

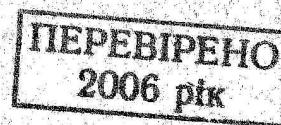
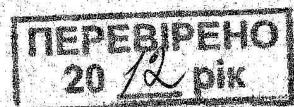
009.1  
0002.1  
K88

П.И. КУДРЯШОВ, В.И. КУЗЬМИН

ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ  
И УЧЕТ ЗАПАСОВ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ

П. И. КУДРЯШОВ, В. И. КУЗЬМИН

ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ  
И УЧЕТ ЗАПАСОВ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
ТВЕРДЫХ  
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ



Москва «Недра»  
1981

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Кудряшов П. И., Кузьмин В. И. Геометризация и учет запасов месторождений твердых полезных ископаемых.—М.: Недра, 1981. 275 с.

Изложены теория и практические методы геометризации, подсчета и учета запасов месторождений твердых полезных ископаемых, рационального использования и охраны недр.

Рассмотрены методы геолого-маркшейдерских измерений. Описаны теория и методика геометризации структурных и качественных особенностей месторождений, приведены практические примеры. Изложены основные теоретические положения и методика подсчета и учета запасов полезных ископаемых. Освещены вопросы рационального использования и охраны недр, контроля за полнотой извлечения, потерями и разубоживанием полезных ископаемых при добыче.

Для геологов и маркшейдеров. Может быть использована студентами геологоразведочной и маркшейдерской специальностей геологоразведочных и горных вузов и факультетов.

Табл. 40, ил. 116, список лит.—186 назв.

Рецензент д-р геол.-минер. наук А. Б. Каждан (МГРИ)

Петр Иванович Кудряшов  
Валентин Иванович Кузьмин

ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ И УЧЕТ ЗАПАСОВ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ  
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1133312

Редактор издательства А. И. Панова

Переплет художника Б. К. Силаева

Художественный редактор Е. Л. Юрковская

Технический редактор Л. Н. Шиманова

Корректор М. Е. Лукина

ИБ № 3242

Сдано в набор 03.12.80. Подписано в печать 24.07.81. Т-21996. Формат 60×90<sup>1/16</sup>.  
Бумага книжно-журнальная. Гарнитура «Литературная». Печать высокая Усл. печ. л. 17,25.  
Усл. кр.-отт. 17,25. Уч.-изд. л. 19,02. Тираж 2125 экз. Заказ 784/7556-2. Цена 1 р. 30 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва К-12, Третьяковский проезд, 1/19  
Ленинградская картографическая фабрика объединения «Аэрогеология»

К 20804—278  
043(01) — 81 304—81 1904050000

© Издательство «Недра», 1981

Высокие темпы развития народного хозяйства нашей страны, постоянно возрастающие добыча всех видов минерального сырья и масштабы использования недр требуют ускоренного развития минерально-сырьевой базы. В связи с этим в государственных планах развития народного хозяйства СССР предусматриваются основные задания по геологоразведочным работам и широкому освоению минерально-сырьевых ресурсов. В принятых XXVI съездом КПСС «Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года» сказано: «Обеспечить ускоренное развитие работ по геологическому изучению территории страны, увеличению разведанных запасов минерально-сырьевых ресурсов...»

Для обеспечения опережающего роста разведанных запасов минерального сырья по сравнению с темпами развития добывающих отраслей промышленности необходимо постоянно повышать экономическую эффективность поисковых и разведочных работ и качество подготовки запасов полезных ископаемых. Проблема экономической эффективности геологоразведочных работ и качества подготовки запасов для освоения тесно связана, в частности, с достоверностью исходных данных для подсчета запасов, с разработанными методами количественной оценки запасов разрабатываемых и прогнозируемых месторождений. Ежегодные затраты на геологоразведочные работы исчисляются в настоящее время миллиардами рублей, и, конечно, очень важна эффективность расходования этих огромных средств.

Большие требования к геолого-маркшейдерским данным и в целом к геолого-маркшейдерской службе на горных предприятиях предъявляются в связи с продолжающейся комплексной механизацией, автоматизацией производственных процессов и задачами наиболее полного и рационального извлечения и использования минерально-сырьевых ресурсов. Вопросы охраны недр и комплексного использования полезных ископаемых всегда являлись одними из главных в технической политике нашего государства. С особой остротой они поставлены в документах ЦК КПСС и Совета Министров СССР «Об усилении охраны природы и улучшении использования природных ресурсов», Верховного Совета СССР «О мерах по дальнейшему усилению охраны недр и улучшению использования полезных ископаемых», а также в «Основах законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», кодексах союзных республик о недрах.

Серьезное внимание уделяется вопросам оптимального планирования добычных работ в режиме усреднения полезного ископаемого. Однородность добываемого полезного ископаемого существенно влияет на полноту извлечения из него полезных компонентов и себестоимость конечного продукта переработки. Она зависит не только от планирования и технологии добычи, но и от природных свойств полезного ископаемого. Поэтому большое значение имеют методы определения качественных исходных геолого-маркшейдерских данных, наиболее точных оценок средней мощности, среднего содержания, запасов руды и металла по отдельным блокам, позволяющие решать вопросы промышленной ценности этих блоков, планирования нарезных и очистных работ, организации учета потерь и разубоживания и мероприятий по их ограничению.

Наиболее полно и правильно эти задачи решаются на основе геометризации месторождения, если для ее выполнения имеются необходимые данные, отвечающие по своему объему и пространственному расположению геологическим особенностям и сложности строения месторождения. Однако на практике при оперативном планировании в связи с ограниченностью исходных данных и расположением точек наблюдений по контурам блоков, а также по ряду других производственных причин наиболее часто пользуются оценками подсчетных параметров блоков.

Важно отметить, что вся геолого-маркшейдерская информация должна обладать оперативностью и своевременностью. Без этого качества она теряет свою ценность и производственную необходимость как основа планирования и прогнозирования.

В книге изложены вопросы теории и методики подсчета запасов и геометризации месторождений, контроля за полнотой извлечения, потерями и разубоживанием полезных ископаемых при эксплуатации и охране недр. Некоторые вопросы, освещенные в книге, представляют новые решения или излагались до сих пор только в журнальных статьях.

Предисловие, главы I, III, IV, V, VI, VII написаны В. И. Кузьминым, главы VIII, IX, X, XI — П. И. Кудряшовым, глава II подготовлена авторами совместно.

Авторы выражают признательность В. С. Кузьминой и И. Я. Титаренко за помощь в подготовке рукописи к изданию.

Все замечания читателей будут приняты авторами с благодарностью.

## Часть первая

# МЕТОДИКА ГЕОМЕТРИЗАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

## Глава I

### ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКИЕ ИЗМЕРЕНИЯ В РАЗВЕДОЧНЫХ И ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

#### 1. Определение элементов залегания пластов и пластообразных залежей на обнажениях и в горных выработках

Тела полезных ископаемых в недрах отличаются разнообразием форм. Наиболее простые по форме — пластовые и пластообразные залежи, наиболее сложные — рудные тела и залежи весьма неправильных форм и очертаний. М. Н. Альбов и А. М. Быбочкин [3] подразделяют все морфологические типы рудных тел в зависимости от их залегания в недрах на три группы: плоского залегания; линейно вытянутого залегания и крайне неправильных форм залегания.

К первой группе относятся горизонтально лежащие пласти и пластообразные залежи; вторую группу составляют наклонно залегающие пласти, рудные жилы и минерализованные зоны смятия пород; третью группу — более сложные формы рудных тел, которые не могут быть включены в первую и вторую группы.

Положение тел полезных ископаемых в недрах определяется их элементами залегания и координатами точек, расположенных на поверхностях висячего или лежачего бока. К элементам залегания тела полезного ископаемого относятся угол простирации  $\alpha$  и угол падения  $\delta$ .

Углом простирации  $\alpha$  называется дирекционный угол линии простирации тела полезного ископаемого. Линией простирации является любая горизонтальная линия, принадлежащая поверхности лежачего или висячего бока тела полезного ископаемого. Из двух возможных направлений простирации этой линии всегда выбирается такое, при котором падение будет справа. Это правило зависимости между направлениями простирации и падения залежи или рудного тела не всегда четко формулируется в геологической литературе, что приводит к путанице в определении этих направлений и неоднозначности их понимания.

Углом падения  $\delta$  тела полезного ископаемого называется вертикальный угол, который образует линия наибольшего ската поверхности лежачего или висячего бока с горизонтальной плоскостью. Линия наибольшего ската образует с линией простирации прямой угол и называется линией падения.

Элементы залегания рудных тел и залежей определяют при геологических съемках и разведках месторождений полезных ископаемых непосредственными измерениями на обнажениях полезного ископаемого и в горных выработках либо путем графических построений и вычислений на основе данных, полученных в разведочных скважинах и горных выработках, пересекших полезное ископаемое (квершлагах, шурфах, вертикальных восстающих и др.).

Определение элементов залегания имеет практическое значение только для пластовых, пластиообразных и линзообразных форм тел полезных ископаемых. При сложных и неправильных их формах элементы залегания изменяют свое значение на сравнительно небольших участках поверхности лежачего или висячего бока и потому значения  $\alpha$  и  $\delta$ , определенные в достаточно удаленных друг от друга точках, дают весьма приближенное или даже искаженное представление о залегании тела полезного ископаемого. При очень сложных формах тел полезных ископаемых определение углов  $\alpha$  и  $\delta$  теряет практический смысл или становится невозможным.

При наличии обнажений лежачего или висячего бока тела полезного ископаемого или горных пород углы  $\alpha$  и  $\delta$  измеряют с помощью горного компаса. Если залегание обнаженной поверхности крутое, то вначале определяют ее линию наибольшего ската и угол падения, а затем — угол простирации. При пологом залегании поверхности первоначально определяют линию и угол простирания.

Поскольку с помощью горного компаса определяют магнитный азимут линии простирации, то для получения дирекционного угла используют формулу

$$\alpha = A_m - \gamma + \delta^*,$$

где  $A_m$  — магнитный азимут линии простирации;

$\gamma$  — сближение меридианов в точке наблюдений;

$\delta^*$  — угол магнитного склонения.

В связи с тем, что угол простирации (особенно складчатых и сложнодислоцированных месторождений) определяется с погрешностью  $\pm 3-10^\circ$ , поправкой за сближение меридианов можно пре- небречь. Значение угла  $\delta^*$  в данном районе можно получить на метеостанции или прочитать на листе крупномасштабной карты района.

В тех случаях, когда тело полезного ископаемого вскрывается горной выработкой, углы  $\alpha$  и  $\delta$  определяют с помощью подвесных инструментов (буссоли и полукруга). При этом возможны три случая: выработка пройдена по простиранию тела (штрек), перпендикулярно простирации (квершлаг) и вертикально (ствол, шурф, гезенк). Все эти случаи подробно рассмотрены в работе [169].

К элементам залегания относят также угол склонения, характеризующий положение рудных столбов в плоскостях жил или по-

ложение трубообразных рудных тел. Углом склонения  $\alpha'$  называют угол, лежащий в плоскости жилы и образованный осью рудного столба и линией ее простирания.

## 2. Определение элементов залегания пластов и пластиообразных залежей по данным разведочного бурения

При определении углов  $\alpha$  и  $\delta$  по данным разведочного бурения используют координаты  $x$ ,  $y$ ,  $z$  точек встречи скважин с поверхностью висячего бока полезного ископаемого, которые вычисляют на основе результатов инклинометрических съемок скважин. Углы  $\alpha$  и  $\delta$  определяют графически путем решения известной задачи о трех скважинах.

Сущность задачи состоит в следующем. Пусть на основе результатов инклинометрических съемок скважин вычислены координаты  $x$ ,  $y$ ,  $z$  трех точек, в которых скважины встретили пласт или пластиообразную залежь. Точки 1, 2, 3 наносят на план по их координатам  $x$ ,  $y$  и рядом с каждой подписывают координату  $z$  как числовую отметку (рис. 1). На сторонах треугольника 1—2—3 методом линейной интерполяции определяют точки с отметками, кратными выбранному сечению поверхности висячего бока. На рис. 1 на сторонах 1—2, 1—3, 2—3 определены точки с отметками —110, —120, —130 и —140 м, кратными сечению  $h=10$  м.

Далее через точки с одинаковыми отметками проводят изогипсы поверхности и измеряют транспортиром угол простирации  $\alpha$ . Чтобы определить угол падения  $\delta$ , на плане перпендикулярно к изогипсам проводят линию  $AB$ , на одной из изогипс от точки  $A$  откладывают в масштабе плана величину сечения  $h$  и соединяют полученную точку  $C$  с точкой  $B$ . В построении прямоугольном треугольнике  $ABC$  угол при точке  $B$  есть угол падения залежи  $\delta$ .

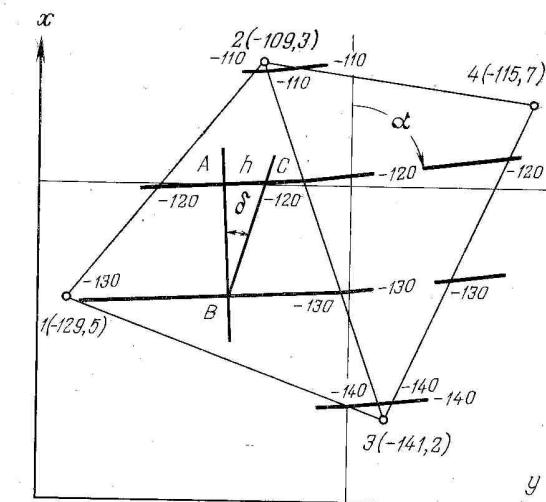


Рис. 1. Определение элементов залегания пластов и пластиообразных залежей по данным разведочного бурения

Аналогичным образом производят построения в соседнем треугольнике 2—3—4 и определяют углы,  $\alpha$ ,  $\delta$  на соседнем участке поверхности залежи.

### 3. Определение мощности пластов и залежей в горных выработках

Различают вертикальную ( $m_v$ ), нормальную ( $m$ ) и горизонтальную ( $m_r$ ) мощности пласта или залежи. Вертикальная мощность есть расстояние по вертикали между висячим и лежачим боками пласта или залежи; нормальная мощность — расстояние между боками залежи, измеряемое по нормали к ним; горизонтальная мощность — горизонтальное расстояние между боками, измеряемое перпендикулярно к направлению простирации.

Для пластовых и пластообразных залежей полезного ископаемого между вертикальной, нормальной и горизонтальной мощностями в точке замера существуют следующие зависимости (рис. 2):

$$m_v = \frac{m}{\cos \delta};$$

$$m_r = \frac{m}{\sin \delta},$$

где  $\delta$  — угол падения залежи.

При четких контактах полезного ископаемого с вмещающими породами соответствующую мощность залежи в горных выработках измеряют рулеткой. На рудных месторождениях вкрапленного типа, когда рудное тело не имеет четких контактов с вмещающими породами, мощность определяют графически на планах опробования как расстояние между крайними пробами, показавшими промышленное содержание полезного компонента.

При подсчете запасов и разработке месторождений различают также технологические виды мощности — рабочую, общую, эксплуатационную и полезную.

Рабочей мощностью пласта или залежи называется минимальная мощность, при которой полезное ископаемое может отрабатываться применяемыми системой разработки и средствами механизации.

Общей мощностью называют суммарную мощность угольной или рудной залежи от кровли до почвы, включая все непромышленные прослои.

Эксплуатационной мощностью называется суммарная мощность угля или руды и непромышленных прослоев в пределах рабочей части залежи. Эксплуатационная мощность может быть больше рабочей, но не может быть меньше ее, так как рабочая мощность является минимальной промышленной.

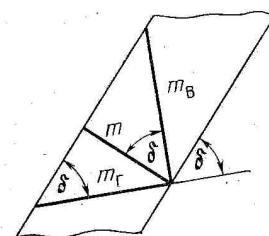


Рис. 2. К определению зависимостей между вертикальной, нормальной и горизонтальной мощностями пласта

Полезная мощность есть сумма мощностей угольных пачек или промышленных интервалов руды, подлежащих выемке на интервале рабочей части пласта или залежи.

### 4. Определение координат точек оси ствола скважины

В процессе бурения разведочные скважины искривляются под действием ряда причин геологического, технического и технологического характера. В результате искривления скважины отклоняются от заданных направлений, и в общем случае их стволы представляют собой неправильные пространственные кривые. В ряде случаев прибегают к искусственному искривлению скважин при направленном бурении.

В практике наиболее известны следующие способы определения координат точек ствола наклонной или искривленной скважины по результатам инклинометрической съемки\*:

#### I способ

$$\left. \begin{aligned} x_n &= x_y + l \sum_{i=1}^n \sin \theta_i \cos \alpha_i; \\ y_n &= y_y + l \sum_{i=1}^n \sin \theta_i \sin \alpha_i; \\ z_n &= z_y - l \sum_{i=1}^n \cos \theta_i, \end{aligned} \right\} \quad (I.1)$$

#### II способ

$$\left. \begin{aligned} x_n &= x_y + \frac{1}{2} l (\sin \theta_1 \cos \alpha_1 + \sin \theta_n \cos \alpha_n) + l \sum_{i=2}^{n-1} \sin \theta_i \cos \alpha_i; \\ y_n &= y_y + \frac{1}{2} l (\sin \theta_1 \sin \alpha_1 + \sin \theta_n \sin \alpha_n) + l \sum_{i=2}^{n-1} \sin \theta_i \sin \alpha_i; \\ z_n &= z_y - \frac{1}{2} l (\cos \theta_1 + \cos \theta_n) - l \sum_{i=2}^{n-1} \cos \theta_i, \end{aligned} \right\} \quad (I.2)$$

#### III способ

$$\left. \begin{aligned} x_n &= x_y + l \sum_{i=1}^n \sin \frac{\theta_i + \theta_{i+1}}{2} \cos \frac{\alpha_i + \alpha_{i+1}}{2}; \\ y_n &= y_y + l \sum_{i=1}^n \sin \frac{\theta_i + \theta_{i+1}}{2} \sin \frac{\alpha_i + \alpha_{i+1}}{2}; \\ z_n &= z_y - l \sum_{i=1}^n \cos \frac{\theta_i + \theta_{i+1}}{2}, \end{aligned} \right\} \quad (I.3)$$

где  $x_y$ ,  $y_y$ ,  $z_y$  — координаты устья скважины;

$l$  — интервал между точками съемки;

$\theta_i$ ,  $\alpha_i$  — соответственно зенитный угол и азимут касательной к оси скважины в точке съемки.

\* Формулы даны для случая равных интервалов между точками съемки.

Как показывают исследования [70, 79, 97], I способ вычисления координат точек ствола скважины имеет недопустимо низкую точность. Погрешность планового положения точек при этом способе от 19 до 180 раз больше, чем при II и III способах. Точность I способа в сильной степени зависит от кривизны скважины и величины интервалов инклинометрической съемки. При значительной искривленности скважины и большой ее глубине I способ может давать погрешности определения координат точек ствола, значительно превосходящие погрешности инклинометрической съемки. Способы II и III практически равноточны, однако III способ является более удобным при вычислениях.

В 1970 г. О. Н. Голубинцевым [29] предложен новый, более строгий способ вычисления координат точек оси ствола скважины. Однако он отличается сложностью и трудоемкостью вычислений и практически может быть применен только при использовании ЭВМ. Исследования [97] показывают, что способ О. Н. Голубинцева может давать некоторое уточнение оценок координат только при больших глубинах, значительных азимутальных и зенитных искривлениях скважин и при наличии на их оси точек перегиба. В остальных случаях погрешности инклинометрической съемки перекрывают те уточнения оценок координат, которые дает этот способ.

Точное определение координат точек оси ствола скважины имеет большое практическое значение при разведочных работах, геометризации и подсчете запасов месторождений, а также при решении ряда маркшейдерских и горнотехнических задач. Поэтому для повышения точности инклинометрических съемок необходима прежде всего разработка более совершенных малогабаритных инклинометров.

Как показано в работе [93], средние квадратические погрешности положения точек оси скважины на плане ( $M_s$ ) и по высоте ( $M_z$ ) могут быть оценены по формулам

$$M_s = \pm \frac{L}{300} \sqrt{\frac{6,653 + (n + 953) K^2}{n}}; \quad (I.4)$$

$$M_z = \pm \frac{1}{300} (z_y - z_i), \quad (I.5)$$

где  $n$  — количество интервалов съемки от устья до точки, для которой определяется погрешность;

$L$  — глубина скважины до той же точки;

$K$  — коэффициент, характеризующий искривленность скважины и равный отношению ее горизонтальной проекции от устья до рассматриваемой точки к длине скважины на том же интервале;

$z_y, z_i$  — высотные отметки устья скважины и точки, для которой определяется погрешность.

Для упрощения вычислений формула (I.4) представлена номограммой (рис. 3). Чтобы вычислить плановую погрешность ствола скважины, необходимо предварительно вычислить коэффициент  $K$  — характеристику искривленности скважины. Для этого

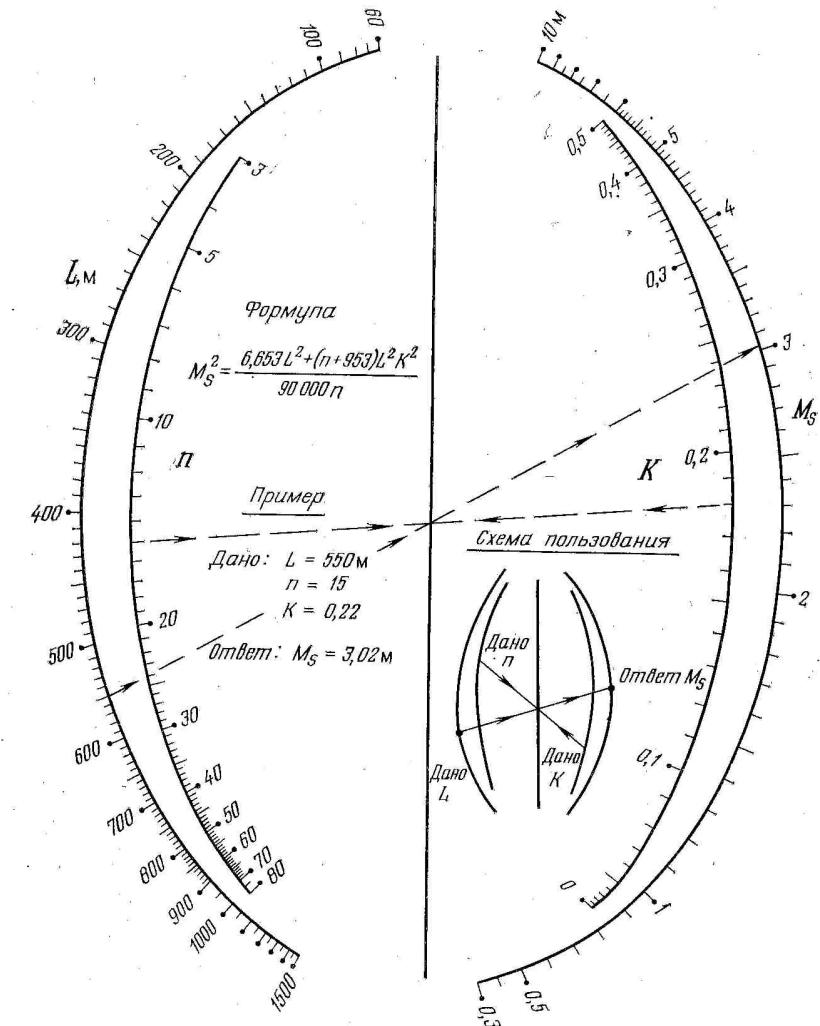


Рис. 3. Номограмма формулы (I.4) для определения погрешностей планового положения точек ствола искривленной разведочной скважины  
треют инклинометру скважины на плане, находят длину горизонтальной проекции ствола от устья до определяемой точки и вычисляют отношение

$$K = \frac{L_r}{L} \frac{\sum_{i=1}^n l_i \sin \theta_i}{L},$$

де  $L_r, L$  — соответственно длина горизонтальной проекции и фактическая длина ствола скважины от устья до рассматриваемой точки.

При равных интервалах съемки определение коэффициента сводится к вычислению отношения суммы синусов зенитных углов к количеству интервалов съемки до рассматриваемой точки:

$$K = \frac{\sum_{i=1}^n \sin \theta_i}{n}.$$

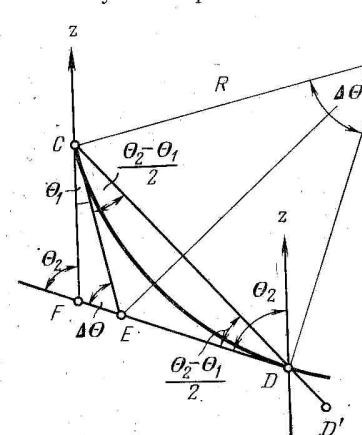
Далее на номограмме располагают линейку так, чтобы она прошла через пометки шкал  $n$  и  $K$ , соответствующие заданным значениям  $n$  и  $K$ , и фиксируют точку на немой шкале. Повернув линейку вокруг этой точки до совмещения с заданным значением  $L$  на шкале  $L$ , читают на пересечении ее с ответной шкалой значение погрешности  $M_s$ . Описанные операции приведены на полях номограммы в виде схемы пользования.

Формулы (I.4), (I.5) выведены из условия, что погрешности определения азимута и зенитного угла равны соответственно  $m_a = \pm 5^\circ$ ,  $m_\theta = \pm 0,5^\circ$  и средняя относительная погрешность изменения глубины скважины равна  $m_L = \frac{1}{300}$ , что соответствует применяемым в настоящее время инклинометрам [26, 170, 174]. При иных значениях указанных погрешностей следует пользоваться более общими формулами [93]. Важно отметить, что формулы (I.4), (I.5) позволяют уточнять оценки погрешностей планового и высотного положения точек ствола скважины по сравнению с ранними формулами [26, 36, 70, 174] в 3–5 раз. Этот вывод согласуется с данными Л. А. Денисенко [34], Б. И. Журбина, А. А. Погосова [40] и подтверждается анализом производственных данных подсечения скважин горными выработками в Донбассе.

В связи с увеличением объемов направленного бурения и ростом глубины разведочных скважин большое практическое значение имеет определение оптимальных интервалов инклинометрической съемки. Решение вопроса позволяет, с одной стороны, избежать погрешностей, связанных с неправильным выбором методики съемки, и, с другой — предупредить необоснованное сгущение точек измерений.

На рис. 4 показан отрезок оси искривленной скважины между точками съемки  $C$  и  $D$ . Прямые  $CE$  и  $DE$  есть касательные к оси скважины в точках  $C$  и  $D$ . Если допустить, что отрезок оси  $CD=l$  представляет собой дугу окружности радиуса  $R$ , то центральный угол, соответствующий дуге, будет равен  $\Delta\theta=\theta_2-\theta_1$ . Из рисунка

Рис. 4. Схема к выводу формулы (I.7)



видно, что зенитный угол хорды  $CD=b$  равен сумме углов при точке  $C$ :

$$\theta_1 + \frac{\theta_2 - \theta_1}{2} = \frac{\theta_1 + \theta_2}{2}. \quad (I.6)$$

Из формул (I.3) и (I.6) следует, что при вычислении координат точек оси скважины за расстояние между двумя соседними точками съемки принимается элемент дуги  $CD=l$ , однако значения

$$\theta_{cp} = \frac{\theta_i + \theta_{i+1}}{2} \text{ и } \alpha_{cp} = \frac{\alpha_i + \alpha_{i+1}}{2}$$

на интервале съемки определяются для хорды  $CD=b$ . Таким образом, по формулам (I.3) вычисляются координаты не точки  $D$ , расположенной на оси скважины, а некоторой точки  $D'$ , отстоящей от точки  $C$  на расстоянии  $l$  по хорде  $CD$ . Как видно из рисунка, точка  $D'$  не лежит на оси скважины и отрезок  $DD'=l-b$  представляет собой линейную пространственную погрешность определения положения точки  $D$  по формулам (I.3). Если разница в длинах дуги и хорды достаточно велика, то погрешность  $DD'$  будет существенной.

Накопление погрешностей  $\Delta l=l-b$  по всей длине оси скважины происходит по закону сложения векторов. На рис. 5 показаны интервалы съемки  $0-1$ ,  $1-2$ ,  $2-3$  и т. д. Сложение погрешностей  $1-1'$  и  $2-2'$  в точке 2 происходит по правилу параллелограмма. Аналогично в точке 3 погрешность  $2-2'$  суммируется с погрешностью  $3-3'$  и т. д. Общая суммарная погрешность рассматриваемой точки оси скважины в соответствии с «правилом свернутой пружины» [97] всегда направлена в сторону выпуклости на ее инклиниограмме.

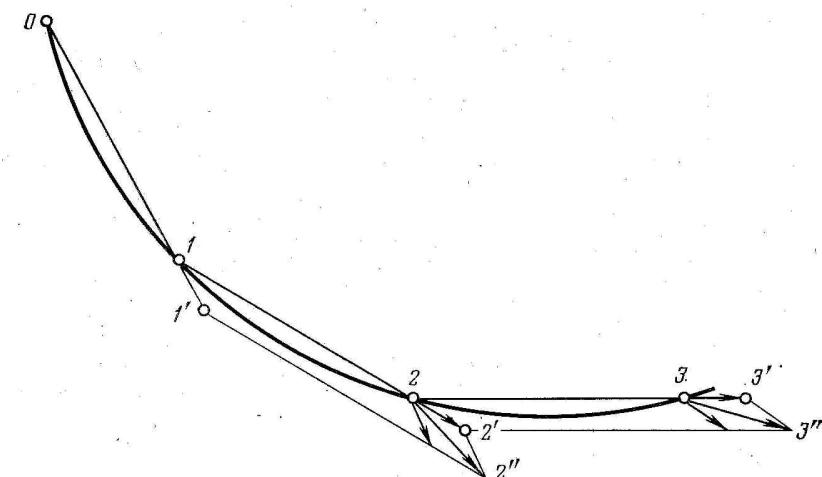


Рис. 5. Схема накопления погрешностей  $\Delta l$  по длине оси скважины

Вычислим разницу  $\Delta l = l - b$ . Из рис. 4 следует  $R = \frac{l}{\Delta\theta}$ ;  $b = 2R \sin \frac{\Delta\theta}{2}$ , поэтому

$$b = 2 \frac{l}{\Delta\theta} \sin \frac{\Delta\theta}{2}$$

и

$$\Delta l = l - 2 \frac{l}{\Delta\theta} \sin \frac{\Delta\theta}{2} = l \left[ 1 - \frac{2}{\Delta\theta} \sin \frac{\Delta\theta}{2} \right].$$

Разложим  $\sin \frac{\Delta\theta}{2}$  в ряд, ограничиваясь первыми двумя членами разложения:

$$\Delta l = l \left[ 1 - \frac{2}{\Delta\theta} \left( \frac{\Delta\theta}{2} - \frac{\Delta\theta^3}{3 \cdot 2^3} \right) \right] = \frac{1}{24} l \Delta\theta^2.$$

Если  $\Delta\theta$  выражается в градусной мере, то окончательно

$$\Delta l = \frac{1}{24} l \frac{\Delta\theta^2}{\rho^2}, \quad (I.7)$$

где  $\rho$  — градусное значение радиана.

Формула (I.7) показывает, что погрешность  $\Delta l$  зависит с одной стороны, от длины дуги  $l$ , и, с другой — от ее кривизны, характеризующейся разностью зенитных углов  $\Delta\theta$  на ее концах. По формуле (I.7) вычислены значения  $\Delta l$ , а также относительные погрешности  $\frac{\Delta l}{l}$  для интервалов съемки  $l=20; 30; 40; 50; 60$  м и различных значений градиента  $\frac{\Delta\theta}{l}$  (табл. 1).

Как видно из табл. 1, при  $\Delta\theta \leq 6^\circ$  и при любых значениях  $l$  отрицательные погрешности  $\frac{\Delta l}{l}$  не превышают 1:2200. И только при  $\Delta\theta = 13^\circ$  они достигают 1:465. Исследования, выполненные для условий Донбасса [93], показывают, что погрешности планового положения  $M_s$  точек встречи скважин с пластами колеблются в зависимости от их глубин и зенитных искривлений в пределах  $\frac{1}{150} - \frac{1}{500}$  от глубины.

При определении оптимальных интервалов инклинометрической съемки скважин следует руководствоваться принципом, чтобы погрешности  $\Delta l$  не оказывали существенного влияния на погрешности  $M_s$  и  $M_z$ , поскольку последние связаны с порогом чувствительности инклинометров и каких-либо средств для их уменьшения мы не имеем. Так как погрешности  $M_s$ ,  $M_z$  являются случайными величинами, то их суммирование с погрешностями  $\Delta l$  происходит квадратически как суммирование дисперсий. Если принять, что суммарное влияние погрешностей  $\Delta l$  не должно пре-

Таблица 1

$\Delta\theta^\circ$	$\frac{\Delta\theta}{l}$ , градус/м	$\Delta l$ , м	$\frac{\Delta l}{l}$	$\frac{\Delta\theta}{l}$ , градус/м	$\Delta l$ , м	$\frac{\Delta l}{l}$	$\frac{\Delta\theta}{l}$ , градус/м	$\Delta l$ , м	$\frac{\Delta l}{l}$
	$l = 20$ м			$l = 30$ м			$l = 40$ м		
2,0	0,10	0,102	1:19 600	0,067	0,152	1:19 600	0,05	0,204	1:19 600
3,0	0,15	0,230	1:8 700	0,10	0,342	1:8 700	0,075	0,460	1:8 700
4,0	0,20	0,407	1:4 900	0,133	0,610	1:4 900	0,10	0,814	1:4 900
5,0	0,25	0,635	1:3 200	0,167	0,950	1:3 200	0,125	1,270	1:3 200
6,0	0,35	0,915	1:2 200	0,20	1,36	1:2 200	0,15	1,830	1:2 200
7,0	0,35	1,24	1:1 600	0,234	1,86	1:1 600	0,175	2,48	1:1 600
8,0	0,40	1,63	1:1 230	0,268	2,53	1:1 230	0,20	3,25	1:1 230
9,0	0,45	2,06	1:975	0,30	3,08	1:975	0,225	4,12	1:975
$l = 50$ м									
6,0	0,12	0,28	1:2 200	0,10	2,72	1:2 200	0,096	3,20	1:2 200
7,0	0,19	3,10	1:1 600	0,117	3,72	1:1 600	0,100	4,33	1:1 600
8,0	0,16	4,06	1:1 230	0,134	4,86	1:1 230	0,114	5,06	1:1 230
9,0	0,18	5,13	1:975	0,150	5,15	1:975	0,129	7,18	1:975
9,5	0,19	5,70	1:880	0,159	6,85	1:880	0,136	8,00	1:880
10,0	0,20	6,35	1:790	0,167	7,60	1:790	0,143	8,87	1:790
10,5	0,21	7,00	1:715	0,175	8,37	1:715	0,15	9,80	1:715
11,0	0,22	7,67	1:650	0,184	9,18	1:650	0,157	10,71	1:650
11,5	0,23	8,38	1:600	0,192	10,03	1:600	0,164	11,70	1:600
12,0	0,24	9,14	1:550	0,20	10,92	1:550	0,172	12,78	1:550
12,5	0,25	9,90	1:500	0,208	11,85	1:500	0,178	13,90	1:500
13,0	0,26	10,72	1:465	0,217	12,85	1:465	0,186	14,95	1:465
$l = 60$ м									
$l = 70$ м									

восходить 0,3 от  $M_s$ , то общая погрешность планового положения любой точки оси скважины составит

$$M_{s\text{общ}} = \pm \sqrt{M_s^2 + (0,3 M_s)^2} = \pm 1,045 M_s,$$

т. е. погрешность  $M_s$  за счет суммарного влияния погрешностей  $\Delta l$  увеличится не более чем на 5 %. Такой эффект суммарного влияния погрешностей  $\Delta l$  на величину  $M_s$  можно считать вполне удовлетворительным. Пусть, например, при глубине скважины  $L = 1500$  м  $M_s$  составляет  $\frac{1}{300} L = \pm 5$  м. Если принять суммарное влияние погрешностей  $\Delta l$  на  $M_s$  равным 30 % от  $M_s$ , то общая погрешность планового положения точки составит  $M_{s\text{общ}} = \pm 5,24$  м.

По данным табл. 1 построена номограмма (рис. 6), которая позволяет определять оптимальные интервалы инклинометрической съемки скважин. Для пользования номограммой предварительно определяют по нескольким скважинам, пройденным на данном месторождении, погрешности  $M_s$  с помощью этой номограммы. Далее для тех же скважин вычисляют относительные погрешности  $\frac{M_s}{L}$ . Если искривление скважин на месторождении

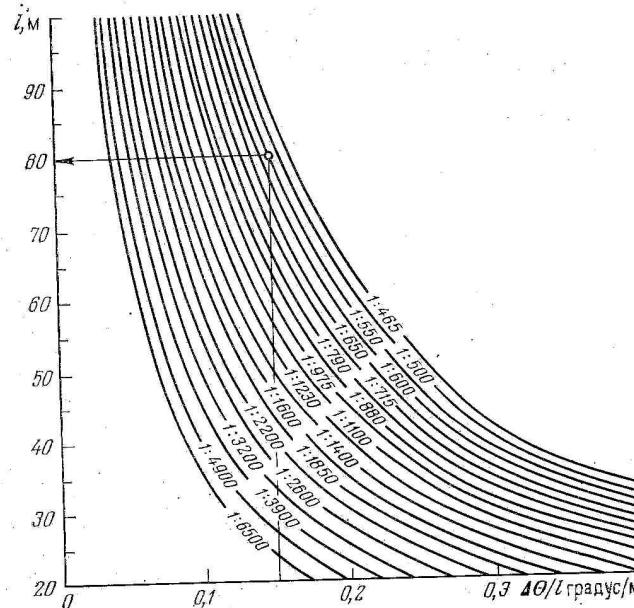


Рис. 6. Номограмма для определения оптимальных интервалов инклинометрической съемки скважин

происходит по общим или близким закономерностям, то относительные погрешности  $\frac{M_s}{L}$  проявляют устойчивость.

Пусть для скважины  $L=1600$  м с помощью номограммы определена погрешность  $M_s=\pm 9,75$  м. Относительная погрешность делена погрешность  $M_s$  на  $L$ , то есть  $\frac{M_s}{L} = \pm 0,006$ . Чтобы суммарное влияние погрешностей  $\Delta l$  на  $M_s$  не превосходило  $0,3 M_s$ , относительные погрешности  $\frac{\Delta l}{l}$  не должны превышать величины  $\frac{0,3}{165} = \frac{1}{550}$ . По номограмме для вычисленной кривизны скважины (например,  $\frac{\Delta\theta}{l}=0,15$  градус/м) и  $\frac{\Delta l}{l}=\frac{1}{550}$  определяем оптимальный интервал съемки  $l=80$  м.

Следует отметить, что действительное суммарное влияние погрешностей  $\Delta l$  на  $M_s$  будет значительно меньше величины  $0,3 M_s$ , так как при искривлении скважин векторы  $\Delta l$  имеют углы наклона к горизонтальной плоскости от  $40$  до  $80^\circ$ . В связи с этим фактическое влияние погрешностей  $\Delta l$  на  $M_s$  будет в  $2$ – $3$  раза меньше принятой величины  $0,3 M_s$ . Этот «запас точности» позволяет при расчетах не учитывать азимутальных искривлений скважин, которые тоже в какой-то степени влияют на величину  $\Delta l$ .

Кривизна разведочных скважин колеблется обычно в пределах  $0,03$ – $0,15$  градус/м и только при бурении направленных скважин она достигает  $0,20$ – $0,30$  градус/м. Из номограммы (см. рис. 6) видно, что значениям  $\frac{\Delta\theta}{l}=0,10$ – $0,20$  градус/м даже при сравнительно больших относительных погрешностях  $\frac{\Delta l}{l} \left( \frac{1}{600} - \frac{1}{650} \right)$  соответствуют оптимальные интервалы съемки от  $55$  до  $110$  м. Таким образом, принимаемые на практике интервалы съемки в  $20$ – $40$  м следует признать в большинстве случаев слишком малыми. По данным А. А. Елисеева [37], увеличение более чем в два раза интервалов съемки скважин на Саурейском месторождении (Полярный Урал) не привело к снижению точности определения координат точек подсечения рудных тел. По данным И. И. Шунтова, увеличение интервала съемок скважин в Донбассе с  $20$  до  $60$  м также не оказывает заметного влияния на точность определения координат точек их осей. Аналогичные результаты получены В. И. Кузьминым на физических и математических моделях скважин.

Следует учесть также, что кривизна скважин в верхних частях стволов, как правило, значительно меньше, чем в нижних частях. Если по результатам съемок пройденных скважин установлено устойчивое проявление указанной закономерности, то последующие скважины можно снимать через интервалы, соответствующие закону изменения кривизны с глубиной. Очевидно, верхние части стволов следует снимать реже, а нижние более часто. Однако для определения по номограмме действительно оптимальных интервалов съемки необходимо хорошо изучить закон изменения кривизны скважин с глубиной в данном районе или месторождении. Важно также, чтобы этот закон имел устойчивую форму.

Приведенные данные показывают, что увеличение интервалов инклинометрической съемки вполне допустимо, особенно в верхних частях стволов. Это позволит сократить объемы и сроки измерений без заметного снижения точности определения координат точек стволов. Вместе с тем следует подчеркнуть, что наибольшая потеря точности определения координат точек оси ствола скважины происходит в точках перегиба инклинометрии [97]. Поэтому при наличии на инклинометрах точек перегиба рекомендуется съемку скважин вблизи этих точек производить повторно при уменьшенных интервалах ( $l \leq 20$  м) и со сдвигом положений инклинометра в скважине относительно первоначальных его положений на  $l/2$ .

## 5. Определение мощности пластов и залежей в скважинах

При разведке месторождений скважинами мощность пластов и залежей определяют на основе данных, получаемых при бурении и измерениях керна. Во всех случаях, когда угол между осью скважины и плоскостью пласта или пластообразной залежи мо-

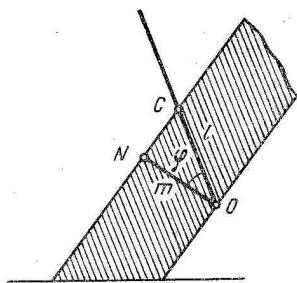


Рис. 7. Зависимость между нормальной и стволовой мощностями пласта

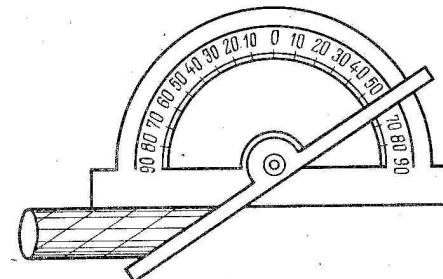


Рис. 8. Гониометр для измерения углов  $\varphi$  на керне

жет быть измерен непосредственно на керне, нормальную мощность пласта (залежи) следует определять по формуле (рис. 7)

$$m = l \cos \varphi, \quad (I.8)$$

где  $l$  — стволовая мощность по скважине;

$\varphi$  — угол между осью скважины и нормалью к пласту.

Вычисления удобно производить с помощью таблиц Б. Г. Шустрина [180] или номограммы [94].

Углы  $\varphi$  на керне можно измерять либо с помощью гониометра, изображенного на рис. 8, либо с помощью гониометра, предложенного М. Л. Левинштейном (рис. 9). Гониометр М. Л. Левинштейна представляет собой деревянный или металлический желоб квадратного сечения  $15 \times 15$  см и длиной 40 см. На одной из сторон желоба, в нижней его части, закреплен конец тонкой проволоки или капроновой нити, а на противоположной стенке нанесены деления, соответствующие значениям угла  $\varphi$  от 0 до  $60-70^\circ$ .

Положение штрихов градуировки гониометра определяют с помощью зависимости

$$h = d \operatorname{tg} \varphi,$$

где  $h$  — расстояние вдоль стенки гониометра от штриха, соответствующего  $\varphi = 0^\circ$ , до штриха, соответствующего заданному значению  $\varphi$ ;

$d$  — сторона квадратного сечения желоба (15 см).

Керн укладывают в желоб, и проволоку гониометра натягивают так, чтобы она совпала с плоскостью напластования (эллипсом) на керне. Путем вращения керна вокруг оси добиваются наибольшего отсчета по шкале гониометра, который и будет искомым углом  $\varphi$ . Точность определения углов  $\varphi$  на гониометре составляет  $\pm 1-3^\circ$ .

