболее доступных участков.

4. Исследования по уточнению технологической схемы пере-

работки руд (отбор укрупненных проб), гидрогеологических и инженерно-геологических условий отработки месторождения должны проводиться в конце стадии предварительной разведки.

Как отмечает А. Б. Каждан, в идеальном виде такая последовательность может соблюдаться только при проведении предварительной разведки крупных рудных тел, залегающих в простых геологических условиях.

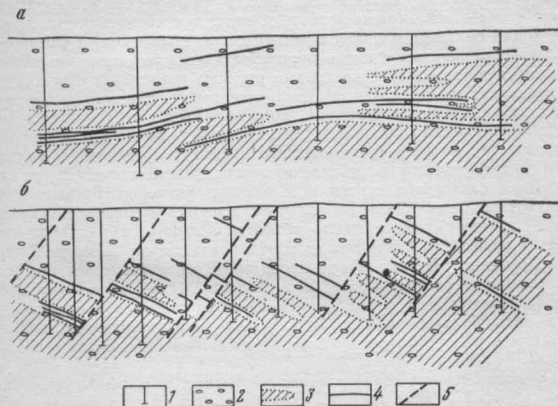


Рис. 8. Разрез по месторождению с пластвыми залежами в несложной геобластической толще при отсутствии элементов, маркирующих положение залежей.

а — по интерпретации данных относительно решной сети разведочных скважин, б — тот же участок по интерпретации данных оруденения сети скважин и с учетом вскрытия горными выработками.

1 — буровые скважины; 2 — первично серпентинные несложные конгломераты и граваиты; 3 — развитие эпигенетического покрыва; 4 — рудные тела; 5 — пост-рудные тектонические нарушения

Если месторождение характеризуется относительно простым геологическим строением и выдержанными, протяженными и легкокартируемыми рудоконтролирующими геологическими элементами, а также уверенно сопоставляется с известными хорошо изученными месторождениями, его предварительная разведка может осуществляться относительно редкой сетью, а детализация отдельных участков может следовать во времени за оценкой общих масштабов оруденения или даже не производится вообще. Однако по мере возрастания сложности строения месторождений и трудности картирования рудоконтролирующих элементов возникает необходимость первоочередного детального изучения отдельных

участков с целью выявления этих элементов и определения направлений дальнейшего развития разведочной сети.

Необходимость первоочередной детализации в особенности резко проявляется при предварительной разведке новых, своеобразных месторождений, для которых затрудняется использование метода аналогии. В таких случаях, не располагая данными о строении и характере геологического контроля оруденения при предельно малых расстояниях между разведочными пересечениями, часто невозможно правильно интерпретировать результаты изучения больших площадей редкой сетью выработок, а следовательно, оценивать истинные масштабы и промышленное значение месторождения. О том, насколько резкими могут быть изменения в представлениях о строении месторождения после детализационных работ, показывает пример, приведенный на рис. 8. Подобные ошибки в оценке истинной формы, условий залегания и размеров рудных тел по редкой сети выработок могут приводить к тому, что месторождения в действительности непромышленные из-за крайней сложности строения и мелких размеров рудных тел независимо от величины их общих запасов будут рассматриваться как крупные промышленные объекты. Затраты на оценку их общих масштабов будут при этом неоправданными, но могут быть своевременно сокращены при проведении детализационных работ на раннем этапе предварительной разведки. В целом, чем труднее использование метода аналогии и сложнее строение месторождения, тем больше должен быть объем детализационных работ и в более ранние моменты разведки может начинаться их выполнение.

С усложнением геологического строения и морфологических особенностей рудных залежей удлиняются сроки предварительной разведки, возрастают объемы и усложняются технические средства проведения разведочных работ.

2. ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА И МЕТОДИКА ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ РАЗВЕДКИ

Значительная часть объектов по результатам предварительной разведки может оцениваться отрицательно и для детальной разведки не передаваться. Вследствие этого при выборе технических средств предварительной разведки, в особенности на ранних ее моментах, определяющее значение имеют соображения экономии денежных и материальных ресурсов. Это определяет стремление применять при предварительной разведке наиболее дешевые технические средства: бурение, поверхностные горные работы, геофизические исследования. Предпочтительную роль бурения в качестве основного средства обычно определяется и преобладающее использование систем вертикальных сечений, даже в тех случаях, когда их выбор не диктуется геологическими особенностями месторождений.

В целом методика предварительной разведки определяется прежде всего возможностью проведения тесных аналогий изучаемого объекта с уже известными. Чем с большей уверенностью проводится такая аналогия, тем более могут быть снижены требования к полноте и детальности изучения разведваемого месторождения. Невозможность отыскания таких аналогов определяет необходимость существенного увеличения полноты и детальности предварительной разведки. В таких случаях нередко неизбежным оказывается вскрытие месторождений подземными горными выработками.

На выбор конкретных вариантов предварительной разведки кроме наличия аналогов оказывают влияние сложность строения месторождения, условия его эрозийного вскрытия, обнажения, рельеф и другие природные и технико-экономические факторы. Несмотря на большое количество и сложное влияние этих факторов, выбор конкретных вариантов предварительной разведки определяется следующими основными ситуациями:

1) месторождение имеет хорошо изученные полные аналоги, с которыми уверенно сопоставляется уже в начале предварительной разведки;

2) месторождение не имеет таких аналогов, но

а) доступно изучению поверхностными горными работами,

б) недоступно изучению поверхностными горными работами.

В условиях первой ситуации предварительная разведка может осуществляться простыми техническими средствами, так как необходимые данные по внутреннему строению и особенностям распределения оруденения принимаются по аналогии с известными объектами. При этом имеется в виду возможность очень тесной аналогии, обычно проявляющейся для месторождений одного рудного поля. Разведка осуществляется бурением скважин по редкой сети. На месторождениях с простым строением (типы 1, 2, 3, 5 по предлагаемой классификации) сеть скважин в отдельных участках иногда сгущается или проходятся контрольные профили для уточнения ориентировки рудных залежей. На месторождениях других типов детализации, как правило, не производится. Буровые работы сопровождаются комплексом геофизических исследований, а при небольшой мощности чехла рыхлых отложений — канавами, служащими в основном целям геологического картирования.

В условиях второй ситуации при возможности изучения месторождения поверхностными горными выработками предварительная разведка осуществляется буровыми скважинами и поверхностными горными работами в комплексе с геофизическими исследованиями. При этом поверхностные горные выработки (канавы, мелкие шурфы, иногда с расчехками) служат для детального изучения строения месторождения, а буровые скважины — для оценки оруденения на глубине. Сравнительная дешевизна поверхностных горных работ позволяет достигнуть любой

необходимой степени детальности, а хорошая изученность поверхности — уверенно интерпретировать данные бурения, в том числе и на очень сложных месторождениях. От проходки подземных горных выработок иногда бывает можно отказаться даже в тех случаях, когда месторождение имеет малый эрозионный срез и его рудные тела полностью или в значительной мере являются слепыми. По поверхностным горным выработкам при этом можно выяснить основные черты геологического строения месторождения, выявить основные элементы, определяющие положение рудоносных зон, и указать участки наиболее вероятной локализации промышленных руд на глубине. Лишь при благоприятных горнотехнических условиях, допускающих вскрытие слепого оруденения штольнями, предварительная разведка дополняется проходкой подземных горных выработок, обычно в ограниченном объеме.

Особые условия создаются иногда при разведке месторождений в высокогорных районах. Несмотря на принципиальную возможность разведки месторождений поверхностными горными работами и бурением, предпочтение здесь может быть отдано подземным горным выработкам, развиваемым со штольневых горизонтов. Организация бурения с поверхности в этом случае осложняется необходимостью строительства подъездных путей к точкам заложения скважин с протяженными серпантинными, что связано с большим объемом работ по перемещению скальных грунтов. Стоимость такого дорожного строительства может быть весьма значительной. Кроме того, суровые климатические условия, возможность обвалов, лавин и т. п. определяют необходимость ограничения любых поверхностных работ в подобных районах по соображениям безопасности. Предварительная разведка в таких условиях осуществляется в основном штольнями, которые могут иметь не только прямое разведочное назначение, но передко и вспомогательное, обеспечивая лишь возможность развития сети подземных скважин.

Наиболее сложной является предварительная разведка месторождений, не имеющих аналогов, при невозможности их изучения поверхностными горными и штольневыми выработками и слепом, или погребенном, расположении рудоносных структур, с развитием оруденения на значительных глубинах от дневной поверхности (100—300 м). Следует отметить, что в связи с увеличением объемов глубинных поисков месторождений в закрытых районах такое положение перестает быть исключением. Предварительная разведка начинается в таких случаях с проходки разреженной сети скважин с целью получения самых приближенных представлений о возможных масштабах оруденения. Благоприятным признаком при этом можно считать вскрытие рудных интервалов значительной мощности, даже при относительно низком содержании урана, и менее благоприятным — относительно высоких содержаний при малой мощности рудных интервалов и небольшом их числе.

Скважины проходят по сети, гарантирующей от пропуска крупных промышленных залежей. При заложении новых скважин стараются максимально учитывать данные предыдущих. Часто закладывают «внесеточные» скважины под предполагаемое скопление рудных зон и залежей, а также задают «вилки» скважин для определения падения рудовмещающих структур и оруденения. Если этими работами подтверждается вероятность промышленных масштабов оруденения, дальнейшая буровая разведка чаще всего нецелесообразна и необходимо вскрывать месторождение подземными горными выработками шахтного типа.

Проходка шахтных стволов и тяжелых подземных выработок придает дальнейшей разведке значительное своеобразие. Являясь по существу решаемых задач предварительной, она обычно постепенно перерастает в детальную, так как промышленные масштабы оруденения уже определились. Следует иметь в виду, что подобная ситуация, как и приводящие к ней глубинные поиски, выполняются в пределах освоенных рудных районов, где промышленный интерес могут представлять средние и даже мелкие месторождения, и, следовательно, финансовый риск при заложении тяжелых выработок обычно оправдывается. Хотя на стадии предварительной разведки горизонтальные горные выработки в данной ситуации обычно ограничиваются одним горизонтом, шахтные столбы имеют смысл закладывать и проходить с учетом последующей детальной разведки месторождения на нескольких горизонтах.

Перечисленные ситуации не могут, конечно, исчерпать всего многообразия сочетаний различных факторов, определяющих технические средства и методику предварительной разведки, но охватывают, как представляется, наиболее типичные случаи. В целом же предварительная разведка является одной из наиболее сложных стадий изучения месторождений, и опыт и эрудиция специалиста здесь менее всего могут быть заменены инструктивными указаниями.

При выборе плотности разведочной сети на предварительной стадии исходят из того, что задачей разведки здесь является не выделение и оконтуривание отдельных скоплений практически сплошных руд, а в основном лишь общей продуктивной зоны, в геологических границах которой они локализуются. Плотность разведочной сети при этом определяется необходимостью не пропустить в контуре зоны обособленных и достаточно крупных в промышленном отношении рудных тел. Соответственно размеры ячейки сети принимаются равными или несколько меньшими возможных линейных размеров наименьшего рудного тела, которое еще может иметь самостоятельное промышленное значение. При определении конкретных расстояний между разрезами и выработками в них широко используют метод аналогий.

Если имеющаяся геологическая информация позволяет считать, что рудные залежи месторождения в пределах продуктивной

зоны характеризуются резко вытянутой, лентообразной формой, разведочная сеть выбирается прямоугольной, со сгущением выработок по направлению вкост вероятной вытянутости залежей в 2—4 раза по сравнению с другим направлением. Если априорных суждений об ориентировке залежей высказывать нельзя, разведочную сеть правильнее выбрать квадратной.

Для месторождений пластового типа с литолого-стратиграфическим контролем оруденения и для месторождений типов трещинно-метасоматических залежей в линейно вытянутых зонах, а также тонких жил часто характерно развитие промышленных руд в плоскости продуктивных пластов и структур в виде обособляющихся столбов или лент различной ориентировки. Определение ориентировки (склонения) подобных образований — одна из важнейших задач предварительной разведки. Располагая

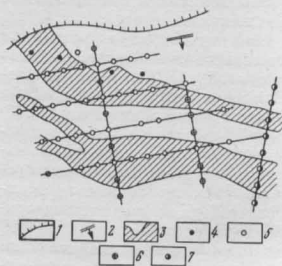


Рис. 9. Схема проведения предварительной разведки пластового месторождения с лентообразными залежами, склоняющимися в плоскости падения (план). 1 — порода, 2 — элемент залежи, 3 — контуры рудных залежей по данным детальной разведки; 4 — скважины; 5 — начальный этап предварительной разведки, 6 — контрольно-детализационные линии, 7 — предварительная разведка, заложённые с учётом результатов сканиния контрольно-детализационных линий

работ заставляют изменить первоначально принятую ориентировку сети (рис. 9).

Конкретные рекомендации по плотности разведочной сети на стадии предварительной разведки вряд ли возможно и целесообразно давать. В качестве самых общих отправных установок могут рассматриваться данные по плотностям разведочной сети для запасов категории С₁, приводимые в табл. 5, с учётом двойного их разрежения. Вместе с тем нередко достаточными могут оказаться и более редкие сети.

Следует отметить, что наибольшая разница в плотности основной разведочной сети предварительной и последующей детальной стадий обычно наблюдается для пластовых месторождений, разведываемых преимущественно бурением. Так, например, месторождения в песчаниках с рудами, локализующимися на границе

окислительно-восстановительных барьеров (2—3-й типы), в предварительную стадию обычно разведываются сетями 400×100 — 50 м. с последующим сгущением до 200 — 100×50 м. Для месторождений с залежами трещинно-метасоматического и жильного типов увеличение степени разведанности при переходе на детальную стадию прежде всего связывается со вскрытием и изучением подземными горными выработками. При этом первоначальная сеть буровых скважин предварительной разведки, обычно соответствующая 100×100 — 50×50 м, в некоторых случаях может не подвергаться дополнительному сгущению.

Для эффективного проведения предварительной разведки большое значение имеет определение рациональной последовательности проходки запроектированных выработок. Скважины в разведочных линиях стараются проходить последовательно от мелких к более глубоким, вначале по возможности отбуривая центральные, а затем фланговые линии. Вместе с тем часто целесообразно вначале пройти скважины по разреженной по сравнению с принятой сети профилей, а затем производить разбуривание промежуточных линий. При заложении каждой новой выработки строятся максимально учитывать геологическую информацию всех ранее пройденных выработок.

На стадии предварительной разведки сравнительно малая плотность сети разведочных пересечений определяет необходимость получения от каждой выработки максимально полной информации. Поэтому к качеству буровых работ здесь предъявляются особенно высокие требования. Бурение, как правило, производится с полным отбором керна по всему разрезу, а при бурении по руде принимают меры к максимально высокому выходу керна. Стремление к увеличению скоростей проходки за счет снижения качества получаемой информации на стадии предварительной разведки обычно не допустимо.

Все пройденные скважины подвергаются инклинометрии с измерением углов и азимутов наклона. Исключение может быть сделано лишь для поверхностных вертикальных скважин глубиной до 100 м и скважин подземного бурения при глубине их в первые десятки метров.

На стадии предварительной разведки урановых месторождений большая роль принадлежит методам общей геофизики. Магнито-разведка и различные модификации электроразведки широко используются при изучении поверхности месторождений. На слепых и глубокоогребенных месторождениях ценный материал дают методы гравиразведки в сочетании с электроразведкой методом ВЭЗ. Исследования этими поверхностными методами легче интерпретируются при выполнении электро- и плотностного коротажа в скважинах. Комплекс геофизических работ способствует расшифровке структур месторождений, позволяет более надежно интерпретировать данные, полученные по редкой сети выработок, и направлять скважинную разведку.

3. ИЗУЧЕНИЕ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ, КАЧЕСТВА РУД И УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Тщательный сбор и изучение геологических материалов в процессе предварительной разведки может в известной степени компенсировать небольшое число разведочных пересечений и малую плотность разведочной сети. Вместе с тем геологическое изучение на этой стадии имеет свои объективные трудности, обусловленные приближенностью представлений о генезисе и структурно-морфологическом типе месторождения.

Если разведкуемое месторождение выявлено в пределах старого рудного района и для его территории имеются кондиционные геологические карты масштабов 1 : 25 000—1 : 10 000, задача геологического изучения значительно упрощается и основные усилия могут быть сосредоточены на детальном геологическом картировании самого объекта. Однако, если месторождение выявлено в новом районе, на площадь которого отсутствуют геологические карты указанных масштабов, геологическое изучение собственно месторождения приходится совмещать с дополнительными исследованиями района. Следует отметить, что для районов сложного строения и плохой обнаженности составление кондиционных геологических карт масштаба 1 : 25 000—1 : 10 000 на значительной площади может быть достаточно дорогой и длительной операцией, оставляя непозволительной роскошью до тех пор, пока не будет доказано промышленное значение месторождения. В этих условиях часто ограничиваются работами по прослеживанию основных рудоконтролирующих структур или зон с составлением схематических карт или структурных схем, которые в дальнейшем могут быть дополнены, расширены и уточнены.

Геологическое изучение поверхности при предварительной разведке самих урановых месторождений, как правило, должно опережать исследования их глубоких горизонтов. Исключение в этом отношении могут представлять пластово-инфильтрационные и некоторые другие крупные и простые по геологическому строению месторождения с глубоководными, слепыми, рудными залежами при субгоризонтальной ориентировке рудомещающих структур. Для таких объектов геологические карты поверхности являются малонформативными и часто заменяются специальными структурно-геологическими планами продуктивных пластов (горизонтов), составляемыми по данным глубокого бурения.

Масштаб геологических карт по урановым месторождениям зависит от размера объектов и сложности их строения. Обычным является масштаб 1 : 2000—1 : 1000. Однако для слепых месторождений, с не выходящими на поверхность рудоносными структурами и комплексами, он может быть уменьшен до 1 : 10 000—1 : 25 000. Основным средством составления геологических карт

месторождений является документация разведочных выработок при широком использовании данных различных геофизических исследований. К производству первичной геологической документации на стадии предварительной разведки желательно привлекать квалифицированный геологический персонал, имеющий достаточный опыт и владеющий современными методами исследований.

С самого начала разведочных работ организуется всестороннее изучение получаемого каменного материала с применением широкого комплекса оптических, радиографических и других методов. При этом производится детальное изучение минерального и химического состава руд, их текстурно-структурных особенностей, выяснение размеров вкрапленности ценных минералов и других данных, необходимых для суждения о качестве минерального сырья и вероятных его технологических свойствах. Предварительное решение этих вопросов имеет особенно важное значение при разведке месторождений с необычным минеральным составом (титанаты, силикаты и др.).

При геологической документации особое внимание обращается на ведущие для данного типа месторождений рудоконтролирующие элементы. Так, при разведке инфильтрационных месторождений главное значение приобретают выделение и оконтурирование зон пластового окисления, характеристика гранулометрического состава и водопроницаемости пород, расшифровка геохимической зональности в зонах перехода от окислительных условий к восстановительным и т. п. При разведке гидротермальных месторождений уран-молибденовой формации основное внимание уделяется геолого-петрографическому изучению и расчленению эффузивно-экструзивных комплексов, выделению вулканогенно-тектонических структур, изучению физико-механических свойств пород и особенностей развития трещинных структур в различных образованиях, зональности гидротермальных изменений и т. д.

Первичная геологическая документация должна своевременно обрабатываться с составлением сводных карт, планов, разрезов и т. п. Анализируя получаемый материал, на этих документах полезно намечать вероятные продолжения рудных залежей или продуктивных зон, потенциально рудоносные сочетания геологических структур и другие элементы, позволяющие осуществлять геологический прогноз оруденения. Учет данных такого творческого анализа и прогноза при заложении новых выработок часто позволяет существенно повысить эффективность разведочных работ.

Геологическая документация на урановых месторождениях обязательно сопровождается радиометрическими измерениями. Часто без таких измерений, визуально, урановое оруденение вообще не может быть зафиксировано. Данные детального профиля радиометром стенок горных выработок обычно выносятся на специальные кальки-накладки, сопровождающие геологические

зарисовки. Соответственно на колонках скважин наносятся кривые гамма-каротаж и промера зерна.

При предварительной разведке месторождений нередко приходится иметь дело с окисленными, вторично измененными урановыми рудами. Такие образования иногда могут характеризоваться значительным смещением радиоактивного равновесия в сторону урана и снижением уровня измеряемой радиоактивности. В процессе документации выработок, пройденных в зоне окисления, большую помощь могут оказать переносные источники ультрафиолетового света. Многие вторичные урановые минералы интенсивно люминесцируют в ультрафиолетовых лучах, что позволяет фиксировать даже мельчайшие их выделения и существенно улучшать качество документации.

Изучение вещественного состава окисленных урановых руд имеет важное значение для прогнозирования данных по первичным рудам и расшифровки процесса их изменения. Из-за большого количества вторичных минералов урана такие исследования достаточно трудны и требуют привлечения специалистов-минералогов.

Характер зоны окисления урановых месторождений определяется минеральным составом первичных руд, текстурными особенностями руд и вмещающих пород, их плотностью, пористостью, раздробленностью, химическим составом, а также климатом района и т. п. Относительно устойчивыми в зоне окисления оказываются руды, в которых уран содержится в браннерите или ураноосном фторангате, настурановые руды, представленные мелкой вкрапленностью смолки в плотном кварце, а также руды с высоким содержанием органического вещества (уголь, битумы). Весьма неустойчивы смолково-черные руды с сульфидными в зонах дробления и аргиллизации вмещающих пород, руды в рыхлых и пористых осадочных породах и др.

В условиях влажного, гумидного, климата обычно преобладает вынос урана из зоны окисления со снижением его содержания относительно первичных руд. В аридном климате изменение минерального состава руд в зоне окисления может не сопровождаться заметным снижением содержания урана. Более того, в некоторых случаях при мощном развитии окислительных процессов отмечается образование подобия зоны вторичного обогащения, характеризующейся повышенными содержаниями урана.

Процессы связывания урана в зоне окисления в виде вторичных минералов интенсифицируются при наличии во вмещающих породах и рудах фосфора, мышьяка, ванадия и других веществ, образующих с уранил-ионом нерастворимые соединения. Процессы выноса усиливаются при высоком содержании в рудах сульфидов. При этом в зоне окисления иногда сохраняются только ураносодержащие лимониты и галциты.

Содержание урана в рудах обычно оценивается с помощью радиометрических методов на месте залегания (см. главу IV). Однако необходимость контрольных определений, а также изу-

чения содержаний сопутствующих полезных или вредных компонентов определяет необходимость параллельного применения обычных методов опробования выработок и скважин. На стадии предварительной разведки вполне допустимым является полное дублирование радиометрических и обычных методов, в процессе которого накапливается необходимый сопоставительный материал и уточняются радиологические свойства руд.

В качестве ценных попутных компонентов в рудах урановых месторождений могут встречаться молибден и рений (гидротермальные месторождения уран-молибденовой формации), селен (некоторые инфильтративные месторождения), ванадий (месторождения уран-ванадиевой формации), железо (месторождения железно-урановой формации), сера (при высокой концентрации сульфидов, как возможное сырье попутного сернокислого производства), фосфор (при возможности попутного извлечения), золото и др.

Следует отметить, что наличие таких попутных компонентов повышает промышленную ценность урановых руд, хотя улучшение конкретных экономических показателей оценки месторождения обычно остается небольшим из-за высокой относительной стоимости самого урана и относительно низких содержаний попутных компонентов. На предварительной стадии анализы на попутные компоненты вначале обычно выполняются для групповых проб с целью выявления их наличия. При обнаружении каких-либо попутных компонентов целесообразно дополнительно проанализировать на них и все частные пробы для выяснения особенностей пространственного распределения и связи этих компонентов с ураном. При анализе на попутные компоненты широко используются спектральные и рентгено-спектральные методы.

К вредным компонентам в урановых рудах могут быть отнесены карбонаты, органическое вещество, фосфор (если извлечение его как ценного попутного компонента невозможно), а также цинкорий. Эти компоненты осложняют технологические схемы и удорожают извлечение металла при переработке. В процессе предварительной разведки средние содержания их обычно характеризуются по анализам групповых проб.

Технологические свойства руд на стадии предварительной разведки изучаются с детальностью, позволяющей судить о возможности промышленного использования главных и сопутствующих компонентов, о принципиальной схеме технологической переработки руд и наиболее вероятных экономических показателей технологического процесса. Изучение технологических свойств начинается с углубленного исследования вещественного состава руд, их структурно-текстурных особенностей и размеров минеральных индивидов, определяющих крупность дробления рудной массы, возможность применения тех или иных физических методов обогащения, радиометрической сортировки, принципиальной схемы вскрытия при гидрометаллургическом переделе и т. п.

Исследования вскрытия руд вначале проводятся на отдельных, частных или небольших групповых пробах, а затем, после выяснения количества различных сортов и типов руд и их соотношения на месторождении, — на лабораторных технологических пробах. Вес таких проб обычно составляет десятки килограммов. Они отбираются в горных выработках или составляются как групповые из оставшихся при опробовании половинок керна или дубликатов проб. Непременным требованием к таким пробам является близкое соответствие содержания в них средним содержаниям в оцениваемых рудах (с учетом возможного разубоживания при добыче).

Отсутствие подземных горных выработок и отличие физико-механических свойств руд зоны окисления, изучаемой поверхностными выработками, от первичных на стадии предварительной разведки значительно осложняют оценку способности руд к механическому и радиометрическому обогащению. Предварительная характеристика радиометрической контрастности первичных руд может быть дана на основании результатов специальной обработки данных гамма-каротаж и опробования. Для определения выхода обогащаемых классов и возможности механического обогащения большое значение имеют аналогии с другими месторождениями, проводимые на основании изучения текстурно-структурных особенностей и физико-механических свойств руд. При разведке месторождений, представленных рудами новых, не апробированных промышленностью технологических типов, на предварительной стадии может потребоваться проведение укрупненных технологических испытаний на ползаводских пробах.

Изучение горнотехнических условий эксплуатации месторождений на стадии предварительной разведки при отсутствии подземных горных выработок в основном заключается в оценке гидрогеологических особенностей месторождений и определении возможных водопритоков в подземные выработки.

На всей площади рудного поля выполняются гидрогеологические съемки и составляются карты в масштабах 1:25 000—1:50 000, дается общая характеристика водоносности пород, производится определение областей питания и дренажа водоносных горизонтов, основных черт режима подземных вод и их химического состава. На месторождении в процессе бурения всех скважин выполняются гидрологические наблюдения за уровнем грунтовых вод, отбираются пробы воды на общий химический анализ и для определения содержания урана, радия и радона. Изучение гидрохимических ореолов рассеяния радиоактивных элементов может способствовать обнаружению новых слепых рудных залежей. На участках наибольшей концентрации оруденения производятся опытные откачки из разведочных или специальных гидрогеологических скважин, по данным которых оцениваются возможные водопритоки в горные выработки. На этих скважинах выполняются также геофизические исследования (резистивиметрия)

для определения числа и положения водоносных горизонтов. Для характеристики горнотехнических условий производятся также определения физико-механических свойств пород и руд.

Особое внимание изучению гидрогеологических и инженерно-геологических особенностей месторождений уделяется при разведке объектов, намечаемых к отработке способом подземного выщелачивания. В этом случае с самого начала предварительной разведки производится систематический отбор проб для определения гранулометрического состава, фильтрующих свойств и кислотности пород, осуществляется выделение и детальное картирование фильтрующих и водоупорных горизонтов в разрезе. При этом следует иметь в виду, что на подобных месторождениях отдельные залежи или участки могут оцениваться как непромышленные из-за затрудненности выщелачивания даже при относительно высоких содержаниях урана. Следовательно, без детального изучения гидрогеологических и инженерно-геологических условий промышленная оценка таких объектов может оказаться невозможной.

ДЕТАЛЬНАЯ РАЗВЕДКА

1. ЦЕЛИ И ЗАДАЧИ ДЕТАЛЬНОЙ РАЗВЕДКИ

Детальная разведка производится только на тех месторождениях, которые получили положительную промышленно-экономическую оценку по результатам предварительных разведочных работ и заслуживают по данным технико-экономического доклада первоочередного промышленного освоения.

Целью детальной разведки является уточнение геологического строения месторождения и выяснение условий залегания и морфологических особенностей рудных залежей, а также качества и технологических свойств руд и горнотехнических условий эксплуатации с полнотой и детально, достаточной для составления проекта горнодобывающего предприятия.

В зависимости от масштабов месторождения детальная разведка может производиться на всем объекте или только на отдельных его участках. При малых масштабах оруденения, небольших размерах и приповерхностных условиях залегания рудных залежей детальная разведка производится сразу на всем месторождении. При крупных масштабах оруденения детально разведываются только отдельные участки, выбор которых основывается на результатах предварительных разведочных работ с таким расчетом, чтобы разведанные запасы обеспечивали работу предприятия на ближайшие 5—8 лет (Каждан, 1966). Обычно в таких случаях детальной разведке подвергаются наиболее доступные участки месторождения, представляющие собой объекты первоочередного промышленного освоения.

При детальной разведке объектами изучения на месторождениях становятся рудные образования меньшего масштаба, чем на предварительной стадии. Как правило, объектами детальной разведки являются обособленные рудные залежи, пригодные для отработки единой системой подготовительных и нарезных работ. Однако для месторождений с прерывистым и сильно прерывистым оруденением объектами детальной разведки могут являться группы сближенных мелких тел и гнезд сплошных руд, объединяемые общностью геолого-структурных рудоконтролирующих факторов в продуктивные зоны, требующие дальнейшей детализации эксплуатационно-разведочными работами.

При достаточно высоком качестве предварительных разведочных работ детальная разведка обычно не приводит к существен-

ному изменению общих цифр запасов и средних содержаний металла в рудах в целом по месторождению. В процессе детальной разведки получаемая информация прежде всего характеризует особенности пространственного распределения запасов и руд различного качества по отдельным рудным телам, их участкам и блокам.

Однако если в предварительную стадию оценка запасов производилась в обобщенных контурах продуктивных залежей с введением коэффициента промышленной рудоносности, детальная разведка обычно существенно меняет представления о продуктивности недр, так как в объеме этих залежей при детализации выделяются крупные безрудные участки и обособленные рудные тела, характеризующиеся при меньших объемах значительно более высокими коэффициентами рудоносности, вплоть до 1.

Необходима полнота и достоверность информации, предоставляемой детальной разведкой, определяются требованиями проектных организаций к исходным геологическим материалам. Для выполнения этих требований перед детальной разведкой ставятся следующие задачи:

1. Изучение общих геолого-структурных особенностей месторождения, выяснение элементов геологического контроля оруденения в каждой отдельной рудной залежи и на отдельных ее участках, выявление морфологических особенностей залежей и закономерностей распределения полезных компонентов.

2. Детальное изучение минерального и химического состава руд, их технологических свойств и особенностей технологической переработки на основании лабораторных, полупромышленных и промышленных испытаний проб каждого технологического сорта.

3. Оконтуривание каждой рудной залежи и отдельных ее участков, сложенных рудами различных природных типов или различных технологических сортов, и каждого блока разведанных запасов.

4. Детальное изучение гидрогеологических и горнотехнических условий эксплуатации месторождения в типичных участках и блоках и в общих чертах в целом по месторождению.

5. Выявление и разведка источников питьевого и технического водоснабжения, местных строительных материалов и др.

6. Разработка и обоснование кондиций к подсчету запасов по данным детальных разведочных работ.

7. Подсчет разведанных запасов руд урана и попутных компонентов по категориям А, В и С₁ в соотношениях, предусмотренных классификацией ГКЗ для данной группы месторождений, и подсчет предварительно оцененных запасов по категории С₂.

8. Проведение дополнительных работ для более полной оценки перспектив оруденения на флангах месторождения и на его глубоких горизонтах, а также с целью поисков новых рудных участков или залежей в пределах ближайшей периферии.

Решение задач детальной разведки, так же как и предварительной, требует рационального сочетания общего изучения объекта с выборочным более детальным изучением отдельных его участков.

На месторождениях простого строения, относимых по классификации ГКЗ к I и II группам, участками выборочной детализации обычно оказываются блоки запасов, разведываемые по категориям А и В. На месторождениях сложного строения, относимых к III группе, выборочное детальное изучение особенностей строения производится преимущественно на горизонтах горных работ. Основным средством детализации становится при этом прослеживающие выработки — штреки и восстающие, сопровождаемые густой сетью каротируемых оконтуривающих шпуров. Однако нередко в отдельных участках осуществляются опытные сгущение сети основных разведочных разрезов, а также разведочных пересечений в них с помощью проходки специальных дополнительных квершлагов и подземных или поверхностных скважин. Анализом результатов такой разведки обосновывают достаточность основной принятой сети. Кроме того, данные о строении рудных образований при предельно малых расстояниях между разведочными пересечениями (пробами) нужны для правильной оценки возможных потерь и разубоживания руды в условиях различных систем выемки, для определения затрат на эксплуатационно-разведочные работы и другой информации, необходимой для обоснованного выбора в проекте оптимальной технологии добычи.

Проведение детализационных работ на стадии детальной разведки имеет некоторые отличия от проведения их на стадии предварительной разведки. Если на стадии предварительной разведки данные детализации должны прежде всего подтвердить принципиальную правильность общих представлений о строении месторождения, получаемых по редкой разведочной сети, то на стадии детальной разведки подобная информация должна представлять характеризовать все разведанные запасы. Поэтому размер участков детализации в детальную стадию обычно достаточно велик, соответствует по крайней мере нескольким блокам с общими запасами не менее первых десятков процентов от общих запасов месторождения. При наличии на месторождении различных морфологических типов руд детальными работами должны быть охарактеризованы каждый из них.

Необходимость выбора для проведения детализационных работ представительных участков определяет целесообразность проведения их после получения основных данных по объекту в целом, т. е. на завершающем этапе детальной стадии.

2. ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА И МЕТОДИКА ДЕТАЛЬНОЙ РАЗВЕДКИ

На стадии детальной разведки экономические факторы при выборе методов и технических средств разведки не должны являться ведущими, так как целесообразность и первоочередность

промышленного освоения месторождения уже определены и, следовательно, затраты на детальную разведку несомненно будут возмещены в относительно ближайшем будущем прибылью от эксплуатации месторождения. В то же время при проектировании предприятия и выборе оптимальных технико-экономических показателей его работы ошибки недопустимы и поэтому требования к полноте и достоверности разведочной информации всегда очень высоки.

Для решения задач, встающих при проектировании, общая оценка масштабов месторождения уже недостаточна, и получаемая при детальной разведке информация должна характеризовать особенности пространственного распределения запасов в недрах, т. е. размеры, внутреннее строение, условия залегания и форму отдельных скоплений руды, подлежащих самостоятельной отработке. Поэтому при детальной разведке необходима такая детализация сведений о структурном контроле и морфологии оруденения по простиранию и падению, которая в большинстве случаев возможна только по материалам геологической документации и орождения подземных горных выработок, вскрывающих месторождение на глубине.

Важное значение при детальной разведке приобретают также вопросы изучения горнотехнических условий эксплуатации и технологических свойств руд. Необходимые на этой стадии полупромышленные и промышленные испытания технологических свойств требуют отбора проб большого веса (десятки — сотни тонн), причем горная масса этих проб должна иметь кусковатость и granulометрический состав, близкие к таковым в добываемой горной массе при эксплуатации. Тем самым возможность технологических исследований на материале буровых работ практически исключается. Горнотехнические условия эксплуатации, в особенности при ориентировке на подземную отработку, также практически не могут быть изучены с необходимой полнотой без проходки подземных горных выработок.

Таким образом, на стадии детальной разведки урановых месторождений любых типов применение подземных горных выработок хотя бы в ограниченном объеме обычно оказывается необходимым. Исключение в этом отношении могут представлять только пластовые месторождения с крупными субгоризонтально залегающими рудными телами, намечаемые к отработке способом подземного выщелачивания. На таких объектах и технологические испытания, и изучение горнотехнических условий эксплуатации не требуют отбора проб большого веса и вскрытия месторождения горными выработками. Решение этих вопросов осуществляется в процессе проведения опытно-производственных работ по подземному выщелачиванию руд на отдельных участках месторождений, разрабатываемых при этом сетью специальных скважин.

Рациональное соотношение между горными и буровыми техническими средствами на стадии детальной разведки определяется

сложностью геологического строения месторождений и предполагаемыми способами их вскрытия и отработки. В минимальном объеме горные разведочные выработки проходятся на месторождениях с пластовыми и трещинно-метасоматическими залежами простого внутреннего строения, с непрерывным или слабо прерывистым промышленным оруденением (типы 1, 2, 3, 5 по табл. 4). Основное назначение горных работ на месторождениях указанных типов заключается в контроле данных бурения, уточнении формы, внутреннего строения и условий залегания залежей в участках, разведываемых по высоким категориям (А и В), обеспечении отбора технологических проб и изучении горнотехнических условий эксплуатации. Проходка подземных выработок обычно ограничивается здесь одним горизонтом, и лишь для месторождений с залежами большой протяженности по вертикали при малых размерах по простиранию число горизонтов может быть увеличено.

На пластовых месторождениях с пологим залеганием тел, а также на месторождениях с крутопадающими линзо- и жилообразными залежами, характеризующихся значительным эрозионным срезом, горизонты горных работ обычно располагаются на небольшой глубине, в участках, первоочередных для отработки. Если руды месторождения с поверхности окислены и их минеральный состав существенно изменен, горными работами необходимо вскрыть первичные руды. Лишь для месторождений, главная масса руд которых представлена окисленными разностями, горизонт горных работ может располагаться в пределах зоны окисления.

На месторождениях с крутопадающими залежами, слабо вскрытыми эрозией или полностью слепыми, главная масса промышленных руд в связи с ветвлением верхних частей залежей иногда оказывается сосредоточенной на значительных глубинах. При разведке таких месторождений первый горизонт горных работ целесообразно располагать на представительной глубине, в пределах наиболее продуктивной части вертикального разреза, так как верхние ветвящиеся части залежей, подлежащие первоочередной отработке, могут быть не типичными для месторождения в целом и содержать небольшие запасы. Их детальное изучение рациональнее производить в последующую стадию эксплуатационной разведки (рис. 10).

Горные выработки в ограниченном объеме могут проходить также на месторождениях других типов (6, 7, 8 и 9 по предлагаемой классификации), если отработка главной массы заключенных в них руд намечается открытым способом. В этом случае детали внутреннего строения залежей и особенности их формы и условий залегания могут получить необходимое уточнение в самом процессе карьерной выемки, и при проектировании предприятия наиболее важно знать лишь общие закономерности расположения залежей, определяющие глубину и разнос бортов карьеров. Месторождения этих типов при ориентировке на подземную до-

бычу, а также месторождения всех остальных типов (4, 10, 11 и 12) разведываются горными работами в качестве основного средства при вспомогательном значении бурения.

Целесообразность проектирования и проведения разведочных горных выработок с учетом их использования при дальнейшей эксплуатации месторождений зависит от сложности геологического строения месторождения и отдельных рудных залежей, а также от масштабов промышленного оруденения и глубины залегания главной массы запасов.

При детальной разведке месторождений, залегающих в несложных геологических условиях и представленных выдержанными рудными телами простой формы, пространственное размещение запасов и условия залегания отдельных залежей устанавливаются более или менее достоверно уже по данным предварительной разведки. Поэтому при проектировании детальных разведочных работ основные вскрывающие и подходные выработки располагают с учетом не только разведочных, но и будущих эксплуатационных требований.

На месторождениях с более сложным геологическим строением пространственное распределение запасов, формы и расположение отдельных рудных тел устанавливаются только в процессе детальных разведочных работ, в середине или к концу периода детальной разведки. В этом случае проведение выработок с учетом их использования при будущей эксплуатации является нецелесообразным и преждевременным из-за отсутствия достаточных данных о пространственном распределении конкретных рудных тел.

При детальной разведке мелких по масштабам месторождений независимо от сложности их геологического строения вскрывающие горные выработки целесообразно проводить с учетом требований будущей эксплуатации для того, чтобы разведанные запасы могли бы быть из них отработаны, так как проходка новых горнокапитальных и горноподготовительных выработок из-за мелких масштабов в этих случаях нерациональна.

Наконец, если месторождение характеризуется залеганием главной массы запасов на больших глубинах и горная разведка его возможна только из стволов шахт значительной протяженности

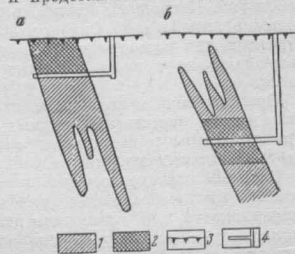


Рис. 10. Схемы разведки горными работами открытого эрозий (а) и слепого (б) месторождений.

1 — запасы низкой степени разведанности (C_1-C_2); 2 — запасы высокой степени разведанности ($B-C_3$); 3 — поверхность; 4 — подземные горные выработки

(200—400 м или более), такие стволы как весьма дорогостоящие выработки всегда целесообразно закладывать с учетом требований последующей эксплуатации.

Используемые при разведке подземные горные выработки могут быть разделены на вспомогательные (подходные, вскрывающие, технические) и основные, собственно разведочные.

Основными разведочными выработками всегда являются орты (расщечки) и гезенки. Штреки и восстающие в зависимости от морфологических особенностей рудных тел и горнотехнических условий могут быть как основными, так и вспомогательными выработками. Квершлагги обычно являются вспомогательными (подходными) выработками. Однако при разведке очень мощных линзовидных или изометрических в плане штокообразных залежей квершлагги могут иметь значение основных разведочных выработок.

Орты, гезенки и квершлагги используются для создания сети разведочных пересечений рудных залежей горными работами. При этом орты и квершлагги используются для создания сети в горизонтальных сечениях, а гезенки — в вертикальных (рис. 11).

Основное назначение штреков и восстающих в случае использования их как основных разведочных выработок — доказать непрерывность или установить действительную степень прерывистости оруденения при предельно близких пересечениях. Если мощность рудной залежи не превышает сечения выработок, эта задача решается позабойным опробованием и сплошным радиометрическим промером штреков и восстающих. Если мощность залежи больше сечения выработок, из них проходятся оконтуривающие шпурсы и производится их гамма-картаж. Расстояние между такими шпурами обычно соответствует расстоянию между позабойными пробями и составляет не более 2—5 м (рис. 12). В тех случаях, когда по соображениям безопасности (снижение концентрации радона в воздухе и др.) основные откаточные штреки проходятся полевыми, а вскрытие оруденения на полную мощность шпурами оказывается невозможным, на типичных участках проходят специальные разведочные штреки-сбойки между ортами (рис. 13).

Буровые работы на стадии детальной разведки производятся с поверхности или из подземных выработок и могут осуществляться колонковым или ударно-вращательными способами. Поверхностное колонковое бурение наиболее широко применяется при детальной разведке пластовых месторождений I класса и крупных трещинно-метасоматических залежей 5-го типа II класса (см. табл. 4). На пологих пластовых месторождениях скважины обычно проходят вертикальными, на трещинно-метасоматических с крутым падением залежей — наклонными.

Необходимость в полном отборе керна по всему объему бурения на стадии детальной разведки часто отсутствует. Поэтому здесь рациональным является переход на бескерновые способы бурения,

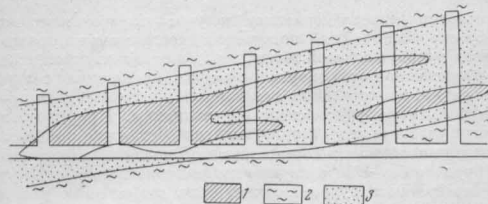


Рис. 11. Разведка пологопадающей роллообразной залежи в вертикальном сечении системой гезенков. По А. Б. Каждану. 1 — рудная залежь; 2 — подстилающие и перекрывающие непродуктивные глинистые отложения; 3 — продуктивные песчаные отложения

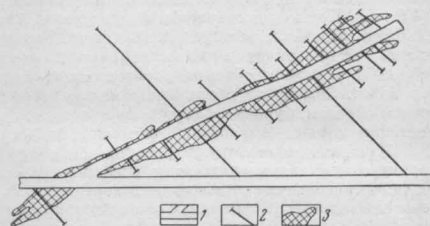


Рис. 12. Разведка пологопадающей залежи сложного строения восстающим (уклоном) с оконтуривающими шпурами. (Мощность залежи превышает сечение выработки.) 1 — горные выработки; 2 — шпурсы и наклонные скважины; 3 — рудная залежь

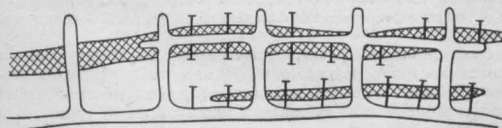


Рис. 13. Разведка рудной залежи дополнительными рудными штреками — сбойками.

Условные обозначения см. на рис. 12

если характер разреза позволяет получить за счет этого более высокие скорости. Для построения геологических разрезов в пределах рудовмещающей толщи пород в таких случаях используется разреженная сеть опорных скважин, проходимых с полным отбором керна, а в остальных скважинах бурение с керном производится только по рудоносным образованиям. При разведке отдельных участков, характеризующихся достаточно полной изученностью вещественного состава руд и их радиоактивного равновесия, бурение без отбора керна иногда производится и по руде. Объем бескернового бурения может быть существенно увеличен при использовании для расчленения разреза различных модификаций коротажа.

Подземное бурение наиболее широко применяется при детальной разведке месторождений с трещинно-метаматическими линзо-, жилло- и штокообразными залежами (6—7-го типов II класса, а также III класса), но иногда используется и при разведке пластовых месторождений, преимущественно сложного внутреннего строения (4-й тип). Подземные скважины могут здесь проходить горизонтальными, вертикальными или наклонными. Горизонтальные скважины используются в качестве замены квершлага и ортов с целью экономии объемов дорогостоящих подземных горных выработок. Обычно их располагают между квершлагами, чередуя, таким образом, буровые и горные пересечения. При этом по документации горных выработок устанавливается структура участков, а бурением детализируют распределение оруженения в этой структуре. Наклонные подземные скважины (встающие или нисходящие) используют для создания вертикальных разрезов в плоскостях главных разведочных сечений, опирающихся на квершлаг и орты. Вертикальные подземные скважины обычно применяют при разведке пластовых месторождений, заменяя ими гезенки.

Бурение подземных скважин часто выполняют ударно-вращательным способом без отбора керна. Однако в случаях сильной изменчивости радиохимической характеристики руд или наличия на месторождении попутных компонентов бурение подземных скважин, в особенности наклонных, в пространстве между горизонтами горных работ необходимо производить с керном или во всяком случае чередовать скважины кернового и бескернового бурения.

Задачи детальной разведки заставляют обращать особое внимание на контроль результатов буровых работ. Поэтому некоторый объем бурения обычно дублируют горными работами. При разведке пологопадающих пластовых месторождений горными работами часть гезенков или встающих проходит по столам вскрытых на горизонте поверхностных скважин или специальных вертикальных подземных скважин. На крутопадающих месторождениях с трещинно-метаматическими залежами проходят орты по столам горизонтальных подземных скважин. Объем такого

контроля зависит от сложности внутреннего строения залежей, радиохимической характеристики руд, их эманирования и т. п. Обычно достаточно дублирования горными работами порядка 5% общего числа рудных интервалов.

При детальной разведке месторождений необходимо получить определенное соотношение запасов различных категорий разведанности в зависимости от группы месторождений по классификации ГКЗ. Как правило, предварительно оцененные запасы (категория С₂) при детальной разведке месторождений составляют незначительную часть. Исключение в этом отношении могут составлять только очень крупные по запасам месторождения, на которых детальная разведка до промышленных категорий производится в объеме предполагаемой добычи на ближайший период (обычно 5—8 лет).

Разведка месторождений до высоких категорий (А и В) должна производиться на типичных участках, подлежащих первоочередной эксплуатации. При разведке глубокозалегающих слепых месторождений приповерхностные их участки, подлежащие первоочередному освоению, часто не являются типичными для главной массы запасов. В таких случаях, как и на стадии предварительной разведки, детализация должна подвергаться представительным горизонтам, хотя их отработка будет следовать во времени за отработкой верхних частей.

Как указывалось выше, на месторождениях III группы, на которых выявление запасов категорий В и А в процессе детальной разведки не требуется, отдельные типичные участки все же должны подвергаться более детальному изучению. Помимо получения дополнительной информации для проектирования технологии добычи руд данные такой детализации являются единственным объективным критерием оценки достаточности разведочной сети, принятой для месторождения в целом.

Детальное изучение отдельных участков с выявлением запасов высоких категорий желательно производить в конце стадии детальной разведки, после того как вся его площадь изучена относительно редкой сетью и общие запасы по категориям С₁ + С₂ определены. Такую последовательность, однако, не всегда удается соблюсти, так как детализация обычно требует подземных горных выработок, а проходка последних значительного времени, в связи с чем их заложение приходится производить уже на ранних моментах детальной разведки. На месторождениях относительно простого строения выбор участков детализации может быть достаточно уверенно произведен по результатам предварительной разведки. При этом участки, намечаемые к вскрытию горными работами, предварительно изучают некоторым количеством дополнительных скважин, уточняющих положение и морфологию рудных залежей, а также гидрогеологические и горнотехнические условия.

На месторождениях сложного строения подземными горными выработками приходится вскрывать все или большую часть

запасов и выбор участков детализации производится уже после вскрытия и изучения залежей выработками в нескольких сечениях. При этом проходку подземных выработок стараются проектировать так, чтобы в кратчайшие сроки пройти основной объем вскрывающих, подходных и откаточных выработок на всей площади месторождения, изучив его лишь разреженной сетью собственно разведочных выработок. С учетом этих предварительных данных осуществляют затем проходку основного объема разведочных выработок (штреков, ортов, гезенков и т. п.).

При проведении детальных разведочных работ, как правило, нерационально предельное сгущение разведочной сети на участках и в блоках, сложенных мелкими рудными залежами, или на участках с изменчивой конфигурацией рудных тел вследствие местных осложнений рудомещающих структур. Если эти залежи и участки не определяют основных запасов месторождения, то экономически целесообразнее учесть содержащиеся в них запасы по более низким категориям, оставив их более детальное изучение на период эксплуатационной разведки.

Кроме работ на наиболее перспективных участках месторождения в задачу детальной разведки входит уточнение и расширение перспектив всего месторождения в целом и выявление новых запасов с оценкой их по категории C_2 . Необходимость и возможность решения этой задачи обуславливается тем, что на стадии детальной разведки уточняются сведения о генетическом типе месторождения и основные закономерности геологического контроля оруденения. Это позволяет откорректировать прежние взгляды на перспективы месторождения и его рудного поля, уточнить комплекс поисковых критериев и провести на этой основе дополнительные поисковые работы для выявления новых рудных участков или месторождений. Кроме того, из проведенных в период детальной разведки подземных горных выработок оказывается возможным вскрыть более глубокие горизонты месторождения и осуществлять поиски новых слепых рудных тел.

Плотность разведочной сети на стадии детальной разведки определяется необходимостью изучения внутреннего строения обособленных рудных тел, достаточно крупных в промышленном отношении, и выделения в их пределах элементов неоднородности, масштаб которых может оказать влияние на проектирование добычных работ. Такими элементами могут явиться морфологически обособленные участки рудных тел — рудные столбы и пережими, обогащенные или обедненные участки, участки руд разных технологических сортов, мешковые и крыльевые части роллообразных залежей и т. п. Соответственно размеры ячейки разведочной сети должны выбираться меньшими по сравнению с линейными размерами этих элементов.

При выборе разведочной сети на стадии детальной разведки используются информация, полученная в предварительную стадию на участках детализации (по поверхности или отдельными линиями

сгущения выработок), а также методы/аналоги с учетом известных разведочных классификаций.

Однако на стадии детальной разведки особое значение приобретают геологический анализ и математическая обработка геологоразведочных данных, получаемых в процессе самих детальных работ, что позволяет своевременно скорректировать первоначально выбранные расстояния между сечениями и выработками с учетом выявляемых закономерностей строения месторождений.

Одним из важнейших показателей достаточности разведочной сети является однозначная увязка геологических элементов и рудных тел в планах и разрезах. Напротив, возможность построения этих чертежей в нескольких вариантах увязки свидетельствует о том, что разведочная сеть является недопустимо редкой.

Математические методы анализа и обоснования разведочной сети в последнее время постоянно привлекают внимание геологов. Следует отметить, что применение любого математического аппарата к решению подобных задач всегда связано по крайней мере с четырьмя допущениями, априорная справедливость которых не может быть точно определена.

Во-первых, использование математического метода всегда требует определенной формализации задачи. Применительно к геологическим объектам эта формализация всегда связана со значительными упрощениями, допустимость которых остается более или менее проблематичной.

Во-вторых, использование всякого математического аппарата подразумевает наличие некоторой исходной информации, надежность которой не подлежит сомнению. Однако в практике разведки такая исходная информация может быть или принята по аналогии с другим, изученным объектом, или определена на основании предварительного изучения данного объекта, или, наконец, задана как некоторая теоретическая модель. Во всех этих случаях надежность исходной информации, естественно, не бесспорна.

В-третьих, расчетные пути определения надежности сети обычно имеют статистический смысл и получаемые результаты в большой степени зависят от закладываемой в расчеты статистической надежности, величину которой строго обосновать практически невозможно.

Наконец, в-четвертых, расчетные способы определения плотности сети подразумевают наличие конкретных, количественно выраженных требований, соблюдение которых должна обеспечить рассчитываемая сеть. Однако требований такого рода, как известно, не существует.

Таким образом, математические методы следует рассматривать прежде всего как дополнение к известным методам аналогии и разрезания, повышающее объективность и надежность получаемых по ним выводов. Однако возможности расчетно-аналитических процедур при выборе и обосновании плотности разведочной сети

нельзя переоценивать. Подробный разбор предложенных математико-статистических приемов обоснования плотности разведочной сети далеко выходит за рамки данной работы. Ниже мы попытаемся только кратко охарактеризовать основные способы формализации задачи и пути их решения, отсылая читателя за более подробными сведениями к существующей специальной литературе.

1. Простейшей формализацией задачи расчета плотности разведочной сети является сведение ее к так называемой задаче накрытия. Пусть рудное тело или его элемент характеризуются подобием некоторой плоской геометрической фигуры с известными размерами; каким должен быть шаг сети, чтобы эта фигура с заданной вероятностью была накрыта n точками этой сети? Так, например, для круга радиуса r шаг квадратной сети a , накрывающей его хотя бы одной точкой с вероятностью p , составит

$$a = \frac{1,8r}{\sqrt{p}}.$$

Подробная разработка задачи «накрытия» применительно к эллиптическим объектам различного удлинения для сетей различной геометрии с составлением таблиц и номограмм, позволяющих легко рассчитать требуемую плотность, произведена И. Д. Савиным (1964). Однако в приложении к задачам разведки данная формализация представляется в ряде случаев слишком условной.

2. Наиболее распространенной формализацией является определение задачи как отыскания числа наблюдений (в некоторых методах — шага сети), обеспечивающего при заданной вероятности величину погрешности оценки выбранного параметра (содержания, метропроцента и др.), не превышающую установленного предела. Решение задачи в такой постановке возможно с привлечением статистической или геостатистической модели с довольно широким набором конкретных методов расчета.

При использовании статистической модели в простейшем варианте необходимое число наблюдений n определяется формулой

$$n = \frac{t^2 V^2}{\Delta^2},$$

где V — коэффициент вариации параметра;

Δ — установленная предельно допустимая погрешность;

t — коэффициент заданной вероятности правильного решения (при вероятности 0,68 $t \approx 1$).

Строго говоря, эта формула не может считаться точной, так как ее применение подразумевает нормальную распределенность значений параметра, а это на урановых месторождениях не соблюдается. Однако практика убеждает, что в условиях большого количества всяких допущений, сопряженных с аналитическим расчетом сети, строгость формул не имеет существенного значения и для категорического отказа от использования таких простых выражений оснований нет.

Следует также отметить, что в строгом рассуждении статистическая модель для решения задачи о плотности разведочной сети не приемлема, однако в определенной ситуации, при анализе сетей относительно малой плотности на месторождениях с сильной изменчивостью свойств (в том числе урановых), ее применение вполне допустимо (Гуськов, Шумилин, 1968).

При решении задачи в условиях геостатистической модели возможны два пути: в одном априори принимается некоторая теоретическая модель изменчивости параметра (так называемая схема де-Вийса), а в другом такая модель получается обработкой данных участка детализации изучаемого объекта. Рецепт решения для первого случая изложен в работе Э. Карлье (1966), для второго — у А. Б. Каждана (1974). Общая схема решений по существу сводится к определению тем или иным способом исправленного с учетом пространственной изменчивости значения дисперсии (коэффициента вариации) признака с последующим применением формул статистической модели.

3. Формализация задачи о плотности сети возможна также в таком виде, при котором критерием достаточности служит приближение выявляемых данной сетью закономерных колебаний величины параметра к некоторому эталону. Число конкретных решений здесь достаточно велико. В них используются приемы, основанные на применении аппарата теории случайных функций, топофункций и др. Сведения по таким расчетам можно почерпнуть в работах В. А. Букринского (1966), А. Б. Каждана (1974) и др.

Значительное развитие аналитических методов в приложении к определению плотности разведочной сети, достигнутое в последние годы, пока еще отнюдь не привело к принижению роли метода аналогии с использованием таблиц рекомендуемых плотностей для месторождений различных типов, составленных на основании обобщения широкого опыта их разведки.

В предлагаемой разведочной классификации (см. табл. 4) выделено 12 типов урановых месторождений. Систематизированные данные по разведке этих типов приведены в табл. 5. При составлении табл. 5 сочтено целесообразным отказаться от обычной формы подобных таблиц с приведением данных о плотности разведочной сети для различных категорий запасов. Такое решение связано с тем, что в подавляющем большинстве случаев повышение категории запасов от C_1 до B достигается двойным сгущением сети. Запасы категории A при детальной разведке урановых месторождений, как правило, не получают. Что же касается запасов категории C_2 , то для них давать какие-либо рекомендации о плотности сети не представляется возможным.