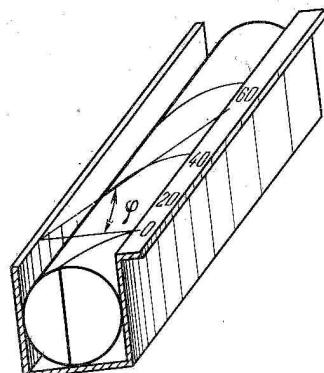


Рис. 9. Гониометр М. Л. Левинштейна для измерения углов  $\varphi$  на керне

Следует подчеркнуть, что формула (I.8) является наиболее простой и универсальной зависимостью между стволовой и нормальной мощностями пласта. Она справедлива при любых взаимных положениях скважины и пласта.

Если угол  $\varphi$  по тем или иным причинам не может быть измерен на керне (бескерновое бурение, каротаж пробуренных скважин, отсутствие на керне следов напластования пород, структура керна нарушена, случаи определения мощности зон тектонических нарушений, встреченных скважиной), формула (I.8) не может быть применена. Определение нормальной мощности в этих случаях следует производить по формулам

$$m = \frac{l \cos (\theta \pm \delta') \cos \delta^*}{\cos \delta}, \quad (I.9)$$

$$m = l (\cos \theta \cos \delta \pm \sin \theta \sin \delta \cos \gamma), \quad (I.10)$$

где  $\theta$  — зенитный угол скважины в точке встречи с пластом;

$\delta$  — угол падения пласта в той же точке;

$\gamma$  — разность азимутов скважины и линии восстания (падения) пласта в той же точке;

$\delta'$  — видимый угол падения пласта, определяемый по формуле

$$\operatorname{tg} \delta' = \operatorname{tg} \delta \cos \gamma.$$

Знак плюс в (I.9), (I.10) берут в случае, когда скважина и пласт на разрезе падают в одну сторону, знак минус — в противоположном случае.

Из сравнения (I.8) и (I.10) следует

$$\cos \varphi = \cos \theta \cos \delta \pm \sin \theta \sin \delta \cos \gamma.$$

Таким образом, в формулах (I.9), (I.10) угол  $\varphi$  определяется косвенным путем на основе данных инклинометрии скважины и приближенных значений углов залегания пласта ( $\alpha, \delta$ ) в точке встречи скважиной, точность которых, как правило, невелика. Так, на месторождениях складчатой формы с изменчивым простиранием пластов погрешности определения углов  $\alpha$  и  $\delta$  достигают соответственно  $\pm 5-30$  и  $\pm 3-10^\circ$ . Поэтому точность определения нормальной мощности по формулам (I.9), (I.10) всегда значительно ниже, чем по (I.8). В ряде случаев погрешность оценок нормальной мощности (I.9), (I.10) в 1,3—1,8 раза больше погрешности оценки (I.8) [88, 118].

В связи с отмеченным во всех случаях, когда керн по полезному ископаемому отсутствует или нарушена его структура, но имеется керн из пород кровли или почвы пласта (при согласном их залегании), необходимо измерять угол  $\varphi$  непосредственно на керне. Такая методика определения нормальной мощности позволяет исключить влияние погрешностей определения углов  $\theta, \alpha, \gamma$  и су-

\* Формула (I.9) приводится к (I.10) подстановкой

$$\cos (\theta \pm \delta') = \cos \theta \cos \delta' \mp \sin \theta \sin \delta'.$$

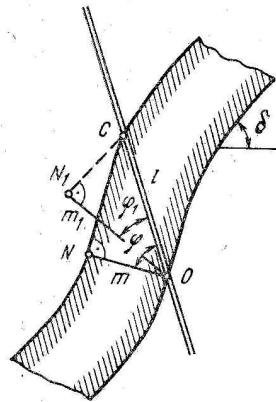


Рис. 10. Схема, поясняющая преимущества определения нормальной мощности пласта по формуле (I.8) с использованием данных кернometрии

Таким образом, непосредственное измерение угла  $\varphi$  на керне позволяет повысить точность оценки нормальной мощности по скважине, поскольку угол  $\varphi$  автоматически учитывает локальные изменения углов залегания пласта. Особое значение это имеет в условиях развития мелкой складчатости пластов и пластообразных рудных тел, которая не выявляется при бурении скважин.

Для вычислений по формулам (I.9), (I.10) В. И. Кузьминым и М. Я. Красноперовым составлены таблицы и nomogramмы [88, 94].

Если необходимо вычислить вертикальную или горизонтальную мощность пласта, то рекомендуется пользоваться соответственно формулами

$$m_v = \frac{m}{\sin \delta} = \frac{l \cos \varphi}{\sin \delta}, \quad (I.11)$$

$$m_h = \frac{m}{\cos \delta} = \frac{l \cos \varphi}{\cos \delta}.$$

Формула (I.11) заменяет сложные зависимости, приведенные в Справочнике маркшейдера [169]. Она также номографирована [94].

Для упрощения вычислений в ряде пособий [101, 111, 132] рекомендуется формула

$$m = l \cos(\delta - \theta) \cos \gamma. \quad (I.12)$$

Исследования показывают, что формула (I.12) имеет низкую точность и заметно занижает нормальную мощность пласта при больших значениях  $\gamma$  и малых значениях  $\delta$  и  $\theta$ . Так, при  $\delta=20^\circ$ ;  $\theta=$

щественно повысить точность оценок нормальной мощности по скважинам.

Важно отметить еще одно достоинство непосредственного измерения угла  $\varphi$  на керне и вычисления нормальной мощности по формуле (I.8). На рис. 10 в разрезе показан пласт, осложненный локальной складкой. При определении нормальной мощности пласта по формулам (I.9), (I.10) в качестве угла падения пласта, естественно, будет принят средний (генерализованный) угол  $\delta$ . Оценка нормальной мощности при этом будет равна

$$m_1 = ON_1 = l \cos \varphi_1 = \\ = l(\cos \theta \cos \delta \pm \sin \theta \sin \delta \cos \gamma).$$

При непосредственном измерении угла  $\varphi$  на керне оценка нормальной мощности будет  $m = ON = l \cos \varphi$ . Из рис. 10 видно, что оценка  $m_1$  является искаженной за счет локальной складки пласта, которая не всегда может быть выявлена при разведке и учтена при вычислениях.

Таким образом, непосредственное измерение угла  $\varphi$  на керне позволяет повысить точность оценки нормальной мощности по скважине, поскольку угол  $\varphi$  автоматически учитывает локальные изменения углов залегания пласта. Особое значение это имеет в условиях развития мелкой складчатости пластов и пластообразных рудных тел, которая не выявляется при бурении скважин.

Для вычислений по формулам (I.9), (I.10) В. И. Кузьминым и М. Я. Красноперовым составлены таблицы и nomogramмы [88, 94].

Если необходимо вычислить вертикальную или горизонтальную мощность пласта, то рекомендуется пользоваться соответственно формулами

$= 10^\circ$ ;  $\gamma = 60^\circ$  погрешность оценки нормальной мощности по формуле (I.12) составляет 48%. Иными словами, мощность в этом случае занижается в два раза. При углах  $\gamma \leq 30^\circ$ , для которых считается возможным применение формулы, погрешность вычислений составляет от  $-5$  до  $-13\%$ . Вряд ли можно согласиться с таким упрощением вычислений за счет снижения точности. Поэтому формулу (I.12) следует исключить из практики.

Погрешность оценки нормальной мощности пласта по скважине равна [88]

$$\sigma_m = \pm \sqrt{l^2 \sin^2 \varphi \left( \frac{\sigma_\varphi}{57,3} \right)^2 + \cos^2 \varphi \sigma_l^2}, \quad (I.13)$$

где  $\sigma_\varphi$ ,  $\sigma_l$  — среднеквадратические погрешности определения угла  $\varphi$  и стволовой мощности  $l$ .

Из (I.13) следует, что погрешность оценки нормальной мощности возрастает с ростом угла  $\varphi$ . Следовательно, для повышения точности оценки необходимо стремиться к тому, чтобы скважина перебуривала пласт по направлению, близкому к нормали.

## 6. Пределные значения углов $\varphi$

Минимальная промышленная мощность тела полезного ископаемого является одним из основных показателей кондиции запасов (см. гл. VI). Она определяет горнотехнические условия эксплуатации, поскольку выбор способа и системы разработки, а также средств механизации зависит от мощности полезного ископаемого.

Отнесение запасов к балансовым или забалансовым производят с учетом минимальной промышленной мощности. Если мощность пласта или рудного тела близка к кондиционной, то погрешность определения их нормальной мощности по скважине не должна превосходить определенных пределов, так как в противном случае мы рискуем балансовые запасы по данному пласту\* отнести в группу забалансовых или забалансовые по мощности запасы причислить к балансовым.

Если задана кондиционная мощность  $m_{\text{конд}}$ , то для балансовых по мощности запасов должно выполняться условие

$$m = l \cos \varphi \geq m_{\text{конд}} \text{ или } \varphi \leq \arccos \frac{m_{\text{конд}}}{l}.$$

В тех случаях, когда керн из скважины не извлекается и оценка нормальной мощности по скважине определяется по формулам (I.9), (I.10), погрешность этой оценки  $\sigma_m$  будет наибольшей. Очевидно, здесь должно выполняться условие

$$m - t\sigma_m \geq m^{**}_{\text{конд}}, \quad (I.14)$$

\* Под пластом понимается любая пластовая или пластообразная форма полезного ископаемого.

\*\* Распределение погрешностей  $\sigma_m$  можно считать приблизительно нормальным.

которое гарантирует с вероятностью  $\Phi(t)$ , что нормальная мощность пласта, определенная со случайной погрешностью  $\sigma_m$ , не окажется меньше кондиционной. Для практических целей достаточно принимать  $t=1$ , что гарантирует выполнение (I.14) с вероятностью около 0,70.

Если известна случайная погрешность  $\sigma_l$  определения стволовой мощности пласта по скважине, то из (I.13) можно получить предельное значение угла  $\varphi$ , при котором будет выполняться (I.14) с вероятностью 0,70:

$$\operatorname{tg} \varphi_{\text{пр}} = \frac{57,3}{\sigma_l} \sqrt{\left(\frac{\sigma_m}{m}\right)^2 + \left(\frac{\sigma_l}{l}\right)^2}.$$

Для случая, когда керн из скважины не извлекается, погрешности  $\sigma_l$  и  $\sigma_m$  соответственно равны [88]:

$$\begin{aligned} \sigma_l &= \pm 3 - 4 \text{ см}; \\ \sigma_m &= \pm \sqrt{9 \cos^2 \varphi + 0,0003 l^2 (A + B + C)}, \end{aligned} \quad (\text{I.15})$$

где

$$A = (\cos \theta \sin \delta \cos \gamma - \sin \theta \cos \delta)^2,$$

$$B = 36 (\sin \theta \cos \delta \cos \gamma - \cos \theta \sin \delta)^2,$$

$$C = 100 \sin^2 \theta \sin^2 \delta \sin^2 \gamma.$$

С помощью формулы (I.15) построена серия графиков предельных углов  $\varphi_{\text{пред}}$  для значений кондиционной мощности пластов и рудных тел от 0,60 до 1,5 м. На рис. 11, а представлена два из таких графиков для  $m_{\text{конд}}=0,60$  и  $\sim 0,80$  м. Область на графике, расположенная выше кривых, заключает все точки, для которых выполняется условие  $m - \sigma_m \geq m_{\text{конд}}$  с вероятностью  $\geq 0,70$ . Область, расположенная ниже и справа от кривых, содержит точки, для которых указанное условие не выполняется. Заштрихованная на графике зона содержит точки, для которых нельзя с уверенностью утверждать, что условие (I.14) выполняется с вероятностью 0,70.

Пусть, например, при  $m_{\text{конд}}=0,60$  м (см. рис. 11, а) стволовая мощность по скважине  $l=0,90$  м и  $\varphi=30^\circ$ . Так как точка попадает в область выше заштрихованной зоны, то пласт при указанных значениях  $l$  и  $\varphi$  с вероятностью не ниже 0,70 можно считать рабочим и запасы по нему отнести к балансовым.

Графики позволяют решать и обратную задачу — определять предельно допустимые значения углов  $\varphi$  при полученных значениях стволовой мощности по скважине и заданном значении  $m_{\text{конд}}$ . Пусть, например, стволовая мощность по скважине  $l=1,10$  м и задана  $m_{\text{конд}}=0,60$  м (см. рис. 11, а). Пласт с вероятностью  $\geq 0,70$  можно считать рабочим, если  $\varphi \leq 52^\circ$ .

В работе В. И. Кузьмина и М. Я. Красноперова [94] все графики предельных углов  $\varphi_{\text{пр}}$  объединены в одной номограмме, с помощью которой можно производить отбраковку по данным бу-

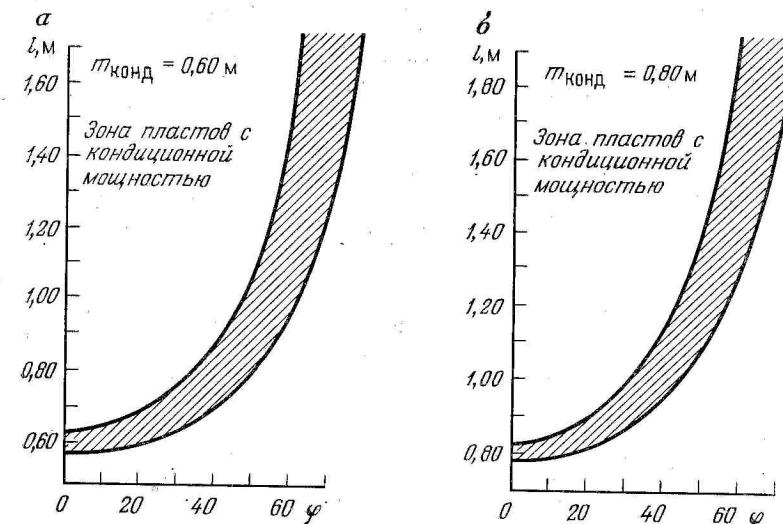


Рис. 11. Графики предельных углов  $\varphi_{\text{пр}}$  для значений кондиционной мощности  $m_{\text{конд}}=0,60$  (а) и  $0,80$  м (б)

рения некондиционных пластов и рудных тел или их участков. Вопросы определения кондиционности пластов и рудных тел на основе данных бурения для практики являются очень важными. Известны случаи, когда из-за непостоянства мощности угольных пластов и погрешностей разведки некоторые кондиционные пласты на разведенных участках при проведении горных работ оказались нерабочими. Так, неправильная оценка выдержанности мощности угольных пластов на поле шахты Алмазная-Суходольская привела, как сообщается в работе [128], к консервации строительства шахты. Аналогичный случай известен на участке шахты Родаковская-Юрьевская.

Отбраковка пластов и рудных тел или их участков по минимальной промышленной мощности имеет большое значение для правильного оконтуривания балансовых по мощности запасов.

## 7. Определение глубины залегания пласта или залежи

Глубина залегания полезного ископаемого представляет собой вертикальное расстояние от земной поверхности до висячего бока пласта или залежи. Она определяет положение последних в недрах относительно земной поверхности и является важной геометрической и горнотехнической характеристикой месторождения.

Знание глубины залегания полезного ископаемого необходимо при планировании и проведении разведочных работ, разработке проекта вскрытия месторождения и решении ряда горнотехнических задач в процессе его эксплуатации. Глубина залегания является решающим фактором при выборе способа разработки месторождения, методов охраны промышленных и других объектов

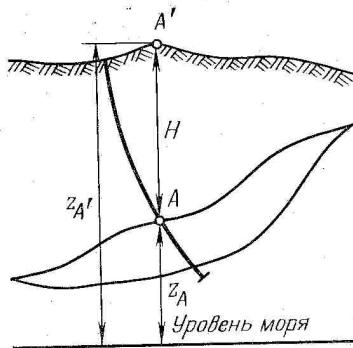


Рис. 12. Определение глубины залегания в случае наклонной или искривленной скважины

Если скважина или другая разведочная выработка вертикальна, то глубина залегания определяется непосредственным измерением вертикального расстояния от земной поверхности до висячего бока тела полезного ископаемого. При наклонной или искривленной скважине глубина залегания определяется на основе вычислений.

На рис. 12 видно, что глубина  $H$  залегания тела полезного ископаемого в точке встречи его наклонной или искривленной скважиной может быть вычислена как разность высотных отметок скважиной

$$H = z_{A'} - z_A,$$

где  $z_{A'}$  — отметка земной поверхности, полученная для точки встречи с полезным ископаемым;

$z_A$  — отметка точки встречи скважины с телом полезного ископаемого.

Чтобы получить отметку  $z_{A'}$ , необходимо точку встречи скважины с телом полезного ископаемого нанести на топографический план по ее координатам  $x, y$ , полученным по данным инклинометрической съемки скважины. Тогда отметка  $z_{A'}$  может быть определена интерполяцией между отметками горизонталей поверхности.

## Глава II ОБЩАЯ МЕТОДИКА СТРУКТУРНОЙ ДЕТАЛЬНОРАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ

### 1. Задачи детальноразведочной геометризации. Исходные данные, используемые при ее выполнении

Детальная разведка является завершающей стадией геологоразведочных работ и призвана дать все необходимые исходные геологические данные для предпроектной геолого-промышленной

оценки месторождения и составления технического проекта будущего горного предприятия. Достоверность и точность этих данных определяет выбор рациональной схемы вскрытия месторождения, системы разработки и других проектных решений, с которыми связаны крупные капитальные вложения. Поэтому к достоверности и точности материалов детальной разведки, и в частности материалов геометризации, месторождения предъявляются высокие требования. Чем выше эти требования, тем больший необходим объем геологоразведочной информации для их выполнения и, следовательно, больший объем разведочных работ. Стоимость детальной разведки крупных шахтных полей достигает 6—12 млн. руб. и составляет 5—10% стоимости строительства шахты [110]. На рудных месторождениях стоимость детальной разведки еще выше.

При разведке угольных месторождений материалы детальной разведки должны дать всестороннюю и исчерпывающую характеристику угленосности, тектоники, горно-геологических условий эксплуатации и качества углей [110]. Поэтому в задачи детальноразведочной геометризации входит отображение на планах и разрезах указанных геологических особенностей и условий залегания месторождения с необходимой для промышленности степенью детальности и достоверности. Результаты детальноразведочной геометризации следует рассматривать как геолого-геометрические модели, позволяющие решать важнейшие геологоразведочные задачи и оценивать степень разведенности месторождения.

Данные детальной разведки угольных месторождений в Донбассе, Кузбассе, Карагандинском и других бассейнах отображаются на вертикальных геологических разрезах и гипсометрических планах пластов. В зависимости от сложности геологического строения изучаемой площади они составляются в масштабах 1 : 10 000, 1 : 5000, 1 : 2000, 1 : 1000 и характеризуют глубинное строение участков, литологический состав вмещающих угольные пласти отложений, степень дислоцированности и элементы тектоники, структурные особенности и морфологию угольных пластов.

Существующую методику построения геологических разрезов и гипсометрических планов пластов, особенно при значительных азимутальных искривлениях скважин, нельзя признать полностью завершенной и отвечающей всем требованиям теории геологических построений и принципу максимального использования разведочной информации. Как показано в работах В. И. Кузьмина и М. Я. Красноперова [91, 93], использование при построениях углов  $\varphi$ , измеряемых на извлеченном неориентированном керне, позволяет повысить точность и достоверность результатов геометризации. Вопросы использования данных кернometрии для повышения точности и достоверности геолого-геометрических построений требуют дальнейших исследований и совершенствования.

Если мощность кондиционного угольного пласта претерпевает частые и резкие колебания, рекомендуется для таких пластов

строить отдельные планы изолиний выемочной мощности с сечением через 0,20 м [110].

На месторождениях, намечаемых к отработке открытым способом, необходимо строить также планы изоглубин и изолиний коэффициента вскрыши, поскольку эти планы используются для составления проектов разрезов и карьеров, планирования вскрышных и добывчих работ.

При детальных разведках угольных месторождений типа Подмосковного бассейна в состав материалов детальноразведочной геометризации кроме геологических разрезов и гипсометрических планов входят планы изомощностей и изолиний зольности угольных пластов. Гипсометрические планы пластов совместно с планами изомощностей и изолиний зольности используются для оконтуривания и подсчета балансовых запасов.

Исходными данными для детальноразведочной геометризации угольных месторождений являются:

- все материалы по скважинам, включая данные инклинометрии;
- разрезы всех стволов и шурfov;
- планы горных работ действующих, строящихся и погашенных шахт, пополненные и заверенные главным маркшейдером шахты;
- зарисовки горных выработок и нарушений;
- результаты опробования угольных пластов по шахтам.

При детальных разведках рудных месторождений в задачи геометризации входит отображение и изучение на разрезах, планах, картах и графиках общего строения месторождения и прилегающего к нему района, закономерностей проявления структурного, литологического или другого контроля в пространственном размещении рудных тел и концентраций оруденения, структурно-морфологических особенностей рудных тел и изменчивости их основных показателей, а также оконтуривание промышленных участков месторождения.

Детальноразведочная геометризация рудных месторождений в зависимости от их размеров и сложности геологического строения производится в масштабах 1:5000, 1:2000, 1:1000. Исходными для ее выполнения являются такие же разведочные данные, как и на угольных месторождениях, однако главную роль играют данные опробования разведочных скважин и горных выработок.

При выполнении детальноразведочной геометризации рудных месторождений применяются различные способы и приемы отображения и изучения их геологического строения и закономерностей формирования. Наибольшей эффективностью при решении различных производственных и научных задач обладает метод изолиний. Он позволяет отображать не только реально существующие формы и поверхности раздела, но и структурные или качественные особенности рудных тел в виде так называемых условных поверхностей (планы изомощностей, изоглубин, изолиний среднего содержания полезных или вредных компонентов, изоли-

ний линейных запасов и др.). Совместный анализ планов качественных и структурных особенностей месторождения способствует более глубокому пониманию строения и закономерностей формирования месторождения и более эффективному решению задач разведки, подсчета запасов и эксплуатации месторождения.

## 2. Плоскостные и складчатые формы залегания слоев и пластов

Слои горных пород и пласти полезного ископаемого залегают в недрах в виде простых плоскостных форм и сложных складчатых или разрывных структур.

Плоскостные формы характерны для горизонтально и полого залегающих осадочных или метаморфических горных пород на участках и месторождениях простого геологического строения. Плоскостные формы залегания имеют ограниченное распространение и наблюдаются лишь в пределах сравнительно небольших участков недр. В большинстве случаев они представляют собой части (крылья) более сложных складчатых или разрывных структур.

Складчатые структуры возникают под действием тектонических сил и являются результатом изгиба и смятия слоев горных пород. Как правило, они сопровождаются разрывными нарушениями. Образование многих месторождений полезных ископаемых связано с развитием складчатых и разрывных структур, поэтому изображение и изучение складок на планах и разрезах входит в задачи геометризации месторождений.

Антиклинальной складкой называется изгиб слоев горных пород, обращенный выпуклостью вверх. Во внутренней части (ядре) антиклинальной складки залегают более древние породы, что является ее отличительной особенностью.

Синклинальной складкой (мульдой) называется изгиб слоев, обращенный выпуклостью вниз. В ядре синклиналии залегают наиболее молодые породы.

В складке различают следующие элементы (рис. 13): крылья — бока складки  $BB_1D_1D$ ; замок — часть складки  $AKB_1M$ , где слои перегибаются под наиболее острым углом (у антиклинальных складок замковая часть часто называется сводом); осевая поверхность — воображаемая поверхность  $EE_1F_1F$ , делящая пополам угол  $v$ , образованный крыльями складки; ось (шарнир) складки — воображаемая линия  $KM$  пересечения осевой плоскости с замком складки. Проекция оси складки на горизонтальную плоскость называется линией простирания складки.

Различают складки: а) прямые (симметричные), у которых оба крыла имеют одинаковые углы наклона и осевая поверхность вертикальна; б) наклонные, косые или асимметричные, у которых крылья имеют разные углы наклона и осевая поверхность наклонена к горизонтальной плоскости; в) опрокинутые, у которых крылья наклонены в одну сторону и осевая поверхность наклонена в ту же сторону; г) лежачие, у которых крылья и осевая поверх-

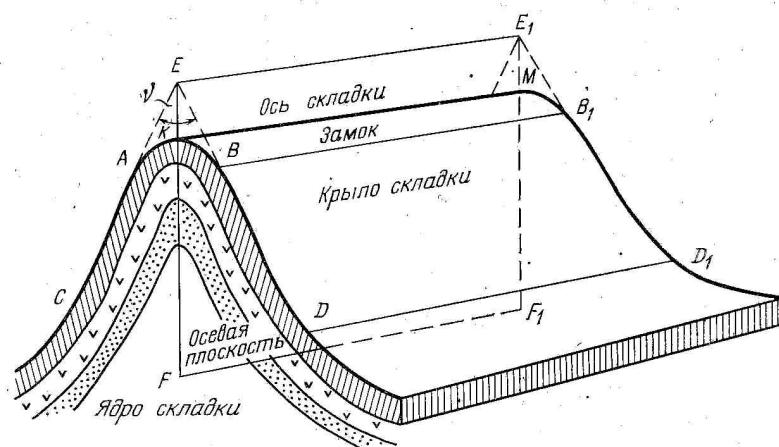


Рис. 13. Структурно-геометрические элементы складки горных пород

ность залегают почти горизонтально; д) перевернутые, у которых осевая поверхность падает в сторону замка антиклинали или в сторону от замка синклинали.

По форме оси различают складки: а) линейные, у которых ось (в проекции на осевую поверхность) представляет собой почти прямую линию; б) брахискладки (брахиантаклиниали, брахисинклиниали), у которых осевая линия (в проекции на осевую поверхность) изогнута дугообразно и поэтому направление погружения оси меняется по ее простирианию.

У брахиантаклиналей на погружающихся концах их осей наблюдаются так называемые периклинальные замыкания слоев горных пород. У брахисинклиналей на концах погружающихся осей наблюдаются центриклинальные замыкания. В связи с этим брахискладки в плане изображаются более или менее вытянутыми овалами.

### 3. Геометризация складок на планах и разрезах

Складчатые формы залегания изображаются на геологических картах и разрезах и на гипсометрических планах слоев горных пород или пластов полезного ископаемого. Геологические карты отображают состав и стратиграфическую последовательность пород, слагающих складчатую структуру, однако они не дают ясного представления об ее форме и структурно-геометрических особенностях. В связи с этим геологические карты часто дополняются разрезами складок и гипсометрическими планами наиболее характерных (маркирующих) слоев горных пород или пластов полезного ископаемого.

Построение гипсометрических планов производят по данным разведочного бурения и геолого-маркшейдерских съемок в горных выработках. Исходными данными являются координаты точек, в

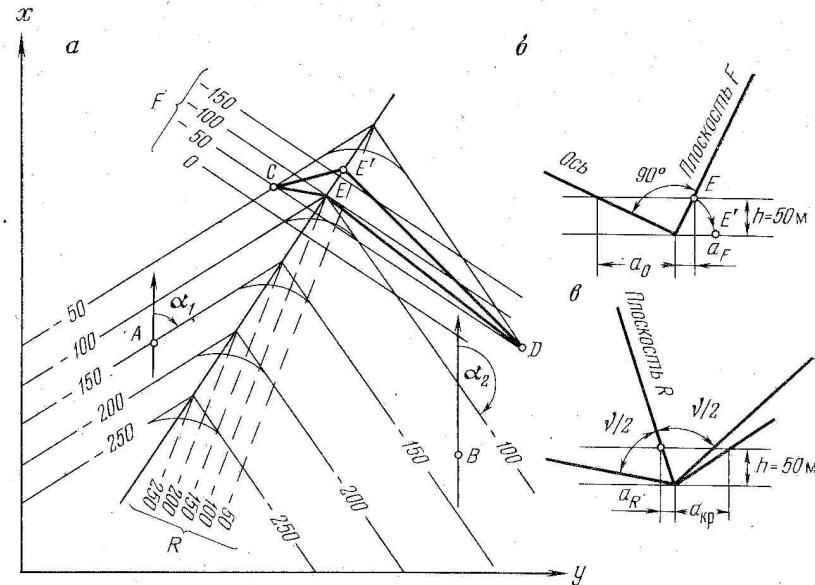


Рис. 14. Определение геометрических элементов складки

которых скважины подсекли изучаемый стратиграфический горизонт или пласт, а также элементы залегания этого слоя, изменившиеся в горных выработках.

На план наносят все точки, в которых скважины встретили данный стратиграфический горизонт, и надписывают рядом их высотные отметки. Аналогично наносят точки, в которых измерены элементы залегания  $\alpha$ ,  $\delta$  этого стратиграфического горизонта. Далее обычным интерполированием строят изогипсы плана. Углы  $\alpha$  и  $\delta$  используют для корректировки и уточнения построений, поскольку они определяют простирание изогипсов и величину заложений между ними в районе каждой точки наблюдений.

На рис. 14 показан фрагмент геометризации синклинальной складки слоя горных пород по результатам измерений углов залегания  $\alpha$ ,  $\delta$  ее крыльев в точках  $A$  и  $B$ . Точки  $A$  и  $B$  нанесены на план по их координатам и около каждой показаны отметки:  $A$  ( $-150,0$  м),  $B$  ( $-125,0$  м). Далее на отдельном чертеже (рис. 14, б) по углам  $\delta_1$  и  $\delta_2$  построены профили крыльев по линии падения и определены заложения между изогипсами  $a_{kp}$ .

В точках  $A$  и  $B$  под углами  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  к оси  $x$  проведены изогипсы крыльев. Через точки пересечения одноименных изогипсов проходит ось складки, погружающаяся в юго-западном направлении. Для определения угла складки построена плоскость  $F$ , перпендикулярная к ее оси. Заложение между изогипсами плоскости  $F$  определено на рис. 14, б, для чего построена линия наибольшего наклона плоскости  $F$ , перпендикулярная к оси складки.

В пересечении плоскости  $F$  с крыльями получен угол  $CED$  складки. Натуральное значение угла ( $CE'D$ ) определено вращением плоскости  $F$  вокруг горизонтали —50 м до совмещения с плоскостью плана. Плоскость  $R$ , проходящая через ось складки и биссектрису ее угла, является биссекторной плоскостью складки.

Построение гипсометрических планов и разрезов складчатых структур с использованием данных кернometрии рассмотрено в работах В. И. Кузьмина и М. Я. Красноперова [82, 92, 93].

#### 4. Геометризация разрывных нарушений на планах и разрезах

Разрывные нарушения представляют собой трещинные структуры с теми или иными перемещениями вдоль них горных пород. Трещины называются смесятелями, а смещенные части слоя горных пород или пласта — крыльями нарушения. Крыло, примыкающее к смесятителю со стороны его висячего бока, называется висячим, а примыкающее со стороны лежачего бока, — лежачим. Линии, по которым поверхность смесятеля пересекается с крыльями нарушения, называются линиями обреза (скрещения) пласта или слоя горных пород. В соответствии с этим различают линии обреза висячего и лежачего крыльев нарушения.

При изучении механизма образования разрывного нарушения, как правило, невозможно указать, какое из его крыльев фактически перемещалось. Поэтому условно полагают, что в процессе образования дизъюнктива всегда перемещается его висячее крыло, а лежачее остается неподвижным.

Существование разрывного нарушения на изучаемом участке или в блоке устанавливается на основе наблюдений и зарисовок в горных выработках и путем сопоставления нормальных литолого-стратиграфических разрезов разведочных скважин между собой или со сводным разрезом по участку.

В горных выработках разрывные нарушения легко обнаруживаются по видимым трещинам и зонам смятия, по смещениям и смене пород вдоль поверхностей смесятелей. В скважинах разрывные нарушения обнаруживаются по увеличению или уменьшению нормальной мощности между маркирующими горизонтами, нарушению стратиграфической последовательности пород в разрезе, удвоению пластов, несоответствию элементов залегания пластов по скважинам и горным выработкам.

Положения и форма разрывного нарушения наиболее полно и наглядно характеризуются на планах и разрезах. Для геометризации разрывного нарушения необходимо знать координаты  $x$ ,  $y$ ,  $z$  нескольких точек, расположенных на крыльях нарушения и на поверхности смесятеля, а также элементы залегания крыльев ( $\alpha_p$ ,  $\delta_p$ ) и поверхности смесятеля ( $\alpha_q$ ,  $\delta_q$ ) в этих точках. Если смесятель представляет собой зону разлома или смятия пород значительной мощности, то необходимо знать нормальную, горизонтальную или вертикальную мощность этой зоны. В последнем

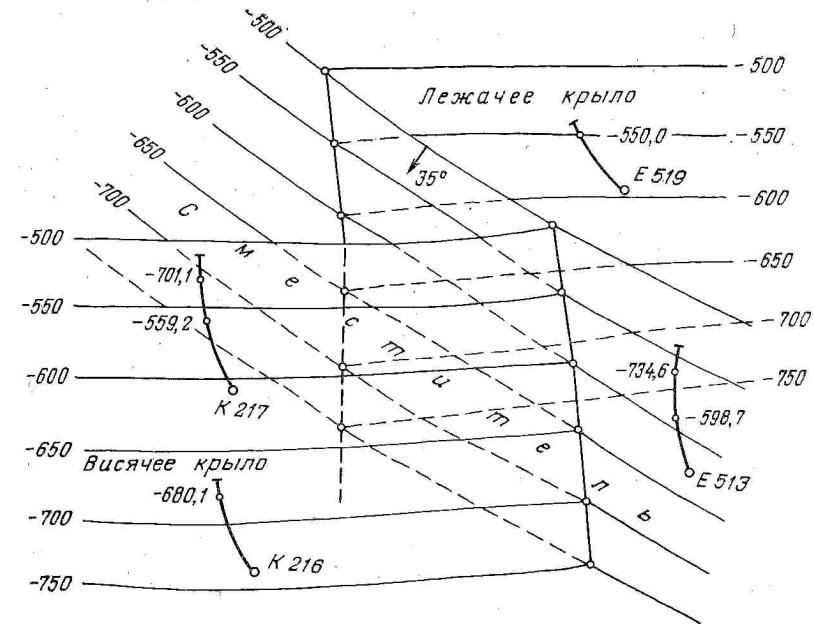


Рис. 15. Геометризация разрывного нарушения по данным бурения

случае смесятель на планах и разрезах следует показывать в виде двух поверхностей, ограничивающих висячий и лежачий бока зоны.

На рис. 15 показан пример геометризации разрывного нарушения пласта по данным бурения. Лежачее крыло нарушения построено по точкам с отметками —550,0 и —734,6 м, в которых скважины E519 и E513 встретили пласт. Висячее крыло нарушения построено по точкам с отметками —559,2 и —680,1 м, где пласт встречен скважинами K217 и K216. Гипсометрическая поверхность смесятеля построена по точкам с отметками —701,1 и —598,7 м, в которых по скважинам K217 и E513 удалось обнаружить нарушение. Использованы также данные, полученные в расположенных рядом горных выработках и разведочных скважинах.

Путем совмещения гипсометрических планов крыльев нарушения и поверхности смесятеля построены линии обреза крыльев. На плане ясно видно, что висячее крыло нарушения смещено вверх относительно лежачего и пласти в зоне между линиями обрезов крыльев имеет удвоение. Нарушение по своему типу относится к взбросам [110].

При изображении разрывных нарушений на планах вдоль линий обрезов крыльев обычно вычерчивают «гребенку». Часто один из штрихов «гребенки» показывают в виде стрелки, рядом с которой надписывают угол падения смесятеля. Такое обозначение

угла падения сместителя на планах нельзя признать правильным, так как направление падения всегда перпендикулярно к его изогипсам (см. рис. 15).

### 5. Задание горных выработок на смещенную часть залежи

Разрывные нарушения осложняют ведение горных работ, приводят к необходимости поиска смещенной части полезного ископаемого и задания на нее вскрывающей горной выработки (квершлага, восстающего). Проект задания и проведения выработки составляют на основе геометризации нарушения, используя гипсометрические планы и разрезы.

Если смещенную часть залежи или пласта намечается вскрыть квершлагом, то на гипсометрическом плане можно определить его положение, направление и длину. При этом длина квершлага будет равна горизонтальной амплитуде нарушения, измеряемой (в зависимости от выбранного направления квершлага) вкрест простирания крыльев или по направлению простирания сместителя.

Для реализации проекта вскрытия смещенного крыла на плане и соответствующих разрезах определяют все необходимые данные (длину и направление вскрывающей выработки, отметки точек, радиусы закруглений и т. д.). Далее на основе маркшейдерских работ производят задание и проходку выработки.

Для составления проекта задания и проведения вертикального или наклонного восстающего необходимо знать вертикальную или нормальную (стратиграфическую) амплитуду нарушения. Вертикальную амплитуду определяют на плане как разность отметок одной и той же точки, расположенной в зоне удвоения пласта. На рис. 15 вертикальная амплитуда  $A_v = 62$  м.

Стратиграфическую амплитуду можно определить из соотношения

$$A_n = A_v \cos \delta_p.$$

Наиболее сложным вопросом геометризации нарушений по данным разведочного бурения является обнаружение нарушения и идентификация его с нарушениями, зафиксированными в соседних скважинах. Успешное решение этого вопроса зависит от сложности строения и разведенности месторождения, изученности его тектоники, надежности применяемых методов корреляции разрезов по скважинам. Геометризация нарушений, встреченных горными выработками, производится обычно проще, если слагающая толща пород имеет хорошо опознаваемые и достаточно частые в стратиграфическом разрезе маркирующие горизонты.

### 6. Геометрические методы изучения трещиноватости горных пород и полезного ископаемого

Складчатые и разрывные нарушения залегания горных пород сопровождаются трещинами, образование которых связано с возникновением напряжений и перемещений. Трещиноватость пород

ослабляет горный массив, снижает его прочностные характеристики и устойчивость, усложняет условия эксплуатации месторождений. Изучение закономерностей проявления трещиноватости и выявление основных систем трещин в породах и полезном ископаемом необходимы, например, при определении устойчивости целиков, изучении проявления горного давления, определении размеров камер и целиков, высоты уступов в карьерах и т. д. Поэтому в задачи геометризации месторождения часто входит изучение трещиноватости горных пород и полезного ископаемого и изображение ее на картах и планах.

При решении различных горнотехнических задач, так или иначе связанных с трещиноватостью пород, важное значение имеет разделение трещин по способу их образования на трещины сплющивания, скальвания и отрыва. Морфология трещин, характер их поверхностей и приоткрытость имеют большое значение для устойчивости массива.

При изучении трещиноватости производят раздельные наблюдения и измерения в полезном ископаемом и в породах висячего и лежачего боков. Они заключаются в массовых замерах горным компасом азимутов и углов падения линий падения трещин на обнажениях горных пород и в горных выработках. При этом одно из важнейших требований, предъявляемых к наблюдениям, состоит в том, чтобы имелась достаточная ясность в геологическом положении всех пунктов наблюдений относительно складчатых и разрывных нарушений.

Это требование обусловлено тем, что развитие основных систем трещин тесно связано с образованием складчатых и разрывных структур. В Донбассе, например, сместители разрывных нарушений всегда параллельны наиболее выраженной системе трещин [110], и, следовательно, определение ориентировки последних помогает в установлении простирания сместителей. Вместе с тем без ясного представления о геологических структурах месторождения изучение трещинной тектоники может превратиться в механические замеры трещин со смещением их генетических типов.

Для каждого участка, характерного своим положением в общей структуре месторождения, должны быть выполнены самостоятельные наблюдения и составлены отдельные диаграммы трещиноватости. Смещение разнородных наблюдений, выполненных на разных по геологическому положению участках, недопустимо. Столь же обязательным требованием является проведение раздельных наблюдений и раздельное составление диаграмм для всех литологических разностей пород.

При выполнении измерений визуально устанавливаются основные системы трещин, причем измеряются все трещины каждой системы. Трещины, не входящие в какую-либо систему, не измеряются. Одновременно с измерением углов  $\alpha$ ,  $\delta$  линий падения трещин производят определение частоты развития трещин отдельных систем. Для этого измеряют число трещин на одном метре длины в направлении, перпендикулярном к этим трещинам. Измерения

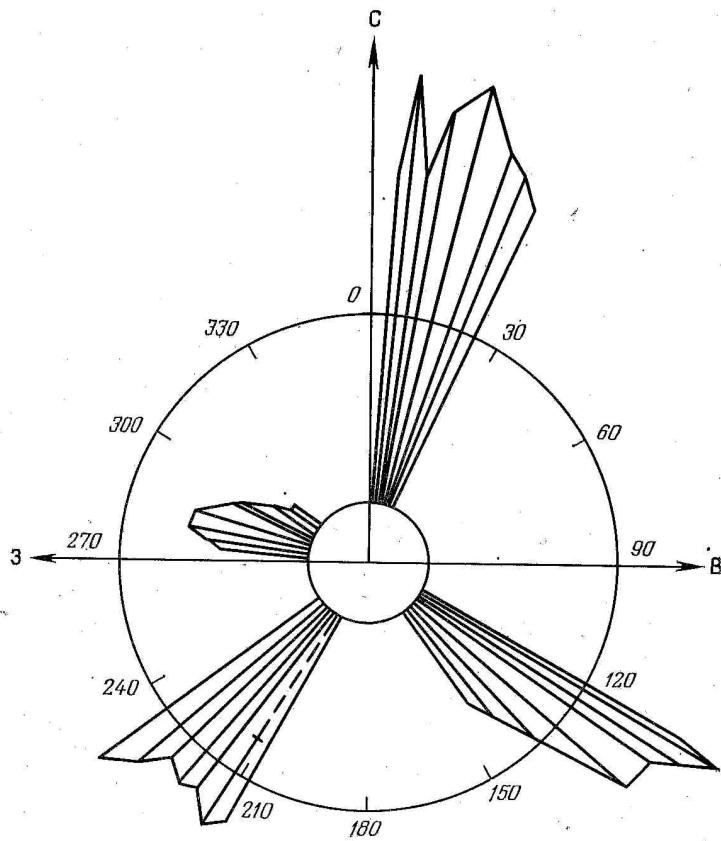


Рис. 16. Векторная диаграмма систем трещин горных пород в карьере Ингулецкого горно-обогатительного комбината

сопровождают зарисовками и фотографиями выработок и обнажений.

Изображение и обработку результатов наблюдений производят на специальных диаграммах. Наиболее простым способом обработки является построение векторных диаграмм (рис. 16).

Принцип построения векторной диаграммы состоит в том, что каждый замер трещины откладывают в виде отрезка определенной длины от центра диаграммы в направлении простирания трещины. Большое количество трещин, простирающихся примерно одинаково, образуют длинный луч диаграммы, и таким образом выявляется характерная система трещин. Наиболее удобно откладывать средние значения  $\alpha$  классов трещин определенного простирания. Для этого все результаты измерений углов  $\alpha$  делят на 36 классов с интервалом в  $10^\circ$  и на диаграмме откладывают средние значения углов  $\alpha$  для этих классов ( $5, 15, 25^\circ$  и т. д.). Длины век-

торов должны быть пропорциональны численностям классов.

Применение векторных диаграмм дает наилучший эффект в том случае, когда все системы трещин приблизительно вертикальны, поскольку углы  $\delta$  на диаграммах не учитываются.

В тех случаях, когда углы  $\delta$  систем трещин существенно различны, обработку результатов замеров удобно производить на диаграммах, составленных на прямоугольных осях координат (рис. 17). По оси абсцисс в этом случае откладывают углы простирания, а по оси ординат — углы падения систем трещин. Обработку можно вести раздельно в четырех четвертях или на общем графике.

При большом количестве измерений и для выявления наиболее часто встречающихся значений  $\alpha$  и  $\delta$  в данной системе трещин результаты измерений осредняют с помощью скользящего окна. Размеры окна принимают обычно равными  $10 \times 10^\circ$  (в масштабе диаграммы). По осредненным значениям результатов наблюдений затем строят изолинии, характеризующие частоту встречаемости (плотность) трещин с определенными значениями углов ориентирования  $\alpha, \delta$ .

Для сопоставления диаграмм, построенных по различному количеству измерений, абсолютную плотность трещин выражают в процентах от общего числа измерений. На рис. 17 приведена диаграмма трещиноватости горных пород уступов Первомайского карьера (Кривой Рог). Изолинии плотности развития трещин построены по осредненным данным. Из диаграммы видно, что наибольшее развитие получила система трещин с углами  $\alpha = 120^\circ, \delta = 45^\circ$ .