Естественно, что данные о плотности разведочной сети, приводимые в этой таблице, являются усредненными. Их не следует рассматривать как какие-то нормативы, необходимые и достаточные для достижения требуемой разведанности в каждом конкретном случае. Эти данные могут служить лишь для общей

Таблица 5
СИСТЕМАТИЗАЦИЯ МЕТОДОВ РАЗВЕДКИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СООТВЕТСТВИИ
С ЛИН РАВЕДОВОЧНОЙ КЛАССИФИКАЦИИ

Класс месторождений	Основная система разведки	Тип месторождения	Применение горных и буровых технических средств	Средние данные по плотности разведочной сети для запасов категории С ₁ и С ₂			
				по площади (вместительности)	по плотности (плотности)	Горные выработки	расстояние между обводненными горными
I	Вертикальные разрезы	1	Разведка бурением. Горные работы только для технологического опробования и изучения горнотехнических условий эксплуатации	400	200—400	—	—
			Разведка в основном бурением. Горные работы для уточнения морфологии в участках детализации, технологического опробования и уточнения горнотехнических условий эксплуатации	200	400—50	—	—
			Разведка в основном бурением. Горные работы для уточнения морфологии в участках детализации, технологического опробования	400	50	—	—
			Разведка бурением в комбинации с горными работами при преобладающей роли бурения. Обычно один-два горизонта горных работ с разведкой твердыми телами и органами или вскрытиями и вскрытиями в линиях основных разрезов	50	50—25	—	10—25
II	Вертикальные разрезы в сочетании с горизонтальными, при преобладании вертикальных	5	Разведка бурением в комбинации с горными работами при преобладающей роли бурения. Обычно один-два горизонта горных работ с разведкой твердыми телами и органами и бурением наклонных, подвесных и вертикальных скважин в основных вертикальных разрезах	400—50	50	80—120	50—25
		6	Разведка бурением и горными работами. Несколько горизонтов горных работ с бурением наклонных подвесных скважин в вертикальных разрезах	50	25—40	60—80	50—25
		7	Разведка бурением и горными работами при преобладающей роли горных работ. Несколько горизонтов горных работ с детальной разведкой горизонтальными подвесными скважинами между органами	25—50	25—40	40—60	25—40

Класс месторождения	Основная система разведки	Тип месторождения	Применение средств и буровых технических средств	Средства разведки по сложности разведочной сети для типовых категорий С ₁ и С ₂			
				Буровые скважины	по палеонто (палеонтологическим)	по палеонто (палеонтологическим)	Горные выработки
					по распространению (наличию)	по распространению (наличию)	на горизонтальных
			тамы и наклонными в вертикальных разрезах. Контрольные выходящие выработки				
III	Горизонтальные разрезы в сочетании с вертикальными, при преобладающей роли горизонтальных	8	Разведка горными работами и бурением при ведущей роли горных работ. Несколько горизонтов горных работ, иногда с пересекающейся системой квершлягов (ортов) и детальным разбуриванием пространства между горизонтами наклонными поперечными скважинами	100—50	400—50	120—80	50—25
		9	Разведка горными работами и бурением при ведущей роли горных работ. Несколько горизонтов горных работ, иногда с пересекающейся системой квершлягов (ортов) и детальным разбуриванием	25—10	25—10	60—80	10—15
IV	В основном разрезы в плоскости падения	10	Разведка горными работами и бурением при ведущей роли бурения. Несколько горизонтов горных работ с разведкой шпуров при позабойном опробовании и проходкой ортов и оконтуривающих шпуров.	200—100	100—50	80—120	2—5
		11	Разведка горными работами и бурением при ведущей роли горных работ. Несколько горизонтов горных работ с разведкой шпуров при позабойном опробовании и проходкой ортов и оконтуривающих шпуров. Скважины с контрольными выходящими выработками в пространстве между горизонтами	50—25	50—25	60—80	2—5
		12	Разведка исключительно горными работами на многих горизонтах с проходкой равномерной сети выходящих и опробованных выработок. Буровые скважины только для поиска рудных пород на глубине и флангах	50—25	50—25	Горизонты через 40—60, выходящие на поверхность 50—60	Сложное опробование

ориентировки при проектировании разведочных работ, причем проектами всегда должны предусматриваться детализационные исследования с целью подтверждения достаточной плотности основной принятой сети. С накоплением опыта изучения конкретных месторождений выбранные системы и сети разведки могут и должны соответствующим образом корректироваться.

1-й тип. Детальная разведка месторождений этого типа (см. табл. 4) осуществляется бурением поверхностных вертикальных скважин, располагаемых линиями вкост вытнутости рудных залежей. Расстояние между скважинами для запасов категории С₁ в среднем составляет 400×200 —400 м. Запасы категории В и А могут быть получены соответственно двойным и четырехкратным сгущением сети. Вскрытие месторождений подземными выработками производится только в участках, разведываемых до высоких категорий, с целью проверки результатов бурения, уточнения внутреннего строения залежей и получения технологической и горнотехнической информации. Основными разведочными выработками являются штреки с ортами, гезенками или разведочными шпурами.

2-й тип. Детально месторождения разведываются также в основном бурением вертикальных поверхностных скважин по линиям, ориентированным вкост вытнутости залежей. Расстояние между скважинами для запасов категории С₁ в среднем равно 100—50 м, а расстояние между линиями 200 м. Запасы категории В получаются при двойном сгущении этой сети (до 25×50 —100).

При разведке месторождений 1-го и 2-го типов с извилистой формой залежей разведочные линии могут задаваться или параллельными, или субнормальными к направлению вытянутости залежей, т. е. непараллельными. Создать для сильно извилистых залежей строго равномерную сеть пересечений при этом не удастся. Непараллельное расположение линий в общем является более экономным и позволяет создать сеть, ближе соответствующую рекомендованной, однако лишь при условии, что основные изгибы залежи уже установлены или уверенно намечаются по анализу геологической ситуации.

Параллельное расположение линий при косой их ориентировке относительно вытянутости залежей ведет к увеличению фактических расстояний между линиями «по руде» против принятых, однако как бы увеличивает плотность сети пересечений в линиях, что при малой ширине залежей может иметь положительное значение.

Вскрытие месторождений горными выработками производится в участках, разведываемых до категории В. Основными разведочными выработками при этом являются квершлаг и гезенки, создающие вертикальное сечение залежей. Если отработка месторождения планируется способом подземного выщелачивания, горные выработки могут не проходиться, но необходимо проведение специальных опытно-эксплуатационных работ.

3-й тип. Методика детальной разведки месторождений этого типа аналогична методике разведки месторождений 2-го типа, однако меньшая ширина лентообразных залежей при обычно сильной извилистости их в плане требует более густой разведочной сети. Разведанность, соответствующая требованиям категории С₁, достигается здесь при средних расстояниях между линиями около 100, а между скважинами в линиях не более 50 м. При подобной относительно высокой плотности разведочной сети разведочные линии обычно рациональнее задавать параллельными, с единой для крупных обособляющихся залежей системой ориентировки. Запасы категории В получают двойным сгущением сети, принятой для С₁, и, как правило, требуют дополнительного изучения подземными горными работами. Разведка сравнительно маломощных залежей осуществляется штреками с опробованием по стенкам через 2—5 м. При необходимости в почву и кровлю бурятся околунуривающие шпур. При значительной мощности залежей горная разведка осуществляется квершлагами и гезенками или вертикальными скважинами подземного бурения, задаваемыми через 10—25 м.

Следует заметить, что разведка месторождений 2-го и 3-го типов, располагающихся в песках и песчаниках на границе окислительно-восстановительных барьеров и характеризующихся роллообразной формой залежей, часто затрудняется малой шириной мешковой части роллов и невыдержанностью их крыльев. Малая ширина мешковой части может обуславливать вскрытие ее лишь единичными скважинами в линиях или даже пропуски ее скважинами в некоторых профилях. В то же время с пересечением мешковой части может связываться значительная доля суммарного метропроцента отдельных блоков. Эти обстоятельства могут определять целесообразность сгущения сети скважин в линиях в области мешковой части залежей. Одновременно с этим иногда оказывается возможным разрядить сеть скважин в крыльевых частях при большой их ширине и хорошей выдержанности. Следует также иметь в виду, что нередко мешковые части заключают подавляющую часть запасов залежи в целом и разведка крыльев до промысленных категорий может быть вообще нерациональной. Таким образом, своеобразная ролловая форма залежей этих месторождений может обуславливать целесообразность дифференцированного подхода к разведке отдельных их элементов.

4-й тип. Месторождения детально разведываются бурением и горными работами. Буровые скважины проходятся с поверхности и из подземных выработок. Поверхностные скважины обычно вертикальные, ориентировка же подземных может определяться особенностями внутреннего строения залежей. Запасы категории С₁ на этих месторождениях могут быть получены при средних расстояниях между скважинами 50×50 —25 м, но обычно лишь в сочетании с данными горных работ. Методика горной разведки зависит от морфологии и строения залежей и может быть различной.

Следует, однако, подчеркнуть, что сложные форма и строение залежей месторождений этого типа обычно определяют необходимость разведки штреками и восстающими (уклонами), непрерывно прослеживающими оруденение по простиранию и падению. Вскрытие залежей только ортами или гезаками даже по сравнению с густой сетью может здесь оказаться недостаточным.

5-й тип. Детальная разведка месторождений осуществляется также бурением и горными работами. Если оруденение доступно для изучения поверхностными горными работами, подземная горная разведка обычно ограничивается одним горизонтом. При слепом характере оруденения может потребоваться проходка двух горизонтов. Скважины проходятся как поверхностные, так и подземные, как правило, наклонные, навстречу падению рудных залежей. Запасы категории C_1 выявляются бурением по сети $100 \times 50 \text{ м} - 50 \times 50 \text{ м}$, с обязательным вскрытием главных залежей горными работами. Запасы категории В могут быть получены только по результатам горных работ в сочетании с подземным бурением. Высота этажа при подземной горной разведке или расстояние между изученной поверхностью и первым горизонтом обычно принимаются 80—120 м (по падению залежи).

Основными разведочными выработками на горизонтах являются квершлаг и орты в сочетании с горизонтальными скважинами. Плотность сети опробованных пересечений на горизонтах обычно составляет 50—25 м, но для залежей относительно малой мощности (5—15 м) может уменьшаться до 10—25 м.

Следует заметить, что залежи месторождений пятого типа часто имеют характерную «факелообразную» форму, разветвляющуюся по высоте. Главная масса запасов при этом обычно связывается с глубинными, нерасщепленными частями залежей, что необходимо учитывать при заложении горизонтов горных работ (см. рис. 2).

Как правило, залежи месторождений этого типа имеют отчетливое склонение в плоскости падения, причем их протяженность по склонению часто больше протяженности по простиранию (горизонту). При буровой разведке этих залежей обычно целесообразна квадратная сеть, но нередко полезным оказывается заложение скважин с некоторым отклонением от геометрически правильной сети, с учетом характера склонения залежей и расположения их раздуров, заключающих основные запасы.

6-й тип. Месторождения детально разведываются горными работами и бурением. Как правило, необходимо изучение горными работами всего объема месторождения в контуре запасов, разведываемых по категории C_1 . В соответствии с этим обычно необходима проходка нескольких горизонтов горных работ. Изучение месторождения в вертикальных разрезах производится квершлагами и наклонными подземными скважинами, проходимыми из них по падению и восстанью залежей и ориентированными по возможности параллельно. Расстояние между главными вертикаль-

ными разведочными пересечениями для запасов категории C_1 обычно принимается в 50—25 м, а расстояние между скважинами (в плоскости падения залежей) 25—10 м. На горизонтах в них (в плоскости падения) на которые опираются главные вертикальные сечения, обычно проходят дополнительные квершлаг, орты или горизонтальные скважины. Для прослеживания отдельных рудоносных структур и изучения распределения оруденения в их пределах используют основные откаточные или (что чаще) задают специальные штреки, сопровождаемые оконтуривающими шпурами.

Если рудные залежи характеризуются формой, в плане близкой к изометрической, что нередко наблюдается в случае приуроченности оруденения к участкам сопряжения структур различной ориентировки, то горные выработки на горизонтах обычно задают в виде системы взаимортогональных пересечений (рис. 14). При этом часто и изучение залежи по падению производят разбуриванием в нескольких пересекающихся разрезах, соответствующих ортогональной системе выработок.

7-й тип. Детальная разведка месторождений осуществляется также

горными работами и бурением при ведущей роли горных работ. Горными работами необходимо изучить весь объем контура запасов категории C_1 и они обычно проходятся на нескольких горизонтах. Общая схема разведки аналогична схеме разведки месторождений 6-го типа, но расстояние между горизонтами обычно уменьшается, так чтобы высота этажа по падению залежей не превышала 60 м. Усиливается также разведочная роль штреков на горизонтах. Между горизонтами для контроля данных бурений проходятся отдельные восстающие выработки.

8-й тип. Детальная разведка месторождений осуществляется преимущественно горными работами на нескольких горизонтах. Расстояние между горизонтами по падению залежей выбирается в пределах 80—120 м. В сечениях горизонтов рудные залежи вскрываются квершлагами через 50—25 м. В некоторых случаях квершлаг целесообразно проходить в двух взаимортогональных

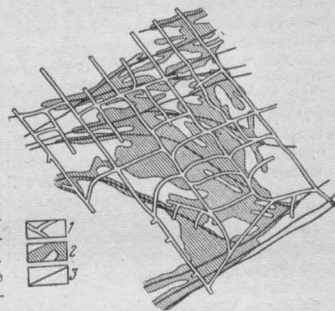


Рис. 14. Пример разведки залежи сложной формы, контролируемой системой сопряженных взаимортогональных пересечений ортогональной системы выработок.
1 — горные выработки; 2 — контуры оруденения; 3 — трещинные структуры

направлениях. В вертикальном разрезе залежи изучаются наклонными поверхностными, чаще подземными скважинами через 50—25 м. Разведка запасов по категории В обычно достигается уменьшением расстояния между горизонтами до 40—60 м.

9-й тип. Детальная разведка месторождений выполняется аналогично разведке месторождений 8-го типа, но запасы между горизонтами с высотой этажа 40—60 м могут квалифицироваться не выше, чем по категории С₁.

10-й тип. Детальная разведка месторождений этого типа осуществляется горными работами и бурением. К категории С₁ здесь могут быть отнесены запасы, изученные несколькими горизонтами горных работ (включая поверхность) и прослеженные бурением на глубину и фланги. Расстояние между горизонтами выбирается в пределах 80—120 м, а плотность сети скважин от $100-200 \times 100$ до $50-100 \times 50$ м. Скважины бурятся наклонными с поверхности или из специально проходимых квершлагов на горизонте. Основной горной разведочной выработкой является штрек с ортами и оконтуривающими шпурами при общей густоте опробованных пересечений по горизонту 2—5 м.

11-й тип. Детальная разведка месторождений выполняется горными работами и бурением, как и разведка месторождений 10-го типа, но при меньшей высоте этажа (40—60 м) и более густой сети скважин ($50 \times 50-25 \times 25$ м). Для подтверждения результатов бурения в плоскости жил проходятся отдельные восстанавливающие выработки.

12-й тип. Детальная разведка месторождений этого типа производится исключительно горными работами, причем к категории С₁ могут быть отнесены только запасы между горизонтами при высоте этажа 40—60 м, изученные по вертикали восстанавливающим через 50—60 м. Опробование подземных выработок обычно выполняется добычей. Буровые скважины используются только для поиска рудоносных структур на глубине и флангах.

3. ИЗУЧЕНИЕ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ, КАЧЕСТВА РУД И УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Требования к геологической изученности месторождений на стадии детальной разведки определяются инструкциями ГКЗ. Согласно этим требованиям, по району месторождения должна быть составлена геологическая карта масштаба 1 : 25 000—1 : 50 000. Для сложных по строению трещинно-метасоматических месторождений составляется также карта рудного поля масштаба 1 : 25 000—1 : 10 000. Площадь самого месторождения картируется в масштабе 1 : 1000—1 : 5000 и лишь для крупных пластовых месторождений этот масштаб может быть увеличен до 1 : 10 000—1 : 25 000.

Геологические карты месторождения и рудного поля должны опираться на достаточную сеть искусственных обнажений и учитывать данные глубинного изучения объекта. На стадии детальной разведки по сравнению с предварительной разведкой резко возрастают объемы проходимых горных выработок и скважин, и, следовательно, объемы работ по их документации и опробованию. Наиболее квалифицированный старший инженерный состав разведочных партий уже не в состоянии лично документировать все проходимые выработки и скважины и эта работа становится основной обязанностью среднего, а иногда и младшего технического персонала. Поэтому с самого начала детальных разведочных работ исключительно важное значение приобретает разработка правильной и достаточно гибкой легенды, позволяющей без существенных переделок основы вносить в нее все дополнения и изменения, неизбежно возникающие по мере изучения месторождения, а также своевременное создание и постоянное пополнение эталонных коллекций пород и руд.

С начала детальных разведочных работ в партиях организуются лаборатории по изучению минерального состава руд и вмещающих пород, химическая, спектральная и геофизическая лаборатории. К изучению отдельных вопросов геологического строения месторождений и особенностей вещественного состава руд широко привлекаются работники тематических партий и научно-исследовательских институтов.

В последнее время при детальной разведке месторождений широкое применение находят методы фотогеологической документации. Главным достоинством фотодокументации по сравнению с обычными зарисовками является возможность получения объективных, точно соответствующих заданному масштабу материалов. Систематическая, правильно организованная фотодокументация нередко выявляет особенности геологического строения, трудно улавливаемые при обычной документации, и дает ценную дополнительную информацию. Информативность фотометодов может быть существенно повышена применением специальных методов съемки (Красильщиков, Егоров, 1971). Фотодокументация позволяет также несколько сократить время, затрачиваемое на документацию в забое. При этом, правда, значительно увеличивается время на камеральную обработку (изготовление фотокопий и их геологическая дешифровка). Однако сокращение времени нахождения в забое является важным прогрессивным моментом фотодокументации, особенно в условиях скоростной проходки выработок.

Заслуживает внимания метод фотодокументации, предложенный В. Е. Вишняковым (ЗабНИИ) и заключающийся в том, что документатор производит фототрафирование на цветных обратимых материалах и параллельно записывает свои геологические наблюдения посредством портативного магнитофона. Затем в камеральном помещении обработанные цветные диапозитивы

проектируются на экран и дешифрируются с помощью магнито-фотной записи.

Дешифрованные материалы при фотодокументации могут иметь вид обычных зарисовок, получаемых копированием с фотоснимков или фотоснимков, с дополнительно нанесенными условными знаками (рис. 15). При разведке урановых месторождений фотодокументация, как и обычная документация, обязательно сопровождается радиометрическими измерениями.

Изучение вещественного состава и технологических свойств руд на стадии детальной разведки производится с полнотой, обеспечивающей получение всех необходимых данных для составления проекта обогатительной фабрики. В процессе изучения технологических свойств получаемая при детальной разведке информация должна характеризоваться:

- 1) способность руд к механическому обогащению при дроблении и грохочении горной массы;
- 2) способность руд к обогащению путем радиометрической сортировки в емкостях (вагонетках, самосвалах и т. д.);
- 3) способность руд к радиометрическому обогащению на сепараторах и основные технико-экономические показатели сепарации;
- 4) основные технико-экономические показатели гидрометаллургического передела руд по выбранным оптимальным схемам.

Изучение всех этих свойств производится путем специального опробования, методика которого излагается далее.

Изучение горнотехнических условий эксплуатации месторождений на стадии детальной разведки осуществляется в процессе проходки подземных горных выработок. В случаях несложных гидрогеологических и инженерно-геологических условий отработки месторождений соответствующие исследования ограничиваются режимными наблюдениями за количеством откачиваемой (из шахты) или удаляемой самоналивом (из штольни) из выработок воды, а также данными по крепости, устойчивости, разрыхляемости и т. п. руд и вмещающих пород, получаемыми в процессе проходки.

При сложных гидрогеологических и инженерно-геологических условиях наблюдения в проходимых подземных выработках на участках детализации дополняются гидрогеологическими исследованиями, производимыми на специальных кустах гидрогеологических скважин, равномерно располагаемых по всей площади месторождения, специальными исследованиями физико-механических свойств пород и руд и т. п.

Специальная методика изучения горнотехнических условий эксплуатации применяется при разведке месторождений, намечаемых к отработке способом подземного выщелачивания. При этом особенно тщательно изучается гидрогеологический разрез по всей площади месторождения, устанавливается наличие водоносных и водоупорных горизонтов, определяются особенности динамики

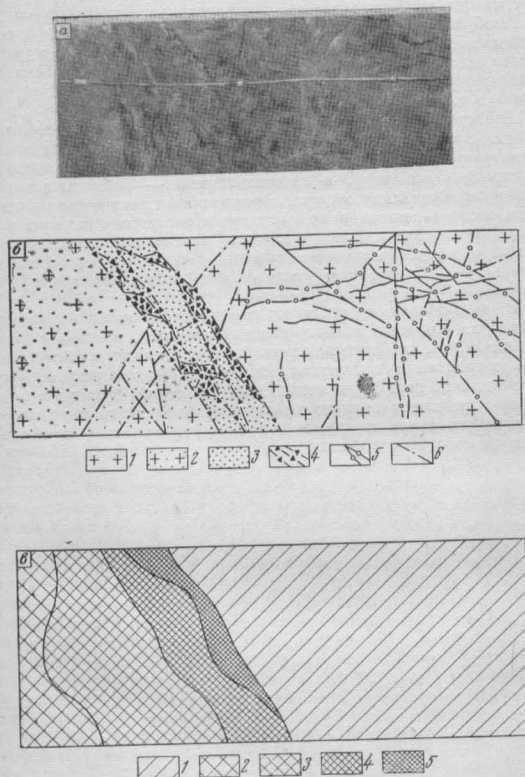


Рис. 15. Пример документации разведочного штофа на месторождении с жильно-образными трещинно-метасоматическими залежами малой мощности.

а — фотодокументация стенки штофа;
 б — геологическая дешифровка фотодокументации;
 в — геологическая карта участка разведки;
 1 — граниты; 2 — метасоматические изометаморфные граниты; 3 — метасоматиты; 4 — руды;
 5 — брекчия; 6 — карбонатные прожилки; 7 — «сухие» трещины;
 8 — результаты радиометрических измерений;
 9 — радиоактивность пород до 50 мкР/ч; 10 — 50–100 мкР/ч; 11 — 100–500 мкР/ч; 12 — 500–1000 мкР/ч; 13 — более 1000 мкР/ч

ОПРОБОВАНИЕ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА МЕСТЕ ЗАЛЕГАНИЯ

подземных вод, направление и скорости их фильтрации и т. д. На выбранных типовых опытных участках производится бурение специальных скважин и выполняются пробные закачки в рудный пласт реагентов и откачки фильтрата с определением особенностей фильтрации, полноты извлечения компонентов, расхода реагента и т. п.

Обычно на ранних стадиях подобных исследований ограничиваются проходкой линии скважин вдоль вероятного направления фильтрации подземных вод, в котором крайние скважины являются закачной и откачной, а промежуточные — наблюдательными. При этом определяют скорости фильтрации и изменения в химическом составе реагентов при движении растворов, выбирают режимы фильтрации и концентрацию реагентов в закачиваемом растворе и др. Постановке опытов обязательно предшествуют детальные лабораторные исследования вскрываемости руд на пробах.

В дальнейшем в пределах опытных участков выбираются блоки для опытного полного выщелачивания. Закачные и откачные скважины при этом или располагают линиями вкрест вероятного направления фильтрации, или размещают закачные в центре, а откачные по периферии испытываемых блоков. В процессе испытаний определяют полноту извлечения металла из недр, нормы расхода реагентов и другие технико-экономические показатели данного способа обработки.

В отличие от месторождений нерадиоактивных полезных ископаемых на урановых месторождениях классические методы химического опробования с отбором проб отошли на второй план. Они применяются только в качестве контрольных операций, а также для определения в урановых рудах сопутствующих компонентов и общего химического состава.

Высокая радиоактивность урановых руд и достаточно четкая корреляция содержания урана и его продуктов распада с содержанием урана позволили радиометрическими методами с высокой точностью выполнять массовые анализы при разведке месторождений. Для этих целей была создана полевая и рудничная портативная радиометрическая аппаратура, которая дала возможность в подавляющем большинстве случаев отказаться от отбора проб и проводить опробование руды по разведочным выработкам непосредственно на месте ее залегания.

Дальнейшему прогрессивному развитию методов радиометрического опробования в значительной мере способствовало внедрение в последние годы электронных вычислительных машин (ЭВМ), которые могут достаточно быстро обрабатывать большие цифровые массивы и выдавать уже средние величины искомых геологических параметров для подсчета запасов урана по рудному телу или месторождению.

В настоящее время широко используется несколько методов опробования руд на месте их залегания: гамма-каротаж разведочных скважин, гамма-опробование рудных тел, выходящих на дневную поверхность или вскрытых горноразведочными выработками, гамма-опробование рудных тел по шпурам, пройденным с поверхности или из горных выработок. Подобными же способами при необходимости могут быть опробованы штабеля добытых руд, закладка очистных блоков, руда в больших транспортных емкостях и т. п.

1. ГАММА-КАРОТАЖ РАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН

При разведке урановых месторождений основным видом геологоразведочных работ остается колонковое и другие виды бурения. В свою очередь результаты гамма-каротажа скважин в большинстве случаев являются основным или даже единственным методом

количественного опробования урана для подсчета запасов. Это предъявляет особенно высокие требования к выполнению и интерпретации каротажа и, в свою очередь, для ускорения и удешевления работ позволяет переходить на бескерновое бурение скважин.

Гамма-каротаж используется в качестве метода определения практически на всех этапах геологоразведочных работ и для всех 12 морфологических типов урановых месторождений. Для большинства этих типов он является основным способом опробования и лишь для наиболее сложных — вспомогательным.

Приоритет в разработке и широком внедрении в практику урановой промышленности методов каротажа принадлежит советским ученым. Теория гамма-каротажа и основы интерпретации каротажных диаграмм впервые были сформулированы А. П. Казанским (1939 г.). Позднее Г. В. Горшковым, Л. М. Курбатовым, А. Г. Грамаковым и В. А. Шаком этот метод был предложен для расчленения стратиграфических горизонтов по скважинам. Современная методика гамма-каротажа для подсчета запасов разработана А. К. Овчинниковым, Т. Ф. Ивашенко, С. А. Супне и другими геофизиками. В последующие годы большой объем теоретических и экспериментальных работ по вопросам гамма-каротажа выполнен Г. М. Воскобойниковым, В. Л. Шапкинским, С. Г. Тронским, И. М. Хайковичем и многими другими исследователями.

МЕТОДИКА И АППАРАТУРА

Гамма-каротаж представляет собой измерение интенсивности естественного гамма-излучения вдоль оси скважин с целью определения концентрации радиоактивных элементов (для поисков и опробования руд или литологического расчленения разреза). Количественные соотношения концентрации радиоактивного вещества в рудном пласте C , его мощности h , площади гамма-аномалии S и максимальной интенсивности в центре пласта $I_{\max}$ основаны на показателем закона поглощения гамма-излучения при прохождении через вещество. Указанные величины связаны между собой равенствами через коэффициент пропорциональности K_0 , характеризующий максимальную интенсивность гамма-излучения при концентрации радиоактивного вещества, равной единице:

$$C = \frac{S}{K_0 h}; \quad C = \frac{I_{\max}}{K_0}.$$

Эта зависимость справедлива для любого распределения радиоактивного вещества по мощности рудного тела при условии равенства плотности руды и породы по скважине. Если эти плотности отличаются не более чем в 1,5 раза в ту или иную сторону, погрешность в определении содержания урана будет меньше 10%. При необходимости величина плотности руды может учитываться в процессе интерпретации.

Так называемая насыщенная мощность рудного тела, при которой интенсивность гамма-излучения в центре пласта достигает максимального значения, зависит (обратно пропорциональна) от плотности руд и уменьшается с 1,3 м при плотности 1,5 г/см³ до 0,65 при плотности 3 г/см³.

Гамма-каротаж мелких скважин (до 100 м) выполняется легкими каротажными радиометрами вручную, глубоких — специальными каротажными станциями на автомашинах, оборудованных механической лебедкой для спуска и подъема каротажной гильзы, измерительным блоком станции с пультом управления, самопишущим гальванометром. В настоящее время наиболее распространенными каротажными приборами являются: КРТ («Рида»), КРЛ-М («Истра»), РАРК, РКР («Рекорд») на газоразрядных счетчиках, «Зонд», ПРК-2 («Виток-4»), «Агат-69», КУ-59, СРП-2-К — на сцинтилляционных детекторах гамма-излучения. Сцинтилляционные счетчики, обладающие очень высокой интегральной чувствительностью к естественному гамма-излучению, дают наилучшие результаты при поисковом каротаже и расчленении геологических разрезов по естественной радиоактивности. Детализацию же аномалий для последующей количественной интерпретации иногда удобнее проводить с небольшими газоразрядными счетчиками (например, МС-11, МС-13, МС-14).

При использовании для количественных определений сцинтилляционных детекторов они экранируются цилиндрическим свинцовым экраном толщиной 1—1,5 мм, благодаря чему устраняется зависимость показаний прибора от вещественного состава руд и исключается влияние рассеянного гамма-излучения точечного источника при градуировании приборов. Градуирование каротажных радиометров производится с помощью стандартных радиевых источников гамма-излучения. Это позволяет учитывать изменение чувствительности приборов во времени и дает возможность пользоваться для одностинных радиометров постоянными пересчетными коэффициентами, с помощью которых производится определение содержания урана в руде.

Каротажные работы проводят сразу же после окончания буровых работ и проведения 2—3-часовой промывки (или продувки) скважины. Это мероприятие исключает влияние продуктов распада радона, значительная концентрация которых может привести к искажению результатов и к появлению ложных аномалий в эмигрирующих породах. Процесс каротажа состоит из двух этапов. Вначале на большой скорости при спуске прибора выявляются рудные интервалы и изучается радиоактивность горных пород по всему разрезу. Затем на малой скорости при подъеме гильзы производится детализация выявленных гамма-аномалий для их последующей интерпретации.

В зависимости от типа каротажной станции, а также последующего способа интерпретации (интегрального или дифференциального) существуют два способа записи результатов каротажа:

непрерывная автоматическая регистрация самописцем или дискретная запись через определенные интервалы (ручная или автоматическая). При непрерывной регистрации скорость каротажа при подъеме гильзы обычно равна 150 м/ч для газоразрядных счетчиков и 500 м/ч — для сцинтилляционных. При детализации гамма-аномалий скорость снижается примерно в 3 раза. Скорость спуска скважинного снаряда со сцинтилляционным детектором может допускаться до 2000 м/ч, но в аномальных интервалах (отмечаемых по стрелочному индикатору) она снижается до 200 м/ч. Дискретная запись проводится через интервалы от 0,1 до 1 м в зависимости от мощности рудного тела и степени неравномерности оруденения.

Достоверность первичных материалов гамма-каротажа определяется при внутреннем контроле следующими требованиями: погрешность в расчете глубин не более 0,2%, погрешность в определении площади аномалии (или $I_{\max}$) не более 10%.

ИНТЕГРАЛЬНЫЙ СПОСОБ ИНТЕРПРЕТАЦИИ ГАММА-КАРОТАЖНЫХ ДИАГРАММ

Гамма-каротажные диаграммы по аномальным участкам для интерпретации подготавливаются в масштабе 1:50. На них производится привязка глубин и перевод показаний радиометров в микро рентгены в час по данным градуировки.

В зависимости от характера гамма-каротажных диаграмм существует несколько приемов определения мощности (границ) рудного тела: способ $1/2 I_{\max}$, способ $Z_{1/2}$, способ заданной бортовой интенсивности $I_{\text{борт}}$, способ Z_0 .

Способ $1/2 I_{\max}$ больше всего подходит для рудных тел со сравнительно равномерным распределением оруденения и достаточной мощностью (более 0,5 м). Границы рудного тела определяются на диаграмме по точкам А и Б, с интенсивностью гамма-излучения, равной половине максимальной (рис. 16). Погрешность определения мощности рудного интервала в этом случае не превышает 10%.

При наличии резкой границы раздела руды и пустой породы для определения мощности удобнее использовать так называемый способ Z_0 , который дает хорошие результаты независимо от величины мощности рудного тела. Для этого по гамма-каротажной диаграмме сначала определяется отрезок Z_0 , получаемый путем продолжения прямолинейных частей крыльев гамма-аномалии до пересечения с линией фона (рис. 17, а). Затем по палетке зависимости $2I_0$ от диаметра скважины $2R_0$ и плотности руды (рис. 17, б) графически определяют величину $2I_0$. Поскольку значения величины отрезка зависят не от мощности рудного пласта, а только от плотности руды и диаметра скважины, мощность определяется из простого соотношения (при угле встречи пласта и скважины $\alpha = 90^\circ$) $h = Z_0 - 2I_0$. Если угол встречи пласта и скважины α менее 90° , то истинная мощность h определяется из равенства $h = Z_0 \cdot \sin \alpha - 2I_0$.

Рис. 16. Определение мощности пласта (h_c) и содержания урана в единичном пласте достаточной мощности.

н. ф. — натуральный фон;
 h_c — стволная мощность;
 S — площадь аномалии;
 $I_{\max}$ — максимальная интенсивность.

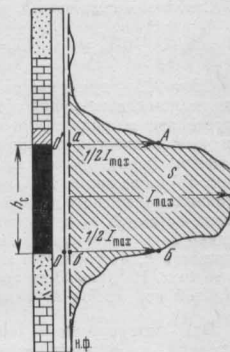


Рис. 17. Определение мощности рудного тела способом Z_0 .

а — графическое определение Z_0 по каротажной диаграмме, б — зависимость $2I_0$ от диаметра скважины $2R_0$ при различной плотности руды: 1 — 1,5 г/см³; 2 — 2,0 г/см³; 3 — 2,5 г/см³; 4 — 3 г/см³; 5 — 3,5 г/см³.

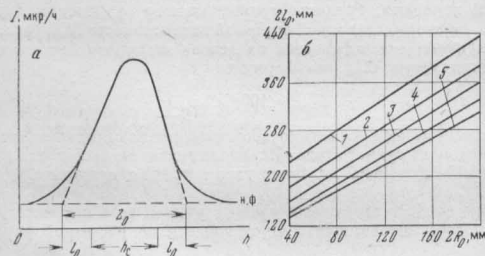
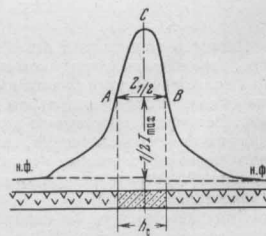


Рис. 18. Определение мощности рудного тела по каротажной диаграмме способом $Z_{1/2}$.



Стволовая мощность h_c в этом случае вычисляется по формуле

$$h_c = Z_0 - \frac{2I_0}{\sin \alpha}.$$

Способ $Z_{1/2}$ применяется в случаях резкой границы перехода для малоомощных рудных тел ($h < 0,5$ м). Для этого (рис. 18) определяют ширину гамма-аномалии $Z_{1/2}$ между точками, в которых интенсивность радиации равна половине максимальной (за вычетом фона). Далее с помощью специальной номограммы (рис. 19) по величине $Z_{1/2}$ находят мощность h . Если угол встречи скважины и рудного тела близок к 90° , то стволовая мощность h_c равна истинной h . В противном случае величину $Z_{1/2}$ предварительно надо умножить на $\sin \alpha$ и по номограмме найти истинную мощность h , а стволовую мощность рассчитать по формуле $h_c = h / \sin \alpha$. На диаграмме границы рудного тела наносят от вертикальной оси по $1/2 h$ в каждую сторону.

При интерпретации гамма-каротажных диаграмм сложного строения, характерных для тел с неравномерным орудением и отсутствием резких границ между рудными телами и вмещающими породами, границы промышленного орудения определяются по способу заданной бортовой интенсивности $I_{\text{борт}}$ (рис. 20). Эта величина рассчитывается на основе заданного бортового содержания урана $C_{\text{борт}}$ по формуле

$$I_{\text{борт}} = 100 K_0 C_{\text{борт}}.$$

Указанные методы позволяют достаточно точно определить стволовую мощность рудного тела. Истинная мощность находится путем умножения стволовой на синус угла встречи скважины с рудным телом.

Определение содержания урана в рудном теле при интегральном способе интерпретации производится по расчетной формуле

$$C[\%] = \frac{S [\text{мкР/ч} \cdot \text{см}]}{100 K_0 \left[\frac{\text{мкР/ч}}{0,01\%} \right] h [\text{см}]}.$$

Площадь аномалии S заключена в пределах замкнутого контура, ограниченного графиком гамма-каротажа, линиями нормального поля, границами пласта и осью глубин (см. рис. 16, 18, 20). Она определяется планиметром в микро рентгенах в час на сантиметр. Величина пересчетного коэффициента K_0 зависит от спектра первичного гамма-излучения, вещественного состава руд, выражаемого через эффективный атомный номер $Z_{\text{эф}}$, а также от спектральной чувствительности гамма-детекторов и плотности стенки скважинного снаряда.

Для известных типов каротажных радиометров с газоразрядными счетчиками (серии МС) и для сцинтилляционных детекторов,

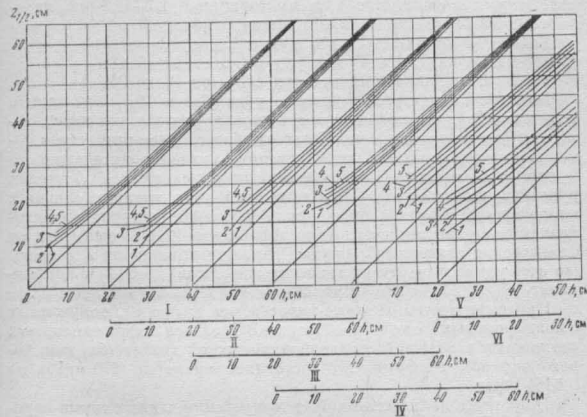


Рис. 19. Номограмма для определения мощности рудного тела способом $Z_{1/2}$.

Диаметры скважин:

$1 - 40$ мм; $2 - 80$ мм; $3 - 120$ мм; $4 - 200$ мм;
 $5 - 300$ мм. Плотность руд: I — $3,5$ г/см³; II —
 $3,0$ г/см³; III — $2,5$ г/см³; IV — $2,0$ г/см³; V —
 $1,5$ г/см³; VI — $1,25$ г/см³.

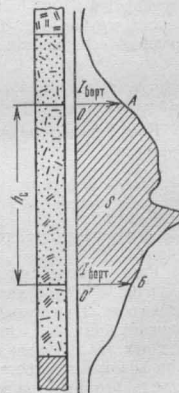


Рис. 20. Определение мощности и содержания урана в пачке пластов по бортовой интенсивности.

h_c — мощность (стволовая) рудной пачки с промышленным содержанием урана

помещенных в свинцовые экраны толщиной 1,3–1,5 мм, пересчетный коэффициент K_0 принимается равным:

120 мкР/ч на 0,01% U для руд с $Z_{\text{эф}} < 10$;

115 мкР/ч на 0,01% U для руд с $Z_{\text{эф}}$ от 10 до 18;

110 мкР/ч на 0,01% U для руд с $Z_{\text{эф}}$ от 18 до 24.

Высокие концентрации урана в руде (более 1%) значительно повышают $Z_{\text{эф}}$, что приводит к занижению результатов интерпретации. Для исключения подобных ошибок следует привести с помощью специальных таблиц измеренные значения интенсивности к нормальным значениям, полученным в условиях $Z_{\text{эф}}$ пустых рудовмещающих пород. Приближенный учет влияния высоких концентраций урана в руде можно также выполнить корректировкой величины пересчетного коэффициента K_0 в зависимости от фактических значений $Z_{\text{эф}}$ руды. Так, при повышении $Z_{\text{эф}}$ среды (за счет урана или других тяжелых элементов) до 30–35 коэффициент $K_0 \approx 100$ мкР/ч, при $Z_{\text{эф}} = 40$ $K_0 \approx 90$ мкР/ч и т. д.

При интерпретации гамма-каротажных диаграмм, полученных с вольтфрамowymi счетчиками (серии ВС) или сцинтилляционными счетчиками в обычной стальной каротажной гильзе (без свинцового экрана), величина K_0 составляет примерно 170 мкР/ч на 0,01% урана.

В процессе количественной интерпретации данных гамма-каротажка как при определении содержания, так и при расчете мощности рудного тела вводится ряд поправок, учитывающих радиоактивное равновесие радия и урана K_{pp} , эманирование руд Π_r , поглощение гамма-излучения в буровом растворе и воде Π_b и обсадных трубах Π_t . Введение всех этих поправок при расчете среднего содержания осуществляется по формуле

$$C = \frac{S\Pi_r\Pi_b}{K_0K_{\text{pp}}h \cdot 100} [\%].$$

Коэффициент радиоактивного равновесия рассчитывается по формуле

$$K_{\text{pp}} = 2,94 \cdot 10^6 \frac{C_{\text{Ra}}}{C_U},$$

где содержания урана и радия даны в одинаковых весовых единицах.

Радиохимический анализ проб для расчета содержаний радия и урана в рудах месторождения проводится параллельно с его разведкой. При этом устанавливается региональная и локальная изменчивость K_{pp} по площади месторождения и по мощности рудных тел. Проверяется возможность избирательного вымывания водой в процессе бурения урана и радия из зерна и околоствольного пространства. На основе этих экспериментов может быть вычислено разное значение K_{pp} для разных участков месторождения или принята усредненная его величина.

Поправки на поглощение гамма-лучей в обсадных трубах или глинистом растворе (воде) удобнее вводить в виде коэффициентов Π_t и Π_b в относительных единицах, которые компенсируют поглощение γ -лучей обсадными трубами и слоем бурового раствора. При этом толщина слоя воды рассчитывается как половина разности диаметров скважины и каротажной гильзы. Экспериментальные графики для расчетов этих поправок приводятся на рис. 21 (счетчики МС в стальной гильзе 4–5 мм). Расчет поправки на поглощение гамма-излучения в воде выполняется с учетом кавернограмм, которые вычерчиваются на каротажной диаграмме.

Вопрос учета эманирования руд в скважине пока не решен полностью. Обычно поправка на эманирование не вводится.

Для высокоэманлирующих руд при интенсивной промывке скважин перед проведением каротажка Г. Ф. Новиков и Ю. Н. Капков (1965) предлагают вводить поправку, учитывающую потерю гамма-излучателей с эманацией

$$\Pi_z = \frac{1}{1 - \alpha_1}.$$

Эффективный коэффициент эманирования руд в скважину α_1 может быть определен из равенства

$$\alpha_1 = \frac{S_0 - S}{S},$$

где S_0 и S — соответственно площади каротажных кривых при отсутствии выхода эманации из рудного тела и наличии эманирования.

Эффективный коэффициент эманирования определяется экспериментально в специальных скважинах, которые каротируются сразу после промывки и обсадки и спустя 2–3 дня, когда наступит диффузионное равновесие радона и радия в околоствольном пространстве. Опытные работы показывают, что эффективный коэффициент эманирования α_1 примерно в 2 раза меньше истинного коэффициента эманирования α , определяемого по керну.

При введении поправок на эманирование следует учитывать случаи появления в скважинах обильных радоновых вод из рудных пластов экзогенных месторождений, которые могут исказить картину гамма-каротажка в сторону завышения показателей. В этих случаях поправка на эманирование может оказаться меньше единицы.

Для исключения влияния радона при каротаже подобных скважин, особенно когда пластовое давление вод превышает гидростатическое давление столба буровой жидкости, применяются

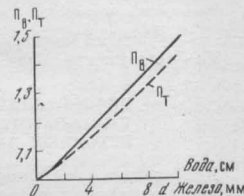


Рис. 21. Графики поправок на поглощение в обсадных трубах (Π_t) и буровом растворе (воде) (Π_b). d — толщина слой

заполнение скважины перед каротажем затворными жидкостями. Эти жидкости, представляющие собой насыщенные солью или кальцинированной содой глинистые растворы, практически не растворяют радон и обладают способностью выводить его из раствора с пузырьками газа в атмосферу в течение 3—4 часов.

Если урановые руды содержат торий, то следует ввести поправку на его гамма-излучение или по гамма-спектрометрическим измерениям или на основании радиохимических анализов представительных проб керна. Второй способ точнее. С учетом поправки на торий расчетная формула примет вид:

$$C = \frac{\Sigma \Pi_1 \Pi_2 \Pi_3}{K_{\text{пр}} K_{\text{гб}} \cdot 100} - \gamma \text{Th} \frac{\Pi_4}{K_{\text{пр}}} [\%],$$

где γ — урановый эквивалент тория, равный обычно 0,45;
Th — содержание тория в руде, %.

ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНАЯ ИНТЕРПРЕТАЦИЯ ГАММА-КАРОТАЖА С ДИСКРЕТНОЙ ЗАПИСЬЮ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ

Дифференциальная интерпретация гамма-каротажа позволяет получить детальную характеристику изменения содержания урана в оси скважины по интервалам в 5—10 см и более. Величину этого интервала принято называть «шагом квантования». Применение для дифференциальной интерпретации ЭВМ помимо резкого повышения производительности позволяет получать в удобной форме цифровую информацию для расчетов количественных характеристик изменчивости оруденения. Поэтому результаты дифференциальной интерпретации гамма-каротажа могут быть использованы для изучения характеристик пространственной изменчивости оруденения, расчета характеристик контрастности руды и оценки перспектив радиометрического обогащения, а также многовариантного подсчета запасов при различных кондициях для оконтуривания рудных тел, выбора оптимальных кондиций на основе технико-экономического анализа вариантов подсчета и способов обработки месторождения с различной степенью селективности добычи руды.

Дифференциальная интерпретация каротажа является типичной обратной геофизической задачей и заключается в определении содержаний $q(x)$ в элементарных пластах, на которые условно расчленяется рудное тело, по величине гамма-излучения $I(z)$, измеряемой в скважине. Эта задача сводится к решению интегрального уравнения вида

$$I(z) = K \int_{-\infty}^{+\infty} \psi(z-x) \cdot q(x) \cdot dx.$$

Суть всех способов дифференциальной интерпретации — приближенное решение этого интегрального уравнения на основе того или иного расчетного алгоритма.

Впервые И. Скотт (Scott, 1963) предложил интегральное уравнение заменить системой линейных уравнений, допуская равномерное распределение оруденения в элементарном пласте, линейное изменение коэффициента поглощения, одинаковую плотность руды и пород,

$$I_i(z) = \frac{K_i \sum_j a_j q_j}{\sum_j a_j}; \quad i = (1, \bar{n}),$$

где K_i — коэффициент, учитывающий поглощение гамма-излучения в буровом растворе и обсадных трубах, а также радиологические особенности руд;

q_j — содержание в j -ом пласте, удаленном от i -го пласта на расстояние $\pm jh$; $j = (0, \bar{n})$;

a_j — элементарные множители, определяемые формой элементарной гамма-аномалии (коэффициенты прямой матрицы).

Для решения системы уравнений был использован метод последовательных приближений.

Позднее Рёслер (Rosler, 1965) предложил другой вариант алгоритма для дифференциальной интерпретации гамма-каротажа, более экономный по объему вычисления. Определение содержаний в элементарных пластах q_i при этом алгоритме производится умножением значений измеренной гамма-радиации I_j на коэффициенты обратной матрицы a_j

$$q_i = \frac{1}{K_i} \sum_j a_j \sum_j \bar{a}_j I_j.$$

На основе алгоритма Рёслера разработаны достаточно простые программы дифференциальной интерпретации на малых вычислительных машинах типа «Проминь» и «Целлатрон-2», весьма удобных для рудников и полевых партий, удаленных от вычислительных центров. Имеется еще ряд упрощенных алгоритмов, в частности алгоритм Д. Ф. Зимина и С. С. Малахова, алгоритм Д. П. Бобринского, Кузнецова М. П., Лели А. Г. (1969) и др.

Более простые способы дифференциальной интерпретации с использованием простых вычислительных средств (например, портативных счетных машинок), как правило, играют подчиненное значение. Для интерпретации гамма-каротажа с использованием вычислительных центров К. И. Володиным, Ю. В. Родиныным (1969) на основе алгоритма, близкого к алгоритму Скотта, составлена программа «Каротаж». Вычислительная схема этой программы такова. Аномальная зона условно разделяется на N элементарных пластов мощностью h , центры которых отвечают

точкам измерения при коротаже. В качестве первого приближения содержание в i -ом элементарном пласте принимается равным

$$q_i^{(1)} = \frac{I_i^{(0)}}{(1-\Pi_b)(1-\Pi_r)K_{rp}} = \frac{I_i^{(0)}}{K_i},$$

где I_i — интенсивность гамма-излучения, измеренная в центре i -го пласта, выраженная в единицах содержания урана;

K_{rp} — коэффициент радиоактивного равновесия;

Π_b и Π_r — поправка на поглощение в воде и обсадных трубах.

Сложением всех элементарных аномалий от пропластков с содержанием $q_i^{(1)}$ рассчитывается суммарная кривая интенсивности гамма-излучения для всего интерпретируемого интервала. Интенсивность в i -ой точке определяется выражением

$$I_i^{(1)} = \frac{K_i \sum_j a_j q_j^{(1)}}{\sum_j a_j},$$

где a_j — амплитуды гамма-аномалии элементарного пласта на расстоянии jk ; $j = (0, \bar{n})$, нормированные по максимальной интенсивности.

Расчитанная аномалия затем сравнивается с кривой гамма-каротаж. Если они расходятся, содержания в элементарных пластах исправляются на величину, равную разности интенсивностей суммарной и исходной кривых гамма-каротаж в каждой сравниваемой точке:

$$q_i^{(2)} = q_i^{(1)} + (I_i^{(1)} - I_i^{(0)}),$$

где $q_i^{(2)}$ — содержание в i -ом пласте для второй итерации.

В том случае, когда некоторые из значений $q_i^{(2)}$ оказываются отрицательными (за счет ошибок измерений), они заменяются нулями. Поскольку такая замена приводит к изменению исходного линейного запаса, значения $q_i^{(2)}$ нормируются на эту величину:

$$q_i^{(2)}(\text{испр}) = \frac{q_i^{(2)}}{P},$$

где

$$P = \frac{\sum_{i=1}^N q_i^{(2)}}{\sum_{i=1}^N q_i^{(1)}}.$$

Вычисления повторяются до совпадения с заданной точностью расчетной кривой с кривой гамма-каротаж.

Для устранения погрешностей при исключении отрицательных величин применяется нормировка относительно исходного значения суммарного линейного запаса, при которой ненулевые значения содержания в k -ом итерационном цикле определяются по формуле

$$q_i^{(k)} = \frac{1}{P} [q_i^{(k-1)} + (I_i^{(k-1)} - I_i^{(0)})].$$

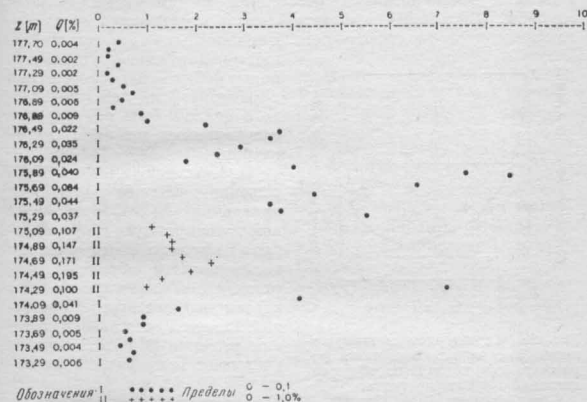


Рис. 22. Пример печати результатов автоматической дифференциальной интерпретации гамма-каротаж печатающим устройством ЭЦВМ «Минск-32», По И. Крестьяну.

Z — отметки глубин по скважине; Q — содержание урана

Значения коэффициентов a_j , т. е. относительных амплитуд единичной гамма-аномалии, могут быть рассчитаны или с помощью кривых насыщения, или по специальным номограммам, учитывающим диаметр скважины и плотность руды.

Дифференциальная интерпретация дает вполне удовлетворительные результаты при оценке содержания как в отдельных элементарных пластах, так и по всему интервалу интерпретации, если погрешности измерений не превышают $\pm 10\%$. В этом случае максимальные значения относительной погрешности отдельной оценки не превысят 25%. Оптимальное число итераций (повторных решений на ЭВМ) зависит от уровня погрешности к контрастности оруденения, но оно не должно быть больше 20.

Для представления данных гамма-каротаж в цифровой форме может быть использована специальная система кодирования,

состоящая из переносного блока промежуточной памяти (на базе магнитофона) и стационарного блока — кодирующего устройства, предназначенного для представления первичной информации, записанной магнитофоном, в цифровом виде. Для каждого шага квантования кодирующим устройством формируется пятиразрядное десятичное число. Три первых разряда представляют собой число импульсов гамма-активности, два последних — время прохождения гамма-датчиком расстояния между двумя метками глубины. С помощью перфоратора числа пробиваются на перфоленте в двоично-десятичном коде. Для тяжелых коротажных станций кодирующее устройство может работать непосредственно с радиометром, ледбика которого должна быть оборудована специальным датчиком меток глубин.

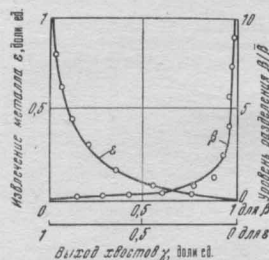


Рис. 23. Характеристика контрастности (β) и кривая излучения (ε), рассчитанные по данным дифференциальной интерпретации. По К. И. Володину, Ю. В. Ронину. Кружочками показаны данные лабораторных исследований для класса крупности 100/75 мм

тации полевых измерений, выполненных цифровым радиометром (DKR), и для интерпретации цифровой записи измерений с помощью графо-цифрового преобразователя.

Пример печати результатов автоматической дифференциальной интерпретации гамма-картажа печатающим устройством ЭЦВМ «Минск-32» (содержания радиоактивного вещества в элементарных слоях и цифровая запись) приведен на рис. 22.

Сопоставление результатов дифференциальной интерпретации гамма-картажных кривых по скважинам с результатами лабораторных исследований обогатимости технологических проб по ряду месторождений показало, что результаты дифференциальной интерпретации при шаге измерений 10 см позволяют получить оценку характеристик радиометрической контрастности средних классов крупности добытой руды с достаточной точностью. Это хорошо иллюстрируется на рис. 23, на котором характеристики контрастности β и кривые излучения ε, полученные по лабора-

торным исследованиям класса крупности 100/75 мм и по результатам дифференциальной интерпретации, практически совпадают.

2. ГАММА-ОПРОВОБОВАНИЕ РУДНЫХ ТЕЛ ПО СТЕНКАМ ГОРНЫХ РАЗВЕДОЧНЫХ ВЫРАБОТОК

Метод гамма-опробования позволяет определить содержание урана и мощность рудных тел на месте их залегания без отбора бороздовых, задириковых или иных проб. Для решения этой задачи необходимо из общей интенсивности гамма-излучения в горной выработке выделить ту ее часть, которая характеризует содержание радиоактивных компонентов на опробуемом интервале рудного тела. Это достигается с помощью специальных свинцовых экранов или путем использования радиометров направленного приема.

Методику гамма-опробования с экранами впервые предложил в 1947 г. А. Г. Грамаков. Позднее она была существенно дополнена В. Л. Шапкинским, М. Б. Ширевой и др. (Грамаков, Шапкин, Ширяева, 1959). В. Е. Супонев разработал для гамма-опробования так называемые оборотные экраны. Аппаратуру и методику гамма-опробования с радиометрами направленного приема предложили в 1955 г. В. М. Нилов, Е. А. Богданович и др. Позднее эта аппаратура была значительно улучшена В. П. Бовиным (1962).

Свинцовые экраны известны двух типов: цилиндрический с продольной щелью и цилиндрический с окном в торце. Щелевые экраны могут применяться в любых радиометрах, торцовые — только со сцинтилляционными датчиками.

Для выделения гамма-излучения опробуемого участка необходимо провести два замера: с открытой и закрытой щелью экрана. Полученный разностный эффект ΔI составляет долю излучения α, поглощаемого свинцовым экраном, от некоторой части f интенсивности излучения бесконечного пласта I₀ с той же концентрацией урана:

$$\Delta I = \alpha f I_0.$$

Коэффициент f определяется геометрией экрана. Поскольку интенсивность гамма-излучения I₀ пропорциональна содержанию урана C и коэффициенту пересчета K для насыщенного пласта, т. е. I₀ = KC, то

$$C = \frac{\Delta I}{\alpha f K}.$$

Отсюда пересчетный коэффициент K₀, учитывающий геометрию экрана f и толщину свинцового вкладыша α, которым удобно пользоваться для расчета содержаний C по разностному эффекту ΔI в насыщенном пласте, будет равен K₀ = αfK и расчетная формула примет вид

$$C = \frac{\Delta I}{K_0}.$$

$I_{\text{фон}}$ — мешающее излучение (фон);
 I_0 — полезный сигнал от руды под датчиком радиометра; $I_{\text{оп}}$ — излучение прилегающих участков руды

в мелких скважинах, по стенкам горных выработок с компенсацией

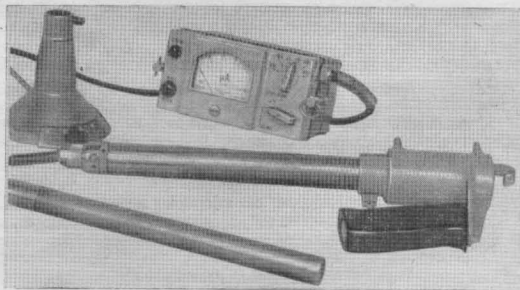


Рис. 25. Общий вид радиометра со свинцовым экраном для гамма-опробования («Дедал»)

фона. При необходимости этот радиометр комплектуется отдельным портативным пересчетным прибором (ПРК 4-01) с объемом счета 10^6 импульсов. Основная погрешность измерения этих

приборов $\pm 10\%$. На рудниках с очень большими объемами гамма-опробования при эксплуатационных работах, когда хорошо изучены радиологические и химические характеристики руд, удобно использовать радиометры направленного приема со спектрометрическими детекторами. В этих приборах для исключения мешающего излучения использовано различие интегральных аппаратурных спектров немонотонного гамма-излучения радиоактивных руд, которые регистрируются экранированным и неэкранированным спектрометрическим детектором-кристаллом NaI(Tl), окруженным со стороны мешающего гамма-излучения свинцовым экраном.

Резкая анизотропия чувствительности детектора достигается путем регистрации гамма-излучения разной энергии по двум каналам с использованием электрической компенсационной схемы (рис. 26). Уровень дискриминатора основного канала устанавливается на энергетический порог в 300 кэВ, а компенсационного канала — на энергетический порог в 670 кэВ, при котором интенсивность гамма-фона составляет половину от всей величины. Чувствительность компенсационного канала устанавливается в два раза выше чувствительности основного канала.

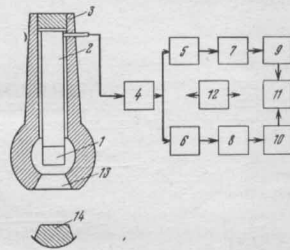


Рис. 26. Блок-схема и датчик радиометра направленного приема со спектрметрическим кристаллом.

1 — кристалл NaI (Tl) 20 × 20 мм; 2 — ФЭУ-31; 3 — свинцовый экран; 4 — усилитель; 5, 6 — интегральные дискриминаторы; 7, 8 — триггеры; 9, 10 — нормализаторы; 11 — разностный измеритель; 12 — питание электросхемы; 13 — окно в экране; 14 — свинцовый вкладыш.

Прибором регистрируется излучение с энергией от 300 до 670 кэВ за вычетом более жесткого излучения. Поэтому на показания прибора может сказаться неоднородность спектральной характеристики пучка гамма-излучения, вызываемая главным образом изменчивостью химического состава рудных тел. Для исключения этого явления эталонирование прибора и расчет переводных коэффициентов следует производить для каждого типа руды, резко отличающегося по величине $Z_{эф.}$

Гравирование приборов для гамма-опробования заключается в определении пересеченного коэффициента K_0 на моделях рудного пласта, хорошо герметизированного и имеющего размеры, достаточные для насыщения по гамма-лучам. Для этого хорошо опробованная дробленая руда засыпается в металлический бак. При плотности руды $1,2 \text{ г/см}^3$ минимальные его размеры $70 \times 60 \times 90 \text{ см}$.

Радиационное равновесие наступает в модели рудного пласта через месяц.

Зная содержание равновесного урана C в руде модели и интенсивность гамма-излучения ΔI в центре модели, величину пересчетного коэффициента K_0 вычисляют по формуле

$$K_0 = \frac{\Delta I}{C}.$$

Пересчетный коэффициент можно определить также по известной площади диаграммы гамма-аномалии S (мкР/ч·см) и мощности рудного тела h

$$K_0 = \frac{S}{Ch}.$$

В этом случае измерения на модели, уложенной в грунт, производят по профилю, проходящему через центр модели. Поскольку содержание C дается для воздушно-сухой руды, в эти расчетные формулы должны быть внесены поправки на влажность B :

$$K_0 = \frac{100I}{(100-B)C}; \quad K_0 = \frac{100S}{(100-B)Ch},$$

где

$$B = \frac{P_{\text{вл}} - P_{\text{сух}}}{P_{\text{вл}}} \cdot 100\%;$$

P — масса руды в некотором объеме.

По методическим приемам гамма-опробование мало отличается от бороздового. Отдельные измерения по профилю при гамма-опробовании руд эквивалентны секциям бороздового опробования. Измерения интенсивности гамма-излучения выполняют по одному или нескольким профилям, расположенным по стенкам или кровле горной выработки, пересекающей рудное тело. Гамма-профили ориентируют по линии максимальной изменчивости изучаемых параметров (m и C), которая отвечает обычно линии мощности рудного тела. Шаг измерений зависит от размеров рудных тел и степени неоднородности оруденения. Расстояние между профилями берется 0,5—2 м. Шаг опробования обычно 0,1—0,5 м, при этом величина шага 0,3—0,5 м характерна для месторождений I и II морфологических групп, для месторождений III—V морфологических групп рекомендуется шаг в 0,1 м. Такой же шаг применяется при гамма-опробовании рудных тел в целях изучения степени контрастности руд в массиве и их радиометрической обогащенности.

При небольших объемах гамма-опробования точнее всего определять значения мощности рудного тела и содержания аналогично интерпретации данных гамма-каротажа. Для этого по каждому профилю строится график интенсивности гамма-излучения по разностному эффекту ΔI . Мощность рудных тел определяется по графикам способами $1/2I_{\text{max}}$, $4/5I_{\text{max}}$ или по заданной

бортовой интенсивности $I_{\text{борт}}$, как было описано в разделе интегральной интерпретации гамма-каротажа. Содержание урана определяется по известной расчетной формуле

$$C = \frac{S}{100K_0h}.$$

Если рудное тело полностью не пересекается профилем или данные гамма-опробования по какой-либо другой причине могут быть представлены только в дискретном виде, то вычисления содержания урана можно проводить, пользуясь другим соотношением

$$C = \frac{\Delta I}{100K_0}.$$

При этом не следует забывать, что для молодых тел или пропластков (менее 0,7 м) эта формула приводит к занижению результатов. Для урановых руд с эффективным атомным номером $Z_{\text{эф}}$, равным 10—18, коэффициент K_0 для приборов «Селен» и «Фон» соответственно равен 18 и 28 мкР/ч на 0,01% равновесного урана. Если поправка на влажность не введена при определении K_0 , то она по тому же способу учитывается в приведенных выше расчетных формулах.

Если пересчетные коэффициенты были рассчитаны для равновесной урановой руды, то в окончательные расчеты содержания урана при гамма-опробовании должны быть введены поправки на коэффициент равновесия между ураном и радием K_{pp} , на эмансирующую способность руды Π , и на урано-ториевое отношение $K_{\text{т/у}}$, если руды содержат торий. Окончательно расчетная формула с этими поправками примет вид

$$C = \frac{S \Pi_{\text{с}}}{100K_0h (K_{\text{pp}} + 0,45K_{\text{т/у}})} [\%]$$

или

$$C = \frac{\Delta I \Pi_{\text{с}}}{100K_0 (K_{\text{pp}} + 0,45K_{\text{т/у}})} [\%].$$

Поправка на эмансирование, как и при гамма-каротаже, равна

$$\Pi_{\text{с}} = \frac{1}{1 - \alpha_1},$$

только эффективный коэффициент эмансирования α_1 здесь рассчитывается как произведение истинного коэффициента эмансирования α на коэффициент P , сложившийся от поглощения гамма-лучей в породе μ , от постоянного распада λ и от скорости диффузии радона D . По И. М. Хайковичу (Гамма-опробование урановых..., 1964), значение коэффициента P можно рассчитать аналитически

$$P = \mu \sqrt{\frac{D}{\lambda}} \cdot l \left(1 + \frac{1}{\mu} \sqrt{\frac{\lambda}{D}} \right).$$

Однако на рудниках предпочтительнее определить его экспериментально из равенства $\alpha_1 = P\alpha$.

Коэффициент P колеблется от 0,5 до 0,9 для всех практических случаев.

Расчет величины P и α может быть выполнен по специальным палеткам (Гамма-опробование урановых руд ..., 1964), а также по экспериментальным работам в естественном залегании. В последнем случае удобнее способ определения P , по герметизации небольшого участка рудного тела специальными синтетическими материалами, используемыми для противорадиационного покрытия выработок (или листом железа). Измерения разностного эффекта ΔI выполняют сразу же после герметизации и периодически в течение 10 дней, пока не установится стационарное состояние. Поправка на эманирование может быть вычислена по формуле

$$P_2 = \frac{\Delta I_k}{\Delta I_n}$$

где ΔI_n — начальная интенсивность гамма-излучения, измеренная сразу же после герметизации рудного тела;

ΔI_k — конечная интенсивность гамма-излучения, измеренная через 10 сут.

Контроль достоверности измерений выполняется по кривой, построенной на основании промежуточных измерений.

Вычисление содержания урана при гамма-опробовании по методу перевода коэффициентов может выполняться по эталонировочной кривой, построенной на основании контрольного бороздового опробования на месторождении как зависимость величин гамма-излучения от содержания урана $\Delta I = f(C)$.

Погрешности гамма-опробования сильно зависят от длины интервала опробования. Если при длине интервала опробования 20 м и более величина относительной ошибки не превышает 5%, то при сравнении результатов по малым интервалам (менее 5 м) эта ошибка может достигать 25%.

В последние годы для интерпретации данных гамма-опробования все шире используются вычислительные машины по аналогичным программам дифференциальной интерпретации гамма-каротажа. На горных предприятиях и в крупных разведочных партиях для этого удобны упрощенные алгоритмы (типа Рёслера и др.) и малые ЭВМ типа «Проминь», «Целлатрон» и др. При необходимости расчета характеристик контрастности руды, изучения подсчетных показателей, многовариантных подсчетов запасов по разным кондициям для технико-экономических анализов возможных способов отработки месторождений удобнее использовать более сложные программы для получения итоговой цифровой информации по гамма-опробованию, что может потребовать обработки первичных материалов на более сложных ЭЦВМ непосредственно в вычислительных центрах.

3. ГАММА-ОПРОВАНИЕ РУДНЫХ ТЕЛ ПО ШПУРАМ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Метод шпурового гамма-опробования рудных тел в горных выработках широко применяется при разведке и эксплуатации урановых месторождений. Поскольку буровзрывной способ проходки горных выработок и отбойки руд в очистных блоках применяется на подавляющем большинстве урановых месторождений, то для шпурового гамма-опробования используются не только специально пройденные разведочные шпуры, но и большое число проходческих шпуров. Специальные разведочные шпуры (глубиной 6 м и более) проходятся для разведки мощных рудных тел, выходящих за пределы горных выработок, при разведке рудных тел из полевых штреков, при разведке параллельных жил, апофиз и прожилков на сложных жильных месторождениях, при системах выборочной отработки рудных блоков и т. п.

Для обеспечения полноты отработки руд в очистных блоках жильных месторождений по стенкам бурятся мелкие контрольные шпуры глубиной 1—2 м для разведки скрытых рудных лиз и апофиз. При слоевых системах выемки рудных тел применяется шпуровое опробование верхнего (или нижнего) очистного слоя для детальной эксплуатационной разведки контура и качества отбавляемой руды.

Проходческие шпуры глубиной 1,5—2 м, которые в большом количестве бурятся при проходке горных выработок, также могут быть использованы (особенно в рудных штреках) для гамма-опробования рудных тел достаточной мощности и с относительно равномерным распределением полезного компонента, в первую очередь на 3, 4, 7 и 9 типах месторождений разведочной классификации.

Большое преимущество шпурового гамма-опробования перед опробованием по стенкам горных выработок — это отсутствие помех от гамма-радиации соседних участков руды и более высокая точность единичных измерений. Недостаток — некоторые сложности при оконтуривании по мощности рудных тел, особенно маломощных (менее 1 м).

Для гамма-опробования мелких шпуров используются рудничные радиометры со шпуровой гильзой, имеющие счетчики СТС с фильтром 2 мм $Al + 2$ мм Pb . В этом случае пересчетный шпуровой коэффициент будет близок к каротажному коэффициенту $K_0 = 115$ мкР на 0,01% урана. Измерения в глубоких шпурах выполняются легкими каротажными радиометрами КРЛ и ПРКС или аналогичными им приборами. При большой мощности рудных тел или полным пересечении шпурами маломощного рудного тела расчет мощности и содержания можно проводить, соблюдая положения интерпретации гамма-каротажа. Это наиболее простые случаи шпурового опробования. Если шпур не вышел за пределы рудного тела, то среднее значение содержания урана $C_{ср}$

рассчитывается по средней интенсивности гамма-излучения в шпуре I_i

$$C_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^n I_i}{100 K_{\text{шп}} n} [\%],$$

где n — число гамма-измерений в шпуре;

$K_{\text{шп}}$ — коэффициент пересчета (для гамма-каротажа), исправленный при необходимости на радиоактивное равновесие, заманивание и присутствие тория.

На месторождениях с большой мощностью рудных тел уточнение пересчетного коэффициента удобнее выполнять методом «валовой пробы». Для этого рудный забой разбуривается серией проходческих шпуров и после их гамма-опробования проводится отпалка. Вся отбитая руда направляется на радиометрическую контрольную станцию (РКС) для радиометрического анализа. Эту операцию можно выполнить по нескольким интервалам проходки выработки. Шпуровой коэффициент рассчитывается по формуле

$$K_{\text{шп}} = \frac{\sum_{i=1}^n I_i}{100 C_{\text{ср}} n} [\text{мкР/ч на } 0,01\% \text{ U}],$$

где $C_{\text{ср}}$ — среднее содержание урана в валовой пробе;

n — число гамма-измерений I_i в шпурах.

При малой мощности рудных тел (около 1 м) пересчетный коэффициент можно определить методом «цилиндрической» пробы, которая отбирается вокруг затонного шпура и имеет диаметр около 50 см. Этот способ особенно удобен для мягких горных пород. В крепких породах удобно проводить уточнение пересчетного коэффициента, сравнивая гамма-измерения в шпурах с результатами химических и радиометрических анализов проб буровой муки (или шлама), отобранных при проходке шпуров.

ОПРОВАНИЕ ПО КОНТУРНЫМ ШПУРАМ

При гамма-опробовании рудных тел по проходческим шпурам в забоях горных выработок для интерпретации удобнее использовать среднюю интенсивность $I_{\text{ср}}$ гамма-радиации в шпурах, рассчитанную по нескольким точкам измерения. Измерения лучше проводить по внешним контурным шпурам, которые располагаются по строго определенной схеме, обеспечивающей при отпалке заданное сечение горной выработки. На рис. 27, 28 и 29 показаны разные случаи опробования рудных тел по контурным шпурам для пологозалегающих рудных тел, крутопадающих и рудных тел со сложной формой залегания (или когда форму рудного тела установить нельзя). При пологом залегании для гамма-опробования используются контурные шпуры, пройденные параллельно вертикальным стенкам выработки. Точечные

измерения гамма-активности в этих шпурах могут быть сведены в условные профили гамма-опробования, которые проходят по линиям максимальной изменчивости оруденения — по нормали к простиранию рудного тела и отвечают, таким образом, основному условию опробования. В то же время сумма точечных измерений во всех контурных шпурах, достигающая 40–50 точек на 1,5–2-метровой интервал уходки выработки, позволяет избежать больших случайных погрешностей в расчетах средних величин гамма-радиации $I_{\text{ср}}$ по забоям. Непрерывно меняющиеся после каждой отпалки границы рудного тела относительно постоянной схемы контурных шпуров обеспечивают статистический характер распределения искоемых случайных величин (мощности и содержания) и избавляют от больших систематических ошибок даже для сравнительно небольших интервалов опробования выработок (10–20 м).

Таким образом, среднее значение гамма-радиации, полученное при точечных измерениях в контурных проходческих шпурах,

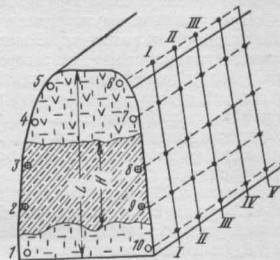


Рис. 27. Схема опробования пологопадающего рудного тела по контурным шпурам.

1–10 — контурные шпуры; I–V — условные профили гамма-опробования по нормали к рудному телу; кружочки с крестиком — рудные шпуры; точками показаны пункты гамма-измерений в шпурах; L — высота выработки; H — видимая мощность рудного тела

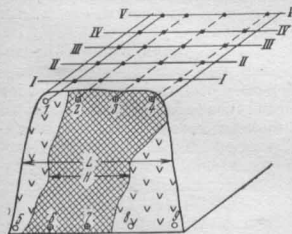


Рис. 28. Схема опробования крутопадающего рудного тела по контурным шпурам.

L — ширина выработки. Остальные условные обозначения см. на рис. 27.

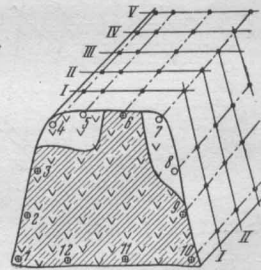


Рис. 29. Схема опробования рудного тела со сложной формой залегания. Условные обозначения см. на рис. 27.

пройденных по простиранию или падению рудного тела, соответствует среднему значению гамма-радиации, которая была бы получена по результатам точечного опробования шпуров, пройденных по линии мощности рудного тела.

При разведке крутопадающих рудных тел достаточной мощности шпуровое гамма-опробование удобнее проводить по контурным шпурам, пройденным в горизонтальных плоскостях (у почвы и кровли) горной выработки. В этом случае точечные замеры в шпурах можно рассматривать как точечные замеры по условным профилям гамма-опробования, пройденным по линии видимой мощности рудного тела (см. рис. 28). И все выводы, сделанные для примера разведки пологой залежи, будут справедливы и для этого случая.

Весьма часто рудные тела в забое имеют сложную неправильную форму с сильно изменчивой мощностью. Гамма-опробование таких рудных тел следует выполнять по контурным шпурам, пройденным по всему периметру горной выработки (см. рис. 29). Тогда совокупность большого числа точек измерения, распределенных по всему объему рудного тела в забое выработки, достаточно точно характеризует среднюю величину гамма-радиации $I_{\text{ср}}$ независимо от истинного направления изменчивости этой величины.

ГАММА-ОПРОВАНИЕ ПО ВСЕМ ШПУРАМ

Этот способ используется при проходке выработок с валовой отбойкой руды, что диктуется или сложной формой залегания и изменчивостью оруденения,

или большой мощностью рудного тела, в частности при проходке квершлага и ортов (в рудных интервалах), а также в большинстве очистных выработок.

Постоянная схема обуривания при достаточно равномерном расположении в забое шпуров обеспечивает высокую представительность опробования с равномерным распределением частичных проб — точечных измерений по всему объему рудного тела. Суммарные результаты шпурового гамма-опробования по горной выработке в этом случае по своей представительности приближаются к валовой пробе. Независимо от формы рудного тела все точки опробования в шпурах могут быть сгруппированы в услов-

ные сечения (I—V), параллельные плоскости забоя (рис. 30). В каждом из этих сечений точки шпурового гамма-опробования расположены аналогично условной точечной гамма-съемке поверхности забоя. По этим точкам для каждого из сечений может быть проведен контур оруденения, так же как и при гамма-опробовании поверхности забоя. Суммарные данные по всем сечениям используются для вычисления средних величин гамма-радиации $I_{\text{ср}}$ и мощности рудного тела для всего интервала горной выработки.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ УРАНА И МОЩНОСТИ РУДНОГО ТЕЛА ПРИ НЕРЕЗКОЙ ГРАНИЦЕ РАЗДЕЛА

Характер перехода рудных тел во вмещающие породы на урановых месторождениях устанавливается обычно еще на стадии предварительной разведки по величинам градиента интенсивности гамма-излучения на крыльях аномалий коротажных диаграмм скважин или шпуров. При отсутствии резкой границы раздела мощность рудного тела определяется по заданной бортовой интенсивности гамма-излучения $I_{\text{борг}}$, отвечающей некоторому минимальному содержанию урана по пробе $C_{\text{борг}}$. Формула для расчета среднего содержания урана по рудному телу в забое выражается в виде

$$C_{\text{ср}} = \frac{I_{\text{ср}}}{K_{\text{шп}}} \quad \text{или} \quad C_{\text{ср}} = \frac{I_{\text{ср}} \Pi_{\Sigma}}{K_0 K_{\text{рр}}},$$

если иметь в виду, что $K_{\text{шп}} = K_0 \frac{K_{\text{рр}}}{\Pi_{\Sigma}}$.

Среднее значение интенсивности гамма-излучения вычисляется как среднее арифметическое по всем рудным шпурам, т. е. шпурам, в которых гамма-радиация выше ее бортового значения.

Оконтуривание рудного тела в плоскости забоя на основе расположения рудных и безрудных шпуров на стандартных бланках опробования не представляет труда. Примеры оконтуривания руды в забое показаны на рисунках 27—30. При простых формах рудного тела его оконтуривание облегчается визуальным наблюдением цвета, минерального состава или других признаков. При сложных формах залегания руды используется способ расчета мощности рудного тела по так называемому коэффициенту рудоносности забоя. В этом случае даже для весьма сложных форм рудных тел может быть вычислена условная усредненная мощность.

Коэффициент рудоносности E равен отношению рудной площади S_p в плоскости забоя ко всей площади забоя S . Вся площадь забоя, т. е. сечение выработки в первом приближении, выражается произведением высоты L_1 на ширину выработки L_2

$$S = L_1 L_2.$$

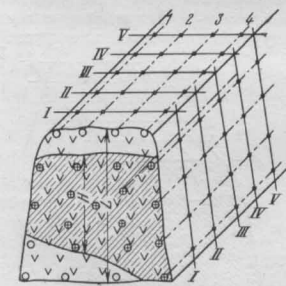


Рис. 30. Схема опробования рудного тела по всем проходческим шпурам. Условные обозначения см. на рис. 27

Рудная площадь забоя, т. е. площадь рудного тела в сечении забоя, несложными графоаналитическими вычислениями (рис. 31 и 32) может быть выражена произведением видимой мощности H на ширину или высоту горной выработки

$$S_p = HL,$$

где L — высота горной выработки для пологопадающих рудных тел ($\alpha < 45^\circ$) или ширина выработки для крутопадающих рудных тел ($\alpha > 45^\circ$).

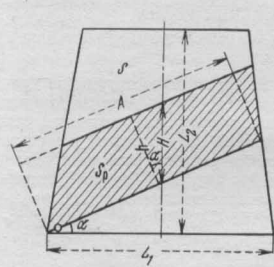


Рис. 31. Расчет видимой мощности рудного тела (H) по величине коэффициента рудоносности забоя (E) при пологом падении рудного тела ($\alpha < 45^\circ$)

$$h = H \cos \alpha; A = \frac{L_1}{\cos \alpha};$$

$$S_p = hA = HL_1; S = L_2 L_1.$$

$$E = \frac{S_p}{S} = \frac{HL_1}{L_1 L_2} = \frac{H}{L_2};$$

$$H = EL_2$$

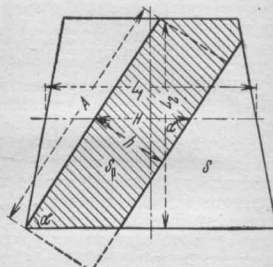


Рис. 32. Расчет видимой мощности рудного тела (H) по величине коэффициента рудоносности забоя (E) при крутом падении рудного тела ($\alpha > 45^\circ$)

$$h = H \sin \alpha; A = \frac{L_2}{\sin \alpha};$$

$$S_p = hA = H \sin \alpha \frac{L_2}{\sin \alpha} = HL_2;$$

$$S = L_2 L_1.$$

$$E = \frac{S_p}{S} = \frac{HL_2}{L_1 L_2} = \frac{H}{L_1};$$

$$H = EL_1$$

Коэффициент рудоносности забоя может быть преобразован к виду

$$E = \frac{S_p}{S} = \frac{HL}{L_1 L_2} = \frac{H}{L} \text{ или } H = EL.$$

Последнее выражение и является основной расчетной формулой для определения видимой мощности рудного тела. Расчет истинной мощности h по формуле $h = H \cos \alpha$ обычно делается на последующих стадиях геологической камеральной обработки усредненных результатов опробования.

Высота и ширина для типовых выработок постоянна и мало отклоняется от стандартов. Поэтому для определения мощности рудного тела достаточно определить коэффициент рудоносности забоя. Это производится подсчетом числа рудных шпуров N_p , вошедших в контур рудного тела, и делением этого числа на общее число шпуров в забое N

$$E = \frac{N_p}{N}.$$

Обычно к рудным шпурам относят те шпуры, в которых средняя гамма-радиация превышает заданную бортовую интенсивность $I_{\text{бор}}$, отвечающую минимальному содержанию урана в единичной пробе $C_{\text{бор}}$. Реже встречаются случаи, когда при сильно изменчивом обогащении коэффициент рудоносности рассчитывают по всем единичным точкам измерения в шпурах. Тогда в расчетной формуле берется отношение числа пунктов измерения, в которых гамма-радиация превышает бортовую величину, к общему числу пунктов измерения в шпурах.

Определение коэффициента рудоносности забоя по данным шпурового опробования позволяет помимо определения мощности рудного тела одновременно рассчитать вероятный коэффициент разубоживания R при валовой отбойке руды в опробованном забое. Очевидно, что количество всей горной массы при отпалке в забое M будет пропорционально общему числу замеров по шпурам N , а количество руды M_p — пропорционально числу «рудных» замеров N_p . Тогда коэффициент разубоживания может быть представлен в виде

$$R = \frac{M - M_p}{M} = \frac{N - N_p}{N} = 1 - \frac{N_p}{N} = 1 - E;$$

$$R = 1 - E.$$

Оперативное и очень простое определение коэффициента разубоживания при шпуровом опробовании проходческих забоев (особенно в рудных штреках) позволяет во многих случаях правильно выбрать рациональную схему отбойки руды (или валовую, или раздельную), оценив при этом количественно вероятные значения качества получаемой руды.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ УРАНА И МОЩНОСТИ РУДНОГО ТЕЛА ПРИ РЕЗКОЙ ГРАНИЦЕ РАЗДЕЛА

Это более редкий случай при шпуровом гамма-опробовании. Шпуровое опробование рудных тел, мощность которых не превышает 0,5 м, вообще нецелесообразно. Для более мощных рудных тел при определении мощности большое внимание уделяется визуальной корректировке, поскольку резкая граница раздела

между рудой и породой по радиоактивности обычно легко отмечается и по резкой смене того или иного геологического признака. Для редких случаев невозможности визуальной корректировки мощности она определяется так же, как и для случая нерезкой границы, по коэффициенту рудоносности забоя

$$H_{\text{борт}} = E h.$$

«Бортовая» мощность $H_{\text{борт}}$, установленная по бортовым значениям гамма-радиации $I_{\text{борт}}$, при резкой границе раздела не будет соответствовать действительной мощности рудного тела. Мощность H

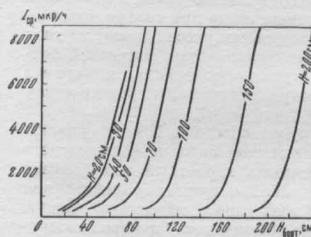


Рис. 33. Палетка для вычисления мощности рудного тела (H) по данным шпурового гамма-опробования при резкой границе раздела между рудой и породой ($\rho = 2,5 \text{ г/см}^3$)

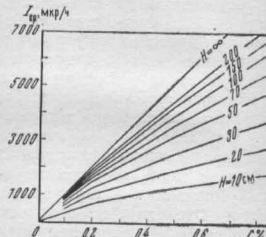


Рис. 34. Палетка для определения содержания урана в руде по данным гамма-шпурового опробования с учетом мощности рудного тела ($\rho = 2,5 \text{ г/см}^3$)

будет меньше $H_{\text{борт}}$ на некоторую величину, зависящую от плотности пород ρ и интенсивности гамма-излучения $I_{\text{ср}}$. Для учета этих поправок при определении H и расчета средних содержаний П. Мюллер (1962 г.) предложил использовать палетки, составленные для конкретных типичных урановых месторождений.

Для построения палеток сначала должна быть составлена зависимость $I_{\text{max}}/I_{\text{ср}} = F(H\rho)$. Затем строится серия кривых для различных вариаций мощности H и величины радиоактивности $I_{\text{ср}}$ при заданной величине ρ . Определяя по этим кривым для разных аномалий величины $I_{\text{ср}}$, $H_{\text{борт}}$, строится окончательная палетка для расчета мощности по функциональной зависимости

$$H = F(I_{\text{ср}}, H_{\text{борт}}).$$

Такая палетка для месторождения с $\rho = 2,5 \text{ г/см}^3$ приведена на рис. 33.

По этим же данным (основным кривым) можно построить для конкретных условий и палетку для определения содержания урана в руде по функциональной зависимости

$$C = F(I_{\text{ср}}, H).$$

Эта палетка для конкретного месторождения ($\rho = 2,5 \text{ г/см}^3$) приведена на рис. 34.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СРЕДНЕЙ ПЛОТНОСТИ РУД ПРИ ГАММА-ШПУРОВОМ ОПРОБОВАНИИ

Для определения объемного веса руд в естественном залегании используется функциональная зависимость величины поглощения гамма-лучей от плотности поглощающей среды

$$\frac{I}{I_0} = F(\rho d, Z_{\text{эф}}, E_0),$$

где I и I_0 — величины гамма-радиации на расстоянии d от точечного источника соответственно при наличии поглощающей среды плотностью ρ и при отсутствии этой среды;

$Z_{\text{эф}}$ — эффективный атомный номер среды;

E_0 — энергия гамма-лучей точечного источника.

Для среды определенного вещественного состава (т. е. $Z = \text{const}$) и при условии использования одного и того же точечного источника гамма-излучения (т. е. $E_0 = \text{const}$) поглощение гамма-лучей будет пропорционально поверхностной плотности (ρd). На основании этого принципа А. А. Татарников (1957) предложил определять плотность пород по поглощению, помещая точечный радиевый источник в один шпур и измеряя величины гамма-излучения от этого источника в серии других шпуров. В этом случае погрешность за счет изменения вещественного состава пород будет незначительной, если энергия точечного источника будет достаточно высокой и детектор будет мало чувствителен к «мягкому» гамма-излучению.

Поскольку плотность горных пород в разных направлениях может быть различной, измерения производится в 5–6 шпурах вокруг центрального шпура, в который помещается эталон на ту же глубину, что и датчик радиометра. Отношение I/I_0 рассчитывается как среднее из результатов измерений по всей серии пери-

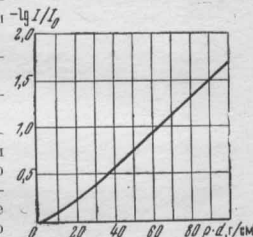


Рис. 35. Усредненная кривая поглощения гамма-излучения Ra_{226} для среды с $Z_{\text{эф}}$ от 13 до 27

ферийных шпуров. Особое внимание уделяется обеспечению параллельности шпуров и введению поправки при вычислении толщины слоя (*d*).

Определение плотности пород производится по палеткам, одна из которых показана на рис. 35. Приведена усредненная кривая ослабления гамма-лучей радиового источника, помещенного в моноэлементарные среды с величиной $Z_{эф}$ от 13 до 27. Зная величину логарифма отношения интенсивностей и толщину поглощаемого слоя, по этой палетке легко найти отвечающую им плотность руды. Величина погрешности при использовании усредненной кривой не превышает 7%. При необходимости более высокоточного определения плотности руд или если в руде сильно повышено содержание тяжелых элементов следует использовать серию разных палеток, составленных В. А. Арцыбашевым (1963 г.) для подобных сред.

МЕТОДЫ ОПРОБОВАНИЯ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ОТБОРОМ ПРЕДСТАВИТЕЛЬНЫХ ПРОБ

Опробование урановых месторождений с отбором представительных проб используется в первую очередь для внутреннего контроля результатов гамма-каротажа и массового гамма-опробования рудных тел на месте залегания. Объем контрольного опробования в этом случае составляет 3—10% от объема основного вида опробования.

На некоторых месторождениях с очень сложной радиогеологической характеристикой, когда трудно выявить закономерность изменчивости коэффициента радиоактивного равновесия и содержания тория, для опробования приходится использовать отбор представительных проб. При разведке комплексных месторождений (урано-молибденовых, урано-золотых, урано-ванадиевых, урано-редкометалльных и др.) отбор проб необходим для химического опробования нерадиоактивных компонентов в руде, особенно если отсутствует четкая корреляционная связь между ураном и этими компонентами.

В настоящее время при опробовании месторождений с отбором представительных проб применяются следующие способы: опробование керна буровых скважин, борзодовое опробование рудных тел, опробование месторождений добычей (валовое опробование). Кроме того, при разведке урановых месторождений применяются специальные виды опробования. Технологическое опробование проводится для выделения различных типов (сортов) руд и разработки технологии гидрометаллургической переработки этих руд. Опробование рудных тел для расчетов предварительных технико-экономических показателей различных сортровок руды при добыче и переработке производится путем изучения радиометрической контрастности руд в массиве и представительных технологических проб.

1. ОПРОБОВАНИЕ КЕРНА БУРОВЫХ СКВАЖИН

Опробование рудных тел по керну буровых скважин возможно при условии достаточно большого выхода керна — более 80% от величины рудного пересечения. Не должно быть также избирательного истирания хрупких урановых минералов в кернах или выноса рыхлых минералов окисленной зоны в результате интенсивной промывки скважин буровым раствором.

Пробы керна в пределах рудного интервала отбираются по секциям от всех литологических или петрографических разновидностей пород. Отбор проб по монотонной толще пород проводится по интервалам через 1—3 м. В пробу отбирается продольная половина керна, сколотая керноколом или отделенная иным путем. Отбору проб керна предшествует радиометрическое исследование керна по всей его длине, которое позволяет выделить интервалы с повышенной радиоактивностью и наметить участки керна для опробования.

Для измерения радиоактивности керна может быть использован любой высокочувствительный бета- или гамма-радиометр. Весьма удобен радиометр со сцинтилляционным датчиком. Столбики керна, уложенные в секции ящиков, промеряются по всей длине путем медленного перемещения датчика радиометра. Замер радиоактивности производится через интервалы в 1 м и на всех новых разновидностях пород. Участки керна с повышенной радиоактивностью измеряются через 10 см. Образцы керна с повышенной радиоактивностью (более 10—15 мкР/ч) отбираются для минералогического изучения и лабораторного анализа.

Лабораторный химический анализ проб керна выполняется на уран, радий и сопутствующие рудные компоненты. В рудных пробах керна определяется коэффициент эманирования. Если подсчет запасов производится по данным буровой разведки, то по образцам рудного керна должна быть определена плотность руды путем взвешивания определенного количества керна и деления полученной массы на тщательно замеренный объем этого керна. Поскольку при этом требуется весьма высокая точность определения плотности (ошибка менее 5%), эти определения выполняются по большому числу образцов.

Перед определением плотности объема образцов керна они должны быть покрыты водонепроницаемой пленкой лака или парафина. Потом образцы погружаются в воду специального мерного сосуда. Плотность образцов может быть также определена путем двукратного взвешивания — в воздухе и в воде. Потеря массы в воде равна объему образца. Поэтому плотность ρ вычисляется как отношение массы в воздухе P_1 к разнице массы в воде P_2 и в воздухе

$$\rho = \frac{P_1}{P_2 - P_1}.$$

При использовании небольших образцов керна для определения плотности руды приходится вводить поправку на массу и объем парафинового или лакового слоя. Масса парафинового слоя определяется как разность в массе образца до парафинирования и после парафинирования, а объем этого слоя — делением полученной массы на плотность парафина (Альбов, 1952).

Методы химического опробования рудных тел в горных выработках урановых месторождений используются только в качестве контрольных операций (при массовых способах радиометрического опробования) и для химического анализа вещественного состава руд и сопутствующих компонентов в рудах по сравнительно ограниченному числу проб.

Ввиду высокой степени изменчивости оруденения на урановых месторождениях штуфное, точечное и горстевое опробование не применимо. Задрисковое опробование хотя и отвечает высокой изменчивости содержания урана в рудах, однако также не получило распространения из-за большого объема и трудоемкости процесса отбойки проб. Поэтому на урановых месторождениях универсальным способом отбойки пробы для химического опробования рудных тел в горных выработках оказался бороздový. Высекаемая борозда постоянного сечения направлена по линии наибольшей изменчивости содержания урана в рудном теле — по линии мощности.

На урановых месторождениях степень изменчивости оруденения по линии мощности намного выше изменчивости оруденения по простиранию. Поэтому отбор нескольких часто в доли метра секционных проб по длине борозды позволяет с нужной точностью оконтурить рудное тело по мощности. Значительно меньшая изменчивость содержания по простиранию позволяет, с другой стороны, разредить расстояние между бороздами до нескольких метров.

Бороздовая проба имеет большие преимущества, особенно для жильных и пластовых рудных тел, поскольку борозда, пройденная по пласту или жиле от лежачего до всячего бока по линии истинной мощности, пересекает полностью слоистую текстуру пласта или полосчатую текстуру жилы. В пробу попадает материал, действительно отражающий среднее качество рудного тела.

При опробовании урановых месторождений чаще опробуются забой горных выработок, прослеживающих рудное тело непрерывно (штреки). Если рудные тела опробуются по стенкам горных выработок, то расположение борозд определяется характером залегания рудного тела. В горизонтально залегающем рудном теле опробование по стенке горной выработки нужно производить вертикальными бороздами по всей мощности рудного тела. Пробы отбираются примерно на равных расстояниях независимо от того, комбинируется она или нет с радиометрическим опробованием. При взятии бороздовых проб предварительно проводится гамма-съёмка забоя с целью выбора рациональной длины бороздовых проб *.

* Четко определить параметры пробоотбора для многообразия морфологических типов урановых месторождений довольно сложно, так как мощность рудных тел этих месторождений изменяется более чем в 100 раз. По этим вопросам имеются руководства для рудных месторождений (Альбов, 1952; Яким, 1954).

Пологопадающие рудные тела опробуются наклонными бороздами. При полостчатом строении может быть взято в одном сечении несколько проб. Опробование вертикально падающего рудного тела производится горизонтальной бороздой. В канавах пробы берутся по их стенкам или по дну. Опробование естественных обнажений проводится подобно опробованию забоев горных выработок.

Отбойка проб, представляющая при опробовании твердых пород наиболее трудоемкий процесс, может производиться не только вручную, но и при помощи отбойных молотков со специальными наконечниками — пробоборными коронками (Якшин, 1961).

Одновременно с бороздовым опробованием производится измерение или истинной мощности рудного тела, или горизонтальной мощности, по которой истинная мощность вычисляется при камеральной обработке. Бороздовые пробы по выработке берут примерно на одной и той же высоте (1,2—1,4 м) от почвы, что удобно для работы пробышка и одновременно обеспечивает статистически объективный характер отбора проб.

При использовании бороздового опробования для контроля гамма-опробования по стенкам горных выработок борозды отбираются не по всем линиям гамма-измерений, а через три-пять сечений. При сравнении результатов следует учитывать, что содержания, полученные по отдельным пробам, радиометрическим или бороздовым, не могут считаться представительными, поскольку и основное и контрольное бороздовое опробование всегда показывает значительные расхождения в содержании урана по сопряженным пробам. Эти расхождения того же порядка (или даже выше), что и расхождения между основным и контрольным гамма-опробованием, проведенным по одним и тем же линиям.

Представительными результатами при контроле радиометрического опробования бороздовым могут являться только усредненные величины по ряду сечений, обычно не менее 20—30 сечений (проб), каждое длиной около 1 м. Поэтому критерием применимости радиометрического опробования может быть только совпадение средних содержаний по радиометрическому и бороздовому опробованию для ряда сечений рудного тела. Чтобы избежать случайного совпадения средних величин, одновременно следует проверить совпадение знаков отклонений по отдельным пробам. Если число отклонений с плюсом и минусом примерно одинаково, то наличие систематической ошибки между результатами обоих методов маловероятно.

Бороздовое опробование при разведке урановых месторождений используется не только для определения урана и сопутствующих компонентов. По этим пробам с помощью радиохимического анализа определяется радий и вычисляются коэффициенты радиоактивного равновесия, а также коэффициенты эманирования руд в порошок. Эти коэффициенты служат основой для введения

поправок при последующем проведении разных видов гамма-опробования, а также для изучения радиологической характеристики руд.

Поскольку расчет содержания урана и других компонентов при анализе бороздовых проб в химической лаборатории проводится на сухую массу, при подсчете запасов необходимо учитывать поправку на влажность руды. Влажность сильно изменится в руде отдельных забоев и при выдаче на дневную поверхность. Поэтому отбор бороздовых проб на определение влажности производят в специальные влагонепроницаемые пакеты. Определение влажности желательно производить сразу же после отбора проб и рассчитывать ее как среднюю величину из целого ряда частных значений (Альбов, 1952).

Проба руды на влажность массой около 0,5 кг измельчается до размера 1—2 см и взвешивается. Затем навеска руды высушивается до постоянной массы при температуре 110° С. Влажность В рассчитывается по формуле

$$B = \frac{P_{\text{вл}} - P_{\text{сух}}}{P_{\text{сух}}} \cdot 100\%,$$

где $P_{\text{вл}}$ и $P_{\text{сух}}$ — соответственно массы сырой и сухой руды.

Плотность руды, которую следует принять для подсчета запасов после поправки на влажность, вычисляется по равенству

$$\rho_0 = \frac{\rho (100 - B)}{100},$$

где ρ_0 и ρ — соответственно плотность сухой и сырой руды, г/см³.

3. ОПРОБОВАНИЕ ДОБЫЧЕЙ И ВАЛОВОЕ ОПРОБОВАНИЕ

Опробование добычей с целью подсчета запасов применяется только на очень сложных урановых месторождениях, с крайне неравномерным оруденением, например на тонкожилых настурановых месторождениях с линзами и прожилками очень богатой руды, опробовать которые иными методами невозможно.

Радиометрическое валовое опробование добытых руд в процессе детальной горной разведки или эксплуатации применяется на всех урановых месторождениях с самыми различными целями: для подсчета запасов, для выделения сортов руды, для оперативного учета добычи и потерь и т. п. При этом многообразие задач радиометрического валового опробования переплетается с многообразием объектов опробования.

При разработке урановых месторождений вся добытая руда или горная масса опробуется в самых различных транспортных емкостях: в ящиках, в вагонетках, в скипах, в автомашинах, в железнодорожных вагонах. При наличии перегрузочных транспортеров руда или отвальная порода полностью опробуется

в движении, автоматически на лентах транспортеров. Для учета потерь опробуется также закладка очистных блоков с некондиционными рудами или породой. Методически опробование добычей и валовое радиометрическое опробование близки между собой.

ОПРОБОВАНИЕ ДОБЫЧЕЙ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Более 90% урана на этих месторождениях сосредоточено в линзах богатых руд, которые обрабатываются селективно, и только 10% находится в эндогенном ореоле рассеяния, окружающем линзы и дающем при добыче определенное количество бедных руд. Содержание урана в линзах измеряется несколькими процентами (до десятков процентов); в участках рассеянной урановой минерализации оно не выходит за пределы сотых и десятых долей процента (Суражский, 1960).

Оперативный учет добычи урана по забоям ведется на основе радиометрического экспресс-опробования штучных руд в ящиках, опробования бедных руд в вагонетках при одновременном учете всех видов потерь в закладке, отвальной массе и в недрах от неполноты выемки руды. Количество урана на единицу жилой площади называется продуктивностью жил и является в данном случае критерием содержания урана в тонких жилах. Эта продуктивность, умноженная на жилую площадь, и определяет запасы урана в отдельном блоке, жиле, жилом узле или месторождении в целом.

Продуктивность C вычисляется по формуле

$$C = \frac{P+p}{S},$$

где S — погашенная жилая площадь, м²;

P — количество металла, добытого с погашенной жилой площади, кг;

p — количество металла, потерянного при добыче, кг.

Для экспресс-опробования богатых штучных руд в ящиках или иных стандартных емкостях ранее с успехом применялись ионизационные приборы РКС, которые обеспечивали воспроизводимость единичных измерений с ошибкой не более $\pm 5\%$. В последние годы их заменяют сцинтилляционные стационарные радиометры разных типов. Контроль оперативного экспресс-опробования штучных руд в ящиках выполняется опробованием готовых партий товарной руды многоканальной сцинтилляционной радиометрической установкой на ленте транспортера, которая обеспечивает погрешность анализа не выше $\pm 3\%$.

Бедные руды, направляемые на обогащение, опробуются в вагонетках по методике, описываемой далее для всех месторождений урана.

Для учета потерь на установках РКС опробуется вся горная масса, поступающая в отвалы. Потери в закладке очистных блоков вычисляются по данным ее опробования. Для получения достоверных данных опробование закладки выполняется несколькими способами. Верхний слой закладки после каждой очистной ленты опробуется гамма-радиометром направленного приема. На глубину 1–1,5 м закладка дополнительно опробуется по определенной сети с помощью радиометрического вибростанда, задавливаемого пневматическим молотком. Для контроля применяется специальный выпуск закладки из блоков. Опробование рыхлой закладки или рудной массы иногда проводится путем пробоботбора с радиометрическим анализом недробленных проб весом до 10 кг.

Для анализа недробленных проб и опробования вагонеток прямо в горных выработках широко используется радиометр «Кварц» (рис. 36), который имеет полый цилиндрический датчик для пробы массой до 15 кг и две плоские кассеты-датчики — для вагонеток или ящиков. Прибор работает от автономного батарейного питания, пределы измерений от 5 тыс. до 500 тыс. имп/мин. Ошибки замеров не превышают 10–15% (Посик, Бабиченко, Гродко, 1960).

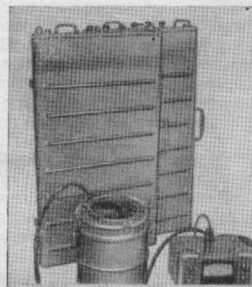


Рис. 36. Общий вид радиометра с плоскими кассетами для опробования руды в ящиках и вагонетках и цилиндрическим датчиком для анализа недробленных проб

РАДИОМЕТРИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ ОТБИТЫХ РУД В ТРАНСПОРТНЫХ ЕМКОСТЯХ

Технологическая схема разработки всех урановых месторождений предусматривает транспортировку отбитой руды в вагонетках или других стандартных емкостях. Оперативное опробование этой руды с целью разделения на сорта, выделения забалансовых руд и пустой породы на рудниках осуществляется с помощью специальных радиометрических приборов РКС по интенсивности гамма-излучения каждой заполненной вагонетки. Высокая точность радиометрического опробования отбитых руд в емкостях позволяет эти данные использовать для любых количественных расчетов: учета добычи металла, вычисления средних содержаний в различных сортах руды и отвальной породе, подсчета запасов, учета потерь и разубоживания.

Относительная ошибка единичного анализа руды в вагонетке может достигать величины $\pm 25\%$. Для группы в десятки и сотни вагонеток с рудой относительная ошибка не будет превышать $\pm 10\%$. А для партий руды за некоторый срок (неделю, месяц) погрешность обычно не превышает $\pm 3\%$ после введения поправок на систематическую ошибку радиометрического опробования.

При эксплуатационных работах на рудниках или в карьерах радиометрическому опробованию подвергаются многие десятки тысяч вагонеток с рудой. Получаемый статистический материал может быть использован не только для расчетов средних значений содержания урана, но и для расчета вариаций этих значений, в первую очередь расчета радиометрической контрастности руд по элементарным объемам, равным вагонетке или другим стандартным емкостям.

Изучение радиометрической контрастности руды по вагонеткам позволяет выбрать оптимальные параметры разделения рудной массы на сорта при повагонеточной сортировке и установить наиболее экономически выгодную величину бортового содержания урана для разделения кондиционной и некондиционной руды (Пухальский, 1963).

Методически вагонеточное опробование руды сводится к измерению специальным стационарным радиометром суммарного гамма-излучения по двум боковым поверхностям вагонеток с рудой. Расчет содержания урана в руде производится по результатам эталонирования радиометров серией эталонных вагонеток. Результаты эталонирования выражаются обычно в виде эталонировочных графиков, в которые по мере получения данных вводится поправка на систематическую ошибку.

Так как в суммарном эффекте радиации участвует почти весь объем рудной массы, заключенной в вагонетках, радиометрический метод опробования вагонеток является одним из наиболее представительных, фактически валовым методом опробования. Технологическая схема радиометрического опробования вагонеток на рудниках предусматривает обязательное исключение (при откатке и подъеме рудной массы) перемешивания между собой руды различных сортов и разубоживания кондиционных руд некондиционной рудной массой.

На рудниках с комбинированным скипо-клетевым подъемом на каждом горизонте, обычно в конце главного откаточного шпелка, находится подземная радиометрическая контрольная станция (РКС). Все вагонетки с рудой из забоев предварительно опробуются на подземных РКС. В итоге этого опробования горнорудная масса разделяется на кондиционную руду, некондиционную рудную массу и пустую породу. Обычно кондиционная руда (иногда и некондиционная масса, если она подлежит рудосортировке) поднимается на поверхность в вагонетках без перебункерки. Отвальная масса после опробования перепускается на горизонтах в подземные бункера и выдается на поверхность ски-

пами. На поверхности шахт кондиционная руда проходит контрольное опробование на другой установке РКС, где выделяют более богатый сорт руды, который не подвергается дальнейшей рудосортировке, а также бедный сорт, подлежащий радиометрическому обогащению. На шахтах, имеющих только клетевые подъемы, разделение горнорудной массы на сорта и ее опробование выполняется одной установкой РКС, расположенной на поверхности шахты. Радиометрические контрольные станции (рис. 37)

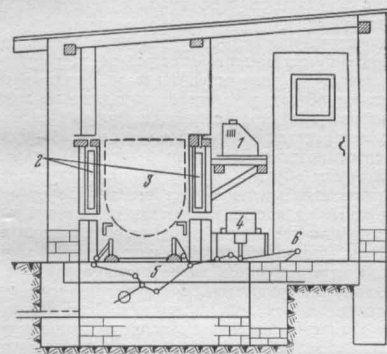


Рис. 37. Схема радиометрической контрольной станции (РКС) для опробования руды в вагонетках на поверхности шахты.

1 — пульт радиометра; 2 — датчики радиометра; 3 — вагонетка с рудой; 4 — электромагнит стопорного устройства; 5 — система рычагов; 6 — педаль управления стопорным устройством

обычно представляют собой специальные будки, оборудованные стационарными радиометрами, стопорным устройством и дистанционным управлением стрелочными переходами на рельсовых путях.

На шахтах с большой производительностью клетевых подъемов процесс повагонеточного опробования руды обычно автоматизируется. Автоматические контрольные станции (АКС) представляют собой те же РКС, но оборудованные механизмами для самокатного передвижения вагонеток от ствола шахты до бункеров и снабженные автоматическими радиометрами с пороговой настройкой срабатывания релейной части для выделения разных сортов руды и горной массы. При автоматическом опробовании вагонеток требуется специальное оборудование поверхности шахты, в первую очередь специальными перестановочными платформами

или рельсовыми путями с компенсатором высоты, самокатным уклоном и стопорным устройством. Вагонетки с рудой (рис. 38 и 39) поступают на контрольный пункт при помощи перестановочной платформы через равные промежутки времени. После радиометрического опробования они распределяются по разным бункерам в зависимости от качества руды в них. Над бункерами вагонетки разгружаются закрытыми автоматическими опрокидками и затем проходят также полностью автоматизированную мойку для снятия с внутренних поверхностей вагонеток прилишей радиоактивной руды.

При опробовании вагонеток с рудой в устье штолен, на главных откаточных штреках или в иных условиях, когда по тем или иным причинам затруднена расцепка поездов, применяется способ безрабачного опробования вагонеток или даже способ опробования в движении. Для этого сцинтилляционные датчики радиометра РКС утапливаются в боковые стенки горной выработки или экранируются свинцовыми экранами — коллиматорами и каменной кладкой таким образом, чтобы создать остронаправленную чувствительность этих датчиков в телесном угле от одной вагонетки и тем самым полностью исключить или свести к минимуму помехи от радиации соседних вагонеток. Эти помехи в дальнейшем могут быть учтены при обработке результатов опробования.

В практике известно много видов радиометров для повагонеточного опробования руды как с газоразрядными счетчиками, так и со сцинтилляционными датчиками. Для автоматического опробования вагонеток широко известен радиометр типа РСР-3 («Стрела»). Он позволяет выделять до пяти сортов руды с интегральным счетом числа вагонеток с рудой каждого сорта. Помимо стрелочного интенсиметра радиоактивности в радиометре использован самопишущий гальванометр для фиксации степени радиоактивности каждой вагонетки с рудой. Комплект радиометра РСР-3 позволяет осуществлять полуавтоматическое ручное управление процессом опробования вагонеток. Чувствительность каждого датчика порядка $200 \frac{\text{имп./мин}}{\text{мкР/ч}}$. Прибором можно опробовать руды с концентрацией равновесного урана от 0,001 до 1%. Характеристика чувствительности линейна на первых трех диапазонах с точностью $\pm 5\%$, на последнем четвертом диапазоне — с точностью $\pm 10\%$.

В последние годы используется более совершенный автоматический радиометр «Шифр», получивший название по дешифрирующему устройству для автоматического определения адреса каждой вагонетки (забоя, блока, горизонта). На РКС без дешифратора для выявления адреса вагонеток служит бирочный учет.

Благодаря линейности характеристик современных радиометров для РКС определение содержания урана в руде по вагонеткам производится известным способом пропорционального расчета (по радиоактивности вагонеток с рудой и соответствующей эта-

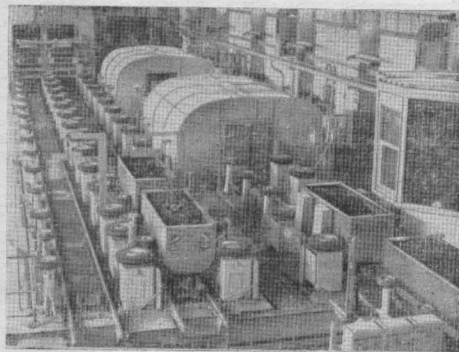


Рис. 38. Опробование вагонеток с рудой на поверхности шахты с помощью автоматизированной контрольной станции (АКС)

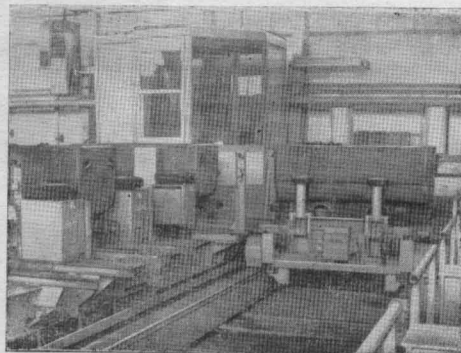


Рис. 39. Радиометрическая контрольная станция с перестановочной платформой

лонной вагонетке) или по интерполяционному графику, составленному по серии эталонных вагонеток. И в том и в другом случае учитываются поправки на смещение радиоактивного равновесия между ураном и радием, на эманирование руды и при необходимости на присутствие тория. При использовании данных повагонеточного радиометрического опробования для подсчета запасов или учета добычи металла необходимо систематическое сопоставление этих результатов с результатами валового химического опробования контрольных проб руды. Контрольные пробы составляются из нескольких десятков вагонеток с рудой.

Контрольное валовое опробование позволяет помимо содержания урана получить данные и о радиологической характеристике руд (радиоактивное равновесие, эманирование, содержание тория). Полученные поправки вводятся в эталонировочные графики. Если введением поправки на радиологические характеристики не устраняется полностью систематическая ошибка, причину этого следует искать в технических погрешностях. К таковым относятся: неравномерность содержания урана в рудной массе, в частности сегрегация минералов настурана с мелкими фракциями руды; несоответствие состава эталонов и опробуемой руды; сезонные изменения эманирования руды в вагонетках (особенно в зимний период); радиоактивное загрязнение вагонеток; аппаратные погрешности и т. п. Подобные технические причины систематических ошибок или устраняются соответствующими мероприятиями, или также учитываются поправками в эталонировочных графиках.

Из всех поправок на радиологический характер руд наиболее существенной, сложной и непостоянной во времени является поправка на эманирование. Это обстоятельство требует постоянного контроля величины эманирования руд. Определение эффективного коэффициента эманирования дробленной руды забойной крупности в вагонетках выполняется в принципе так же, как и для порошковых проб. Пробой обычно является несколько представительных вагонеток с рудой из потока текущей добычи, прошедших установку РКС. Сразу же после опробования вагонетки с рудой закрываются герметичным радионепроницаемым покрытием. В течение последующих двух недель производится серия измерений гамма-активности этих вагонеток на той же установке РКС. Обычно достаточно трех серий: через трое, семь и пятнадцать суток. Расчет эффективного коэффициента эманирования K_a по каждой серии измерений производится по формуле

$$K_a = \frac{I_t - I_0}{I_t - I_0 e^{-\lambda_{Rn} t}},$$

где I_0 и I_t — гамма-активность руды до герметизации и после герметизации через t секунд;

$e^{-\lambda_{Rn} t}$ — поправка на распад радона за t секунд;

λ_{Rn} — постоянная распада радона, равная $2,097 \cdot 10^{-6} \text{ с}^{-1}$.

Результаты эксперимента удобнее выражать графически.

РАДИОМЕТРИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ РУД В АВТОСАМОСВАЛАХ И ВАГОНАХ

При карьерных разработках урановых месторождений и транспортировке руд автосамосвалами создаются специальные РКС для радиометрического опробования руд в этих емкостях. На автомобильной РКС (рис. 40) датчики радиометра располагаются над кузовом самосвала. Радиометрическое опробование выполняется одновременно со взвешиванием руды. Имеется специальное приспособление для фиксирования автомобиля в строго постоянном положении по отношению к датчикам радиометра.

Для опробования руды в автомашинках могут применяться радиометры с двумя-четырьмя плоскими кассетами газоразрядных счетчиков (типа «Стенд» и др.) или радиометры с одним-двумя сцинтилляционными коническими экранами — коллиматорами, имеющими остроаправленную чувствительность (типа «Шифр» и др.). Применение сцинтилляционных датчиков направленной чувствительности позволяет выбрать такой угол коллимации, при котором колебания уровня загрузки самосвала рудой дают минимальную ошибку при опробовании.

Для опробования руды в вагонах сцинтилляционные датчики лучше помещать в эллиптические коллиматоры. Если опробование вагонов с рудой проводится в движении, лучше применять сцинтилляционные датчики с круговыми коллиматорами, расположенными горизонтально. При движении вагона со скоростью 3—5 км/ч время его контроля составляет около 10 секунд, что обеспечивает среднюю квадратическую погрешность опробования не выше $\pm 3\%$ (по единичному вагону) (Л. Н. Посик, 1968). Если контролируемый слой руды в самосвалах и вагонах «насыщен» по гамма-лучам, то при ее опробовании надо учитывать данные взвешивания руды и характер заполнения кузова или обеспечивать постоянно геометрических условий замеров.

Эталонирование радиометров автомобильных РКС удобнее проводить с помощью эквивалент-эталонов, т. е. источников гамма-излучения радия, близких по размерам к практически точечным источникам. Перевод интенсивности гамма-излучения эквивалентных эталонов в единицы содержания урана осуществляется по результатам валового химического опробования руд каждого типа. Для этого систематически часть самосвалов с рудой после радиометрического опробования на РКС в виде валовой

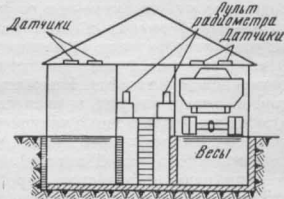


Рис. 40. Радиометрическая контрольная станция для опробования руды в автосамосвалах

пробы поступает на химическое опробование. Для учета систематической ошибки радиометрического опробования на автомобильной или железнодорожной РКС обычно пользуются результатами контрольного опробования руд за длительный период.

РАДИОМЕТРИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ РУД В ДВИЖЕНИИ НА ТРАНСПОРТЕРАХ

В процессе добычи и переработки урановых руд во многих случаях используется транспортная перегрузка. На рудниках это могут быть мощные ленточные транспортеры-перегрузчики, подающие руду в бункера и горную массу на отвалы. На обогащательных фабриках и гидрометаллургических заводах (ГМЗ) широко используется транспортировка ленточными транспортерами исходной руды, различных промежуточных продуктов переработки и хвостов. Наконец, в цехах опробования богатых сортов товарных руд и гравитационных концентратов используются также ленточные транспортеры для перегрузки в бункера достаточно мелко дробленной, хорошо классифицированной и перемешанной рудной массы.

При радиометрическом опробовании руды на транспортерах возможен максимально близкое приближение датчиков к рудному потоку (под или над транспортной лентой), равномерная скорость потока рудной массы, равномерная нагрузка ленты рудой при одновременном ее взвешивании транспортными весами. Поэтому в процессе опробования участвует весь объем рудной массы и опробование руд на транспортерах является самым представительным способом валового опробования. Достаточно стабильные радиологические характеристики руды при опробовании на транспортерах имеют наименьшую погрешность. Для партий богатых руд весом в несколько сотен тонн средняя квадратическая погрешность обычно не превышает $\pm 1-2\%$. Для партий бедных руд весом в несколько тысяч тонн эта ошибка повышается до $\pm 3-5\%$. При опробовании же весьма убогой отвальной массы или забалансовых руд погрешности опробования за некоторый отрезок времени (месяц) может достигать $15-20\%$.

Радиометрическая установка для опробования богатых товарных руд в движении на ленте транспортера имеет наиболее сложное устройство, поскольку к таким установкам предъявляются высокие требования по их безаварийной работе и точности анализов. Как правило, эти установки не дублируются другими способами опробования (кроме контроля отдельных партий руды), а незначительные ошибки в опробовании качества руды приводят к весьма заметным ошибкам в определении количества в ней металла.

Установка состоит из 4—6 радиометров типа РКС, сцинтилляционные датчики которых размещены в ряд над измерительной лентой транспортера. Пульсы радиометров объединены в один

блок и вынесены в специальное аппаратное помещение. Там же размещены электромеханические счетчики импульсов, электрочасы и блок управления электромеханическими устройствами, управляющими в полуавтоматическом режиме процессом опробования.

Подача руды на ленту измерительного транспортера производится из питающего бункера питателем. Емкость бункера должна обеспечить непрерывную подачу руды на транспортер в течение длительного времени. Уровень руды в питающем и разгрузочном бункерах контролируется контактными устройствами, которые управляют заслонкой питающего бункера. Ленточный питатель обеспечивает постоянные геометрические размеры рудного потока по высоте и ширине с нагрузкой около $20-40$ кг на 1 м ленты транспортера. Скорость движения ленты строго постоянна, около 1 м/с. Большая точность постоянства скорости ленты транспортера обеспечивается применением специального электродвигателя, количество оборотов которого около 100 в минуту, с колебаниями $\pm 0,1-0,2\%$. Включение и выключение счета импульсов осуществляется автоматически с помощью специальных датчиков («звездочек»), контролирующими поток руды (остановку потока или движение ленты без руды).

В аппаратном помещении размещены счетчики импульсов, электрочасы, счетчики оборотов вала, измеритель температуры всех аппаратов, в том числе выносных датчиков радиометра, а также сигнализация, позволяющая контролировать напряжение в цепи, положение заслонок питателей, скорость движения ленты транспортера, загрузку бункеров и т. д. Такая сложность схемы радиометрического опробования руд на ленте транспортера (рис. 41) вызвана высокими требованиями к точности ее работы. Известно, что доза регистрируемого излучения от потока руды (D_p) прямо пропорциональна количеству равновесного урана в руде (M_p): $D_p = KM_p$. Доза излучения от руды вычисляется как разность суммарной дозы от руды и фона (D_p) и дозы только от натурального фона (D_b): $D_p = D_c - D_b$. Коэффициент пропорциональности K определяется путем эталонирования установки. Первоначально оно производится с помощью неподвижных рудных эталонов, уложенных на ленту транспортера и имеющих сечение, равное сечению рудного потока, а длину, равную зоне чувствительности датчиков радиометра. Вычисляется этот коэффициент пересчета по формуле

$$K = \frac{D_p}{M_0 vt},$$

где v — скорость транспортера (номинальная);

t — время измерения эталонов;

M_0 — количество урана в рудном эталоне.

Предварительное эталонирование рудным эталоном не гарантирует от внесения систематической ошибки и не всегда обеспечивает

заданную точность опробования. Поэтому уточнение переводного коэффициента осуществляется последующим валовым опробованием контрольных партий руды. В этом случае пересчетный коэффициент вычисляется как отношение металла контрольной партии руды $M_{кр}$ к дозе излучения $D_{кр}$ этой партии:

$$K = \frac{M_{кр}}{D_{кр}}.$$

Этот способ определения пересчетного коэффициента исключает ошибки за счет изменения радиологических свойств руды и лучше

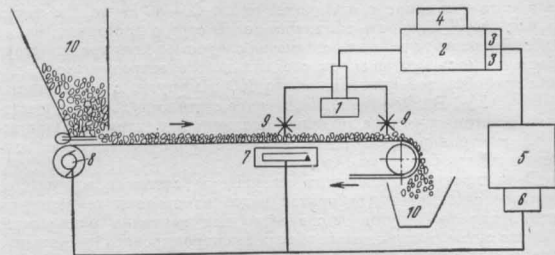


Рис. 41. Схема радиометрического опробования руд на ленточном транспортере в движении.

1 — датчик радиометра; 2 — пересчетная схема и основной блок радиометра; 3 — электромеханические счетчики; 4 — самопишущий регистратор; 5 — блок автоматического управления механизмами установки; 6 — электродвигатель; 7 — транспортерные весы с датчиком весовой нагрузки; 8 — электромотор; 9 — датчики движения рудного потока; 10 — бункер

учитывает систематические погрешности опробования. Для контроля стабильности чувствительности радиометров используется эквивалентный точечный эталон. Средняя квадратическая погрешность опробования небольших партий руд (в несколько сотен тонн) на подобных установках не превышает $\pm 0,5\%$. При механическом проботоборе и химическом определении урана для таких руд погрешность в 2—3 раза выше, чем у радиометрического опробования.

Радиометрические установки для опробования бедных урановых руд на ГМЗ, на РОФ или иных предприятиях аналогичны описанной выше установке. Только в них обычно используется 1—2 сцинтилляционных датчика. Более мощные потоки руды, худшая классификация по крупности, более изменчивая радиологическая характеристика руды обычно не позволяют получить ошибку измерений (за сутки) менее $\pm 3—5\%$, что делает излишней

и очень высокую точность измерения суммарной дозы излучения.

Для опробования руд на транспортерах были созданы специальные радиометры. Впервые такие приборы были предложены в 1960 г. (И. Н. Посик и др.). В последующие годы применяются более совершенные приборы типов РКС-Т, РКС-Р-10 и др. Сцинтилляционные датчики таких приборов (рис. 42) устанавливаются прямо над потоком руды.

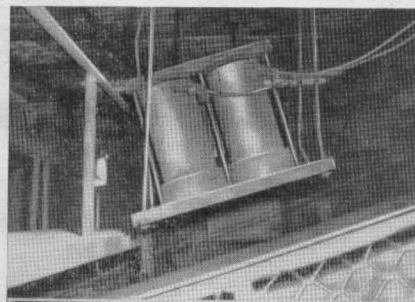


Рис. 42. Сцинтилляционный датчик для опробования потока руды на наклонном транспортере

4. СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВИДЫ ОПРОБОВАНИЯ

Технологическое опробование урановых месторождений производится для разработки способов и технологических схем рудоподготовки, обогащения и гидрометаллургического передела различных сортов урановых руд. Испытания технологических проб могут быть лабораторные, полупромышленные и промышленные. В зависимости от этого определяется и размер проб: для лабораторных испытаний — сотни килограммов, для полупромышленных — несколько тонн, для промышленных — сотни и тысячи тонн.

Руды, перерабатываемые в одном и том же технологическом режиме, должны опробовываться как один технологический сорт. Выделение самостоятельных технологических сортов на месторождении целесообразно только тогда, когда сорт составляет существенную долю от общих запасов руды и если он в процессе разработки месторождения может добываться раздельно от других сортов. При отборе технологической пробы особое внимание уделяется представительности этой руды для всего месторождения или участка.

При отборе проб с участков, на которых ведется детальная разведка, технологические пробы отбираются из керна буровых скважин (для лабораторных исследований) или в забоях разведочных выработок. Частные пробы должны быть равномерно распределены по всему объему рудного тела.

На разведываемых месторождениях технологическую пробу отбирают из отбитой рудной массы с сохранением забойной кусковатости руды. В пробу включают руду, поступающую в вагонетки из рудных забоев.

Разделение руды на разные технологические сорта выполняется прежде всего по содержанию в них урана. На месторождениях с высокой степенью контрастности руд должны быть выделены бедные и более богатые сорта, с разной технологией их переработки.

Вторым главным показателем для выбора технологии гидрометаллургической переработки является основной химический состав руд — карбонатный или силикатный, который определяет основу технологии процесса выщелачивания — кислотную или содовую. Важным показателем, определяющим технологию переработки, является минеральный состав руды (по урановым минералам), который определяет различные сорта по трудности вскрытия этих минералов в гидрометаллургическом процессе. Поэтому при опробовании изучается состав рудообразующих минералов, их размеры и распределение минеральных включений.

При технологическом опробовании изучается granulометрический состав руды с помощью ситового анализа. Определяются все важнейшие физические свойства урановых минералов и их спутников, в частности твердость, хрупкость, радиоактивность, плотность, магнитная восприимчивость, электропроводность, влажность и т. п. При опробовании изучается возможность использования других механических способов обогащения: гравитации, флотации, магнитной сепарации и т. п.

Для выбора технологических схем обогащения или химической переработки большое значение имеют такие факторы, как размеры минеральных агрегатов и текстурно-структурные особенности урановых руд. В зависимости от влияния на технологические процессы обогащения можно выделить несколько наиболее характерных текстур урановых руд:

1) массивные, пятнистые (гнездовые), прожилковые, полосчатые, вкрапленные, почковидные. Размеры агрегатов урановых минералов составляют от нескольких миллиметров (1—3 мм) до нескольких сантиметров. Эти руды сравнительно легко обогащаются на радиометрических сепараторах или гравитационных фабриках;

2) мелкокрапленные, брекчиевые, цементные, корковые, сетчатые, пельчатые, чешуйчатые. Размеры агрегатов урановых минералов в них десятки доли миллиметра (до 1 мм). Такие руды трудно обогащаются механическими способами;

3) землистые (порошковатые), тонковкрапленные, субмикроскопические текстуры, в которых размеры зерен урановых минералов составляют 0,01—0,02 мм и менее. Такие руды не поддаются механическому обогащению, так как минералы урана весьма тонко и сравнительно равномерно рассеяны во вмещающих породах. Эти руды, как правило, сразу подвергаются гидрометаллургическому переделу, если они не имеют повышенной радиометрической контрастности. Руды с очень тонкими эмульсионными, субмикроскопическими и коллоидно-дисперсными включениями урановых минералов могут обогащаться многостадийной классификацией на гидроциклонах.

Для последующей разработки технологической схемы гидрометаллургического завода по данным технологического опробования определяется необходимость применения окислителей для вскрытия руды, способы и реагенты при выщелачивании урана, возможность извлечения попутных компонентов. В итоге технологического опробования должны быть установлены типы урановых руд по перечисленным выше ведущим показателям.

П. В. Прибытков (1960) предложил достаточно удобные для оценки урановых месторождений классификации промышленных урановых руд: по содержанию урана (табл. 6), по минеральному

Таблица 6

КЛАССИФИКАЦИЯ РУД ПО СОДЕРЖАНИЮ УРАНА
(по п. в. Прибыткову с незначительными
изменениями)

Руды	Содержание урана, %	Методы обогащения	Методы гидрометаллургического передела
Очень богатые	<1,0	Гравитационное и радиометрическое	Кислотное выщелачивание с применением окислителей
Богатые	1—0,5	»	То же
Средние	0,5—0,25	»	Выщелачивание разбавленными кислотами
Рядовые	0,25—0,1	»	То же
Бедные	0,1 — до нижнего промышленного	»	Карбонатное выщелачивание, выщелачивание разбавленными кислотами

и химическому составу, по типам урановой минерализации и по комплексу попутных полезных компонентов. Эти классификации помогут производить на первом этапе примерную технологическую оценку руд и относить их к определенным стандартным типам.

В мировой практике обычно считают экономически рентабельной отработку собственно урановых месторождений при

содержании урана 0,05—0,07% и более, со значительными запасами руды. В комплексных месторождениях благодаря извлечению других полезных ископаемых (золото, молибден, фосфориты и др.) возможно снижение промышленного содержания урана в рудах до 0,01—0,03 (Прибытков, 1960). Убогие урановые руды (без попутных компонентов), содержащие 0,01—0,02% урана, могут быть вовлечены в промышленную отработку только при исключительно благоприятных условиях (например, при неглубоком залегании, в проницаемых породах, доступных для подземного выщелачивания из скважин).

Данные классификации урановых руд по минеральному и химическому составу (табл. 7) также очень существенны при оценке урановых месторождений, поскольку непосредственно они являются основой для выбора технологических схем и расчетов технико-экономических показателей в итоге изучения физических и химических свойств породообразующих и рудных (неурановых) минералов вмещающих пород и рудных тел. Наибольшее влияние на технологические свойства руд оказывает содержание в этих рудах карбонатов, сульфидов, фосфатов, окислов железа и органического вещества.

Характер собственно урановой минерализации в рудах также имеет часто решающее значение при оценке промышленных месторождений и выборе технологических схем (табл. 8). Приведенная классификация промышленных руд по характеру урановой минерализации показывает, что руды первичные, содержащие эндогенные минералы, как правило, хорошо обогащаются радиометрической сортировкой или гравитацией, однако для выщелачивания урана из них при гидрометаллургическом переделе требуется применение высококонцентрированных растворов кислот. Наоборот, руды вторичные, содержащие в основном экзогенные минералы, поддаются обогащению значительно труднее, но для извлечения урана из них может быть достаточно применения слабых растворов кислот и соды.

В процессе технологического опробования руд урановых месторождений исследуются не только технологические возможности и условия извлечения урана. В случаях присутствия в этих рудах промышленных концентраций других полезных компонентов одновременно изучаются и возможности их попутной добычи.

С этой целью весьма полезной может оказаться классификация промышленных комплексных урановых руд по минеральным ассоциациям полезных компонентов и по формам нахождения урана в этих рудах (табл. 9). В трех первых группах комплексных руд, в которых уран и другие полезные компоненты входят в состав одних и тех же минералов, разделение всех полезных компонентов при переработке возможно только химическим путем. И только в рудах четвертой группы урановые минералы и другие полезные компоненты могут быть разделены механическими методами обогащения.

Таблица 7
КЛАССИФИКАЦИЯ УРАНОВЫХ РУД ПО ХИМИЧЕСКОМУ СОСТАВУ (ПО П. П. ПРИБЫТКОВУ)

Типы руд	Разновидности	Содержание основных компонентов	Методы обогащения	Метод гидрометаллургической переработки
Силикатные и алюмосиликатные Карбонатные	—	Более 95% силикатов и алюмосиликатов 6—12% карбонатов	—	Выщелачивание раба- вленными кислотами
	С малым содержанием карбонатов	Более 25% карбонатов	—	Карбонатное выщелачи- вание и выщелачивание разбавленными кисло- тами
	Со средним содержанием карбонатов	12—25% карбонатов	Флотация	Карбонатное выщелачи- вание
Сульфидные	С большим содержанием карбонатов	Более 25% карбонатов	Флотация	То же
	С малым содержанием сульфидов	3—10% сульфидов	Гравитация, флотация	Выщелачивание раба- вленными кислотами
	Со средним содержанием сульфидов	10—25% сульфидов	То же	То же
Железоокисные	С большим содержанием сульфидов	Более 25% сульфидов	»	»
	—	Железная руда	—	Выщелачивание раба- вленными кислотами (после плавления)
Фосфатные	С малым содержанием фосфатов	3—10% P_2O_5	Гравитация, флотация	Выщелачивание раба- вленными кислотами
	Со средним содержанием фосфатов	10—20% P_2O_5	То же	Выщелачивание кисри- ми кислотами
	С большим содержанием фосфатов	Более 20% P_2O_5	»	То же
Каустобиолитовые	Урановые угли и твер- дые битумы	—	Гравитация	Карбонатное выщелачи- вание или выщелачива- ние слабыми кислотами (требуется обжиг)
	Углистые и битуминозные сланцы и песчанки	—	Флотация, гравитация	То же

Таблица 8

Группы руд	Типы руд по урановой минерализации	Основные минералы	Методы обогащения	Методы гидрометаллургического переработки
Висцеральные (первичные)	Настурловские	Настурин	Сортировка, гравитация	Выщелачивание слабыми кислотами (с окислителями)
	Уранинитовые	Уранинит	То же	Выщелачивание слабыми кислотами (с окислителями) в присутствии пероксида водорода
	Браунеритовые	Браунерит	"	Выщелачивание крепкими кислотами (с окислителями)
Экзогенные (вторичные)	Руды с урановыми минералами шпиделиита, минералами шпиделиита, пегматита, титана, тория и редких земель	Моноклинит, пламонит, шпиделиит, бетафит, энсонит, ферросонит	Гравитация, флотация	Выщелачивание крепкими кислотами (с окислителями) для шпиделиита
	Настурловские	Настурин	Сортировка	Выщелачивание слабыми кислотами
	Корфилитовые черные	Корфилит Урановые черны	" "	То же Моноклинитовое выщелачивание и выщелачивание слабыми кислотами
Смешанные	Уранофанские	Простые и сложные гидраты уранов, бетауранит, калцит, содит	Сортировка, гравитация	Выщелачивание слабыми кислотами
	Уранофан-газофановые	Уранофан, бетауранит, калцит, содит	Сортировка	Коробчатое выщелачивание и выщелачивание слабыми кислотами
	Осетин-торбинитовые	Осетин, торбинит, ураноцидрит, метасорбинит, тапсверит	Сортировка, флотация	То же
	Ураносининг-целинитовые	Ураносининг, целинит, метасверит	То же	"
	Каринит-тохмулговские	Каринит, тохмулгит	"	"
	Настурин-черняевские Настурин-гидрофановские Настурин-уранофан-газофановые	Настурин, черняевит, гидрофанит, уранофан, газофанит	Сортировка, гравитация То же Сортировка "	Выщелачивание разбавленными кислотами То же Выщелачивание разбавленными кислотами (с окислителем для газофанита)

Таблица 9

КЛАССИФИКАЦИЯ КОМПЛЕКСНЫХ УРАНОВЫХ РУД
(ПО П. В. ПРИВЫТКОВУ)

Нахождение урана и других компонентов	Типы руд по ассоциации компонентов	Ураниновые и рудные минералы
В урановых минералах	Уран-ванадиевые Уран-редкоземельно-ти- тановые	Карботит, туюмунит Браннерит
В урансодержащих ми- нералах	Уран-редкоземельно-то- риевые Уран-ториевые Уран-циркониевые Уран-титановые Уран-редкоземельно- титано-ниобиевые	Моноцит Торит, ураноторит Цитролит, малакон Давидит Фергусонит, эльвортит, бетафит, поликраз, ви- кит, эвксенит
В породообразующих минералах	Уран-фосфорные Уран-угольные	Франколит, курскит, фто- рапатит Настуран, урановые чер- ни, угли и металлоор- ганческие соединения
В разных минералах	Золото-урановые Уран-железные Уран-медные Уран-молибденовые Уран-медно-молибдено- вые Уран-полиметаллические Уран-медно-висмутовые Уран-медно-кобальтовые Уран-никель-кобальт- серебро-висмутовые Уран-никель-кобальтовые	Уранинит, настуран, зо- лото Уранинит, настуран, ге- матит, магнетит Настуран, урановые чер- ни, халькопирит, бор- нит, халькозин Настуран, урановые чер- ни, молибденит, повел- лит, вульфенит Уранинит, настуран, хал- копирит, молибденит Настуран, урановые чер- ни, галенит, сфалерит Настуран, урановые чер- ни, висмутин, самород- ный висмут Настуран, уранинит, хал- копирит, борнит, халь- козин, самородная мель- Настуран, урановые чер- ни, диарсениды и суль- фоарсениды никеля, кобальта, серебра, вис- мутин, самородные вис- мут и серебро Настуран, миллерит, ко- бальтин, полидимит

5. ИЗУЧЕНИЕ КонтРАСТНОСТИ РУД

Изучение радиометрической контрастности руд также относится к технологическому опробованию. Но для урановых месторождений изучение контрастности проводится не только для расчетов вероятных технологических показателей радиометрического обогащения добытых руд на радиометрических обогатительных фабриках (РОФ), а также и для выбора оптимальных систем разведки и разработки месторождений.

Оперативное радиометрическое опробование в процессе разведки и разработки урановых месторождений позволяет разделять руды на месте залегания на различные сорта по содержанию урана, что дает возможность на сложных месторождениях широко использовать селективную выемку богатых руд отдельно от бедных сортов или участков пустой породы. Это обеспечивает первичное обогащение добываемых руд в самом процессе горно-эксплуатационных работ. При разработке жильных высококонтрастных месторождений урана успешно используется радиометрическая сортировка богатой руды в забое. Экспресс-опробование руды и горной массы на РКС в различных транспортных емкостях (ящиках, вагонетках, скипах, автомашинах) позволило организовать для контрастных руд их сортировку в этих емкостях как под землей, так и на поверхности рудников и в карьерах. Эту сортировку также можно рассматривать как первичный способ радиометрического обогащения руд.

Наконец, для отбитых урановых руд был разработан метод радиометрической автоматической сортировки (РАС) с помощью специальных рудосортировочных автоматов-сепараторов. Благодаря этому появилась возможность высокопроизводительного разделения богатых и бедных сортов руды, выделения пустой породы из товарных руд перед гидрометаллургической переработкой, получения из некоторых высококонтрастных сортов руд концентрированных продуктов, не уступающих по качеству гравитационным концентратам. Автоматическая сортировка руд, дополненная комплексом механических операций: дробление крупных фракций, классификация руды по крупности, выделение мелких несортируемых классов, равномерная поточная, порционная или покусковая подача сортируемой руды на сепараторы, промывка и т. п., получила наименование радиометрического обогащения.

Введение многостадийного процесса радиометрической сортировки урановых руд позволяет во многих случаях пересмотреть системы разработки месторождений или отдельные элементы этих систем и в ряде случаев отказаться от малопродуктивных систем горных работ с тщательной селекцией кондиционных руд и перейти на высокоэффективные системы разработки с валовой или полуваловой выемкой рудных тел.

Для оценки радиометрической обогатимости урановых руд получил широкое распространение термин контрастность руд.

В общем случае контрастность руды — это степень неравномерности распределения полезного компонента в руде, установленная по определенным ее объемам. Эти объемы называются элементарными. Чем больше размер элементарного объема, тем меньше будет величина контрастности.

Контрастность руды может изучаться как на месте залегания в рудном теле, так и в различных объемах отбитой руды. Если величина элементарного объема будет соизмерима с размером рудного тела или месторождения, то и степень контрастности будет минимальной. Наоборот, если степень неравномерности содержания полезного компонента мы будем определять по очень малым элементарным объемам, соизмеримым с размерами минеральных включений, мы получим максимальную величину контрастности руды. Между этими крайними значениями степени неравномерности содержания и располагаются промежуточные значения контрастности, определяемые по соответствующим величинам элементарных объемов.

Понятие контрастности руд может быть применено не только к урановым рудам, но и к месторождениям самых различных полезных ископаемых. Однако наиболее широкое распространение на практике оно получило на урановых месторождениях благодаря внедрению многочисленных экспрессных методов радиометрического опробования и анализов содержания урана как на месте залегания, так и в самых различных объемах отбитой руды. По-видимому, и на месторождениях других полезных ископаемых (в первую очередь редких и малых металлов) по мере внедрения экспрессных ядерно-физических методов анализа будет можно изучать контрастность руд в различных объемах.

На урановых месторождениях изучение контрастности руд проводится по тем величинам элементарных объемов, на которые можно разделить условно или фактически всю руду месторождения как при разведке, так и в процессе эксплуатации. При этом результаты изучения контрастности на стадии разведки облегчают выбор оптимальной сетки опробования, сети разведочного бурения, бортовых содержаний при оконтуривании руд. Одновременно возможно наметить наиболее рациональные системы горных работ и прогнозные технологические показатели различных сортов руд.

Изучение контрастности отбитых руд в процессе разведки и эксплуатации месторождений тем более представляет большой практический интерес для организации всевозможных сортировок руд на рудниках, вплоть до обогащения руд на радиометрических обогатительных фабриках. В этой связи представляется целесообразным определять контрастность по таким элементарным объемам, по которым впоследствии мы могли бы вести их разделение на промысленные и непромысленные руды в недрах при их разведке, и сортировку руд при их отбойке, транспортировке, обогащении.

По этому принципу для урановых месторождений намечается следующая схема изучения контрастности руды по мере уменьшения величины элементарного объема. Для руд на месте залегания контрастность их вычисляется по подсчетным геологическим блокам на основании сводных данных подсчета запасов. Контрастность руд по этажам, подэтажам, эксплуатационным блокам вычисляется по сводным данным разделения запасов при вскрытии этих запасов горными выработками. Контрастность руд по отдельным линзам, гнездам, очистным лентам устанавливается в процессе детальной горной разведки месторождения или при его эксплуатации. Контрастность руды по элементарным объемам, равным сменной улодке горнопроходческих забоев, определяется на основании результатов шпурового забойного радиометрического опробования в ходе проходки штреков и других горных разведочных выработок как при детальной разведке, так и при эксплуатации месторождений. Определяется контрастность руды и в еще более мелких элементарных объемах, соответствующих тем или иным способам опробования рудных тел при разведке или эксплуатации месторождения, в первую очередь по величине элементарных объемов, сопоставимых с объемами транспортных емкостей, используемых на горных работах ($0,5-10 \text{ м}^3$). Такие определения ведутся на основе обменной трансформации линейных данных опробования или гамма-каротажа.

Самая большая контрастность будет в самых малых элементарных объемах. Практически это будут или точечные измерения при гамма-опробовании, или малые интервалы (через 10 см) при гамма-каротаже буровых скважин и глубоких шпуров. Степень контрастности руды на месте залегания, определенная по этим самым малым элементарным объемам опробования руд, будет максимальной для данного месторождения. Эта величина контрастности руды в массе будет соответствовать и максимальной контрастности отбитых руд, вычисленной по отдельным штучам (покусковая контрастность). Значения максимальной контрастности в массе и покусковой контрастности для большинства месторождений не отличаются друг от друга более чем на $\pm 10\%$.

Изучение контрастности отбитых руд на рудниках начинается с объемов внутришахтных транспортных емкостей: различных погрузочно-доставочных машин (объемом $0,5 \text{ м}^3$ и более), шахтных вагонеток (объемом $0,5-3 \text{ м}^3$), подъемных скипов ($2-3 \text{ м}^3$) и т. д. На карьерах изучение контрастности проводится по ковшам экскаваторов ($0,5-5 \text{ м}^3$), автосамосвалов ($5-10 \text{ т}$) или вагонеток внутрикарьерного транспорта.

При сортировке добытых руд на поверхности рудников может потребоваться определение контрастности в небольших порциях различного веса. Наконец, для радиометрического обогащения руд на РОФ перед гидрометаллургическим переделом изучается контрастность руды в кусках забойной крупности и дробленой

руды. Покусковая контрастность разных классов руды забойной крупности ($200-20 \text{ мм}$) не отличается сильно друг от друга. Точно также и контрастность штучков дробленой руды ($20-5 \text{ мм}$) не отличается сильно от контрастности руды в штучках более крупных классов. Поэтому для характеристики максимальной степени контрастности отбитой руды данного месторождения может быть принята средняя величина контрастности кусков всех классов крупности отбитой руды. Эта величина и принимается за максимальную контрастность месторождения. Тот факт, что при дальнейшей дезинтеграции рудных минералов, возможной при дальнейшем измельчении руды, степень контрастности может несколько повыситься, не играет заметной роли, так как для большинства типов руд в этих последующих технологических процессах не существует разделения руды по содержанию (т. е. сортировки), а идет, как правило, химический передел руды в концентрат. Для некоторых же типов особоконтрастных настурановых руд такой дальнейший процесс измельчения (для гравитационного обогащения) не повышает заметно и так очень высокую степень контрастности руды.

Контрастными принято называть руды, имеющие достаточно высокую неравномерность распределения полезного компонента, вследствие чего их целесообразно разделять на более богатые и более бедные сорта. При этом обедненные сорта должны быть отнесены или к отвальным хвостам сортировки отбитой руды и непромышленным рудам в массе, или к новым более бедным сортам руды, последующая добыча и переработка которых должна предусматривать более простую и дешевую технологию.

Неконтрастными называются руды, сортировка которых нецелесообразна вследствие их достаточной однородности. Так как проявление радиометрической контрастности для одного и того же типа руды зависит от величины элементарных объемов, по которым она определяется, то при характеристике контрастности руды должна быть указана величина этого объема (покусковая контрастность, порционная контрастность по объемам определенного размера, повагонеточная контрастность, блочная контрастность и т. п.).

Контрастность руды как степень изменчивости содержания в ней полезного компонента может быть определена дисперсией σ^2 , стандартным отклонением σ или коэффициентом вариации содержания V . Для характеристики средних величин изменчивости при разведке месторождений и подсчетах запасов эти показатели применяются достаточно широко.

При характеристике покусковой контрастности руды для радиометрического обогащения руд на рудосортировочных сепараторах получил распространение показатель контрастности M , предложенный В. А. Мокроусовым (Мокроусов, Гольбек, Архивов, 1968). Этот показатель контрастности представляет собой

среднее относительное отклонение содержания полезного компонента в кусках руды

$$M = \frac{\sum |(y - \alpha) q|}{\alpha},$$

где α — среднее содержание урана в руде, %;
 y — содержание урана в отдельных кусках, %;
 q — доля массы куска в общей массе пробы.

Показатель контрастности M может быть определен по кривым обогащения, которые составляются по результатам анализа содержания урана в каждом куске валовой пробы руды забойной крупности или по каждому классу классифицированной руды (после грохочения).

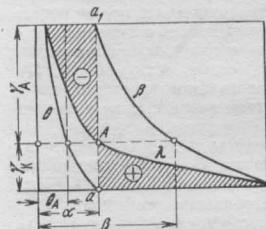


Рис. 43. Графическое определение исходных данных для расчета показателя контрастности (M) по кривым обогащения

Основная кривая обогащения λ , показанная на рис. 43, построена по возрастающему признаку. Прямая aa_1 есть линия среднего содержания. Поскольку сумма отрицательных отклонений от среднего принимается равной сумме положительных отклонений, то нетрудно вывести зависимость

$$M = 2\gamma_A \left(1 - \frac{\theta_A}{\alpha}\right) = 2\gamma_A \left(\frac{\beta}{\alpha} - 1\right).$$

Выход хвостов γ_A и содержание в хвостах θ_A находятся графически.

При различных видах радиометрической сортировки руд, особенно при повагонеточной и помашинной сортировке на РКС, расчет контрастности руд следует увязать с основными технико-экономическими показателями рудника и завода, поскольку целесообразность ее сортировки определяется не только степенью неравномерности распределения, но и затратами на ее добычу и гидрометаллургический передел. Для этого предложен (Пухальский, 1963) показатель контрастности $P_{\max}$, вычисляемый как экстремальное значение функции

$$P = \frac{2\varepsilon}{1 + \gamma},$$

где ε — извлечение металла в концентрированный продукт;
 γ — выход концентрированного продукта.

Графическое определение экстремального значения показателя контрастности $P_{\max}$ по кривой обогащенности λ приводится на рис. 44. Экстремальное значение показателя контрастности по

этой функции очень удобно вычислять на любой ЭВМ при обработке данных опробования руды в тех или иных элементарных объемах.

Ниже дается краткое математическое обоснование общей формулы показателя контрастности. Для оценки целесообразности любого разделения всей исходной руды на обогащенный и обедненный сорта необходимо сначала найти выражение экономической эффективности подобной сортировки. За показатель этой относительной эффективности $\mathcal{E}$ может быть принято отношение суммы затрат на 1 кг урана в конечном продукте гидрометаллургической переработки несортированной руды A к сумме затрат на 1 кг в аналогичном продукте гидрометаллургической переработки отсортированной (обогащенной) руды A_1

$$\mathcal{E} = \frac{A}{A_1}.$$

Величина $\mathcal{E}$ показывает, во сколько раз снижаются затраты на получение 1 кг урана в химическом концентрате в результате сортировки руды. Очевидно, что при наличии экономического эффекта сортировки показатель $\mathcal{E}$ будет больше единицы. При $\mathcal{E} \leq 1$ сортировка не будет экономически целесообразной.

Стоимость 1 кг урана в конечном продукте гидрометаллургической переработки руды без сортировки можно выразить формулой

$$A = \frac{a_1 + a_2}{\varepsilon_1},$$

где a_1 — затраты на добычу 1 т руды;
 a_2 — затраты на переработку 1 т несортированной руды;
 ε_1 — степень извлечения урана при переработке несортированной руды;

C — среднее содержание урана в несортированной руде, кг/т. Транспортные расходы включаются или в стоимость переработки, или в стоимость добычи в зависимости от места сортировки. Как правило, при сортировке на рудниках (РКС, РОФ и т. п.) она включается в стоимость переработки. И только при сортировке на ГМЗ, когда товарная руда для гидрометаллургической

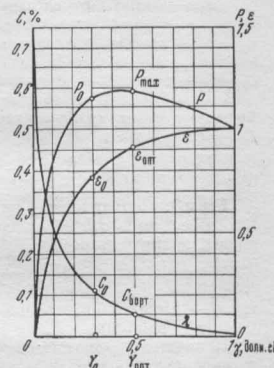


Рис. 44. Графическое определение показателя контрастности $P_{\max}$ по кривым обогащенности

переработки получается после этой сортировки, транспортные расходы включаются в затраты на добычу 1 т руды (франко-завод).

Аналогично выражается стоимость 1 кг урана в продукте гидрометаллургической переработки обогащенной руды:

$$A_1 = \frac{a_1}{C_{\epsilon\epsilon_2}} + \frac{a_2}{C_1\epsilon_2} + \frac{a_3}{C_{\epsilon\epsilon_2}},$$

где a_2' — затраты на переработку 1 т обогащенной руды;

a_3 — затраты на сортировку 1 т руды;

ϵ — степень извлечения урана при сортировке;

ϵ_2 — степень извлечения урана при переработке обогащенной руды;

C_1 — среднее содержание урана в обогащенной руде, кг/т.

В этой формуле содержание урана в обогащенной руде можно выразить через коэффициент обогащения при сортировке $K_{об}$: $C_1 = CK_{об}$, тогда

$$A_1 = \frac{1}{C\epsilon_2} \left(\frac{a_2'}{K_{об}} + \frac{a_1 + a_3}{\epsilon} \right).$$

Разделив выражение A на выражение A_1 и заменив $K_{об} = \epsilon/\gamma$ (по известному соотношению), получим удобную для последующего анализа формулу

$$\Theta = \epsilon \frac{\epsilon_2}{\epsilon_1} \left(\frac{a_1 + a_2}{a_1 + a_2\gamma + a_3} \right),$$

где γ — выход обогащенной руды при сортировке в долях единицы.

Показатель экономической эффективности сортировки зависит от переменных ϵ и γ , определяющих характер распределения полезного компонента в руде, т. е. контрастность руды, а также от технологических показателей гидрометаллургической переработки руды (ϵ_1, ϵ_2) и от экономических показателей при добыче, переработке, сортировке (a_1, a_2, a_3). Эта функция имеет аргумент — выход обогащенной руды при сортировке $\Theta = F(\gamma)$ и при определенных условиях может быть экстремальной функцией. Тогда по максимуму этой функции могут быть определены оптимальные условия сортировки (по принципу минимизации затрат), а при известных величинах технико-экономических показателей ($\epsilon_1, \epsilon_2, a_1, a_2, a_3$) может быть вычислен и экономический эффект сортировки.

Однако для исследования эффекта сортировки руд в зависимости от контрастности руды эта сложная формула использована быть не может. Для ее упрощения рассмотрим влияние отдельных показателей. Отношение ϵ_2/ϵ_1 технологического извлечения урана на ГМЗ из обогащенной и необогащенной руды при современных технологических схемах колеблется в весьма узких пределах (1—1,05), что не влияет заметно на величину Θ и особенно на положение ее экстремального значения Θ_{max} . Поэтому в формуле можно принять $\epsilon_2/\epsilon_1 \approx 1$.

Стоимость сортировки a_2 по сравнению со стоимостью добычи и переработки весьма мала. Стоимостью всех видов поверхностной сортировки на РКС, по ковшам экскаваторов и многих других на поверхности рудников можно вообще пренебречь. При радиометрической сортировке руд на РОФ стоимость сортировки составляет первые сотые доли от затрат на добычу и переработку руды, поэтому также не оказывает заметного влияния на экономическую эффективность и выбор оптимального режима сортировки. Затраты a_2 и a_2' на переработку 1 т несортированной и отсортированной руды без заметной погрешности могут быть приравнены друг к другу, тем более, что некоторое повышение затрат на переработку обогащенной руды a_2' даже при больших значениях коэффициента обогащения $K_{об}$ будет компенсироваться некоторым повышением извлечения ϵ_2 , так как a_2' находится в числителе, а ϵ_2 — в знаменателе формулы.

Таким образом, на показатель экономической эффективности сортировки основное влияние будут оказывать величины ϵ и γ , характеризующие природные качества (контрастность руды), а также стоимость добычи a_1 и переработки a_2 . После принятых допущений можно написать упрощенную формулу показателя Θ в виде

$$\Theta = \epsilon \frac{a_1 + a_2}{a_1 + \gamma a_2}.$$

Разделив числитель и знаменатель на a_1 , получим

$$\Theta = \epsilon \frac{1 + \frac{a_2}{a_1}}{1 + \gamma \frac{a_2}{a_1}}.$$

В последнем выражении показателя экономической эффективности из технико-экономических показателей остался один — отношение затрат на переработку и добычу руды. Это один из важнейших экономических показателей при оценке месторождений. Обозначив его как $\rho = a_2/a_1$, перепишем формулу показателя экономической эффективности в окончательном виде

$$\Theta = \epsilon \frac{1 + \rho}{1 + \gamma \rho}.$$

По этой формуле, зная соотношение затрат на переработку и добычу руды ρ по руднику или месторождению и имея конкретные технологические показатели сортировки ϵ и γ , можно вычислять для этих практических условий значение показателя Θ . Имея же характеристику контрастности (кривую обогащенности) как зависимости $\epsilon = F(\gamma)$ от выхода обогащенного продукта, по формуле показателя Θ можно построить кривую этого показателя (по 5—6 точкам) и найти по значению Θ_{max} оптимальные показатели сортировки (рис. 45).

Показатель соотношения затрат на переработку и добычу руды в процессе непрерывного развития уранодобывающей промышлен-

ности находится в состоянии некоторого динамического равновесия. Наряду с совершенствованием и удешевлением гидрометаллургической переработки снижаются затраты и на добычу руды.

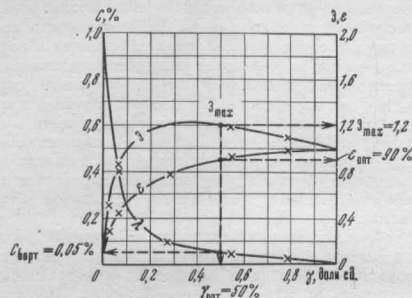


Рис. 45. График показателя экономической эффективности сортировки (β) и определение оптимальных параметров

в частности, за счет внедрения более дешевых массовых систем обработки, допускающих повышенное разубоживание руды,

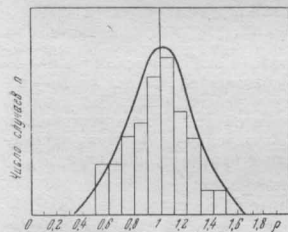


Рис. 46. Кривая статистического закона распределения величины $\rho = \frac{a_2}{a_1}$ (соотношения затрат на переработку и добычу руды)

его эффективности подставим значение $\rho = 1$, то получим зависимость этого показателя только от параметров контрастности руды ϵ и γ

$$\beta = 2 \frac{\epsilon}{1 + \gamma}.$$

Это выражение, лишенное каких-либо технико-экономических параметров, отражает только характер распределения полезного компонента в руде, т. е. ее контрастность. Поэтому полученное соотношение мы в дальнейшем и примем для количественного определения степени контрастности руды P

$$P = 2 \frac{\epsilon}{1 + \gamma}.$$

Максимальное значение этой функции $P_{\max}$ мы и называем показателем контрастности. Кривую показателя контрастности P

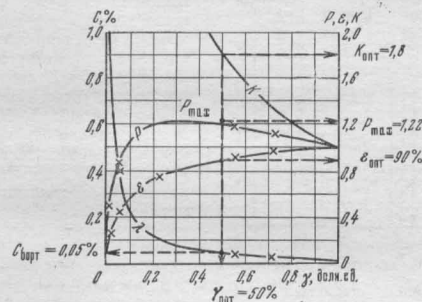


Рис. 47. Построение характеристик контрастности и графическое определение оптимальных показателей разделения руды.

λ — основная характеристика контрастности; ϵ — кривая извлечения металла; K — кривая коэффициента обогащения; P — кривая показателя контрастности; $P_{\max}$ — показатель контрастности; $\gamma_{\text{опт}}$ — оптимальное содержание при разделении руды (статистически оптимальное); $\epsilon_{\text{опт}}$ — оптимальный выход руды в обогащенный сорт; $\epsilon_{\text{опт}}$ — оптимальное извлечение металла в обогащенный сорт; $K_{\text{опт}}$ — оптимальный коэффициент обогащения

удобно изображать в той же системе координат, что и основную кривую контрастности λ и кривые ϵ и K (рис. 47).

Для контрастных руд функция $P = 2 \epsilon / (1 + \gamma)$ является экстремальной; положение максимума ее определяет оптимальные параметры разделения руд: бортовое содержание $C_{\text{борт}}$, выход обогащенной руды $\gamma_{\text{опт}}$, оптимальное извлечение $\epsilon_{\text{опт}}$, оптимальный коэффициент обогащения $K_{\text{опт}}$. Как графически определить все эти показатели, хорошо видно на рис. 47. Кривые P для руд с распределением полезного компонента, близким к равномерному, не являются экстремальными. Для этих практически не-контрастных руд значение показателя контрастности будет равно единице ($P_{\max} = 1$). Это значение может иметь место при $\gamma_{\text{опт}} = 1$, т. е. при выходе в обогащенный продукт всей исходной руды, показывая тем самым нецелесообразность ее сортировки. При $\gamma < 1$ величина показателя контрастности будет также менее единицы,

что означает экономический проигрыш в результате сортировки, т. е. тоже ее нецелесообразность.

Таким образом, руды по степени их контрастности можно разделить на контрастные, для которых $P_{\max} > 1$, и неконтрастные руды, для которых $P_{\max} = 1$. Эти значения можно определить после построения кривых P .

Максимально возможное значение показателя контрастности $P_{\max} = 2$, что определяет такой эффект сортировки, когда в очень

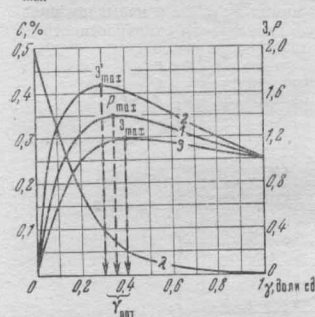


Рис. 48. Кривые показателя экономической эффективности сортировки при разных соотношениях затрат на добычу и переработку руды.

1 — затраты на добычу и переработку равны ($P_{\max} = P_{\max}$); 2 — затраты на добычу в 2 раза меньше затрат на переработку; 3 — затраты на добычу в 2 раза больше затрат на переработку

малое количество концентрата перейдет весь уран, содержащийся в руде. Практически к таким рудам приближаются руды жильных настурированных месторождений, представляющих собой смесь включений чистого настури с пустой породой. $P_{\max} = 2$ в этом случае означает возможный экономический выигрыш в 2 раза от сортировки, т. е. снижение примерно в 2 раза общих затрат на производство уранового концентрата.

Абсолютная величина $P_{\max}$ будет характеризовать экономическую эффективность сортировки, а положение точки максимума определит на графике оптимальные параметры сортировки. Использование упрощенной формулы, в которой принято $\rho = 1$ для определения оптимальных показателей, не вносит больших ошибок даже при изменении ρ в 2 раза в ту или другую сторону. Поскольку ρ в формуле входит и в числитель и в знаменатель, положение максимума показателя кривых контрастности, определяющих все оптимальные показатели сортировки, изменяется в весьма ограниченном интервале, находящемся в пределах точности экспериментальных исследований контрастности руд. Это следует, например, из рис. 48, на котором помимо кривой показателя P показаны еще две кривые показателя экономической эффективности ϵ со значениями $\rho = 1/2$ и $\rho = 2$, максимумы которых сдвинуты по оси абсцисс всегда на $\pm 5\%$ выхода концентрата. Т. е. вместо $\gamma_{\text{опт}} = 35\%$ мы получили бы $\gamma_{\text{опт}} = 40\%$ или $\gamma_{\text{опт}} = 30\%$. На выбор максимально эффективного режима сортировки даже значительные отклонения ρ от единицы не вносят заметной ошибки.

Кроме того, при выборе оптимального режима сортировки по положению точки $P_{\max}$ обязательно нужно учитывать те обстоятельства, что для большинства кривых P (за исключением особо контрастных руд) форма максимума имеет пологий характер, что позволяет выбрать точку оптимального режима сортировки на этой кривой, несколько сдвинутую в сторону немного большей величины выхода обогащенной руды $\gamma_{\text{опт}}$ и соответственно большей величины извлечения урана $\epsilon_{\text{опт}}$. Этот прием позволяет (при графическом определении) сократить потери урана в забалансовых рудах при сохранении примерно одинакового уровня экономической эффективности сортировки. При расчетах оптимальных показателей на ЭВМ аналогичный сдвиг уровня сортировки в сторону некоторого увеличения $\epsilon_{\text{опт}}$ также возможен, если программа не введена в автоматизированную систему управления. В последнем случае программы приходится дополнять ограничением (например, $\epsilon_{\text{опт}} > 90\%$).

Абсолютная величина показателя контрастности $P_{\max}$ в случае значительных отклонений ρ от единицы изменяется в заметно больших пределах. Поэтому использование абсолютной величины $P_{\max}$ для экономических вычислений допустимо только для месторождений, на которых затраты на добычу и переработку 1 т руды не резко отличаются друг от друга. Для месторождений со значительным отличием этих затрат экономический эффект от сортировки можно вычислить по кривой ϵ , построенной по общей формуле с конкретным значением показателя ρ в этой формуле.

Сравнивая степень контрастности руд по абсолютной величине $P_{\max}$, мы можем оценить возможную экономическую эффективность их сортировки (при условии близких затрат на добычу и переработку руд).

Не следует понимать показатель контрастности $P_{\max}$ только как синоним экономической эффективности сортировки руды, как это особенно подчеркивают В. А. Мокроусов, Г. Р. Гольбек, О. А. Архипов (1968). На самом деле функциональная зависимость $P = 2\epsilon/(1 + \gamma)$ в первую очередь является статистическим показателем, поскольку совокупность величин ϵ и γ отражает не экономическую эффективность, а природную контрастность руды. В противном случае и показатель контрастности

$$M = 2\gamma \left(\frac{\beta}{\alpha} - 1 \right) = 2\gamma \left(\frac{\epsilon}{\gamma} - 1 \right) = 2\gamma \frac{\epsilon - \gamma}{\gamma} = 2(\epsilon - \gamma),$$

поскольку он определяется тоже совокупностью величин ϵ и γ , можно было бы характеризовать не как статистический показатель, а как «функцию только чисто технологических показателей — извлечения полезного компонента (ϵ) и выхода концентрата (γ)» (с. 107).

Разница между этими показателями в другом. Если показатель $P_{\max}$ как экстремальная величина статистической функциональной зависимости $P = 2\epsilon/(1 + \gamma)$ отражает в определенных

Тип руд	Показатель контрастности $P_{\max}$	Модуль контрастности M	Коэффициент вариации $V, \%$	Стандартное отклонение $\sigma_{\ln}$	Возможные показатели сортровки		
					Назначение урана $\epsilon, \%$	Коэффициент вариации K	Выход обогащенной руды $\gamma, \%$
Неконтрастные Слабоконтрастные Среднеконтрастные Высококонтрастные Обоюбоконтрастные	1	0-0,4	0-40	0-0,4	100	1	100
	1-1,1	0,4-0,8	40-130	0,4-1,0	90-95	1-1,3	75-100
	1,1-1,3	0,8-1,1	130-350	1,0-1,6	90-95	1,3-2	50-75
	1,3-1,5	1,1-1,45	350-1000	1,6-2,2	90-95	2-4	25-50
	1,5-2	1,45-2	>1000	>2,2	95-100	>4	<25

условиях и максимальную экономическую эффективность разделения руд, то показатель $M = 2(e - \gamma) = 2E_{\text{об}}$ вычисляется только как показатель общей технологической эффективности обогащения $E_{\text{об}}$ при разделении руды всегда на одном уровне — среднем содержании полезного компонента в руде α . К сожалению, этот показатель практически не может быть использован для какой-либо оценки эффективности сортровки или обогащения урановых руд.

По значениям показателя контрастности $P_{\max}$ можно составить практическую классификацию руд по контрастности с выделением промежуточных типов руд не только по степени неоднородности, но и по показателям эффективности сортровки. Такая классификация приведена в табл. 10. В ней даны и все другие параметры неоднородности руды (M, V, σ), корреляционные связи между которыми будут показаны далее при описании специальной палетки для определения контрастности. Данная классификация в целом хорошо увязывается с ранее предложенными классификациями (Пухальский, 1963; М. Л. Скрипниченко, И. А. Андрушин, Г. А. Ковда, 1967 г. и др.). Границы типов руды выбраны с учетом изменения всех параметров неоднородности руды ($P_{\max}, M, V, \sigma$), в частности с учетом изменения градиентов этих параметров. Возможные технологические показатели радиометрической сортровки, приведенные в таблице (назначение, коэффициент обогащения и выход хвостов), даны в усредненных примерных значениях. В практике возможны заметные отклонения от этих величин.

Изучение радиометрической контрастности отбитых руд выпол-

няется на основе результатов радиометрических анализов технологической пробы или всей партии руды по тем или иным элементарным объемам. Покусковая контрастность определяется по результатам анализа штуфов на специальных автоматизированных радиометрических установках. Порционная контрастность по ящикам, вагонеткам, автомашинам вычисляется по результатам радиометрического экспресс-опробования на стандартных установках РКС, описанных ранее.

Для изучения контрастности руд в массиве используются результаты любого метода опробования рудных тел. При этом учитывается, какой объем руды в массиве представляет единичная проба при разных способах опробования. Широко применяется трансформация данных опробования путем группирования единичных проб, так как может потребоваться изучение контрастности и по достаточно большим объемам при выборе рациональных способов добычи руды.

По данным точечного радиометрического опробования в плоскостях горных выработок или по замерам в шпурах и скважинах через 10 см можно получить характеристику радиометрической контрастности руды в массиве по элементарным объемам руды в один или несколько килограммов, что приближает эту контрастность к покусковой контрастности отбитой руды. Сочетание ряда точек радиометрического опробования в секции определенной длины позволяет вычислить трансформации по разным объемам. При этом вес элементарных объемов руды Q , которые характеризуются той или иной длиной секции l , можно выразить элементарной зависимостью

$$Q = \rho l^3,$$

где ρ — плотность руды в массиве, г/см³.

Размеры «секций» радиометрического опробования соответствуют степени изменчивости оруденения. Они тем меньше, чем выше контрастность руды. Это необходимо при выборе оптимальных объемов для разделения руд.

Результаты радиометрического опробования единичных шпуров при расчете размеров элементарных объемов рассматриваются как борздовые пробы соответствующей длины. При опробовании группы шпуров (например, в груди забоя) элементарным объемом руды, отвечающим усредненным данным по шпурам, считается объем руды, отбитый после отпалки.

Для изучения контрастности руды в массиве по большим элементарным объемам секции борздовых проб объединяют в интервалы разной длины, достигающей многих метров. В необходимых случаях элементарными объемами руды могут являться стандартные очистные блоки или даже подсчетные блоки на месторождении.

Определение контрастности руды в массиве по блокам может быть использовано для предварительных вычислений оптимального минимального содержания урана по блоку при подсчете запасов.

ОБРАБОТКА ДАННЫХ ОПРОБОВАНИЯ

1. ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБРАБОТКИ
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЕРОЯТНОСТНО-
ЛОГАРИФИЧЕСКИХ БЛАНКОВ

Применение простейших методов статистического математического аппарата для обработки данных опробования должно предусматривать в первую очередь сокращение большого объема вычислительной работы, неизбежно возникающей в процессе обработки этих данных. Нет смысла для этого создавать сложные математические модели месторождений и заменять ими всю геологическую информацию, накопленную при разведке этих месторождений. Использование этих простейших методов статистического аппарата позволяет широко применять и простые способы технической обработки данных опробования (стандартные бланки, палетки, трафареты, специальные линейки и т. п.). Наиболее широко эти методы используются французскими геологами (Карье, 1966). Исходные предпосылки для применения этих простых статистических методов сводятся к следующему.

На урановых месторождениях часто отмечается распределение содержаний в выборках проб с четко выраженной левой асимметрией, характерной для логнормального закона распределения. Для ряда месторождений урана аппроксимация фактически полученной выборки (или совокупности) проб логнормальным законом позволяет получить точность определений содержания, достаточную для решения некоторых практических задач (контрастность, текущее опробование руд и др.), в том числе и для оперативных подсчетов запасов. Это будет иметь место, естественно, только в случаях достаточно большого числа первичных проб, обеспечивающего статистические закономерности всей совокупности проб. Однако в настоящее время мы не можем рекомендовать использование логнормальных оценок для наиболее ответственных операций (генеральных подсчетов запасов и товарного опробования готовой продукции), поскольку их достоверность не отвечает установленным требованиям действующих положений. Недостаточно и опыта применения этих методик.

Логнормальный закон распределения является простым и удобным для практического использования, так как по данным опробования в этом случае достаточно определять два параметра: медианное содержание $x_{\text{ме}}$ и логарифмическое стандартное откло-

нение σ , по которым аналитически или графически легко рассчитать и среднее содержание $x_{\text{ср}}$.

Приблизительно логнормальное распределение урана в месторождениях отвечает и некоторым представлениям о физико-химических условиях рудообразования месторождений. Рассмотрение физико-химической модели процесса минерализации позволяет установить, что при переходе от одной точки рудного тела к другой, расположенной около нее, содержание в этих точках изменяется пропорционально величине содержаний в этих точках, т. е. с равной вероятностью можно ожидать изменение содержания в одной точке от 1 до 1,1%, так же как в другой точке — от 0,1

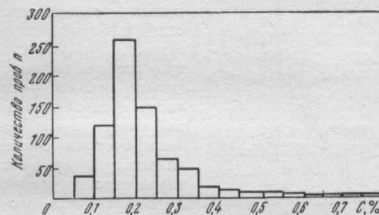


Рис. 49. Гистограмма содержаний урана в руде при логнормальном законе распределения

до 0,11%. Математически это явление отождествляется положением, что логарифмы величин содержания в этих точках подчиняются простому симметричному нормальному закону. Сами же содержания, имея сильную асимметрию (в сторону уменьшения содержания), отвечают более сложному характеру распределения, которое было названо в статистике логнормальным распределением (рис. 49). Исходя из этих понятий, следует ожидать, что содержание урана в месторождении может быть не простой случайной переменной, а случайной переменной, изменяющейся в пространстве, т. е. пространственной переменной.

Логнормальный закон распределения вероятностей очень распространен в природе, особенно в тех явлениях, где наблюдается эффект пропорциональности изменения самой изменяющейся величины. Этот закон распределения можно использовать при обработке данных опробования только для месторождений с низкими и средними содержаниями, например для месторождений урана, имеющих содержания в десятые доли — единицы процента. Для таких месторождений, как, например, месторождения железа с содержаниями порядка 40—70%, логнормальный закон не применим. Здесь скорее можно воспользоваться нормальным законом распределения. Точно также логнормальный закон не может быть

использован для месторождений, имеющих большое число само-
родков (золото и т. п.), а также в полной мере и для особоко-
нтрастных руд настурановых жильных месторождений.

2. ПРОВЕРКА СООТВЕТСТВИЯ ЭМПИРИЧЕСКИХ РАСПРЕДЕЛЕНИЙ ПРОБ ЛОГНОРМАЛЬНОМУ ЗАКОНУ

При наличии огромного количества данных опробования на
урановых рудниках как при детальной разведке, так и при эксплу-
атации желательна их статистическая обработка (без ЭВМ) огра-
ничить простейшими крите-
риями установления соответ-
ствия выборок логнормальному
закону. Это допустимо в пер-
вую очередь потому, что цель
такого анализа — только про-
верка возможности приближен-
ной интерпретации полученных
эмпирических данных по от-
дельным выборкам с помощью
теоретических закономерностей
логнормального распределения
(с определенной допустимой
величиной погрешности), а не
установление истинных законов
распределения генеральной со-
вокупности проб.

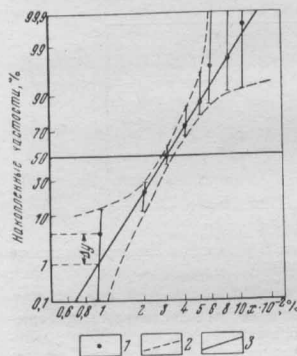


Рис. 50. Построение осредняющей
прямой и границ доверительного
интервала при проверке логнормаль-
ности эмпирической выборки проб
на вероятностно-логарифмическом
бланке.