Третий способом изображения и обработки результатов наблюдений трещиноватости является построение диаграмм с помощью стереографических сеток (полярной, Вульфа, Шмидта). Наиболее удобной является равноплощадная сетка Шмидта. Порядок составления диаграмм с помощью этой сетки детально рассмотрен в монографии Г. Д. Ажгирея\*.

## 7. Гипсометрические планы висячего и лежачего боков рудных тел

Геометризацию пологих рудных тел (с углами падения до  $50—60^\circ$ ) производят на планах, составленных на горизонтальной плоскости проекций. Исходными данными служат результаты инклино-

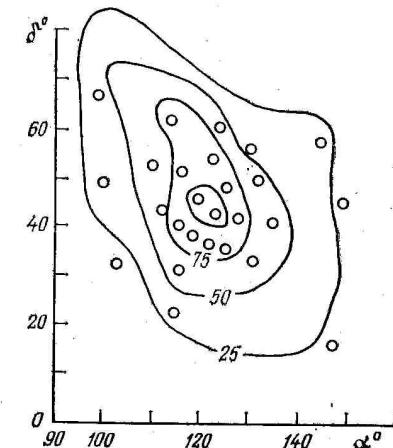


Рис. 17. Диаграмма систем трещин в прямоугольных координатах

\* Г. Д. Ажгирей. Структурная геология. МГУ, 1956.

метрических съемок скважин и координаты точек встречи их с висячим и лежачим боками рудных тел, разрезы по скважинам и разведочным линиям, геолого-маркшейдерские данные по близко расположенным горным выработкам. Если рудное тело не имеет четких геологических границ с вмещающими породами, то необходимы также данные опробования скважин и горных выработок, так как по ним устанавливаются границы промышленной части месторождения или отдельных рудных тел. Гипсометрические планы в последнем случае будут иметь условный характер, поскольку они будут отражать не реальные поверхности раздела полезного ископаемого и вмещающих горных пород, а условные поверхности, ограничивающие промышленные части рудных тел со стороны висячего и лежачего боков.

Основой для построений служит план разведки месторождения со всеми разведочными скважинами и горными выработками (рис. 18). В точках встречи скважин с висячим и лежачим боками рудного тела подписывают высотные отметки. Дополнительные высотные отметки, кратные выбранному сечению поверхности, можно получить на разрезах в точках пересечения висячего (лежачего) бока рудного тела с горизонтальными линиями высотной сетки (рис. 19). Указанные отметки переносят на план и подпивают вдоль соответствующих линий разведочных профилей.

Далее приступают к построению изогипс. Последние проводят через принятую величину сечения обычным линейным интерполированием. При построениях используют инвариантные линии, которые представляют собой своеобразные водораздельные и тальвеговые линии поверхности. Их проводят через точки с максимальными отметками поверхности (водораздельные инварианты) и с минимальными отметками (talwegi). Инварианты определяют порядок интерполирования и проведения изогипс: между точками, расположенными по разные стороны от инварианты, интерполирование не допускается.

В тех случаях, когда скважины обнаруживают разрывное нарушение, необходимо строить отдельно гипсометрию сместителя и крыльев и производить их увязку и геометризацию на плане и разрезах. Если строят одновременно гипсометрические планы лежачего и висячего боков рудного тела, то построения лучше всего выполнять на отдельных листах, а затем совместить их на одном плане. При этом одноименные изогипсы висячего и лежачего боков должны сходиться в один и тех же точках на линии нулевого контура рудного тела. Это условие используют в качестве контроля правильности построений и увязки изогипс двух поверхностей (см. рис. 18).

Изогипсы на планах проводят синей тушью. Если на плане изображают одновременно поверхности висячего и лежачего боков рудного тела, то изогипсы каждой поверхности показывают различными условными знаками (см. рис. 18).

Геометризацию крутопадающих рудных тел и залежей ( $\delta > 50-60^\circ$ ) производят на вертикальных плоскостях проекций.

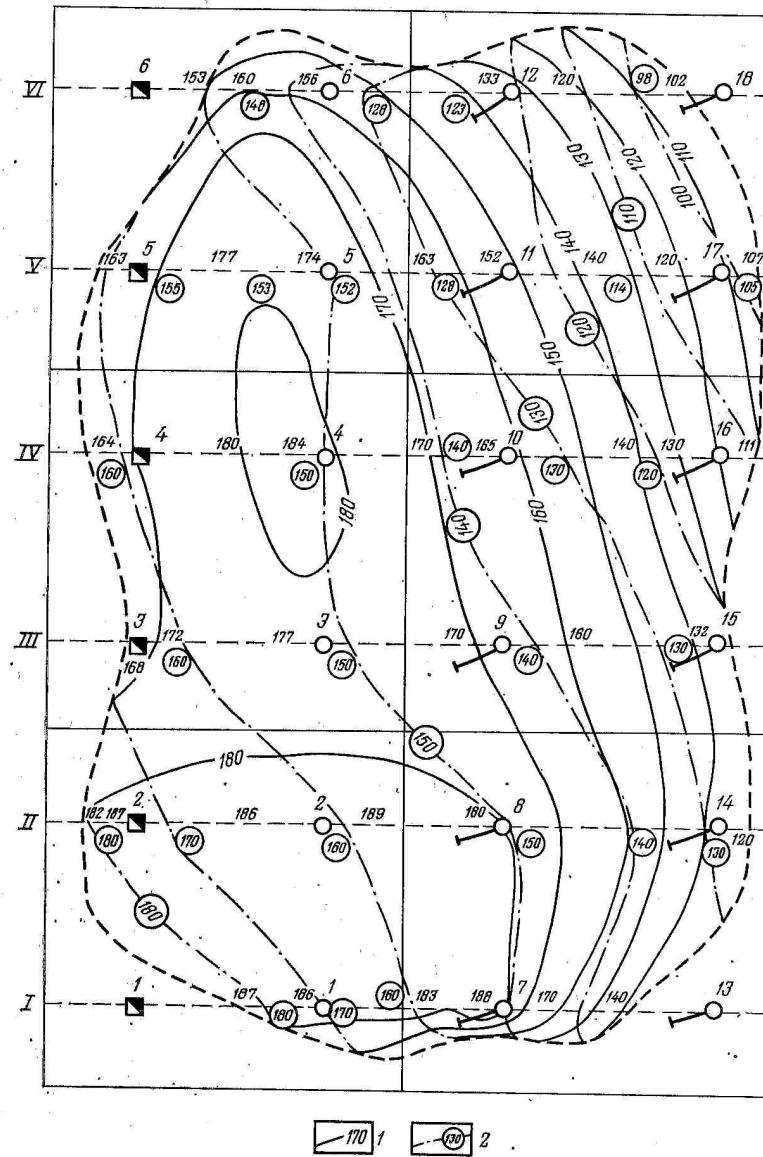


Рис. 18. Изогипсы висячего и лежачего боков залежи:  
1 — изогипсы висячего бока; 2 — то же, лежачего бока

Простижение каждой плоскости проекции выбирают равным среднему простижанию соответствующего тела.

На плане разведки месторождения проводят след вертикальной плоскости проекций и графически сносят на него по перпендикулярам устья разведочных выработок и точки, в которых выработ-

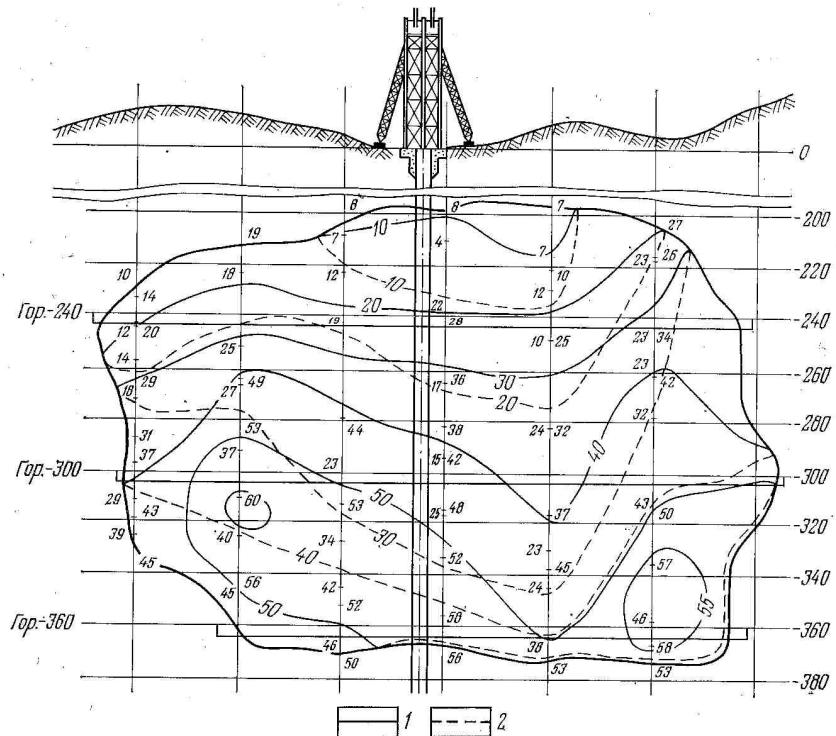
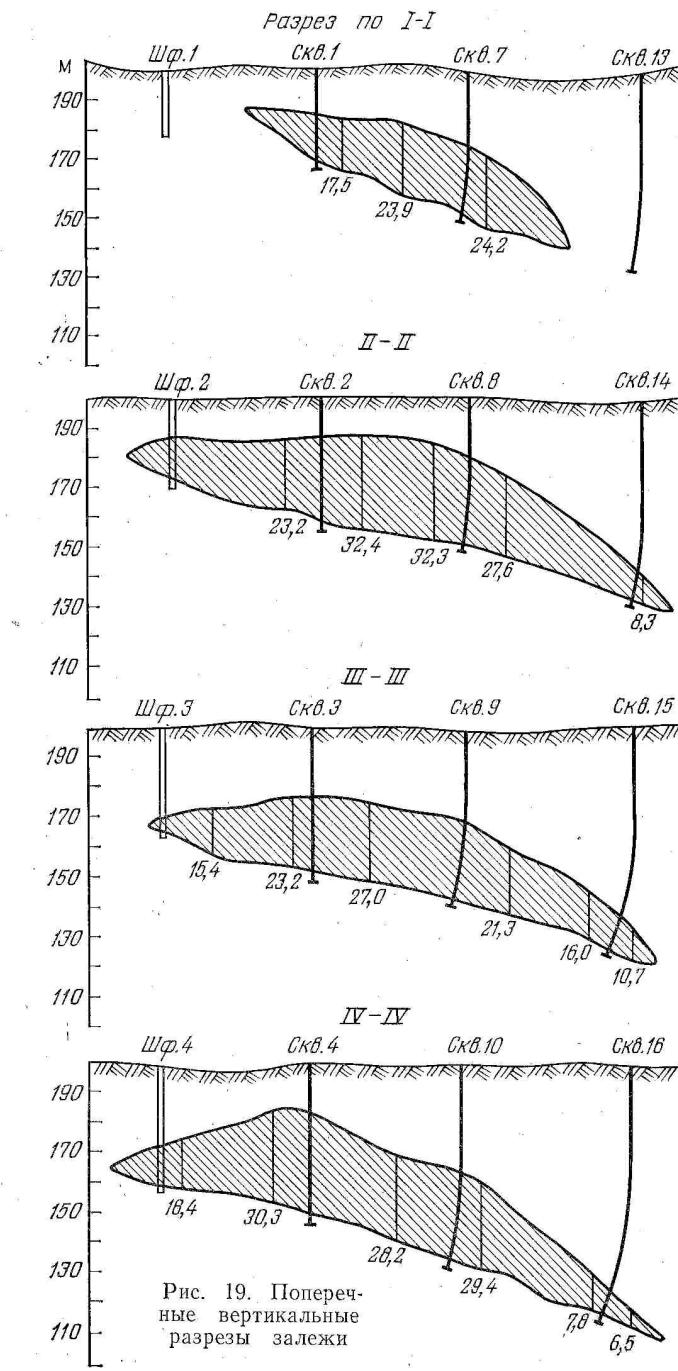


Рис. 20. Изолинии формы залежи в проекции на вертикальную плоскость

1 — изолинии лежачего бока залежи; 2 — то же, висячего

ки встретили поверхности висячего и лежачего боков тела. На вертикальной плоскости проекций строят горизонтальные линии высотной сетки и с плана (со следа вертикальной плоскости проекций) переносят устья разведочных выработок и точки подсечения поверхностей тела. Каждую точку на вертикальной плоскости проекций показывают на том уровне, который соответствует ее высотной отметке (рис. 20).

Далее на плане разведки месторождения измеряют расстояния от точек подсечения разведочными выработками поверхностей висячего и лежачего боков тела до следа плоскости проекций. Значения этих расстояний надписывают в виде числовых отметок около соответствующих точек на вертикальной плоскости проекций. Полученные таким образом точки с их числовыми отметками используют для построения изолиний, представляющих собой вертикальные сечения поверхностей лежачего и висячего боков тела плоскостями, параллельными принятой плоскости проекций.

Для получения дополнительных точек с отметками, кратными выбранному сечению поверхностей тела, рекомендуется на попе-

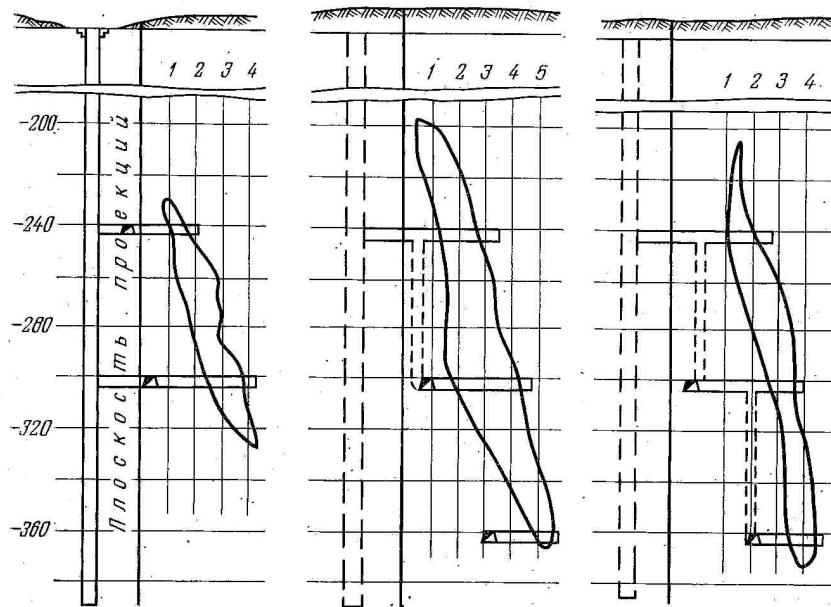


Рис. 21. Поперечные разрезы залежи к геометризации формы. 1, 2, 3, 4, 5 — следы вертикальных секущих плоскостей, отстоящих от плоскости проекций на расстояниях, кратных сечению  $h=10$  м

речных разрезах рудного тела провести ряд вертикальных плоскостей, отстоящих от плоскости проекций на расстояниях, кратных выбранному сечению. На рис. 21 такие секущие плоскости показаны в виде вертикальных линий (следов), отстоящих от плоскости проекций на расстояниях, кратных сечению  $h=10$  м.

Построение изолиний вертикальных сечений поверхностей лежачего и висячего боков рудного тела целесообразно выполнять на двух отдельных листах. Порядок интерполяции и требования к оформлению здесь те же, что и при построениях гипсометрических планов на горизонтальной плоскости проекций. Изолинии вертикальных сечений лежачего и висячего боков тела должны сходиться или пересекаться на линии нулевого контура.

## 8. Планы изомощностей

Планы изомощностей характеризуют морфологические особенности рудных тел и залежей и используются при оконтуривании и подсчете запасов, выборе систем разработки, средств механизации и решении других инженерных задач. Они дают наглядную картину изменения мощности рудного тела или месторождения и при совместном анализе с другими планами (гипсометрическими, изолиний среднего содержания полезных и вредных компонентов)

позволяют устанавливать и использовать при разведке и подсчете запасов некоторые геологические закономерности.

Исходными данными для построения планов изомощностей являются результаты измерений или определений мощности рудного тела (залежи) в скважинах и горных выработках. Значения мощности записывают на план в виде числовых отметок рядом с точками, в которых произведены ее измерения или определения. Далее проводят изолинии мощности через принятую величину сечения, используя линейную интерполяцию.

Важно отметить, что если рудное тело разбито разрывными нарушениями на блоки, то интерполяцию и построение изолиний мощности допускается выполнять только в пределах каждого обособленного блока. Вдоль плоскостей смесятелей изолинии, как правило, претерпевают разрыв. При построении изомощностей, как и при построении гипсометрических планов, используют инвариантные линии.

Если план строят в границах нулевого контура, то все изолинии мощности будут представлять собой замкнутые кривые линии, так как нулевой контур рудного тела является изолинией нулевой мощности. Во всех остальных случаях изолинии мощности могут пересекать промышленный или другой контур рудного тела.

При построении плана изомощностей рекомендуется использовать геологические разрезы рудных тел и залежей, если они уже построены или строятся параллельно. В этом случае на разрезах путем измерений можно определить значения мощности в ряде дополнительных точек и таким путем увязать построения разрезов и плана изомощностей.

На разрезах вкрест простирации рудного тела или залежи изображаются без искажения все виды мощности (нормальная, вертикальная, горизонтальная). Если линия разреза составляет на плане угол  $\gamma$  с линией падения рудного тела, то нормальная и горизонтальная мощности на вертикальном разрезе изобразятся с искажениями. Действительные значения этих видов мощности можно определить по формулам

$$m = m' \frac{\cos \delta}{\cos \delta'}; \quad m_r = m'_r = \cos \gamma,$$

где

$$\operatorname{tg} \delta = \frac{1}{\cos \gamma} \operatorname{tg} \delta'.$$

Здесь  $m$ ,  $m_r$  — нормальная и горизонтальная мощности рудного тела или залежи;

$m'$ ,  $m'_r$  — видимые нормальная и горизонтальная мощности, измеряемые на разрезе;

$\delta$ ,  $\delta'$  — действительный и видимый на разрезе углы падения.

На рис. 21 показано графическое определение значений горизонтальной мощности рудного тела на разрезах в дополнительных

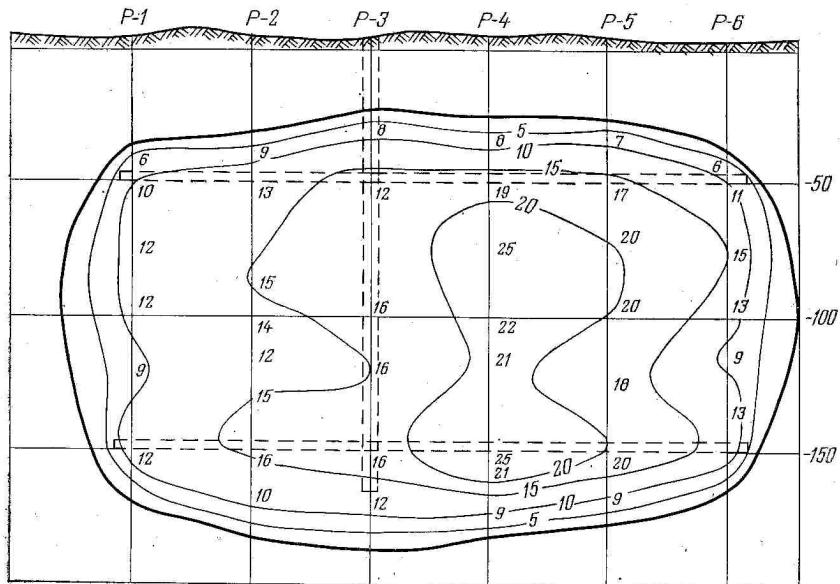


Рис. 22. Изолинии горизонтальной мощности рудного тела (вертикальная проекция)

точках. На рис. 22 представлена вертикальная проекция изолиний горизонтальной мощности тела (простирание плоскости проекций равно среднему простиранию рудного тела).

Изолинии вертикальной мощности рудного тела или залежи строят на горизонтальной плоскости проекций (плане). Порядок построений тот же, что и ранее.

На рис. 23 приведен план изолиний вертикальной мощности рудного тела, построенный по данным разведочных работ одной из залежей железистых кварцитов Кривого Рога.

Изолинии вертикальной мощности могут быть построены путем вычитания из поверхности висячего бока поверхности лежачего бока рудного тела. Применение такого косвенного метода построений изолиний мощности целесообразно в том случае, если указанные поверхности определены по большему количеству точек, чем число измерений мощности.

### 9. Планы изоглубин залегания полезного ископаемого

Изолинии глубины залегания полезного ископаемого (изоглубины) отображают в графической форме закон изменения мощности покрывающих горных пород. Планы изоглубин могут быть построены либо непосредственно по значениям глубины залегания как по числовым отметкам, либо косвенным методом — вычитанием из земной топографической поверхности гипсометрической по-

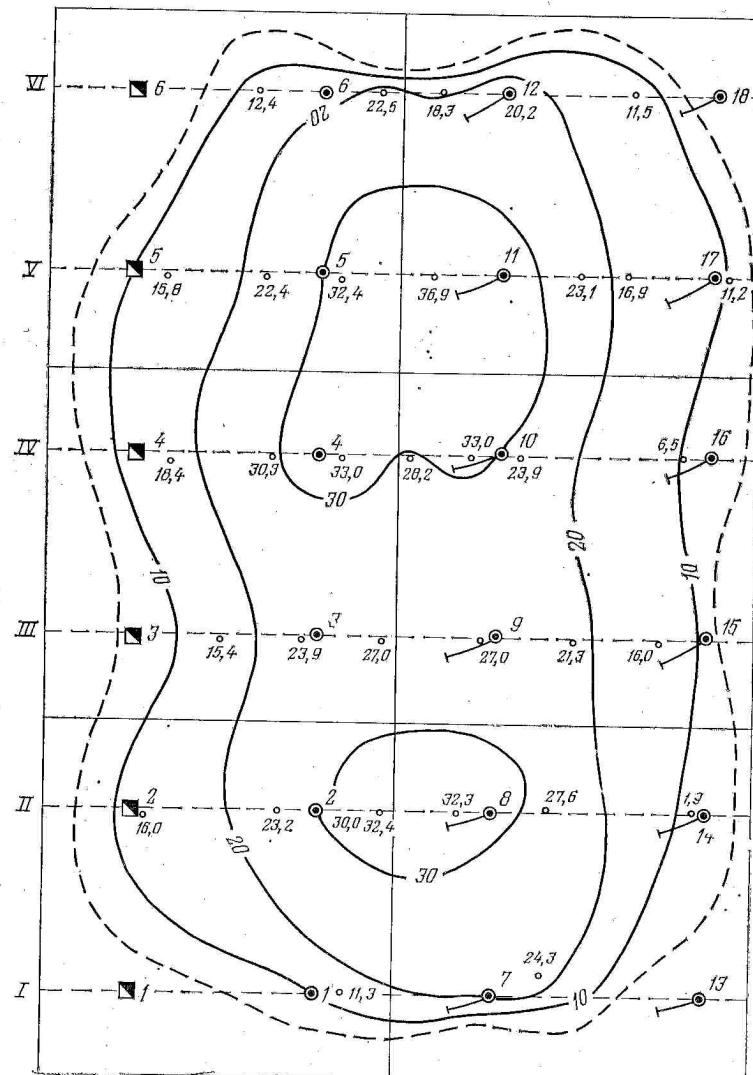


Рис. 23. План изолиний вертикальной мощности рудного тела

верхности висячего бока рудного тела или залежи. Второй метод построений дает более точные результаты в том случае, если поверхность висячего бока тела определена с большой детальностью. Вместе с тем он отличается и большей трудоемкостью по сравнению с первым способом.

Планы изоглубин всегда строят на горизонтальной плоскости проекций, поскольку глубина залегания измеряется по вертикали. Исходными данными являются значения глубины, которые выпи-

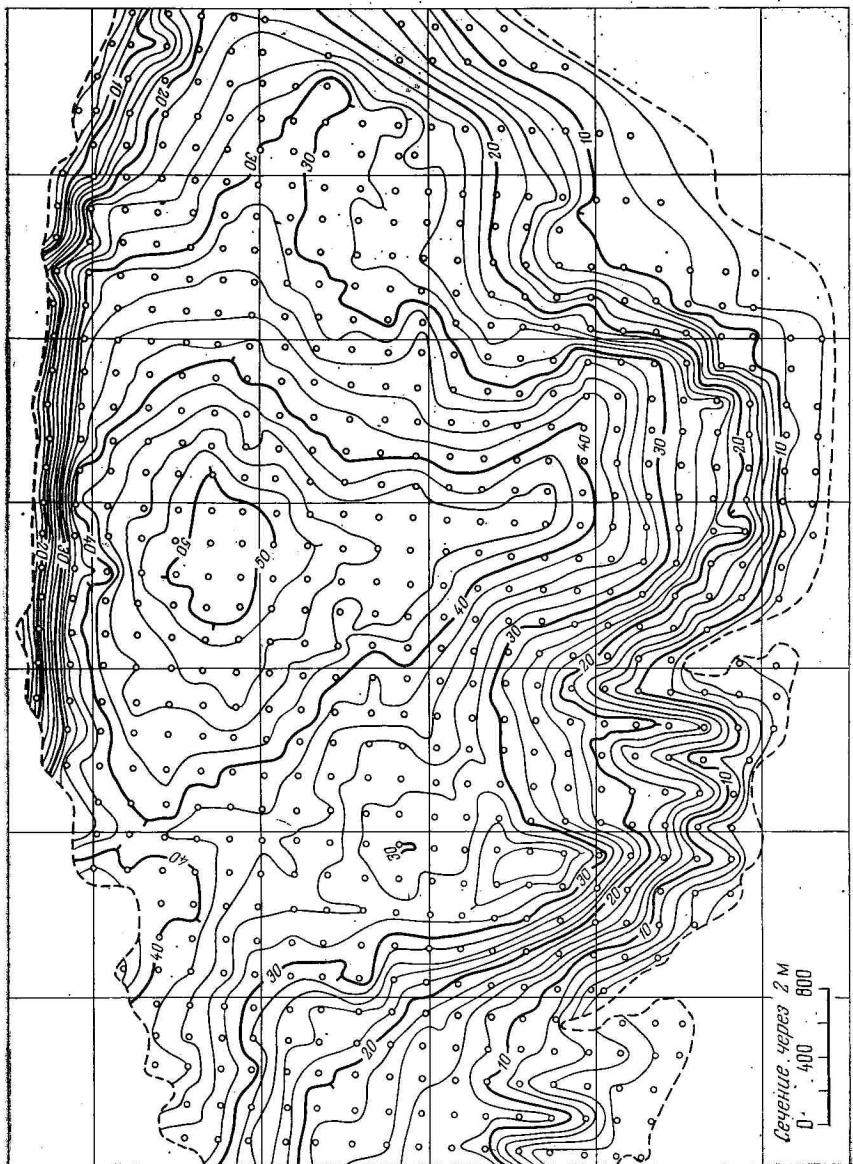


Рис. 24. План изотуббин залегания рудного пласта Камыш-Бурунского железнорудного месторождения

сывают на план в виде числовых отметок рядом с точками подсечения кровли полезного ископаемого разведочными выработками.

Построение изоглубин производят так же, как и других изолиний, рассмотренных выше. При наличии на участке разрывных нарушений интерполяцию и построение изолиний глубины необходимо производить раздельно для каждого блока, ограниченного нарушениями.

Планы изоглубин обычно строят при открытой разработке месторождений. Они позволяют подсчитывать объемы вскрышных работ, определять значения коэффициентов вскрыши в различных частях месторождения, планировать вскрышные и добывочные работы.

На рис. 24 представлен план изоглубин залегания рудного пласта Камыш-Бурунского железорудного месторождения, построенный по данным разведки. На плане видно, что наименьшие мощности вскрытых пород наблюдаются в южной и юго-восточной частях месторождения, а наибольшие — в центральной и северной. Площадь с наибольшими мощностями вскрытых пород по своим очертаниям сходна с площадью максимального погружения почвы рудного пласта.

## Г л а в а III

## **ОБЩАЯ МЕТОДИКА ДЕТАЛЬНОРАЗВЕДОЧНОЙ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ КАЧЕСТВЕННЫХ СВОЙСТВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД**

## **1. Планы изолиний среднего содержания полезных и вредных компонентов**

Планы изолиний средних содержаний полезных компонентов дают наглядную картину пространственного распределения концентраций оруденения внутри рудных тел или вмещающей продуктивной толщи горных пород (рудной зоны). Они используются при нарезке эксплуатационных блоков, оставлении межкамерных и других целиков, планировании горных работ в режиме усреднения полезного ископаемого и для поддержания заданного технологического режима при его переработке.

Совместный анализ погоризонтных планов изолиний средних содержаний полезных компонентов, а также структурных планов рудных тел (гипсометрии, изомощностей, трещиноватости) позволяет устанавливать закономерности распределения оруденения внутри рудных тел или продуктивной зоны в связи с их морфологией, общей структурой и геологическим строением месторождения.

Планы изолиний среднего содержания вредных компонентов имеют большое значение при оконтуривании запасов и планировании добычи полезного ископаемого, удовлетворяющего определенным кондициям. На угольных месторождениях к таким планам относят, например, планы изолиний зольности (Подмосковный, Челябинский бассейны) и изолиний содержания серы (коксующиеся

угли). На железорудных месторождениях практический интерес представляют планы изолиний содержания фосфора и серы в руде.

Исходными данными для построения планов служат данные опробования разведочных и горных выработок. Среднее содержание по скважине определяют как средневзвешенное на интервалы опробования. Если планы составляют по горизонтам (при большой мощности рудных тел), то аналогично вычисляют среднее содержание полезного или вредного компонента для горизонта.

Построение планов изолиний среднего содержания полезных и вредных компонентов производят по одной и той же методике. На план наносят точки, в которых скважина или горная выработка подсекли полезное ископаемое или плоскость соответствующего горизонта (при построении планов по горизонтам). Около точек подписывают в виде числовых отметок значения средних содержаний компонента. Далее производят линейное интерполирование и построение изолиний. При интерполировании используют инвариантные (т. е. водораздельные и тальвеговые) линии рельефа, которые определяют порядок и правильность интерполяции.

Изолинии следует проводить в пределах отдельных геологических блоков, ограниченных разрывными нарушениями, так как вдоль плоскостей нарушений они могут претерпевать разрывы и смещения. Изолинии средних содержаний полезных компонентов на планах принято наводить красным цветом (кармином), а изолинии вредных компонентов — зеленым, коричневым или черным цветом. Каждую пятую изолинию утолшают и подписывают ее отметку. На изолиниях, образующих замкнутые контуры или имеющих сложную форму, показывают бергштрихи.

## 2. Планы изолиний линейных запасов полезного ископаемого и полезного компонента

Под линейным запасом руды ( $q$ ) или полезного компонента ( $p$ ) понимают их весовое количество, приходящееся на единицу площади залежи. Линейный запас полезного ископаемого на угольных месторождениях называют производительностью пласта. На россыпных месторождениях золота величину  $p$  называют площадным содержанием. В соответствии с этим на угольных месторождениях планы изолиний линейных запасов называют планами производительности, на россыпных месторождениях — планами изолиний площадного содержания компонента.

На нерудных месторождениях план изолиний линейных запасов полезного ископаемого носит название плана изолиний продуктивности залежи. На рудных месторождениях план  $p$ -изолиний называется планом изолиний метропроцента. При постоянной плотности руды значения метропроцента пропорциональны линейным запасам металла в тех же точках рудного тела, поэтому план изолиний метропроцента иногда условно называют планом изолиний линейных запасов металла. Он позволяет производить оконтуривание

ование промышленных участков рудного тела по заданной величине метропроцента.

При детальноразведочной геометризации для каждой разведочной скважины определяют линейные запасы по данным опробования. Если скважина вертикальна, то линейный запас полезного ископаемого (руды) и полезного компонента определяют соответственно по формулам

$$q = m_b d \left[ \frac{\text{т}}{\text{м}^2} \right];$$

$$p = \frac{m_b d c}{100} \left[ \frac{\text{т}}{\text{м}^2} \right],$$

где  $q, p$  — оценки вертикальных линейных запасов полезного ископаемого и полезного компонента;  $m_b, d, c$  — оценки вертикальной мощности, плотности полезного ископаемого и содержания полезного компонента по скважине.

Если скважина искривлена, то приведение стволовых значений  $q$  и  $p$  по скважине к вертикальным или нормальным производят так же, как и мощностей. Следует, однако, помнить, что только при пластообразной форме тела полезного ископаемого и не очень больших значениях углов  $\phi$  ( $\phi < 15-20^\circ$ ) можно получить достаточно точные оценки вертикальных или нормальных значений  $q$  и  $p$ . При сложной морфологии тела полезного ископаемого вычисления будут иметь приближенный характер, причем точность оценок будет существенно зависеть от величины угла  $\phi$ .

Построение изолиний линейных запасов  $q$  и  $p$  производят так же, как и изолиний средних содержаний полезных компонентов; исходными данными являются значения  $q$  или  $p$ , которые подписывают в виде числовых отметок у точек входа скважины в тело полезного ископаемого. Если построение изолиний производят в границах нулевого контура (выклинивающееся тело), то изолинии линейных запасов должны обязательно замыкаться внутри этого контура. При наличии пережимов, где мощность тела полезного ископаемого уменьшается до нуля, изолинии не должны пересекать границы пережима. В этих случаях интерполяцию на интервалах между крайней «рудной» выработкой и нулевым контуром выполняют как между нулем (на контуре) и данным значением линейного запаса (по выработке). При построении изолиний в технических границах последние могут пересекать технические границы плана.

Кроме перечисленных структурных и качественных планов при геометризации месторождений могут составляться и другие геолого-геометрические планы, разрезы и графики, характеризующие те или иные стороны и особенности конкретного месторождения. Комплект и содержание составляемых при геометризации планов и графиков зависят от особенностей месторождения и решаемых производственных или исследовательских задач.

Таблица 2

### 3. Графики распределения запасов по глубине и по классам содержания полезного компонента

Графики распределения запасов полезного ископаемого (руды) и полезного компонента (металла) по глубине залегания (горизонтам) дают достаточно обоснованную наглядную картину такого распределения запасов для целей планирования разведочных и горных работ. Особенно важное значение они имеют при открытом способе отработки месторождения.

Графики распределения запасов по классам содержания полезного компонента позволяют охарактеризовать долю участия богатых, рядовых, бедных и убогих руд в формировании общих запасов месторождения и в соответствии с этим правильно оценить значение каждого типа и сорта руды в общих запасах и добыче. Графики могут быть полезны при разработке кондиций для подсчета запасов и геолого-промышленной оценки месторождения.

Ниже изложена методика построения графиков распределения запасов по глубине и по классам содержания, предложенная В. И. Кузьминым для одного из редкometальных месторождений.

Необходимость построения графиков распределения запасов компонента по классам содержания возникла на месторождении в связи с решением вопроса об экономической целесообразности вовлечения в разработку бедных руд с содержанием компонента ниже кондиционного. Подсчитать запасы компонента в месторождении раздельно для руд с богатым, рядовым, низким и убогим содержанием оказалось невозможным в связи с пространственной перемежаемостью руд с различным содержанием компонента и невозможностью разделения этих руд в разрезе и в плане. Поэтому единственным возможным способом оценки запасов компонента по классам содержания оказался статистический. Сущность его состоит в следующем.

Пусть месторождение с крайне неравномерным, прерывистым характером оруденения разведано скважинами, расположеннымими по достаточно правильной сети прямоугольников или ромбов. Если каждая скважина в пределах рудной зоны опробована через не слишком большие интервалы \*, то запасы компонента, соответствующие каждому классу содержания в пределах района, освещенного данной скважиной, будут пропорциональны произведению интервала опробования на среднее содержание компонента в этом интервале, т. е. метропроценту \*\*.

Совершенно очевидно, что чем меньше интервалы опробования каждой скважины, тем точнее оценка запасов, соответствующих каждому классу содержания. С другой стороны, чем больше скважин в пределах изучаемого блока или месторождения, тем точнее

\* Длины интервалов опробования не должны быть больше интервалов, на которых богатые руды сменяются менее богатыми или бедными.

\*\* При непостоянной плотности руды запасы компонента будут пропорциональны произведению интервала опробования на содержание и на плотность.

Классы содержания, %	Горизонты (отметки), м	Суммы метропроцентов		Балансовые руды	Отношение суммы метропроцентов по классам к общей сумме метропроцентов, %
		по горизонтам	по классам		
1	2	3	4	5	6
0—0,020	275—250 250—225 225—200	1,2540 0,9992 0,9217	3,1749	4,3	
0,020—0,040	275—250 250—225 225—200	2,2166 2,3905 1,2898	5,8969	8,0	
0,040—0,060	275—250 250—225 225—200	1,2019 1,7809 1,8321	4,8149	6,5	18,8
0,060—0,080	275—250 250—225 225—200	2,6878 2,3773 0,2310	5,2961	7,2	
0,080—0,100	275—250 250—225 225—200	1,5642 1,3797 —	2,9439	4,0	
0,100—0,200	275—250 250—225 225—200	5,9782 5,6184 0,7486	12,3452	16,8	
0,200—0,300	275—250 250—225 225—200	3,0953 2,4108 0,2640	5,7701	7,8	
0,300—0,400	275—250 250—225 225—200	0,7189 2,9572 —	3,6761	5,0	
0,400—0,500	275—250 250—225 225—200	0,4170 1,2820 —	1,6990	2,3	
0,500—0,600	275—250 250—225 225—200	4,5287 — —	4,5287	6,1	
0,600—0,700	275—250 250—225 225—200	4,7669 0,6260 —	5,3929	7,3	

Продолжение табл. 2

Классы содержания, %	Горизонты ( отметки), м	Суммы метропроцентов по горизонтам	Суммы метропроцентов по классам	Отношение суммы метропроцентов по классам к общей сумме метропроцентов, %	
				Балансовые руды	Забалансовые (бедные) руды
1	2	3	4	5	6
0,700—0,800	275—250 250—225 225—200	1,0752 — —	1,0752	1,6	
0,800—0,900	275—250 250—225 225—200	1,6610 — —	1,6610	2,2	
0,900—1,000	275—250 250—225 225—200	— — —			
1,000—2,000	275—250 250—225 225—200	5,8454 2,6846 —	8,5300	11,6	
2,000—3,000	275—250 250—225 225—200	4,6560 2,2048 —	6,8608	9,3	
Всего		73,6657	100,0		

будут оцениваться запасы металла для каждого класса содержания.

Если подсчитать по всем скважинам сумму метропроцентов, соответствующую данному классу содержания, то она будет приблизительно пропорциональна запасам компонента в рудах со средним содержанием, равным среднему содержанию данного класса. Тогда отношение суммы метропроцентов данного класса содержания к общей сумме метропроцентов по всем скважинам в пределах блока или участка месторождения даст долю (процент) запасов компонента данного класса содержания от общих запасов компонента.

Если долю (процент) запасов данного класса помножим на общие запасы компонента в пределах блока или участка, то получим запасы данного класса в весовых единицах. Можно с уверенностью утверждать, что всякий другой способ получения распределения запасов компонента в зависимости от содержания даст менее точные оценки.

В табл. 2 представлены результаты по одному из участков месторождения. В графе 4 приведены частные суммы метропроцен-

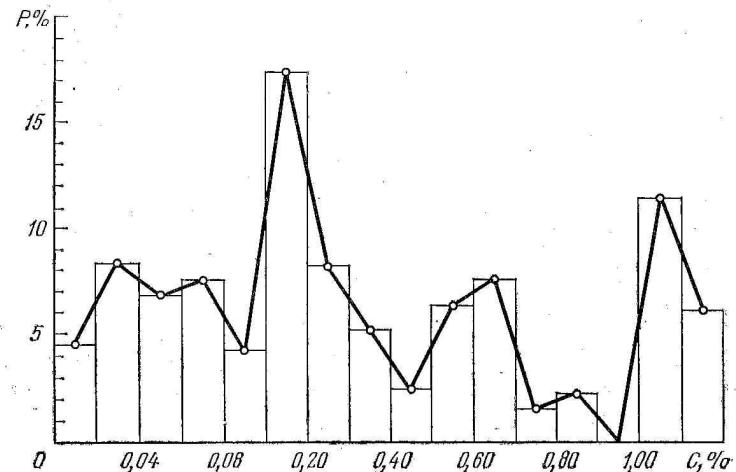


Рис. 25. Распределение запасов компонента по классам его содержания в руде на участке редкометального месторождения

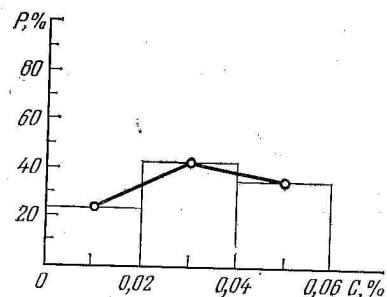


Рис. 26. Распределение запасов компонента по классам его содержания в бедных рудах на участке редкометального месторождения

тов для каждого класса содержания и общая сумма по всем классам (скважинам)\*. В графе 5 показаны проценты запасов каждого класса содержания от общих запасов компонента.

Результаты табл. 2 изображены на рис. 25 в виде гистограммы распределения. Из рисунка видно, что наибольший удельный вес в общих запасах компонента на участке имеют руды с содержанием от 0,100 до 0,300%, они дают почти 29% запасов. Значительную долю запасов (около 21%) составляют руды с содержанием от 1 до 3%. В целом богатые руды с содержанием выше 0,100% дают 70% всех запасов компонента на участке. Бедные руды с содержанием 0,01—0,06% составляют около 18% запасов участка.

Важно отметить, что полученная картина распределения запасов компонента по классам содержания почти полностью повторяется на других участках месторождения, т. е. она имеет закономерную устойчивость.

Аналогичные графики построены для исследования распределения бедных руд по классам содержания (рис. 26).

\* Разноска значений метропропцента по классам для краткости опущена.

Таблица 3

Горизонты (отметки), м	Сумма метропроцентов по горизонтам	Отношение суммы метропроцентов по горизонтам к общей сумме метропроцентов, %
275—250	41,6671	56,6
250—225	26,7114	36,3
225—200	5,2872	7,1
	73,6657	100,0

Рентабельность отработки бедных руд определяется наряду с другими факторами глубиной их залегания. В связи с этим представляет практический интерес распределение запасов компонента, и в частности его запасов в бедных рудах по горизонтам. В табл. 3 и 4 представлены распределения общих запасов компонента и его запасов в бедных рудах (содержание 0,01—0,06%) по горизонтам. Табл. 3 и 4 составлены на основе табл. 2 путем суммирования частных сумм метропроцентов отдельно по горизонтам и по классам содержания. На рис. 27 и 28 данные табл. 3 и 4 показаны в виде гистограмм.

Из табл. 3 и рис. 27 следует, что более половины запасов компонента (56,6%) сосредоточено на горизонте 275—250 м над уровнем моря и только 43% разведанных запасов залегает ниже отметки 250 м.

Из табл. 4 и рис. 28 видно, что запасы бедных руд с содержанием компонента 0,01—0,06% распределены по горизонтам почти равномерно и около  $\frac{1}{3}$  этих запасов сосредоточено на верхних горизонтах.

Аналогичные графики, построенные для других участков месторождения, позволили провести анализ экономической эффективности отработки бедных руд.

Таблица 4

Горизонты (отметки), м	Сумма метропроцентов по горизонтам	Отношение суммы метропроцентов по горизонтам к общей сумме метропроцентов, %
275—250	4,6717	33,6
250—225	5,1706	37,3
225—200	4,0436	29,1
	13,8859	100,0

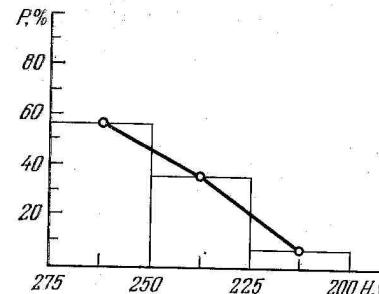


Рис. 27. Распределение общих запасов компонента по горизонтам

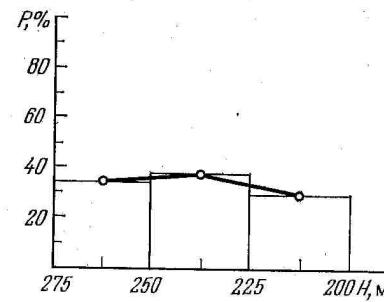


Рис. 28. Распределение запасов компонента в бедных рудах по горизонтам

#### 4. Примеры детальноразведочной геометризации качественных свойств полезных ископаемых

##### Геометризация Каджаранского медно-молибденового месторождения\*

Каджаранское медно-молибденовое месторождение представляет собой штокверк в гидротермально измененных монцонитах. Рудой являются в различной степени измененные монцониты, содержащие сеть тонких кварцевых и кварцево-сульфидных прожилков, вкрашенность сульфидов, а также одиночные кварцево-сульфидные жилы. Прожилки и вкрашенности сульфидов образуют рудоносные промышленные зоны штокверковых руд.

Месторождение разведано системой скважин и горных выработок по сетке 100×100 м, но, несмотря на крупные разведочные работы, проведенные к 1961 г., оно не было точно оконтурено.

По результатам различных геологических исследований (В. М. Крейтер, С. С. Мкртчан, Л. Б. Магакян и др.) установлен неравномерный для меди и крайне неравномерный для молибдена характер оруденения. Коэффициент вариации содержания по данным сквозного опробования керна скважин (по Л. Б. Магакяну) колеблется для молибдена в пределах 104—130%, для меди — в пределах 59—81%.

В характере распределения концентраций оруденения и в соотношениях содержаний молибдена и меди по участкам и горизонтам месторождения к моменту его геометризации существовало много неясного. Некоторые геологи, в частности главный геолог рудника А. Н. Данилян, высказывали предположение о закономерном изменении соотношения между содержаниями меди и молибдена в направлении с запада от Дебаклинского разлома на восток и юго-

\* Работа выполнена в 1961 г. группой студентов-дипломников Харьковского горного института в составе Н. Е. Грузина, Л. Т. Зенченко, А. К. Мясоедова, Т. В. Третьяк, Н. Ф. Харламова, М. Е. Чеботаревой под руководством В. И. Кузьмина. Сведения о месторождении и результаты работы даны на 1961 г.

восток. Предполагаемая закономерность, по мнению А. Н. Данилова, проявляется в постоянном снижении содержания молибдена и увеличении содержания меди.

При таком характере проявления закономерностей рудоотложения отношение содержания меди к содержанию молибдена должно возрастать с запада на восток и юго-восток. Отсюда следует, что между содержаниями меди и молибдена должна существовать обратная корреляция. Было неясно также, как изменяются содержания меди и молибдена в руде и соотношение между ними с глубиной, т. е. с переходом к отработке глубоких горизонтов.

Исследование и решение указанных вопросов было тесно связано с дальнейшим геологическим изучением месторождения, методикой его разведки, промышленной оценкой и разработкой. Геометризация и статистический анализ данных опробования месторождения имели целью:

1. Установить характер и закономерности изменения содержания меди и молибдена в руде на рабочих и проектных горизонтах (2205, 2275, 2245, 2215 м).

2. Выяснить закономерности изменения соотношения между содержаниями меди и молибдена в руде в направлении с запада (от Дебаклинского разлома) на восток и юго-восток.

3. Определить характер изменения содержаний меди и молибдена и соотношения между ними с глубиной.

Для решения поставленных задач построены планы изолиний среднего содержания меди и молибдена; а также планы изолиний отношения содержания меди к содержанию молибдена по горизонтам месторождения. Выполнен также статистический анализ данных опробования месторождения.

Планы изолиний содержаний меди и молибдена построены в проекции на горизонтальную плоскость. Исходными данными для построения планов послужили средние содержания меди и молибдена по скважинам, вычисленные для горизонтов как средневзвешенные на интервалы опробования. На плане изолиний содержания меди величина сечения принята равной 0,1%, на плане изолиний содержания молибдена — 0,01%.

Анализ планов (рис. 29—36) показывает ясно выраженный неравномерный (гнездовой) характер оруденения. В непосредственной близости от Дебаклинского разлома (на планах не отображен) месторождение как по содержанию меди, так и по содержанию молибдена заметно обеднено по сравнению с остальными участками.

Некоторыми геологами высказывалось предположение о столбовом характере распространения оруденения на глубину. Планы изолиний среднего содержания как меди, так и молибдена не подтверждают этого предположения. Не наблюдается также достаточно выраженной закономерности падения содержания молибдена в направлении с запада на восток и юго-восток. Так, например, на горизонте 2205 м содержание молибдена в восточной и юго-восточной частях месторождения колеблется в пределах 0,020—0,070%, в то время как в западной и северной частях оно

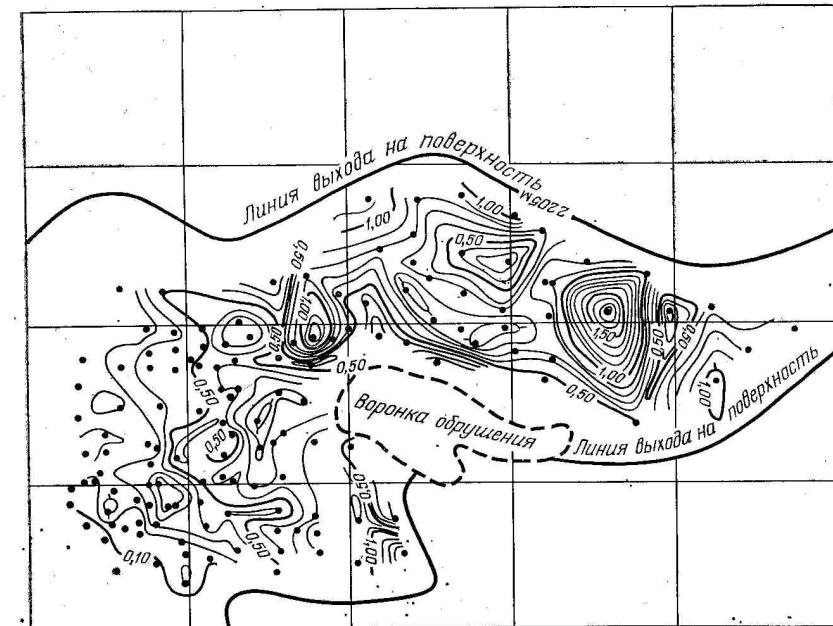


Рис. 29. План изолиний среднего содержания меди на горизонте 2205 м

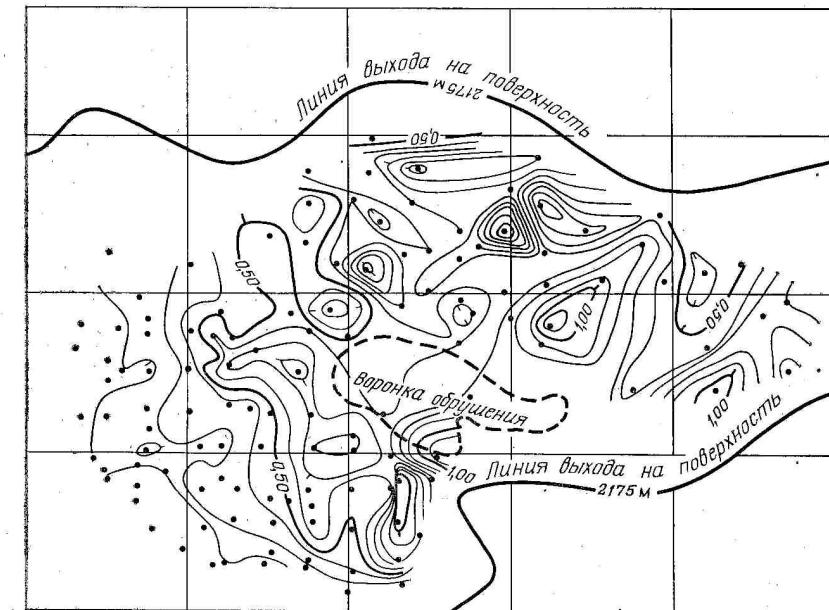


Рис. 30. План изолиний среднего содержания меди на горизонте 2175 м

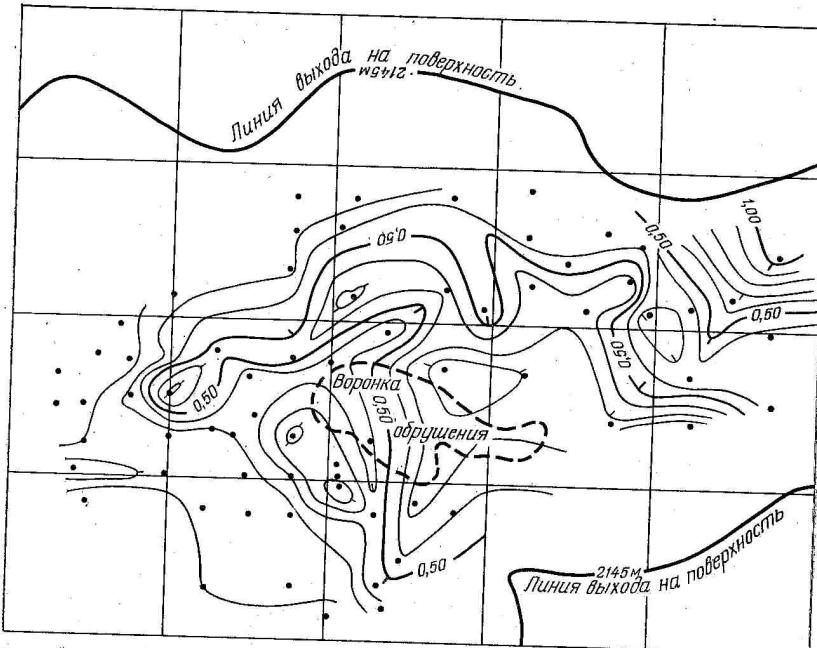


Рис. 31. План изолиний среднего содержания меди на горизонте 2145 м

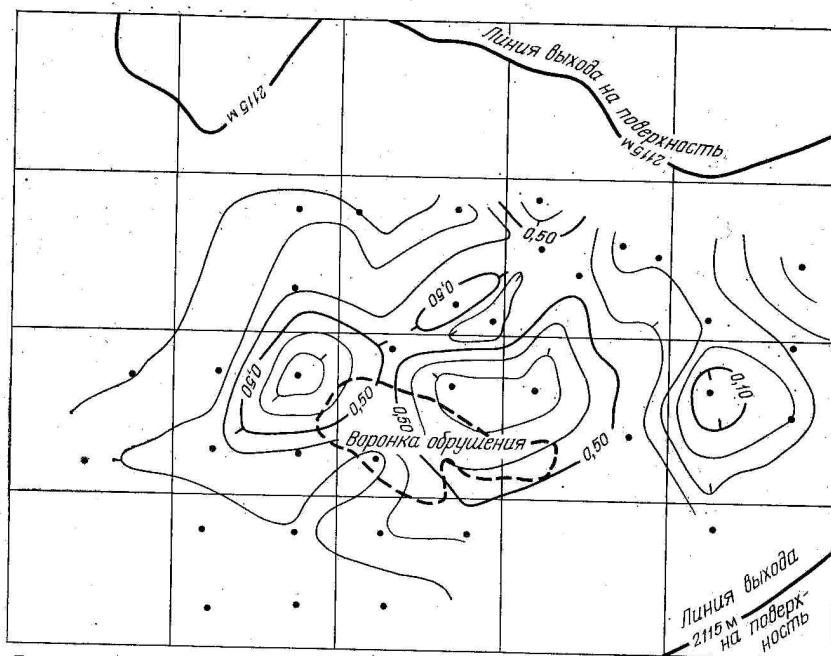


Рис. 32. План изолиний среднего содержания меди на горизонте 2115 м

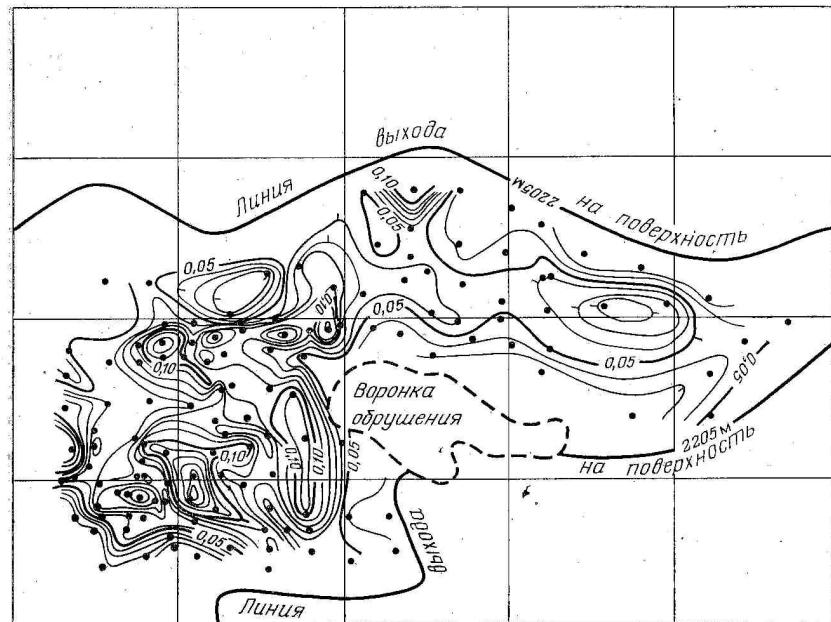


Рис. 33. План изолиний среднего содержания молибдена на горизонте 2205 м.

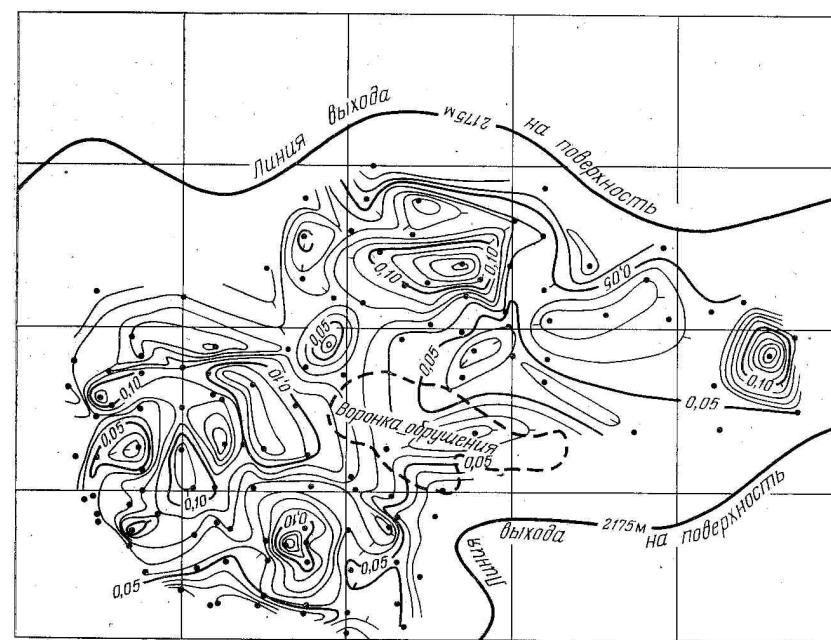


Рис. 34. План изолиний среднего содержания молибдена на горизонте 2175 м

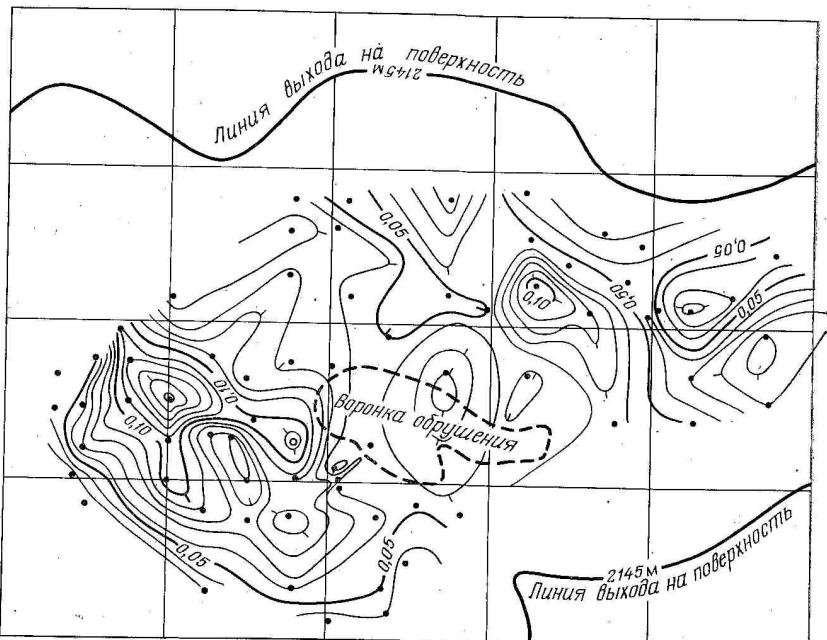


Рис. 35. План изолиний среднего содержания молибдена на горизонте 2145 м

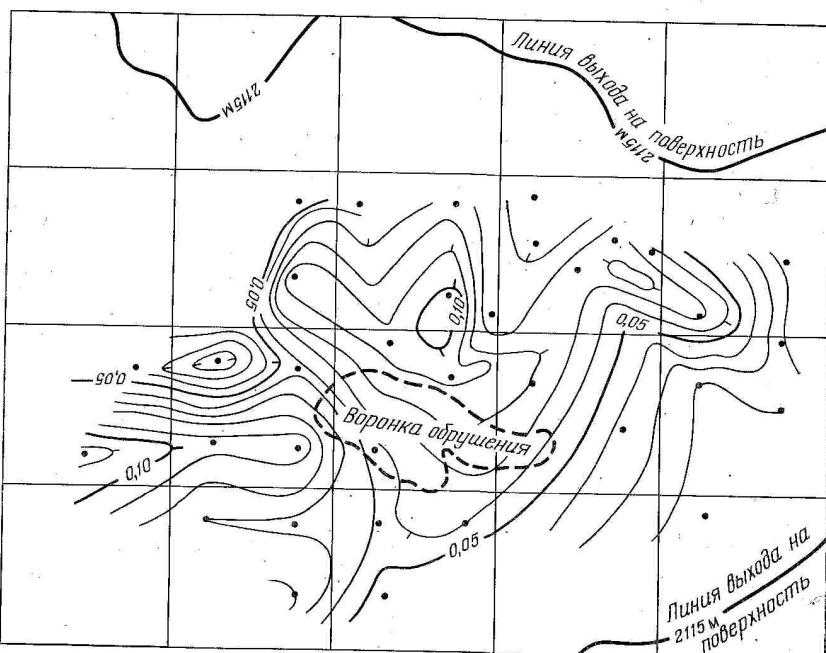


Рис. 36. План изолиний среднего содержания молибдена на горизонте 2115 м

достигает 0,100—0,130 %. Аналогичная картина наблюдается на других горизонтах.

Вместе с тем на планах изолиний среднего содержания меди нельзя подметить четко выраженной тенденции постепенного снижения содержания меди в направлении с востока в сторону Дебаклинского разлома.

Установленная на основе геометризации картина гнездового характера распределения оруденения как в плоскостях горизонтов, так и по глубине отличается от существовавших на месторождении представлений. То положение, что геометризация месторождения не подтвердила представлений о восточной его части как о «медной» и о западной в основном как о «молибденовой», внесло корректиры в картину формирования месторождения и не могло не повлиять на порядок отработки его с целью подшитовки руды и поддержания заданного технологического режима работы Каджаранской обогатительной фабрики.

Исследование закономерностей изменения соотношения между содержаниями меди и молибдена в руде в направлении от Дебаклинского разлома на восток и юго-восток выполнено с помощью планов изолиний отношения содержаний меди и молибдена. Планы построены по тем же горизонтам, изолинии проведены через две единицы отношения (рис. 37—40).

Анализ планов подтверждает сделанный вывод об отсутствии ярко выраженной тенденции снижения содержания молибдена и увеличении содержания меди в направлении от Дебаклинского разлома на восток и юго-восток. На планах изолиний отношения содержаний металлов не выявляют закономерного роста в направлении с запада на восток на всех горизонтах. Так, например, на горизонте 2175 м в западной части месторождения оно достигает 32 единиц, а в восточной составляет 10—12. Вместе с тем в юго-восточной части оно колеблется в пределах 4—70. Однако на горизонте 2115 м такая тенденция проявляется достаточно четко.

Выходы подтверждаются также статистическими данными. В табл. 5 приведены оценки коэффициентов корреляции между содержаниями молибдена и меди, вычисленные по данным опробования для соответствующих горизонтов.

Как видно из табл. 5, выборочные значения коэффициентов корреляции очень малы, что свидетельствует об отсутствии достаточно выраженной корреляционной связи между содержаниями меди и молибдена. Исключение представляет лишь горизонт 2115. К аналогичному выводу пришел Л. Б. Магакян [104].

Для установления характера изменения содержаний меди и молибдена и соотношений между ними с глубиной по горизонтам 2205, 2175, 2145, 2115, 2085 и 2055 м вычислены средние содержания меди и молибдена по данным опробования скважины. Результаты вычислений представлены на рис. 41 в виде кривых. Из анализа кривых следует, что содержание меди с глубиной закономерно убывает, а содержание молибдена остается практически постоянным.

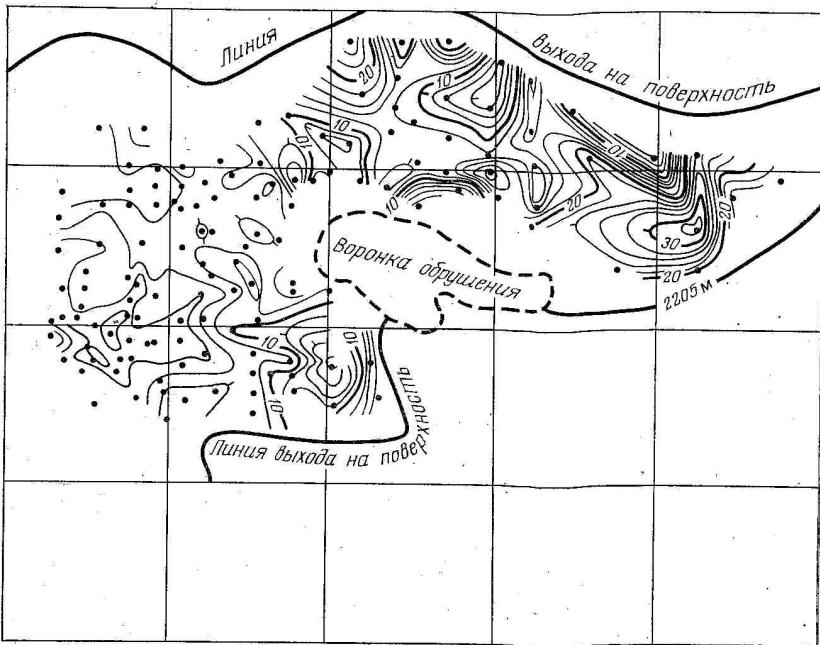


Рис. 37. План изолиний отношения содержания меди к содержанию молибдена на горизонте 2205 м

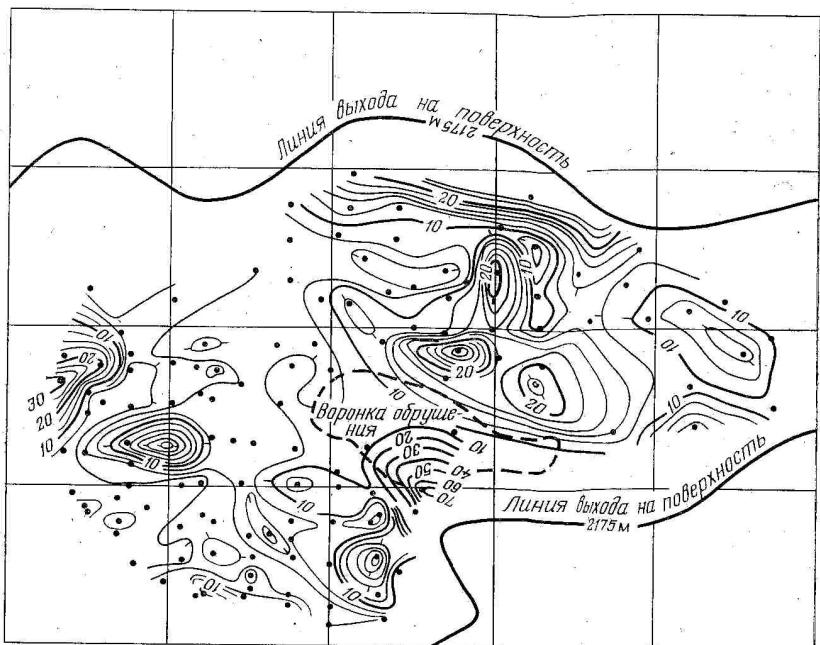


Рис. 38. План изолиний отношения содержания меди к содержанию молибдена на горизонте 2175 м

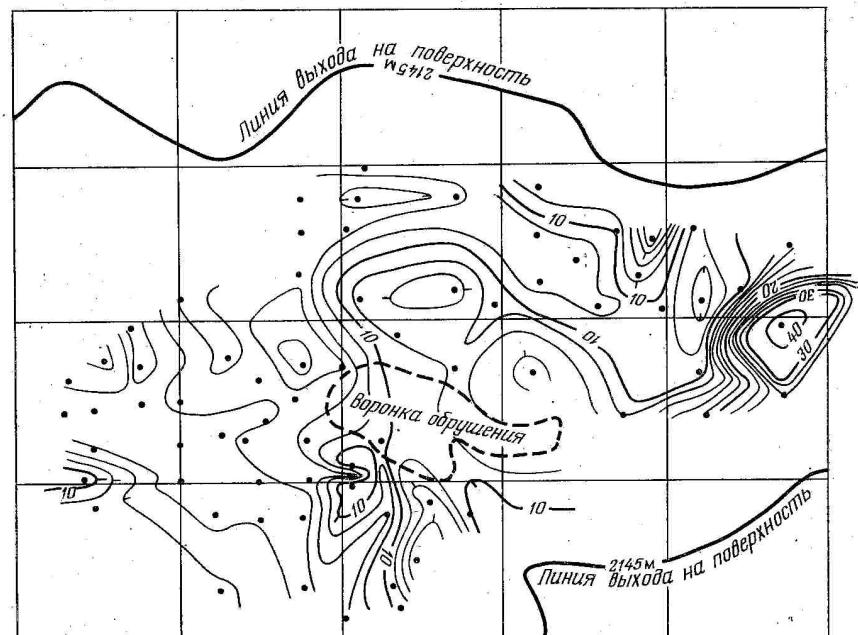


Рис. 39. План изолиний отношения содержания меди к содержанию молибдена на горизонте 2145 м

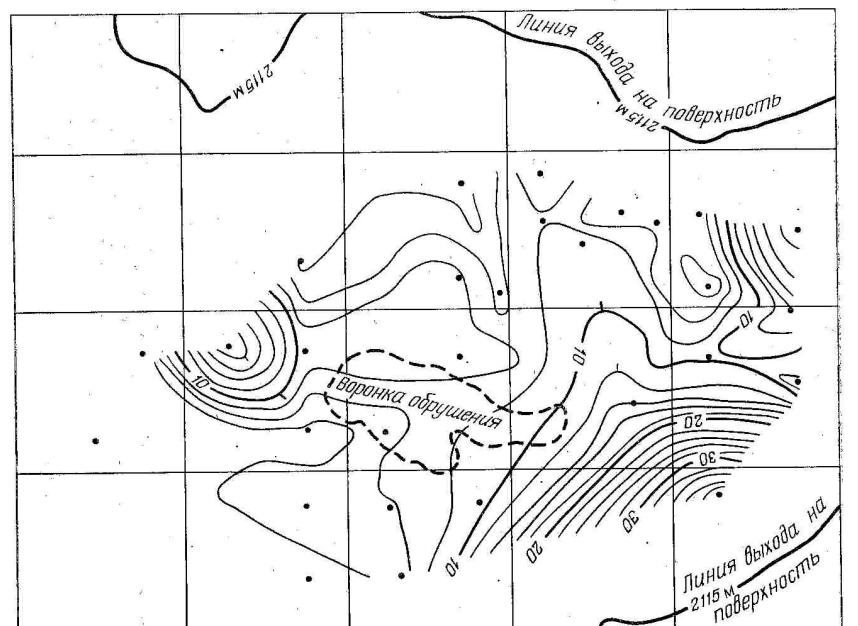


Рис. 40. План изолиний отношения содержания меди к содержанию молибдена на горизонте 2115 м

Таблица 5

Горизонты (отметки), м	Оценка коэффициента корреляции по выборке
2205	0,168
2175	0,064
2145	0,010
2115	0,270

изменчивость содержания молибдена уменьшается. Аналогичный вывод имеется в исследованиях МГРИ (табл. 6.).

Таким образом, результаты геометризации месторождения не подтвердили столбового характера оруденения с глубиной. Пла-

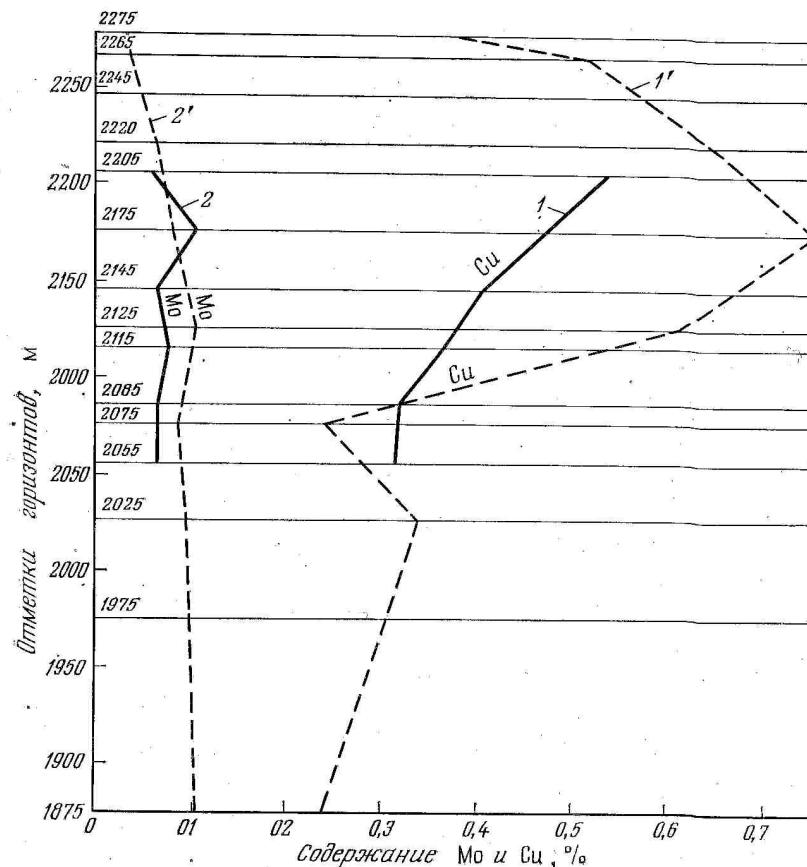


Рис. 41. Кривые изменения содержаний меди и молибдена с глубиной, построенные по данным опробования скважин

ны изолиний средних содержаний меди и молибдена показывают, что на интервалах между горизонтами наблюдается сложная картина гнездового распределения концентраций оруденения в пространстве. План изолиний отношения содержаний меди и молибдена не вскрывают достаточно ясно выраженной тенденции изменения соотношения содержаний компонентов при движении с запада на восток и юго-восток. И если на некоторых горизонтах западная часть месторождения несколько обогащена молибденом, то на этих же горизонтах существуют и значительные отклонения от данного положения. Закономерности в размещении концентраций медного оруденения выражены еще слабее. Между содержаниями меди и молибдена в руде отсутствует достаточно выраженная линейная корреляция.

#### Геометризация Садонского полиметаллического месторождения\*

Садонское полиметаллическое месторождение приурочено к крупному дизъюнктивному нарушению, рассекающему Садонскую антиклиналь почти под углом  $90^{\circ}$  к ее оси. Это нарушение, называемое Главным рудным разломом, имеет среднее простижение северо-восток  $36^{\circ}$  и прослеживается на значительном расстоянии по поверхности и на глубину. Наружение имеет сложную форму и связано с шарнирным взбросо-сдвигом, имеющим в южной части падение на северо-запад, в северной — на юго-восток и в центральной — почти вертикальное.

Главный рудный разлом представляет собой зону раздробленных и перемятых пород мощностью 30—40 м, вытянутую в виде полосы. Простижение ее в центральной части северо-восточное  $36^{\circ}$ , но на севере и на юге оно близко к широтному.

Юго-восточная граница зоны отчетливо выражена и достаточно хорошо изучена, северо-западная граница изучена недостаточно, однако имеющиеся данные показывают, что она в основном параллельна юго-восточной границе.

Геометризация месторождения имела целью установить закономерности распределения оруденения в Главном рудном разломе. В результате ее выполнения построена в изолиниях проекция поверхности нарушения на вертикальную плоскость. Отметками поверхности являются расстояния ее характерных точек от плоскости проекций (рис. 42).

Таблица 6

Горизонты (отметки), м	Оценки коэффициента вариации содержания (%) по данным	
	МГРИ	Магакяна
<b>Молибден</b>		
2175	108,0	130,4
2125	63,5	125,9
2075	89,4	104,2
<b>Медь</b>		
2175	55,2	59,1
2125	62,0	71,7
2075	85,7	80,8

\* Излагается по А. П. Фомину [175].

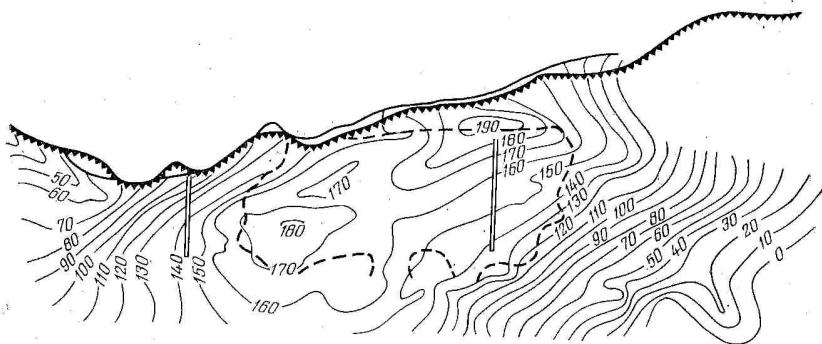


Рис. 42. Проекция поверхности восточного бока Главного рудного разлома на вертикальную плоскость (пунктиром показаны контуры размещения известных рудных тел).

Детальное изучение этой поверхности подтверждает сложный характер нарушения и позволяет сделать предположение о том, что размещение оруденения в зоне Главного рудного разлома связано с формой поверхности нарушения. Как видно из рис. 42, рудные тела размещаются в зоне Главного рудного разлома не на всем его протяжении, а лишь там, где нарушение имеет вполне определенные элементы залегания. Связано это с тем, что благодаря сложной форме нарушения происходившие при его образовании перемещения пород создавали приоткрытые трещины, в которых и проходило рудоотложение. Для повышения эффективности поисков и разведки новых рудных тел необходимо было установить участки зоны, где условия благоприятствовали образованию приоткрытых трещин. Такие благоприятные условия могли возникнуть лишь на тех участках, где элементы залегания смеются не совпадают с направлением перемещения пород.

Решение задачи можно получить путем сопоставления формы поверхности нарушения с размещением рудных тел в зоне разлома. Установив, какие участки поверхности соответствуют наибольшему проявлению оруденения, можно решить, какая форма поверхности наиболее отвечала образованию приоткрытых трещин.

На полученную в результате геометризации поверхность нарушения были спроектированы контуры размещения рудных тел в зоне разлома (см. рис. 42). Затем была произведена геометризация суммарных мощностей и суммарных содержаний компонентов. Путем перемножения поверхностей изомощностей и суммарных содержаний компонентов была построена поверхность интенсивности минерализации на площади, ограниченной контуром размещения рудных тел.

Та часть поверхности нарушения, которая противолежит контуру оруденения (см. рис. 42), была разбита на участки с выдержаными углами падения и простирания (рис. 43). Для каждого участка были определены элементы залегания ( $\alpha$ ,  $\delta$ ) и средняя интенсивность минерализации. Полученные данные показывают,

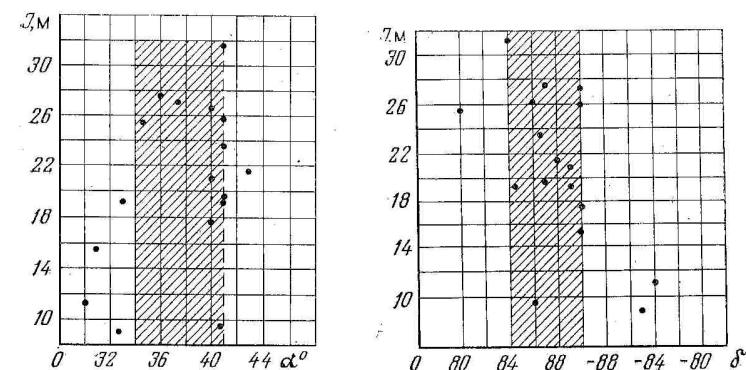
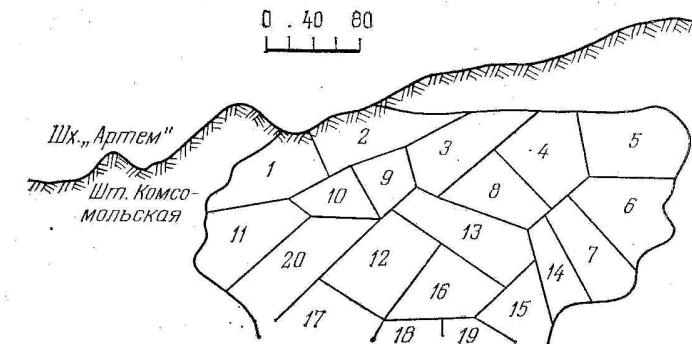


Рис. 44. Зависимость между интенсивностью минерализации  $I_m$  и простиранием поверхности разлома

Рис. 45. Зависимость между интенсивностью минерализации  $I_m$  и падением поверхности разлома

что участки с наибольшими значениями интенсивности минерализации и их число находятся в прямой зависимости от элементов залегания поверхности нарушения, или от ее формы.

Эта зависимость наглядно представлена на рис. 44 и 45. Анализируя графики, можно сделать вывод, что наиболее интенсивно минерализация  $I_m$  проявляется на участках поверхности, имеющих северо-восточное простижение  $\alpha = 30 - 43^{\circ}$  и падение  $\delta$  от  $+80$  до  $-84^{\circ}$ . За пределами этих значений углов  $\alpha$  и  $\delta$  оруденение исчезает. Наиболее интенсивная минерализация соответствует углам  $\alpha = 34 - 41^{\circ}$  (с. в.) и  $\delta = 84 - 90^{\circ}$ .

Установленная на основе геометризации закономерность нашла подтверждение на фактическом материале разведки. Для разведки северного фланга Главного рудного разлома выработки 7-го горизонта Садонского рудника были проведены на северо-восток на расстояние 700—800 м от рассматриваемого участка в зоне Глав-

ного рудного разлома и вновь встретили оруденение с промышленным содержанием полезных компонентов. Скважины, пробуренные с 7-го горизонта вниз до 9-го и 10-го горизонтов, на этом участке также встретили промышленное оруденение. Разведочные данные показывают, что здесь вновь повторяются отмеченные выше закономерности размещения оруденения.

Аналогичная методика геометризации описана в работе [171]. Здесь для выявления основных рудоконтролирующих структур на двух участках ртутно-сурьмяного и золоторудном месторождениях использованы планы изолиний коэффициента рудоносности. При совмещении этих планов со структурными картами месторождений наглядно вскрывается влияние основных пликативных структур на распределение промышленного оруденения, а также роль отдельных разрывных нарушений и мелких складок в процессе рудоотложения.

## Глава IV

### ОБЩАЯ МЕТОДИКА СТРУКТУРНОЙ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ

#### 1. Задачи и особенности эксплуатационной геометризации. Исходные данные, используемые при ее выполнении

Эксплуатационная геометризация является одним из способов изучения и графического представления структуры, условий залегания, закономерностей пространственного размещения полезного ископаемого и решения производственных задач, связанных с дозревкой и эксплуатацией месторождений. Ее результаты используются для уточнения глубины и границ распространения полезного ископаемого, изучения характера и степени изменчивости его качества и минерального состава, установления общих закономерностей и деталей тектоники и ее контролирующей роли в формировании месторождения, выяснения особенностей морфологии и условий залегания тел полезного ископаемого.

Если методы количественного описания изменчивости, в частности методы геостатистики, дают информацию о внутренней структуре поля изменчивости изучаемого показателя (направлениях наибольшей и наименьшей изменчивости, радиусах автокорреляции, параметрах гармонической и случайной компонент), то эксплуатационная геометризация дает прежде всего наглядную картину размещения и изменчивости изучаемого показателя в форме планов и графиков. В этом одно из ее достоинств. Никакой другой метод изучения недр не дает такого наглядного представления.

Совместно с методами количественного описания изменчивости эксплуатационная геометризация дает наиболее полную и всестороннюю модель изучаемого объекта. В конечном итоге на основе эксплуатационной геометризации решается целый ряд вопросов оптимального планирования разведочных, разведочно-подготовительных работ и добычи полезного ископаемого (размещение сква-

жин, вскрывающих и подготовительных выработок, межкамерных и других целиков, очередность отработки блоков и участков и т. д.).

Эксплуатационная геометризация производится в течение всего периода эксплуатации месторождения и опирается обычно на большой объем самых различных геологических и маркшейдерских данных. Все это определяет детальность и высокую достоверность ее результатов. Те структурные и качественные элементы и особенности месторождения, которые в процессе детальной разведки и выполняемой на ее основе детальноразведочной геометризации не установлены или установлены предположительно, в общих чертах, в процессе эксплуатационной геометризации устанавливаются с большой детальностью и достоверностью.

Таким образом, детальность и высокая достоверность представления всех структурных и качественных особенностей месторождения и возможность изучения взаимосвязи между ними составляют одну из особенностей эксплуатационной геометризации.

В основе эксплуатационной геометризации, как правило, лежит большое число исходных фактических данных. В некоторых случаях число их исчисляется десятками и даже сотнями тысяч. Так, например, на жильных золоторудных месторождениях, где опробование производится через каждые 1—3 м, количество отбираемых ежемесячно проб достигает 3—5 тыс.

Результаты опробования, замеров мощности, а также другие исходные данные, как правило, располагаются на планах очень густо и использовать их для геометризации непосредственно, без предварительной обработки, практически невозможно. Так, например, при интервале опробования 1—2 м пробы на планах масштаба 1 : 500 располагаются через каждые 2—4 мм. На планах масштаба 1 : 1000 плотность расположения проб будет вдвое большей. Совершенно ясно, что при такой плотности расположения числовая информации выполнять интерполяцию и строить изолинии очень трудно.

Однако главными причинами, заставляющими производить в процессе геометризации предварительную обработку (сглаживание) исходных данных опробования и замеров мощности, являются высокая изменчивость показателей месторождения (содержания компонента, мощности рудных тел) и случайность расположения точек отбора проб. В природе основная закономерность в изменении показателя почти всегда сопровождается его случайными колебаниями, причем соотношение между закономерной и случайной составляющими вектора изменчивости на разных месторождениях может быть весьма различным.

Путем сглаживания стремятся исключить или уменьшить случайные колебания показателя и выявить основную закономерность (тренду) в его измерении в виде низкочастотных гармоник (в разрезе) или достаточно плавных поверхностей (на плане). Установление таких закономерностей в изменении изучаемого показателя в разрезах или на планах составляет одну из главных задач эксплуатационной геометризации.

Таким образом, большой объем исходных данных, лежащих в основе эксплуатационной геометризации, и необходимость их предварительной обработки путем сглаживания для установления основных закономерностей изменения изучаемых показателей месторождения составляют вторую ее особенность. Следует, однако, отметить, что сглаживание исходной информации и представление ее аппроксимирующими функциями в определенной степени присуще и детальноразведочной геометризации.

В качестве исходной информации при эксплуатационной геометризации месторождений используют данные опробования и замеров мощности в горных выработках и скважинах, результаты маркшейдерских съемок подготовительных и очистных выработок, результаты изучения вещественного состава полезного ископаемого и свойств горного массива, данные детальноразведочной геометризации, количественный анализ выявленных закономерностей, связей и т. д. Основой для геометризации являются маркшейдерские планы масштабов 1 : 500—1 : 2000.