1 — точки эмпирического распределения;
2 — границы доверительных интервалов
(по критерию Колмогорова); 3 — осред-
няющая прямая

должна превышать некоторой величины, зависящей от вероят-
ности, с которой эта разность может нарушаться, и от количества
проб, представленных в данной выборке, т. е.

$$\lambda = \max |F_n(x) - F(x)| < \varepsilon(P, n).$$

Для коэффициента доверия в 95% (т. е. при $P = 0,05$) и при
достаточно большом количестве проб ($n > 100$) критерий согласия
А. Н. Колмогорова рассчитывается по формуле

$$\lambda = \frac{\Delta y \sqrt{n}}{100} < 1,36,$$

где $\Delta y = F_n(x) - F(x)$ — разность ординат экспериментальных
точек и соответствующих им точек на осредняющей прямой в про-
центах.

На рис. 50 показано построение осредняющей прямой и гра-
ниц доверительного интервала при проверке логнормальности
эмпирического распределения. Данные опробования, сведенные
в таблицу накопленных частот по классам содержания, наносят
в виде точек на бланк вероятностно-логарифмической бумаги.
Для этого на оси абсцисс откладываются верхние границы клас-
сов содержания, а на оси ординат — соответствующие им накоп-
ленные частоты, выраженные в процентах. Если нанесенные точки
ложатся на прямую линию, нет смысла и проверять логнормаль-
ность распределения. Если некоторые точки отходят от прямой
линии, то с помощью прозрачной линейки проводят осредняющую
прямую, возможно более близкую к нанесенным точкам. При этом
следует учитывать, что наибольший разброс точек бывает на краях
функции (и это нормально), поэтому осредняющую прямую следует
проводить ближе к точкам в середине графика ($P \sim 50\%$). Затем
по одной-двум наихудшим точкам измеряют разность ординат Δy
и рассчитывают по приведенной формуле критерий согласия λ .
Если $\lambda < 1,36$, то отход эмпирических точек от осредняющей
прямой случаен и рассматриваемая совокупность проб удовлетво-
рительно отвечает логнормальному закону. При большом раз-
бросе эмпирических точек для каждой из них строятся отрезки
 $\Delta y_{\max} = 1,36/\sqrt{n} \%$. После этого по концам этих отрезков
проводятся пунктирные линии границ доверительных интервалов.
В случае логнормальности распределения внутри построенной
доверительной зоны мы можем провести прямую линию.

В случаях очень ограниченного числа проб в выборках ($n < 100$) или для иных уровней значимости при построении довер-
ительной зоны следует воспользоваться специальной таблицей,
имеющейся в статистических справочниках (или специальными
палетками).

3. ВЫЧИСЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ

Графоаналитический способ вычисления основных параметров
распределения (медианы, стандартного отклонения, среднего со-
держания и др.) очень удобен для вычисления контрастности руд.
Этот способ в некоторых случаях можно использовать и для опе-
ративных подсчетов запасов при большом количестве частных
проб. Погрешности этого способа вычисления параметров при до-
статочно большом числе проб, как правило, не превышают уровня
погрешности при отборе, обработке и анализе проб. В случаях
очень большого объема опробования этот способ может быть
использован и для систематического контроля обработки некото-
рых результатов опробования по программам на ЭВМ (например,
контрастности).

Медиану логнормального распределения по осредняющей прямой находят как абсциссу точки с ординатой $P = 50\%$. Тангенс (или котангенс) угла наклона этой прямой равен стандартному отклонению логарифмов (σ). Поэтому на логарифмическом бланке

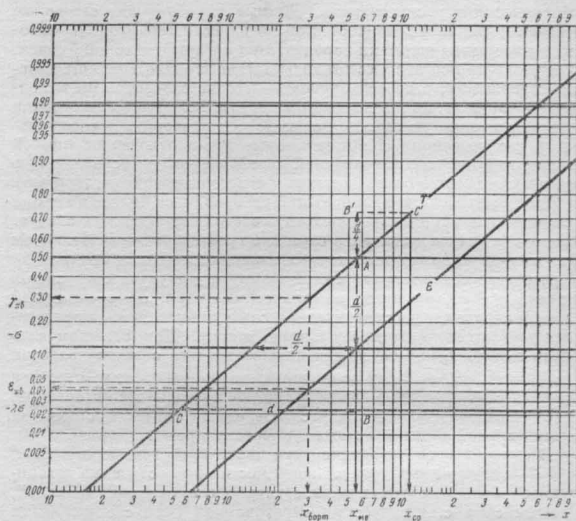


Рис. 51. Вычисление результатов опробования и возможных показателей разделения руд на вероятностно-логарифмическом бланке.

у — ориентировочный приём эмпирической выборки проб; $\bar{x}$ — интегральная кривая значений металла; x_m — медиана эмпирического распределения (γ); x_{cp} — среднее содержание металла в совокупности проб; $x_{\text{борт}}$ — бортовое содержание (любое) при разделении руд; $x_{\text{вб}}$ — выход руды обобщенного сорта при разделении руд по $x_{\text{борт}}$; $x_{\text{вн}}$ — значение металла в обобщенный сорт при разделении руд по $x_{\text{борт}}$.

данного масштаба (рис. 51) достаточно измерить величину катета $BC = d$ прямоугольного треугольника (ABC) , построенного из точки (A) пересечения осредняющей прямой и ординаты $P = 50\%$, после чего разделить величину катета d на величину катета $AB = \eta_1$. На наших стандартных бланках величина $\eta_1 = 8,69$ см, поэтому

$$\sigma = \frac{d}{8.69} = \frac{d/2}{4.35}$$

Зная медиану x_{me} и стандартное отклонение σ , можно рассчитать среднее содержание x_{cp} по формуле

$$x_{\text{ср}} = x_{\text{ме}} e^{\frac{\sigma^2}{2}} \text{ (для натуральных логарифмов).}$$

Для удобства и быстроты вычислений значения $e^{\frac{\sigma^2}{2}}$ выписаны на палетке для определения контрастности руды против каждой линии характеристик контрастности (см. рис. 56).

Не менее удобно и графическое определение среднего содержания по осредняющей прямой на вероятностно-логарифмическом бланке. Для этого на стандартном бланке (см. рис. 51) также из точки A надо отложить вверх катет $AB' = d/4$, построив прямоугольный треугольник $(AB'C')$, можно найти среднее значение данной совокупности проб x_{cp} как проекцию точки C' на ось абсцисс.

Для определения среднего значения на стандартных бланках очень удобно пользоваться прозрачным угольником со шкалой. По этой шкале легко измерить отрезок d на расстоянии $\eta_1 = 8,69$ см от ординаты $P = 50\%$. Величина $\eta_1 = \pm 2\sigma$ отмечена на шкалах оси ординат. Эти ординаты следует предварительно прочесть через все поле вероятностно-логарифмического бланка.

В рассматриваемом примере (см. рис. 51) медиана распределения $x_{\text{ме}}$ равна 0,056%, а среднее значение содержания в данной выборке проб определяется величиной $x_{\text{ср}} = 0,112\%$. Следует обратить внимание, что в случае пользования подобными трафаретами значения содержаний определяются с точностью до третьего знака.

4. ВЫЧИСЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СОРТИРОВКИ РУД ПО ДАННЫМ ОПРОБОВАНИЯ

При дальнейшей обработке данных опробования, особенно при изучении контрастности руд, вычисления промышленных кондиций для разделения запасов на балансовые и забалансовые часто требуются расчеты извлечения полезного компонента при разных величинах выхода руды. В теории обогащения аналогом подобной функциональной зависимости является интегральная кривая извлечения ϵ .

Установлено (Айчисон, Браун, 1957 г.), что если логнормальной величиной является содержание металла в пробах руды, то функция извлечения металла σ также является логнормальной величиной, поскольку эта функция есть распределение 1-го момента логнормальной функции. Эту функцию Ю. В. Рошин и А. С. Шилов предложили выражать на вероятностно-логнормальном графате также прямой линией, параллельной основному распределению γ и сдвинутой вниз по ординате на половину катета d (см. рис. 51), т. е. на величину $\sigma = d/2$. При этом имеется в виду, что если функция выхода руды выражается как $\gamma = F(Z_2)$, то функция извлечения металла примет вид $F(Z_2) = F(Z_2 - \sigma)$.

БАЛАНС СОРТИРОВКИ РУДЫ

Наименование продуктов	Выход руды %,	Содержание металла в руде x , %	Извлечение металла ϵ , %	Коэффици- ент обога- щения K
Исходная руда	100	0,112	100	1,0
Обогащенный сорт	70	0,152	95,7	1,35
Обедненный сорт	30	0,016	4,3	0,14

С помощью прямых γ и ϵ очень легко рассчитать результаты сортировки руд при любых уровнях разделения. Для этого на графике ищут точку пересечения заданной величины бортового содержания с прямыми γ и ϵ . Проекция точки пересечения с прямой γ на ось ординат укажет нам величину выхода обедненного сорта (или класса) руды γ_{xb} , объединяющего все элементарные объемы (порции) руды с содержанием ниже бортового уровня разделения $x_{борт}$. Проекция точки пересечения $x_{борт}$ с прямой ϵ на ось ординат укажет нам извлечение металла в этот обедненный сорт руды ϵ_{xb} .

С помощью элементарных преобразований, известных из теории обогащения, легко рассчитываются и все другие показатели сортировки руды. Так, выход обогащенного сорта вычисляется по формуле $\gamma_k = 1 - \gamma_{xb}$, а извлечение металла в обогащенный сорт по $\epsilon_k = 1 - \epsilon_{xb}$.

Коэффициент обогащения (K) равен

$$K = \frac{\epsilon_k}{\gamma_k}.$$

Содержание металла в обогащенном сорте определяется по формуле

$$x_k = x_{cp} \frac{\epsilon_k}{\gamma_k}.$$

Содержание металла в обедненном сорте рассчитывается по равенству

$$x_{xb} = x_{cp} \frac{\epsilon_{xb}}{\gamma_{xb}}.$$

Возвращаясь к примеру построенный на рис. 51, можно по графикам определить, что при разделении руды по $x_{борт}$, равному 0,03%, мы получим выход обедненного сорта $\gamma_{xb} = 30\%$ с количеством металла $\epsilon_{xb} = 4,3\%$.

Путем расчетов по приведенным равенствам легко установить, что выход обогащенного сорта γ_k составит 70% с извлечением металла $\epsilon_k = 95,7\%$. Соответственно содержания металла определяются следующими величинами: в исходной руде $x_{cp} = 0,112\%$, в обогащенной руде $x_k = 0,152\%$, а в обедненной $x_{xb} = 0,016\%$.

В итоге такой обработки данных опробования может быть составлена таблица баланса сортировки (табл. 11).

Рассмотренный пример очень быстрого вычисления баланса сортировки по заданному бортовому значению может быть использован во многих случаях практики разведки и разработки месторождений, начиная от разделения запасов на кондиционные и некондиционные при оконтуривании рудных тел по данным опробования (по пробам, сечениям, блокам и т. п.) и кончая вычислением технологических показателей сортировки руд по вагонеткам, самосвалам и покусковому радиометрическому обогащению.

Следует иметь в виду, что аналогичные балансы сортировки также быстро можно рассчитать и по ряду других бортовых значений. Рассмотрев подобным образом необходимое количество вариантов сортировки с измененными бортовыми содержаниями, можно выбрать оптимальный вариант разделения руд по экономическим, геологическим или технологическим признакам.

5. ИЗОБРАЖЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК КОНТРАСТНОСТИ РУД

Некоторые аналогии с теорией обогащения полезных ископаемых при расчетах основных показателей всевозможных видов сортировок руд могли бы дать очень ценный материал при обработке результатов опробования как на стадии разведки, так и при эксплуатации месторождений. Однако принятая у нас схема изображения основных характеристик руд в системе координат, не имеющей общего нуля, не позволяет использовать математический аппарат для исследования свойств этих характеристик.

Кривые обогатимости для руд в европейской горной школе (Луукен, Вьербрунер, 1934) принято строить в системе координат, когда по оси ординат отложено содержание металла во фракциях, а по оси абсцисс — выход этих элементарных фракций. И. М. Верховским (1949)* в отличие от европейской горной школы рекомендовано построение кривых обогатимости в системе координат: по оси абсцисс — содержание компонента, по оси ординат — выход фракций, т. е. принята функциональная зависимость $\gamma = f(\lambda)$. Однако все дальнейшее изложение математических уравнений для характеристик обогатимости им сделано, исходя из обратной функциональной зависимости $\lambda = f(\gamma)$, т. е. из зависимости содержания компонента в элементарных фракциях от выхода этих фракций.

Эта часть, по-видимому, была позаимствована И. М. Верховским у немецких авторов без доработки. Для того чтобы не отказываться от простых и удобных математических выражений

* Так же как и другими советскими авторами в более поздних работах по обогащению.

кривых обогатимости и их показателей, мы признали рациональной европейскую систему изображения кривых обогатимости, естественно, только для частного случая изучения контрастности руды. Что касается более широких аспектов общей теории обогащения, то здесь, видимо, будут выступать на первый план установившиеся у нас в этой науке традиции.

Таким образом, для изучения контрастности руд мы будем изображать основную кривую обогатимости λ как функциональную зависимость между содержанием в элементарных фракциях полезного компонента λ и выходами этих элементарных фракций γ , т. е. как $\lambda = f(\gamma)$ в системе координат с общим нулем, где по оси ординат отложены величины содержания λ , а по оси абсцисс — выход фракций в убывающем порядке, от самых богатых к самым бедным.

Изображение результатов опробования в виде нисходящей кумулятивной кривой (огивы) как функции $\lambda = f(\gamma)$ с одновременным изображением кривых ε , K и P очень упрощает и делает наглядными все операции возможных расчетов (см. рис. 47). Кроме того, это позволяет (в отличие от теоретических кривых обогатимости) легко использовать при необходимости математический аппарат для анализа результатов опробования.

На самом деле, суммарная площадь под кривой λ всегда определяет общее количество полезного компонента в руде. Элементарные площади, ограниченные ординатами границ различных классов содержания урана, также характеризуют общее количество металла в этом классе. По кривой λ можно (как по гистограмме содержания) графически определить содержание по любому классу руды, а также по любой частной сумме этих классов.

На основе кривой λ в этой же системе координат легко построить также интегральную кривую извлечения ε , по которой можно считать величины извлечения полезного компонента в обогащенные и обедненные сорта руды при разных значениях бортового содержания $x_{\text{борт}}$ или разных заданных величинах выхода руды γ_K и $\gamma_{\text{хв}}$. Кривая ε строится по 5—6 точкам, нарастающие значения по которым вычисляются по формуле

$$\varepsilon = \sum_{i=0}^{l-1} \frac{x_i \gamma_i}{x_{\text{ср}}}$$

На основании кривой ε очень легко построить кривую степени обогащения K для каждой точки заданного выхода руды по известному соотношению

$$K = \frac{\varepsilon}{\gamma}.$$

По кривой K удобно считать возможные величины степени обогащения руды при различных уровнях разделения, задаваясь или бортовым содержанием $x_{\text{борт}}$, или минимальным извлечением ε_K , или выходом обогащенного сорта руды γ_K .

Изображение основной кривой обогатимости в виде функции $\lambda = f(\gamma)$ позволяет выразить показатели простейшими математическими равенствами. Если выход всех элементарных фракций мы примем за 1, то количество металла в элементарной фракции (объеме) составит величину

$$dS = \lambda d\gamma = F(\gamma) \cdot d\gamma.$$

Принтегрировав это выражение по всем интервалам выхода γ от 0 до 1, мы получим общее количество металла в руде по всем элементарным объемам

$$S = \int_0^1 F(\gamma) \cdot d\gamma.$$

Общее количество металла в обогащенном продукте выражается

$$S_K = \int_0^{\gamma_K} F(\gamma) \cdot d\gamma = \gamma_K x_K.$$

Количество металла в обедненном продукте соответственно будет

$$S_{\text{хв}} = \int_{\gamma}^1 F(\gamma) \cdot d\gamma = \gamma_{\text{хв}} x_{\text{хв}}.$$

Извлечение металла в обогащенный сорт руды выражается отношением

$$\varepsilon = \frac{\int_0^{\gamma} F(\gamma) \cdot d\gamma}{\int_0^1 F(\gamma) \cdot d\gamma}.$$

Степень обогащения можно представить аналогичным отношением

$$K = \frac{\varepsilon}{\gamma} = \frac{\frac{1}{\gamma} \int_0^{\gamma} F(\gamma) \cdot d\gamma}{\int_0^1 F(\gamma) \cdot d\gamma}.$$

Среднее содержание полезного компонента в руде $x_{\text{ср}}$ как отношение суммарного количества металла S к выходу всей руды ($\gamma = 1$) выразится тем же интегралом, что и S ,

$$x_{\text{ср}} = \int_0^1 F(\gamma) \cdot d\gamma.$$

Среднее содержание полезного компонента в обогащенном сорте руды x_k выразим отношением количества полезного компонента в обогащенной руде к выходу этой руды

$$x_k = \frac{1}{V} \int_0^V F(\gamma) \cdot d\gamma.$$

Среднее содержание в обедненном продукте сортировки $x_{\text{хн}}$ определяется из равенства

$$x_{\text{хн}} = \frac{1}{1-V} \int_V^1 F(\gamma) \cdot d\gamma.$$

Основную кривую контрастности λ можно так же, как и все прочие выборки опробования, наносить на вероятностно-логарфмические бланки для ускоренной статистической обработки. В этом случае, как увидим в дальнейшем, возможно будет очень быстрое определение показателей контрастности этих характеристик по специальной палетке, вычисление средних содержаний по пробе графическим методом и т. п. Кроме того, анализ характеристик контрастности на вероятностно-логарфмических бланках часто может позволить оценить вообще представительность данной выборки для определения контрастности, установить степень достоверности отбора пробы и анализа как всей пробы, так и отдельных классов содержания. По результатам этого анализа часть выборок иногда бракуется или корректируются данные по отдельным классам.

На рис. 52 показаны типичные случаи характеристик контрастности на вероятностно-логарфмическом бланке. Прямые линии 1 и 2 относятся к наиболее часто встречающимся распределениям проб, которые четко отвечают логнормальному закону и не требуют при обработке каких-либо дополнительных операций.

Пунктирная ломаная линия 5 приведена для случая недоброкачественной выборки. Причиной погрешности может быть: непредставительный отбор проб (особенно штучных), недоброкачественность анализов, случайные ошибки при обработке результатов и т. п. В рассматриваемом случае допущены ошибки в определении содержаний металла в самых бедных фракциях (содержания, близкие к нулю, ошибочно показаны в тысячные доли процента). При устранении ошибок контрастность этой руды характеризуется сплошной прямой линией 6. На практике значительную часть подобных погрешностей удастся исправить после анализа первичных материалов.

Сложные линии 3 и 4, имеющие один четкий перелом, более редки и характерны для выборок, составленных из смешанных сортов руд, которые резко отличаются друг от друга по контраст-

ности (или отвечают усеченным выборкам). В данном примере такие кривые с четким переломом, очевидно, представляют собой смесь двух сортов руды: умеренно контрастного сорта с бедным содержанием урана и особо высококонтрастного сорта — с более богатым содержанием металла в руде. При необходимости можно разделить первоначальную совокупность проб на два простых распределения и оценить их (контрастность, выход, содержание) по отдельности. В практических целях обычно достаточно определить их среднюю контрастность, взвешенную на выход руды в отдельных классах, отвечающих этим прямолинейным участкам

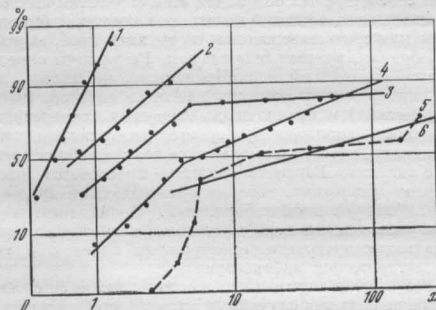


Рис. 52. Типичные характеристики контрастности на вероятностно-логарфмическом бланке.

1, 2 — характеристики при логнормальных распределениях; 3, 4 — характеристики при смешивании сортов руды с резко различной контрастностью; 5 — случаи недоброкачественных выборок; 6 — исправленная выборка

срямляющего графика. Расчет средневзвешенной величины контрастности ведется по формуле

$$P_{\text{max}}^{\text{ср}} = P'_{\text{max}} \Delta\gamma' + P''_{\text{max}} \Delta\gamma'' + \dots$$

Для случая, срямляющего графика, показанного на рис. 52 линией 4, имеющего контрастность отдельных отрезков $P'_{\text{max}} = 1,1$, $P''_{\text{max}} = 1,56$ и их выход $\Delta\gamma' = 50\%$, $\Delta\gamma'' = 50\%$, средневзвешенная контрастность всей выборки будет равна $P_{\text{max}} = 0,5 \times 1,1 + 0,5 \times 1,56 = 1,33$.

При таких характеристиках контрастности, явно не отвечающих логнормальному распределению, также можно использовать с той или иной степенью приближения ранее описанный статистический метод определения параметров разделения руд с помощью вероятностно-логарфмического графарета, показанного на рис. 51. В этом случае надо учитывать следующее: если срямляющий график γ имеет один или два перегиба, то кривая γ

будет четко повторять эти перегибы. Прямолинейные отрезки и ψ не будут друг другу параллельны, но смещены друг от друга на разные величины, в каждом случае равные своему значению половины катета d .

6. АНАЛИТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ДАННЫХ ОПРОВОБОВАНИЯ

Результаты анализов проб радиометрическими, химическими и иными лабораториями часто обрабатываются обычными арифметическими способами. На основании этой обработки вычисляются средние значения содержаний полезного компонента (среднеарифметические или среднезавешенные) по группам проб, выработкам, сечениям, блокам, рудным телам и т. п. Результаты определенных проверяются специальными контрольными анализами, которые должны подтвердить надежность массовых анализов (например, радиометрических) и правильность основных (химических) анализов. Точность анализов проверяется внутренними контрольными анализами, которые выполняются той же лабораторией, что и рядовые анализы. Верность анализов проверяется внешними контрольными анализами, которые производятся в другой достаточно квалифицированной лаборатории. Кроме того, в случае серьезных расхождений между рядовыми и внешними контрольными анализами проводятся арбитражные анализы в третьей, наиболее авторитетной лаборатории.

Основной задачей внутреннего контроля является своевременное устранение больших случайных погрешностей рядовых анализов, вызванных плохой работой лаборатории. Обычно величину средней случайной погрешности определяют как среднеарифметическое из рядовых проб, без учета их знака. Средняя абсолютная случайная погрешность определяется по формуле

$$\bar{\Delta} = \sum_{i=1}^n \Delta_i,$$

где $\bar{\Delta}$ — абсолютная случайная погрешность;

Δ_i — величины отклонений между основными x и контрольными y анализами без учета знака $(x_i - y_i)$;

n — число анализов.

По величине средней абсолютной случайной погрешности легко рассчитывается средняя относительная погрешность, которая и используется для сравнения точности анализов разных лабораторий.

Средняя относительная погрешность вычисляется по формуле

$$\bar{\Delta}_{\text{отн}} = \frac{\bar{\Delta}}{x_{\text{ср}}} \cdot 100\%,$$

где $x_{\text{ср}}$ — среднеарифметическое содержание в основных пробах.

Для урановых месторождений допустимая величина средней относительной случайной погрешности обычно не должна превышать 10% (для большинства классов содержаний).

Главная задача внешнего контроля заключается в своевременном выявлении систематических погрешностей в работе основной лаборатории. При внешнем контроле проверяется не только качество работы основной лаборатории, но и правильность выбранной методики анализов. Результаты внешнего контроля необходимо сравнивать по отдельным классам содержаний полезного компонента. Систематические ошибки наиболее опасны при подсчетах запасов. Каких-либо допустимых величин систематических ошибок нет и не может быть установлено. Систематическая ошибка в любую сторону (плюсовую или минусовую) недопустима.

В каждом конкретном случае должна быть точно установлена величина систематической погрешности и выявлены причины, порождающие ее. Средняя абсолютная систематическая погрешность $\bar{D}$ вычисляется по формуле

$$\bar{D} = \frac{\left| \sum_{i=1}^n d_i \right|}{n},$$

где d_i — разность между основными x и контрольными y анализами с учетом знака отклонения;

n — количество анализов.

Средняя относительная величина систематической погрешности определяется из соотношения

$$\bar{D}_{\text{отн}} = \frac{\bar{D}}{x_{\text{ср}}} \cdot 100\%.$$

При наличии систематической погрешности результаты вычислений содержаний полезного компонента могут быть уточнены введением поправочного коэффициента. Для этого необходимо подтвердить точность расчета этого поправочного коэффициента арбитражными анализами в специальных высокоавторитетных лабораториях. Одновременно должны быть устранены причины, приводящие к появлению систематических ошибок.

При обработке результатов анализов часто требуется установление корреляционных связей между различными полезными (или вредными) компонентами в пробах. Часто метод корреляции позволяет определять среднее содержание в рудах сопутствующих компонентов и производить подсчет их запасов по корреляционной зависимости содержаний этих компонентов от содержания основного компонента — урана. Корреляция дает количественное выражение этой зависимости в виде коэффициента корреляции r , величина которого может изменяться от 0 до ± 1 . Если связи между компонентами нет, то r равно 0 или же представляет малую величину. При наличии положительной корреляции

увеличение содержания одного компонента сопровождается увеличением содержания другого. В случаях отрицательной корреляции наоборот.

Корреляционная зависимость может быть выявлена графическим и аналитическим способами. Для определения корреляционной связи двух компонентов графическим способом строят график на миллиметровке в виде корреляционной решетки. По оси абсцисс наносится значение одного компонента, а по оси ординат — другого.

Однако для количественного выражения корреляционных связей необходимы аналитические расчеты коэффициента корреляции. Для вычисления этого коэффициента при сравнительно небольшом числе наблюдений (30—50) можно воспользоваться следующей формулой:

$$r = \pm \frac{\sum xy}{\sqrt{\sum x^2 \cdot \sum y^2}},$$

где x , y — отклонения частных содержаний двух компонентов от их средних арифметических значений.

Корреляционная связь признается очень слабой при величинах r , близких к 0, или очень тесной — при значениях r , близких к 1. При $r = 1$ существует функциональная связь.

Для определения количественной связи изменения одного признака (x) в зависимости от величины изменения другого (y) используются коэффициентом прямой линейной регрессии и формулами уравнения регрессии x и y :

$$x = r \frac{\sigma_x}{\sigma_y} (y_i - \bar{y}) + \bar{x},$$

$$y = r \frac{\sigma_y}{\sigma_x} (x_i - \bar{x}) + \bar{y},$$

где σ_x и σ_y — средние квадратические отклонения.

7. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СТАТИСТИЧЕСКОГО МЕТОДА ОБРАБОТКИ ДАННЫХ

При обработке данных опробования урановых месторождений французские геологи используют аналитический аппарат, основанный на допущении существования логнормального распределения содержания урана в пробах (а также мощности). Определяются медианное значение содержания $x_{ме}$, среднее значение оценки содержания x_{cp} и логарифмическая дисперсия среднего σ^2 или стандартное отклонение σ . Если по данным обработки какого-то числа проб (по рудному телу, блоку или месторождению) рассчитать параметры логнормального распределения — медиану $x_{ме}$ и логарифмическую дисперсию σ^2 , то можно

ожидать, что в среднем мы будем иметь содержания по пробам в следующих интервалах:

Интервалы содержания	Количество проб, %
$x_{ме}e^{-\sigma} < x < x_{ме}e^{\sigma}$	68,0
$x_{ме}e^{-2\sigma} < x < x_{ме}e^{2\sigma}$	95,0
$x_{ме}e^{-3\sigma} < x < x_{ме}e^{3\sigma}$	99,7

Величины 68,0; 95,0 и 99,7% являются значениями долей совокупности, часто употребляемыми в статистике. Они соответствуют двухсторонним доверительным интервалам, удаленным от среднего значения на одно, два и три стандартных отклонения σ .

Аналитический расчет среднего содержания по вычисленным значениям параметров логнормального распределения производится по формуле

$$x_{cp} = x_{ме} e^{\frac{\sigma^2}{2}},$$

где $e = 2,718$ — основание натуральных логарифмов.

При отсутствии специальных таблиц или линеек для вычисления величины $e^{\frac{\sigma^2}{2}}$ эту формулу можно записать в другом виде:

$$\lg x_{cp} = \lg x_{ме} + 0,217\sigma^2,$$

где σ^2 — дисперсия натуральных логарифмов.

Значение среднего содержания после вычисления $\lg x_{cp}$ находится по таблице антилогарифмов.

Пример расчета параметров распределения содержания можно показать на материалах опробования скважин (по 50-сантиметровым интервалам керна) уранового месторождения Мунана (Габон), которое представляет собой мощную штоковую залежь мощностью около 100 м и площадью около 0,4 км². Месторождение было разведано вертикальными скважинами по сети 20 × 10 м. Дисперсия содержаний исследовалась по данным анализов керновых проб длиной 0,5 м. Расчет результатов опробования и последующая аналитическая обработка этих данных приводятся в табл. 12.

Поскольку вычисление средних значений содержания для подсчета запасов должно выполняться все равно на основе средних арифметических величин, то вызывает большие сомнения вообще целесообразность применения сложных трафаретов и расчетных таблиц, фактически предназначенных только для вычисления медианы и дисперсии распределения. Величина дисперсии необходима в первую очередь для вычисления погрешностей оценки основных подсчетных параметров, а также для расчета коэффициента абсолютного рассеяния (α). И в том и в другом случае нет

Таблица 12

РАСЧЕТНАЯ ТАБЛИЦА ПАРАМЕТРОВ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ
СОДЕРЖАНИЯ УРАНА В МЕСТОРОЖДЕНИИ МУНАНА
(ПО Э. КАРЛЬЕ)

Граница класса (%), (кг/т)	Число проб в классе n	Накоп- ленная частотъ, %	Накоп- ленная частота проб	x	lg x	n lg x	n (lg x) ²
0,1							
0,126	35	100	2483	0,1	-1	-35,0	35,00
0,158	9	98,6	2448	0,126	-0,9	-8,1	7,29
0,199	7	98,2	2439	0,158	-0,8	-5,6	4,48
0,251	35	97,9	2432	0,199	-0,7	-24,5	17,15
0,316	39	96,5	2397	0,251	-0,6	-23,4	14,04
0,398	24	95,0	2358	0,316	-0,5	-12,0	6,00
0,501	110	94,0	2334	0,398	-0,4	-44,0	1,76
0,631	83	89,6	2224	0,501	-0,3	-24,9	7,47
0,794	83	86,2	2141	0,631	-0,2	-16,6	3,32
1,00	139	82,9	2058	0,794	-0,1	-13,9	1,39
1,26	172	77,3	1919	1,00	0	—	—
1,58	151	70,4	1747	1,26	0,1	15,1	1,51
1,99	152	64,3	1596	1,58	0,2	30,4	6,08
2,51	221	58,1	1444	1,99	0,3	66,3	19,89
3,16	154	49,3	1223	2,51	0,4	61,6	24,64
3,98	164	43,1	1069	3,16	0,5	82,0	41,00
5,01	180	36,4	905	3,98	0,6	108,0	64,80
6,31	141	29,2	725	5,01	0,7	98,7	69,00
7,94	145	23,5	584	6,31	0,8	116,0	92,80
10	139	17,7	439	7,94	0,9	125,1	112,59
12,6	101	12,1	300	10,0	1,0	101,0	101,00
15,8	62	8,0	199	12,6	1,1	68,2	75,02
	51	5,5	137	15,8	1,2	61,2	73,44

Продолжение табл. 12

Граница класса (%), (кг/т)	Число проб в классе n	Накоп- ленная частотъ, %	Накоп- ленная частота проб	x	lg x	n lg x	n (lg x) ²
19,9							
25,1	33	3,5	86	19,9	1,3	42,9	55,77
31,6	21	2,13	53	25,1	1,4	29,4	41,16
39,8	21	1,28	32	31,6	1,5	31,5	47,25
50,1	7	0,44	11	39,8	1,6	11,2	17,92
63,1	3	0,16	4	50,1	1,7	5,1	8,67
79,4	—	—	—	63,1	1,8	—	—
100	1	0,04	1	79,4	1,9	1,9	3,61
	—	—	—	100	2,0	—	—
2483 N						847,6 Σn lg x	954,05 Σn (lg x) ²

смысла добиваться получения высокоточных значений дисперсии, рассчитываемых по таблицам с точностью до второго-третьего знака. Это не отвечает степени точности получения других величин, участвующих в расчете (особенно линейных эквивалентов месторождения и пробы в формуле Матерона — де Вийса). Тем более достаточно приближенного значения дисперсии при определении выхода руды и металла в процессе сортировки (по графику Фермера или другим способом). Это положение усугубляется еще и тем, что вычисленные значения дисперсии для различных выборок проб из какой-то совокупности по месторождению сами варьируют в значительных пределах и мы не знаем, есть ли это только следствие погрешностей отбора проб выборки или только следствие несоответствия фактической закономерности распределения содержания металла в руде теоретическому логнормальному закону распределения. Поэтому, на наш взгляд, для статистического анализа можно использовать несколько приближенные значения дисперсии и медианы распределения, очень легко получаемые по палетке контрастности руды. Это позволит применить простые графические методы расчетов не только при определении степени контрастности руды, но и статистических параметров логнормального распределения при обработке данных опробования для подсчета запасов.

Расчет медианы x_{me} производится по следующим формулам:

$$\lg G = \frac{\sum n \lg x}{N} = \frac{847,6}{2483} = 0,34136;$$

$$\lg x_{me} = \lg G + 0,05 = 0,34136 + 0,05 = 0,39136;$$

$$x_{me} = \text{anti } \lg 0,39136 = 2,46 \text{ кг/т.}$$

Дисперсия σ^2 рассчитывается таким образом:

$$\sigma^2 = \frac{1}{N} \left[\sum n (\lg x)^2 - N (\lg G)^2 \right] = \frac{1}{N} \left[\sum n (\lg x)^2 - \lg G \sum n \lg x \right] =$$

$$= \frac{1}{2483} (954,05 - 289,34) = 0,268.$$

Для натуральных логарифмов $\sigma^2 = 0,268 \cdot 5,302 = 1,42$. Стандартное отклонение $\sigma = 1,19$.

Расчет среднего содержания урана для данного распределения может быть вычислен с помощью известной формулы

$$x_{cp} = x_{me} \cdot 0,9^{\frac{\sigma^2}{2}} = 2,46 \cdot 2,03 = 5,0 \text{ кг/т (0,50\%).}$$

Среднее арифметическое, вычисленное по этой же расчетной таблице, даст несколько меньший результат:

$$x = \frac{\sum nx}{N} = \frac{10\,685}{2483} = 4,3 \text{ кг/т (0,43\%).}$$

Формула логнормального среднего даст более точную оценку, чем среднее арифметическое, в том случае, когда истинное (известное нам) распределение генеральной совокупности является логнормальным, а данные опробования в фактической выборке проб отвечают логнормальному закону лишь приближенно. К сожалению, на практике при опробовании урановых месторождений мы не можем уверенно установить наличие точного соответствия исходной совокупности проб логнормальному закону распределения. Поэтому в особо ответственных случаях определения среднего содержания для подсчета запасов следует вычислять две оценки и принимать ту, которая имеет наименьшее значение. Так, кстати, по совету Ж. Матерона и делают французские геологи.

Применение логнормальной оценки среднего является целесообразным в тех случаях, когда результаты опробования содержат небольшое число «ураганных» значений, которые завышают общее среднее, поскольку логнормальная оценка менее подвержена их влиянию, чем среднее арифметическое.

Точно так же можно использовать логнормальную оценку средних значений для оперативных подсчетов запасов, требующих

экспрессных методов. Очень удобно пользоваться ею и при расчетах контрастности руд, особенно при большом числе исходных данных.

8. ПАЛЕТКА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТЕПЕНИ КОНТРАСТНОСТИ УРАНОВЫХ РУД ПО ДАННЫМ ОПРОБОВАНИЯ

В последние годы широкому использованию данных о контрастности руд при разведке и эксплуатации урановых месторождений в значительной мере мешает сложность и трудоемкость вычислений необходимых параметров при ручной обработке результатов опробования. В тех немногочисленных случаях, когда для этой цели используются ЭВМ, их стандартные программы не позволяют оперативно и творчески участвовать исследователю в оценке конечных или промежуточных результатов этих расчетов. Кроме того, высокая точность аналитических вычислений при подобных сложных расчетах вручную или на ЭВМ не соответствует уровню погрешностей, вносимых в рассчитываемые показатели вследствие слабой представительности отдельных выборок проб, некачественного отбора проб, случайных и систематических ошибок анализа.

Учитывая все это, была сделана попытка составить максимально простую палетку для оперативного вычисления всех основных параметров, используемых при количественной оценке контрастности руд. Точность вычислений по этой палетке примерно соответствует уровню погрешностей при отборе проб и их обработке. В качестве основных величин, определяемых по палетке, выбраны следующие: показатель контрастности $P_{\max}$ (по Л. Ч. Пухальскому), модуль контрастности M (по В. А. Мокрову), стандартное отклонение натуральных логарифмов σ и коэффициент вариации V (в %).

Для установления эмпирических корреляционных зависимостей между перечисленными показателями степени неоднородности по специальным программам на ЭВМ было обработано большое число (несколько сотен) выборок и совокупностей проб, охватывающих весь практически возможный диапазон контрастности — от слабоконтрастных до особоконтрастных руд. При рассмотрении результатов этих вычислений на ЭВМ наиболее четкая корреляционная связь устанавливается между показателями $P_{\max}$ и M . На корреляционном графике между этими величинами подавляющее большинство точек лежит в непосредственной близости от усредняющей линии, не выходя за пределы погрешностей самих экспериментальных работ. Корреляционная зависимость показателей контрастности $P_{\max}$ и M приводится на рис. 53. Корреляционная связь близка к линейной, особенно для средних классов контрастности (среднеконтрастные и высококонтрастные руды). Для класса особоконтрастных руд показатели $P_{\max}$ и M становятся равными. Это любопытное обстоятельство связано

с тем, что только для особо контрастных руд становятся равными и статистически оптимальные уровни (бортовые содержания) разделения руд на обогащенный и обедненный сорта. Как известно, для показателя M , являющегося удвоенной величиной общей технологической эффективности

$$M = 2E_{05} = 2(\varepsilon - \gamma),$$

статистически оптимальный уровень разделения руд всегда равен среднему содержанию. А для показателя $P_{\max} = 2\varepsilon/(1 + \gamma)$, учитывающего основные экономические показатели добычи и переработки, величина статистически оптимального бортового содер-

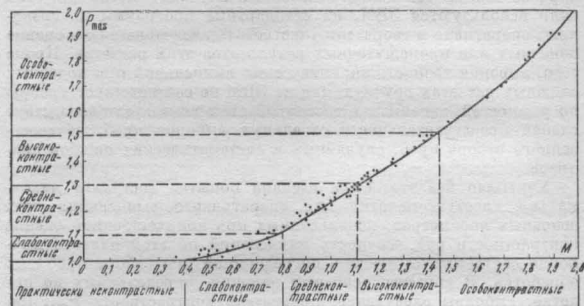


Рис. 53. Корреляционная зависимость показателей контрастности $P_{\max}$ и M (по типам руд)

жания намного ниже среднего содержания для большинства типов руд. И только для класса особо контрастных руд оптимальная величина бортового содержания поднимается до величины среднего содержания x_{cp} .

На этом корреляционном графике (см. рис. 53) можно убедиться и в целесообразности выделения класса слабоконтрастных руд в интервале $P_{\max} = 1-1,1$ ($M = 0,4-0,8$), охватывающем нелинейную, наиболее неустойчивую часть корреляционного графика, а также класса особо контрастных руд в интервале $P \approx M = 1,5-2$ — по признаку равенства этих показателей. Эти факторы были учтены при составлении классификации по контрастности.

На графике видно, что при величинах модуля контрастности M менее чем $0,3-0,4$ неравномерность руд становится такой незначительной, что они перестают быть практически контрастными и любая сортировка подобных руд нецелесообразна.

Корреляционная зависимость показателя контрастности $P_{\max}$ и стандартного отклонения σ натуральных логарифмов показана на рис. 54. Здесь также для средних классов (среднеконтрастные и высококонтрастные руды) имеется линейная корреляционная связь в интервале величин стандартного отклонения σ от 1 до 2. Класс слабоконтрастных руд характеризуется также нелинейной, менее устойчивой корреляционной связью и уверенно выделяется по значениям стандартного отклонения в интервале от $0,4$ до 1 . Руды, характеризующиеся степенью неоднородности, определяемой величинами стандартного отклонения менее $0,4$, практически перестают быть контрастными. В области больших значений стандартного отклонения линейная корреляция сильно нарушается, что также указывает на правомерность выделения класса особо контрастных руд в интервале величин $P_{\max} = 1,5-2$ или при значениях $\sigma > 2,2$.

Экспериментальные точки с невысокими значениями σ более или менее удовлетворительно совпадают с кривой, построенной по величинам σ , определенным графически, с помощью вероятностно-логарифмического графического трафарета палетки. Высокие значения σ нанесены на график корреляции только по данным графических определений.

Корреляционная зависимость показателя контрастности $P_{\max}$ и коэффициента вариации V приводится на рис. 55. Корреляционная связь между этими показателями наименее устойчива. Экспериментальные значения коэффициента вариации по очень многим выборкам настолько сильно отклоняются от теоретических, что этот показатель становится наименее надежным при характеристике степени неоднородности той или иной совокупности проб. Поэтому на рис. 55 приведена не линия корреляции между параметрами, а кривая теоретических величин коэффициента вариации, вычисленных для разных значений показателя контрастности по формуле

$$V = \sqrt{e^{\sigma^2} - 1},$$

где σ^2 — дисперсия натуральных логарифмов логнормальной величины.

Экспериментальные точки значений V ложатся более или менее удовлетворительно на эту кривую теоретических величин только в области слабоконтрастных руд ($V = 40-140\%$). Для средних классов контрастности (среднеконтрастные и высококонтрастные руды) имеет место очень сильный разброс экспериментальных значений как вверх, так и вниз от теоретической кривой. Использовать коэффициент вариации для более или менее точной характеристики степени изменчивости содержания (или иного показателя) не представляется возможным. Для особо контрастных руд отмечается резкое увеличение коэффициента вариации до многих тысяч и десятков тысяч процентов. Вычисление коэффициента вариации для этого типа руд вообще лишено смысла ввиду низкой

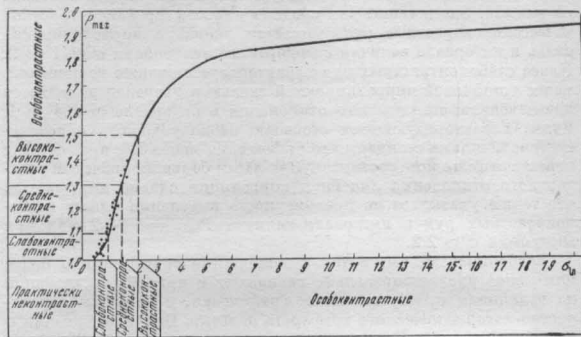


Рис. 54. Корреляционная зависимость показателя контрастности $P_{\max}$ и стандартного отклонения σ (натуральных логарифмов) по типам руд

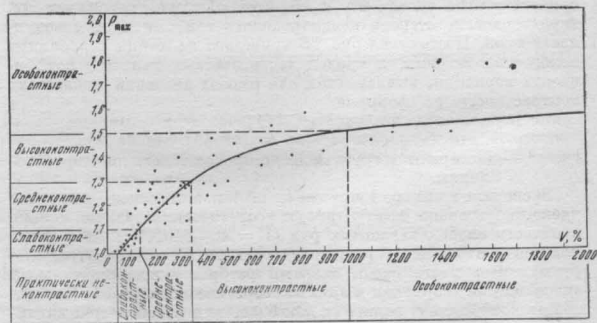


Рис. 55. Корреляционная зависимость показателя контрастности $P_{\max}$ и коэффициента вариации V (по типам руд)

точности расчетов. Для типа особоконтрастных руд также характерен весьма сильный разброс экспериментальных точек. Однако для большинства совокупностей проб характерны отклонения только вверх от кривой (в сторону занижения величины V). По-видимому, для особоконтрастных руд заметно сказывается отклонение экспериментальных совокупностей проб от логнормального закона распределения. На графике рис. 55 четко выделяется область практически неконтрастных руд со значениями V менее 40%.

На основе полученных корреляционных зависимостей между показателями контрастности и степени неоднородности руд ($P_{\max}$, M , σ , V %) была построена палетка на базе трафарета вероятностно-логарифмической бумаги с масштабами шкал: $\theta = 10 \lg x$ см и $\eta = 4,34Z$ см. Палетка представляет собой пучок прямых линий, проведенных из общего начала координат. Эти прямые отвечают характеристикам контрастности во всем возможном диапазоне: от $P_{\max} = 1$ до $P_{\max} = 2$. При малых значениях показателя контрастности линии контрастности нанесены через интервалы 0,01, при больших значениях интервал увеличен до 0,05. Такая дробность пучка характеристик контрастности позволяет вычислять значения показателей с вполне достаточной точностью.

Против концов выпрямленных характеристик контрастности нанесены соответствующие им значения показателей: показатели контрастности, модуля контрастности, коэффициента вариации, стандартного отклонения натуральных логарифмов.

В последнем пятом столбце палетки приведены значения множителя $e^{\sigma^2/2}$, с помощью которого в изучаемой совокупности проб можно также быстро определить среднее содержание урана. Для этого достаточно по палетке найти медиану рассматриваемого распределения $x_{\text{ме}}$ и по известному соотношению вычислить среднее содержание урана в руде $x_{\text{ср}}$:

$$x_{\text{ср}} = x_{\text{ме}} e^{\frac{\sigma^2}{2}}.$$

Палеткой удобнее пользоваться при ее натуральном размере. Большое поле вероятностно-логарифмического трафарета в этом случае позволяет с меньшими погрешностями наносить точки экспериментальных совокупностей проб на палетку и определять наклон выпрямленных характеристик контрастности. Однако вполне возможно в практике использование и палетки в уменьшенном масштабе, при одинаковом уменьшении по обеим шкалам, т. е. когда не искажены углы наклона пучка прямых. Такая палетка помещена и в этой книге (рис. 56).

Предлагаемую палетку для определения контрастности руды просто перестроить на любые другие трафареты вероятностно-логарифмической бумаги (с другими масштабами). Для этого нужно по каждой прямой пучка характеристик контрастности

определить в двух любых удобных точках значения ординаты и абсциссы. Затем все полученные координаты этих точек нанести на новый бланк и провести через каждую пару точек прямые линии. После этого следует провести параллельное смещение полученных линий в единое начало координат и переписать против каждой линии все значения показателей. Палетка, построенная подобным образом на стандартном немецком бланке вероятностно-логарифмической бумаги, приведена на рис. 57.

Пользование палеткой при определении контрастности руд по данным опробования. Данные опробования (частная выборка или сгруппированные пробы) наносятся на палетку в виде выпрямленного графика частот. Для этого на оси абсцисс откладываются верхние границы классов содержания (при построении снизу вверх), а на оси ординат — накопленные частоты. По полученным точкам проводится осредняющая прямая. Для этого чтобы не портить палетку, удобнее накладывать на нее лист полупрозрачной бумаги, точно совмещенный по осям координат. Все построения и последующие вычисления следует проводить на этом листе бумаги, используя его в дальнейшем в качестве рабочего или отчетного материала. Полученная осредняющая прямая совмещается с длинной стороной прозрачного пластмассового треугольника (рис. 58). Короткая сторона этого треугольника фиксируется линейкой. Затем пластмассовый треугольник перемещается вдоль линейки в ту или иную сторону до совмещения его длинной стороны с одной из диагональных линий палетки. Если длинная сторона скользящего треугольника окажется в промежутке между двумя линиями палетки, то величина контрастности исследуемой выборки определяется примерной интерполяцией между значениями контрастности, указанными против этих линий.

Способ скользящего треугольника позволяет измерить величину контрастности по палетке с точностью, значительно превышающей точность расчета самой палетки, а в большем числе случаев и точность отбора проб исследуемой выборки.

Значение контрастности руды в исследуемой выборке считается по палетке на конце линии, совмещенной с длинной стороной треугольника. При этом контрастность может быть охарактеризована различными показателями: $P_{\max}$, M , V , $\sigma_{\text{дн}}$. Последние два параметра несколько округлены (особенно на малых и больших значениях), что отвечает большей степени разброса их значений по сравнению с показателями $P_{\max}$ и M .

Способ скользящего треугольника позволяет определить по палетке не только величину контрастности, но и возможную степень погрешности этой величины за счет неточного проведения спрямленного графика. С этой целью нужно по нанесенным экспериментальным точкам провести два-три варианта спрямленного графика и также вычислить для них величину контрастности. Тем самым можно определить вероятные пределы колебания истинной величины контрастности по исследуемой выборке.

Если при исследовании контрастности данной совокупности проб потребуется определить среднее значение содержания металла в этих пробах, то в последней графе считается значение множителя $e^{0.75}$. Чтобы получить среднюю величину содержания металла в руде ($x_{\text{ср}}$), надо определить по спрямленному графику его медианное значение (как проекцию на ось абсцисс точки пересечения этого графика с ординатой 50%). Затем это медианное

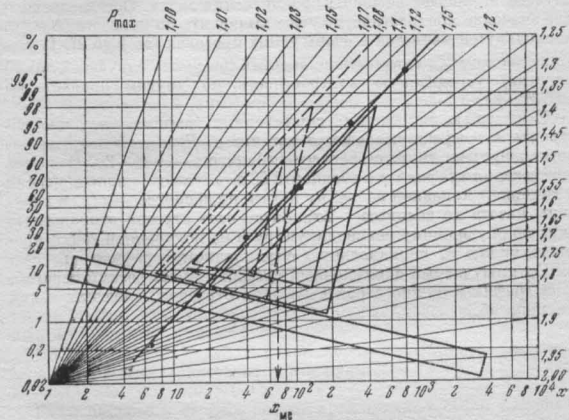


Рис. 58. Определение показателей контрастности по палетке способом скользящего треугольника.

Жалкие кружочки — точки эмпирической выборки, жирная линия — усредняющая прямая

значение следует умножить на множитель $e^{0.75}$. В нашем примере на рис. 58 $x_{\text{ме}} = 0.07\%$, а множитель, отвечающий контрастности $P_{\max} = 1.08$, равен 1.60. Отсюда среднее содержание в совокупности проб равно

$$x_{\text{ср}} = 0.07 \cdot 1.60 = 0.112\%.$$

Если изучаемое распределение явно не отвечает логнормальному закону и по нанесенным точкам не удается провести единую осредняющую прямую, то строится ломаный график, состоящий из 2—3 прямолинейных отрезков. С помощью палетки определяется контрастность каждого из этих отрезков ($P'_{\max}$, $P''_{\max}$ и т. д.). Выход руды, отвечающий каждому из этих отрезков ($\Delta y'$, $\Delta y''$ и т. д.), снимается с оси ординат в процентах (как ординаты точек

перелома), а затем пересчитывается в доли единицы. Усредненная контрастность по всей совокупности проб в этом случае рассчитывается как средняя величина по этим отрезкам, взвешенная на их выход,

$$P_{\max}^{\text{ср}} = P'_{\max} \Delta\gamma' + P''_{\max} \Delta\gamma'' + \dots$$

Некоторая приближенность подобного расчета в большинстве случаев не мешает решению практических задач. Средневзвешенное значение контрастности лучше вычислять по показателю $P_{\max}$, поскольку он меняется в очень узких пределах (от 1 до 2). И уже по величине $P_{\max}^{\text{ср}}$ затем можно оценить (по соответствующей линии палетки) усредненную контрастность по другим показателям (σ , M , V).

С помощью палетки для спрямленных графиков γ можно построить и графики извлечения металла ϵ . Для этой цели на палетке жирными линиями нанесены абсциссы — σ и -2σ . Из точки пересечения графика γ с абсциссой 50% опускают перпендикуляр и измеряют линейкой величину катета по абсциссе — σ (или половины катета по абсциссе -2σ). Затем этот отрезок откладывают вниз по опущенному перпендикуляру и из полученной точки проводят линию ϵ , параллельную спрямленному графику γ .

Если изучаемый спрямленный график γ имеет резкий перегиб, то и график ϵ нужно строить из двух отрезков, имеющих такой же перегиб.

ГЛАВА VII

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ ОПРОБОВАНИЯ ПРИ ОЦЕНКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ ОЦЕНКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Д. Я. Суражский (1960) среди многих факторов, влияющих на оценку промышленной значимости конкретного месторождения, в первую очередь предлагает выделять количество запасов и качество руды. Минимальное количество запасов и минимальное промышленное содержание урана, в свою очередь, не могут устанавливаться в отрыве от технологических особенностей руды.

Технологические особенности руд выявляются по технологическому опробованию и определяются главным образом химическим составом руды, зернистостью и наличием вредных или полезных примесей. Важной технологической особенностью руд является также их контрастность, способы определения и учета которой подробно описаны выше.

По содержанию в рудах урана можно выделить по меньшей мере четыре технологических сорта руды: 1 — $\geq 3\%$; 2 — $1-3\%$; 3 — $0,1-1\%$; 4 — $0,05-0,1\%$.

Руды первого и второго сортов представляют собой товарную продукцию для рудников и могут транспортироваться к месту дальнейшего гидрометаллургического передела на значительные расстояния. Поэтому месторождения этих руд могут представлять промышленный интерес даже при запасах в несколько сотен тонн, так как они могут быть отработаны небольшими рудниками без значительных капитальных затрат и строительства перерабатывающих предприятий. На этих месторождениях товарная руда может быть получена только в результате селективной выемки рудных гнезд с ручной сортировкой и радиометрическим обогащением. В мировой практике такие месторождения (обычно высококонтрастных руд) считаются пригодными для рентабельной разработки при минимальной величине среднего содержания в отбитой горнорудной массе $0,02-0,03\%$.

Месторождения бедных руд, доступных для гидрометаллургической переработки по несложным технологическим схемам, считаются обычно пригодными для промышленного освоения при значениях минимального среднего содержания в руде $0,05-0,08\%$ и при запасах отдельного месторождения в тысячи тонн. Для месторождений бедных руд, требующих специальной, сложной

технологии гидрометаллургической переработки, минимальное среднее содержание в руде может быть увеличено до 0,1% и больше. А масштабы месторождений, пригодных для промышленной разработки, должны оцениваться запасами в десятки тысяч тонн.

Большое значение при промышленной оценке месторождений играет их географическое положение. Указанные примерные условия по минимальному среднему содержанию урана и минимальным запасам приведены для месторождений, находящихся в физико-географических и горнотехнических условиях средней сложности. Для месторождений, которые находятся в весьма благоприятных условиях (например, в освоенных легко доступных районах, пригодных для карьерных разработок и т.п.), а также для месторождений комплексных руд, когда возможно получение попутно с ураном других полезных ископаемых, приведенные промышленные кондиции могут быть несколько снижены. Также могут быть значительно снижены кондиции для месторождений, залегающих вблизи дневной поверхности и пригодных для отработки беспаштными системами добычи, с химическим выщелачиванием из скважины. Например, конгломераты Витватерсранда, которые помимо золота содержат уран, с успехом разрабатываются при величинах минимального среднего содержания 0,01—0,015% урана. Точно также во многих странах мира с успехом разрабатываются убогие урановые руды, связанные с фосфоритами (например, фосфориты Флориды, США, содержащие всего 0,006—0,008% урана).

Эти усредненные предварительные кондиции для промышленной оценки урановых месторождений для конкретных месторождений уточняются проектными организациями на основе детальных технико-экономических расчетов. При составлении технико-экономических докладов учитывается в первую очередь географическое положение района, где расположено месторождение. Это объясняется тем, что строительство горнообогатительного предприятия или горнохимического комбината в удаленных, экономически не освоенных областях представляется весьма трудным и дорогостоящим мероприятием, значительно более дорогим, чем в экономически освоенных районах, имеющих железно-дорожную сеть, энергетические ресурсы, жилые поселки и рабочую силу.

2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ БОРТОВОГО СОДЕРЖАНИЯ ПОЛЕЗНОГО КОМПОНЕНТА ПО ПРОБЕ НА ОСНОВЕ ЗАДАННОЙ ВЕЛИЧИНЫ МИНИМАЛЬНОГО ПРОМЫШЛЕННОГО (ИЛИ СРЕДНЕГО) СОДЕРЖАНИЯ И ДАННЫХ О КОНТРАСТНОСТИ РУДЫ

Необходимость применения на урановых месторождениях бортового содержания по пробе при оконтуривании рудных тел вызвана главным образом характером распределения полезного

компонента: в первую очередь отсутствием резкой геологической границы оруденения и наличием широкого ореола убогих руд.

Оконтуривание рудных тел по минимальному промышленному содержанию в большинстве случаев приводит к дроблению рудной залежи на мелкие тела, непригодные для самостоятельной отработки.

Расчеты, связанные с определением бортового содержания по пробе с учетом всех технико-экономических показателей, весьма сложны и осуществляются методом вариантов в проектных организациях.

В геологоразведочных организациях можно рекомендовать способ вычисления бортового содержания по пробе на основе статистических данных опробования и заданной величины минимального среднего содержания. Минимальное промышленное содержание полезного компонента ($C_{м.п.}$) обычно рассчитывается из главной предпосылки, предусматривающей обеспечение безубыточного использования данного сырья в народном хозяйстве в настоящее время по формуле (Прокофьев, 1973)

$$C_{м.п.} = \frac{A \cdot 100}{C_{\text{г.р.}}} [\%],$$

где A — суммарные затраты на добычу и переработку 1 т руды;

$C_{\text{г.р.}}$ — государственная цена за 1 т полезного компонента;

ε — извлечение полезного компонента из руды;

R — коэффициент, учитывающий разубоживание при добыче.

При разработке месторождений вследствие разубоживания кондиционных руд или выемки забалансовых руд внутри контура рудного тела появляется определенное, часто весьма значительное количество убогих некондиционных руд. Поскольку эти руды уже добыты (попутно) и выданы на поверхность, то при радиометрической сортировке (на РКС, РОФ и др.) минимальное промышленное содержание лучше рассчитывать по формуле, исключая затраты на добычу этой руды

$$C_{м.п.} = \frac{a_n + a_r}{C_{\text{г.р.}}} \cdot 100 \%,$$

где a_n — затраты на переработку 1 т руды;

a_r — затраты на транспорт до завода 1 т руды.