## 2. Математические методы, применяемые при геометризации месторождений

В связи с тем, что при геометризации месторождений приходится производить сглаживание исходных данных, изучать статистические связи между различными структурными и качественными показателями, оценивать точность результатов, при ее выполнении в той или иной степени находят применение методы теории вероятностей и математической статистики, теории случайных функций и случайных процессов. В последние годы для обработки исходной информации и автоматизации построения планов в изолиниях применяются ЭВМ [6, 108, 151, 156].

Вопросы описания и моделирования изменчивости показателей месторождений на основе результатов геологических и маркшейдерских измерений при разведках и геологическом изучении недр наиболее полно и всесторонне рассмотрены в монографии А. Б. Каждана [55]. Большое внимание этой проблеме уделяется также в ряде других работ [6, 33, 105, 141, 151, 156, 185]. Ниже рассмотрены лишь некоторые методы моделирования изменчивости, позволяющие выделить закономерную составляющую вектора общей изменчивости показателя и изобразить ее на планах в изолиниях как аппроксимирующую поверхность, или «поверхность тренда».

При построении планов изомощностей и особенно изолиний среднего содержания полезного компонента или линейных запасов почти всегда встает задача разделения вектора общей природной изменчивости показателя на вектор неслучайной (закономерной) изменчивости в форме низкочастотных периодичностей и вектор случайной изменчивости в форме высокочастотных случайных колебаний. К настоящему времени разработано значительное количество математических методов выявления скрытых периодичностей в

информации, основанных на использовании различных преобразований исходных данных.

Придерживаясь терминологии, принятой в радиотехнике, можно считать, что все эти преобразования представляют собой некоторые динамические системы (фильтры) с заданными частотными свойствами. При прохождении исходного случайного процесса через фильтр происходит преобразование его спектра. В дальнейшем мы будем рассматривать только низкочастотные фильтры, которые обеспечивают подавление мелкомасштабных высокочастотных колебаний, отражающих влияние случайных факторов в механизме формирования месторождений.

Как отмечается в работе [141], строгих априорных критериев разделения закономерной и случайной составляющих природной изменчивости не существует. Обычно задается классом функций  $f^l$  ( $l = 1, 2, \dots, r$ ) и находят такую функцию, которая обеспечивает минимальную дисперсию величины

$$V_i = z_i - \eta_i: (i = 1, 2, \dots, n),$$

где  $V_i$  — случайная составляющая изменчивости в точке с координатами  $i$ ;

$z_i$  — наблюденное значение показателя в той же точке;

$\eta_i$  — закономерная составляющая;

$n$  — количество точек наблюдения.

Однако по теоремам Вейерштрасса существует многочлен такой степени  $n$ , который обеспечивает  $z_i = \eta_i$ , т. е. прохождение аппроксимирующей функции  $f^n$  через все заданные точки наблюдений.

Таким образом, отсутствие четко поставленных требований к точности аппроксимации, т. е. к величине дисперсии  $D(V)$ , характеризующей среднее значение вектора случайной составляющей изменчивости, приводит к неопределенности в решении задачи. В. И. Раевский и Н. С. Медведев [141] совершенно правильно подчеркивают, что выбор аппроксимирующей функции следует производить исходя из требований производства или решаемых конкретных задач.

Наиболее удачное и гибкое решение задачи аппроксимации наблюденных значений показателя  $z_0(x_i, y_i)$  некоторой функцией  $z'(x, y)$  дано И. Д. Савинским [156]. Алгоритм построения интерполяционной поверхности, проходящей непосредственно через каждое наблюденное значение  $z_0(x_i, y_i)$ , основан на представлении ее в виде

$$z'(x, y, 2h) = \sum_{i=1}^n \alpha_i \varphi(x - x_i, y - y_i, 2h), \quad (\text{IV.1})$$

где

$$\varphi(x - x_i, y - y_i, 2h) = \frac{1}{2\pi} \frac{2h}{[(x - x_i)^2 + (y - y_i)^2 + (2h)^2]^{3/2}};$$

$h$  — некоторый параметр;

$\alpha_i$  — постоянные коэффициенты.

При небольшом числе точек измерений ( $n \leq 60$ ) коэффициенты  $\alpha_i$  могут быть найдены из решения системы линейных уравнений

$$\sum_{i=1}^n a_{ji} \alpha_i = z_0(x_j, y_j); \quad j = 1, 2, \dots, n,$$

где

$$a_{ji} = \frac{h}{\pi [x_j - x_i]^2 + (y_j - y_i)^2 + (2h)^2]^{3/2}}.$$

При большом числе исходных данных производят ортонормирование функций  $\varphi(x - x_i, y - y_i, h)$ . В результате находят элементы  $b_{ji}$  некоторой треугольной обратной матрицы  $B^{-1}$ , служащие для вычисления коэффициентов

$$\bar{\alpha}_j = \sum_i b_{ji} z_0(x_i, y_i). \quad (\text{IV.2})$$

С помощью последних определяются искомые коэффициенты

$$\alpha_i \simeq \sum_j \bar{\alpha}_j b_{ji}.$$

При добавлении каждого нового  $z_0(x_{i+1}, y_{i+1})$  вычисляется соответствующий ему коэффициент  $\alpha_{i+1}$  с сохранением значений всех ранее вычисленных коэффициентов.

Коэффициенты  $b_{ji}$  в (IV.2) быстро уменьшаются по абсолютной величине с увеличением расстояния между  $j$ -й и  $i$ -й точками наблюдений. Поэтому каждый из коэффициентов  $\alpha_i$  ( $i = 1, 2, \dots, n$ ) может вычисляться лишь в тех точках, которые удалены от данной  $j$ -й точки не далее чем на некоторый радиус влияния  $\rho$ , что и определяет возможность нахождения  $\alpha_i$  ( $i = 1, 2, \dots, n$ ) при неограниченном возрастании числа точек наблюдений  $n$ . Важно отметить, что описанный алгоритм подбора аппроксимирующей поверхности реализует известную «операцию Крайгинга» [185].

Радиус влияния следует выбирать достаточно большим, чтобы на каждую  $i$ -ю точку наблюдений в пределах описанного им круга попадало 30—40 точек с номером менее  $i$  (нумерация точек соответствует порядку расположения букв на странице печатного текста). Опыт применения алгоритма показывает [156], что во многих случаях удовлетворительные результаты дает  $\rho = 5 \Delta r$  ( $\Delta r$  — среднее расстояние между соседними точками наблюдений).

После вычисления значений  $z'$  в узлах правильной прямоугольной сети заданной густоты может быть использован один из методов автоматизированного построения планов в изолиниях [108, 151].

Для получения сглаживающей поверхности И. Д. Савинским предложены два способа фильтрации интерполяционной поверхности  $z'(x, y, 2h)$ , которые названы фильтрами  $F_1$  и  $F_2$ .

В работе [155] им показано, что квадрат нормы (длины вектора) функции  $z''(x, y, h)$  может быть определен из выражения

$$\|z''(x, y, h)\|^2 = \int_{-\infty}^{\infty} \int_{-\infty}^{\infty} [z''(x, y, h)]^2 dx dy = \sum_{j=1}^n \bar{\alpha}_j^2, \quad (\text{IV.3})$$

причем функция  $z''$  связана с  $z'(x, y, 2h)$  выражением

$$z'(x, y, 2h) = \frac{h}{2\pi} \int_{-\infty}^{\infty} \int_{-\infty}^{\infty} z''(x', y', h) \times \frac{dx' dy'}{[(x' - x)^2 + (y' - y)^2 + h^2]^{3/2}}.$$

В общем случае, чем меньше норма (IV.3), тем более плавной будет и поверхность  $z'(x, y, 2h)$ . Поэтому при использовании фильтров  $F_1$  и  $F_2$  ставится задача так изменить исходные данные  $z_0$ , чтобы норма (IV.3) оказалась наименьшей (при определенных ограничениях на указанные изменения).

При добавлении  $i$ -го значения  $z_0(x_i, y_i)$  в (IV.3) добавляется только соответствующее ему слагаемое  $\alpha_i^2$ . В связи с этим имеется возможность оценить вклад в норму (IV.3), обусловленный каждым из слагаемых  $z_0(x_i, y_i)$ . Фильтр  $F_1$  обеспечивает поиск значений  $z_0(x_i, y_i)$ , вклад которых в норму превосходит заданный порог, а также производит корректировку этих значений таким образом, чтобы величина  $\alpha_i^2$  не превосходила заданного порога. Фильтр  $F_1$  позволяет «срезать» или «подтянуть» отдельные, наиболее «отскочившие» значения  $z_0(x_i, y_i)$ .

Фильтр  $F_2$  предназначен для сглаживания всех исходных значений  $z_0(x_i, y_i)$ . При этом задача ставится следующим образом: для заданной величины среднего квадратического отклонения

$$\beta_0 = \left( \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \Delta z_i^2 \right)^{1/2}$$

требуется так подобрать каждое отклонение  $\Delta z_i$ , чтобы норма функции  $z''(x, y, h)$  для откорректированных значений оказалась наименьшей.

И. Д. Савинским получено следующее выражение для корректирующих поправок к  $z_0(x_i, y_i)$ , обеспечивающих минимум нормы (IV.3):

$$\Delta z_i \approx - \frac{\alpha_i^I \beta_0 \sqrt{n}}{\sqrt{\sum_1^n (\alpha_i^I)^2}},$$

где

$$\alpha_i^I \simeq \sum_j \bar{\alpha}_j^I b_{ji}; \quad \bar{\alpha}_j^I = \sum_{i=1}^n b_{ji} z_0(x_i, y_i).$$

Если ставится задача значительного сглаживания исходных данных (для получения тренд-поверхности), то операцию вычисления и вычитания корректирующих поправок рекомендуется повторить несколько раз.

Фильтры  $F_1$  и  $F_2$  могут быть использованы как каждый в отдельности, так и совместно. Построение интерполяционной и сглаживающей поверхностей, а также поверхностей тренда и отклонений от него производится на ЭВМ БЭСМ-4, БЭСМ-3М, М-220, М-222. В работе [156] приводятся подробное описание алгоритмов решения задачи и текст программы в машинных кодах.

На рис. 46—47 представлены планы в изолиниях, построенные И. Д. Савинским [156] на ЭВМ с помощью описанных выше алгоритмов.

На рис. 46 показан гипсометрический план пласта, построенный как интерполяционная поверхность без сглаживания исходных высотных отметок. На рис. 47 и 48 показаны гипсометрический план того же пласта, многократно сглаженный, и карта локальных отклонений интерполяционной поверхности от поверхности тренда.

На рис. 49—51, заимствованных из той же работы И. Д. Савинского, показаны планы изолиний мощности, содержания меди и метропроцентов медноколчеданной рудной залежи, построенные на основе применения фильтров  $F_1$  и  $F_2$ .

В работе [151] отмечается, что при слабо выраженных линейных составляющих общей изменчивости показателей месторожде-

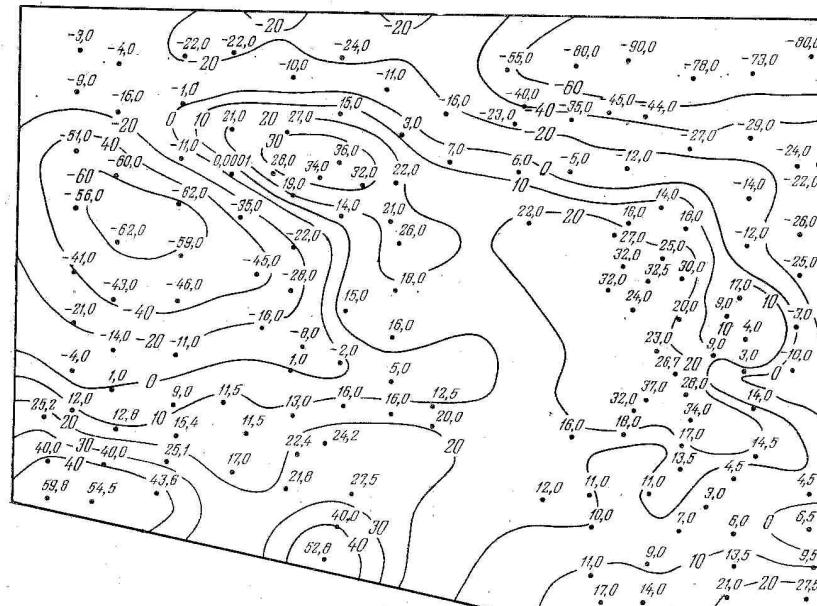


Рис. 46. Гипсометрический план пласта 2

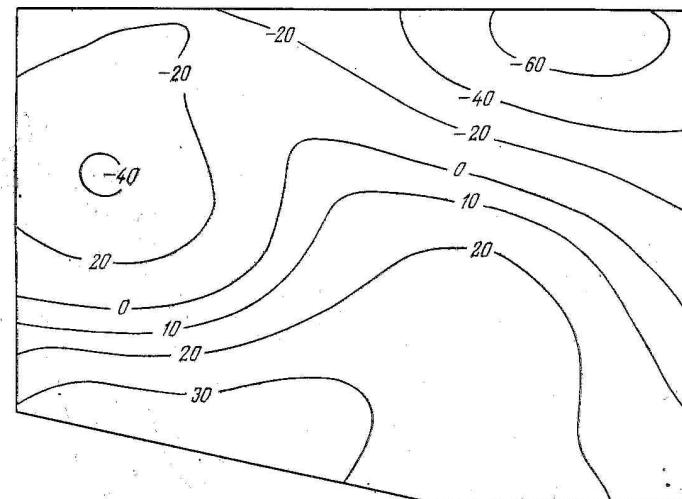


Рис. 47. Гипсометрический план пласта 2, многократно сглаженный (карта тренда)

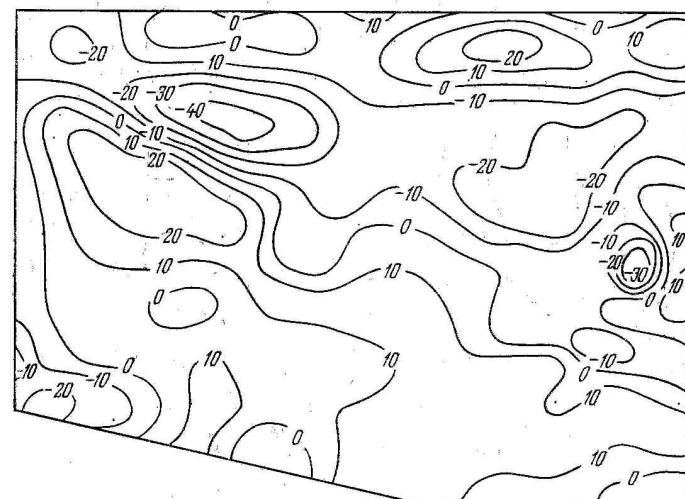


Рис. 48. Карта локальных отклонений исходной гипсометрии пласта 2 от поверхности тренда

ния более удобными и предпочтительными могут оказаться модели, основанные на использовании двумерных рядов Фурье:

$$\tilde{z}(x, y) = \sum_{i=0}^n \sum_{j=0}^n a_{ij} \cos i \frac{\pi}{L_x} x \cos j \frac{\pi}{L_y} y, \quad (IV.4)$$

где  $i, j$  — порядки косинусоидальных гармоник;  
 $L_x, L_y$  — стороны прямоугольника, вмещающего залежь;  
 $x, y$  — текущие координаты точек.

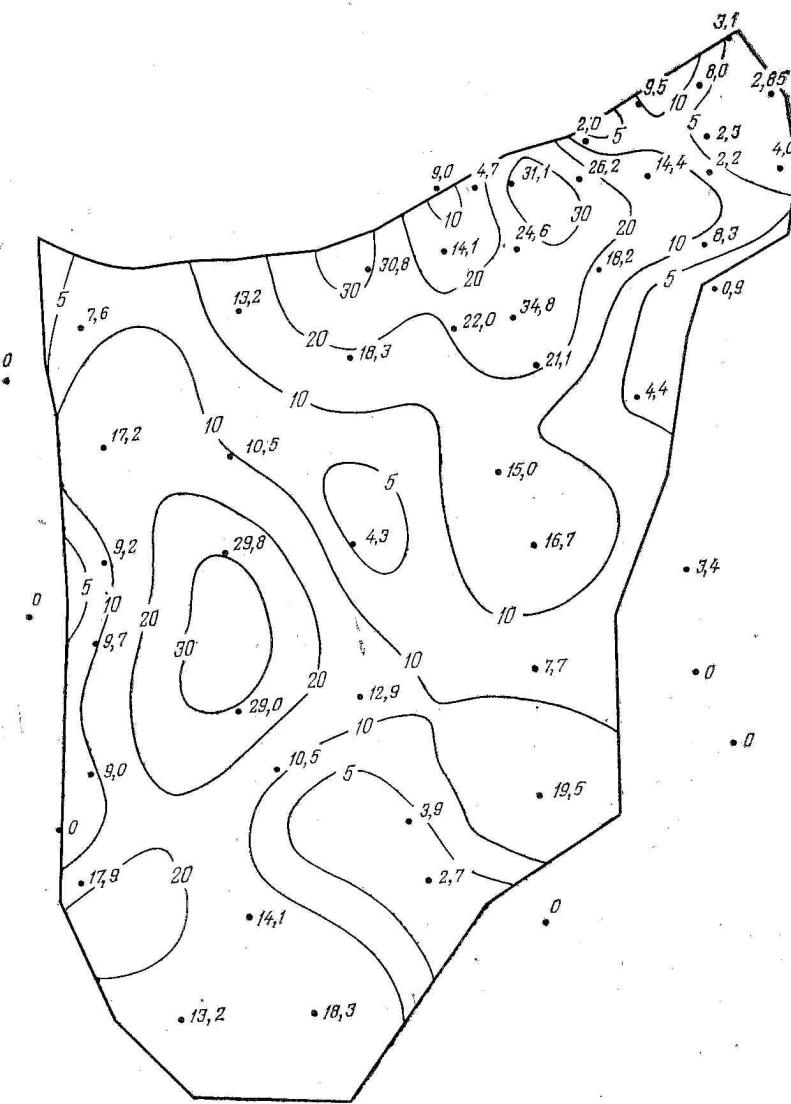


Рис. 49. План изомощностей медноколчеданной рудной залежи

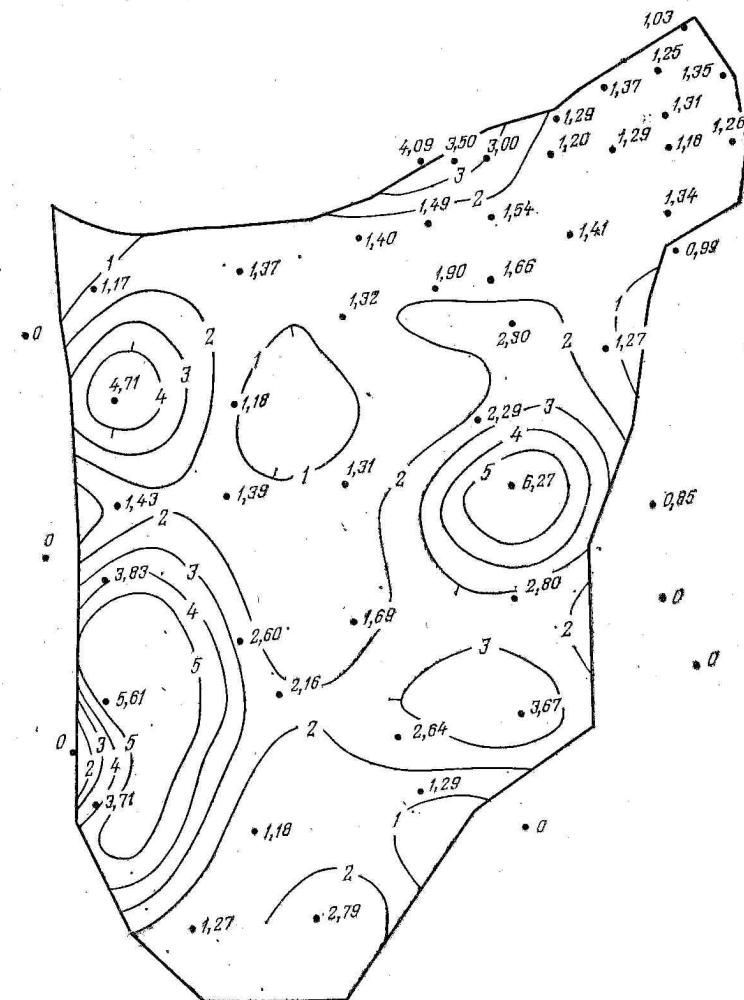


Рис. 50. План изолиний среднего содержания меди медноколчеданной залежи

Коэффициенты  $a_{ij}$  ряда (IV.4) определяются методом наименьших квадратов из решения системы уравнений, которую получают из условия минимума выражения

$$\sum_{k=1}^N \left( C_k - \sum_{i=0}^n \sum_{j=0}^n a_{ij} \cos i \frac{\pi}{L_x} x_k \cos j \frac{\pi}{L_y} y_k \right)^2 = \min,$$

где  $C_k$  — наблюденное значение показателя в точке с координатами  $x_k, y_k$ ;  
 $N$  — общее число точек.

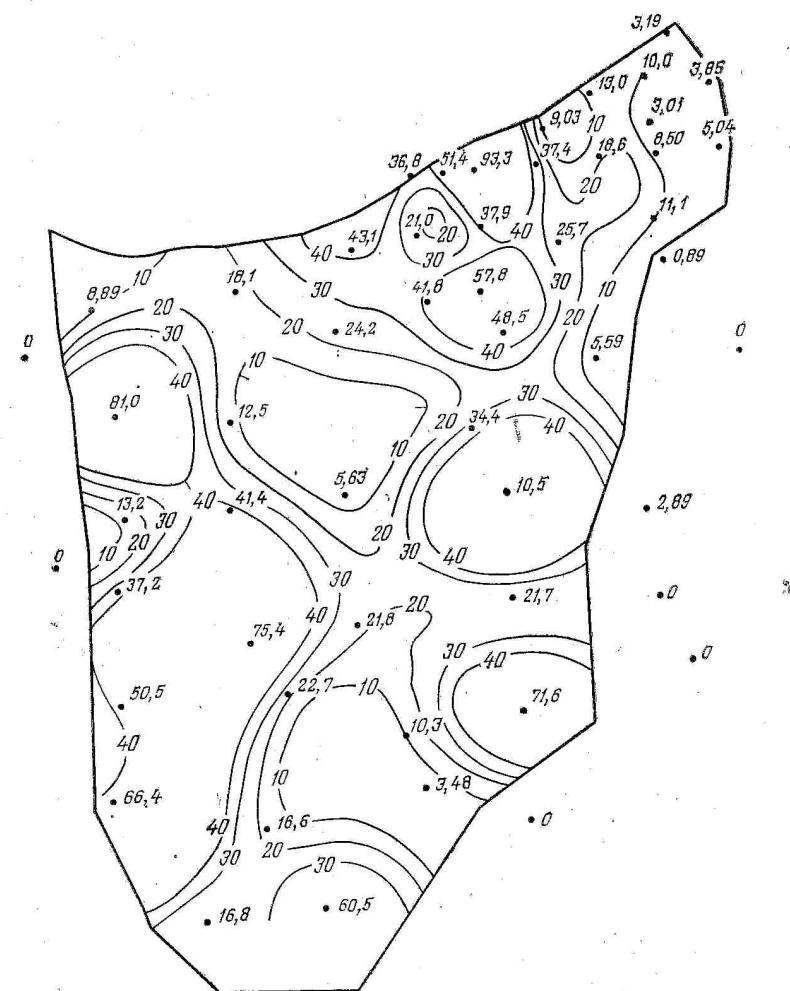


Рис. 51. План изолиний метропроцента медноколчеданной рудной залежи

После дифференцирования выражения по  $a_{ij}$  и приравнивания производных к нулю получают систему нормальных уравнений, каждое из которых имеет вид

$$\sum_{i,j=0}^N a_{ij} \sum_{l=0}^N \left( \cos i \frac{\pi}{L_x} x_l \cos j \frac{\pi}{L_y} y_l \right) \times \\ \times \left( \cos m \frac{\pi}{L_x} x_l \cos k \frac{\pi}{L_y} y_l \right) =$$

$$= \sum_{l=1}^N \cos m \frac{\pi}{L_x} x_l \cos k \frac{\pi}{L_y} y_l C_l, \quad (IV.5)$$

где  $m$  и  $k$  — в зависимости от номера уравнения изменяются от 0 до  $n$ ;

$C_l$  — наблюденное значение показателя в точке с координатами  $x_l$ ,  $y_l$ .

Математическая модель в виде двумерных рядов Фурье реализована во ВНИМИ как программа для ЭВМ «Минск-22». Программа предусматривает автоматическое определение величин  $L_x$ ,  $L_y$ , составление и решение системы нормальных уравнений (IV.5), определение общей и остаточной дисперсии, а также построение планов на алфавитно-цифровом печатающем устройстве ЭВМ.

Сравнительный анализ полиноминальных моделей, реализованных в виде полиномов вида

$$\tilde{z}(x, y) = \sum_{\beta=0}^n \sum_{\alpha=0}^n \alpha \beta \alpha x^\alpha y^\beta, \quad (\alpha + \beta \leq n), \quad (IV.6)$$

и моделей (IV.4), показал [151], что использование двумерных рядов Фурье оказывается во многих случаях предпочтительнее, чем полиномов (IV.6).

Следует подчеркнуть, что, несмотря на высокую эффективность и огромные возможности, которые открывает применение ЭВМ при геометризации месторождений, использование ЭВМ при решении подобных задач остается ограниченным и не выходит пока за рамки исследований, выполняемых некоторыми научно-исследовательскими институтами. Большинство же практических работ на производстве осуществляется вручную. В связи с отмеченным нами рассмотрена методика эксплуатационной геометризации без применения ЭВМ.

### 3. Гипсометрические планы поверхности висячего или лежачего бока рудных тел и залежей

Гипсометрические планы рудных тел и залежей используются при эксплуатации месторождения для планирования нарезных и подготовительных работ, размещения предохранительных целиков. Они характеризуют форму и залегание тела полезного ископаемого, развитие складчатых и разрывных нарушений на данном участке месторождения и связь между ними.

Особенностью построений гипсометрических планов при эксплуатационной геометризации является то, что они выполняются в основном по результатам маркшейдерских съемок подготовительных и очистных горных выработок. В связи с этим отметки теодолитных, нивелирных и других видов съемок в процессе геометризации необходимо приводить к отметкам лежачего (если строят гипсометрию лежачего) или висячего (если строят гипсометрию висячего) бока. Для этого все отметки нивелирных ходов в выработках следует исправить на величину  $\Delta z$  (рис. 52), которую можно опре-

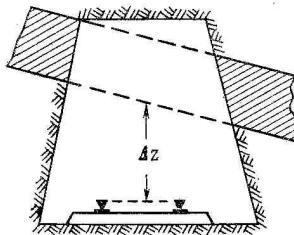


Рис. 52. Определение по-правок  $\Delta z$  при вычислениях отметок лежачего бока тела полезного ископаемого по результатам нивелировок

плоскости сместителя, то производить интерполяцию между ними нельзя, так как они принадлежат к разным поверхностям. Изогипсы следует проводить только в пределах блоков, ограниченных разрывными нарушениями, так как вдоль поверхностей сместителей они претерпевают разрыв и смещение.

Путем совмещения гипсометрических планов (на кальках) нескольких сближенных и сочленяющихся рудных тел и залежей строят линии их сочленения или пересечения, изучают взаимное пространственное положение, решают вопросы вскрытия рудных тел и прохождения горных выработок.

#### 4. Планы изомощностей рудных тел и залежей

Планы изомощностей характеризуют морфологию рудных тел и залежей и применяются при подсчете запасов, выборе систем разработки, планировании горных работ, потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Исходными данными для построения планов служат результаты замеров мощности в горных и разведочных выработках, а также на обнажениях. При горизонтальном и слабонаклонном залегании рудных тел и залежей обычно строят изолинии вертикальной мощности, при наклонном залегании — изолинии нормальной мощности и при крутом залегании — изолинии горизонтальной мощности. В последнем случае планы изомощностей строят на вертикальной плоскости проекций, простижение которой принимают равным среднему простианию тела полезного ископаемого. Зависимости между видимой нормальной, вертикальной и горизонтальной мощностями в точке замера для пластовых и пластообразных тел приведены выше (см. гл. I).

Методика построения планов изомощностей при эксплуатационной геометризации отличается необходимостью предварительного усреднения исходных данных, особенно при высокой изменчивости мощности. В остальном она та же, что и при детальноразведочной геометризации. С методической точки зрения усреднение исходных данных удобнее рассмотреть на примере сглаживания данных опробования.

делить на каждой точке непосредственным измерением или приближенно по паспорту крепления выработки. Аналогично исправляют отметки съемок очистных выработок.

Изогипсы плана строят обычным линейным интерполированием. При этом производить интерполяцию отметок изогипс можно лишь между теми съемочными или другими точками с высотными отметками, которые расположены в пределах одного геологического блока, не нарушенного смещениями. Если точки располагаются по разные стороны от

## Глава V

### ОБЩАЯ МЕТОДИКА ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ КАЧЕСТВЕННЫХ СВОЙСТВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### 1. Планы изолиний среднего содержания полезных или вредных компонентов

При построении планов изолиний среднего содержания полезного или вредного компонента производят усреднение исходных данных методом скользящего окна [70, 153]. Поскольку данные опробования разведочно-подготовительных и очистных горных выработок равнозначны, усреднение их следует производить совместно, а не раздельно, как это делается иногда на практике.

Сущность методики усреднения с помощью скользящего окна состоит в следующем [70]. Выбирают некоторый прямоугольный контур (скользящее окно) площадью  $S_0$ , который последовательно перемещают на плане с исходными данными опробования вдоль горизонтальных линий. При каждом положении скользящего окна вычисляют среднее значение содержания компонента по тем данным, которые попадают в пределы площади  $S_0$ . Полученное среднее относят к центру скользящего окна.

Для плавности изменения сглаженных данных каждое новое положение окна при его перемещении выбирают так, чтобы оно перекрывало прежнее положение на  $1/2$  или  $2/3$  площади  $S_0$ . В этом случае, очевидно, каждое новое осредненное значение содержания компонента будет включать соответственно  $1/2$  или  $2/3$  исходных данных, вошедших в предыдущее сглаженное значение содержания, что и обеспечивает плавность изменения осредненных результатов. На практике обычно перекрывание скользящего окна принимают равным  $1/2 S_0$  по горизонтали и по вертикали. При большей величине перекрывания  $S_0$  сглаженная поверхность изолиний среднего содержания компонента получается более плавной, однако и объем вычислений при этом существенно возрастает.

Площадь скользящего окна  $S_0$  определяет степень усреднения исходных данных опробования и, следовательно, вид планов изолиний среднего содержания полезного или вредного компонента. Поэтому выбор площади окна имеет определенное значение в методике геометризации месторождений. Как уже отмечалось, строгих априорных критериев или правил для разделения природной изменчивости на закономерную и случайную составляющие не существует. Решение задачи в каждом конкретном случае зависит от величины допустимой случайной погрешности определения среднего содержания компонента в различных точках плана: чем больше величина допустимой погрешности, тем больше допускается усреднение исходных данных и, следовательно, сглаживание аппроксимирующей поверхности.

Если план изолиний среднего содержания компонента предназначается, например, для планирования добычи полезного ископаемого в режиме усреднения с заданной погрешностью среднего со-

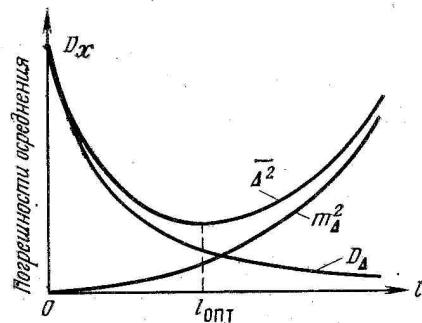


Рис. 53. Зависимость погрешностей скользящего усреднения реализаций нестационарного процесса от интервала (окна) усреднения

чайных процессов путем временного усреднения реализаций нестационарных процессов показано, в частности, что путем временного усреднения нестационарных процессов можно улучшить оценки их параметров.

В работе [39] отмечается, что при скользящем усреднении нестационарного процесса можно получить надежную текущую оценку его математического ожидания  $m_x(l)$  лишь в тех случаях, когда интервал приблизительной линейности функции  $m_x(l)$  существенно превышает интервал затухания автокорреляционных связей результатов наблюдений (радиус корреляции). Если это соотношение действительно имеет место, то существует такая область значений усредняющего интервала  $l$ , внутри которой случайные колебания процесса уже сильно сглаживаются, а погрешности, связанные с отклонением функции  $m_x(l)$  от линейности, еще невелики.

На рис. 53, заимствованном из работы [39], показано, что с увеличением интервала усреднения дисперсия случайных колебаний процесса  $D_\Delta$  уменьшается, однако погрешность  $\Delta$  оценки  $\hat{m}_x(l)$  текущего значения математического ожидания, связанная со смещением оценки за счет усреднения наблюдений, увеличивается. При этом кривая суммарной погрешности  $\Delta$  оценки  $\hat{m}_x(l)$  имеет минимум, которому соответствует оптимальное значение интервала скользящего усреднения и наиболее высокая точность воспроизведения текущих значений математического ожидания.

Практическая реализация идеи определения оптимального интервала скользящего усреднения наталкивается на непреодолимые трудности, поскольку для ее решения требуется знать закон изменения оцениваемых математических ожиданий процесса в различных его сечениях. В связи с этим подбор подходящего скользящего окна для сглаживания исходных данных опробования может быть осуществлен на основе допустимой средней квадратической погрешности среднего содержания в пределах заданного контура

держания компонента в добываемой руде, то степень осреднения исходных данных должна соответствовать этой допустимой погрешности. Если же план должен отражать лишь общие закономерности размещения оруденения в виде поверхности тренда, то степень усреднения исходных данных может быть более высокой.

Вопросы осреднения результатов наблюдений детально рассматриваются в агрофизике, агрометеорологии [39] и метеорологии [122] в связи с оценкой параметров нестационарных слу-

(блока, площади отработки полезного ископаемого за месяц, квартал, полугодие).

Для этого на основе имеющегося опыта выбирают окно площадью  $S_0^1$ , с помощью которого производят усреднение исходных данных опробования и построение плана изолиний среднего содержания компонента. На построенный план накладывают план опробования (на кальке), и в точках расположения проб производят определение усредненных значений содержания путем интерполяции между изолиниями плана. В результате в каждой точке опробования получают два значения содержания: исходное  $C_i$  и сглаженное  $C_i^1$ .

По значениям  $C_i$  и  $C_i^1$  вычисляют среднюю квадратическую погрешность оценки среднего содержания компонента в пределах заданного контура:

$$\sigma_C \approx \pm \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (C_i - C_i^1)^2}{n^2}}. \quad (V.1)$$

Если  $\sigma_C$  окажется более допустимого значения  $\sigma_{C_{\text{доп}}}$ , то площадь скользящего окна уменьшают на 20—30% и все операции повторяют. Если же  $\sigma_C < \sigma_{C_{\text{доп}}}$ , то площадь окна увеличивают примерно на такую же величину и эксперимент повторяют. Двух-трех приближений достаточно для решения задачи.

Следует отметить, что оценка (V.1) является заниженной, так как она не учитывает погрешностей смещения оценок частных средних содержаний в каждой точке плана, связанных с усреднением. Это занижение средней квадратической погрешности составляет, по-видимому, 20—30% ее величины [39] и зависит от соотношения случайной и закономерной составляющих вектора изменчивости оруденения по данным опробования и от степени нелинейности поведения функции  $m_x(l)$  в пределах площади скользящего окна. Однако существенного влияния на величину площади окна это не оказывает [39].

В литературе отмечается, что значения случайной составляющей общего вектора природной изменчивости следуют нормальному закону распределения. Это утверждение справедливо лишь при не очень высоких значениях коэффициента вариации исходных данных опробования ( $V_x < 100\%$ ), когда выборочное распределение проб не слишком асимметрично и в спектре амплитуд флюктуаций содержания отсутствуют отдельные очень высокие значения.

Если же распределение данных опробования очень асимметрично ( $V_x > 100\%$ ), то случайная составляющая общей изменчивости хотя и имеет некоторую тенденцию к нормализации, но нормальному закону распределения она все же не следует при любых уровнях ее выделения. На рис. 54 представлена кривая плотности распределения проб на одном из золоторудных месторождений Дальнего Востока, показывающая, что в спектре амплитуд изменчивости со-

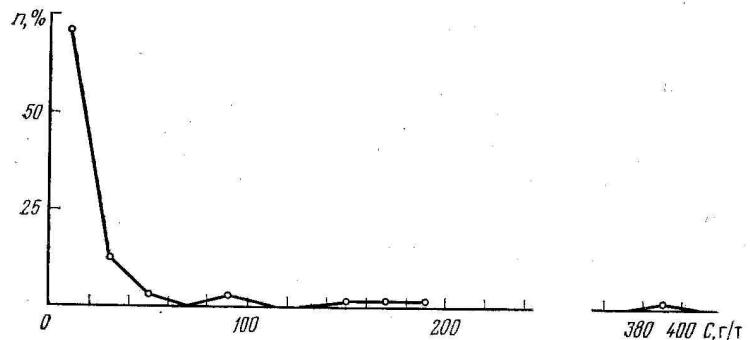


Рис. 54. Кривая плотности распределения данных опробования на одном из золоторудных месторождений Дальнего Востока

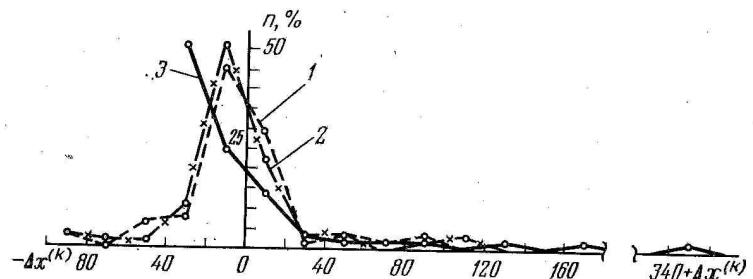


Рис. 55. Кривые плотности распределений величин  $\Delta x_i^{(1)}$ ,  $\Delta x_i^{(2)}$ ,  $\Delta x_i$ :  
1 — распределение  $\Delta x_i^{(1)}$ ; 2 —  $\Delta x_i^{(2)}$ ; 3 —  $\Delta x_i$

держания имеется очень небольшое количество весьма высоких значений амплитуд.

На рис. 55 показаны кривые плотности распределений разностей

$$\Delta x_i^{(1)} = x_i - \bar{x}_i^{(1)}; \Delta x_i^{(2)} = x_i - \bar{x}_i^{(2)} \text{ и } \Delta x_i = x_i - \bar{X},$$

где  $x_i$  — значения исходных данных опробования;  $\bar{x}_i^{(1)}, \bar{x}_i^{(2)}$  — значения усредненных результатов в тех же точках опробования после первого и второго сглаживания из трех проб;  $\bar{X}$  — общее среднее содержание на изучаемом интервале.

Как видно из рисунка, кривые плотности распределений величин  $\Delta x_i^{(1)}$  и  $\Delta x_i^{(2)}$  имеют высокую положительную асимметрию, обусловленную аномальными значениями содержания. Пример показывает, что нормализация распределения величин  $\Delta x_i^{(k)}$  не может служить критерием выделения случайной составляющей вектора изменчивости при очень асимметричных распределениях результатов наблюдений.

Практически сглаживание исходных данных в пределах некоторого контура (блока, рудного тела) производят с помощью сетки

[70]. Если обозначить стороны принятого прямоугольного окна с площадью  $S_0$  буквами  $a$  и  $b$  ( $b/a=m>1$ ), то  $b=\sqrt{S_0m}$  и  $a=\sqrt{S_0/m}$ . Отношение сторон прямоугольного скользящего окна должно соответствовать анизотропии изменчивости содержания компонента по направлениям простириания и падения рудного тела.

Анизотропия поля изменчивости показателя по указанным направлениям определяется величиной [55]

$$A = \frac{I_{\text{пр}}}{I_{\text{пад}}},$$

где  $I_{\text{пр}}, I_{\text{пад}}$  — характеристики скорости изменения изучаемого показателя в направлениях простириания и падения рудного тела, определяемые по формулам

$$I_{\text{пр}} = \frac{r}{K_{\text{пр}}}; I_{\text{пад}} = \frac{r}{K_{\text{пад}}}.$$

Здесь  $r$  — расстояние между двумя соседними точками опробования по выработкам, пройденным по простирианию и падению рудного тела,  $K_{\text{пр}}, K_{\text{пад}}$  — значения радиусов автокорреляции между пробами соответственно по простирианию и падению, выраженные через интервалы  $r$ . Значения  $K_{\text{пр}}$  и  $K_{\text{пад}}$  снимаются с графиков корреляционных функций, построенных по данным опробования по направлениям простириания и падения рудного тела [55].

Таким образом, в общем случае должно выполняться условие

$$\frac{b}{a} = A = \frac{K_{\text{пад}}}{K_{\text{пр}}},$$

где  $b, a$  — размеры скользящего окна соответственно по падению и простирианию. В частном случае, когда  $A \approx 1$  ( $A \leq 1,3$ ), скользящее окно можно принимать в виде квадрата.

В связи с тем, что простириание рудного тела обычно меняется, сетка будет криволинейной, причем размер четырехугольников на плане по падению будет изменяться в зависимости от угла  $\delta$ . Сетку строят на кальке; построения выполняют следующим образом.

На гипсометрический план рудного тела накладывают кальку и проводят примерно среднюю изогипсу плана. От нее вверх по восстанию и вниз по падению строят полосы шириной  $b'=b \cos \delta$ . Угол падения определяют по гипсометрическому плану с помощью масштаба заложений. Для этого вдоль каждой строящейся полосы через определенные интервалы измеряют заложение между изогипсами и по масштабу заложений находят угол  $\delta$ .

Для упрощения определения  $b'$  перед началом построений строят график значений  $b'=b \cos \delta$  (рис. 56), на котором по оси абсцисс откладывают углы  $\delta$ , а по оси ординат — соответствующие им значения  $b'$  в масштабе плана. На графике значения  $b'$  определяют измерителем.

Вертикальные линии сетки проводят по падению рудного тела через интервалы  $a$ , однако в связи с изменением его простириания они не могут быть строго параллельны. Поэтому расстояние  $a$  меж-

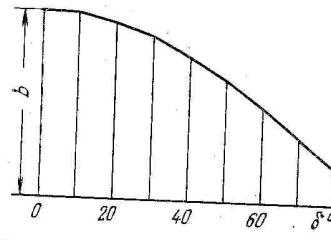


Рис. 56. График для определения  $b' = b \cos \delta$

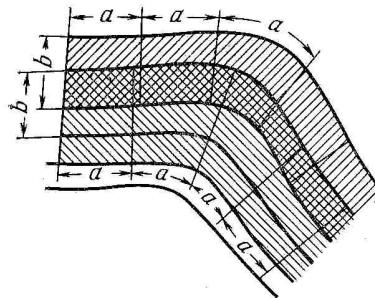


Рис. 57. К построению сетки на участках крутых поворотов рудного тела (двойной штриховкой показана область перекрытия верхней и нижней сеток)

ду линиями рекомендуется откладывать вдоль средней изогипсы плана (рис. 57). В этом случае уклонения от размера  $a$  между сходящимися или расходящимися вертикальными линиями будут поровну распределяться на верхние и нижние горизонты рудного тела и погрешности построения площадок  $S_0$  на этих горизонтах будут наименьшими.

Следует отметить, что погрешности построения площадок  $S_0$  на верхних и нижних горизонтах при меняющемся простирии рудного тела и прямых вертикальных линиях сетки неизбежны, так как поверхность рудного тела в этих случаях подобна конической, а вертикальные линии сетки являются ее образующими. При крутых поворотах рудного тела по простирию вертикальные линии сетки либо сближаются на недопустимо малые расстояния, либо слишком расходятся, вследствие чего принятая площадь окна  $S_0$  соответственно сильно увеличивается или уменьшается.