Использование при расчетах $C_{м.п.}$ действующих государственных цен не всегда дает удовлетворительные результаты. Во-первых, эти цены отражают конъюнктуру сравнительно непродолжительного периода и могут значительно меняться во времени. Во-вторых, они не отражают горнотехнических и геологических особенностей самих месторождений и не позволяют варьировать величиной $C_{м.п.}$ в зависимости от типов руд, например с целью более полного использования недр при примерно тех же экономических показателях.

По величине $C_{м.п}$ можно вычислить бортовое содержание по пробе. Для этого по данным опробования, сгруппированным по классам содержания, строятся характеристики контрастности λ , ϵ и K (см. рис. 47), так как это было описано в предыдущих разделах. Напомним, что основная характеристика контрастности $\lambda = f(\gamma)$ представляет собой кумулятивную кривую с перевёрнутыми осями координат (огиву), построенную по нисходящим значениям признака. Для построения этой кривой по оси ординат наносятся нижние значения класса содержания, а по оси абсцисс — накопленные частоты числа проб. Кривая извлечения

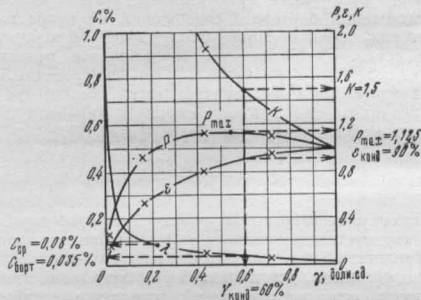


Рис. 59. Графическое определение различных значений бортового содержания по пробе в зависимости от заданных значений минимального промышленного содержания (по блоку или месторождению) с помощью характеристик контрастности руды.

λ , ϵ , K , P — кривые контрастности по данным борзодового опробования; $C_{орт}$ — бортовое содержание по пробе для выделения кондиционных руд; $\gamma_{конт}$ — выход руды и извлечение металла в кондиционный сорт руды (балансовые запасы)

$\epsilon = f(\gamma)$ строится по накопленным значениям количества металла в этих же классах содержания. Можно для этого использовать и расчет значений ϵ на вероятностно-логарифмической бумаге, как это показано на рис. 51. Кривая обогащения K строится по кривой ϵ (для тех же точек) на основе элементарных расчетов по равенству

$$K = \frac{\epsilon}{\gamma}.$$

С помощью построенных графиков λ , ϵ и K можно очень быстро оценить разные варианты бортового содержания проб различных значений заданного минимального промышленного (или среднего). На рис. 59 нанесены подобные кривые λ , ϵ , K по данным борзодового опробования крупной залежи умеренно контрастной руды. Учитывая невысокую контрастность, длина борзоды при-

нята в 2 м. Среднее содержание во всей руде, вычисленное по всем пробам, выше бортового минимума для забалансовых руд (0,01%) — 0,08%. Допустим, что величина минимального промышленного содержания задана в 0,12%. Для получения такой руды нам потребуется коэффициент обогащения

$$K = \frac{0,12\%}{0,08\%} = 1,5.$$

Найдя точку на кривой K со значением, равным 1,5, следует из нее провести вертикальную линию. Ордината точки пересечения этой вертикали с кривой λ является искомым значением бортового содержания по пробе: $C_{орт} = 0,035\%$. Абсцисса этой точки легко определяет выход кондиционных руд: $\gamma_{конт} = 60\%$. Ордината точки пересечения вертикали с кривой ϵ определяет извлечение металла в кондиционный сорт руды: $\gamma_{конт} = 90\%$. Очевидно, очень просто рассчитать и все показатели для забалансового сорта руды для данного бортового содержания. Выход забалансовой руды $\gamma_{зб} = 100 - \gamma_{конт} = 40\%$. Извлечение металла в забалансовую руду $\epsilon_{зб} = 100 - \epsilon_{конт} = 10\%$. Среднее содержание в забалансовой руде

$$C_{зб} = C_{ср} \frac{\epsilon_{зб}}{\gamma_{зб}} = 0,08 \frac{10}{40} = 0,02\%.$$

Нетрудно убедиться, что построив графики контрастности руды описанным способом, можно попробовать оценить разные варианты бортовых значений, рассчитав для них ожидаемые значения параметров балансовых и забалансовых руд.

Полезно с этой целью по тем же точкам кривой ϵ построить кривую показателя контрастности P по расчетной формуле

$$P = \frac{2\epsilon}{1+\gamma}.$$

Максимальное значение этой величины $P_{\max}$ показывает статистически оптимальные значения разделения (сортировки). Ордината точки пересечения кривой P с вертикалью, отвечающая уровню разделения руды по данному бортовому содержанию, указывает, на сколько снижается значение показателя контрастности для этих условий. Так, в рассматриваемом примере (см. рис. 59) $P_{\max} = 1,125$, а при принятом разделении по бортовому содержанию $C_{орт} = 0,035\%$ величина показателя контрастности практически не снизилась и стала равной $P = 1,12$.

Статистические расчеты бортового содержания для сложных месторождений следует рассматривать как предварительные операции. В дальнейшем потребуется проверка их непосредственным оконтуриванием рудных тел на планах и разрезах по небольшому числу (2—3) вариантов бортового содержания. А выбор этого ограниченного числа вариантов как раз и возможен после статистических расчетов по данным контрастности руды.

Величина бортового содержания полезного компонента в пробе, получаемая подобным способом, должна использоваться только при определении внешнего контура рудного тела. Отдельные малоомощные прослои внутри контура рудного тела, независимо от содержания металла в них (даже при нулевых значениях), включаются в подсчетный контур (если содержание на суммарную мощность отвечает кондиционному). При этом следует учитывать, что если появятся достаточно мощные внутриконтурные прослои убогих руд, они могут быть отработаны селективно или оставлены в целиках.

Как правило, некоторое количество убогих проб, попавших в рудный контур при фактическом оконтуривании рудных тел, несколько занижат показатели по сравнению с результатами статистических расчетов (по кривым контрастности). Так, для рассмотренного примера показатели статистического расчета и результаты переоконтуривания получились следующие (табл. 13).

Таблица 13

СРАВНЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАЗДЕЛЕНИЯ РУДЫ
ПО СТАТИСТИЧЕСКОМУ РАСЧЕТУ
И ФАКТИЧЕСКОМУ ПЕРЕОКОНТУРИВАНИЮ

Показатель	Статистический расчет, %	Фактическое переоконтуривание, %
Содержание в исходной руде (C_{cp})	0,08	0,08
Бортовое содержание ($C_{борт}$)	0,035	0,035
Содержание в кондиционной руде ($C_{конд}$)	0,12	0,114
Выход кондиционной руды ($Y_{конд}$)	60	66
Извлечение в кондиционную руду ($E_{конд}$)	90	93
Обогащение кондиционной руды ($K_{об}$) (безразмерная)	1,5	1,4
Содержание в забалансовой руде ($C_{заб}$)	0,02	0,018
Выход забалансовой руды ($Y_{заб}$)	40	34
Потери в забалансовой руде ($E_{заб}$)	10	7

Последнее обстоятельство приходится учитывать при выборе бортовых содержаний, особенно высоконтрастных и морфологически сложных рудных тел.

Французскими геофизиками (Карлье, 1966) для определения ожидаемых эффектов разделения руд на кондиционные и некондиционные на основе данных опробования рудных тел на месте залегания используются формула Матерона — де Вийса и график Фермери. Для этого по результатам опробования (борздовое, керновое, радиометрическое) вычисляется дисперсия логарифмов σ^2 содержания урана в пробах. Затем рассчитываются линейные эквиваленты объема месторождения D и линейные эквиваленты объема пробы d . Все полученные значения подставляются в фор-

мулу Матерона — де Вийса, по которой рассчитывается коэффициент абсолютного рассейвания содержаний (α),

$$\sigma^2 = 3\alpha \ln \frac{D}{d}.$$

Затем по этой же формуле определяют дисперсию логарифмов содержания в элементарных объемах сортировки σ_1^2 , подставляя в нее найденный коэффициент α и линейный эквивалент элементарного объема сортировки d_1 :

$$\sigma_1^2 = 3\alpha \ln \frac{D}{d_1}.$$

По найденной величине σ_1^2 с помощью номограммы Фермери можно получить примерные оценки выхода руды и извлечения металла для различных уровней разделения.

Применение этого способа возможно, если распределение содержания в месторождении логнормально, если месторождение характеризуется изотропной изменчивостью содержаний и объемы сортировки одинаковы.

При сортировке по крупным объемам (блокам) небольшое число данных в выборке затрудняет аппроксимацию логнормальным законом. Кроме того, в этом способе довольно условно определяются линейные эквиваленты месторождения, проб и прочих элементарных объемов сортировки, что заметно снижает точность определения как коэффициента абсолютной контрастности, так и дисперсии логарифмов содержания в объемах сортировки. Все это позволяет получить только приближенные данные о технологических параметрах сортировки и ограничивает область применения этого метода. Получение этих же параметров по характеристикам контрастности руд, построенным по фактическим данным опробования руд на месте залегания (по тем или иным элементарным объемам), более предпочтительно. Они несравненно точнее и надежнее.

3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТАТИСТИЧЕСКИ ОПТИМАЛЬНОГО УРОВНЯ РАЗДЕЛЕНИЯ БАЛАНСОВЫХ И ЗАБАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ ПО ДАННЫМ КОНТРАСТНОСТИ

Расчеты бортовых и минимальных промышленных содержаний для балансовых запасов на основе установленной конъюнктурной цены на данное полезное ископаемое, как уже отмечалось, страдают рядом серьезных упущений. Они отражают конъюнктуру государственную или рыночную сравнительно короткого периода. Поэтому месторождения непромышленные через ряд лет могут стать промышленными. При расчете суммы экономических затрат на производство включаются только основные затраты на добычу и переработку руды.

Экономический фактор, учитывающий большую ценность использованного природного богатства, в этих расчетах не участвует (кроме прямых затрат на разведку месторождения, которые финансируются за счет государственного бюджета). Поскольку сами непосредственные затраты на разведку обычно невелики, то способ расчета промышленных кондиций на основе установленной конъюнктурной цены может довольно часто, особенно для сравнительно редких полезных ископаемых, стимулировать разработку только наиболее богатых месторождений или их участков, оставляя в недрах (как правило, безвозвратно) много ценного сырья. Это ни в какой мере не увязывается с охраной недр и минеральных ресурсов. Указанное обстоятельство приобретает особое значение для полезных ископаемых, месторождения которых формируются обрабатываются и быстро убывают, или для ископаемых, вообще достаточно редких для той или иной страны. В частности, это касается и месторождений урана.

На наш взгляд, для устранения подобной ситуации в экономических расчетах минимального промышленных и бортовых содержания следует учесть в какой-то мере и ценность утраченного сырья в значительно больших объемах, чем только стоимость разведки запасов. Определить эту величину ценности запасов прямыми расчетами пока не представляется возможным. Однако учесть косвенным образом экономическое влияние теряемых запасов полезного компонента в бедных рудах можно попытаться путем статистического анализа контрастности руд на месте залегания по тем или иным элементарным объемам.

С помощью тех же выводов можно рассчитать статистически оптимальный уровень разделения запасов на балансовые и забалансовые, а также отвечающее ему минимальное промышленное содержание и сравнить последнее в дальнейшем с минимальными промышленными содержаниями, рассчитанными по государственной цене. Общее выражение показателя контрастности руды $P = \varepsilon(1 + \rho)/(1 + \rho\gamma)$, являющееся в определенных условиях экстремальной функцией, может служить не только для расчета оптимальных технико-экономических параметров сортировки уже добытых руд. Такой же формулой можно воспользоваться и при определении величины минимального промышленного содержания полезного компонента в блоке.

При выводе общей формулы были использованы основные экономические показатели работы предприятий: стоимость добычи 1 т руды a_1 и стоимость переработки и транспортировки на завод 1 т руды a_2 . Соотношение этих величин $\rho = a_2/a_1$ является в общей формуле показателя контрастности главным параметром, определяющим величину экономической эффективности сортировки добытой руды на поверхности.

Аналогично можно получить выражение показателя контрастности руды на месте залегания как экстремальную функцию, максимум которой определяет статистически оптимальный режим

сортировки руды на месте ее залегания. Основным экономическим критерием в этой функции должно быть отношение «ценности» запасов 1 т руды a_4 к стоимости добычи 1 т руды a_1 , т. е. $\rho_1 = a_4/a_1$.

Суммарные затраты на добычу 1 кг урана в руде при отработке всех запасов месторождения, подсчитанных по какой-то величине минимального содержания для забалансовых запасов (например, 0,01%), можно выразить уравнением

$$A = \frac{a_1 + a_4}{C}$$

где A — суммарные затраты на добычу 1 кг урана в руде при отработке всех запасов месторождения;

a_1 — стоимость добычи 1 т руды;

a_4 — ценность запасов 1 т руды;

C — среднее содержание урана в руде, кг/т (по всему месторождению).

Суммарные затраты на добычу 1 кг урана в руде при отработке только обогащенных участков оруденения (балансовых запасов) аналогично можно записать выражением

$$A_1 = \frac{a_1}{C_1} + \frac{a_4}{C\varepsilon}$$

где A_1 — затраты на добычу 1 кг урана в руде при отработке балансовых запасов;

C_1 — среднее содержание урана в руде, в балансовых запасах, кг/т;

ε — извлечение урана в обогащенные руды (балансовые запасы) от общих запасов месторождения.

Среднее содержание в балансовых запасах выразим через коэффициент обогащения K относительно среднего содержания в руде по всему месторождению:

$$C_1 = CK = C \frac{\varepsilon}{\gamma}$$

где γ — выход руды в балансовые запасы.

Тогда затраты на 1 кг урана в руде при отработке только более богатых участков месторождения (балансовых запасов) можно записать выражением

$$A_1 = \frac{a_1\gamma}{C\varepsilon} + \frac{a_4}{C\varepsilon} = \frac{\gamma a_1 + a_4}{C\varepsilon}$$

Экономический эффект, который может быть достигнут только при отработке балансовых запасов месторождения (Э), выразим (как и раньше) соотношением затрат A и A_1

$$\mathcal{E} = \frac{A}{A_1} = \varepsilon \frac{a_1 + a_4}{\gamma a_1 + a_4}$$

Введя в эту формулу показатель $p_1 = a_1/a_4$, получим общую формулу для расчета экономической эффективности выконтуривания забалансовых запасов

$$\vartheta = e \frac{1+p_1}{1+p_1 y}.$$

Нетрудно убедиться, что это есть общая формула экономической эффективности сортировки. Функция может принимать экстремальные значения (при $\vartheta > 1$). Максимум этой функции определяет оптимальные величины выхода руды в балансовые запасы $\gamma_{\text{опт}}$ и извлечения металла в эти запасы $e_{\text{опт}}$. Величина ϑ_{max} в относительных единицах показывает, во сколько раз снизятся общие затраты на 1 кг урана в руде при отработке только балансовых запасов.

Для анализа экономической эффективности выделения забалансовых запасов при разных типах руд (по контрастности) и разных величинах p_1 можно пользоваться общей формулой. При определении же статистически оптимального бортового содержания для балансовых запасов в этой формуле можно попробовать приравнять к единице основной экономический критерий функции

$$p_1 = \frac{a_1}{a_4} \approx 1.$$

Тем самым мы приравняем ценность запасов 1 т руды к стоимости ее добычи и в значительной мере выполним современные требования охраны минеральных ресурсов. Тогда и общая формула экономической эффективности примет вид простой формулы для показателя контрастности руд

$$\vartheta \approx P = \frac{2e}{1+y}.$$

Выражение показателя контрастности можно использовать для расчета бортового или минимального промышленного содержания, если имеется контрастность запасов урана по этим элементарным объемам руды. В этом случае максимум функции P определит на графике по кривым λ и e оптимальный выход балансовых запасов $\gamma_{\text{опт}}$, оптимальное извлечение $e_{\text{опт}}$ металла в балансовые запасы и минимальное промышленное содержание $C_{\text{м.п}}$ для разделения балансовых и забалансовых запасов.

Если руды не контрастны (т. е. близкие к равномерному распределению полезного компонента), то выражение показателя контрастности перестает быть экстремальной функцией (отсутствует максимум кривой). В этих случаях величина минимального промышленного содержания определяется известными способами технико-экономических расчетов по предельной стоимости урана в руде. Иногда удается заметно повысить побочно контрастность при подсчете запасов на слабоконтрастных месторождениях за счет максимально возможного сокращения размера этих

блоков (вплоть до блоков, опирающихся на одну скважину, для простейших месторождений).

В качестве примера расчета статистически оптимальной величины минимального промышленного содержания воспользуемся данными опробования месторождения, представленного крупной пластовой залежью, второй морфологической группы. Это месторождение приурочено к определенным стратиграфическим горизонтам, имеет неравномерное распределение металла и прерывистое оруденение. Вследствие этого в практике приходится встречаться с изолированными рудными телами. Коэффициент рудонос-

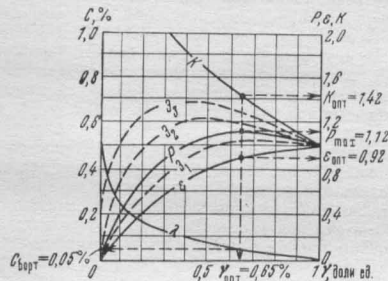


Рис. 60. Пример графического определения минимального промышленного содержания урана и основных количественных показателей при разделении балансовых и забалансовых запасов.

$\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3$ — кривые экономической эффективности; $C_{\text{м.п.}}$ — статистически оптимальное минимальное промышленное содержание для разделения балансовых и забалансовых запасов; $\gamma_{\text{опт}}$, $e_{\text{опт}}$, $K_{\text{опт}}$ — оптимальные показатели для балансового сорта руды (выход руды, извлечение металла, коэффициент обогащения)

ности около 0,8—0,9, а коэффициент вариации содержания по блокам достигает 100%. Для разведки подобных пластовых залежей обычно применяется комбинированная горно-буровая разведка с преобладанием колонкового бурения с поверхности. Основным способом опробования является гамма-каротаж.

На рис. 60 показан пример графического определения минимального промышленного содержания урана и основных количественных показателей при разделении балансовых и забалансовых запасов руды. В качестве элементарного объема для построения кривых контрастности руды взяты подсчетные блоки, включающие серию разведочных скважин. На основе результатов подсчета запасов руды и металла в каждом элементарном блоке строится основная кривая контрастности λ как нисходящая кумулятивная кривая (огива): $\lambda = f(\gamma)$. Эта кривая контрастности может быть получена на основе гистограммы содержаний,

построенной по данным опробования (от самых богатых до самых бедных блоков). Лучше же кривую λ строить по подсчетным блокам, сгруппированным по классам содержания — по точкам, отвечающим нижним пределам содержания в классах и выходу руды в этих классах в долях единицы.

Удобнее строить кривую контрастности λ по равновеликим объемам руды. При неравных блоках потребуются вычисление средневзвешенного содержания по каждому классу содержаний, а каждая точка по оси абсцисс должна отражать накопленную частоту суммарного выхода руды по этим классам.

После построения основной кривой контрастности значительно легче построить кумулятивную кривую извлечения металла ϵ (по трем-четырем точкам основной кривой λ). Для этого нужно подсчитать сумму металла в группе блоков (в определенном интервале) и, разделив этот металл на все запасы металла, вычислить для этих точек извлечение в долях единицы. Нанести эти значения ϵ пужко против абсцисс, отвечающих величинам выхода руды для этих точек.

Кривую коэффициента обогащения руды K построить совсем легко по кривой ϵ . Зная, что $K = \epsilon/\gamma$, достаточно для нескольких точек вычислить эти значения и нанести их на график.

Наконец, по точкам кривой ϵ также несложно построить кривую показателя контрастности P . Для этого нужно по четырем-пяти точкам кривой ϵ подставить в формулу

$$P = \frac{2\epsilon}{1+\gamma}$$

значения ϵ и γ и вычислить величину P . Полученные величины следует нанести на график и по ним провести плавную кривую P .

При построении всех кривых λ , ϵ , K , P аргументом служит выход руды γ , изменяющийся по оси абсцисс от 0 до 1 (или от 0 до 100%). Функциональные значения откладываются по ординатам. Для удобства по левой ординате откладывается только содержание металла в абсолютных единицах (% или кг/т), по правой ординате графика — значения ϵ , K и P в относительных единицах единой шкалы. При выборе этой шкалы приходится учитывать, что ϵ меняется от 0 до 1, показатель контрастности P — от 0 до 2, а коэффициент обогащения K — от 1 до нескольких первых единиц. Размещение кривых удобнее делать так, как показано на рис. 60.

Статистически оптимальные показатели разделения руды на балансовые и забалансовые запасы находят по точке максимума кривой P . Спроектировав эту точку максимума на шкалу правой ординаты, мы определим величину максимума показателя контрастности $P_{\max}$ руды в определенных элементарных объемах. В рассматриваемом случае (см. рис. 60) $P_{\max} = 1,12$, что определяет ее контрастность по классификации на границе слабо- и среднеконтрастных руд.

Проведя через точку $P_{\max}$ вертикальную прямую в точках пересечения этой прямой с кривыми K , ϵ и λ , мы находим остальные показатели. Так, проекции точек пересечения с кривыми ϵ и K на шкалу правой ординаты дают нам оптимальные показатели извлечения $\epsilon_{\text{опт}} = 0,92$ и коэффициента обогащения $K_{\text{опт}} = 1,42$.

Абсцисса точки $P_{\max}$ (или других оптимальных точек) показывает оптимальный выход балансовых запасов: $\gamma_{\text{опт}} = 0,65$.

Наконец, искомое значение минимального промышленного содержания находится как ордината (или проекция на левую ординату) точки пересечения основной кривой λ с вертикалью из точки $P_{\max}$, т. е. $C_{\text{м.п.}} = 0,05\%$.

Для составления полного баланса разделения руды по этому бортовому содержанию остается только рассчитать по элементарным равенствам параметры забалансового сорта руды. Так, выход забалансовой руды $\gamma_{\text{заб}} = 1 - \gamma_{\text{бал}} = 0,35 = 35\%$. Потери металла в забалансовых рудах $\epsilon_{\text{заб}} = 1 - \epsilon_{\text{бал}} = 0,08 = 8\%$. Содержание металла в балансовых рудах $C_{\text{бал}} = CK_{\text{опт}} = 0,1\% \times 1,42 = 0,142\%$.

Содержание металла в забалансовых рудах $C_{\text{заб}} = C \epsilon_{\text{заб}}/\gamma_{\text{заб}} = 0,1 \cdot 0,08/0,35 = 0,023\%$.

Итоговый баланс разделения всей суммы запасов руды, подсчитанных по какому-то первоначальному бортовому содержанию для забалансовых руд (например, 0,01%), на кондиционные и некондиционные руды может быть сведен в единую таблицу (табл. 14).

Таблица 14
ИТОГОВЫЙ БАЛАНС РАЗДЕЛЕНИЯ ЗАПАСОВ

Запасы	Выход руды γ , %	Извлечение металла ϵ , %	Среднее содержание металла $C_{\text{ср}}$, %	Граничное содержание, %	Коэффициент обогащения K	Контрастность $P_{\max}$
Общие	100	100	0,1	—	1	1,12
Балансовые	65	92	0,142	0,05	1,42	
Забалансовые	35	8	0,023	0,01	0,23	

Для кривых показателя контрастности обычно характерна полая форма максимума. Благодаря этому возможны некоторые вариации в выборе точки на этом максимуме и соответственно величины минимального промышленного содержания без нарушения условия статистически оптимального разделения. Например, для очень бедных месторождений, когда качество руды находится на грани промышленных кондиций и главным фактором при оконтуривании и подсчете запасов является повышение среднего содержания урана в балансовой руде, минимальное промышленное содержание может быть увеличено до нужной величины за

счет сдвига всех оптимальных точек влево, т. е. в сторону уменьшения выхода руды и увеличения коэффициента обогащения. Причем все необходимые показатели других вариантов разделения руд могут легко считываться с построенных графиков как по палетке. Если месторождение весьма богато, уровень разделения можно несколько сдвинуть вправо (без заметного снижения общей эффективности сортровки), т. е. в сторону увеличения выхода кондиционных руд и снижения потерь металла в забалансовых рудах. Все основные показатели разделения этих вариантов также легко могут быть оценены графически с помощью построенных кривых λ , ε , K , P . При необходимости можно составить аналогичные балансы разделения запасов для нескольких дополнительных вариантов.

Описанный способ расчета минимального промышленного содержания по блоку при подсчете запасов на основе изучения побочной контрастности нельзя использовать как чисто математический способ. С его помощью целесообразна быстрая графическая оценка ряда вариантов разделения руд и увязка полученных данных с другими промышленными кондициями, а главное — с конкретными горнотехническими и геологическими особенностями разведываемых месторождений.

При желании таким же графическим способом можно определить оптимальное граничное содержание и при значительной разнице в затратах на добычу 1 т руды и ценности 1 т руды в разведанных запасах. С этой целью по общей формуле экономической эффективности сортровки

$$\mathcal{E} = \varepsilon \frac{1 + \rho_1}{1 + \rho_1 \gamma}$$

надо построить по нескольким точкам кривые $\mathcal{E}$ с определенными значениями отношения $\rho_1 = a_1/a_4$. Для рассматриваемого примера на рис. 60 построены кривые $\mathcal{E}$ для трех случаев:

$\mathcal{E}_1$ — при $\rho_1 = 1/2$, т. е. при затратах на разведку в 2 раза больше затрат на добычу;

$\mathcal{E}_2$ — при $\rho_1 = 2$, т. е. при затратах на разведку в 2 раза меньше затрат на добычу;

$\mathcal{E}_3$ — при $\rho_1 = 4$, т. е. при затратах на разведку в 4 раза меньше затрат на добычу.

По точкам максимумов этих кривых легко определить бортовое содержание и основные показатели разделения запасов.

Кривые $\mathcal{E}$ приведены на рис. 60 для сравнения с кривой P , чтобы показать, что даже при таких резких различиях отношений затрат на добычу и разведку получаемые бортовые содержания колеблются в узких пределах и при их определении нет необходимости в расчетах точных соотношений $\rho_1 = a_1/a_4$.

Выше был рассмотрен пример определения минимального промышленного содержания при подсчете запасов руды объемным методом. При разведке и эксплуатации жильных урановых место-

рождений аналогичным способом можно определять величину минимальной промышленной продуктивности эксплуатационного блока. Жильные настурановые месторождения особоконтрастных руд разведываются почти исключительно системой подземных горных выработок. Так как эти месторождения в большинстве случаев представлены группами многих десятков или сотен жил, то в процессе детальной разведки их для подсчета запасов промышленных категорий производится проходка большого количества квершлага, штреков и восстающих.

Подземная детальная разведка каждой жилы такого месторождения проводится путем непрерывного прослеживания ее по простиранию на каждом разведочном горизонте штреком и проходкой через 30—50 м восстающих. В итоге разведки и горноподготовительных работ бывают нарезаны блоки размерами от 30×40 до 40×50 м. Такая система разведки жил и подготовки к эксплуатации на тонкожилых месторождениях обеспечивает настолько большое число блоков при подсчете запасов, что их совокупность может быть использована для статистических расчетов, в частности для определения минимальной продуктивности по контрастности.

Обычные методы опробования рудных жил здесь неприменимы ввиду особо высокой контрастности руды. Они заменяются учетом добычи руды по забоям и выработкам и экспресс-анализом этой руды на содержание урана.

Оценка жил и блоков при разведке и эксплуатации, а также подсчет запасов урана производится по их продуктивности. Продуктивность жил рассчитывается по количеству урана в руде, извлекаемого с единицы отработанной жилой площади (с учетом эксплуатационных потерь руды) и выражается в килограммах на 1 м².

Понятие о бортовом и минимальном промышленном содержании для подобных месторождений заменяется понятием о минимальной промышленной продуктивности, устанавливаемой для жильных блоков, имеющих стандартные эксплуатационные размеры. Имея данные о продуктивности каждого блока, все количество блоков можно разбить на 5—7 категорий продуктивности. Эти данные по продуктивности сводятся в таблицу (в нисходящем порядке) (табл. 15). В приводимом далее примере средняя продуктивность всей жилой площади принята условно равной 1 кг/м².

По этой таблице по данным выхода жилой площади γ и извлечения металла ε , взятым нарастающим итогом сверху вниз, без особого труда можно построить кривую ε .

Точно так же по этим же шести точкам, только откладывая по оси ординат нижние пределы продуктивности, а по оси абсцисс — выхода жилой площади, легко построить основную кривую контрастности λ . Кривая обогащения запасов K строится по тем же шести точкам по известному соотношению $K = \varepsilon/\gamma$.

Таблица 15

КОНТРАСТНОСТЬ ПО ОЧИСТНЫМ ЖИЛЬНЫМ БЛОКАМ

Категория блоков	Пределы продуктивности жильной площади, кг/м ²	Средняя продуктивность, кг/м ²	Выход жильной площади γ , %		Извлечение урана ϵ , %	
			Частотность	Накопленная частотность	Частотность	Накопленная частотность
1	5—10	7,0	2,0	2	14,0	14
2	3—5	4,0	6,0	8	24,0	38
3	1—3	1,7	22,0	30	37,5	75,5
4	0,5—1	0,67	20,0	50	13,5	89
5	0,25—0,5	0,38	15,0	65	5,5	94,5
6	0,1—0,25	0,16	35,0	100	5,5	100

Для рассматриваемого типа месторождений затраты на вскрытие и разведку очистных блоков вполне соизмеримы с затратами на их обработку. Поэтому без большой погрешности кривая показателя контрастности, построенная по элементарной формуле $P = 2\epsilon/(1 + \gamma)$, может служить мерилем статистически оптимальной величины минимальной продуктивности для балансовых запасов.

Построив эту кривую показателя контрастности (рис. 61), можно легко определить оптимальные показатели. Для этого достаточно провести вертикаль через точку $P_{\max}$, и точки пересечения этой вертикали с осью абсцисс, кривой λ , кривой ϵ и кривой K определят нам оптимальные величины: выхода балансовой руды ($\gamma_{\text{опт}} = 50\%$), минимальной промышленной продуктивности ($C_{\text{м.п.}} = 0,5 \text{ кг/м}^2$), извлечения в балансовые запасы металла ($\epsilon_{\text{опт}} = 90\%$), коэффициента обогащения запасов ($K_{\text{опт}} = 1,8$).

Абсолютная величина показателя контрастности ($P_{\max} = 1,18$), по которой выбран оптимальный уровень выделения балансовых запасов, указывает не только на степень контрастности руды, но и на возможную экономическую эффективность отработки этих запасов. При такой минимальной промышленной продуктивности по блоку получается следующий баланс запасов по месторождению (табл. 16).

Таблица 16

БАЛАНС РАЗДЕЛЕНИЯ ЗАПАСОВ ЖИЛЬНОГО
УРАНОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (ОПТИМАЛЬНЫЙ)

Запасы	Средняя продуктивность жильной площади C , кг/м ²	Относительный выход жильной площади γ , %	Извлечение урана ϵ , %
Общие	1	100	100
Балансовые	1,8	50	90
Забалансовые	0,2	50	10

Достаточно полагая вершина кривой показателя контрастности в рассматриваемом примере позволяет в случае необходимости несколько сдвинуть уровень разделения балансовых и забалансовых запасов в сторону некоторого сокращения потерь урана в

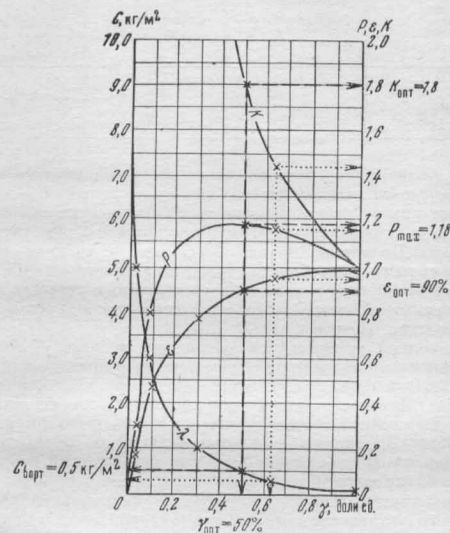


Рис. 61. Пример графического определения минимальной продуктивности по блоку и основных количественных показателей при разделении балансовых и забалансовых запасов для жильных месторождений.

λ , ϵ , K , P — кривые контрастности руды по жильным блокам; $C_{\text{м.п.}}$ — минимальная продуктивность по блоку; $\gamma_{\text{опт}}$, $\epsilon_{\text{опт}}$, $K_{\text{опт}}$ — оптимальные показатели выделения балансовых запасов (выход жильной площади, извлечение металла, коэффициент обогащения запасов). Пунктирными линиями показаны графические построения для определения показателя разделения запасов по величине $P = 1,15$.

забалансовых блоков без заметного снижения экономической эффективности. Действительно, при разделении на уровне $P = 1,15$ (что всего на 3% ниже максимальной величины эффективности при $P_{\max} = 1,18$) получается структура запасов со следующими показателями (табл. 17). В этом случае минимальная продуктивность по блоку определяется величиной $C_{\text{м.п.}} = 0,25 \text{ кг/м}^2$, т. е. 1/4 от средней продуктивности по месторождению.

Таблица 17

БАЛАНС РАЗДЕЛЕНИЯ ЗАПАСОВ ЖИЛЬНОГО
УРАНОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ
(ПРИ ПОВЫШЕННОМ ИЗВЛЕЧЕНИИ УРАНА)

Запасы	Средняя продук- тивность жильной площади C , кг/м ²	Относительный выход жильной площади γ , %	Извлечение урана ϵ , %
Общие	4	100	100
Балансовые	1,5	65	95
Забалансовые	0,15	35	5

Как в первом, так и во втором примерах балансовые и забалансовые запасы отличаются по качеству на целый порядок. Это позволяет или отбраковать полностью забалансовые запасы, или вести попутно их частичную отработку иными более дешевыми системами. Например, на подобных месторождениях широко принята система «выборочной» отработки забалансовых блоков со сплошной отработкой только небольших рудных участков и потапливанием основной части блоков с помощью гамма-каротажа шпуров (Чесноков, Петросов, 1972).

При полной отбраковке забалансовых запасов обычно стараются снизить в них потери урана, и в нашем примере минимальная промышленная продуктивность $C_{м.п}$ принимается равной 0,25 кг/м². При последующей частичной отработке забалансовых запасов выборочной системой допускаются большие потери в забалансовых запасах (при значительно большей отбраковке и жильной площади). В этом случае величина минимальной продуктивности по блоку может быть принята следующей: $C_{м.п} = 0,5$ кг/м².

Рассмотренные примеры определения минимальной промышленной продуктивности для жильных месторождений и минимального среднего содержания для пластовых залежей с помощью кривых контрастности показывают, что к решению этой задачи можно подойти не чисто арифметически, а творчески, представляя возможность автору подсчета запасов проверить несколько вариантов и наглядно, по графику, вычислить все необходимые показатели по каждому варианту. Этот способ пока не прошел широкой экспериментальной проверки на разных типах урановых месторождений. Поэтому в дальнейшем требуется его методологическая доработка, в первую очередь в направлении более фундаментальных экономических обоснований и в упрощении расчетной схемы (путем перевода ее на палетки и вероятностно-логарифмические бланки).

Применение описанного способа разделения балансовых и забалансовых запасов для большинства месторождений с умеренной и высокой контрастностью обеспечит извлечение урана в балансовые запасы всегда в пределах 90—95%.

ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ

1. ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ И ПРОМЫШЛЕННЫЕ КОНДИЦИИ

Подсчет запасов представляет собой операцию обобщения всей информации, полученной при проведении определенного цикла разведочных работ и предназначенной для выполнения соответствующих технико-экономических расчетов. В процессе подсчета производится выделение запасов по качеству и горнотехническим условиям отработки, удовлетворяющим установленным требованиям промышленности, осуществляется их геометризация в пространстве и дается цифровая оценка количества заключенного в недрах сырья и его качественных характеристик. Подсчет запасов включает также всю сумму сведений, определяющих технологию добычи и переработки полезного ископаемого, которые необходимы для выполнения последующих технико-экономических расчетов.

Результаты подсчета запасов в необходимых случаях подвергаются апробации и утверждению в различных инстанциях. Подсчеты запасов, составленные по завершении детальной разведки и передаваемые для проектирования новых или расширения действующих горных предприятий, подлежат обязательному утверждению ГКЗ. При оценке новых очень крупных месторождений или рудных районов рассмотрению ГКЗ иногда подвергаются подсчеты запасов, обобщающие данные предварительных разведок.

Материалы подсчетов запасов включают первичную документацию геологоразведочных и горно-эксплуатационных работ, сводные графические документы, расчетные таблицы и пояснительную записку, в тексте которой дается подробная геологическая характеристика объекта и описываются методика проведенных исследований и их результаты. Перечень конкретных требований к оформлению и содержанию материалов подсчетов запасов, представляемых на утверждение ГКЗ, устанавливается специальными инструкциями этой комиссии.

Условия, по которым в подсчетах осуществляется выделение запасов, удовлетворяющих требованиям промышленности, определяются перечнем установленных кондиций. Для подсчета запасов урановых месторождений обычно устанавливается достаточно широкий круг кондиционных показателей, включающий следующие лимиты:

1. Минимальное промышленное содержание урана в подсчетном блоке.
2. Бортное содержание для оконтуривания промышленных руд по мощности.
3. Минимальное содержание на полную мощность отдельного разведочного пересечения.
4. Максимально допустимая мощность прослоев пустых пород и некондиционных руд, включаемых в контур промышленного оруденения.
5. Минимальная выемочная мощность и минимальный метро-процент на разведочное пересечение.
6. Минимально допустимый коэффициент рудоносности в подсчетном блоке.
7. Минимальный запас в изолированном рудном теле (блоке) для отнесения его к числу балансовых.
8. Минимальное содержание попутных компонентов для отнесения руд к комплексным.
9. Минимальное содержание для оконтуривания забалансовых руд.

Минимальное промышленное содержание определяет нижний допустимый уровень среднего содержания в блоке, при котором заключенные в нем запасы могут быть отнесены к группе балансовых. Величину минимального промышленного содержания рекомендуется распространять на подсчетные блоки, размер которых не превышает возможную годовую добычу предприятий (Малышев, 1968). В некоторых случаях максимальный размер блока, на который следует распространять минимальное промышленное содержание, специально лимитируется кондициями.

Бортное содержание определяет нижний предел содержания в элементарном отрезке (пробе) разведочного пересечения, при котором он относится к контуру балансовых руд. На урановых месторождениях такой элементарный отрезок обычно практически отвечает дифференциальному элементу гамма-каротажа или радиометрического опробования (10 см).

Минимальное содержание на полную мощность единичного разведочного пересечения служит для оконтуривания запасов в продольной проекции залежи и призвано контролировать включение в блоки значительных участков относительно бедных руд.

Следует отметить, что установление всех трех перечисленных лимитов содержания, имеющих по существу одно назначение — разделения балансовых и забалансовых запасов, методически вряд ли оправдано. Как отмечают А. М. Марголин и Л. П. Бурдо (1971), попытки подвести под различные оконтуривающие лимиты четкую технико-экономическую базу неизбежно приводят к слиянию их в один показатель — предельно допустимое содержание в наименьшем технологически возможном объеме селективной выемки, величина которого должна рассчитываться с учетом пред-

стоящих затрат на добычу и переработку сырья и извлекаемой ценности компонента.

В практике подсчета запасов наибольшее влияние на форму, размеры и средние параметры оконтуриваемых рудных залежей обычно оказывает величина бортного содержания.

Подсчет запасов в нескольких вариантах при различных значениях бортного содержания является распространенным приемом выбора и обоснования оптимальных величин кондиционных лимитов. Для месторождений урана, опробуемых радиометрическими методами, задача вариантных подсчетов значительно облегчается при введении машинной интерпретации данных радиометрии с помощью ЭВМ. При этом малая величина дифференциального элемента объема недр, для которого может быть определено содержание, позволяет получать весьма детальные представления об особенностях пространственного распределения урана. Подобные материалы на месторождениях, не имеющих четких геологических границ оруденения, а также геологических элементов, маркирующих положение рудных скоплений в недрах, часто являются единственным объективным критерием для суждения о внутренней структуре рудных скоплений или узвки разобширенных интервалов богатых руд в разведочных пересечениях (рис. 62).

Кондиционные показатели, определяющие требования к горно-техническим условиям отработки месторождений (минимальная выемочная мощность, предельная мощность безрудных прослоев и др.), обычно выбираются в сравнительно узком диапазоне фиксированных значений, величина которых зависит от предполагаемой системы и технологии добычи, характера залегания полезного ископаемого и т. п.

Минимальная выемочная мощность для месторождений, подлежащих подземной отработке, обычно устанавливается в 0,7 м для крутопадающих и 1 м для пологопадающих залежей. При открытой разработке, в особенности для мягких руд, не требующих

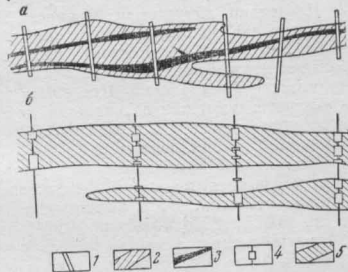


Рис. 62. Примеры оконтуривания оруденения со сложной внутренней структурой при завышенном (а) и заниженном (б) значении бортного содержания.

1 — канавы; 2 — контуры оруденения по промышленному бортному содержанию; 3 — то же, по пониженному значению; 4 — интервалы промышленного значения; 5 — контур зоны по значению руд в вырабатках

применения буровзрывных работ, минимальная выемочная мощность при пологом залегании тел может быть очень малой (десятки сантиметров). Крутое залегание в условиях открытой разработки может осложнить селекцию и требования к минимальной выемочной мощности здесь увеличиваются.

Промышленная ценность участков залежей очень малой мощности обычно контролируется величиной метропроцента. Лимитный метропроцент в большинстве случаев определяется произведением минимальной выемочной мощности на минимальное содержание, установленное для полного разведочного пересечения.

Предельно допустимая мощность безрудных прослоев при ориентировке на подземную добычу обычно устанавливается не менее 2 м, а при ориентировке на открытые работы может быть больше, причем конкретное ее значение зависит от особенностей принимаемой технологии. Предельно допустимая мощность, как и бортовое содержание, является показателем, в значительной мере определяющим морфологию и параметры оконтуриваемых скоплений промышленных руд.

Минимально допустимый коэффициент рудоносности в качестве показателя кондиций заслуживает особого рассмотрения. Следует отметить, что в известных монографиях В. И. Смирнова и др. (1957), В. М. Крейтера (1961) коэффициент рудоносности рассматривается в качестве поправочного коэффициента, учитывающего долю промышленных руд в оцениваемом объеме недр, и ему отнюдь не придавалось значение подсчетного параметра, т. е. объективной характеристики свойства руды, которую следовало бы лимитировать кондициями. Однако в дальнейшем (Гудалин, 1967; Стефанович, 1972 и др.) коэффициент рудоносности стали рассматривать уже как параметр рудных залежей, величина которого подлежит обязательно лимитированию. Ограничение величины коэффициента кондициями получило широкое распространение и на практике, однако, как мы постараемся показать далее, это нельзя признать правильным.

Прежде всего необходимо заметить, что коэффициент рудоносности отражает не только рудонасыщенность оцениваемого объема недр, но и степень разведанности этого объема. При введении в подсчет запасов этого коэффициента предполагается, что при детализации оцениваемого объема промышленные руды и разделяющие их безрудные породы будут раздельно оконтурены и окажется возможной селекция рудной массы. Однако чем реже разведочная сеть, тем большего размера безрудные участки могут учитываться коэффициентом рудоносности. В процессе же последовательной детализации часть таких безрудных участков удается исключить из контура потенциально рудоносного объема, благодаря чему величина коэффициента рудоносности для оставшейся его части возрастает. Таким образом, при увеличении разведанности рудные залежки, характеризующиеся значениями коэффициента рудоносности, отличными от 1, могут представляться уже

в виде системы тел практически сплошных руд. В практике разведки известны примеры месторождений, на которых выделявшиеся в стадию предварительной разведки крупные подсчетные блоки характеризовались коэффициентами рудоносности 0,1—0,3, а при детальной разведке для новых, меньших по размеру блоков его величина повышалась до 0,6—0,8. В процессе же эксплуатационной разведки и подготовки к выемке объемы недр, подлежащие очистным работам, оказывались практически нацело сложеными сплошными кондиционными рудами (рис. 63).

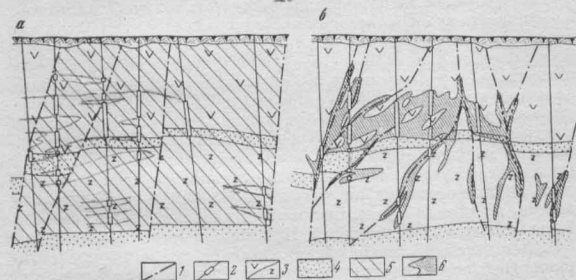


Рис. 63. Изменение контуров и продуктивности зон промышленного оруденения при детализации разведочных работ.

а — стадия предварительной разведки; б — стадия детальной разведки (дополнительные выработки не показаны).
1 — зоны рудоносности; 2 — рудные интервалы в скважинах; 3 — орудененные породы; 4 — осадочно-туфогенные породы; 5 — контур продуктивной зоны по предварительной разведке; 6 — контур промышленных руд по детальной разведке

Размер подсчетных блоков на стадии детальной, а тем более предварительной разведки всегда достаточно велик, причем эти блоки, как правило, не подлежат непосредственно обработке, являясь лишь в первую очередь объектами дальнейшей детализации. Эксплуатационные блоки, оконтуриваемые в результате завершения такой детализации и подлежащие обработке, будут иметь заведомо более высокую продуктивность.

Дополнительные расходы на эксплуатацию рудных залежей с коэффициентом рудоносности, отличным от 1, складываются из дополнительных затрат на доразведку и селекцию при добыче. Однако уровень обоих видов этих затрат определяется не столько величиной коэффициента, сколько действительным характером распределения скоплений промышленных руд в недрах. Известно, что при одной и той же величине коэффициента рудоносности в блоке в действительности могут быть заключены как небольшое число промышленных скоплений значительного размера, так и большое число очень мелких таких скоплений. Величина

коэффициента никак не определяет возможных размеров скопленных промышленных руд. В то же время сумма расходов на доработку, подготовку и селективную добычу в случае мелких тел несомненно будет выше. Следовательно, между величиной дополнительных затрат и значением коэффициента рудоносности в общем не может существовать строгой линейной зависимости, постулируемой во всех предлагаемых способах расчета его минимального кондиционного значения (Гудалин, 1967; Стефанович, 1972; Прокофьев, 1973 и др.).

Таким образом, ни обоснованно рассчитать величину лимитного коэффициента рудоносности, ни использовать этот показатель для оценки промышленного значения крупных блоков на стадии предварительной или детальной разведки по существу нельзя. Следует отметить, что установление в кондициях достаточно высоких лимитных коэффициентов рудоносности (0,6—0,7) часто вынуждает авторов подсчетов запасов без должных оснований усложнять контуры оцениваемых залежей и разделять их на самостоятельные тела меньших размеров с более высокими коэффициентами. Дальнейшее изучение месторождений в таких случаях, как правило, не подтверждает ни принятых вариантов геометризации запасов, ни оценок продуктивности выделенных блоков, которая всегда оказывается завышенной. При этом за пределами геометризованных залежей обычно обнаруживаются новые рудные скопления. Подобные ошибки могут нанести значительный вред при проектировании предприятий. В то же время они практически могут быть ликвидированы при оконтуривании с ориентировкой на максимальный охват всей потенциально рудоносной области недр независимо от получаемого значения коэффициента рудоносности.

Лимитирование коэффициента рудоносности для малых блоков, сопоставимых по размеру с эксплуатационными, также нельзя признать необходимым, так как рентабельность выемки в полной мере будет определяться заключенным в их объеме запасом металла, а этот показатель обычно в свою очередь лимитируется.

Извлечение из урановых руд каких-либо попутных компонентов (молибдена, ванадия и др.) требует усложнения процесса их переработки с созданием дополнительных цехов или технологических линий. Эти усложнения будут целесообразны только при окупаемости их стоимости ценностью извлекаемых попутных компонентов. Поэтому при наличии в рудах попутных компонентов кондициями обязательно должно быть оговорено минимальное среднее содержание, при котором запасы подлежат учету как комплексное сырье. Вместе с тем основную ценность в урановых рудах почти всегда представляет сам уран и подсчет попутных компонентов производится в контурах урановых руд. Поэтому в установлении бортового содержания на попутные компоненты или в расчете кондиций с приведением содержания к условному металлу необходимости обычно не возникает.

Для многих урановых месторождений характерным является широкое развитие ореолов с очень низкими содержаниями металла, и для оконтуривания бедных руд, относимых за баланс, нередко устанавливают специальный, более низкий бортовой лимит.

Особая технология, применяемая при отработке некоторых урановых месторождений способом подземного выщелачивания, определяет установление в этих случаях особых кондиционных показателей. В качестве основного лимита при этом иногда выступает так называемое приведенное содержание, т. е. по существу среднее содержание на полную мощность фильтрующего слоя, устанавливаемое на разведочное пересечение и служащее для оконтуривания оруденения в плане. Дифференциация внутреннего строения рудоносных фильтрующих пачек при этом, как правило, не нужна. Вместе с тем в кондиции могут быть введены дополнительные показатели, определяющие условия выщелачивания руд: предельное содержание карбонатов или органического вещества, минимальные скорости фильтрации растворов, минимальные мощности закисляемых слоев (при отсутствии четких водоупоров) и др.

2. СПОСОБЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

В практике подсчета запасов урановых месторождений получили распространение три основных способа подсчета: разрезом, блоками и статистический.

При способах разрезов и блоков главными исходными параметрами являются объем рудных тел и среднее содержание металла, оцениваемые по результатам разведочных работ. Статистический способ основывается на экстраполяции данных отработки на выявленные разведкой или определенные по геологическим соображениям потенциально рудоносные площади или объемы недр. Этот способ широко применяется лишь при оценке месторождений типа тонких жил со сложным прерывисто-гнездовым распределением промышленной минерализации, находящихся в эксплуатации и опробуемых добычей.

Способы разрезов и блоков различаются методикой определения объема рудных тел.

При способе разрезов тело полезного ископаемого трансформируется в систему простых геометрических фигур (обычно призм или усеченных пирамид), за основания которых принимаются площади сечения тела в разведочных разрезах, а за высоты — расстояния между двумя смежными разрезами, определяются по соответствующим геометрическим формулам, а общий объем тела получается суммированием объемов элементарных фигур. В качестве критерия для выбора между формулами призм

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} H$$

или усеченной пирамиды

$$V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}}{3} H$$

принято использовать отношение площадей S_1 и S_2 . При их относительной разнице более 40% рекомендуется применять формулу пирамиды, а при меньшем расхождении — формулу призмы (Смирнов и др., 1957). Я. М. Фейгин (1956) предложил обобщенную формулу

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} HK,$$

где K — поправочный коэффициент, выбираемый по специальным номограммам в зависимости от отношения площадей.

Реальные формы блоков рудных тел, заключенных между разведочными разрезами, обычно далеки от таких фигур, как призма и пирамида. Обращая внимание на это положение, А. Я. Кравченко и С. М. Купфер (1962) предложили использовать для вычисления объемов следующую формулу, имеющую, по их мнению, универсальное значение:

$$V = \left(S_1 + S_2 + \frac{a_1 b_2 + a_2 b_1}{2} \right) \frac{H}{3},$$

где a и b — линейные размеры площадей по двум взаимноперпендикулярным направлениям.

В действительности указанная формула соответствует совершенно определенной геометрической фигуре, так называемому обелisku, и использование ее также подразумевает подобные формы определяемого объема этой фигуре. По существу истинная форма тел между разведочными пересечениями на практике никогда не бывает известна. Следовательно, задача определения объема соответствует интегрированию величины S в заданных пределах, но при неизвестном законе ее изменения. Формула призмы подразумевает линейное изменение S , формула пирамиды — нелинейное (параболическое). Так как обычной аппроксимацией неизвестных закономерностей в разведке принимается линейная, то отказываться от широкого использования простейшей формулы призмы нет оснований. Давая всегда заниженный результат по сравнению с формулой призмы, формула пирамиды по существу может рассматриваться как страховочная в условиях резкой изменчивости формы рудных залежей.

В работе Э. Карлье (1966) для определения объемов тел, изученных рядом параллельных сечений, рекомендуются так называемые формулы приближенного интегрирования, выведенные Матероном:

$$V_{1-2} = \left(1,083 \frac{S_1 + S_2}{2} - 0,083 \frac{S_0 + S_3}{2} \right) H,$$

$$V_{0-1} = (0,666 S_1 + 0,416 S_0 - 0,083 S_2) H.$$

В подобных формулах для вычисления объема, заключенного между двумя сечениями S_1 и S_2 , используются площади не только этих, но и двух последующих, дальше отстоящих сечений S_0 и S_3 , чем в некоторой степени учитывается действительный характер изменчивости величины S в пространстве (рис. 64).

По сравнению с обычной формулой призмы формулы приближенного интегрирования несколько занижают объем блоков, опирающихся на сечения с большими площадями и, соответственно, завышают объем смежных блоков, опирающихся на малые сечения, т. е. обладают «сглаживающим» действием. Широкого опыта использования этих формул в подсчете запасов в нашей практике пока не имеется, однако их применение представляется целесообразным.

При способе блоков тело полезного ископаемого трансформируется в систему сомкнутых призм, границами которых являются геологические элементы, условные контуры интер- и экстраполяции или прослеживающие горные выработки. Объем призм определяется произведением площади их оснований, измеряемой в продольной проекции рудного тела на горизонтальную или вертикальную плоскость, на высоту, за которую принимается средняя мощность тела в пределах каждого блока-призмы, измеренная в нормальном к плоскости проекции направлении.

Существуют три модификации подсчета запасов способом блоков: среднего арифметического, геологических и эксплуатационных блоков.

Способ среднего арифметического применяется для ориентировочной оценки запасов по низким категориям. Рудное тело рассматривается целиком как призма с высотой, равной средней мощности, и периметром основания, соответствующим его внешнему контуру в продольной проекции.

Способ геологических блоков отличается от способа среднего арифметического тем, что рудное тело при подсчете разделяется на ряд самостоятельных блоков с учетом однородности вещественного или сортового состава руд, мощности тел полезного ископаемого, степени разведанности, естественных геологических границ, а также возможных систем разработки и последовательности выемки.

Способ эксплуатационных блоков обычно используется при подсчете запасов месторождений типа маломощных жил и жильных

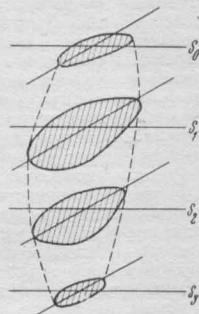


Рис. 64. Схема вычисления объема потокообразной залежи, разведенной четырьмя разрезами. По Э. Карлье

зон, разведанных горными выработками в плоскости падения. За границы блоков, на которые расчленяются жилы при подсчете, принимаются границы этажей, блоков или панелей, обычно соответствующие пройденным штрекам, восстающим и т. п.

При выборе способа подсчета запасов руководствуются прежде всего соображениями наименьших искажений формы рудных тел и при трансформации их в простые фигуры для подсчета объемов. Так, запасы сравнительно маломощных пластовых рудных тел, не осложненных складчатостью, а также жильных зон простого строения и тонких жил обычно подсчитываются способом блоков. Запасы в залежах сложной формы — роллообразных, пластовых, осложненных складчатостью, штокерообразных — способом разрезов. Применение способа разрезов ограничивается необходимостью расположения разведочных выработок в плоскостях поперечных сечений рудных тел. Это требование трудно соблюсти при разведке месторождений глубокими скважинами колонкового бурения, неизбежно сильно отклоняющимися от плоскостей разрезов вследствие искривления.

Способы блоков и разрезов часто используют и в сочетании друг с другом, в особенности при подсчете запасов рудных залежей, разведанных комбинированными системами горных выработок и буровых скважин. Так, например, при разведке верхних горизонтов залежей системой штреков, ортов и горизонтальных буровых скважин их запасы подсчитывают способом разрезов по горизонтальным сечениям, а для нижней части, разведанной наклонными буровыми скважинами, используют способ блоков.

При статистическом способе методики подсчета разведанных и предварительно оцененных запасов различаются (Каждан, 1966). При подсчете разведанных запасов жильные площади, в пределах которых должен производиться подсчет, являются полностью оконтурированными и могут быть измерены на проекциях. На эти площади распространяются средние данные по продуктивности, полученные при проходке оконтурирующих выработок, а также отработанных очистных лент. Следует отметить, что такой подсчет приводит к цифрам, характеризующим извлекаемые товарные запасы. Для того чтобы определить запасы в недрах, к извлекаемым запасам прибавляют металл, заключенный во всех видах потерь при добыче и переработке. По сумме экспериментально определенных потерь в цехах, закладке при транспортировке, в хвостах обогащения и т. д. вычисляют коэффициент извлечения товарного металла из недр, а запасы металла в недрах оценивают по формуле

$$P = \frac{P_n}{K},$$

где P_n — запасы извлекаемого металла;
 K — коэффициент извлечения.

При подсчете предварительно оцененных запасов рудоносные жильные площади неизвестны и также оцениваются по результатам эксплуатации верхних горизонтов или соседних участков. Для этого в пределах изученных частей месторождения выделяются промышленные участки, включающие группы или системы обогатившихся ураноносных жил, и вычисляется «жильный коэффициент», характеризующий их продуктивность

$$K_{ж} = \frac{S_n + S_0}{V},$$

где S_n — жильные площади, погашенные в пределах выделенных контуров;

S_0 — жильные площади, содержащие разведанные балансовые запасы;

V — общий объем промышленных участков.

Используя выведенный объемный жильный коэффициент, определяют вероятную суммарную жильную площадь в оцениваемых участках по формуле

$$S_n = K_{ж} V_n,$$

где V_n — общий объем недр оцениваемого перспективного участка.

Предварительно оцененные запасы перспективных участков определяются затем произведением вероятной жильной площади S_n и средней продуктивности q_n , которая устанавливается экстраполяцией фактической продуктивности верхних этажей на нижние горизонты. С этой целью составляют графики изменения этих параметров с глубиной, экстраполируя их с учетом выявленной тенденции в нижние неизвестные области (рис. 65), а также используют фактические данные по вскрытию аналогичных горизонтов на других участках или месторождениях данного рудного поля.