Чтобы избежать этого, сетку на участках поворота рудного тела рекомендуется строить по частям, последовательно сверху вниз или наоборот. При этом нарушенный (вследствие схождения или расходления вертикальных линий сетки) размер  $a$  восстанавливают на строящейся заново сетке. При построениях каждая новая часть сетки должна перекрывать старую вдоль одной горизонтальной полосы (см. рис. 57).

После того как построены горизонтальные и вертикальные линии сетки, каждый четырехугольник делят на четыре части: пополам по падению и по простирию, т. е. проводят дополнительные вертикальные и горизонтальные линии. Линии сетки обозначают цифрами и буквами (рис. 58).

Сглаживание данных опробования с помощью сетки производят в следующем порядке. Сетку, вычерченную на кальке, накладывают на план опробования, и пробы, попавшие в каждый четырехугольник, записывают в отдельную таблицу. Она расчерчивается в виде клеток, линии которых имеют такие же цифровые и буквенные обозначения, как линии сетки (рис. 59).

Далее в каждой клетке таблицы вычисляют частные средние (на схеме таблицы они обведены прямоугольной рамкой). Затем

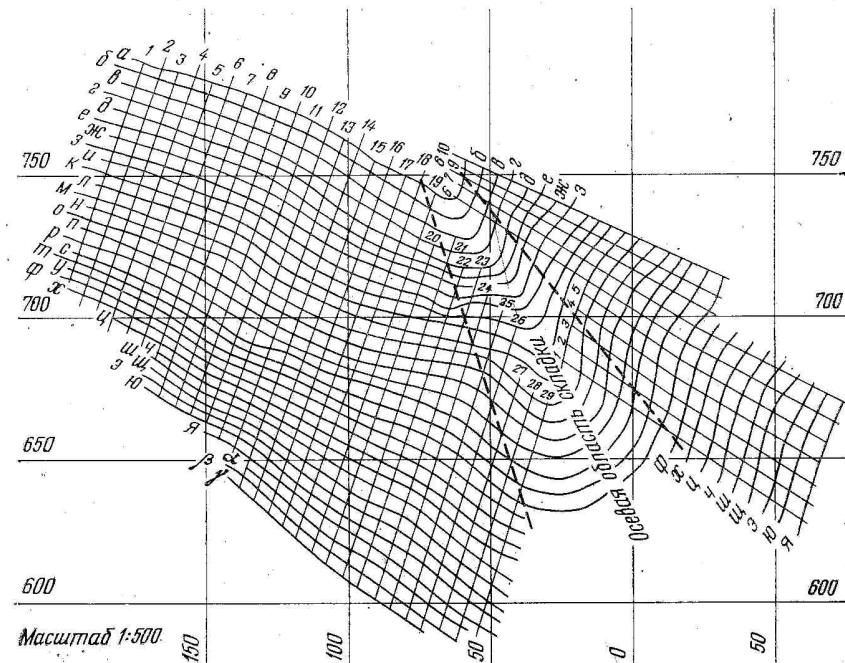


Рис. 58. Криволинейная сетка для скользящего усреднения данных опробования

из каждого четырех частных средних подсчитывают общие средние и записывают их на пересечениях соответствующих горизонтальных и вертикальных линий таблицы, т. е. в центре каждого окна усреднения. На рис. 59 они показаны в кружках.

Описанная методика осреднения воспроизводит движение скользящего окна слева направо по простирию и сверху вниз по падению рудного тела. При этом в каждом новом положении окно наполовину перекрывает прежнее.

После того как вся таблица вычислена, на план копируют сетку и в соответствующих ее узловых точках записывают из таблицы вычисленные средние. Затем приступают к построению изолиний среднего содержания компонента на основе обычной линейной интерполяции. При построении изолиний учитывают инвариантные линии поверхности и линии дизьюнктивов.

Аналогичным образом производят сглаживание результатов замеров мощности в подготовительных и очистных выработках при построении планов изомощностей. Площадь скользящего окна  $S_0$  определяют описанным выше методом приближения. Однако если предполагают в дальнейшем строить планы изолиний линейных запасов (метропроцентов, метрограммов на тонну), то для усреднения результатов замеров мощности целесообразно использовать ту

<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
5,7 6,9 20,1 13,3	14,1 12,9 2,7 12,7	11,6 10,3 11,2	3,4 12,6 11,2 9,1
<i>a</i>			
18,7 2,4 17,9	14,3 43,1 19,0	16,9 21,0 16,1	0,6 64,3
<i>b</i>			
13,0	20,2 11,4 16,7 29,6 40,0	25,8 24,5	27,6 16,9 73,1 6,2 28,6
<i>c</i>			
21,0 29,4 16,3 22,2			30,7
<i>d</i>			

Рис. 59. Пример вычислительной таблицы при скользящем усреднении данных опробования

же сетку, которая применялась для сглаживания данных опробования. В этом случае в узловых точках сетки вычисляют значения усредненных линейных запасов как произведения содержания компонента на мощность.

В тех случаях, когда данные опробования размещаются на различных и разномасштабных планах опробования (погоризонтные планы, блоковые карточки), сетку удобно использовать для сведения этих данных в одну вычислительную таблицу. Для этого ее трансформируют в те масштабы, в которых составлены интересующие нас планы опробования. Накладывая последовательно сетку на одномасштабные с ней планы опробования, в вычислительную таблицу выписывают недостающие данные опробования. Так, например, с блоковых карточек масштаба 1 : 200 переносят в вычислительную таблицу данные эксплуатационного опробования, которых нет на погоризонтных планах опробования масштабов 1 : 500—1 : 1000.

Указанное использование сетки для концентрации данных опробования в вычислительной таблице исключает трудоемкую работу по переносу этих данных на какой-либо один план. Трансформирование сетки из одного масштаба в другой удобно производить с помощью диапроектора.

## 2. Планы изолиний линейных запасов металла

При эксплуатационной геометризации планы изолиний линейных запасов металла строят по усредненным данным содержания компонента и мощности рудного тела. Для этого из двух вычислительных таблиц, составленных при усреднении данных опробования и замеров мощности, выписывают в соответствующих узловых точках новой таблицы сглаженные значения содержания и мощности в виде дроби: в числителе — мощность, в знаменателе — содержание. Далее вычисляют произведения мощности на содержание (если строят изолинии метропроцента или метрограмма на тонну) или мощности на содержание и на плотность руды (при-

построении линейных запасов металла). Результаты записывают рядом с дробью.

На рис. 60 показан пример вычисления  $\frac{g \cdot m}{t}$  по золоторудной жиле. Здесь числитель — мощность, знаменатель — содержание, а цифры в кружках — произведения мощности на содержание. Произведения относят к соответствующим узловым точкам таблицы.

Значения линейных запасов переносят на план, используя сетку, и производят построение изолиний линейной интерполяцией.

Если сглаживание данных опробования и замеров мощности рудного тела выполнялось с помощью разных сеток, то для получения усредненных результатов содержания и мощности в узловых точках одной и той же сетки (например, сетки для осреднения данных опробования) последнюю накладывают на план изолиний мощности и методом интерполяции определяют сглаженные значения мощности в узловых точках. Далее поступают так, как описано выше.

В последнем случае объем работ существенно возрастает за счет необходимости определения сглаженных значений мощности в узловых точках сетки. В связи с этим при построениях планов изолиний линейных запасов рекомендуется применять при сглаживании результатов замеров мощности ту же сетку, что и при сглаживании данных опробования. Оптимальность решения задачи при этом нарушается, однако существенно сокращается объем работ.

## 3. Примеры эксплуатационной геометризации месторождений

### Геометризация Жильного Золоторудного месторождения

Район месторождения сложен глинистыми сланцами юрского возраста, собранными в антиклинальную складку, ось которой вытянута в северо-восточном направлении. Основная антиклинальная структура осложнена поперечными изгибами оси и гофрировкой крыльев складки. Золоторудные жилы залегают вблизи свода, на северо-западном крыле антиклинали, и падают на северо-запад под углами 20—50°. Они представляют собой тектонические трещины, заполненные кварцем. Мощность жил изменяется в пределах 0,02—0,40 м, редко достигая 0,50—0,80 м. Структура основных жил осложнена апофизами и секущими жилами.

Месторождение вскрыто, разведано и частично отработано на глубину 200—250 м от поверхности. Опробование в горных выработках — бороздовое, расстояние между пробами 1 м. Опробова-

<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
0,12 14,3	1,72 0,08	0,13 1,61	2,20 0,15
<i>a</i>			
20,2	25,8	25,8	38,7
<i>b</i>			

Рис. 60. Пример вычисления линейных запасов по усредненным данным при построении плана изолиний линейных запасов

ние очистного пространства производится также бороздой, плотность опробования — одна проба на 4—6 м<sup>2</sup>.

Геометризация месторождения имела целью: 1) представить наглядно структуру и морфологию основных жил и структуру всего месторождения; 2) установить основные закономерности размещения золотоносных жил в зависимости от структуры рудного поля; 3) дать оценку перспективности месторождения и определить возможные направления для поисков и разведки.

Вследствие полого и наклонного падения большинства основных жил планы строились на горизонтальной плоскости проекций в масштабе 1 : 500. В качестве исходных данных для построения планов были использованы материалы 15-летней разработки и геологического изучения месторождения: результаты маркшейдерских съемок и данные опробования горных выработок, геологические разрезы, зарисовки и т. д. Всего при геометризации месторождения было использовано около 300 тыс. проб и замеров мощности жил.

Кривые изменения среднего содержания золота с глубиной, построенные для основных жил месторождения, а также другие результаты геометризации показали, что зигзагообразная форма кривых (рис. 61) связана с проявлением структурного контроля в пространственном размещении оруденения внутри жил. Вместе с тем общая форма кривых на графике свидетельствует о том, что существует достаточно ярко выраженная тенденция падения среднего содержания золота с глубиной по всем жилам и в целом по месторождению. Этот вывод нашел подтверждение и в закономерности пространственного размещения жил на крыльях антиклинальной структуры месторождения. В процессе геометризации все золоторудные жилы были разделены на согласные структуры и секущие ее и составлена диаграмма распространения жил в зависимости от удаления от свода антиклинали месторождения вниз по крылу (рис. 62).

Диаграмма показала, что на всем протяжении крыла антиклинали от свода и до горизонта 260—280 м соотношение между числом и общей протяженностью согласных и секущих жил остается приблизительно постоянным. Между тем до начала работ по геометризации месторождения существовало мнение, что с удалением от свода антиклинали число секущих жил заметно падает, а число согласных возрастает. На основе диаграммы во вскрытой части месторождения выделены три условные зоны:

первая зона — от свода антиклинали до горизонта 435 м — характеризуется постепенным увеличением числа и протяженности секущих и согласных жил;

вторая зона — от горизонта 435 м до горизонта 410 м — характеризуется наибольшей насыщенностью жилами и наибольшим проявлением контролирующей роли структуры в их размещении;

третья зона — от горизонта 410—400 м и ниже — характеризуется постепенным уменьшением числа и протяженности как согласных, так и секущих жил.

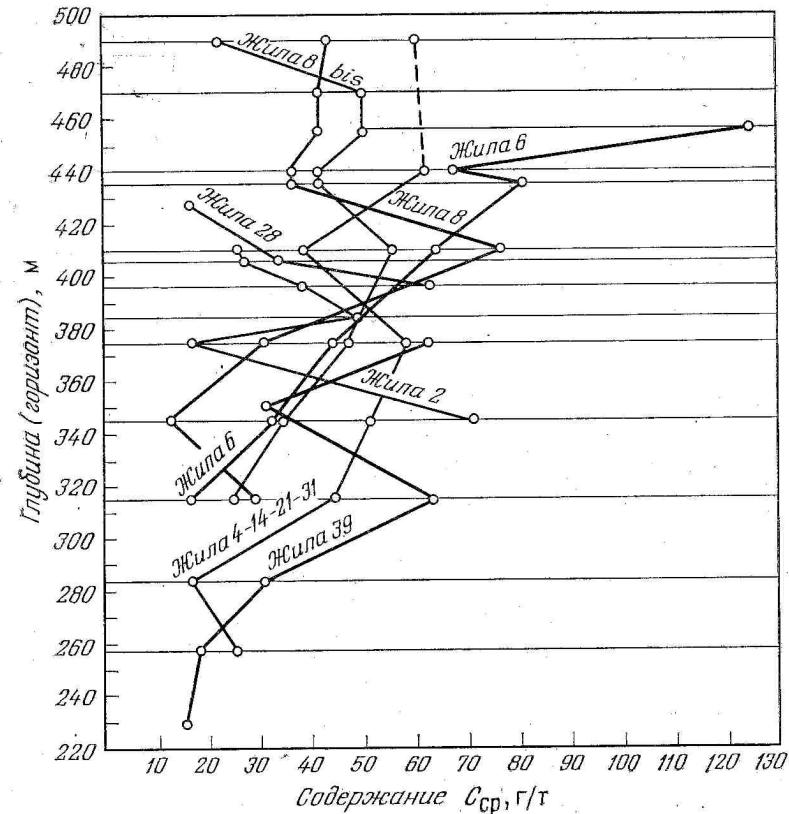


Рис. 61. Кривые изменения среднего содержания золота с глубиной для основных жил золоторудного месторождения

Установленная закономерность в пространственном размещении жил на крыле антиклинали находит объяснение в упругопластическом поведении пород, слагающих антиклиналь. Если представить, что при формировании антиклинальной структуры слои пород вели себя как упруго-пластические тела (подобно пачке блокированных и изгибаемых листов из упругого материала), то эти слои должны прилегать один к другому наиболее плотно в своде (по оси) и внизу на крыльях антиклинали (вследствие действия реакции ядра и складкообразующих тектонических сил) и менее плотно в некотором удалении от свода (вследствие действия упругих сил в слоях) (рис. 63).

Таким образом, в рассматриваемых условиях свод и нижние горизонты крыльев антиклинали менее благоприятны для размещения жил, чем те части ее крыльев, которые находятся в некотором удалении от свода.

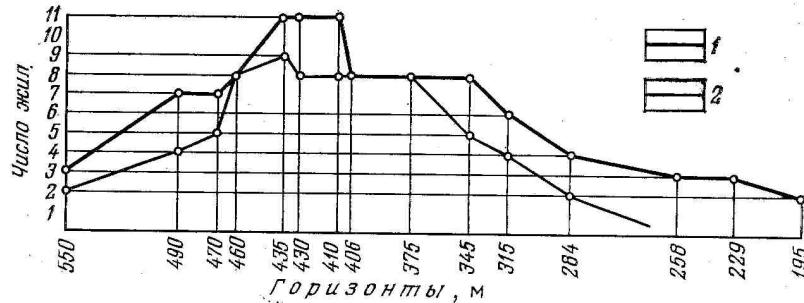


Рис. 62. Диаграмма распространения на глубину согласных и секущих жил:  
1 — жилы, согласные структуре пород; 2 — жилы секущие

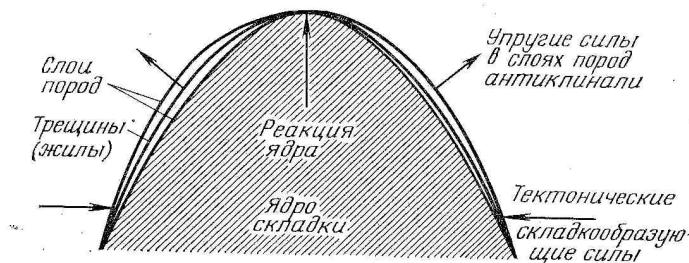


Рис. 63. Схема, поясняющая закономерность распространения жил на крыльях антиклинали

Дальнейшая разведка и эксплуатация месторождения подтвердили главный вывод, полученный на основе геометризации, о том, что глубокие горизонты структуры рудного поля не являются перспективными в промышленном отношении.

В процессе геометризации по каждой из жил были построены: гипсометрический план висячего бока, план изолиний наклонных сечений висячего бока в проекции на горизонтальную плоскость [70], планы изолиний вертикальной мощности, среднего содержания золота и метрограммов. Планы изолиний среднего содержания золота и вертикальной мощности жил построены по осредненным данным разведочно-эксплуатационного опробования. Осреднение производилось с помощью скользящего окна площадью примерно  $120 \text{ м}^2$ .

На рис. 64 представлен гипсометрический план висячего бока одной из жил. На основе плана можно сделать следующие выводы.

Западное крыло жилы залегает согласно структуре продуктивной толщи пород, в центральной части жила претерпевает крутой поворот по простиранию, вследствие чего ее юго-восточное крыло залегает резко несогласно с общим простиранием структуры. Поворот восточного крыла жилы к югу является следствием



Рис. 64. Гипсометрический план поверхности висячего бока жилы

прогиба оси и северо-западного крыла антиклинали, к которой приурочено месторождение. Угол поворота жилы возрастает от  $10-15^\circ$  на верхних горизонтах до  $90^\circ$  на нижних. Крылья жилы залегают круче ( $40^\circ < \delta < 60^\circ$ ), чем ее центральная часть ( $15^\circ < \delta < 25^\circ$ ).

Жила осложнена складчатостью, причем крылья ее гофрированы слабо, а центральная часть более интенсивно. На участке поворота жилы отчетливо выделяются две складки, прослеживающие-

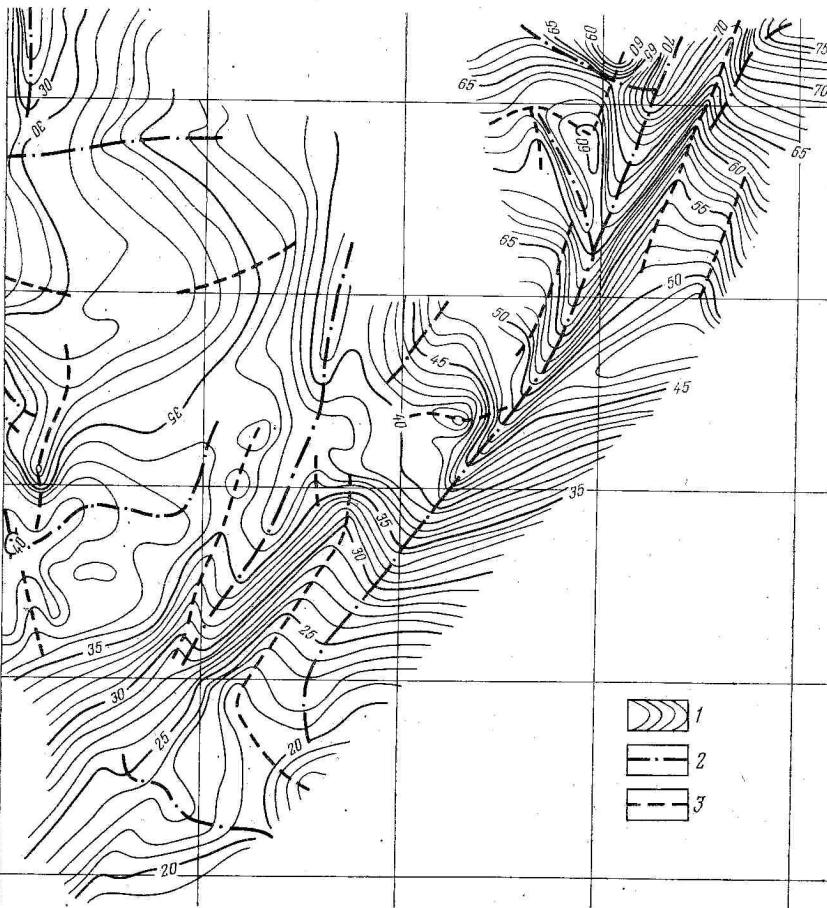


Рис. 65. План изолиний наклонных сечений висячего бока жилы в проекции на горизонтальную плоскость:

1 — изолинии расстояний бока жилы до начальной наклонной плоскости; 2 — оси малоамплитудных антиклиналей второго и третьего порядков; 3 — оси таких же синклиналей

ся от горизонта 420 м до горизонта 370 м. Структурно-морфологические особенности жилы выявляются еще отчетливее на плане изолиний наклонных сечений (рис. 65). Инвариантные линии этого плана представляют собой оси небольших выпуклых и вогнутых складок, гофрирующих жилу.

На рис. 66 приведен фрагмент плана изолиний среднего содержания золота, на котором показаны оси выпуклых и вогнутых складок (инвариантные линии) плана наклонных сечений жилы, перенесенные с рис. 65. Как видно из рис. 66, наиболее обогащенные участки жилы располагаются вдоль или вблизи инвариантных линий, т. е. связанных ее складчатостью. В этом проявляется конт-

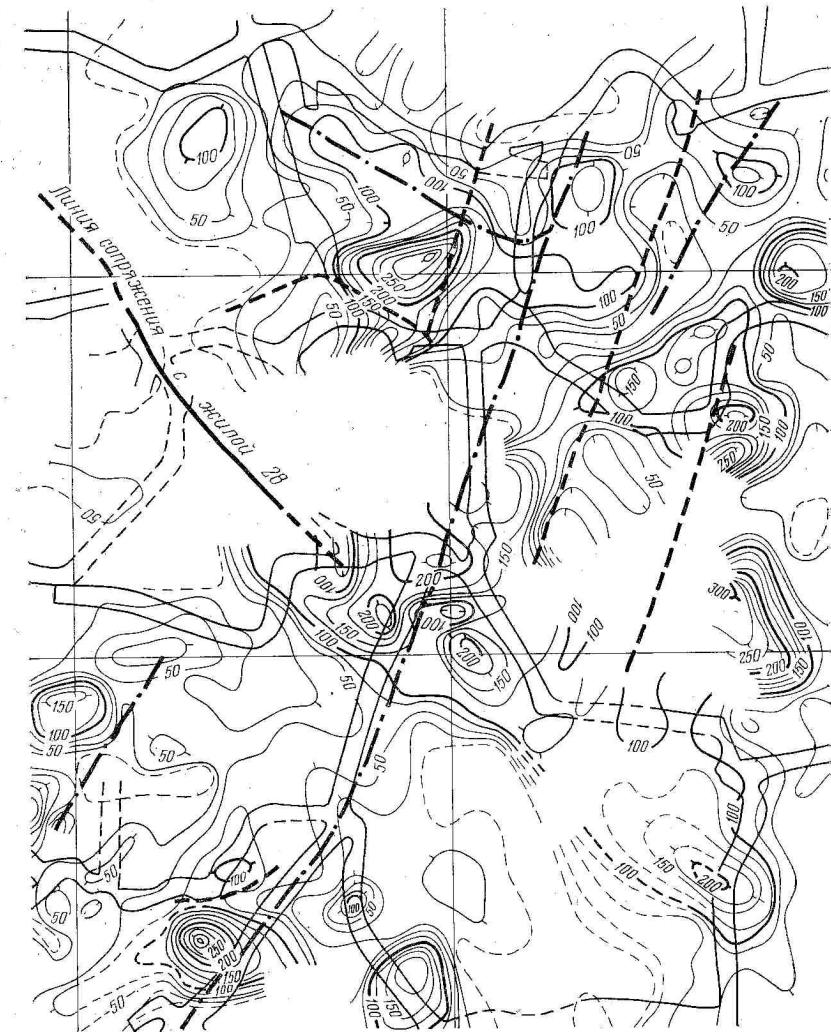


Рис. 66. Фрагмент плана изолиний среднего содержания золота, на котором показаны инвариантные линии плана наклонных сечений

ролириующая роль структурно-морфологических особенностей жил в размещении оруденения.

Обогащенность западного крыла жилы объясняется наличием на этом участке пережимов, ограничивших движение золотоносных гидротермальных растворов. Один из таких пережимов (рис. 67) располагается в 30—50 м к западу от оси поворота жилы и прослеживается почти от нижних горизонтов до верхних. Этот пережим обусловил поднятие рудоносных растворов по западному крылу жилы. Второй пережим располагается на обога-

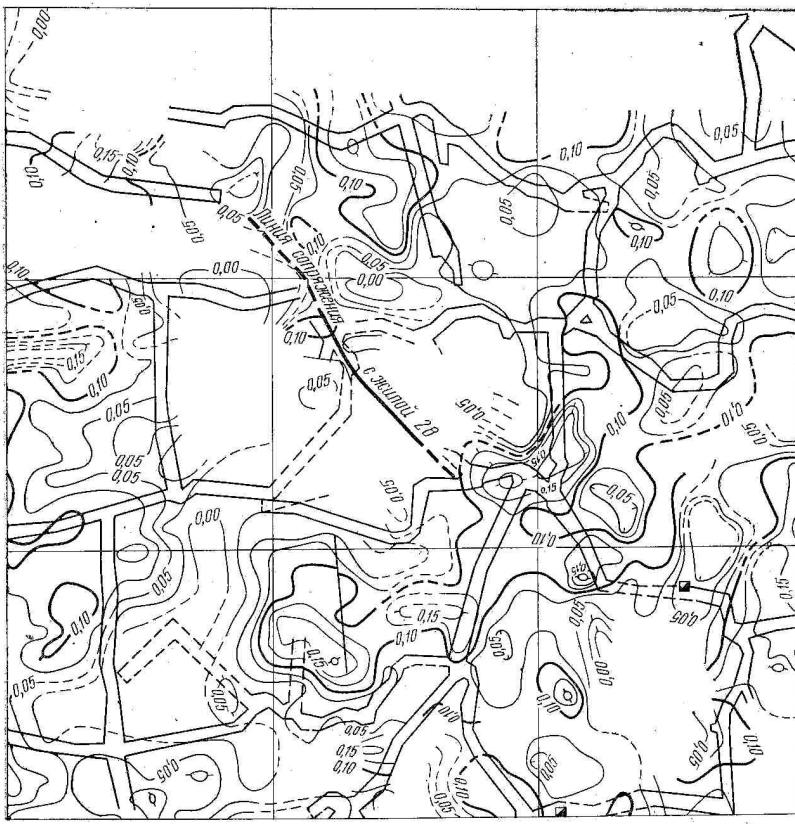


Рис. 67. План изолиний вертикальной мощности жилы

щенном участке выше горизонта 340—370 м и ограничивает поднятие золотоносных растворов сверху. Одновременно обогащенность западного крыла жилы связана с его гофрировкой.

Сложная картина размещения богатых рудных гнезд в жилах объясняется еще и тем, что в процессе формирования месторождения морфология жильных трещин неоднократно менялась под действием тектонических сил, вследствие чего менялись и направления наиболее интенсивной циркуляции гидротермальных растворов. В связи с этим некоторые богатые рудные гнезда оказались расположеными в стороне от осей складок, гофрирующих жилы. Это объяснение находит подтверждение в том, что на месторождении выделено несколько генераций жильного кварца.

Выявленные закономерности размещения оруденения внутри жил согласуются с графиками изменения среднего содержания золота с глубиной (см. рис. 61): кривые обнаруживают повышение среднего содержания золота на горизонтах, где жилы наиболее осложнены складчатостью.

Установленные закономерности размещения оруденения позволили утверждать, что наиболее благоприятными структурными формами в районе месторождения, определяющими размещение золоторудных жил, являются те части крыльев антиклиналей, которые прилегают к их сводам. Высокие концентрации оруденения в жилах связаны с их гофрировкой. Особое значение при этом имеют складки, оси которых располагаются по падению крыла антиклинали.

Результаты геометризации позволили правильно оценить нижние горизонты месторождения как неперспективные в промышленном отношении и оказали решающее влияние на выбор направлений и участков для поисково-разведочных работ. Проходка горно-разведочных выработок на нижние горизонты была приостановлена, так как они не встречали золоторудных жил.

Интересные научные и практические результаты, полученные на основе эксплуатационной геометризации месторождений Рудного Алтая, приводит К. Ф. Ермолаев. Так, в работе [38] описывается случай, когда на основе структурной геометризации пород кровли одного из месторождений была успешно решена задача частичной прорезки и выемки межкамерных целиков богатой руды открытым забоем, что дало значительный экономический эффект.

Рассмотренные примеры детальноразведочной и эксплуатационной геометризации месторождений не исчерпывают всего многообразия методических решений и примеров, известных в литературе и применяемых на практике. Возможны и иные подходы и решения, которые могут диктоваться особенностями геологического строения геометризируемого месторождения и выдвигаемыми практикой или наукой задачами. Исследователь должен уметь отобрать наиболее подходящие методы для решения поставленной задачи или разработать новые.

Часть вторая

## ПОДСЧЕТ И УЧЕТ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### Глава VI

#### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОЦЕНОК ПАРАМЕТРОВ ЗАПАСОВ

##### 1. Задачи подсчета запасов

Подсчет запасов является завершающим этапом разведки, геологического изучения и промышленной оценки каждого месторождения полезных ископаемых. На его основе производится проектирование, строительство и эксплуатация соответствующего горнодобывающего предприятия, разрабатываются технические решения, направленные на наиболее полное и рациональное извлечение полезного ископаемого и на охрану недр.

Поэтому подсчет запасов должен определять не только оценки количества полезного ископаемого по отдельным его технологическим сортам, категориям разведенности и в целом по месторождению, но и содержать четкие и обоснованные данные, характеризующие пространственное распределение запасов, горно-геологические условия залегания и отработки полезного ископаемого, структурно-морфологические особенности всего месторождения и отдельных его частей, закономерности пространственного распределения оруденения, богатых и бедных участков, рудных тел и других геологических обособлений, характер и степень изменчивости показателей месторождения (содержания компонентов, мощности рудных тел), гидрогеологические и инженерно-геологические условия. Все эти данные также являются своеобразными числовыми, графическими или, наконец, описательными оценками указанных условий или особенностей месторождения и свойств полезного ископаемого и вмещающих горных пород.

Важное значение в подсчете запасов имеет достоверность исходной информации и основанных на ней конечных результатов. Поэтому определение степени достоверности оценок исходной геологоразведочной информации и запасов, а также степени изученности месторождения составляет одну из задач подсчета запасов.

На основе подсчета запасов определяются масштабы и промышленная ценность месторождения, целесообразность и условия его эксплуатации и в конечном итоге производительность горнодобывающего предприятия и размер капитальных вложений в его строительство. С этой точки зрения подсчет запасов является весьма важным и ответственным народнохозяйственным актом, а

применительно к отдельным крупным, уникальным и сложным в геологическом отношении месторождениям или месторождениям особо важного минерального сырья его можно рассматривать как акт государственного значения.

Подсчет запасов — это первый и наиболее важный этап в процессе учета и управления запасами в недрах в течение всего срока эксплуатации месторождения. Его данные используются при планировании горных работ, учете добычи, потерь и разубоживания полезного ископаемого и при разработке мероприятий для их ограничения. При этом достоверность оценок запасов и их параметров в большой степени влияет на точность учета потерь и разубоживания полезного ископаемого и эффективность применяемых инженерных решений для их ограничения.

Изложенное показывает, что точность подсчета запасов и обоснованность методических приемов, используемых при его выполнении, имеют большое производственное значение. Точность подсчета запасов зависит не только от детальности разведочных работ и качества исходной информации, но и от того, какие формулы применяются при определении оценок параметров запасов.

В литературе [14, 41, 49, 39, 44, 59, 63, 65, 74, 101, 124, 128, 130, 132, 138, 139, 170, 184] до сего времени являются дискуссионными вопросы применения тех или иных формул средневзвешенного и среднеарифметического для вычисления оценок средней мощности рудного тела, средней плотности руды и особенно среднего содержания компонента, а также способы определения и ограничения так называемых ураганных проб. В решении этих вопросов существует целый ряд различных точек зрения и рекомендаций, нередко противоречивых. Все это затрудняет выбор правильных решений при подсчете запасов геологами-производственниками и снижает научный уровень методических разработок в этой области.

Подсчет запасов является не только ответственной геолого-экономической, но и серьезной математической задачей. Геолого-экономическая сторона задачи обстоятельно и квалифицированно рассмотрена в ряде специальных руководств и монографий [14, 39, 45, 63, 84, 90, 128, 129, 132, 165]. Имеются также достижения в математическом обосновании некоторых методических решений и приемов, применяемых при подсчете запасов. Однако в целом проблему построения математической теории подсчета запасов нельзя считать завершенной. Некоторые вопросы этой проблемы нуждаются в дополнительных исследованиях и решениях.

К ним, в частности, относятся: эффективное применение средневзвешенных и среднеарифметических оценок параметров запасов, определение и ограничение ураганных проб, смещенностю модальных значений оценок, связанная с асимметричностью распределений и корреляцией показателей месторождения, и др. В связи с этим в дальнейшем основное внимание мы уделяем теоретико-вероятностным аспектам подсчета запасов.

## 2. Параметры запасов и их оценки

Под параметрами запасов всюду далее будем понимать истинные значения средней мощности рудного тела, среднего содержания компонента и средней плотности руды в пределах того объема, в котором производится подсчет. Если подсчет запасов производится в границах разведочного или эксплуатационного блока, то параметры будут относиться соответственно к тому или другому блоку. Если определяется средняя мощность рудного тела, среднее содержание компонента или средняя плотность руды в пределах горной выработки (штреека, восстающего), вскрывающей рудное тело на всю мощность, то параметры будут относиться к полезному ископаемому, заключенному в объеме этой выработки. Аналогичным образом параметры могут относиться к разведочному сечению, представляющему собой вертикальную, горизонтальную или наклонную пластину полезного ископаемого единичной толщины.

Истинная площадь рудного тела, оконтуренная тем или иным способом, или ее проекция на плоскость, на которой производится геометризация месторождения, также является параметром запасов. Однако далее, говоря о параметрах запасов, мы будем иметь в виду истинное значение средней мощности, среднего содержания и средней плотности руды в рассматриваемом объеме недр.

Параметры запасов по своей физической сущности являются двумерными или многомерными величинами. Действительно, если объем рудного тела разбить на  $N$  элементарных вертикальных призм с объемами  $V_i$  и для каждой призмы определить среднюю мощность рудного тела  $m_i$ , среднее содержание компонента  $c_i$ , среднюю плотность руды  $d_i$ , весовые количества руды  $Q_i$  и металла  $P_i$ , то

$$C_{\text{ист}} = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{\sum_i^N P_i}{\sum_i^N Q_i} = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{\sum_i^N Q_i c_i}{\sum_i^N Q_i} = \\ = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{\sum_i^N V_i d_i c_i}{\sum_i^N V_i d_i} = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{\sum_i^N s_i m_i d_i c_i}{\sum_i^N s_i m_i d_i}; \quad (\text{VI.1})$$

$$d_{\text{ист}} = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{\sum_i^N V_i d_i}{\sum_i^N V_i} = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{\sum_i^N s_i m_i d_i}{\sum_i^N s_i m_i}; \quad (\text{VI.2})$$

$$m_{\text{ист}} = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{\sum_i^N s_i m_i}{\sum_i^N s_i}, \quad (\text{VI.3})$$

где  $C_{\text{ист}}$ ,  $d_{\text{ист}}$ ,  $m_{\text{ист}}$  — истинные средние значения содержания компонента, плотности руды и мощности рудного тела в рассматриваемом объеме;  $s_i$  — площади оснований призм.

Формулы (VI.1), (VI.2), (VI.3) определяют параметры запасов только в случае сплошного опробования всего объема рудного тела, в остальных случаях они позволяют получать лишь оценки параметров. Последнее обстоятельство не всегда четко формулируется в литературе, и многие исследователи считают, что соответствующая многомерная (средневзвешенная) оценка параметра всегда точнее его среднеарифметической оценки.

Средневзвешенные оценки параметров

$$C_{\text{вз}} = \frac{\sum_i^n Q_i c_i}{\sum_i^n Q_i}; \quad C'_{\text{вз}} = \frac{\sum_i^n V_i d_i c_i}{\sum_i^n V_i d_i}; \quad C''_{\text{вз}} = \frac{\sum_i^n s_i m_i d_i c_i}{\sum_i^n s_i m_i d_i}; \\ d_{\text{вз}} = \frac{\sum_i^n V_i d_i}{\sum_i^n V_i}; \quad d'_{\text{вз}} = \frac{\sum_i^n s_i m_i d_i}{\sum_i^n s_i m_i}; \quad m_{\text{вз}} = \frac{\sum_i^n s_i m_i}{\sum_i^n s_i}$$

являются состоятельными и несмещеными, поскольку с увеличением численности  $n$  разведочной выборки они стремятся к значениям параметров. Однако, как будет показано далее, не во всех случаях они являются наиболее эффективными и, следовательно, более точными. В некоторых случаях, зависящих от геолого-статистических условий конкретного месторождения, численности разведочной выборки и расположения точек наблюдения, более точными оказываются среднеарифметические оценки параметров. На практике эти случаи встречаются не так редко и потому условия, при которых более эффективными оказываются среднеарифметические оценки, составляют достаточно большую область.

Установление условий, при которых более эффективными являются соответствующие средневзвешенные и среднеарифметические оценки параметров запасов, представляет содержание и задачи статистической теории эффективного применения этих оценок.

## 3. Оконтуривание рудных тел и залежей

Оконтуривание промышленных участков рудных тел и залежей производится на планах и геологических разрезах и является одной из ответственных операций при разведке и подсчете запасов месторождений. От правильности оконтуривания в значительной мере зависит правильность промышленной оценки месторождения. Чтобы оконтурить промышленные участки месторождения и подсчитать их запасы, необходимо иметь кондиции на минеральное сырье, представляющие собой совокупность требований к качеству полезных ископаемых в недрах, горно-геологическим и иным условиям разработки, соблюдение которых при оконтуривании и

подсчете запасов позволяет правильно разделить запасы по их народнохозяйственному значению на балансовые и забалансовые.

Параметры кондиций устанавливаются на основе специальных расчетов и должны иметь геологическое, горнотехническое, технологическое и технико-экономическое обоснование [55, 63, 107, 128, 129, 132]. Содержание и порядок представления на утверждение в ГКЗ СССР технико-экономических обоснований кондиций установлены специальной инструкцией [45].

Основными параметрами кондиций являются [45]:

- минимальное промышленное содержание полезного компонента в пределах каждого подсчетного блока;
- бортовое содержание полезных компонентов в пробе, по которому оконтуриваются запасы по мощности или по направлению пересечения разведочной выработкой;
- минимальное содержание полезных компонентов по пересечению рудного тела выработкой для оконтуривания рудных тел и залежей по простианию и падению; устанавливается во избежание неоправданного исключения из балансовых запасов краевых частей подсчетных блоков, содержание в которых несколько менее минимального промышленного;
- максимально допустимое содержание вредных примесей в подсчетном блоке по пересечению или в пробе;
- требования к выделению при подсчете запасов типов и сортов полезного ископаемого исходя из их технологических свойств;
- требования к горнотехническим условиям отработки, качеству сырья, технологическим свойствам для подсчета балансовых запасов попутных компонентов;
- коэффициенты для приведения содержаний ценных попутных компонентов к условным содержаниям основного компонента;
- минимальный коэффициент рудоносности в подсчетном блоке для месторождений с прерывистым характером оруденения, когда кондиционные руды не могут быть оконтурены и подсчет запасов производится с применением коэффициента рудоносности;
- минимальные мощности тел полезных ископаемых или соответствующий минимальный метропроцент;
- максимально допустимая мощность прослоев пустых пород или некондиционных руд, находящихся внутри контура полезного ископаемого и включаемых в подсчет запасов;
- минимальные запасы изолированных тел полезных ископаемых и их участков;
- максимальная глубина подсчета запасов, предельный коэффициент вскрыши (для запасов, подлежащих отработке открытым способом), требования, определяющие экономически обоснованные контуры отработки.

Можно выделить следующие условия, в которых производится оконтуривание [138]:

- 1) рудные тела имеют четкие контакты с вмещающими породами; пространственное распределение компонента — а) равномерное, б) неравномерное;

2) рудные тела не имеют четких контактов с вмещающими породами; пространственное распределение компонента — а) равномерное, б) неравномерное.

В зависимости от указанных условий, способов опробования и разведки месторождения, установленных параметров кондиций применяют различные способы оконтуривания или их комбинации.

### Виды контуров рудных тел и залежей

При оконтуривании рудных тел и залежей различают следующие виды контуров (по их назначению).

1. Нулевой контур, определяющий полное выклинивание или исчезновение полезного ископаемого. Он строится по точкам, в которых мощность рудного тела или содержание полезного компонента равны нулю.

2. Промышленный контур, определяющий промышленные участки рудных тел и залежей. Он строится по точкам, в которых показатели месторождения имеют наименьшие промышленные значения, например по точкам с минимальной промышленной мощностью, с минимальным промышленным содержанием или с минимальным значением метропроцента.

3. Сортовой контур, разделяющий различные сорта полезного ископаемого внутри общего промышленного контура. Он проводится по точкам, характеризующим границы распространения различных сортов полезного ископаемого.

По способу проведения выделяют:

1. Внутренний контур, определяющий с абсолютной достоверностью область распространения полезного ископаемого. Он проводится через крайние продуктивные разведочные или эксплуатационные выработки, расположенные на разведенной площади.

2. Внешний контур, определяющий предположительно область распространения полезного ископаемого. Он строится за пределами крайних рудных выработок методами ограниченной и неограниченной экстраполяции.

Оконтуривание заключается в построении промышленного контура, отделяющего в недрах запасы полезного ископаемого от вмещающих горных пород. В пределах общего контура выделяют блоки, отличающиеся по степени разведанности, по сортам и типам полезного ископаемого, строению и морфологии тел. Последняя операция называется блокировкой запасов.

При оконтуривании необходимо максимально учитывать вскрытые в процессе разведки геологические закономерности в пространственном размещении полезного ископаемого. При этом для разных генетических типов месторождений приемы и методы оконтуривания должны быть различными. Так, например, в случае локализации оруденения в пределах благоприятных горных пород или рудовмещающих структур последние с большой тщательностью, на основе учета и увязки всех геологических данных, от-

страивают на разрезах и планах как области, ограничивающие распространение оруденения.

Для повышения достоверности оконтуривания запасов необходимо использовать закономерности выклинивания или замещения полезных ископаемых, связанные с затуханием процессов мицерализации, изменениями фациального состава вмещающих пород, наличием дорудных экранирующих структур или пострудных нарушений.

Оконтуривание производят сначала по разведочным пересечениям, затем на разрезах и в последнюю очередь — на продольных плоскостях проекций и планах.

#### Определение опорных точек контуров в разведочных выработках

Разведочные выработки либо пересекают рудное тело или залежь по мощности (скважины, шурфы, орты), либо проходят в теле полезного ископаемого по простиранию или падению (штреики, восстающие, уклоны). В последнем случае выработки могут и не вскрывать рудное тело или залежь на всю мощность и тогда из них проходят орты, скважины или вертикальные восстающие на всю мощность полезного ископаемого.

При наличии четких геологических контактов полезного ископаемого с вмещающими породами оконтуривание по мощности производят на вертикальных разрезах. Если четкие геологические контакты отсутствуют, то опорные точки на разрезе устанавливают по данным опробования стенок выработок или керна скважин. Границу рудного тела или залежи проводят между пробами, поканавшими кондиционное и некондиционное содержание, методом интерполяции.

При построении опорных точек в выработках, прослеживающих рудное тело или залежь по простиранию и падению, кроме закономерностей в изменении содержания компонента в этих направлениях необходимо учитывать характер выклинивания тел. Если при четких контактах с боковыми породами наблюдается

вполне определенная тенденция к выклиниванию рудного тела (при изменении содержания в пределах промышленного значения), то внешний контур будет совпадать с нулевым. Если же происходит постепенное снижение компонента от центральной части тела к его периферии (при сохранении промышленной мощности тела), то опорные точки внешнего (промышленного) контура строят по методу линейной интерполяции.

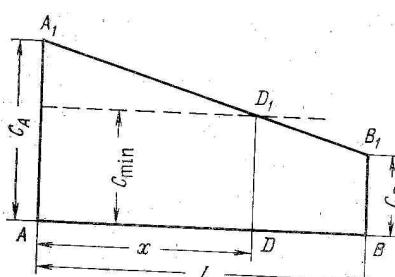


Рис. 68. Определение опорных точек промышленного контура методом линейной интерполяции

На рис. 68 показан разрез, на котором в произвольном масштабе в виде ординат изображены: содержания  $C_A$  — в крайней кондиционной пробе,  $C_B$  — в следующей за ней некондиционной пробе,  $C_{\min}$  — минимальное кондиционное;  $l$  — расстояние на плане между кондиционной и некондиционной пробами.

Исходя из наиболее простого предположения о линейном характере изменения содержания компонента от точки  $A$  к точке  $B$ , определяют положение опорной точки  $D$  на плане или построением (см. рис. 68), или расчетом по формуле

$$x = \frac{C_A - C_{\min}}{C_A - C_B} l,$$

где  $x$  — расстояние от крайней кондиционной пробы до опорной точки  $D$ .

Если оконтуривание производят по минимальной промышленной мощности, то вместо содержания на рисунке и в формуле используют соответствующие значения мощности. При одновременном уменьшении мощности рудного тела и содержания компонента от центра к периферии оконтуривание производят по минимальному метропроценту (метрограмму). Положения опорных точек промышленного контура определяют по формуле

$$x = \frac{M_A - M_{\min}}{M_A - M_B} l,$$

где  $M_A, M_B$  — значения метропроцента в точках  $A$  и  $B$ ;

$M_{\min}$  — минимальный метропроцент, установленный кондициями; остальные обозначения прежние.

Если промышленный контур проходит между опорной точкой, имеющей кондиционное значение показателя (мощности, содержания, метропроцента), и опорной точкой, имеющей нулевое значение показателя, то положение опорной точки промышленного контура определяют линейным интерполированием по формуле

$$x = \frac{K_A - K_{\min}}{K_A} l,$$

где  $x$  — расстояние от крайней точки с кондиционным значением показателя до определяемой опорной точки;  $K_A$  — кондиционное значение показателя в крайней точке  $A$ ;  $K_{\min}$  — минимальное значение показателя, установленное кондициями; остальные обозначения прежние.

Следует подчеркнуть, что определение опорных точек промышленного контура на основе линейной интерполяции в значительной степени носит условный характер, поскольку действительное изменение мощности и особенно содержания компонента от одной точки опробования к другой редко происходит по линейному закону. В связи с этим с увеличением расстояния  $l$  между крайними кондиционной и некондиционной пробами и возрастанием изменчивости мощности и содержания точность построения промышленного контура снижается.

На месторождениях золота, редких и цветных металлов, где расстояния между пробами небольшие, опорные точки строят посередине между кондиционной и некондиционной пробами или контур проводят через крайние кондиционные пробы.

#### *Построение контура по совокупности разведочных выработок*

После определения опорных точек в разведочных выработках производят построение контуров. Нулевой контур полезного ископаемого строят в виде ломаной или плавно изгибающейся линии, проходящей через опорные точки с нулевой мощностью (при четких контактах полезного ископаемого с вмещающими породами) или с нулевым содержанием (при отсутствии четких контактов).

Промышленный контур также строят в виде ломаной или плавной линии, проходящей через построенные опорные точки. Если таковые точки отсутствуют, как, например, в случае разведки полого залегающего рудного тела скважинами, то их строят на плане (разрезе) рассмотренными выше методами интерполяции. Точки *A* и *B* (см. рис. 68) в этом случае играют роль разведочных выработок (скважин, шурfov и пр.).

Для прогнозной оценки общих запасов месторождения производят их оконтуривание за пределами расположения разведочных выработок. Такие запасы подсчитываются по низким категориям разведенности ( $C_1$ ,  $C_2$ ) и подлежат в дальнейшем детальной разведке. При оконтуривании применяют геологические, морфологические, геофизические, статистические и геометрические приемы экстраполяции. Наиболее полно вопросы оконтуривания запасов изложены в работах [56, 63, 132, 138].

#### **4. Определение площадей контуров запасов**

Определение площадей контуров запасов или отдельных подсчетных фигур (блоков) на планах и разрезах производят: а) измерением планиметром, б) вычислением по формулам планиметрии, в) измерением с помощью палеток.

Наиболее употребительным в практике подсчета запасов является измерение площадей планиметром. Этот способ отличается большой производительностью и высокой точностью результатов. По многочисленным исследованиям, погрешность измерения площади планиметром в зависимости от состояния планиметра, самого плана и величины площади находится в пределах 0,5—1%. Рекомендуется контур каждой определяемой площади обводить два раза и из полученных результатов брать среднее (при обязательном условии, что результаты должны различаться не более чем на  $\pm 1\%$ ). Теория и практика работы с планиметром рассматриваются в учебниках по геодезии.

Определение площадей по формулам планиметрии производится главным образом в тех случаях, когда контур запасов представляет собой фигуру, ограниченную прямы-

ми линиями. Площадь контура разбивают на правильные фигуры (треугольники, прямоугольники, трапеции), площади которых затем определяют по соответствующим формулам. Сумма площадей геометрических фигур дает искомую площадь контура. Точность метода характеризуется погрешностью 0,5—1%.

Измерение площадей с помощью палеток носит вспомогательный характер и применяется в тех случаях, когда под рукой нет планиметра. При этом пользуются двумя видами палеток: точечной и с параллельными линиями.

**Точечная палетка** представляет систему точек, расположенных в узлах сетки квадратов (рис. 69). В зависимости от размеров определяемой площади и необходимой точности результатов сторону квадрата палетки принимают равной 1 или 2 см (реже 0,5 см). Экспериментальные исследования показывают, что для определения площади достаточно сложного криволинейного контура точечной палеткой с точностью в 1—2%, количество точек внутри контура должно быть не менее 25—30.

Вычерченную на кальке палетку накладывают произвольно на измеряемую площадь и подсчитывают количество точек палетки, попавших внутрь контура. Отдельно подсчитывают точки, попавшие на линию контура. Площадь контура определяют по формуле

$$s = \Delta s \left( n + \frac{n'}{2} \right),$$

где  $\Delta s$  — площадь ячейки (квадрата) палетки в масштабе плана;  $n$ ,  $n'$  — количество точек палетки, попавших соответственно внутрь и на линию контура.

Площадь определяют при новом положении палетки (с поворотом ее на угол в 30—60°) и из полученных результатов вычисляют среднее значение (при условии, что результаты различаются не более чем на 1,5%). Последнее и принимают за окончательный результат. Погрешность определения площади с помощью точечной палетки находится в пределах 1—2% и зависит как от размеров определяемой площади, так и от величины ячейки палетки.

**Палетка с параллельными линиями** представляет собой вычерченный на кальке транспарант в виде ряда параллельных линий, проведенных через интервал 0,5—2 см. Палетку произвольно накладывают на контур площади и с помощью масштабной линейки измеряют длины отрезков линий транспаранта  $l_1, l_2, l_3, \dots$  и т. д., попавших внутрь контура (рис. 70). Сумму длин отрезков в сантиметрах умножают на расстояние  $d$  между линиями палетки и к полученному результату прибавляют площади двух крайних участков (на рис. 70 заштрихованы). Подсчитанную таким обра-

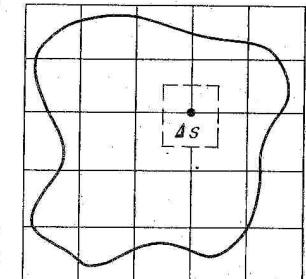


Рис. 69. Определение площади контура с помощью точечной палетки в виде сетки квадратов

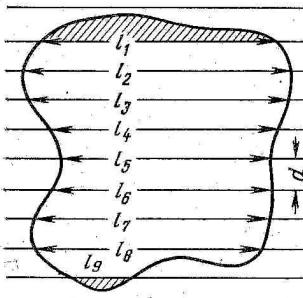


Рис. 70. Определение площади контура с помощью палетки с параллельными линиями

Правильный выбор соответствующей оценки во многих случаях имеет большое значение и может оказывать существенное влияние на точность оценивания параметра. Особенно важен правильный выбор вида оценки среднего содержания компонента и средней мощности рудного тела на рудных месторождениях с высокой изменчивостью оруденения и мощности рудных тел. Формулы средневзвешенных и среднеарифметических оценок средних значений содержания и мощности на таких месторождениях дают существенно различные результаты.

Для теории и практики подсчета запасов и правильного оценивания разведочных данных важно знать закономерности взвешивания в условиях слабой корреляции показателей месторождения, поскольку коэффициент корреляции между содержанием и мощностью или содержанием и интервалами (площадями, объемами) влияния проб, а также между другими показателями на большинстве месторождений не превышает по модулю 0,2–0,3. В тех же случаях, когда коэффициент корреляции между рассматриваемыми показателями месторождения существенно отличается от нуля ( $|r_{x,y}| > 0,3$ –0,4), вопрос теряет актуальность, так как более точной оценкой почти всегда будет средневзвешенная.

Обозначим через  $\bar{X}$  среднеарифметическую и через  $X_{\text{вз}}$  средневзвешенную оценки какого-либо параметра запасов. Как показано в работах [70, 87], зависимость между оценками  $X_{\text{вз}}$  и  $\bar{X}$  имеет вид

$$X_{\text{вз}} = \bar{X} (1 + \hat{r}_{x,y} \hat{V}_x \hat{V}_y), \quad (\text{VI.4})$$

где  $\hat{r}_{x,y}$  — оценки коэффициента корреляции показателей  $X$  и  $Y$ ;  $\hat{V}_x, \hat{V}_y$  — оценки коэффициентов вариации тех же показателей.

В формуле (VI.4)  $X$  и  $Y$  могут обозначать любые два показателя месторождения, например содержание и мощность или плотность руды и содержание и т. д. Под  $Y$  можно понимать также

зом площадь контура выражают в квадратных метрах с учетом масштаба плана. Погрешность определения площади с помощью транспаранта составляет 1–3%.

### 5. Выбор вида оценок параметров запасов

Применительно к различным условиям разведки и геологическим особенностям рудных тел и залежей в литературе предложено довольно большое число средневзвешенных и среднеарифметических оценок параметров запасов (средней мощности, среднего содержания, средней плотности руды). Однако единого мнения об условиях их эффективного применения до сих пор нет.

интервал опробования, площадь ближайшего района, площадь разведочного сечения и т. д. Таким образом, равенство (VI.4) описывает взвешивание любой переменной  $X$  по другой переменной  $Y$ , используемой в качестве веса.

Если объем выборки беспрепятственно возрастает, то оценки  $X_{\text{вз}}$ ,  $\bar{X}$ ,  $r_{x,y}$ ,  $V_x$ ,  $V_y$  стремятся к своим истинным значениям, поэтому при предельном переходе ( $n \rightarrow \infty$ ) из (VI.4) следует

$$MX_{\text{вз}} = X_{\text{ист}} = M\bar{X} (1 + r_{x,y} V_x V_y), \quad (\text{VI.5})$$

где  $MX_{\text{вз}}$ ,  $M\bar{X}$  — математические ожидания  $X_{\text{вз}}$  и  $\bar{X}$ ;  $r_{x,y}, V_x, V_y$  — истинные (генеральные) значения коэффициента корреляции и коэффициентов вариации.

Равенство (VI.5) показывает, что оценка  $X_{\text{вз}}$  является состоятельной и несмещенной, в то время как оценка  $\bar{X}$  будет смещенной, если  $r_{x,y} \neq 0$ . При этом величина смещения ( $M\bar{X} - MX_{\text{вз}}$ ) оценки  $\bar{X}$  возрастает с ростом численного значения коэффициента корреляции и коэффициентов вариации показателей  $X, Y$ . При  $r_{x,y} > 0$  смещение оценки  $\bar{X}$  будет отрицательным, при  $r_{x,y} < 0$  положительным.

Пусть вычисляется средневзвешенная на мощность оценка среднего содержания компонента. Тогда (VI.4) в общепринятых обозначениях будет иметь вид

$$C_{\text{вз}} = \bar{C} (1 + \hat{r}_{c,m} \hat{V}_c \hat{V}_m), \quad (\text{VI.6})$$

где  $C_{\text{вз}}$ ,  $\bar{C}$  — взвешенная и арифметическая оценки среднего содержания;

$\hat{r}_{c,m}$  — оценка коэффициента корреляции содержания с мощностью;

$\hat{V}_c, \hat{V}_m$  — оценки коэффициентов вариации содержания и мощности.

Равенство (VI.6) показывает, что различие между оценками  $C_{\text{вз}}$  и  $\bar{C}$  зависит не только от силы связи между содержанием и мощностью, но и от изменчивости этих показателей. Если, например,  $V_m = 0$  (мощность постоянна), то взвешивание содержания на мощность теряет смысл. Этот факт хорошо известен из практики.

Чтобы реальное представить результаты, определяемые формулой (VI.6), положим  $V_c = 2,0$  (200%),  $V_m = 1,0$  (100%),  $r_{c,m} = -0,20$ , как это имеет место в обычных условиях золоторудных или редкометальных месторождений. Тогда отношение  $q = \frac{MC_{\text{вз}}}{M\bar{C}} = 1,40$ , т. е. средневзвешенное содержание будет на 40% больше среднеарифметического.

В табл. 7 приведены значения  $q$  в зависимости от изменения  $r_{c,m}$  и произведения  $V_c V_m$ \*. В верхней строке таблицы указаны группы месторождений, по В. И. Смирнову [165].

\* Приведенные в таблице значения  $q$  следует рассматривать как истинные, т. е. как отношения математических ожиданий величин  $C_{\text{вз}}$  и  $\bar{C}$ .

Таблица 7

$r_{c,m}$	Группа месторождения									
	I		II		III		IV			
	$V_c V_m$									
	0,02	0,04	0,08	0,20	0,40	0,60	0,80	1,00	2,00	3,00
0,05	1,001	1,002	1,004	1,01	1,02	1,03	1,04	1,05	1,10	1,15
0,10	1,002	1,004	1,008	1,02	1,04	1,06	1,08	1,10	1,20	1,30
0,20	1,004	1,008	1,016	1,04	1,08	1,12	1,16	1,20	1,40	1,60
0,30	1,006	1,012	1,024	1,06	1,12	1,18	1,24	1,30	1,60	1,90
0,40	1,008	1,016	1,032	1,08	1,16	1,24	1,32	1,40	1,80	2,20
0,50	1,01	1,02	1,04	1,10	1,20	1,30	1,40	1,50	2,00	2,50

Из таблицы видно, что при высокой изменчивости мощности и содержания ( $V_c V_m > 2,0$ ) даже при очень слабой корреляции этих показателей ( $r_{c,m} = 0,10 - 0,20$ ) различие между среднеарифметической и средневзвешенной оценками содержания может достигать 20–60% и, следовательно, выбор одной из них может заметно повлиять на точность подсчета запасов.

Если вычисляется средневзвешенная на интервал или площадь влияния пробы оценка истинного среднего содержания, то (VI.4) будет иметь вид

$$C_{\text{вз}} = \bar{C}(1 + \hat{r}_{c,1}\hat{V}_c\hat{V}_l), \quad (\text{VI.7})$$

где  $\hat{r}_{c,1}$  — оценка коэффициента корреляции между интервалом (площадью влияния пробы) и содержанием компонента в пробе;

$\hat{V}_l$  — оценка коэффициента вариации интервала (площади влияния).

Аналогичная зависимость будет иметь место и для случая взвешивания мощности на интервалы или площади влияния.

Из формулы (VI.7) следует, что взвешивание разведочных данных на интервалы, площади или объемы влияния следует производить лишь при достаточно высокой изменчивости показателя (мощности, содержания), неравномерном расположении разведочных точек (проб, замеров мощности) и существовании корреляции между значениями показателя и интервалами (площадями, объемами) влияния разведочных данных. В связи с последним требованием важно установить, когда будет существовать корреляция между разведочными значениями показателя и интервалами (областями) их влияния.

На рис. 71 в разрезе показано изменение мощности рудного тела вдоль выработки. При более густом расположении точек замера мощности в местах раздузов рудного тела (на рис. 71, а более густое расположение ординат в максимумах кривой изменения мощности) между значениями мощности  $m_i$  и интервалами влияния  $l_i$  будет существовать обратная корреляция ( $r_{m,i} < 0$ ), так как

большим значениям мощности  $\alpha$  будут соответствовать меньшие значения интервала. И чем более будет выражена группировка разведочных точек в максимумах кривой изменения показателя, тем сильнее будет проявляться обратная корреляция между значениями показателя и интервалами влияния.

Вместе с тем при указанном характере группировки точек опробования или замеров мощности разведочная выборка будет давать всегда преувеличенную оценку среднего содержания или средней мощности. Иначе говоря, в связи с избирательным характером разведочной выборки погрешность оценки среднего содержания всегда будет положительной.

Совершенно ясно, что средневзвешенная на интервалы влияния оценка истинной средней мощности рудного тела по выработке, равная  $M_{\text{вз}} = \bar{M} - \hat{M}\hat{r}_{m,1}\hat{V}_m\hat{V}_l$ , здесь будет более точной, так как по сравнению с преувеличенной среднеарифметической оценкой  $\bar{M}$  она всегда будет исправлена на величину отрицательной поправки  $\hat{M}\hat{r}_{m,1}\hat{V}_m\hat{V}_l$ .

При группировке разведочных точек в местах утонения рудного тела или на участках с пониженным содержанием (рис. 71, б), между разведочными значениями показателя и интервалами влияния будет существовать прямая корреляция ( $r_{m,i} > 0$ ), так как большим значениям показателя будут соответствовать и большие значения интервалов влияния разведочных данных.

Как и в первом случае, разведочная выборка здесь будет иметь избирательный характер, но среднеарифметическая оценка параметра будет преуменьшена. Средневзвешенная оценка в этом случае также будет точнее среднеарифметической, поскольку она всегда будет исправлена на величину положительной поправки  $\hat{M}\hat{r}_{m,1}\hat{V}_m\hat{V}_l$ .

Следовательно, при высокой изменчивости показателя и замечательной группировке разведочных точек в максимумах или минимумах кривой (поверхности), характеризующей его изменение, формулы средневзвешенного (на интервалы, площади влияния) будут давать более точные оценки по сравнению с формулами среднеарифметического.

Можно показать, что при расположении разведочных пересечений в максимумах и минимумах кривой изменения мощности или содержания средневзвешенные на интервалы оценки параметров мощности и содержания всегда будут наиболее точными. На раз-

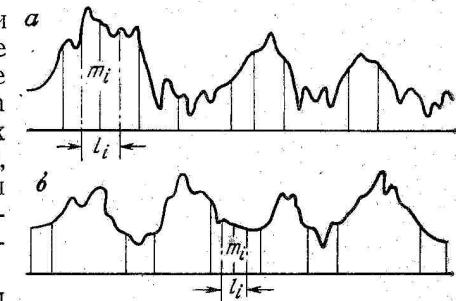


Рис. 71. Группировка разведочных пересечений в максимумах (а) и минимумах (б) кривой изменения мощности рудного тела вдоль горной выработки

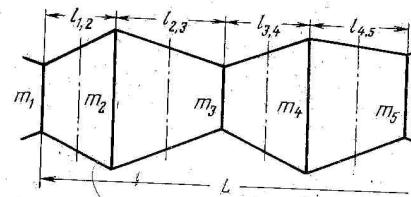


Рис. 72. Расположение разведочных пересечений в максимумах и минимумах кривой изменения мощности рудного тела вдоль горной выработки

резе рудного тела (рис. 72) значения  $m_1, m_2, m_3, \dots$  измерены в максимумах и минимумах кривой, так что между точками замера мощность изменяется линейно или почти линейно. Истинная средняя мощность рудного тела в разрезе на рассматриваемом интервале будет равна

$$m_{\text{ист}} = \frac{\frac{m_1 + m_2}{2} l_{1,2} + \frac{m_2 + m_3}{2} l_{2,3} + \frac{m_3 + m_4}{2} l_{3,4} + \dots}{L}$$

Так как  $L = \frac{1}{2} l_{1,2} + \frac{l_{1,2} + l_{2,3}}{2} + \frac{l_{2,3} + l_{3,4}}{2} + \dots$ ,

то

$$m_{\text{ист}} = \frac{\frac{1}{2} l_{1,2} m_1 + \frac{l_{1,2} + l_{2,3}}{2} m_2 + \frac{l_{2,3} + l_{3,4}}{2} m_3 + \dots}{\frac{1}{2} l_{1,2} + \frac{l_{1,2} + l_{2,3}}{2} + \frac{l_{2,3} + l_{3,4}}{2} + \dots}$$

т. е. средневзвешенная на интервалы влияния оценка истинной средней мощности совпадает с истинным значением.

Рассуждения можно распространить на случай разведки некоторой площади рудного тела (блока), тогда истинное среднее значение мощности рудного тела в пределах рассматриваемого контура будет равно средневзвешенному на площади ближайших районов.

На практике расположение разведочных пересечений в максимумах и минимумах функции размещения показателя никогда не реализуется. В тех случаях, когда неравномерность расположения разведочных пересечений (даже и очень существенная) не связана с заметной группировкой их в максимумах или минимумах поверхности (или кривой) показателя, а является совершенно случайной, взвешивание разведочных данных на интервалы (площади, объемы) влияния будет давать случайные результаты, так как коэффициент корреляции  $r_{x,i}$  будет очень мал или равен нулю.

Коэффициент вариации интервалов опробования (замеров мощности), как правило, невелик ( $V_i \leq 10-20\%$ ). Отсюда понятно, почему во многих случаях на практике взвешивание мощности или содержания на интервалы влияния не дает положительного эффекта [101, 165].

Изложенное свидетельствует о том, что коэффициент корреляции между показателями месторождения (мощностью, содержанием), с одной стороны, и параметрами разведочной сети (интер-

валами опробования, расстояниями между скважинами, площадями ближайших районов), с другой, зависит от размещения разведочных пересечений относительно рудного тела и плотности разведочной сети. В этом существенное различие природы корреляции показателей месторождения с параметрами разведочной сети.

Напротив, коэффициент корреляции между показателями месторождения не зависит от размещения разведочных пересечений относительно рудного тела, а сама корреляция показателей как физическое явление существует в природе независимо от разведочных наблюдений, т. е. представляет собой объективную реальность.

Таким образом, при решении проблемы эффективного применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок следует различать два вида корреляции: природную — между показателями месторождения и наведенную — между показателями месторождения и параметрами разведочной сети. Последняя может возникать и исчезать в зависимости от расположения разведочных пересечений относительно максимумов и минимумов функции размещения показателя.

Так как природная корреляция не зависит от расположения разведочных пересечений относительно рудного тела, то при взвешивании одного показателя месторождения по другому различие между средневзвешенной и среднеарифметической оценками мало зависит от расположения разведочных пересечений. Наоборот, при взвешивании разведочных результатов на параметры разведочной сети различие между указанными оценками будет зависеть от расположения разведочных пересечений относительно рудного тела.

Если вычисляется средневзвешенная на плотность руды оценка среднего содержания компонента, то (VI.4) принимает вид

$$C_{\text{вз}} = \bar{C} (1 + \hat{r}_{c,d} \hat{V}_c \hat{V}_d), \quad (\text{VI.8})$$

где  $\hat{r}_{c,d}$  — оценка коэффициента корреляции между содержанием и плотностью;

$\hat{V}_d$  — оценка коэффициента вариации плотности руды.

Из (VI.8) следует, что если  $\hat{V}_d = 0$ , то  $C_{\text{вз}} = \bar{C}$  и взвешивать содержание на плотность руды не имеет смысла. На многих рудных месторождениях плотность руды изменяется слабо, чем и объясняется редкое применение на практике взвешивания содержания на плотность руды.

Как показано в работе [83], равенства (VI.4), (VI.5) справедливы как при линейной, так и при нелинейной корреляции показателей месторождения, т. е. они являются тождествами при любом характере изменчивости и любой форме корреляции этих показателей. Этот результат имеет большое практическое значение, так как он позволяет утверждать, что и в случае нелинейной корреляции показателей месторождения различие между оценками  $\bar{X}$  и  $X_{\text{вз}}$  не зависит от корреляционного отношения  $\eta_{x/y}$  (или  $\eta_{y/x}$ ), измеряющего степень нелинейной корреляции показателей. Последнее обстоя-

тельство позволяет существенно упростить анализ условий эффективного применения оценок  $X_{вз}$  и  $\bar{X}$ .

Выходы и результаты, которые сформулированы далее, справедливы как при линейной, так и при нелинейной корреляции показателей месторождения. В связи с этим следует отметить ошибочность утверждений В. М. Борзунова, А. В. Карпова и Е. Г. Краснова [14, 59] о том, что эффективность взвешивания зависит от формы связи между показателями месторождения.

Как уже было показано, средневзвешенные оценки параметров запасов являются состоятельными и несмешенными. Однако отсюда не следует, что они точнее соответствующих среднеарифметических оценок в любых геолого-статистических условиях. Многочисленные примеры практики показывают, что при слабой корреляции показателей месторождения, их высокой изменчивости и небольшом объеме разведочной выборки, более точными во многих случаях оказываются среднеарифметические оценки параметров запасов. Причем, чем меньше коэффициент корреляции рассматриваемых показателей и чем выше их изменчивость, тем больший объем разведочной выборки необходим, чтобы средневзвешенная оценка была точнее соответствующей среднеарифметической.

В дальнейшем под эффективностью применения средневзвешенной оценки параметра будем понимать число случаев из 100, в которых эта оценка точнее соответствующей среднеарифметической оценки. Другими словами, эффективность применения той или иной оценки будем измерять вероятностью того, что эта оценка точнее соответствующей конкурирующей с ней другой оценки\*.

Таким образом, вероятность неравенства

$$P\{|X_{вз} - X_{ист}| < |\bar{X} - X_{ист}|\} = P_n \quad (VI.9)$$

выражает эффективность применения средневзвешенной оценки  $X_{вз}$  по сравнению с соответствующей среднеарифметической оценкой  $\bar{X}$  ( $X_{ист}$  — значение оцениваемого параметра).

Чем выше вероятность  $P_n$ , тем выше эффективность использования оценки  $X_{вз}$ .

Очевидно, вероятность неравенства

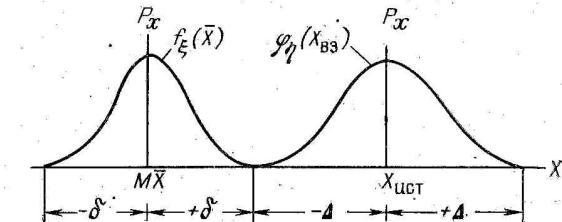
$$P\{|X_{вз} - X_{ист}| > |\bar{X} - X_{ист}|\} = 1 - P_n = P'_n \quad (VI.10)$$

выражает эффективность применения среднеарифметической оценки.

При малом объеме выборки, слабой корреляции показателей  $X$  и  $Y$  месторождения и высокой изменчивости показателя  $Y$  ( $Y_g > 0,6-0,8$ ) эффективность применения средневзвешенных оценок

\* Эффективность применения оценки не следует смешивать с ее эффективностью; в статистике эффективность несмешенных оценок определяется отношением их дисперсий.

Рис. 73. Схема к неравенству (VI.11)



будет менее 0,5 (50%) и трудоемкий процесс взвешивания может оказаться не только бесполезным, но даже вредным. В связи с этим при подсчете запасов и вероятностно-статистической обработке геолого-маркшейдерской информации необходимо знать тот наименьший объем выборки  $n_0$ , при котором выполнялось бы с определенной вероятностью неравенство

$$|X_{вз} - X_{ист}| < |\bar{X} - X_{ист}|. \quad (VI.11)$$

Рассмотрим решение задачи. Пусть  $f_ξ(\bar{X})$  и  $φ_η(X_{вз})$  есть плотности распределений случайных переменных  $\bar{X} = ξ$  и  $X_{вз} = η$ . Тогда для выполнения (VI.11) достаточно потребовать (рис. 73), чтобы

$$\delta + Δ \leq |X_{ист} - M\bar{X}|, \quad (VI.12)$$

где  $\delta$  и  $Δ$  представляют собой полуразмахи распределений  $f_ξ(\bar{X})$  и  $φ_η(X_{вз})$ .

Требование (VI.12) равносильно тому, чтобы оценка  $X_{вз}$  на оси  $x$  всегда располагалась ближе к  $X_{ист}$ , т. е. была бы лучшим приближением  $X_{ист}$  по сравнению с оценкой  $\bar{X}$ .

Для оценок (VI.12) перепишется в виде

$$\delta_n + Δ_n \leq |X_{вз} - \bar{X}|, \quad (VI.13)$$

где  $\delta_n$ ,  $Δ_n$  — оценки полуразмахов  $f_ξ(\bar{X})$ ,  $φ_η(X_{вз})$ :

$$|\delta_n| = |\bar{X} - M\bar{X}| \leq \hat{t}\sigma_{\bar{X}} = t \frac{\sigma_x}{\sqrt{n}};$$

$$|\Delta_n| = |X_{вз} - X_{ист}| \leq \hat{t}_1\sigma_{X_{вз}}.$$

Как показано в работах [81, 87], стандартное отклонение средневзвешенной оценки  $X_{вз}$  равно

$$\sigma_{X_{вз}} = \frac{\hat{S}}{\bar{Y}\sqrt{n}}, \quad (VI.14)$$

где

$$\hat{S} = \sqrt{\bar{X}^2 Y^2 + X_{вз} (\bar{X} Y^2 - 2\bar{X} \bar{Y}^2)}. \quad (VI.14')$$

Здесь  $\bar{X^2Y^2}$ ,  $\bar{Y^2}$ ,  $\bar{X^2Y^2}$ ,  $\bar{Y}$  — средние значения записанных величин. Подставляя значения  $\delta_n$  и  $\Delta_n$  в (VI.13), получим

$$\frac{t\hat{\sigma}_x}{\sqrt{n}} + \frac{t_1\hat{S}}{\bar{Y}\sqrt{n}} \leq |X_{\text{вз}} - \bar{X}|;$$

$$\frac{1}{\sqrt{n}} \left( t\hat{\sigma}_x + \frac{t_1\hat{S}}{\bar{Y}} \right) \leq \frac{|\hat{K}_{x,y}|}{\bar{Y}},$$

откуда

$$n \geq \frac{\bar{Y}^2}{\hat{K}_{x,y}^2} \left( \frac{t_1\hat{S}}{\bar{Y}} + t\hat{\sigma}_x \right)^2. \quad (\text{VI.15})$$

Здесь  $\hat{K}_{x,y} = \hat{f}_{x,y}\hat{\sigma}_x\hat{\sigma}_y$  — выборочный корреляционный момент.

Из теории статистики [163] известно, что при  $n \rightarrow \infty$ , т. е. при достаточно больших объемах выборок,  $\bar{X}$  распределено приблизительно нормально при любом распределении данных в генеральной совокупности. При этом чем ближе распределение данных к нормальному, тем при меньших объемах выборок  $\bar{X}$  следует нормальному закону.

В работе [71] показано, что случайная величина

$$V = \frac{X_{\text{вз}} - X_{\text{ист}}}{\sigma_{\text{ac}}} \quad (\text{VI.16})$$

при  $n \rightarrow \infty$  нормализуется, т. е.  $X_{\text{вз}}$  при  $n \rightarrow \infty$  также следует нормальному закону. Если  $r_{x,y} > 0$ , то нормализация распределения  $f_q(X_{\text{вз}})$  происходит медленнее, чем  $f_\xi(\bar{X})$ . Наоборот, при  $r_{x,y} < 0$  нормализация  $\Phi_q(X_{\text{вз}})$  в соответствии с центральной предельной теоремой происходит быстрее, чем распределения  $f_\xi(\bar{X})$ .

Таким образом, значения  $t = t_1$  в (VI.15) при достаточно большом  $n$  можно брать из таблиц нормированного нормального распределения даже при достаточно асимметричных распределениях.

В (VI.16) величина  $\sigma_{\text{ac}}^2$  есть асимптотическая дисперсия, т. е. предел, к которому стремится  $\sigma_{x_{\text{вз}}}^2$  при  $n \rightarrow \infty$ . Выражение для  $\sigma_{\text{ac}}^2$  имеет вид [71]

$$\sigma_{\text{ac}}^2 = \frac{1}{n(MY)^2} (\sigma_{xy}^2 - 2K_{xy,y}X_{\text{ист}} + \sigma_y^2 X_{\text{ист}}^2). \quad (\text{VI.17})$$

Если с учетом вышеизложенного принять  $t \approx t_1$ , то (VI.15) можно записать в виде

$$n_0 \geq \frac{t^2 \bar{Y}^2}{\hat{K}_{x,y}^2} \left( \frac{\hat{S}}{\bar{Y}} + \hat{\sigma}_x \right)^2. \quad (\text{VI.18})$$

Формула (VI.18) определяет такой объем выборки, при котором неравенство (VI.11) выполняется приближенно с вероятностью, соответствующей выбранному значению  $t$ . Объем  $n_0$  в дальнейшем будем называть эффективным объемом выборки.

Величину  $t$  в (VI.18) следует выбирать исходя из следующего. При проверке гипотезы  $H_0\{|X_{\text{вз}} - X_{\text{ист}}| < |\bar{X} - X_{\text{ист}}|\}$  для того, чтобы мощность критерия была наибольшей и вероятность совершения ошибки второго рода наименьшей, необходимо выбирать так называемый I тип критической области, соответствующий одностороннему уровню значимости  $q$  [163]:

$$P(t_q) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{t_q}^{\infty} e^{-\frac{t^2}{2}} dt = 0,5 - \Phi_0(t).$$

Экспериментальные исследования [86, 96] показывают, что при очень асимметричных распределениях содержания компонента и мощности рудного тела и ограниченных объемах выборки уровень значимости  $q$  не следует выбирать слишком малым, так как это приводит к снижению мощности критерия.

На рис. 74 приведена зависимость оптимального уровня значимости  $q_{\text{оп}}$  от величины  $|r_{x,y}V_xV_y|$ , построенная на основе исследований на двумерных цифровых моделях [96]. Из графика видно, что чем меньше значение  $|r_{x,y}V_xV_y|$ , тем больший уровень значимости следует выбирать при проверке гипотезы  $H_0\{|X_{\text{вз}} - X_{\text{ист}}| < |\bar{X} - X_{\text{ист}}|\}$  или близкой по своему существу гипотезы  $H_0\{r_{x,y}=0\}$ .

На золоторудных, редкометаллических и полиметаллических месторождениях коэффициент корреляции содержания компонента с мощностью рудного тела, как правило, не превышает по абсолютной величине 0,10, а коэффициенты вариации содержания и мощности равны соответственно  $V_c=1,5-2,0$  (150—200%),  $V_m=0,6-0,8$  (60—80%). Произведение  $|r_{x,y}V_xV_y|$  не превышает при этом величины 0,10—0,15. Значениям  $|r_{x,y}V_xV_y|=0,10-0,15$  на рис. 74 соответствует оптимальный уровень значимости  $q_{\text{оп}}=15-25\%$ .

Таким образом, во многих случаях для золоторудных, редкометаллических и других рудных месторождений оптимальным значением можно признать  $q=15-20\%$ . С помощью графика (см. рис. 74) можно определить  $q_{\text{оп}}$  для любого месторождения, если надежно определены значения  $r_{c,m}$ ,  $V_c$ ,  $V_m$ . Для этого число проб и замеров мощности должно быть не менее 100—150.

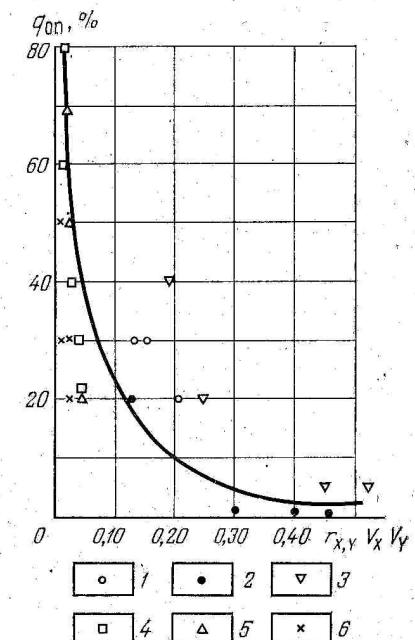


Рис. 74. Зависимость оптимального уровня значимости  $q_{\text{оп}}$  от величины  $|r_{x,y}V_xV_y|$ .

1 — модель 1; 2 — модель 3; 3 — модель 5;

4 — модель 8; 5 — модель 11; 6 — модель 20

Из записанного равенства следует, что  $\Phi_0(t) = 0,5 - 0,15 = 0,35$ , по таблицам функции

$$\Phi_0(Z) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^t e^{-\frac{z^2}{2}} dz$$

для  $\Phi_0(t) = 0,35$  находят  $t = 1,04$ .

Смысл формулы (VI.18) состоит в следующем. Известно, что с ростом объема выборки размахи распределений величин  $\bar{X}$  и  $X_{вз}$  уменьшаются, так как уменьшаются дисперсии  $\sigma_x^2$  и  $\sigma_{x_{вз}}^2$ . Если объем выборки достаточно велик, то кривые плотностей распределений  $f_\xi(\bar{X})$  и  $\varphi_\eta(X_{вз})$  стягиваются к своим центрам  $M\bar{X}$  и  $M\bar{X}_{вз} = X_{ист}$  и вероятность того, что они «пересекутся», уменьшается. Так как каждая из оценок может находиться в пределах размаха своего распределения, то это означает вместе с тем увеличение вероятности того, что  $\bar{X}$  будет ближе к  $M\bar{X}$ , а  $X_{вз}$  к  $X_{ист}$ . Таким образом, начиная с некоторого объема выборки  $n_0$ , оценка  $X_{вз}$  с заданной вероятностью будет ближе к  $X_{ист}$ , чем оценка  $\bar{X}$ .

При этом чем больше будет расстояние между центрами распределений  $f_\xi(\bar{X})$  и  $\varphi_\eta(X_{вз})$ , т. е. чем больше разность  $|M\bar{X} - M\bar{X}_{вз}| = M\bar{X}r_{x,y}\sqrt{V_x V_y}$ , тем меньше необходим объем выборки  $n_0$ , чтобы выполнялось неравенство (VI.11). Так как разность  $M\bar{X} - M\bar{X}_{вз}$  зависит, в частности, от коэффициента корреляции  $r_{x,y}$ , то в формуле (VI.18) это учитывается тем, что корреляционный момент  $X_{x,y}$  стоит в знаменателе.

Приведенные доказательства являются математическим выражением того факта, что взвешивание является случайным процессом. В механизме взвешивания объем выборки имеет решающее значение, и в одних и тех же условиях в зависимости от объема выборки лучшей оценкой  $X_{ист}$  может быть как  $X_{вз}$ , так и  $\bar{X}$ . С ростом  $n$  процесс взвешивания постепенно утрачивает черты случайности, приобретает черты направленного детерминированного процесса, и оценка  $X_{вз}$  с возрастающей степенью надежности становится лучшим приближением  $X_{ист}$  по сравнению с оценкой  $\bar{X}$ .

Точность формулы (VI.18) зависит от объема разведочной выборки и асимметричности распределений случайных величин  $X$  и  $Y$ . С уменьшением объема выборки плотности распределений  $f_\xi(\bar{X})$  и  $\varphi_\eta(X_{вз})$  все более значительно уклоняются от нормального закона и при использовании параметра  $t$  нормального распределения оценка  $n_0$  получается все менее точной.

Рассмотрим эффективность применения оценок  $X_{вз}$  и  $\bar{X}$  в условиях, когда корреляция показателей  $X$  и  $Y$  месторождения (например, содержания и мощности) отсутствует, т. е. при  $r_{x,y} = 0$ .

Представим выражение (VI.17) в виде

$$\sigma_{ac} = \frac{X_{ист}}{\sqrt{n}} \left( V_{xy}^2 - \frac{K_{xy,y}}{M(XY)MY} + V_y^2 \right)^{1/2}. \quad (VI.19)$$

При  $r_{x,y} = 0$  будем иметь

$$\begin{aligned} V_{xy}^2 &= \frac{\sigma_{xy}^2}{[M(XY)]^2} = \frac{M(X^2 Y^2) - [M(XY)]^2}{(MX)^2 (MY)^2} = \\ &= \frac{M(X^2) M(Y^2) - (MX)^2 (MY)^2}{(MX)^2 (MY)^2} = \\ &= \frac{\sigma_x^2 \sigma_y^2 + (MX)^2 \sigma_y^2 + (MY)^2 \sigma_x^2}{(MX)^2 (MY)^2} = V_x^2 + V_x^2 V_y^2 + V_y^2; \\ K_{xy,y} &= \frac{M(XY^2) - M(XY) MY}{M(XY) MY} = \\ &= \frac{MXM(Y^2) - MX(MY)^2}{MX(MY)^2} = V_y^2. \end{aligned}$$

Подставляя значения  $V_{xy}^2$ ,  $K_{xy,y}$  в (VI.19), получим:

$$\sigma_{ac} = \frac{X_{ист}}{\sqrt{n}} (V_x^2 + V_x^2 V_y^2)^{1/2}.$$

Запишем стандартное отклонение величины  $M\bar{X}$  в виде

$$\sigma_{M\bar{X}} = \frac{\sigma_x}{\sqrt{n}} \frac{M\bar{X} \sigma_x}{M\bar{X} \sqrt{n}} = \frac{M\bar{X} V_x}{\sqrt{n}}$$

и составим отношение

$$\frac{\sigma_{ac}}{\sigma_{M\bar{X}}} = \frac{X_{ист}}{M\bar{X} V_x} (V_x^2 + V_x^2 V_y^2)^{1/2}.$$

Так как при  $r_{x,y} = 0$   $M\bar{X} = M\bar{X}_{вз} = X_{ист}$ , то окончательно получим

$$\sigma_{ac} = \sigma_{M\bar{X}} \sqrt{1 + V_y^2}. \quad (VI.20)$$

Для выборочных оценок (VI.20) принимает вид

$$\sigma_{X_{вз}} = \sigma_{\bar{X}} \sqrt{1 + \hat{V}_y^2}. \quad (VI.21)$$

Формула (VI.21) показывает, что при отсутствии корреляции показателей  $X$  и  $Y$  месторождения среднегарифметическая оценка  $\bar{X}$  является не только несмещенной, но и более эффективной, чем оценка  $X_{вз}$ . Это легко понять, если учесть, что средневзвешенная оценка  $X_{вз}$  испытывает на себе флуктуации не только показателя  $X$ , но и показателя  $Y$ , на который производится взвешивание. При этом, чем большей изменчивостью обладает показатель  $Y$ , тем хуже ведет себя оценка  $X_{вз}$  по сравнению с оценкой  $\bar{X}$ .

На рис. 75 представлены графики изменения содержания компонента, мощности рудного тела и метропроцента вдоль выработки по данным опробования. Из рисунка видно, что в тех точках, где максимумам и минимумам содержания соответствуют максимумы и минимумы мощности, произведения  $XY$  метропроцента либо сильно увеличиваются, либо уменьшаются почти до нуля.

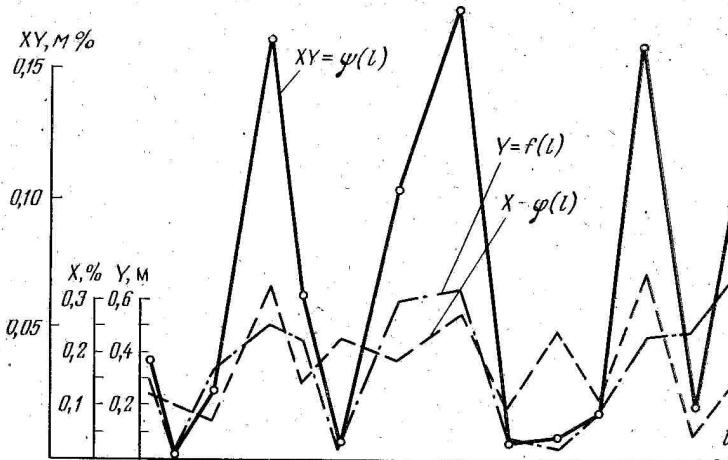


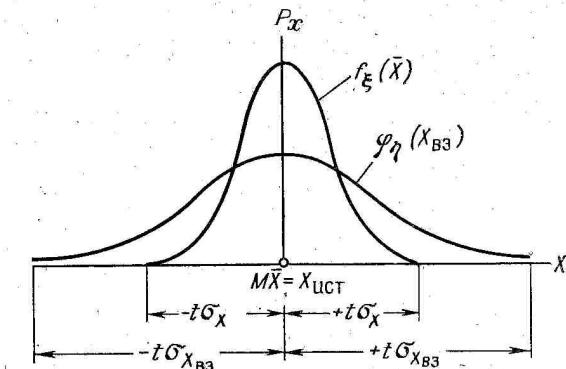
Рис. 75. Схема, поясняющая возрастание дисперсии  $\sigma_{X_{B3}}$  при высокой изменчивости показателя  $Y$ .  $X=\varphi(l)$  — график изменения содержания компонента;  $Y=f(l)$  — график изменения мощности рудного тела;  $XY=\psi(l)$  — график изменения метропроцента

Амплитуда колебания метропроцента в связи с этим значительно увеличивается, а следовательно, увеличивается и дисперсия среднего значения метропроцента  $\sigma^2_{\bar{X}Y}$ .