3. ВЫЧИСЛЕНИЕ СРЕДНИХ ЗНАЧЕНИЙ МОЩНОСТИ, СРЕДНЕЙ ПЛОТНОСТИ, СОДЕРЖАНИЯ И ДРУГИХ ПАРАМЕТРОВ

При любом способе подсчета запасов итоговые цифры получают умножением средних параметров оруденения на вычисленные объемы или площади рудных тел. Такая процедура будет



Рис. 65. Кривые изменения средних продуктивности и средней жильной площади с глубиной. По А. Б. Каждану

1 — кривая продуктивности по данным горных работ; 2 — кривая изменения жильных площадей по тем же данным; 3 — фактические данные продуктивности жил по соседним участкам; 4 — фактические данные по жильным площадям по соседним участкам; 5, 6 — экстраполированные кривые продуктивности и жильных площадей

приводить к правильной оценке запасов только в том случае, когда статистические веса частных замеров параметров при осреднении будут соответствовать истинным объемам или площадям влияния отдельных разведочных пересечений (проб).

Действительные объемы влияния отдельных пересечений и проб обычно не поддаются непосредственной оценке, однако нередко представляется очевидным явное несоответствие частотных весов проб этим объемам при обычном арифметическом осреднении результатов. В таких случаях средние характеристики получают путем взвешивания с применением тех или иных весовых коэффициентов. Правильный выбор процедуры взвешивания в значительной мере определяет достоверность средних оценок параметров и подсчета запасов в целом.

Средние мощности рудных тел приходится вычислять только при подсчете запасов способом блоков. Для вычисления значения стволowych мощностей, измеренных в выработках и скважинах, приводят к единой системе истинных, горизонтальных или вертикальных мощностей, определяемой выбранной плоскостью проекции. При равномерном расположении разведочных пересечений по площади блока средние значения обычно рассчитывают как среднеарифметические из частных замеров. Осложнения возникают в случаях, когда по одному или нескольким разведочным пересечениям отмечаются аномальные значения мощностей, заметно завышающие ее среднюю величину. Чаще всего появление аномально высоких значений мощностей бывает обусловлено местными осложнениями залегания рудного тела и возникающей за счет этого ошибкой при определении истинной (горизонтальной) мощности по стволowому замеру. Поэтому при наличии в осредняемой совокупности аномально высоких значений замеров мощности проходят дополнительные выработки для выяснения истинного залегания рудного тела в участке аномальной мощности и по их результатам вводят необходимые поправки. Если дополнительные выработки подтверждают существование локального, но геологически закономерного раздвуха, его аномальное значение включают в расчет наряду с остальными, однако при этом учитывается неравномерность разведочной сети, образующаяся за счет дополнительных пересечений. Если надлежно установить причины локального увеличения стволowой мощности почему-либо невозможно, аномальные значения при расчете среднего иногда исключают или ограничивают, исходя из соображений страховки подсчета от завышения. Достоверность оценки запасов при этом, естественно, понижается.

При неравномерном расположении разведочных пересечений по площади блока в совокупности могут преобладать замеры мощности, пришедшие на участки раздвухов или пережимов рудного тела, чем будет обусловлено искажение простой арифметической средней оценки. Если анализ особенностей морфологии оруденения, выполняемый с учетом всех геологических данных по оцени-

ваемому и смежным блокам, показывает возможность таких искажений, вычисление средних производят со взвешиванием по площадям влияния отдельных пересечений или непосредственно по формуле

$$\bar{m} = \frac{\sum m_i S_i}{\sum S_i}$$

или путем вычисления промежуточных средних для групп смежных выработок, учитываемых затем как единичные замеры.

При разведке маломощных рудных тел горными выработками в плоскости падения и подсчете запасов способом эксплуатационных блоков средние мощности обычно вычисляют со взвешиванием на длины окуртуривающих блоки выработок. Например, для блоков, окуртуренных с четырех сторон,

$$\bar{m} = \frac{m_1 L_1 + m_2 L_2}{L_1 + L_2},$$

где m_1 и m_2 — средние значения мощности по штрекам и восстающим;

L_1 и L_2 — длины этих выработок.

Однако такое взвешивание на длины может привести к ошибкам, если внутри блока устанавливаются столбообразные локальные раздвухи или пережимы определенной ориентировки, вскрываемые только горизонтальными или только вертикальными выработками. В этом случае в выводе средних используют лишь выработки, ориентированные вкрест направления вытянутости морфологических элементов тел.

Если замеры мощности в окуртуривающих выработках выполнены через равные расстояния, равносильной взвешиванию по длинам операцией является арифметическое осреднение всех частных замеров по периметру блока.

Средние плотности руд приходится вычислять при всех способах подсчета, кроме статистического. Несмотря на высокую плотность металлического урана, величину средней плотности урановых руд в большинстве случаев можно считать независимой от содержания в рудах металла (по крайней мере до содержания в последние проценты). В значительно большей степени величина средней плотности руд определяется пористостью и составом вмещающих пород, степенью и характером их вторичных изменений и т. п. Поэтому при изучении средней плотности руд вначале стараются достаточно полно охарактеризовать измерениями их литологические и агрегатные разновидности и получить для этих разновидностей надежные средние оценки. При близком значении средней плотности для всех разновидностей выводят общее среднее значение, которое принимается для подсчета. При расхождении в 10% и более средняя плотность каждого блока выводится пропорционально соотношению объемов руд разной плотности в его пределах. Это может быть

выполнено взвешиванием частных значений для разновидностей руд по геометрически учтенным их объемам в недрах или взвешиванием по длинам интервалов различных типов руд в разведочных пересечениях.

Если в рудах кроме урана в значительных количествах содержатся какие-либо другие металлы или соединения с высокой плотностью (барит, железо, свинец), средняя плотность руд может сильно зависеть от их содержания. В таких случаях образцы, отбираемые для определения, анализируются на содержание тяжелых компонентов, и по этим результатам строятся графики зависимости средней плотности от их содержания. Эти графики используют затем как номограммы для определения среднечисленных значений средней плотности с учетом содержания тяжелых компонентов в рудах (рис. 66). Аналогичный прием может быть использован и при выводе средней плотности особо богатых урановых руд.

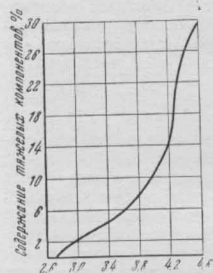


Рис. 66. График зависимости средней плотности руды от содержания тяжелых компонентов. По А. Б. Каджану

Запасы руды и содержания в ней металла для всех рудных полезных ископаемых, в том числе и для урана, принято подсчитывать в воздушно-сухом состоянии. Поэтому, если определение средней плотности руд производилось геофизическим способом по поглощению гамма-излучения, в результате измерений должна быть введена поправка на естественную влажность руд. Поправку на влажность на урановых месторождениях приходится учитывать и при определении содержания урана по результатам гамма-каротажа и гамма-опробования выработок, приводя их к содержанию в воздушно-сухой руде. Влажность руд определяется путем отбора проб и взвешиванием их при естественной влажности и после просушки. Величина влажности выражается в % и определяется как

$$B = \frac{P_{\text{вл}} - P_{\text{сух}}}{P_{\text{вл}}} \cdot 100\%,$$

где $P_{\text{вл}}$ — масса пробы руды с естественной влажностью;

$P_{\text{сух}}$ — масса пробы после просушки.

Если месторождение вскрыто горными выработками, отбор проб для определения влажности не представляет затруднений. Пробы отбираются таким образом, чтобы охарактеризовать все природные типы руд, отличающиеся по пористости. Обычно пробы отбираются в несколько килограммов. Чтобы предотвратить потерю влаги отбираемого материала, взвешивание выпол-

няют непосредственно на месте отбора, а затем транспортируют пробы в лабораторию, где производят второе взвешивание. Сушка проб обычно производится путем подогрева, причем слишком высокие температуры, ведущие к прокаливанию проб, недопустимы.

Сложнее определить влажность, если месторождение вскрыто лишь буровыми скважинами. Для рыхлых, трещиноватых руд, характеризующихся неполным выходом керна, надежно определить влажность руд по материалу скважин вообще невозможно. Для относительно плотных разностей руд при определении влажности первое взвешивание стараются производить по образцам только что поднятого керна, максимально сохранивших естественную влажность. В некоторых случаях прибегают также к длительному вымачиванию образцов ранее поднятого керна с последующим определением насыщенной влажности.

При малой влажности руд (5–7%) поправку на влажность в среднюю плотность и содержания не вводят. При относительно высокой влажности среднюю плотность влажных руд пересчитывают по формуле

$$d_{\text{сух}} = \frac{d_{\text{вл}} (100 - B)}{100},$$

а содержания урана по гамма-измерениям C_{γ} приводят к содержаниям в воздушно-сухой руде

$$C_{\text{ист}} = \frac{100 C_{\gamma}}{100 - B}.$$

Хотя на одном и том же месторождении могут встречаться руды с различной пористостью и влажностью, различные величины поправок на влажность применяются в подсчетах лишь в тех случаях, когда участки руд разной влажности поддаются геометризации по имеющейся разведочной сети. В противном случае рассчитывают средние значения поправок на влажность для всего месторождения.

Вычисление качественных характеристик руд (содержаний, продуктивности) является наиболее ответственной операцией при подсчете запасов, так как подтверждение их величин, оцененных разведкой, отрицательно сказывается на технико-экономических показателях горно-обогатительного предприятия с самого начала его работы. Вместе с тем содержание и продуктивность часто являются наиболее изменчивыми параметрами оруждения и тогда правильная оценка их средних значений по ограниченному числу разведочных данных сопряжена с наибольшими трудностями.

Средние продуктивности по блокам при статистическом способе подсчета запасов вычисляют путем деления количества металла, добытого при проходке нарезов выработок и вынутых очистных лент на погашенную площадь блока. Если

площадь погашенной части блока относительно невелика по сравнению с полным его размером, истинная продуктивность оставшихся в недрах запасов для единичного блока оценивается с весьма значительной погрешностью. Эта погрешность уменьшается при рассмотрении запасов суммы некоторого числа блоков. Обычно для группы в 5—10 блоков она находится уже в практических приемлемых пределах.

Отмечается (Карлье, 1966) определенная зависимость знака ошибки оценки продуктивности от ее величины. Так, блоки, оцененные как низкопродуктивные, при отработке обычно оказываются несколько богаче, а блоки, оцененные как высокопродуктивные, — беднее. На длительно эксплуатируемых месторождениях эту зависимость предложено использовать для уменьшения средней погрешности оценки единичных блоков (Криге, 1968). Для этого по результатам отработки месторождения составляется график зависимости действительной продуктивности отработанных блоков от ее оценки по данным оконтуривающих выработок.

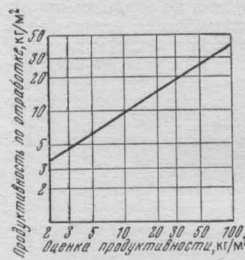


Рис. 67. График зависимости действительной продуктивности блоков по результатам отработки и величине ее оценки по данным оконтуривающих выработок. По Д. Г. Криге

Построение графика осуществляется следующим образом: совокупность оценок содержания по разведке для всех отработанных блоков разбивают по величине на классы; для каждого такого класса рассчитывают среднее значение содержания по данным разведки и по результатам отработки; откладывают значения первых по абсциссе, а вторых по ординате и аппроксимируют полученные точки линией регрессии.

При описании уточненных значений оценок по блокам, подготавливаемым к выемке, расчетное значение средней продуктивности по данным разведки откладывается по абсциссе графика, а с его ординаты снимается соответствующее исправленное значение, принимаемое к подсчету запасов. Как отмечает Д. Г. Криге (1968), подобные графики обычно имеют простую линейную форму при логарифмическом масштабе по осям (рис. 67). Однако построение их для некоторых месторождений показывает, что их вид может отличаться от линейного с образованием платообразного участка в области максимальных значений. Таким образом, расчетные значения признаков в этой области при использовании графика практически должны заменяться некоторой постоянной величиной.

Среднее содержание урана рассчитывают по данным опробования горных выработок и буровых скважин. Так как

величина содержания всегда относится к определенному объему недр, при выводе средних содержаний необходимо учитывать объемы осредняемых частных проб. Чаще всего в качестве весовой функции, учитывающей эти объемы, выбирается мощность разведочных пересечений и среднее содержание вычисляется как взвешенное по мощности

$$C = \frac{\sum m_i c_i}{\sum m_i}.$$

Вычисление средних содержаний путем простого арифметического осреднения частных значений содержания допустимо только при одинаковом размере частных проб или при полном отсутствии корреляционной связи между величинами содержания и весовой функции (мощности). Одинаковый размер частных проб может иметь место только при выводе средних для разведочных пересечений, опробованных секционной бороздой с постоянной длиной секции. Вопрос о наличии или отсутствии корреляционной связи требует статистического решения, которое всегда обладает некоторой неопределенностью из-за ограниченности числа наблюдений. Однако взвешенная оценка всегда является несмещенной, т. е. свободной от систематической ошибки, в то время как арифметическая средняя не смещена лишь при полном отсутствии связи, хотя в последнем случае она и несколько точнее взвешенной (т. е. обладает меньшей случайной погрешностью). Таким образом, выбор взвешенной оценки независимо от наличия или отсутствия связи страхует от систематических ошибок и в разведочной практике может считаться верным во всех случаях (Исследование эффективности ..., 1970; Шумилин, 1970).

При взвешивании по мощности необходимо, чтобы частные мощности измерялись в единой системе истинных, горизонтальных или вертикальных мощностей. При разведке буровыми скважинами месторождений типа штоковерковых зоп со сложным внутренним строением и прерывистым характером оруденения отдельные скопления слопных руд, разделенные безрудными промежутками, часто не могут быть надежно оконтурены в пространстве, и, следовательно, ствольные мощности по выработкам не могут быть правильно пересчитаны в истинные.

Взвешивание на ствольные мощности не приводит к систематическим ошибкам, если между углами встречи рудных тел выработками и качеством руды в пересечениях отсутствует корреляционная связь. Подобная связь может наблюдаться, если на месторождении имеются две или несколько выдержанных систем рудоуправляющих структур различной ориентировки, одна из которых контролирует преимущественно богатое, а другое — преимущественно бедное оруденение, по все месторождение в целом разведывается единой системой выработок одного направления. Возможность существования таких закономерностей проверяется в процессе детального изучения отдельных участков горными работами.

Отказ от взвешивания и оценка среднего содержания арифметической средней допустимы лишь как страховочная операция в том случае, когда влияние зависимости между углами встречи и качеством не могут быть учтены введением соответствующих поправок. Достоверность оценки при этом, естественно, понижается.

Взвешивание по мощности — необходимая и достаточная операция для правильной оценки среднего содержания при равномерном расположении разведочных пересечений по площади оцениваемого блока. Если расположение разведочных пересечений в пределах оцениваемого блока неравномерно, взвешивание только по мощности при расчете среднего содержания не может правильно отразить различий в объемах влияния частных проб.

При подсчете запасов способом геологических блоков и резко неравномерном распределении разведочных пересечений в площади какого-либо элементарного блока дополнительное взвешивание содержаний по площадям влияния единичных проб производят лишь в том случае, когда все имеющиеся данные убеждают в действительном наличии ступеня или разрежения сети в участках, сложенных рудами резко различного качества. Учитывая более высокую, чем для мощности, изменчивость содержаний, взвешивание по площадям влияния обычно выполняют путем вычисления промежуточных средних для групп сближенных пересечений, включая их затем в расчет как единичные частные значения.

При подсчете запасов эксплуатационными блоками по результатам бороздового опробования оконтуривающих выработок средние содержания рекомендуются рассчитывать со взвешиванием по мощностям и длинам оконтуривающих выработок:

$$C = \frac{L_1 \sum m_1 C_1 + L_2 \sum m_2 C_2}{L_1 \sum m_1 + L_2 \sum m_2}.$$

Если оруденение в пределах блока имеет прерывистый характер, взвешивание следует производить по длинам соответствующих рудных интервалов:

$$C = \frac{m_1 C_1 l_1 + m_2 C_2 l_2 + \dots + m_n C_n l_n}{m_1 l_1 + m_2 l_2 + \dots + m_n l_n}.$$

Для блоков, оконтуренных штреками и восстающими, взвешивание иногда рекомендуется производить по квадратам длин вертикальных и горизонтальных выработок (Карле, 1966):

$$C = \frac{L_1^2 \sum m_1 C_1 + L_2^2 \sum m_2 C_2}{L_1^2 \sum m_1 + L_2^2 \sum m_2}.$$

При этом выработкам большей длины (обычно горизонтальным) придается несколько больший вес. Такой прием можно считать

оправданным, если распределение металла в блоке имеет столбчатый или струйчатый характер и выработки большей длины ориентированы поперек струйчатости.

Оценка среднего содержания в блоке, опробованном по периферии, вообще наиболее сложна, так как зоны влияния проб, расположенных в углах и серединах опробованных сторон, резко различаются. Ж. Матероном (1968) предложена процедура, в которой пробам в зависимости от их местоположения в блоке и его формы приписываются различные условные статистические веса (так называемый непрерывный крайгинг). При этом для пространственной изменчивости содержания (запаса металла) в блоке

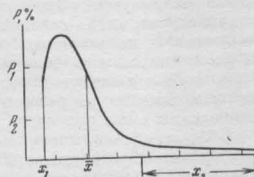


Рис. 68. Кривая плотности распределения содержаний.

$\bar{x}$ — среднее содержание; x_1 — бортовое содержание; P_1 — средняя вероятность значений содержаний, больших среднего; P_2 — средняя вероятность значений содержаний, меньших среднего; x_3 — условная область уратанных значений содержания

рекомендовать. При подсчете запасов способом разрезов средние содержания для блоков, заключенных между двумя разрезами, иногда рекомендуется вычислять со взвешиванием по площади сечения рудных тел в разрезах (Смирнов и др., 1957). Такое взвешивание допустимо лишь при оценке содержаний в практически монолитных рудных телах с коэффициентом рудоности, равным единице. Однако при одинаковой плотности разведочной сети в разрезах и при вычислениях средних по разрезам со взвешиванием по мощности взвешивание по площади практически равнозначно вычислению среднего со взвешиванием по мощностям сразу по сумме пересечений обоих разрезов. Последний прием проще и прибегать к взвешиванию по площадям не имеет смысла.

Содержание металла на урановых месторождениях обычно очень изменчиво и характеризуется высоким значением дисперсии при резкой положительной асимметрии статистических распределений (рис. 68). В этих условиях в разведочных выработках по подсчетным блокам иногда появляются отдельные очень высокие значения содержания, получившие в практике подсчета запасов наименование «уратанных». Учет уратанных значений при вычислении средних на равных правах с нормальными значениями

иногда приводит к резкому росту расчетных значений средних, что вызывает сомнения в правильности оценки.

Геологически ураганные значения обычно связываются с локальными скоплениями особо богатых руд, размер которых может быть значительно меньше зон влияния разведочных проб или пересечений. Этим, на первый взгляд, подтверждается завышающая роль ураганных значений при оценке средних. Однако появление ураганного значения в разведочной выборке означает, что на месторождении имеются такие локальные скопления богатых руд, причем количество их в действительности значительно больше числа ураганных проб. Следовательно, включение ураганных в расчет средних будет приводить к завышению оценки лишь в том случае, когда совокупный объем всех богатых участков, вскрытых и не вскрытых разведочными пересечениями, будет существенно меньше объема влияния единичного пересечения (т. е. ячейки разведочной сети). Вероятность этого в общем тем меньше, чем плотнее разведочная сеть, хотя в принципе она не равна нулю даже при очень густом расположении пересечений.

Следует, однако, иметь в виду, что положительная асимметрия статистических распределений обуславливает не только появление ураганных значений, резко завышающих средние по некоторым выборкам (блокам), вероятность чего в общем невелика, но и возможность занижения действительного содержания в блоках, по которым ураганные пробы в выборки не попали, вероятность чего всегда значительна.

Как уже указывалось, в практике отработки месторождений с резко неравномерным распределением металла блоки, оцененные разведкой как бедные (низкопродуктивные), в действительности оказываются богаче, а оцененные как богатые (высокопродуктивные) — беднее. Это явление находится в прямой связи с характером статистического распределения содержаний на подобных месторождениях и его действие усугубляется при расчете зон влияния отдельных разведочных пересечений. При сравнительно малых размерах особо богатых участков (гнезд) подсеменение их выработкой и распространение полученных данных на зону ее влияния приводит к переоценке действительного значения содержания по этой зоне. Однако в то же время большинством выработок данного блока будут вскрыты сравнительно бедные руды, с содержанием ниже действительного среднеблочного. Таким образом, значение содержаний в зонах их влияния будет недооценено, а среднеблочное по сумме всех выработок совсем не обязательно будет завышено. Это было убедительно показано В. А. Петровым (1971) в расчетном эксперименте на модели одного из месторождений.

Таким образом, резкая неравномерность распределения металла на месторождениях и связанное с этим появление ураганных проб, вообще говоря, не должны приводить к систематической переоценке содержаний в блоках и тем более в целом по

месторождению, но всегда обуславливают большую случайную ошибку в оценке содержаний отдельных блоков (при малом числе проб) и в особенности в зонах влияния отдельных проб. При этом в целом существует тенденция к завышению содержаний для блоков с высокими оценками и, наоборот, к занижению для блоков с низкими оценками.

Снижение случайной погрешности оценки содержания в блоках может быть достигнуто введением в расчеты какой-то дополнительной информации, с учетом которой производилось бы определенное повышение низких и понижение высоких оценок, т. е. осуществлялось бы сглаживание исходных данных. Подобная задача имеет несколько решений. Приемы чисто статистического ее решения описаны в работах Д. Г. Криге (1968) и Э. Карлье (1966). При этом в качестве дополнительной информации постулируется соответствие статистического распределения содержаний в пробах логнормальному или усеченно-логнормальному (трех-параметрическому) теоретическим законам. Для условий этих распределений оценки вида

$$C = e^{\sqrt{a}} c_0 \sigma_n^2 / 2$$

или

$$C = e^{\sqrt{a} \ln(C+a)} c_0 \sigma_n^2 / 2 - a,$$

где σ_n^2 — логарифмическая дисперсия содержаний;

a — некоторая постоянная величина, обладающая большей эффективностью (т. е. меньшей дисперсией), чем простое арифметическое среднее.

При расчетах по первой из приведенных формул значения содержаний логарифмируются, вычисляется средний логарифм и логарифмическая дисперсия, значения которых проставляются затем в формулу. При расчетах по второй формуле к значениям содержаний прибавляется некоторая постоянная величина, а затем производится логарифмирование и расчет среднего логарифма и логарифмической дисперсии. Значение постоянной вычитается затем из расчетной оценки. Д. Г. Криге (1968) указывает, что конкретная величина постоянной не имеет существенного значения и рекомендует выбирать ее на уровне промышленного минимума или несколько выше. Он ссылается также на применение подобных оценок на рудниках ЮАР.

Эффективность использования упомянутых приемов оценки была проверена нами в экспериментах на моделях ряда месторождений. Эти исследования показали, однако, что эффект снижения дисперсии практически очень невелик и рекомендовать данный способ оценки для широкого внедрения нецелесообразно.

Более эффективными представляются приемы, основанные на использовании геостатистических методов. При этом в качестве дополнительной информации используются данные о пространственной взаимосвязи значений содержания, которые могут

процедуры, естественно, также требует непрерывности и изотропности поля содержаний. Отклонение среднего содержания по горизонту от истинного среднего по месторождению обусловит смещение исправленных оценок, а разница в величинах дисперсий — отклонение величины случайной ошибки оценки от минимально возможной.

Таким образом, в целом указанная процедура также обладает недостатками, аналогичными классическому крайгингу. Вместе

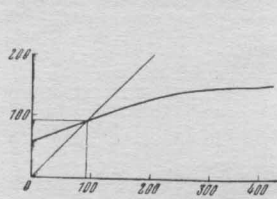


Рис. 70. Пример экспериментального корректировочного графика, построенного для модели жильного рудного тела. По абсциссе отложено содержание металла по разведочным пересечениям основной сети (40×40 м) в усл. ед., по ординате — среднее значение для 40-метровых отрезков по данным детально опробованной линии в усл. ед.

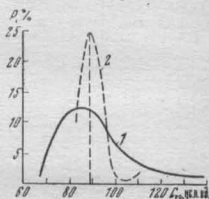


Рис. 71. Кривые распределения оценок среднего содержания в эксперименте.

1 — среднearифметические оценки; 2 — оценки, исправленные по корректировочному графику (см. рис. 70)

с тем эксперименты на моделях месторождений убеждают в возможности и практической целесообразности ее применения.

На рис. 70 и 71 приведены корректировочный график и графики распределения оценок средних, полученные в одном из таких экспериментов. Модель представляла собой данные эксплуатационного опробования жильного рудного тела, соответствующие разведочной сети 2×2 м. Центральный горизонт (линия) этой сети рассматривался как участок детализации, по которому строился корректировочный график. Для остальной площади тела разведочная сеть принималась 40×40 м и перебирались все возможные варианты наложения этой сети на исходные данные. В каждом таком варианте вычислялась обычная средняя оценка и исправленная, с учетом корректировки частных значений по графику, построение которого также осуществлялось для 40-метровых интервалов.

Как видно из рис. 71, исправленная оценка обладает в целом некоторым смещением (до значения 89 против истинного для модели 93), однако дисперсия исправленной оценки оказывается по крайней мере вдвое меньшей, чем при обычном расчете. В реальных условиях величиной такого смещения можно было бы, по-ви-

димому, пренебречь ради резкого снижения величины случайной погрешности. Следует заметить, что в проводившихся экспериментах выбранный объект удовлетворял лишь требованию непрерывности, но не являлся строго изотропным, а также не отвечал другим требованиям схемы де-Вейса. В этих условиях процедура корректировки по графикам зависимости привела к большому снижению дисперсии оценки, чем классический крайгинг.

Следует также подчеркнуть, что процедура крайгинга предложена Ж. Матероном как прием снижения случайной погрешности подсчета в условиях, когда особо выдающиеся, ураганные, пробы, превышающие среднее по блоку в 5—10 раз, отсутствуют. При наличии последних им рекомендуется определять содержание в зоне их влияния случайным крайгингом, процедура которого аналогична известным у нас приемам замены ураганной пробы средним по ближайшим (при очень близком расположении проб) или среднелочным содержанием. Сглаживание данных по корректировочным графикам в этом отношении также представляет более универсальную процедуру, так как эти графики имеют тенденцию к выполаживанию в области высоких значений, обуславливающую замену значений, больших некоторого уровня, практически постоянной величиной.

Любые специальные приемы расчета средних содержаний ни в какой мере не могут заменить необходимости учета геологических закономерностей развития оруденения. Учет этих закономерностей и правильное, не формальное деление рудной залежи на подсчетные блоки всегда будет способствовать уточнению оценок.

При рассмотрении проблемы ураганных проб в отечественной практике принято исходить не из необходимости получения максимально точных оценок (с малой случайной ошибкой), а из необходимости страховки результатов подсчета от возможности завышения (хотя эта возможность не является прямой функцией наличия высоких проб). По существу все предложенные приемы избирательного ограничения или замены ураганных проб адекватны введению в подсчет систематической ошибки мнимовесного знака. При этом вероятность переоценки содержания в отдельных блоках, конечно, уменьшается, но общие результаты подсчета оказываются заниженными.

В последнее время ГКЗ для учета ураганных значений рекомендует пользоваться методикой И. Д. Когана (1971), согласно которой считаются ураганными и заменяются другими, ближайшими по величине в пределах данного блока все значения содержаний по пересечениям (при арифметическом выводе среднего) или метропроцентам (при взвешивании по мощности), величина которых превышает 10% от суммы содержаний или метропроцентов по блоку. Для секционных проб в пересечениях такой критический предел устанавливается в 20%.

Метод И. Д. Когана в том виде, в каком он предложен, не может считаться приемлемым для ураганных месторождений

получаться обработкой результатов опробования участков детализации (например, горизонтов горных работ) или задаваться в виде некоторой теоретической модели пространственной изменчивости.

В наиболее полном виде методика использования геостатистических методов разработана Ж. Матероном (1968) в виде процедуры так называемого крайгинга *. При этом для пространственной изменчивости содержаний постулируется некоторая теоретическая модель (схема де-Вейса), главными моментами которой являются непрерывность и изотропность изучаемого поля и определенный вид структурной функции (вариограммы) пространственной изменчивости.

Расчет среднеблочных оценок с помощью процедуры крайгинга заключается в том, что вначале частные значения параметра по всем разведочным пересечениям блока сглаживаются с помощью общей формулы

$$C = (1 - \mu - \lambda) C_1 + \mu C_2 + \lambda C_3,$$

где C_1 — содержание в данном пересечении;

C_2 и C_3 — средние содержания в пересечениях ближней и дальней периферии;

μ и λ — весовые коэффициенты, выбираемые по специальным номограммам в зависимости от расположения пересечений и отношения средней мощности залежи к шагу разведочной сети.

Среднеблочные содержания рассчитываются затем осреднением сглаженных указанным образом значений по единичным пересечениям.

При наличии приводимого в работах Ж. Матерона (1968) и Э. Карлье (1966) атласа номограммы крайгинга (рис. 69) операция расчета уточненных оценок является достаточно простой. Можно предположить, что «крайгинг» в любом случае представляет собой процедуру, повышающую эффективность оценки среднего, т. е. в целом снижающую ее случайную погрешность. Это, однако, не означает, что оценка по способу крайгинга будет всегда ближе к истинному значению. Эффективность крайгинга будет оптимальной только при соблюдении его теоретических предпосылок, т. е. соответствия действительной изменчивости принятой теоретической схеме. В условиях, отличных от этой схемы, оценка, полученная по способу крайгинга, может обладать случайной погрешностью отнюдь не минимальной по величине (хотя, по-видимому, она будет всегда меньше случайной ошибки обычного осреднения), а главное оказывается смещенной, т. е. имеющей систематическую погрешность того или иного знака.

* Частным случаем этой процедуры является и уже упоминавшийся непрерывный крайгинг.

Строгое соответствие пространственной изменчивости на реальных месторождениях схеме де-Вейса представляет собой скорее экзотическое, чем характерное явление. Поэтому правомерность широкого применения этой процедуры всегда может вызывать сомнения. Вследствие этого для уточнения среднеблочных оценок более предпочтительным представляется использование не теоретической, а эмпирической дополнительной информации, получаемой по участку детализации изучаемого объекта. Пусть, например, задача формулируется в следующем общем виде: некоторое месторождение разведано относительно редкой равномерной сетью

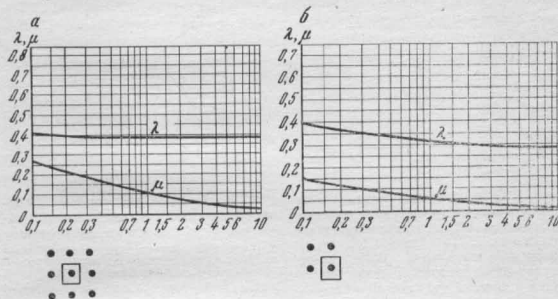


Рис. 69. Примеры номограмм для определения коэффициентов крайгинга λ для центральных (а) и краевых (б) разведочных пересечений. По абсциссе отложено отношение средней мощности к шагу сети. По Ж. Матерону

разведочных скважин и на представителем горизонте вскрыто и изучено горными работами с предельно детальной сетью опробованных пересечений. Требуется уточнить оценку среднего содержания для блока, опирающегося в основном на скважины, используя информацию по горизонту горных работ.

В этих условиях может быть предложена процедура расчета, в некоторой степени аналогичная описанной выше процедуре уточнения оценок с использованием данных эксплуатации, разработанной Д. Г. Криге (1968). По данным опробования горизонта может быть составлен график зависимости средних содержаний в интервалах, соответствующих шагу сети скважинной разведки, от содержаний в центральных пробах таких интервалов. Этот график может использоваться затем как корректирующая номограмма при расчете оценок по блокам, разведочным скважинами. Процедура будет давать тем лучший результат, чем ближе среднее содержание и дисперсия содержаний по горизонту к действительному значению этих параметров по месторождению, т. е. чем более представительным является горизонт. Кроме того, применение

Прежде всего на урановых месторождениях, опробуемых обычно радиометрией, секционных проб фактически нет и, следовательно, ограничения могут вводиться только на полные пересечения рудных тел. При ограничении же влияния пересечений недопустимым представляется установление лимита на долю суммарного метротента единичного пересечения. Фактически такой лимит может приводить к ограничению не высоких содержаний, связанных с попаданием выработок в гнезда богатых руд малой протяженности, а высоких мощностей с рядовыми или бедными содержаниями.

Как уже отмечалось, при появлении аномально высоких мощностей необходимо прежде всего убедиться в том, что такие мощности действительно свойственны рудному телу, а не являются следствием неправильного перевода столбового значения мощности в истинное или горизонтальное. Если локальные раздувы рудного тела геологически закономерны, то ограничение влияния вскрывающих их пересечений противоречит здравому смыслу. Если эти раздувы — следствие искажений истинной мощности, то необходимо ввести в замеры соответствующие поправки. Даже если при подсчете запасов месторождения используется коэффициент рудоносности и столбовые мощности в истинные не переводятся, данные по внутреннему строению залежи обычно позволяют судить о геологической закономерности значений высоких мощностей. Если этого нет, то разведанность запасов вообще очень низкая, а страховка предварительно оцененных запасов вряд ли целесообразна. По этим причинам предложенный И. Д. Коганом 10%-ный лимит в практике подсчета запасов урановых месторождений обычно рассматривают как допустимый предел влияния частного метротента на средневзвешенное по мощности содержание. Соответственно частные метротенты, превышающие среднее по блоку более чем на 10%, снижают до величин, при которой их влияние на среднее не превышает этого предела.

Метод И. Д. Когана является одним из наиболее жестких приемов страховки, ведущим к существенному записанию средних содержаний и запасов. Как отмечали А. М. Марголин и М. В. Шумилин (1970), рациональные пределы страховки могут быть определены лишь на основании экономического анализа последствий, к которым приводят горные предприятия те или иные ошибки в оценке содержаний и запасов при разведке (анализа так называемых функций потерь). При этом необходимость страховки, вообще говоря, не должна прямо связываться с наличием или отсутствием ураганных проб. Однако на сегодняшний день необходимость такой страховки не имеет экономического обоснования и является чисто интуитивной.

Вопрос совершенствования методов оценки содержаний представляет большой практический интерес и требует дальнейшей разработки не только в связи с проблемой ураганных значений. В процессе подсчета запасов всегда осуществляется сортировка

запасов на промышленные и непромышленные по некоторому заданному уровню минимального содержания, выполняемая практически по объемам, соответствующим зонам влияния единичных разведочных пересечений. Правильность оценок средних содержаний и запасов в значительной степени определяется точностью оценки содержания в объемах влияния единичных пересечений. Задача повышения этой точности решается в определенной степени крайгингом, однако ограничивающие условия применения этой методики заставляют искать другие аналогичные расчетные процедуры с более широким диапазоном использования.

Вычисление коэффициентов рудоносности является необходимым при подсчете запасов месторождений со сложным внутренним строением и прерывисто-гнездовым характером оруденения, на которых даже при детальной разведке оказывается невозможным выделить в подсчетные блоки участки сплошного кондиционного оруденения. В таких случаях отказываются от оконтуривания и оценки обособленных монолитно-рудных скоплений и в подсчетные блоки включают группы сближенных рудных скоплений, разделенных участками безрудных пород или некондиционных руд. При этом имеет в виду, что в дальнейшем такие участки удастся оконтурить в процессе эксплуатационной разведки, оставив их при эксплуатации в целых, или отделить от рудной массы в процессе селективной выемки.

Долю промышленных руд в блоках при подсчете оценивают с помощью специального параметра — коэффициента рудоносности, который представляет собой отношение суммы объемов кондиционных руд к общему объему блока. В зависимости от системы разведки и внутреннего строения продуктивных рудных залежей определение коэффициента рудоносности производят одним из трех следующих способов:

1. Для пластовых и жильных месторождений, на которых все рудные участки располагаются в пределах одной продольной плоскости и разведанных равномерной сетью разведочных пересечений (обычно скважинных), отношением числа кондиционных рудных пересечений к общему числу пересечений в пределах блока

$$K = \frac{n}{N}.$$

2. Для жильных месторождений, разведанных горными выработками по простиранию и падению, — отношением суммы длин рудных участков к общей протяженности оконтуривающих блок выработок

$$K = \frac{\sum l}{\sum L}.$$

3. Для месторождений пластового типа с оруденением, развивающимся на нескольких стратиграфических уровнях, а также

жилых зон с кулисообразным расположением участков промышленных руд и штокверкоподобных месторождений — отношением суммы мощностей всех рудных интервалов к сумме мощностей продуктивного пласта или зоны по всем разведочным пересечениям

$$K = \frac{\sum m}{\sum M}.$$

В некоторых работах (Стефанович, 1972 и др.) содержится указание на то, что точность оценки рудонасыщенности зависит от способа расчета коэффициента, причем наиболее точным считается коэффициент, определяемый отношением площадей рудных тел

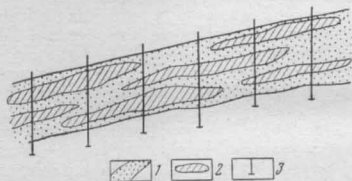


Рис. 72. Согласно залегание рудных тел в продуктивной зоне, при котором ориентировка скважин не влияет на погрешность коэффициента рудонасыщенности.
1 — продуктивная зона; 2 — рудные тела; 3 — скважины

к общей площади продуктивной зоны в разрезе или на горизонте. В действительности каждый из упомянутых способов применим только в своих определенных условиях, однако в этих условиях обеспечивает получение вполне надежной оценки доли промышленных руд в общем объеме блока. Оценка коэффициента рудонасыщенности через площади допустима только в том случае, если разрезы (горизонты) представляют собой полностью обнаженные поверхности, на которых границы оруденения могут быть закартированы непрерывным прослеживанием. При отстройке разрезов по равномерной сети полных пересечений и соблюдении принятых правил интерполяции коэффициент, найденный через площади, должен быть равен коэффициенту, найденному через отношение мощностей. Если же разрезы отстроены по неравномерной сети пересечений, способ площадей может привести к грубым ошибкам, и применять его ни в коем случае нельзя.

Оценка рудонасыщенности с помощью коэффициентов рудонасыщенности, вычисляемых через отношения чисел пересечений или длин выработок, не сопряжена с какими-либо методическими трудностями.

При оценке рудонасыщенности с помощью коэффициента, вычисленного по отношениям мощностей, необходимо учитывать, что возможные ошибки зависят здесь от ориентировки разведочных пересечений. Наиболее точная оценка получается при ориентировке разведочных пересечений по истинной мощности продуктивных зон и рудных тел, заключенных в их пределах. Если продуктивные зоны имеют простую пластообразную форму, а рудные тела залегают в их пределах согласно, небольшое отклонение системы параллельных разведочных пересечений от направления истинной мощности на погрешности оценки коэффициента рудонасыщенности не сказывается (рис. 72). Если направления истинной мощности продуктивных зон и рудных тел не совпадают, наиболее точную оценку рудонасыщенности будет давать разведочная сеть, ориентированная по среднему вектору этих мощностей, а любое отклонение от такого направления будет увеличивать случайную ошибку (рис. 73). Хотя при оценке запасов месторождений с помощью коэффициентов рудонасыщенности истинные мощности оруденения обычно неопределимы, общая система преобладающей ориентировки рудных скоплений часто может быть приближенно определена по совокупности геологических данных, а разведочной сети дана соответствующая ориентировка. Если такая возможность отсутствует, разведку месторождения целесообразно осуществлять двумя системами пересечений различной ориентировки.

При наличии на месторождении двух систем разведочных пересечений коэффициенты рудонасыщенности вначале вычисляют по выработкам каждой системы отдельно, а затем выводят среднее его значение как

$$K = \frac{K_1 + K_2}{2}.$$

Теоретически более правильной здесь будет такая формула усреднения:

$$K = \frac{K_1 \cdot 1/\sigma_1^2 + K_2 \cdot 1/\sigma_2^2}{1/\sigma_1^2 + 1/\sigma_2^2},$$

где σ_1^2 и σ_2^2 — дисперсии оценки коэффициента рудонасыщенности по каждой из систем разведочных пересечений.

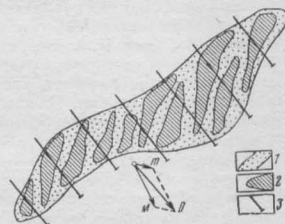


Рис. 73. Оптимальная ориентировка скважин по направлению среднего вектора мощности продуктивной зоны и рудных тел при несогласном их залегании.

1 — продуктивная зона; 2 — рудные тела; 3 — скважины. m — вектор истинной мощности рудных тел, O — средний вектор мощностей, M — вектор истинной мощности продуктивной зоны

Эти дисперсии могут быть в свою очередь оценены через дисперсии мощностей продуктивной зоны и рудных тел по выражению

$$\sigma_K^2 = \frac{\sigma_m^2 + K^2 \sigma_m^2 - 2K \sigma_m \sigma_r}{NM^2},$$

где σ_m^2 — дисперсия прессованных мощностей рудных интервалов;
 σ_m^2 — дисперсия мощностей продуктивной залежи;
 K — коэффициент рудоносности;
 N — число разведочных пересечений;
 M — средняя мощность продуктивной залежи;
 r — коэффициент корреляции мощностей зоны и прессованных мощностей рудных тел.

Исследованиями В. А. Викентьева и М. В. Шумилина (1973) показано, что ориентировка разведочной сети относительно рудных скоплений не вносит в расчет коэффициента рудоносности систематических ошибок. Вместе с тем сама процедура подсчета запасов с применением коэффициента рудоносности в некоторых случаях может обусловить возникновение систематической разницы результатов первоначальной оценки (с коэффициентом рудоносности) и последующего подсчета по отдельно геометризованным рудным телам после доразведки или отработки (т. е. при коэффициенте, равном или более близком к единице). Дело в том, что в процессе доразведки и подготовки к выемке происходит, как уже отмечалось, выделение из объема ранее оконтуренных продуктивных блоков крупных безрудных участков. Однако эти участки часто могут быть названы безрудными лишь условно, так как содержат мелкие скопления кондиционных по содержанию руд, признаваемые непромышленными из-за малых размеров. Таким образом, реальный процесс последовательной сортировки промышленных и непромышленных участков недр в ходе последовательной детализации может приводить к избирательной потере части рудного вещества, учтенного на более ранних стадиях.

4. ОКОНТУРИВАНИЕ ОРУДЕНЕНИЯ И ПОСТРОЕНИЕ ПОДСЧЕТНЫХ БЛОКОВ

При подсчете запасов урановых месторождений необходимо различать два основных случая:

- 1) оцениваемые рудные залежи имеют простую форму и простое внутреннее строение, контролируются выдержанными и легко картируемыми геологическими структурами и характеризуются непрерывным или слабо прерывистым оруденением;
- 2) оцениваемые рудные залежи имеют сложную форму и сложное внутреннее строение, контролируются невыдержанными и трудно картируемыми геологическими структурами и характеризуются сильно прерывистым промышленным оруденением.

В первом случае отдельные рудные интервалы в разведочных пересечениях однозначно увязываются в пространстве в надежно

геометризуемые рудные залежи. При этом очевидно, что дальнейшая детализация может лишь уточнить представления о распределении промышленного оруденения в фиксированных объемах этих залежей, которые могут рассматриваться как объекты сплошной выемки при добыче. Оконтуривание по мощности в пределах выработок, по площади в пределах разведочных разрезов и между разрезами здесь везде выполняется для рудных образований только одного масштаба.

Во втором случае отдельные рудные интервалы в разведочных пересечениях однозначно друг с другом в пространстве не увязываются и геометризация поддается лишь общая зона их развития, условно рассматриваемая в качестве единой залежи. При этом допускается, что дальнейшая детализация может существенно изменить представления о размерах, форме и положении рудных объемов недр, а выделенная залежь рассматривается как объект селективной добычи с обязательной предшествующей доразведкой. Оконтуриванию здесь подлежат рудные образования двух масштабов: интервалы сплошных (по кондициям) промышленных руд и залежь в целом, причем по мощности в пределах выработок необходимо определение границ образований обоих масштабов, а в разрезах и между разрезами — лишь границ залежи. В этом случае, чтобы подчеркнуть особенности выделяемых залежей, их удобнее называть не рудными, а продуктивными.

Оконтуривание промышленных рудных интервалов по мощности в пределах выработок производится на основании данных опробования, так как, как правило, промышленное оруденение урановых месторождений не имеет четких геологических границ. При оконтуривании используются установленные кондиционные показатели: бортовое содержание и предельная мощность безрудных промежутков, допустимых к включению в контур.

Если оруденение характеризуется относительно равномерным распределением металла, с постепенным убыванием его концентрации к границам рудных интервалов (рис. 74), оконтуривание выполняется с помощью одного бортового содержания. При бортовом опробовании в таких случаях контур проводится по пробам, показавшим бортовое содержание металла, а при радиометрическом — путем интерпретации результатов измерений по способу заданной интенсивности.

Если оруденение характеризуется неравномерным распределением металла, без четко выраженной тенденции к снижению концентрации к краям и представлено участками с содержанием выше бортового, разделенными безрудными и некондиционными интервалами небольшой мощности (меньше установленной предельной), оконтуривание выполняется так, чтобы каждый включаемый в контур элементарный рудный участок в сумме с отделяющим его безрудным промежутком имел среднее содержание не ниже установленного бортового. Так, например, для пересечения,

показанного на рис. 74, б, в контур включаются бороздовые пробы в интервале 0,7—1,7 м (или соответствующие элементарные интервалы интерпретации радиометрии), дающие в сумме содержание выше бортового, но не включаются пробы в интервале 3,7—4,7 м, хотя содержание в пробе на 4,2—4,7 м превышает бортовое. Промышленные интервалы, разделенные безрудными или некондиционными промежутками, с мощностью больше установленной кондиции учитываются как самостоятельные рудные тела.

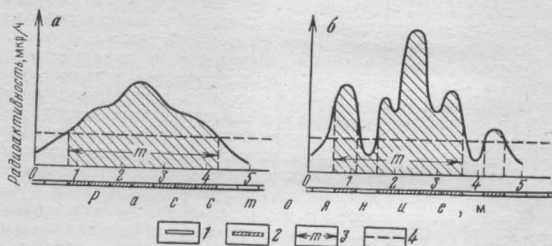


Рис. 74. Примеры оконтуривания промышленных руд в разведочных пересечениях по мощности:

а — при равномерном распределении металла, б — при неравномерном.
1 — бороздовые пробы с некондиционным содержанием; 2 — бороздовые пробы с содержанием выше бортового; 3 — оконтуриваемый интервал промышленных руд; 4 — уровень радиоактивности, соответствующий бортовому содержанию

При комплексном опробовании месторождений бороздовым и радиометрическим способами оконтуривание производится по результатам какого-либо одного способа, принятого за основной. Оконтуривание одних интервалов по данным бороздового опробования, а других по данным радиометрии, как правило, не допускается.

Если опробование горных выработок выполнено по двум стенкам, а также несколькими параллельными бороздами или профилями радиометрии, оконтуривание выполняется отдельно для каждой борозды (профиля), а затем рассчитывается средняя мощность оруденения и среднее содержание урана по выработке.

Оконтуривание продуктивных залежей по мощности в разведочных пересечениях в случае сложного внутреннего строения и сильной прерывистости оруденения стараются выполнять по геологическим данным. При этом за границы залежей могут приниматься литологические контакты благоприятных пластов и фаций, контуры зон измененных пород, тектонические нарушения и др. Нередко используются комбинации различных геологических факторов и границы продуктивных залежей проводятся

в одном из направлений по тектоническим нарушениям, а в другом — по литологическим контактам и т. п. Однако в некоторых случаях для обособляющихся участков сближенных рудных интервалов не удается найти уверенно картируемых геологических границ и для их оконтуривания приходится прибегать к формальным приемам. Могут быть предложены два приема такого оконтуривания, свободные от субъективного подхода.

Если отдельные интервалы промышленных руд располагаются в общем ореоле убогой, непромышленной минерализации, контур продуктивной залежки может быть проведен по величине условного бортового содержания, близкого к уровню геохимического фона урана на данном месторождении. Конкретное значение такого лимита выбирается методом вариантов с таким расчетом, чтобы в контуре зоны оказывались сосредоточенными максимальные запасы при максимальном же значении коэффициента рудоносности по выделенному объему.

Если промышленное оруденение на месторождении не имеет широкого ореола убогой минерализации, но характеризуется центробежным, концентрически зональным изменением продуктивности, оконтуривание продуктивных залежей может быть выполнено по заданной величине расстояния между смежными рудными интервалами. Интервалы, разделенные промежутком, меньшим заданной величины, включаются в контур, а отстоящие от основной группы на большем расстоянии — не включаются. Оптимальная величина такого промежутка (мощности безрудного прослоя) выбирается также методом вариантов с расчетом оптимального соотношения учитываемых в контуре запасов и получаемого коэффициента рудоносности (Викентьев, Шумилин, 1970).

Комбинируя указанные формальные приемы с приемами геологического оконтуривания, обычно удается достичь достаточно объективного оконтуривания потенциально рудоносных объемов недр на месторождениях любых типов.

Оконтуривание рудных или продуктивных залежей в плоскостях главных разведочных разрезов производится на планах и разрезах с вынесенными данными опробования по отдельным разведочным пересечениям.

Оконтуривание рудных образований между двумя разведочными пересечениями, подтвердившими их наличие, производится путем линейной интерполяции с учетом имеющейся геологической информации. При наличии в пересечениях нескольких интервалов, соответствующих рудным или продуктивным залежкам, увязка их в плоскости нередко может быть многовариантной. Правильный вариант может быть получен только при правильном учете геологических данных. Если для отдельных промышленных рудных интервалов геологический анализ не позволяет уверенно выбрать однозначный вариант увязки, подсчет запасов всегда производят в обобщенных контурах продуктивных залежей с коэффициентом рудоносности. При оконтуривании рудных

образований между двумя разведочными пересечениями, из которых одно вскрывает оруденение, а другое показывает его отсутствие, интерполяцию контура обычно осуществляют на $1/2$ расстояния между пересечениями. Эта величина корректируется только при наличии надежных геологических данных, указывающих на действительное распространение оруденения, или в случае очень большого расстояния между пересечениями, превышающего принятое для разведки.

Увязку рудных образований всегда стараются выполнять одновременно в двух системах разведочных разрезов — горизонтальных и вертикальных или вертикальных и по падению и по простиранию, контролируя правильность построения контуров в каждом случае их сопоставлением. После увязки геологических данных и промышленных контуров рудных тел в разрезах генеральные контуры отдельных рудных тел изображаются в виде продольных проекций.

При оконтуривании оруденения в продольной плоскости появляется возможность выделения в пределах рудных залежей обогащенных столбов, струй или безрудных участков — «кокон». Закономерности распределения оруденения в продольной плоскости непременно следует учитывать при построении подсчетных блоков. Однако следует иметь в виду, что данные разведки обычно несут весьма ограниченную информацию о таких закономерностях. Обогащенные участки можно выделять в самостоятельные блоки, а безрудные окна исключать из площади блоков только в тех случаях, когда они подтверждаются по крайней мере несколькими разведочными пересечениями, а их положение увязывается с положением надежно картируемых рудооконтролирующих геологических элементов. Выделение безрудных окон по единичным пересечениям, не вскрывающим промышленного оруденения, недопустимо, так как в непосредственной близости от этих пересечений может быть встречено кондиционное оруденение. Из этих же соображений стараются избежать значительных усложнений внешнего контура подсчетных блоков, если в краевых разведочных линиях наблюдается чередование кондиционных и некондиционных пересечений. Во всех подобных случаях стремятся проводить обобщенные контуры, максимально учитывая общие геологические факторы, контролирующие развитие оруденения, а безрудные и некондиционные участки включают в расчет коэффициента рудности.

При построении контуров отдельных подсчетных блоков в пределах единой рудной (продуктивной) залежи руководствуются прежде всего соображениями геологической и промышленной однородности выделяемых объемов недр. Обычно кондициями лимитируется верхний предел запасов руды единичного подсчетного блока, устанавливаемый не больше годовой производительности будущего предприятия. Соответственно при подсчете запасов крупные, даже единые в отношении геологической однород-

ности рудные залежи должны быть поделены на блоки, не превышающие по размеру заданный лимит. Однако чрезмерного деления единых геологических тел при выделении подсчетных блоков необходимо избегать. Чем на большее количество пересечений опирается блок и чем более отвечают его границы общим геологическим особенностям развития оруденения, тем точнее оценка заключенных в нем запасов. В частности, при подсчете запасов способом разрезов не следует относить к разным подсчетным блокам каждый из участков, заключенных между двумя параллельными сечениями, если размеры таких участков невелики. С учетом заданного лимита на запас руды в блоке к одному подсчетному блоку могут быть отнесены два блока и более между разрезами. Объем такого блока, опирающегося на три разреза или более, может определяться суммированием объемов блоков между разрезами, а средние параметры рассчитываться по сумме пересечений на всех разрезах.

Выделение участков рудных залежей в самостоятельные подсчетные блоки должно проводиться с учетом геологических, технологических, горнотехнических и разведочных факторов.

По геологическим факторам в самостоятельные подсчетные блоки относят участки залежей, разделенные пострудными сбросами, пострудными или неоруденелыми дайками, а также геологическими элементами, резко влияющими на качество и морфологию оруденения, в связи с явлениями экранирования, изменения физико-механических свойств вмещающих пород или геохимической обстановки рудоотложения. Руды, заключенные в разных вмещающих породах, могут включаться в единый подсчетный блок, если качество руд и морфология оруденения, а также технологические характеристики руд не зависят от состава пород. Если же смена пород отражается на технологических характеристиках оруденения, границы рудовмещающих пород должны являться границами подсчетных блоков.

По технологическим факторам в самостоятельные подсчетные блоки относят участки, сложенные рудами с различными характеристиками гидрометаллургического передела или радиометрической сортировки, а также рудами, резко отличающимися по среднему содержанию металла. По содержанию обычно выделяются бедные рядовые и богатые руды. Раздельная геометризация и подсчет запасов руд с разным содержанием в обособленных контурах целесообразны только при наличии легко картируемых геологических элементов, контролирующих области их развития, и очевидной возможности селективной выемки. В некоторых случаях богатые руды могут учитываться в контурах блоков бедных или рядовых руд статистически, путем вычисления специального коэффициента рудности по богатым рудам. Необходимость таких подсчетов оговаривается в кондициях. Изменение характеристик гидрометаллургического передела или радиометрической сортировки руд практически всегда связывается

с изменением состава вмещающих оруденение пород. Соответственно границами блоков при этом служат контакты литологических разностей пород.

По горнотехническим факторам в самостоятельные подсчетные блоки выделяют участки залежей, предназначенные для отработки подземным или открытым способом. Необходимость такого разделения оговаривается в кондициях, а согласованные с проектными организациями контуры карьеров выносятся на планы и разрезы подсчета запасов и служат соответствующими границами подсчетных блоков. На систему отработки месторождений большое влияние оказывают мощность и морфология рудных залежей. Поэтому участки резких раздувов (или пережимов) залежей, а также участки с резко различной морфологией (например, компактные или характеризующиеся расчленением залежи), требующие применения различных систем отработки, оконтуриваются отдельно.

По разведочным факторам в отдельные подсчетные блоки выделяются участки залежей, разведанные разными системами (например, горизонтальными или вертикальными разрезами) и разными техническими средствами (горными работами или бурением). Границами блоков, разведанных горными выработками, обычно являются горизонты горных работ, однако если оконтуривание выполняется по совокупности различных других факторов, то границы блоков, разведанных преимущественно или даже полностью горными работами, могут проводиться и вне их горизонтов. При построении блоков учитывается также плотность разведочной сети в различных участках оцениваемых залежей. Во всех случаях участки, изученные сетью разной плотности, должны учитываться как самостоятельные блоки. Такое деление нецелесообразно лишь для участков, характеризующихся общей слабой разведанностью и малым количеством разведочных пересечений при условии, что по геологическим и горнотехническим факторам они представляются однородными.

В целом оконтуривание запасов и построение границ отдельных подсчетных блоков является одной из наиболее сложных задач при оценке урановых месторождений, особенно изменчивых по форме и сложных по внутреннему строению. В правильном решении этой задачи решающую роль играют опыт исполнителей подсчета и тщательное изучение и анализ типичных геологических закономерностей, определяющих особенности строения, морфологии и изменчивости оруденения.

5. ВОПРОСЫ КАТЕГОРИЗАЦИИ ЗАПАСОВ

Действующей в СССР классификацией запасов полезных ископаемых предусматривается разделение запасов по народнохозяйственному значению на две группы — балансовых и забалансовых, а по степени разведанности — на четыре категории — А, В, С₁ и С₂.

К балансовым относятся запасы, подлежащие промышленному освоению. Они должны удовлетворять всем требованиям кондиций, утвержденным для подсчета запасов данного месторождения.

К забалансовым относятся запасы, промышленное освоение которых в настоящий момент нецелесообразно из-за малого количества сырья в недрах, низких содержаний, сложности условий эксплуатации или необходимости применения сложных и дорогостоящих процессов переработки. Однако обязательным условием отнесения запасов в группу забалансовых является реальная возможность их промышленного освоения в ближайшем будущем. Поэтому при отнесении запасов к группе забалансовых необходимо учитывать возможность их освоения после выемки балансовых руд.

Для многих урановых месторождений характерно наличие оторочек убогих руд висячем и лежащем боках промышленных рудных залежей. После выемки промышленных руд эти убогие руды могут уже оказаться практически неизвлекаемыми и учет их запасов как забалансовых нельзя считать правильным. К забалансовым должны относиться запасы флангов месторождений или обособленных рудных залежей и блоков, не нарушаемых при отработке промышленных руд. Вместе с тем запасы убогих руд в залежках промышленных тел могут подлежать особому учету, так как заключенный в них металл будет частично извлекаться при добыче кондиционных руд за счет неизбежного разубоживания.

Запасы категорий А, В и С₁ относятся к разведанным. На сумму запасов этих категорий производится проектирование новых горных предприятий. Запасы категории С₂ относятся к предварительно оцененным. При проектировании новых предприятий эти запасы, как правило, не учитываются и их основным целевым назначением является обоснование проектов детальных разведочных работ. Лишь в некоторых случаях специальными постановлениями разрешается учитывать при проектировании новых горных предприятий до 50% запасов категории С₂.

В зависимости от сложности строения месторождений проектирование и строительство новых горных предприятий допускается при различном соотношении категорий разведанных запасов.

Для месторождений простого строения с равномерным распределением ценного компонента проектирование и строительство предприятий допускается при разведанности 10% их запасов по категории А, 20% — по В и 70% — по С₁.

Для месторождений сложного строения с неравномерным распределением ценного компонента проектирование и строительство предприятий допускается при разведанности 20% их запасов по категории В и 80% — по С₁.

Для месторождений очень сложного строения с крайне неравномерным распределением ценных компонентов проектирование

и строительство предприятий допускается при разведанности их запасов только по категории С₁.

К первой из указанных групп относятся только урановые месторождения типа пластовых залежей в глинах с костными остатками ископаемых рыб, ко второй группе — пластовые урановые месторождения и месторождения типа крупных трещинно-метасоматических жилло- и штокеркообразных залежей также с простым внутренним строением; все остальные урановые месторождения следует относить к третьей группе.

Для квалификации запасов по категории С₁ условия залегания, морфологические особенности и внутреннее строение рудных тел, пространственное расположение и соотношение различных природных типов и промышленных сортов руд, расположение безрудных участков и участков, сложенных некондиционными рудами, а также технологические свойства руд и горнотехнические условия эксплуатации месторождения достаточно выяснить только в общих чертах. Это значит, что для характеристики морфологических особенностей рудных залежей достаточно установить их средние размеры по падению и простиранию, выявить средние значения и пределы колебаний мощностей, элементы залегания главных рудных тел и их соотношения с вмещающими геологическими структурами. Необходимо также установить наличие или отсутствие в контурах промышленного оруденения различных природных типов и промышленных сортов руд, участков или зон, сложенных безрудными породами и некондиционными рудами. При этом не требуется выяснения пространственного распределения участков, сложенных рудами различных типов или сортов, и оконтуривания безрудных участков внутри рудных залежей. Достаточно только установить возможность (или невозможность) последующего оконтуривания этих участков и определить количественные соотношения их запасов в общем контуре промышленного оруденения.

При сложном строении месторождения контуры запасов категории С₁ определяются на основании более или менее редкой сети разведочных горных выработок или скважин. При достаточно простом строении оконтуривание запасов категории С₁ может проводиться с частичным применением экстраполяции по совокупности геологических и геофизических данных.

При подсчете запасов месторождений с сильно прерывистым, гнездовым оруденением к категории С₁ могут быть отнесены только надежно геометризующие продуктивные участки педр с относительно высокими коэффициентами рудоносности (0,4—0,5 и более).

Для отнесения запасов к категории В степень разведанности участка месторождения или группы блоков должна обеспечивать выяснение не только общих черт, но и основных особенностей условий залегания, формы и строения рудных тел. В блоках категории В должны быть установлены не только количественные

соотношения различных природных типов и промышленных сортов руд, но и основные закономерности их пространственного распределения в контурах рудных тел. Кроме определения значений коэффициентов рудоносности залежей необходимо установить основные закономерности распределения безрудных участков в контурах промышленного оруденения.

Для отнесения запасов к категории В должны быть выяснены с детальностью, исключающей возможность существенных изменений в процессе дальнейшей доразведки, следующие параметры: условия залегания рудных тел, элементы их простирания и падения, смещающие рудные тела тектонические нарушения, внутреннее строение рудных залежей и характер взаимоотношений рудных тел с вмещающими породами. При последующем сгущении разведочной сети допускается только выявление локальных изменений и уточнение перечисленных параметров, принципиально не изменяющих представления о морфологических особенностях и пространственном положении рудных тел.

При сложном строении рудных тел и месторождений оконтуривание запасов категории В производится по достаточно густой сети разведочных выработок с применением интерполяции данных между разведочными сечениями. При более простом геологическом строении часто допускается применение ограниченной экстраполяции разведочных данных. Запасы месторождений с сильно прерывистым, гнездовым, оруденением при коэффициентах рудоносности менее 0,8 в процессе детальной разведки обычно не могут быть изучены с детальностью, соответствующей категории В.

Для отнесения запасов к категории А должны быть полностью выяснены условия залегания, морфологические особенности и внутреннее строение рудных тел, соотношение и пространственное положение участков, сложенных рудами различных природных типов и промышленных сортов; должны быть выделены и оконтурены безрудные и некондиционные участки внутри рудных залежей, а также выяснены качество, технологические свойства руд и факторы, определяющие условия проведения горнодобывочных работ. Практически это значит, что для участков или групп блоков, относимых к категории А, должны быть определены не только общие элементы залегания, формы и контуры рудных тел, но и установлены все местные отклонения условий залегания в пределах каждого подсчетного блока. Морфологические особенности и внутреннее строение рудных тел должны быть выяснены с такой детальностью, которая обеспечивала бы только один вариант увязки всех разведочных данных по соседним пересечениям.

Для отнесения запасов к категории А необходимо не только точное выяснение, но и детальное оконтуривание участков, сложенных рудами различных природных типов и промышленных сортов, а также установление форм, количества, размеров

и пространственного положения всех безрудных участков в пределах каждого подсчетного блока. Размеры подсчетных блоков категорий В и А действующими методическими указаниями не регламентируются. Однако очевидно, что размеры блоков категории В должны быть в несколько раз меньше размеров блоков категории С₁, а размеры блоков категории А соответственно меньше размеров блоков категории В.

Для квалификации запасов по категории С₂ условия залегания, форма и строение рудных тел оцениваются на основании общих геологических данных и единичных разведочных пересечений. Оконтуривание запасов выполняется путем экстраполяции с учетом установленных геологических факторов рудоконтроля и геофизических данных. Обычно к категории С₂ относят запасы, разведанные сетью, заведомо более редкой, чем рекомендуемая для категории С₁ на месторождениях данного типа. Иногда к категории С₂ относят запасы участков, непосредственно прилегающих к участкам, разведанным по более высоким категориям, при оценке их лишь на основании геологической аналогии, без подтверждения выработками. При подсчете запасов сильно прерывистого, гнездового, оруденения в контурах продуктивных зон к категории С₂ обычно относят участки, характеризующиеся низкими коэффициентами рудоносности (0,4—0,1 и менее), даже если плотность сети относительно высока. Решающее значение для правильной оценки запасов категории С₂ имеет правильное понимание геологических факторов, определяющих положение, морфологические особенности и внутреннее строение рудных образований.

Кроме запасов категорий А, В, С₁ и С₂, подсчитываемых по отдельным месторождениям в геометrizованных контурах рудных тел или продуктивных зон, для оценки потенциальных возможностей рудных полей и районов, месторождений или их участков, определяются так называемые **прогнозные запасы**.

К прогнозам относятся запасы, оцененные на основании общих геологических представлений о строении и перспективах ураноносности рудных полей, месторождений или их участков по наличию в их пределах благоприятных для локализации оруденения структур. Прогнозные запасы не могут быть даже приближенно геометrizованы и являются лишь геологической оценкой возможных перспектив изучаемых объектов. Прогнозные запасы по рудным полям, месторождениям и их участкам должны оцениваться отдельно. Прогнозные запасы по рудным полям служат для обоснования проектов поисково-разведочных работ в их пределах. Такие запасы по месторождениям и участкам обосновывают целесообразность их предварительной разведки.

При квалификации выявленных запасов по категориям на практике обычно придерживаются следующих эмпирических правил:

1. Запасы единичных изолированных блоков малого размера

избегают квалифицировать по высоким категориям (А или В), даже при формально достаточно высокой плотности разведочной сети.

2. Запасы в блоках, оцененные с коэффициентом рудоносности, при значениях его заметно отличных от 1 (0,6—0,7), квалифицируют не выше, чем по категории С₁, а при более низких значениях (0,4 и менее) — не выше, чем по С₂.

3. Запасы в блоках, опирающихся на небольшое число пересечений (5—7), относят к категории С₂.

6. УЧЕТ ПОПУТНЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ ПОДСЧЕТЕ ЗАПАСОВ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

К попутным компонентам относят такие ценные примеси в рудах, наличие которых принципиально не меняет их народнохозяйственного значения, но позволяет улучшить экономику освоения месторождений в результате получения добавочных продуктов. Наиболее распространенными сопутствующими компонентами урановых месторождений являются железо, молибден, рений, фосфор, редкие земли, селен и др.

Подсчет запасов попутных компонентов производится только в контурах урановых руд. Наличие и концентрация попутных компонентов не оказывают влияния на построение контуров подсчетных блоков, хотя запасы отдельных блоков в зависимости от этого могут квалифицироваться как комплексные или монометаллы.

Промышленная ценность попутного компонента определяется величиной его среднего содержания в подсчетных блоках и особенностями его соотношения с основной минерализацией, т. е. концентрацией в рудах определенных сортов, а также поведением в процессе радиометрической сортировки и гидрометаллургического переработки руд. Поэтому при изучении месторождения необходимо установить минеральную форму попутного компонента или его минерал-носитель и выяснить их текстурные и минералогические взаимоотношения с основным урановым минералом. Важно также выяснить характер распределения попутной минерализации в недрах, установить, контролируется ли она теми же или иными геологическими факторами, что и основная, совпадают ли в пространстве участки с высоким содержанием основного и попутного компонента, а также оценить его поведение в процессе забойной сортировки руд. При оценке радиометрической контрастности и сортировки руд определяется выход попутного компонента по продуктам сортировки, а при технологических испытаниях — условия перехода в раствор и попутного извлечения.

Исходными данными для подсчета запасов попутных компонентов обычно служат результаты бороздового и ядерного

опробования. При этом результаты кернового опробования по возможности завершаются опробованием контрольных горных выработок, а результаты анализов проб — внешним и внутренним контролем в установленном порядке.

Так как запасы урана в большинстве случаев определяются по результатам радиометрических измерений, наличие попутных компонентов и связанная с этим необходимость полного дублирования радиометрии обычными способами опробования значительно осложняют разведку. Поэтому уже на ранних стадиях изучения месторождений достаточно остро встает вопрос о наличии корреляционной связи между ураном и попутным компонентом и возможности определения его содержания через содержания урана. Этот вопрос не всегда достаточно просто решается, так как различным залежам и даже блокам месторождения может быть свойственна различная связь компонентов. Кроме того, расчетные характеристики связи зависят от размера проб, по которым производится ее оценка (Сидорков, Шумилин, Тихонов, 1974).

Участки с различной связью компонентов обычно имеют определенные отличия по типу рудовещающих пород, рудоконтролирующим структурам или другим геологическим особенностям, что может облегчить их предварительное выделение и оконтуривание при подсчете запасов. Очевидно, что материал опробования в этом случае должен позволять оценивать характер связи для каждого обособленного участка. Если размер таких однородных по характеру связи участков мал, а изменчивость характеристик связи в пространстве велика, объем опробования всегда оказывается достаточно большим, в результате чего вопрос о корреляционных способах подсчета в отношении сокращения объемов опробования в значительной мере теряет остроту. Тем не менее оценку связи компонентов имеет смысл производить и в этом случае, так как такая информация представляет интерес для предсказания поведения попутного компонента в процессе селекции и сортировки добываемой горной массы.

При подсчете запасов попутных компонентов с использованием корреляционных методов на месторождениях, опробованных на уран радиометрией, удобно располагать характеристиками связи, выведенными для скважинных пересечений. Так как такие пересечения имеют разную мощность, то расчет характеристик связи необходимо производить для метропроцентов основного и попутного компонентов. Подобрав уравнение регрессии для перевода метропроцентов урана в метропроценты попутного компонента, с его помощью находят значения метропроцентов попутного компонента в разведочных пересечениях каждого подсчетного блока, а суммируя их по блокам и деля на суммарные мощности, получают среднечисловые содержания попутных компонентов. Однако если целью корреляционного анализа является изучение поведения попутного компонента в процессе рудосортировки, расчет характеристик связи должен производиться уже для собственно

содержаний, причем в пробах одинакового размера. Этот размер целесообразно выбирать хотя бы примерно соответствующим возможным объемам селекции при сортировке.

Реальная регрессия метропроцентов компонентов не всегда может быть аппроксимирована простейшим линейным уравнением. Часто лучшее приближение к линейной форме дает логарифмирование значений параметров. В принципе для решения задач корреляционных подсчетов могут быть использованы и нелинейные регрессии при удовлетворительной аппроксимации их параболическими или другими простыми теоретическими кривыми.

Следует иметь в виду, что использование корреляционных методов при подсчете запасов попутных компонентов всегда сопряжено с некоторым увеличением случайных ошибок по сравнению с подсчетом по результатам прямого опробования. Однако требования к точности подсчета попутных компонентов обычно менее жестки и снижение точности не является решающим фактором для выбора способа подсчета.

Запасы попутных компонентов часто квалифицируют на категорию ниже запасов основного полезного ископаемого. Это справедливо, когда подсчет попутных производится по данным группового опробования или корреляционными методами. Если же попутные компоненты подсчитываются по данным прямого опробования и количество опробованных пересечений достаточно велико, то запасы попутных компонентов могут квалифицироваться по тем же категориям, что и урана.

7. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭВМ ПРИ ПОДСЧЕТЕ ЗАПАСОВ

В настоящее время многие геологоразведочные организации имеют в своем распоряжении различные ЭВМ, как малые (типа «Проминь» и др.), так и более крупные («Мир», БЭСМ и др.). В ГКЗ в последние годы был рассмотрен ряд методических работ по применению ЭВМ в подсчете запасов, а также производственных подсчетов запасов, выполненных с применением ЭВМ.

Следует отметить, что к подсчетам запасов, выполненным на ЭВМ, не могут предъявляться какие-то особые требования, отличные от требований, предъявляемых к обычным подсчетам. Подсчет запасов представляет собой сводку всей информации о месторождении, отнюдь не ограничивающуюся конечной итоговой цифрой. Использование этой информации для целей последующих технико-экономических расчетов определяет необходимость наличия в ней всей совокупности последовательных данных, приводящих к итоговым цифрам. Действующий порядок рассмотрения и утверждения подсчетов запасов также требует возможности простейшей проверки и внесения необходимых коррективов в любые расчетные процедуры. Поэтому подсчет, выполненный на ЭВМ, должен содержать все исходные данные, все данные промежуточных расчетов и т. д., т. е. включать не только итоговые таблицы

поблочных подсчетов, но и таблицы вывода средних по блокам, средних по пересечениям, журналы опробования и другие обычно представляемые материалы.

При использовании ЭВМ в принципе может быть реализована любая методика подсчета запасов. Однако особый интерес представляют специальные способы подсчета, позволяющие, с одной стороны, полнее использовать возможности ЭВМ, а с другой — полнее учесть весь объем имеющейся исходной информации. Такие специальные способы обычно основываются на различного рода нелинейных аппроксимациях рядов наблюдаемых значений, что легко выполняется с помощью ЭВМ.

В настоящее время наиболее полным является комплекс алгоритмов и программ машинного подсчета запасов, разработанный Казахстанской опытно-методической экспедицией (1972 г.) для ЭВМ БЭСМ-4. Помимо подсчета традиционными способами блоков и разрезов этот комплекс предусматривает возможность подсчета специальным методом так называемой числовой модели. Применение этого метода ограничивается объектами пласто- или жило-образного типа, все свойства которых могут быть смоделированы системой пространственных переменных, задаваемых как функции двух координат некоторой плоскости. Сущность алгоритма метода заключается в аппроксимации серии имеющихся замеров каждого параметра (мощности, содержания и т. п.) топоповерхностью, рассчитываемой в соответствии с уравнением Лапласа, представлении этих топоповерхностей в виде матриц, т. е. таблиц значений, снятых с топоповерхности по регуляризованной сети, а затем операций перемножения матриц параметров в соответствии с общей формулой подсчета запасов. Алгоритм реализован в виде комплекса стандартных программ, позволяющих получать итоговые данные на цифровом печатающем устройстве и графопостроителе в виде планов изолиний.

Метод «числовой модели» в общем близок известному методу объемной палетки Соболевского, однако использованная в нем процедура аппроксимации представляет собой один из вариантов крайгинга, обеспечивающий уменьшение влияния экстремальных исходных значений на конечный результат и способствующий повышению его точности.

В одном из подсчетов запасов при использовании традиционного способа разрезов вычисление объемов блоков осуществлялось с предварительной аппроксимацией их боковых сторон криволинейными поверхностями, рассчитываемыми по полиномам второй степени в соответствии с методом наименьших квадратов. Помимо сглаживания экстремумов эта процедура позволила наиболее полно учесть данные искривленных скважин, далеко отклонившихся от плоскостей основных разрезов. Объем полученных криволинейных фигур определялся затем методом машинного интегрирования. Аппроксимация исходных данных при подсчетах может осуществляться не только в соответствии с задаваемыми

полиномами, но и методами классического крайгинга или другими сглаживающими приемами, однако для выбора оптимальной процедуры трудно указать какие-то объективные критерии.

Следует отметить, что использование ЭВМ само по себе не гарантирует от ошибок в вычислениях, и программы и алгоритмы счета требуют тщательного контроля. Так, например, при утверждении в ГКЗ подсчета запасов одной золотоносной россыпи проверкой была вскрыта следующая ошибка. При расчете содержания применялся поправочный коэффициент за «намыв» 1,2. Однако вследствие ошибки в программе ЭВМ вместо умножения расчетной величины среднего содержания на этот коэффициент производила его умножение на величину средней мощности, в большинстве случаев близкой к 1 м. Эта ошибка была выявлена авторами подсчета лишь в случаях, когда средняя мощность точно равнялась 1 м и ЭВМ выдавалась на печать «неисправленная» величина содержания. Во всех остальных случаях ошибка авторами не была замечена и обнаружилась лишь при экспертизе.

От применения ЭВМ обычно ожидают существенного выигрыша в затратах труда и времени. Однако при использовании ЭВМ, как и при обычном подсчете, основные затраты труда и времени бывают связаны не столько с конечными расчетными операциями, сколько с подготовкой и первичной обработкой данных. Применение ЭВМ обеспечивает заметный экономический эффект лишь при условии широкого их использования на всех стадиях обработки разведочной информации любого характера: геодезической (вычисление координат выработок), геофизической (обработка данных каротажа и опробования) и, наконец, собственно подсчетной (таблицы средних по выработкам, блокам и т. д.). Кроме того, на эффективность использования ЭВМ решающее влияние оказывает наличие стандартных, отлаженных и апробированных программ для всех необходимых операций.

Использование ЭВМ дает неоспоримые преимущества при необходимости составления нескольких вариантов подсчета запасов, связанной, например, с обоснованием кондиций. Можно полагать, что широкое внедрение ЭВМ в производство повзвизанных подсчетов при разработке кондиций позволит сократить часто наблюдаемый значительный разрыв во времени между утверждением кондиций и окончательным подсчетом запасов, устранить случаи несоответствия кондиций геологическим особенностям месторождений, а также существенно сократить затраты труда на подсчетные операции.

8. ВОПРОСЫ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ 【СТЕПЕНИ РАЗВЕДАННОСТИ ЗАПАСОВ

В последние годы на фоне быстрого развития геологических наук, совершенствования технических средств разведки, расширения объемов геологоразведочных работ и внедрения в обработку

их результатов электронно-вычислительных машин становится все более ощутимым отсутствие научно обоснованных методов количественной оценки степени разведанности запасов минерального сырья. Проблема количественной оценки разведанности является весьма сложной, так как помимо методических трудностей характеризуется охватом очень широкого круга вопросов. В идеале методика количественной оценки степени разведанности запасов должна обеспечивать возможность строгого количественного решения задачи о целесообразности расходов на доразведку при данной степени экономического риска от использования в оценочных или проектных расчетах имеющихся разведочной информации. Однако в такой постановке эта проблема требует не только разработки критериев и способов количественной оценки, что само по себе достаточно сложно, но и определения порядка и методики использования полученных показателей в последующих технико-экономических расчетах. Эта последняя, экономическая сторона проблемы остается практически не разработанной. Вместе с тем ее разработка, по-видимому, и невозможна в отрыве от первой стороны, т. е. без предварительного создания определенных критериев и показателей количественной оценки степени разведанности запасов.

Для решения вопроса о критериях и показателях количественной оценки в настоящее время намечен ряд принципиально различных подходов. Одной из наиболее распространенных является точка зрения, согласно которой степень разведанности запасов должна выражаться прежде всего через возможную относительную погрешность их общих цифр или средних значений ведущих параметров (содержаний, метропроцентов и др.). Известен ряд предложений о введении в действующую в СССР классификацию запасов регламентированных величин допустимых погрешностей их оценки, различных для разных категорий (Крейтер, 1961). Критикуя эти предложения, И. Д. Коган (1971) отмечал, что установление различных величин таких допусков создало бы значительные трудности при составлении балансов запасов, планировании их прироста и при проектировании предприятий, так как в подобных расчетах учитываются суммы категорий. Им указывалось также, что погрешности подсчета запасов, определяясь в основном количеством разведочных пересечений, могут быть одинаковыми для больших блоков, разведанных редкой сетью, и малых, разведанных детально. По мнению И. Д. Когана, не существует и методики оценки возможных погрешностей подсчета запасов. Это последнее замечание нельзя считать полностью справедливым. В достаточно многочисленных работах по математической геологии, появившихся в последние годы у нас и за рубежом, предложен ряд практически вполне приемлемых способов оценки таких погрешностей (Матерон, 1968; Р. Коган, 1972; Каждан, 1974 и др.). Вместе с тем этими работами ясно показана затруднительность получения единого, универсального решения

и возможность практических ситуаций, в которых искомая погрешность уверенной оценке не поддается.

Совершенство точностный подход к оценке разведанности запасов, А. Б. Каждан (1971) предложил прежде всего лимитировать размеры подсчетных блоков различных категорий запасов, установив для них единую величину допустимой погрешности. Так, для запасов категории А рекомендовалось установить размер блока, сопоставимый с месячной, для запасов категории В — с квартальной, а C_1 — с годовой производительностью предприятий. Им также впервые были внесены четко сформулированные предложения о рациональных уровнях статистической значимости при расчетах погрешности подсчета запасов. Эти уровни предлагалось связать не с категориями запасов, а со стадиями разведки, установив их для предварительной стадии порядка 0,32, для детальной 0,10—0,13, для эксплуатационной 0,05. Тем самым осуществлялась попытка учесть различную ответственность решений, принимаемых по результатам разведочных работ на каждой из стадий.

В целом система допустимых погрешностей подсчета запасов, несмотря на ряд технических трудностей, по-видимому, вполне могла бы быть доведена до состояния, позволяющего внедрить ее в практику для количественной оценки степени разведанности, о чем свидетельствует и зарубежный опыт (Карлье, 1966). Однако правильность точностного подхода к оценке степени разведанности запасов вызывает серьезные сомнения, поскольку даже высокая точность определения их общих цифр не может служить полной гарантией от существенных просчетов при экономической оценке месторождений и проектировании горных предприятий.

Учитывая, что разведочные данные приобретают объективную ценность только в процессе использования их в последующих технико-экономических расчетах, критерием степени разведанности рационально выбрать не точность оценки запасов, а точность оценки какого-то показателя, получаемого в результате этих расчетов и служащего основным ориентиром при принятии тех или иных оценочных или проектных решений. По-видимому, в качестве основного такого показателя может рассматриваться себестоимость конечной продукции предприятия, создание которого предполагается на базе данного месторождения.

Ошибка в оценке себестоимости, т. е. расхождение ее расчетной величины и величины, реально достижимой после ввода предприятия в действие, может иметь различный знак. Практическое значение ошибок разного знака нельзя полагать одинаковым. Наименее желательным в любом случае остается занижение расчетной себестоимости относительно реально достижимой, так как при этом создается возможность отнесения к промышленным в действительности нерентабельных для освоения объектов и полностью исключается возможность вывода построенных предприятий на уровень запланированных технико-экономических показателей.

Точность оценки общей цифры запасов оказывает на ошибку оценки себестоимости сравнительно малое влияние, так как, во-первых, это ее влияние может проявиться лишь со значительным опозданием во времени, а во-вторых, определяет изменение (в худшем случае — увеличение) лишь доли амортизационных отчислений в величине себестоимости, которая всегда относительно мала (Гудалин, 1967). Таким образом, относительный процент увеличения себестоимости всегда будет в несколько раз меньше относительного процента неподтверждения запасов. Следовательно, погрешности оценки общих запасов вообще не могут считаться приемлемым количественным критерием их разведанности.

Точность оценки средних содержаний компонентов может оказать более серьезное влияние на величину себестоимости, так как ошибки в содержании сказываются с первых же дней пуска предприятия (А. П. Прокофьев, 1967 г.). Кроме того, если содержание в сырье ниже первоначальной оценки (рассматриваем опять худший из возможных случаев), то предприятие при достижении проектной производительности оказывается неспособным выдавать плановое количество товарного продукта, чем обуславливается возрастание себестоимости производства на ту же относительную величину, на которую не подтвердилось содержание.

Однако правильность оценки содержания в добываемом сырье определяется не только правильностью его оценки в недрах, но и правильностью принятой в проекте величины разубоживания при добыче. Показатель разубоживания может быть выбран ошибочным, если действительные форма, условия залегания и структура обрабатываемых скоплений полезного ископаемого не будут соответствовать представлениям, полученным при разведке и учтенным при выборе технологии добычи. Ошибки в представлении о пространственном положении оцениваемых запасов могут также повлечь необходимость изменения всей технологии добычи с соответствующим изменением эксплуатационных затрат и величины себестоимости.

Следует заметить, что ограниченность разведочной информации может обусловить ошибку в представлениях о морфологии рудения только одного направления: морфология и структура залежей могут оцениваться только более простым, чем они в действительности являются. Следовательно, ошибки в этих представлениях всегда будут обеспечивать наименее желательные ошибки в оценке себестоимости, приводя к занижению ее расчетной величины против реально достижимой.

Таким образом, по влиянию на итоговый показатель технико-экономических расчетов ошибки в определении условий залегания, формы и структуры рудных скоплений имеют ведущее значение. Поэтому совершенно правильным представляется общий принцип построения действующей классификации запасов, в которой именно изученность условий залегания и формы залежей положена в основу определения степени разведанности. Очевидно,

разработка количественных критериев и требований к разведанности месторождений должна идти по тому же пути и отвечать, а не противоречить общему принципу действующей классификации.

Значительное разнообразие природных типов месторождений твердых полезных ископаемых заставляет при подходе к выбору количественных критериев разведанности разделить их по крайней мере на две большие группы, для которых эти критерии могут быть различными.

К первой группе могут быть отнесены месторождения с залежами простой плитообразной формы при относительно выдержанном, ненарушенном залегании и наличии четких геологических факторов, маркирующих их положение в пространстве. Для таких объектов ведущее значение при оценке разведанности может приобретать детальность отображения внутренней структуры, определяемой пространственной изменчивостью основных параметров (мощностей, содержаний, метропроцентов и др.).

Ко второй группе следует отнести месторождения с залежами сложной формы, ветвищимися или прерывистыми по внутреннему строению, с изменчивым или нарушенным залеганием, при отсутствии четких маркирующих геологических элементов. Для таких объектов ведущее значение при оценке разведанности приобретает детальность представлений о форме и пространственном положении границ залежей. Следует заметить, что среди урановых месторождений объекты такого типа представляют подавляющее большинство.

Вопросы количественной оценки разведанности месторождений первой группы были ранее рассмотрены А. Б. Кажданом (1971а). В качестве показателя разведанности им предлагалось рассматривать соотношение закономерной (координированной) и случайной составляющих общей дисперсии ведущего признака. Для разделения этих составляющих рекомендовалось использовать корреляционные или структурные функции, а также спектры дисперсий. Предполагалось, что для запасов категории А закономерная составляющая в общей дисперсии должна отчетливо доминировать, для категории В соотношение составляющих должно приближаться к единице, а для категории С₁ — должна доминировать случайная составляющая.

Следует признать, что практическое использование рекомендованных приемов оказывается в некоторых случаях затруднительным, так как для полей признаков с ясно выраженной анизотропией выделение закономерной составляющей в двумерном пространстве с помощью предложенных приемов не всегда оказывается возможным. Все же общие пути разработки количественных критериев разведанности для таких относительно простых объектов можно полагать намеченными.

Для значительно более сложных объектов второй группы такие пути до недавнего времени отсутствовали вообще. Лишь

в 1974 г. А. Б. Каждан, М. В. Шумилин и В. А. Викентьев предложили оценивать степень разведанности морфологически сложных объектов с помощью так называемых ошибок геометризации, характеризующих подтверждаемость контуров рудных тел, геометризованных по данным разведки, при дальнейшем более детальном изучении.

Необходимо заметить, что степень детальности представлений о пространственном положении и форме рудных образований действительно может получить только сравнительную оценку. Подобные представления, полученные по относительно редкой сети, могут быть сопоставлены с данными доразведки, выполненными во всем объеме или на типичном участке объекта. Для месторождений с постепенным переходом от руды к вмещающим породам и сложным, прерывистым распределением промышленного оруденения трудно говорить о каких-то «истинных», «действительных» рудных телах. Чем выше детальность изучения, тем, в принципе, на более высоком уровне может быть осуществлено пространственное разделение рудных и безрудных участков, и более мелкие скопления руды могут быть обособленно околонтруны. Однако в общем случае наиболее детальными представлениями, имеющими практическое значение для горной технологии, остаются представления, получаемые на стадии эксплуатационной разведки и подготовки к выемке. Поэтому критерием разведанности может быть выбрано приближение контуров оруденения, полученных по данной разведочной сети, к контурам, которые могут быть получены при эксплуатационной разведке изучаемых объектов.

Величину «ошибок геометризации» авторы предложили оценивать по формуле

$$\Delta = \frac{1}{2} \cdot \frac{S_1}{S_0},$$

где S_1 — сумма искажающих площадей, т. е. площадей оруденения, оказавшихся в действительности вне геометризованных при разведке контуров, и площадей безрудных участков внутри последних;

S_0 — сумма совпавших площадей оруденения в пределах разведочного и истинного контуров.

Ошибки геометризации отражает степень изученности условий залегания и формы заключающих запасов тел, определяя, таким образом, правильность понимания геологической структуры месторождения, и может рассматриваться в качестве количественного критерия разведанности запасов. Величина ошибки геометризации зависит только от сложности истинного контура рудных образований и расстояния между разведочными пересечениями, но не зависит от их количества. При фиксированном расстоянии между выработками как бы значительно не увеличивалось число разведочных пересечений, величины ошибки геометризации в отличие от ошибок средних параметров и цифр запасов стремятся

не к нулю, а к какому-то определенному среднему значению. Снижение ошибки геометризации происходит лишь при уменьшении расстояний между разведочными выработками. При малых расстояниях ошибка геометризации стремится к нулю. При увеличении расстояния — возрастает, достигая в пределе 100%.

Методика определения ошибок геометризации сводится к построению контуров рудных залежей в многочисленных вариантах разрежения исходной предельно густой сети и сравнению их с контуром, принимаемым за истинный. В качестве эталонных участков, в пределах которых производится подобное разрежение и оцениваются ошибки геометризации, могут использоваться участки выборочной детализации, данные детального опробования на горизонтах горных работ и др.

Величина ошибки геометризации в определенных условиях может получить достаточно строгое аналитическое выражение. Так, если предположить, что сложность внешних границ рудных залежей и границ, соответствующих внутренним безрудным участкам, является одинаковой, то ошибка геометризации может быть выражена как

$$\Delta = \frac{\sigma}{KM} (1 + n),$$

где K — коэффициент рудоносности;

M — средняя мощность рудной залежи;

n — среднее число безрудных промежутков по разведочным пересечениям;

σ — доля стандарта рудной мощности, соответствующая высокочастотным гармоникам, с периодом меньшим шага сети, для которой определяется ошибка геометризации.

Величина σ может быть найдена с помощью линейчатого спектра дисперсии параметра, рассчитанного через корреляционную функцию по описанной методике (Марголин, 1968).

Для случаев, когда форма и сложность безрудных участков весьма многообразны, а сами залежи расщепляются и разветвляются, определить σ фактически невозможно. Поэтому в этих случаях наиболее уверенные результаты в оценке ошибок геометризации обеспечиваются построением контуров рудных залежей для многочисленных вариантов разрежения разведочной сети с последующим вычислением площадей графическими методами. Однако последние из приведенных формул интересна тем, что расшифровывает структуру ошибок геометризации и показывает логическую связь степени разведанности с некоторыми геолого-разведочными параметрами. Как следует из формулы, ошибки геометризации связаны обратной пропорциональной зависимостью с мощностью рудной залежи и коэффициентом рудоносности. Действительно, чем больше мощность рудной залежи, тем большая степень разведанности может быть достигнута при одной и той же

плотности разведочной сети. С другой стороны, чем выше коэффициент рудоносности и меньшее число перерывов сплошности ору-
денения отмечается по пересечениям, тем меньше, при прочих
равных условиях, ошибка геометризации, т. е. выше степень
разведанности.

Представляется, что ошибки геометризации являются наиболее
практически приемлемым критерием количественной оценки сте-
пени разведанности запасов. Расчет таких ошибок для ряда
месторождений, запасы которых были утверждены ГКЗ, показал,
что величина их для запасов категории В изменяется в пределах
20—30%, а для запасов категории С₁ — 30—50%. Дальнейший
анализ опыта разведки и эксплуатации месторождений, вероятно,
позволит обоснованно определить допустимые уровни таких
погрешностей и высказать рекомендации по их регламентации.

Следует, однако, учитывать, что сложность проблемы количе-
ственной оценки разведанности может обусловить целесообраз-
ность такой оценки в тех или иных конкретных условиях различ-
ными критериями: точностью цифр запасов (содержаний), изучен-
ностью пространственной изменчивости параметров или изучен-
ностью формы и условий залегания (ошибками геометризации).
Все же для большинства урановых месторождений третий путь
представляется наиболее перспективным.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Альбов М. Н. Опробование рудных месторождений. Свердловск.
М., Metallургиядзат, 1952. 214 с.
- Антропов П. Я. Топливо-энергетический потенциал Земли. М.,
ВИНИТИ, 1974. 274 с.
- Баранов В. И. Радиометрия. М., Изд-во АН СССР, 1955. 327 с.
- Бетехтин А. Г. О поведении радиоактивных элементов при процес-
сах образования эффузивных месторождений. — «Геология рудных место-
рождений», 1951, № 1.
- Бетехтин А. Г. Об эффузивных процессах образования месторожде-
ний урана. — «Геология рудных месторождений», 1959, № 6.
- Бовин В. П. Применение методов направленной регистрации гамма-
излучения для гамма-опробования. — В кн.: Вопросы рудной радиометрии.
М., Госатомиздат, 1962, с. 84—112.
- Бобрицкий Д. П., Кузнецов М. П., Лели А. Г. Новый
метод интерпретации гамма-каротажных диаграмм с помощью цифровой
вычислительной машины. — «Изв. вузов. Геология и разведка», 1969, № 3,
с. 141—145.
- Букринский В. А. Вопросы геометризации физико-технических
и горно-геологических показателей месторождения для моделирования на
ЦВМ. М., Изд. МИРЭНГЭ, 1966, 124 с.
- Верховский И. М. Основы проектирования и оценки процессов
обогащения полезных ископаемых. М.—Л., Углетехиздат, 1949. 489 с.
- Викентьев В. А., Шумилин М. В. Опыт выбора оптимальной
величины прослой пустых пород, включаемого в контур промышленного
оруднения. — «Изв. вузов. Геология и разведка», 1970, № 1, с. 74—78.
- Викентьев В. А., Шумилин М. В. О теоретических основах
применения коэффициента рудоносности при подсчете запасов. — В кн.:
Геология, поиски и разведка рудных месторождений. Вып. 1. Иркутск, изд.
Политех. ин-та, 1973, с. 225—237.
- Викентьев В. А., Шумилин М. В. Оценка точности коэффи-
циента рудоносности при подсчете запасов. — «Изв. вузов. Геология и раз-
ведка», 1971, № 3, с. 83—91.
- Володин К. И., Рошин Ю. В. О влиянии погрешности измере-
ний на результаты дифференциальной интерпретации гамма-каротажа. —
«Атомная энергия», 1969, т. 27, вып. 2, с. 152—154.
- Воскобойников Г. М. Интенсивность гамма-излучения в одно-
родной излучающей среде. — «Труды горно-геол. ин-та УФ АН СССР.
Вып. 30. Геофиз. серия», 1957, № 2, с. 162—172.
- Гамма-опробование урановых руд в естественном залегании.
М., «Недра», 1964. 203 с. Авт.: В. М. Бондарев, А. К. Овчинников, И. М. Хай-
кович и др.
- Геологические основы поисков и разведок рудных месторожде-
ний. М., Изд-во МГУ, 1957. 587 с. Авт.: В. И. Смирнов, А. П. Прокофьев,
А. И. Дюков и др.
- Горбушина Л. В., Зинин Д. Ф., Сердюкова А. С. Радио-
метрические и ядерногеофизические методы поисков и разведки месторожде-
ний полезных ископаемых. М., Атомиздат, 1970. 376 с.

- Грамаков А. Г., Шашкин В. Л., Ширяева М. Б. Руководство по гамма-опробованию радиоактивных руд в естественном излучении. М., Атомиздат, 1959. 59 с.
- Гудалин Г. Г. Предпроектная экономическая оценка рудных месторождений. М., «Недра», 1967. 303 с.
- Гуськов О. И., Шумилин М. В. О применении статистических методов для анализа плотности разведочной сети. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1968, № 6, с. 69—77.
- Домарев В. С. Геология урановых месторождений капиталистических стран. М., Госгеолтехиздат, 1956. 272 с.
- Железнова Е. И., Шумилин И. П., Юфа Б. Я. Радиометрические методы анализа естественных радиоактивных элементов. М., «Недра», 1968. 458 с.
- Инструкция по гамма-каротажу при поисках и разведке урановых месторождений. М., Госгеолтехиздат, 1963. 134 с. Авт.: Т. Ф. Иващенко, А. К. Овчинников, И. М. Хайкович и др.
- Исследование эффективности взвешенной и арифметической оценок среднего содержания при подсчете запасов. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1970, № 6, с. 73—78. Авт.: М. Б. Власов, В. А. Воронцов, М. В. Шумилин и др.
- Каждан А. Б. Основы разведки месторождений редких и радиоактивных металлов. М., «Высшая школа», 1966. 275 с.
- Каждан А. Б. О теоретических основах разведки месторождений полезных ископаемых. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1970, № 4, с. 87—94.
- Каждан А. Б. Количественная оценка разведанности запасов твердых полезных ископаемых. — «Разведка и охрана недр», 1971а, № 1, с. 15—19.
- Каждан А. Б. Итоги дискуссии о способах выявления и замены урановых проб. — «Разведка и охрана недр», 1971б, № 8, с. 26—30.
- Каждан А. Б. Методологические основы разведки полезных ископаемых. М., «Недра», 1974. 625 с.
- Карьер Э. Методика количественной оценки месторождений урана. М., Атомиздат, 1966. 330 с.
- Коган И. Д. Подсчет запасов и геолого-промышленная оценка рудных месторождений. М., «Недра», 1971. 290 с.
- Коган Р. И. Интервальные оценки запасов полезных ископаемых. М., «Недра», 1972. 142 с.
- Котляр В. Н. Геология месторождений урана. М., Госгеолтехиздат, 1961. 246 с.
- Кравченко А. Я., Купфер С. М. Рациональные формулы для определения объемов блоков при подсчете запасов методом разрезов. — «Разведка и охрана недр», 1962, № 8, с. 15—19.
- Красильщиков Я. С., Егоров В. П. Основы фотографии при геологоразведочных работах. М., «Недра», 1971. 487 с.
- Крейтер В. М. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. Ч. 2. М., Госгеолтехиздат, 1961. 385 с.
- Криге Д. Г. Роль математической статистики в методах уточненной оценки промышленного орудения на рудниках Южной Африки. — В кн.: Вопросы математической геологии. М., «Наука», 1968, с. 252—271.
- Кюри М. Радиоактивность. М., Госфизматгиздат, 1960. 516 с.
- Малышев И. И. Разъяснение ГКЗ СССР о размерах подсчетных блоков. — «Разведка и охрана недр», 1968, № 9, с. 7—8.
- Марголин А. М. Геостатистика Ж. Матерона и проблемы статистического анализа результатов геологической разведки. Послесловие к кн. Матерона «Основы прикладной геостатистики». М., «Мир», 1968, с. 385—407.
- Марголин А. М., Бурдо Л. П. Определение кондиций с учетом технологической освоенности запасов рудных месторождений — «Сов. геология», 1971, № 1, с. 84—94.
- Марголин А. М., Шумилин М. В. О смысле проблемы урановых проб и путей ее решения. — «Разведка и охрана недр», 1970, № 10, с. 17—21.
- Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. М., «Мир», 1968. 407 с.
- Мелков В. Г., Пухальский Л. Ч. Поиски месторождений урана. М., Госгеолтехиздат, 1957. 220 с.
- Месторождения радиоактивных и редких металлов. М., Атомиздат, 1973. 325 с. Авт.: В. Н. Котляр, И. М. Баюшкин, В. И. Данчев и др.
- Методы геолого-геофизического обслуживания урановых рудников. М., Атомиздат, 1960. 217 с. Авт.: Г. И. Петров, М. В. Кутенков, И. М. Тененбаум и др.
- Методы поисков урановых месторождений. Под ред. В. В. Алексеева. М., «Недра», 1969. 394 с.
- Мокроусов В. А., Гольбек Г. Р., Архипов О. А. Теоретические основы радиометрического обогащения радиоактивных руд. М., «Недра», 1968. 168 с.
- Новиков Г. Ф., Капков Ю. Н. Радиоактивные методы разведки. М., «Недра», 1965. 759 с.
- Петров В. А. Учет урановых проб при подсчете запасов полезных ископаемых. — «Разведка и охрана недр», 1971, № 8.
- Подсчет запасов месторождений полезных ископаемых. М., Госгеолтехиздат, 1960. 654 с. Авт.: В. И. Смирнов, А. П. Прокофьев и др.
- Посик Л. Н. Некоторые вопросы методики и техники экспресс-анализа руд в транспортных емкостях. — В кн.: Вопросы рудной радиометрии. М., Атомиздат, 1968, с. 96—108.
- Посик Л. Н., Бабиченко С. И., Гродко Р. А. Радиометрический анализ руд на транспортерах. — «Атомная энергия», т. 8, вып. 3, 1960, с. 425—432.
- Посик Л. Н., Коселев И. В., Бовин В. П. Радиометрический экспресс-анализ добытых руд. М., Атомиздат, 1966. 78 с.
- Прибытков П. В. Основные принципы классификации промышленных урановых руд. — «Атомная энергия», т. 9, вып. 3, 1960, с. 204—208.
- Прокофьев А. П. Практические методы подсчета запасов рудных месторождений. М., Госгеолтехиздат, 1953. 133 с.
- Прокофьев А. П. Основы поисков и разведки месторождений твердых полезных ископаемых. М., «Недра», 1973. 320 с.
- Пухальский Л. Ч. Теория контрастности урановых руд. М., Госатомиздат, 1963. 176 с.
- Радиометрические методы поисков и разведки урановых руд. Ред. В. В. Алексеев М., Госгеолтехиздат, 1957. 610 с.
- Разумовский Н. К. Логнормальный закон распределения и его свойства. — «Учен. зап. Ленингр. горн. ин-та», 1942, т. 20.
- Разумовский Н. К. К вопросу о выделении аномалий на фоне обычных содержаний элементов в породе при поисковых работах. — В кн.: Вопросы разведочной геофизики. Вып. 1. М., Госгеолтехиздат, 1962.
- Рёслер Р. Новый метод интерпретации результатов гамма-каротаж скважин. — «Атомная энергия», 1969, т. 26, вып. 2, с. 337—339.

Родионов Д. А. Функции распределения содержаний элементов и минералов в изверженных горных породах. М., «Наука», 1964. 101 с.

Савинский И. Д. Таблицы вероятностей подсечения эллиптических объектов прямоугольной сетью наблюдений. М., «Недра», 1964. 87 с.

Сидорков Е. А., Шумилин М. В., Тихонов В. Н. О влиянии размера проб при использовании корреляционных методов подсчета запасов попутных компонентов. — «Изв. вузов. Геология и разведка», 1974, № 2, с. 85—89.

Смирнов В. И. Подсчет запасов минерального сырья. М., Гостеолтехиздат, 1950. 342 с.

Смирнов В. И. О книгах по поискам и разведкам месторождений урана. — «Геология рудных месторождений», 1959, № 2.

Соловов А. П. Основы теории и практики металлометрических съемок. Алма-Ата, Изд-во АН КазССР, 1959.

Стефанович В. В. Применение коэффициента рудоносности. М., «Недра», 1972. 80 с.

Суражский Д. Я. Морфологические типы месторождений урана и их разведка. — «Атомная энергия», т. 7, вып. 6, 1959, с. 539—543.

Суражский Д. Я. Методы поисков и разведки месторождений урана. М., Атомиздат, 1960. 240 с.

Татарников А. А. Определение объемного веса руд по ослаблению гамма-лучей. — «Разведка и охрана недр», 1957, № 4.

Тененбаум И. М. Основы рудничной радиометрии. М., Госатомиздат, 1961. 144 с.

Фейгин Я. М. Графический способ определения объемов блоков между параллельными сечениями. — «Разведка и охрана недр», 1956, № 4.

Хейрих Э. У. Минералогия и геология радиоактивного минерального сырья. М., Изд-во иностр. лит., 1962. 605 с.

Черносвитов Ю. Л. Требования промышленности к качеству минерального сырья. Уран. Вып. 67. М., Гостеолтехиздат, 1959. 40 с.

Ческоков Н. И., Петросов А. А. Системы разработки месторождений урановых руд. М., Атомиздат, 1972. 344 с.

Шарапов И. П. Применение математической статистики в геологии. М., «Недра», 1965. 260 с.

Шашкин В. Л. Методы анализа естественных радиоактивных элементов. М., Госатомиздат, 1961. 150 с.

Шашкин В. Л. Опробование радиоактивных руд по гамма-излучению. М., Атомиздат, 1972. 184 с.

Шехтман П. А. Принципы и методы разведки месторождений. Тамкент, 1968. 86 с. (Среднеазиат. ин-т геологии и минерал. сырья).

Шумилин М. В. Использование взвешенной и арифметической оценок среднего содержания при подсчете запасов. — В кн.: Вопросы рудничной геологии. Ч. 2. Белгород, 1970, с. 38—44. (ВИОГЕМ).

Шумилин И. П. Радиометрический анализ руд и пород по β - и γ -лучам с разной степенью фильтрации. — В кн.: Вопросы рудной радиометрии. М., Госатомиздат, 1962, с. 175—204.

Яркин А. А. Опробование и подсчет запасов твердых полезных ископаемых. М., Гостеолтехиздат, 1954.

Яркин А. А. Поиски и разведка урановых месторождений. М., Гостеолтехиздат, 1961. 480 с.

Aitchison I., Brown I. The lognormal distribution. — «Cambridge University Press», 1957.

Formery P. and Ziegler V. Application of Mathematica Methodes to the Investigation of Uranium Deposits. — «Proc. Internat. Conf. Peaceful Uses Atom. En.», 1958, vol. 3, p. 105—109.

Formery P. and Ziegler V. Economic Outlook for Radiometric Selection of Ores. — «Proc. Internat. Conf. Peaceful Uses Atom. En.», 1958, vol. 3, p. 117—127.

Krestan I. Matematicke modeliovani anomalii prirodne radioaktivitu. Sbornik symposia «Hornicka Příbram ve vede a technice». Příbram., 1970.

Luyken W., Bierbrauer E. Die Flotation in Theorie und Praxis. Berlin, Verlag von Julius Springer, 1931, S. 93—95.

Reuter. Applied Atomies Repoot, 1974, Jan. 30, N 955, p. 3.

Rosler R. Ein neues Auswertverfahren für radiometrische Bohrlöchlmessungen unter besonderer Berücksichtigung der K_2O — Bestimmung aus Messungen der natürlichen Gammastrahlung in Bohrlöchern. — «Freiberger Forschungshefte», N 180, Leipzig, 1965.

Scott I. H. Computer Analysis of Gamma-Ray Logs. — «Geophysics», 1963, vol. 28, N 3, Tulsa, p. 457.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

Абсолютная погрешность 152, 153
Автоматическая сортировка руд 111, 112, 113, 126

Анализ 152

внешний контроль 153
внутренний контроль 152
контрольный 152
точность методов 153
радиометрический 152
радиохимический 80, 106
рядовой 152
химический 152

Аналитическая обработка данных опробования 152

Анизотропия чувствительности детектора 89

Баланс сортировки 147

Бороздовое опробование 105, 106

Бортное содержание по пробе 168, 186, 187, 215

Валовое опробование 107

Вероятностно-логарифмический бланк 144, 163

Выщелачивание кислотное 123, 124
— содовое 123

Гамма-излучение руд 73

Гамма-картаж скважин 73

алгоритм Рёслера 83
алгоритм Скотта 83
аппаратура 75
выполнение 75
дискретная запись 82, 85
дифференциальная интерпретация 82—86

интегральная интерпретация 76—81

методика 74

определение содержания 78, 80
определение мощности 77, 79
пересчетный коэффициент 78
поправка на поглощение 81
— на равновесие 80
— на содержание тория 82
— на заманирование 81
программа «Картаж» 83

Гамма-опробование по шпурам 93—102

определение мощности 97, 99
— содержание 97, 99
палетка 100

Гамма-опробование с экраном 87—92

аппаратура 88
методика 87, 90
теория 87

Градуировка радиометров 89

Гранулометрический состав 120, 126

График Фёрми 172

Графическое определение минимального промышленного содержания 177, 183

Графоаналитические методы обработки данных опробования 140, 143

Детальная разведка месторождений 46

геологическая документация 68
задачи 47
математические методы анализа разведочной сети 57
методика 48, 60
особенности разведки месторождений различных типов 60, 64

разведочная сеть 10, 18, 59
технические средства 34, 52, 60
фотодокументация 69

Дисперсия коэффициента рудоносности 214

— логарифмическая 158, 205

Диффузия радона 91

Доверительные интервалы 142

Доверительный коэффициент 142

Запасы 220

— балансовые 221
— забалансовые 221
— прогнозные 221

Классификационные признаки 13

Классификация руд по минерально-химическому составу 123

— — — комплексу попутных компонентов 125
— — — контрастности 138
— — — содержанию урана 121
— — — типам урановой минерализации 124

Классификация урановых месторождений 13

— генетическая 13
— геолого-промышленная 15
— разведочная 18, 21

Контрастность руд 126

— — в массиве 127
— — изучение 126—128
— — полаготочная 128

— — показатель Мокроусова

130
— — показатель Пухальского 130

— — покусковая 129

— — порционная 128

формула показателя Пухальского 130

характеристика контрастности 131, 151

экстремальная функция 130

Корреляционные связи 154, 198, 200, 208, 227

Коэффициент абсолютного рассеивания 172

— вариации 57, 161
— корреляции 154
— обогащения 132
— рудоносности 211

Кривые обогатительности 130

— экономической эффективности сортировки 134, 136, 177

Критерий Колмогорова 142

— разведанности 231
— согласия 143

Логнормальный закон распределения 141

Максимально допустимая мощность прослоев пустых пород 186

Минимальная выемочная мощность 186

Минимальное промышленное содержание 177, 186

— содержание попутных компонентов 186

Минимальный запас в рудном теле 186

— коэффициент рудоносности 186, 188
— метропроцент 186

Нормальный закон распределения 134

Огива 148, 170

Оконтурирование оруденения 214

Определение влажности руды 90, 198

— средней плотности по шпурам 101

— параметров сортировки 145

Определение бортового уровня разделения 145

— выхода обедненного сорта 145

- выхода обогащенного сорта 145
- извлечения урана в обедненный сорт 145
- извлечения урана в обогащенный сорт 145
- Опробование добычей 107
 - керна 103, 104
 - товарных руд 116
- Относительная погрешность 152
- Оценка урановых месторождений 5, 167, 229
- Палетка для определения контрастности руд 159
- Параметры распределения 149, 151
 - сортировки руд 145
- Погрешности гамма-опробования 87
- Подземная детальная разведка 181
- Подсчет запасов 185
 - вычисление коэффициента рудоносности 211
 - объемов блоков 192
 - средних значений мощностей 196
 - — — содержания 200
 - — — плотности 197
- геометризация оруденения 214
- использование ЭВМ 227
- категоризация запасов 220
- корреляционные связи 198, 200, 208, 227
- «Крайтинг» 206
- поправка на влажность 198
- построение подсчетных блоков 214
- прогнозные запасы 224
- способ блоков 193
- способ разрезов 191
- способ статистический 194
- учет попутных компонентов 225
- учет «ураганных» проб 203
- Предварительная разведка месторождений 34
 - документация 41
 - задачи 32
 - изучение горнотехнических условий 44
- изучение качества руд 42
- методика 34
- последовательность операций 32
- разведочная сеть 37
- технические средства 35
- типовые ситуации 35
- Промышленные кондиции 186
- Прямая Генри 142, 144
- Радиоактивное равновесие 80
- Радиометрическая контрастность руд 126
 - обогатимости руд 126
- Радиометрическое опробование руд 87—92
- Радиометр направленного приема 88
- Рудные залежи 20
 - — пластового типа 20
 - — трещинно-метасоматические 24
 - — штоко- и трубообразной формы 26
 - — — жильноподобные 30
- Систематическая погрешность 152
- Системы разведки 10, 19
- Спектральные характеристики излучения руд 78, 88
- Средние содержания 201
 - аналитическое вычисление 152
 - графическое вычисление 145
 - среднеарифметическое 202
 - средневычисленное 201
- Статистическая обработка данных 154—158
- Статистически оптимальный уровень разделения 173
- Степень разведенности запасов 229
- Таблицы Савинского 58
- Теория контрастности 126, 127
 - абсолютная контрастность 172
 - дисперсия содержания урана 155

- изучение контрастности в массе 128
- контрастные руды 129
- максимальная контрастность отбитых руд 129
- неконтрастные руды 129
- оптимальные показатели сортировки 135
- показатель контрастности 135
- покусковая контрастность 129
- порционная контрастность 129
- уровень разделения 135
- экономическая эффективность сортировки 134
- экстремальные функции 136
- элементарный объем 127
- Технологические показатели обогащения 149
 - свойства руд 120
 - схемы гидрометаллургического завода 121
- Технологическое опробование 120
- Трансформация рудных тел 139
- Убогие урановые руды 122
- Ураганная проба 203
- Флотация 123, 124
- Формула Матерона — де Вийса 172, 173
- Формулы объемов 192
 - показателей сортировки 149
 - извлечения урана 149
 - количества урана в обедненном продукте 149
 - — — в обогащенном продукте 149
 - — — в руде 150
 - — — в элементарной фракции 149
- среднего содержания в руде 150, 201, 202, 205
- степени обогащения руды 149
- оценок среднего в логнормальном и усеченном распределении 205
- Фейгина 192
- Функции распределения 149
- Функция экстремальная 135
 - контрастности 135
 - показатели экономической эффективности 133
- Характеристики контрастности руд 131, 151
 - графическое построение 131, 151
 - кумулятивная кривая (огива) 148, 170
- Экономическая эффективность сортировки руд 133
 - кривые 136
 - формулы 133
- Эксплуатационная разведка 181
- Экспресс-опробование руд 109—116
 - — в автосамосвалах 115
 - — в транспортных емкостях рудников 109
 - — на транспортерах 116
- Эман 81, 91
- Эманирование руд 81, 91
 - коэффициент эманирования 81
 - поправка на эманирование 81, 91, 92
- Эмпирическое распределение 142
- Эффективный атомный номер 78, 80

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Глава I. Общие методические положения разведки и разведочная классификация месторождений урана	5
1. Общие положения, принципы и методы разведки месторождений	5
2. Принципы классификации урановых месторождений, геолого-промышленные и разведочные классификации	13
Глава II. Предварительная разведка	31
1. Цели, задачи и общая последовательность операций при предварительной разведке	31
2. Технические средства и методика предварительной разведки	34
3. Изучение геологического строения, качества руд и условий эксплуатации месторождений	40
Глава III. Детальная разведка	46
1. Цели и задачи детальной разведки	46
2. Технические средства и методика детальной разведки	48
3. Изучение геологического строения, качества руд и условий эксплуатации месторождений	68
Глава IV. Опробование урановых месторождений на месте залегания	73
1. Гамма-каротаж разведочных скважин	73
2. Гамма-опробование рудных тел по стенкам горных разведочных выработок	87
3. Гамма-опробование рудных тел по шпурам в горных выработках	93
Глава V. Методы опробования урановых месторождений с отбором представительных проб	103
1. Опробование керна буровых скважин	103
2. Бородавочное опробование рудных тел	105
3. Опробование добычей и валовое опробование	107
4. Специальные виды опробования	119
5. Изучение контрастности руд	126
Глава VI. Обработка данных опробования	140
1. Графоаналитические методы обработки с использованием вероятностно-логарифмических бланков	140
2. Проверка соответствия эмпирических распределений проб логнормальному закону	142
3. Вычисление параметров распределения	143
4. Вычисление основных параметров сортировки руд по данным опробования	145
5. Изображение характеристик контрастности руд	147
6. Аналитическая обработка данных опробования	152

7. Использование статистического метода обработки данных	154
8. Палетка для определения степени контрастности урановых руд по данным опробования	159
Глава VII. Использование результатов опробования при оценке месторождений	167
1. Некоторые вопросы оценки месторождений	167
2. Определение бортового содержания полезного компонента по пробе на основе заданной величины минимального промышленного (или среднего) содержания и данных о контрастности руды	168
3. Определение статистически оптимального уровня разделения балансовых и забалансовых запасов по данным контрастности	173
Глава VIII. Подсчет запасов	185
1. Подсчет запасов и промышленные кондиции	185
2. Способы подсчета запасов	191
3. Вычисление средних значений мощности, средней плотности, содержания и других параметров	195
4. Оконтуривание оруденения и построение подсчетных блоков	214
5. Вопросы категоризации запасов	220
6. Учет попутных компонентов при подсчете запасов урановых месторождений	225
7. Использование ЭВМ при подсчете запасов	227
8. Вопросы количественной оценки степени разведанности запасов	229
Список литературы	237
Предметный указатель	242

Л. Ч. ПУХАЛЬСКИЙ, М. В. ШУМИЛИН

РАЗВЕДКА
И ОПРОБОВАНИЕ
УРАНОВЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ



МОСКВА • НЕДРА • 1977