Так как среднее значение метропроцента участвует в вычислении средневзвешенной оценки содержания компонента, то его колебания переносятся на эту оценку. Очевидно, при положительной корреляции показателей  $X$  и  $Y$  этот эффект усиливается, так как максимумам и минимумам содержания все чаще будут соответствовать максимумы и минимумы мощности. При отрицательной же корреляции показателей амплитуда колебаний метропроцента уменьшается, так как максимумам содержания чаще будут соответствовать минимумы мощности и наоборот. Дисперсия средневзвешенной оценки среднего содержания в этом случае будет меньше дисперсии среднеарифметической оценки [49]. Однако заметное уменьшение  $\sigma^2_{X_{B3}}$  по сравнению с  $\sigma^2_{\bar{X}}$  будет только при достаточно большом значении  $|r_{x,y}|$  и большом объеме выборки  $n$ .

На некоторых золоторудных, редкometальных, полиметаллических месторождениях с высокой изменчивостью мощности рудных тел, где коэффициент вариации мощности близок к единице (100%), и при отсутствии корреляции содержания с мощностью дисперсия средневзвешенной на мощность оценки среднего содержания будет в два раза больше дисперсии среднеарифметической оценки [см. формулу (VI.21)]. Отсюда следует, что если для достижения заданной точности среднего содержания компонента в условиях  $r_{c,m}=0$ ,  $V_m=1,0$  при использовании оценки  $C_{B3}$  необходимо 100 наблюдений, то та же точность будет достигнута уже при 50 наблюдениях, если принять оценку  $\bar{C}$ . При меньших значе-

Рис. 76. Схема, поясняющая, что при  $r_{x,y}=0$  оценка  $X_{B3}$  является менее эффективной, чем оценка  $\bar{X}$



ниях  $V_m$  выигрыш в точности при применении оценки  $\bar{C}$  будет более скромным, однако и в этих случаях пренебрегать им не следует.

На рис. 76 представлена схема, поясняющая приведенные выше доказательства. При  $r_{x,y}=0$  и  $V_y \gg 0$  дисперсия  $\sigma^2_{X_{B3}}$  в  $(1+V_y^2)$  раз будет больше дисперсии  $\sigma^2_{\bar{X}}$ . Вместе с тем, как это следует из (VI.5), при  $r_{x,y}=0$  выполняется равенство  $MX_{B3}=M\bar{X}$ , т. е. центры плотностей вероятностей  $f_\xi(\bar{X})$  и  $\varphi_\eta(X_{B3})$  совпадают. Из рисунка хорошо видно, что оценка  $X_{B3}$  при этом будет менее эффективна, чем оценка  $\bar{X}$ \*.

Однако оценка  $X_{B3}$  будет иметь меньшую эффективность применения не только при  $r_{x,y}=0$ , но и в том случае, когда смещение  $M\bar{X}$  относительно  $X_{ист}$  будет небольшим ( $r_{x,y} \neq 0$ ) и  $\sigma_{X_{B3}} \gg \sigma_{\bar{X}}$ . На рис. 77 показано, что при небольшом смещении  $|M\bar{X}-X_{ист}|$  и  $\sigma_{X_{B3}} \gg \sigma_{\bar{X}}$  оценка  $X_{B3}$  может иметь заметно меньшую эффективность применения, чем оценка  $\bar{X}$ , поскольку кривая плотности вероятности  $f_\xi(\bar{X})$  накрывает точки  $M\bar{X}$  и  $X_{ист}$  и группируется вокруг этих точек, а кривая  $\varphi_\eta(X_{B3})$  имеет большой размах.

При малом объеме выборки и высокой асимметрии распределений исходных разведочных данных кривые плотностей вероятностей  $f_\xi(\bar{X})$  и  $\varphi_\eta(X_{B3})$  будут также заметно асимметричны, однако с ростом объема выборки, как уже отмечалось, они нормализуются и стягиваются к центрам распределений  $M\bar{X}$  и  $X_{ист}$ . Начиная с некоторого объема выборки  $n_0$ , оценка  $X_{B3}$  будет обладать большей эффективностью применения, чем оценка  $\bar{X}$ .

Из изложенного следует, что на месторождениях с высокой изменчивостью мощности рудных тел, при слабой ее корреляции с содержанием компонента и при малом объеме выборки ( $n < n_0$ ), большей эффективностью применения облада-

\* Из рис. 76 следует, что при  $r_{x,y}=0$  эффективность оценок  $X_{B3}$  и  $\bar{X}$  определяется отношением их дисперсий, т. е. понятия «эффективность применения» и «эффективность оценки» здесь сближаются.

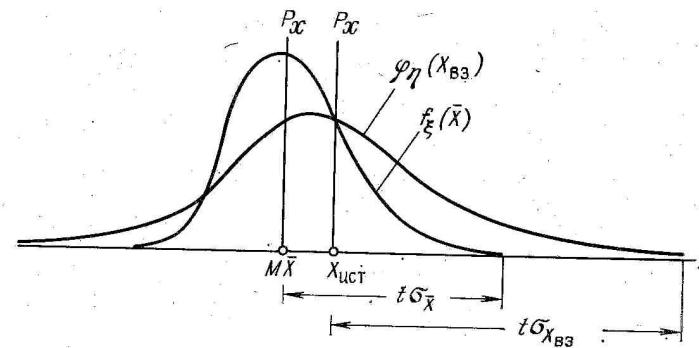


Рис. 77. Схема, поясняющая, что при  $r_{x,y} \rightarrow 0$  и  $\sigma_{\bar{X}_{вз}} \gg \sigma_{\bar{X}}$  оценка  $\bar{X}_{вз}$  имеет меньшую эффективность, чем оценка  $\bar{X}$

ют среднеарифметические оценки среднего содержания. Взвешивание в подобных условиях дает единственный эффект — оно увеличивает дисперсию средневзвешенных оценок, т. е. снижает их точность. И, поскольку при подсчете запасов мы всегда имеем единственную оценку параметра, пренебречь тем, что она неэффективна, нельзя.

Не случайно Н. В. Володомонов [24], В. И. Смирнов [165], В. М. Крейтер [101] и другие авторы считали целесообразным исключить некоторые виды взвешивания из практики подсчета запасов. Нельзя считать случайным и появление самой проблемы эффективного применения оценок  $\bar{X}_{вз}$  и  $\bar{X}$ .

Так как геолого-статистические условия ( $V_x, V_y, r_{x,y}$ ) на месторождении изменить невозможно, то вопрос об эффективном применении оценок  $\bar{X}_{вз}$  и  $\bar{X}$  в каждом конкретном случае следует решать на основе формулы (VI.18): если объем выборки  $n \geq n_0$ , то более точной оценкой следует считать средневзвешенную, в противном случае — среднеарифметическую. Вычисления  $n_0$  можно упростить с помощью номограмм [94].

Приближенное решение задачи можно получить также на основе использования критерия Стьюдента:

$$t = \frac{\hat{r}_{x,y} \sqrt{n-2}}{\sqrt{1 - \hat{r}_{x,y}^2}}, \quad (\text{VI.22})$$

поскольку гипотеза  $H_0(r_{x,y} \neq 0)$  является почти эквивалентной (VI.11). Если вычисленное значение  $t$  будет больше табличного  $t_q$  при  $q=15-20\%$  и  $n-2$  степенях свободы, то с доверительной вероятностью  $p=1-q$  можно считать, что оценка  $\bar{X}_{вз}$  является более точной.

Однако при очень асимметричных распределениях показателей  $X$  и  $Y$  ( $V_x > 1,0$ ;  $V_y > 1,0$ ) оценка критерия  $t$  становится положительно-смещенной, поэтому точность решения задачи в подобных условиях снижается [75].

Следует отметить, что полученная нами довольно сложная картина механизма взвешивания еще более усложняется, если учсть влияние знаков асимметрий плотностей исходных распределений показателей месторождения  $X$  и  $Y$ . А при очень высоких значениях  $V_x, V_y$  и малом объеме выборки в связи со смещением выборочных значений  $V_x, V_y, r_{x,y}, t$  точность решения задачи существенно снижается.

Наиболее общим решением вопроса являются вероятностные номограммы для эффективного применения оценок  $\bar{X}_{вз}$  и  $\bar{X}$ , которые можно построить для любого месторождения (двумерной модели) на основе метода двумерных цифровых моделей [81, 87, 92], представляющего собой цифровое статистическое моделирование двумерных распределений на ЭВМ.

Модель конструируется на основе фактических данных опробования и замеров мощности рудных тел изучаемого месторождения. В процессе ее конструирования эти данные преобразуются в два частных распределения  $f(X), \varphi(Y)$  в виде таблиц, которые и вводятся в ЭВМ как исходная информация. В машине эта информация преобразуется в двумерную модель в виде последовательности пар чисел  $x_i, y_i$  ( $i=1, 2, \dots, N$ ) с заданным коэффициентом корреляции  $r_{x,y}$ .

Основным достоинством метода цифрового статистического моделирования является то, что он позволяет моделировать природные геолого-статистические условия изучаемого месторождения (распределения, изменчивость, корреляцию показателей  $X, Y$ ). Поэтому получаемые на модели выводы и результаты отражают и учитывают эти условия.

Метод позволяет получать на модели все возможные непересекающиеся выборки заданного объема, строить распределения оценок и их истинных погрешностей, определять эффективность применения оценок и изучать ее эволюцию в зависимости от объема разведочной выборки, вида частных распределений и корреляции показателей, строить вероятностные номограммы. Метод цифрового статистического моделирования позволяет исследовать и решать большой круг вероятностно-статистических задач при разведке и подсчете запасов месторождений.

Теоретической основой построения вероятностных номограмм является выражение [77, 81, 87]:

$$P_n = 1 - \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^\infty e^{-\frac{z^2}{2}} [\Phi(-\alpha - \beta t) - \Phi(-\alpha + \beta t) + \Phi(-\alpha - \gamma t) - \Phi(-\alpha + \gamma t)] dt, \quad (\text{VI.23})$$

которое позволяет определять вероятность неравенства (VI.9), т. е. эффективность применения оценок  $\bar{X}_{вз}$ . Здесь

$$\Phi(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_x^\infty e^{-\frac{z^2}{2}} dz; \quad \alpha = \frac{(\bar{M}\bar{X} - \bar{X}_{вз})\sqrt{n}}{\sigma_x \sqrt{1 - R^2}};$$

$$\beta = \frac{\frac{\sigma_2}{\sigma_x} + R}{\sqrt{1 - R^2}}; \quad \gamma = \frac{\frac{\sigma_2}{\sigma_x} - R}{\sqrt{1 - R^2}};$$

$$R = \frac{K_{x, xy} - X_{\text{ист}} K_{x, y}}{\sigma_x \sqrt{\sigma_{xy}^2 + \sigma_y^2 X_{\text{ист}}^2 - 2X_{\text{ист}} K_{xy, y}}},$$

$$\sigma_2 = \sigma_{X_{\text{вз}}} \sqrt{n} = \frac{1}{MY} (\sigma_{xy}^2 + \sigma_y^2 X_{\text{ист}}^2 - 2X_{\text{ист}} K_{xy, y})^{1/2}.$$

Если  $\beta, \gamma$  определить для модели (генеральной совокупности) и  $\alpha$  — для выборки, то можно вычислить  $P_n$ .

При  $r_{x,y}=0$  выражение (VI.23) принимает вид

$$P_n = 1 - \frac{2}{V2\pi} \int_0^\infty e^{-\frac{t^2}{2}} \left\{ 1 - \Phi(V_y t) - \Phi \left[ \left( V_y + \frac{2}{V_y} \right) t \right] \right\} dt, \quad (\text{VI.24})$$

где  $V_y$  — коэффициент вариации показателя  $Y$ ;  
 $t$  — квантиль нормального распределения.

Из (VI.24) следует, что при  $r_{x,y}=0$  эффективность применения оценок  $X_{\text{вз}}$  не зависит от объема выборки и всецело определяется величиной коэффициента вариации  $V_y$  показателя, по которому производится взвешивание. Этот вывод мы уже имели ранее [см. (VI.21) и рис. 76].

На рис. 78 приведена кривая, построенная с помощью выражения (VI.24) на основе исследований на ЭВМ нескольких двумерных моделей. Как видно из рисунка, при  $r_{x,y}=0$  и  $V_y > 0,30$  эффективность применения оценок  $X_{\text{вз}}$  оказывается менее 40%, при  $V_y=0,8$  она составляет 30%, а при  $V_y=1,0$  — всего 27%. Эффективность применения оценок  $\bar{X}$  в этих случаях равна соответственно 60; 70 и 73%.

График еще раз подтверждает, что при отсутствии корреляции между показателями месторождения  $X$  и  $Y$  и при высокой изменчивости показателя  $Y$  ( $V_y > 0,5$ ) взвешивание значений показателя  $X$  на значения показателя  $Y$  дает отрицательный эффект.

На рис. 79 показана номограмма для эффективного применения оценок  $X_{\text{вз}}$  и  $\bar{X}$ , построенная на основе исследования двумерной модели одного из редкometальных месторождений. Месторождение характеризуется весьма высокими изменчивостями содержания ( $V_x=142\%$ ) и мощности ( $V_y=85\%$ ). Распределения значений содержания и мощности по данным опробования и замеров характеризуются высокими положительными асимметриями. Кривые плотности распределений представлены в верхней части номограммы. На оси ординат показана эффективность  $P_n$  (%) применения оценок  $X_{\text{вз}}$ , на оси абсцисс — объем  $n$  разведочной выборки. Кривые построены для значений  $r_{x,y}=0,05-0,35$ . Горизонтальная прямая  $P_n=50\%$  отделяет верхнюю часть номограммы, где  $P_n > 50\%$ , от нижней, где  $P_n < 50\%$ .

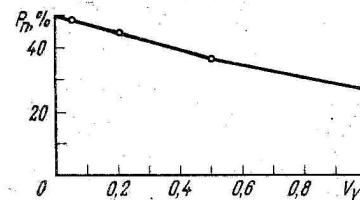


Рис. 78. График зависимости эффективности применения средневзвешенных оценок  $X_{\text{вз}}$  от коэффициента вариации  $V_y$  при  $r_{x,y}=0$

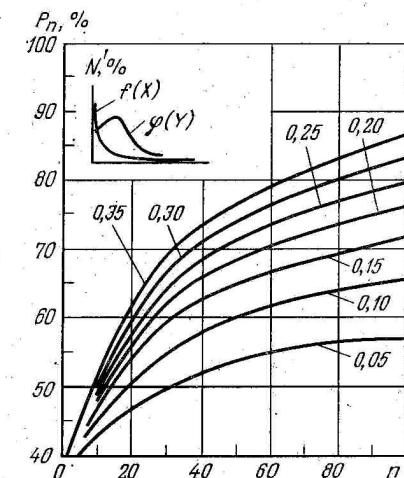


Рис. 79. Номограмма для эффективного применения оценок  $X_{\text{вз}}$  и  $\bar{X}$  (редкometальное месторождение).  
Модель 4 ( $V_x=1,42$ ;  $V_y=0,85$ ;  
 $r_{x,y}>0$ )

Как видно из рисунка, при  $r_{x,y}=0,05$  и  $n=30$  эффективность применения средневзвешенных оценок  $P_n=50\%$ , т. е. при объеме выборки  $n=30$  и  $r_{x,y}=0,05$  на данном месторождении безразлично, какой из двух оценок ( $X_{\text{вз}}$  или  $\bar{X}$ ) пользоваться. Но так как оценка  $\bar{X}$  проще, то она предпочтительнее.

При  $r_{x,y}=0,05$  и  $n=20$  эффективность применения  $X_{\text{вз}}$  составит 47%, следовательно, эффективность применения  $\bar{X}$  будет равна 53% и вопрос решается в пользу оценки  $\bar{X}$ .

На месторождении оценки коэффициента корреляции  $r_{x,y}$  обычно не являются постоянными, а изменяются в зависимости от положения и границ обследуемой области, объема разведочной выборки и действия случайных факторов. Прямая  $P_n=50\%$  в пересечении с кривыми номограммы дает такие значения объема разведочной выборки для оценок  $r_{x,y}$ , при которых целесообразно пользоваться оценками  $\bar{X}$ .

Как видно из номограммы, область применения оценок  $\bar{X}$  на данном месторождении невелика и ограничивается условием  $n < 15-30$ . Вместе с тем номограмма показывает, что с увеличением объема разведочной выборки (особенно при больших значениях  $r_{x,y}$ ) надежность  $X_{\text{вз}}$  как более точной оценки довольно быстро возрастает.

На рис. 80 представлена номограмма для того же редкometального месторождения, но для условий отрицательной корреляции содержания компонента с мощностью рудных тел. Из сравнения номограмм (рис. 79 и 80) видно, что при одинаковых значениях  $|r_{x,y}|$  и  $n$  эффективность  $P_n$  на второй номограмме заметно выше.

Это свидетельствует о том, что при отрицательной корреляции показателей  $X$  и  $Y$  эффективность взвешивания (при прочих равных условиях) будет выше, чем при положительной.

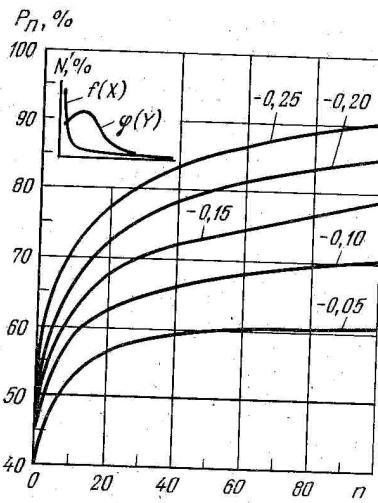


Рис. 80. Номограмма для эффективного применения оценок  $X_{vz}$  и  $\bar{X}$  (редкometальное месторождение).  
Модель 4' ( $V_x=1,42$ ;  $V_y=0,85$ ;  
 $r_{x,y}<0$ )

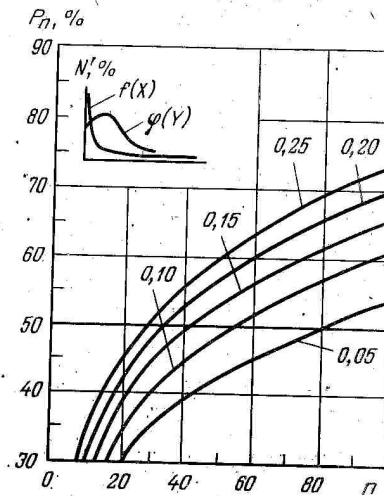


Рис. 81. Номограмма для эффективного применения оценок  $X_{vz}$  и  $\bar{X}$  (золоторудное месторождение).  
Модель 5' ( $V_x=3,74$ ;  $V_y=0,85$ ;  
 $r_{x,y}>0$ )

Объяснение этому было дано ранее (см. рис. 75). В работе [49] показано, что при  $r_{x,y}>0$  дисперсия средневзвешенной оценки всегда больше, чем при  $r_{x,y}<0$ .

На рис. 81 и 82 представлены номограммы для одного из золоторудных месторождений, отличающегося исключительно высокими изменчивостями содержания золота ( $V_x=374\%$ ) и мощности жил ( $V_y=85\%$ ). Как видно из номограммы (рис. 81), для эффективного применения оценки  $X_{vz}$  при  $r_{x,y}=0,05$  объем выборки должен быть не менее 80 проб, при  $r_{x,y}=0,10$  должно выполняться условие  $n>55$  и при  $r_{x,y}=0,15$   $n>40$ . Таким образом, на данном месторождении существуют довольно широкие условия, при которых целесообразно пользоваться среднеарифметическими оценками содержания.

Как уже отмечалось, на золоторудных, редкometальных и других рудных месторождениях с высокой изменчивостью содержания компонента и мощности рудных тел коэффициент корреляции содержания с мощностью очень редко превосходит по модулю 0,10—0,15. Обычно он находится в интервале 0,05—0,10. Так, например, на рассмотренном золоторудном месторождении из 44 оценок коэффициента корреляции, вычисленных для разных жил по выборкам большого объема (200—4000 проб), только 2 оценки оказались равными 0,20, и 5 оценок были в пределах 0,10—0,15, остальные 37 оценок оказались в интервале от —0,05 до +0,05. Аналогичная картина наблюдается на Никитовском рудном поле, где оценки коэффициента корреляции содержания компонента с

мощностью (вычисленные по выборкам в несколько сот проб) не выходят за пределы  $|r_{x,y}|<0,05$ .

При этом следует учесть, что в силу больших значений асимметрий распределений исходных разведочных данных оценки  $\hat{r}_{x,y}$ , полученные по выборкам даже большого объема, являются положительно-смещенными [75].

Слабая корреляция содержания компонента с мощностью рудных тел объясняется, по-видимому, именно высокой изменчивостью этих показателей. Если представить две случайные величины  $X$  и  $Y$  как два независимых колебания с переменными частотами и амплитудами, то с увеличением частот и амплитуд колебаний все менее будет вероятность, что эти колебания хотя бы временно окажутся синхронными (положительная корреляция) или будут находиться в противоположных фазах (отрицательная корреляция)\*.

Приведенные данные подтверждают вывод Н. В. Володомонова [24] о том, что наличие связи между мощностью и содержанием золота на жильных месторождениях — явление исключительное, правилом же является отсутствие этой связи.

Как видно из рис. 82, здесь изолинии номограммы становятся более крутыми, что свидетельствует о том, что при отрицательной корреляции содержания и мощности с увеличением объема выборки эффективность применения оценок  $X_{vz}$  быстро растет. Однако и здесь имеется довольно большая область, в которой оценки  $\bar{X}$  обладают большей эффективностью применения, чем оценки  $X_{vz}$ .

На рис. 83 и 84 приведены номограммы для медно-никелевого месторождения, которое характеризуется очень небольшой изменчивостью оруденения ( $V_x=4\%$ ) и небольшой изменчивостью мощности ( $V_y=21\%$ ). Распределения содержания и мощности являются отрицательно-асимметричными.

Как видно из номограмм, взвешивать содержание на мощность

\* При конструировании двумерных цифровых моделей на ЭВМ было обнаружено, что для некоторых двумерных распределений нельзя реализовать условие  $r_1 < r_{x,y} < r_2$ , если интервал  $(r_1, r_2)$  задается в области достаточно больших значений  $r_{x,y}$ . Иными словами, для некоторых двумерных распределений (месторождений) существуют предельные значения  $r_{x,y}$ , выше которых коэффициент корреляции в данном распределении быть не может.

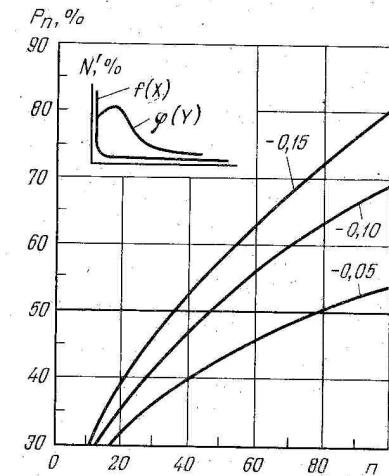


Рис. 82. Номограмма для эффективного применения оценок  $X_{vz}$  и  $\bar{X}$  (золоторудное месторождение).  
Модель 5' ( $V_x=3,74$ ;  $V_y=0,85$ ;  
 $r_{x,y}<0$ )

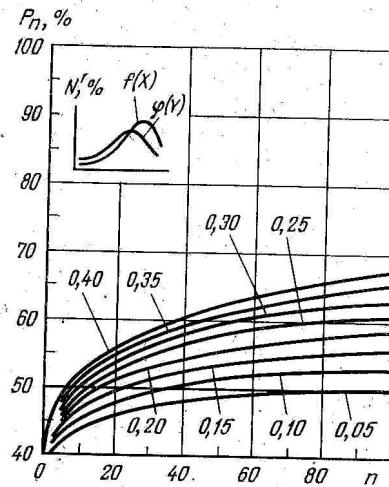


Рис. 83. Номограмма для эффективного применения оценок  $X_{вз}$  и  $\bar{X}$  (медио-никелевое месторождение). Модель Б-2-1 ( $V_x=0,04$ ;  $V_y=0,21$ ;  $r_{x,y}>0$ )

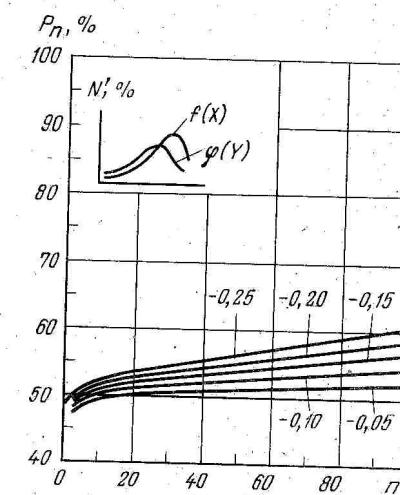


Рис. 84. Номограмма для эффективного применения оценок  $X_{вз}$  и  $\bar{X}$  (медио-никелевое месторождение). Модель Б-2-1' ( $V_x=0,04$ ;  $V_y=0,21$ ;  $r_{x,y}<0$ )

для данного месторождения целесообразно только при  $|r_{x,y}|>0,10$  и  $n>50-60$ . Однако даже при достаточно высокой корреляции содержания с мощностью ( $|r_{x,y}|>0,20$ ) и значительном объеме выборки ( $n>50$ ) эффективность средневзвешенных оценок ненамного превышает 50 %. Объясняется это тем, что коэффициенты вариации  $V_x$ ,  $V_y$  здесь очень малы, произведение  $r_{x,y}V_xV_y$  также мало и потому центры плотностей распределений  $f_{\xi}(\bar{X})$ ,  $\varphi_{\eta}(X_{вз})$  располагаются очень близко. Чтобы эффективность применения оценок  $X_{вз}$  в этих условиях была достаточно высокой, необходимо, чтобы  $|r_{x,y}|$  и  $n$  имели большие значения.

Приведенные примеры номограмм показывают, что каждая двумерная модель (месторождение) обладает своеобразием, которое отличает ее от других моделей и определяет различную эффективность применения оценок  $X_{вз}$  и  $\bar{X}$  при одинаковых значениях  $r_{x,y}$  и  $n$ . Это своеобразие каждой модели — ее двумерный закон распределения, определяемый частными законами распределения показателей  $X$  и  $Y$ .

Несмотря на все многообразие двумерных распределений показателей, наблюдаемое в природе, их можно объединить в несколько групп в зависимости от знаков асимметрий  $A_x$ ,  $A_y$  плотностей распределений  $f(x)$ ,  $\varphi(y)$ . На рис. 85 представлена классификация двумерных моделей.

Все модели разделены на девять групп. К первой группе отнесены модели, у которых плотности распределений  $f(x)$ ,  $\varphi(y)$  характеризуются положительной асимметрией ( $A_x>0$ ;  $A_y>0$ ). Вторую группу составляют модели, у которых плотности частных

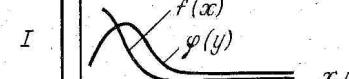
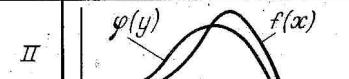
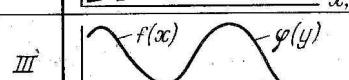
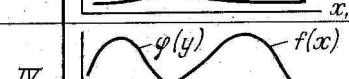
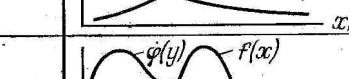
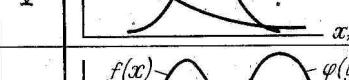
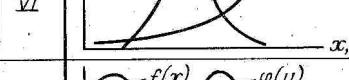
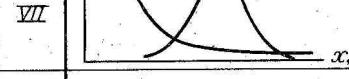
Группа	Типы кривых распределений	Асимметрия $A_x, A_y$	Коэффициент корреляции	
			$r_{x,y}>0$	$r_{x,y}<0$
I		$A_x > 0$ $A_y > 0$	1a	1б
II		$A_x < 0$ $A_y < 0$	2a	2б
III		$A_x > 0$ $A_y < 0$	3a	3б
IV		$A_x < 0$ $A_y > 0$	4a	4б
V		$A_x = 0$ $A_y > 0$	5a	5б
VI		$A_x = 0$ $A_y < 0$	6a	6б
VII		$A_x > 0$ $A_y = 0$	7a	7б
VIII		$A_x < 0$ $A_y = 0$	8a	8б
IX		$A_x = 0$ $A_y = 0$	9a	9б

Рис. 85. Классификация двумерных моделей

распределений имеют отрицательную асимметрию ( $A_x<0$ ;  $A_y<0$ ). Третья группа объединяет модели, у которых  $A_x>0$ ;  $A_y<0$  и т. д.

Каждая из указанных групп подразделяется на подгруппу моделей с положительной корреляцией ( $r_{x,y}>0$ ) и подгруппу моделей с отрицательной корреляцией ( $r_{x,y}<0$ ). В левой части схемы классификации показаны кривые плотностей частных распределений  $f(x)$ ,  $\varphi(y)$ .

Модели первой группы описывают золоторудные, редкометальные, полиметаллические и другие месторождения, показатели которых имеют положительно-асимметричные распределения и характеризуются различными значениями коэффициентов  $V_x$ ,  $V_y$ ,  $r_{x,y}$ . Модели этой группы имеют наибольшее распространение в природе. Модели второй группы являются аналогами богатых золоторудных месторождений, месторождений никеля, меди.

Модели третьей группы описывают некоторые золоторудные, редкометальные, полиметаллические месторождения с отрицательно-асимметричными распределениями мощности. Модели четвертой группы являются аналогами некоторых железорудных, медно-никелевых и других месторождений с положительно-асимметричными распределениями мощности и т. д.

Вероятностные номограммы полностью решают проблему эффективного применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок параметров запасов на месторождениях с высокой изменчивостью оруденения и морфологии рудных тел и слабой корреляцией содержания компонента с мощностью. Они представляют собой наиболее полное и наглядное выражение закономерностей взвешивания и их эволюции в зависимости от особенностей модели взвешивания и объема разведочной выборки.

Номограмма, построенная на основе исследований какой-либо модели, описывает эффективность применения оценок  $X_{вз}$ ,  $\bar{X}$  только на тех месторождениях, где частные распределения  $f'(x)$ ,  $\varphi'(y)$  показателей достаточно хорошо соответствуют распределениям  $f(x)$ ,  $\varphi(y)$  этой модели. С ростом различий указанных распределений точность соответствующей номограммы снижается. Для применения номограммы на каком-либо месторождении практически достаточно, чтобы коэффициенты вариации  $V_x$ ,  $V_y$  модели и показателей месторождения были бы равны (с точностью до 3—5%) и асимметрии распределений  $A_x$ ,  $A_y$  модели и показателей месторождения имели одинаковые знаки. Знаки  $A_x$ ,  $A_y$  легко определить по виду кривых плотностей распределений  $f'(x)$ ,  $\varphi'(y)$ .

Желательно, чтобы каждая группа двумерных моделей была представлена достаточным количеством номограмм с различными значениями коэффициентов вариаций  $V_x$ ,  $V_y$ . Тогда для любого месторождения этой группы всегда можно подобрать соответствующую номограмму по заданным значениям  $V_x$ ,  $V_y$ . Альбом номограмм эффективного применения оценок  $X_{вз}$  и  $\bar{X}$  требует издания в ближайшее время для использования при подсчете запасов месторождений.

В заключение отметим, что теоретические значения эффективности  $P_n$  применения средневзвешенных оценок, вычисляемых по (VI.23), хорошо согласуются с эмпирическими значениями этой величины, определяемыми из соотношения

$$N'_n = \frac{q}{h} 100\%,$$

где  $q$  — число случаев, в которых  $|X_{вз} - X_{ист}| < |\bar{X} - X_{ист}|$ ;  
 $h$  — число выборок объема  $n_i$ .

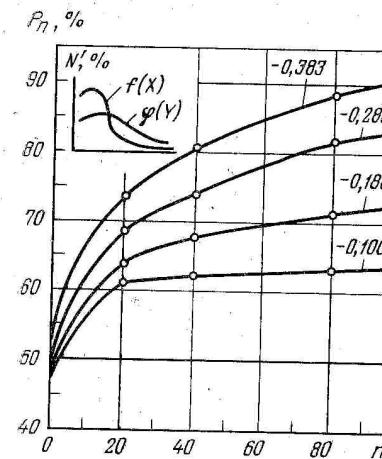


Рис. 86. Графики теоретической вероятности  $P_n = f(n)$ .  
Модель I' ( $V_x = 1,00$ ;  $V_y = 0,60$ ;  
 $r_{x,y} < 0$ )

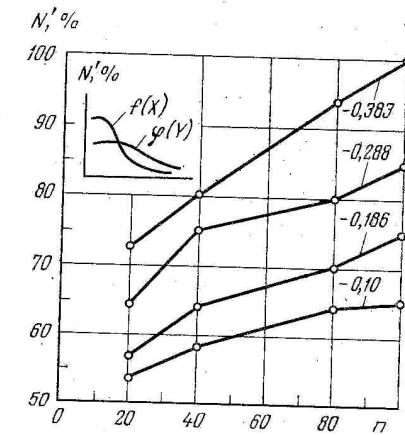


Рис. 87. Графики эмпирической вероятности  $N'_n = f(n)$ .  
Модель I' ( $V_x = 1,00$ ;  $V_y = 0,60$ ;  
 $r_{x,y} > 0$ )

На рис. 86 и 87 в качестве примера приведены графики изменения величин  $P_n$  и  $N'_n$  в зависимости от объема выборки  $n$  при различных значениях  $r_{x,y}$ . Из сопоставления графиков видно, что между теорией и экспериментом существует хорошее согласие. Важно также отметить, что значения эффективного объема выборки  $n_0$ , получаемые по формуле (VI.18) и по соответствующей номограмме модели, оказываются очень близкими или равными, что подтверждает правильность сформулированной выше теории.

## 6. Оценки средней мощности рудного тела или залежи

Как уже было показано, выбор вида оценки средней мощности рудного тела или залежи производится с учетом геологического и статистического особенностей месторождения, расположения точек замера относительно максимумов и минимумов поверхности изменения мощности и объема разведочной выборки. Если объем выборки  $n$  не меньше эффективного ( $n \geq n_0$ ), то средневзвешенную оценку следует считать более точной. При этом, если подсчитывается оценка средней мощности для горной выработки (штрека, восстающего и т. д.), то взвешивание производится на интервалы влияния

$$m_{вз} = \frac{\sum m_i l_i}{\sum l_i}.$$

В случае, если разведка производится скважинами и подсчет запасов выполняется по способу геологических блоков, то взвешивание производится на интервалы влияния

вание производится на площади ближайших районов в пределах каждого блока

$$m_{\text{вз}} = \frac{\sum m_i s_i}{\sum s_i}.$$

Если эффективный объем выборки  $n_0$  по каким-либо причинам не вычисляется, то вопрос выбора вида оценки средней мощности можно решить с помощью критерия (VI.22). Уровень значимости  $q_{\text{оп}}$  следует определять по графику (см. рис. 74) для достаточно надежно вычисленного произведения  $r_x, y V_x V_y$ .

При равномерном расположении точек определения мощности рудного тела или залежи вдоль выработки или на площади разведочного блока среднюю мощность оценивают как среднеарифметическую

$$\bar{m} = \frac{\sum m_i}{n}.$$

## 7. Оценки среднего содержания компонента

При секционном опробовании керна из скважин или бороздовым секционном опробовании горных выработок среднее содержание компонента на интервале пересечения рудного тела всегда определяют как средневзвешенное на длины секций:

$$C_{\text{вз}} = \frac{\sum c_i b_i}{\sum b_i},$$

где  $c_i$  — содержание компонента на интервале секции;  
 $b_i$  — длина секции.

При вычислении оценки среднего содержания компонента для участка горной выработки (штрека, восстающего, орта) взвешивание содержаний в сквозных пробах на значения мощности вместе опробования, т. е.

$$C_{\text{вз}} = \frac{\sum c_i m_i}{\sum m_i}, \quad (\text{VI.25})$$

следует производить при  $n \geq n_0$  или при  $t > t_q$  (оптимальный уровень значимости  $q_{\text{оп}}$  определяют по кривой рис. 74).

Аналогичным образом решается вопрос и о целесообразности взвешивания содержаний в сквозных пробах на интервалы влияния проб  $l_i$ , т. е.

$$C_{\text{вз}} = \frac{\sum c_i l_i}{\sum l_i}. \quad (\text{VI.26})$$

Как уже было показано, последняя оценка будет иметь более высокую эффективность применения по сравнению со среднеарифметической оценкой только в тех случаях, когда пробы будут отбираться более часто на интервалах выработки, где наблюдаются повышенные концентрации оруденения (обратная корреляция содержания компонента с интервалами опробования). Если же ко-

лебания интервалов опробования носят случайный характер и никак не связаны с максимумами и минимумами оруденения, то взвешивание содержаний компонента в сквозных пробах на интервалы не даст положительного эффекта. Проверка с помощью критериев  $n \geq n_0$  или  $t \geq t_q$  тотчас обнаружит неэффективность взвешивания в этом случае на интервалы влияния проб.

Целесообразность взвешивания содержаний компонента в сквозных пробах одновременно на мощности проб и интервалы их влияния, т. е. эффективность применения оценки

$$C_{\text{вз}} = \frac{\sum c_i m_i l_i}{\sum m_i l_i}, \quad (\text{VI.27})$$

определяется дважды. Сначала с помощью критериев  $n \geq n_0$  или  $t \geq t_q$  определяется эффективность взвешивания содержаний в пробах на мощности в местах опробования, затем с помощью тех же критериев определяется эффективность взвешивания на интервалы влияния проб.

Если обе проверки дадут положительные результаты, то целесообразность оценки (VI.27) следует считать доказанной с доверительной вероятностью  $p=1-q$ . Если же в одном из случаев проверка даст отрицательный результат, то более эффективной следует считать соответственно оценку (VI.25) или (VI.26).

Важно еще раз отметить, что приведенные решения проблемы эффективного применения оценок  $C_{\text{вз}}$  и  $\bar{m}$  не являются полными, так как они не дают ответа на вопрос, насколько эффективность применения выбранной оценки выше эффективности применения конкурирующей оценки. Полное решение проблемы дают только номограммы для эффективного применения оценок  $X_{\text{вз}}$  и  $\bar{X}$ .

Эффективность взвешивания оценок средних содержаний, вычисленных для разведочных сечений, на площади этих сечений, рассматривается далее (см. гл. VII, 4).

Если распределения содержания компонента в руде и мощности рудного тела на месторождении не противоречат логнормальному закону и объем выборки небольшой ( $n < n_0$ ) \* или  $t < t_q$  \*, то наиболее эффективными оценками среднего содержания и средней мощности будут одномерные логнормальные оценки [144, 145]

$$\bar{C} = e^{\hat{\mu}_1 + \frac{1}{2} \hat{\sigma}_1^2}; \quad \bar{m} = e^{\hat{\mu}_2 + \frac{1}{2} \hat{\sigma}_2^2},$$

вычисляемые по логарифмам значений содержания компонента и мощности рудного тела. Здесь

$$\hat{\mu}_1 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \ln c_i; \quad \hat{\sigma}_1^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (\ln c_i - \hat{\mu}_1)^2;$$

$$\hat{\mu}_2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \ln m_i; \quad \hat{\sigma}_2^2 = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (\ln m_i - \hat{\mu}_2)^2,$$

представляют собой оценки среднего значения логарифма и «логарифмической» дисперсии по выборке.

\* Значения  $n_0$  и  $t$  следует вычислять по логарифмам входящих в формулы величин.

Если объем выборки достаточно большой ( $n \geq n_0$ \* или  $t \geq t_q$ \*\*), то более точной оценкой среднего содержания следует считать двумерную (средневзвешенную на мощность) логнормальную оценку.

В соответствии со свойствами двумерного нормального закона распределения можно записать

$$MX = e^{\mu_1 + \frac{1}{2} \sigma_1^2}; \quad MY = e^{\mu_2 + \frac{1}{2} \sigma_2^2};$$

$$MXY = e^{\mu_1 + \mu_2 + \frac{1}{2} (\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + 2\rho\sigma_1\sigma_2)};$$

$$MX_{\text{вз}} = \frac{MXY}{MY} = e^{\mu_1 + \frac{1}{2} (\sigma_1^2 + 2\rho\sigma_1\sigma_2)};$$

где

$$\mu_1 = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \ln x_i; \quad \sigma_1^2 = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (\ln x_i - \mu_1)^2;$$

$$\mu_2 = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \ln y_i; \quad \sigma_2^2 = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (\ln y_i - \mu_2)^2;$$

$$\rho = \frac{1}{\sigma_1\sigma_2} \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (\ln y_i - \bar{\ln y}_i) (\ln x_i y_i - \bar{\ln x_i y}_i);$$

$$\bar{\ln y}_i = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \ln y_i; \quad \bar{\ln x_i y}_i = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \ln x_i y_i;$$

$N$  — объем генеральной совокупности.

Таким образом, двумерная логнормальная оценка среднего содержания компонента будет иметь вид

$$C_{\text{вз}} = e^{\hat{\mu}_1 + \frac{1}{2} (\hat{\sigma}_1^2 + 2\hat{\rho}\hat{\sigma}_1\hat{\sigma}_2)},$$

где  $\hat{\mu}_1$ ,  $\hat{\sigma}_1$ ,  $\hat{\sigma}_2$ ,  $\hat{\rho}$  вычисляются по разведочной выборке, как было показано.

Следует отметить, что рекомендуемые в литературе одномерные оценки среднего содержания компонента при  $n > n_0$  и  $t > t_q$ , как было показано, являются смещенными, т. е. не соответствуют применяемому к ним определению наиболее эффективных.

А. Б. Каждан [55] отмечает, что в условиях асимметричных распределений, нормализация которых путем логарифмирования исходных данных не достигается, формулами оценок логнормального распределения пользоваться нельзя.

\* Значения  $n_0$  и  $t$  следует вычислять по логарифмам входящих в формулы величин.

## 8. Ураганные пробы и их учет при подсчете запасов

Несмотря на то, что проблема так называемых ураганных проб (УП) имеет значительную давность и предложено более 20 способов определения и ограничения их при подсчете запасов и геометризации месторождений, она продолжает оставаться актуальной для практики и теории подсчета запасов. Прошедшая в 1969—1971 гг. на страницах журнала «Разведка и охрана недр» дискуссия дала много полезного, но не решила проблемы.

Задача определения и ограничения УП тесно связана с задачей эффективного применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок, поскольку обе они являются частью более общей проблемы оптимальных оценок среднего содержания или линейных запасов компонента. Как отмечает А. Б. Каждан в итогах дискуссии [54], до решения проблемы в целом применение тех или иных способов определения и ограничения УП как волевых приемов страховки от завышения запасов вполне допустимо.

На производстве вопрос о влиянии УП на оценку запасов металла и о способах определения и ограничения УП часто является остро дискуссионным как внутри геологоразведочных организаций, так и в их взаимоотношениях с горными предприятиями, эксплуатирующими разведанные месторождения. С этой точки зрения большое практическое значение имеют данные об эффективности наиболее распространенных и перспективных способов определения и ограничения УП.

Ниже приводятся результаты исследования эффективности некоторых способов определения и ограничения УП в различных геолого-статистических условиях.

В последние годы наибольшее распространение в практике подсчета запасов получили способы П. Л. Каллистова, В. И. Смирнова, а также способы, в которых учитывается 10 и 20%-ное влияние УП на оценку среднего содержания по выработке, разведочному сечению, блоку, горизонту [62, 132]. К последним принадлежат способы Н. В. Володомонова, В. В. Богацкого [132], А. П. Прокофьева [138], И. Д. Когана [62].

Указанные способы применимы только на тех месторождениях, где отсутствует или проявляется в очень слабой степени корреляция содержания компонента с мощностью рудных тел (одномерный случай). В тех случаях, когда корреляция проявляется достаточно заметно, эти способы применять нельзя, так как определяющую роль играют не ураганные пробы, а ураганные значения метропроцента или линейных запасов (двумерный случай).

Наличие или отсутствие на месторождении корреляции содержания компонента с мощностью рудного тела проверяется посредством критерия (VI.22). Уровень значимости при проверке гипотезы  $r_{x,y}=0$  следует определять по кривой рис. 74.

Далее раздельно рассмотрены одномерный и двумерный случаи определения и ограничения УП. В одномерном случае исследование подвергнуты способы 10 и 20%-ного влияния УП на оцен-

ку среднего содержания и способ Каллистова. В двумерном случае исследована эффективность способа определения и ограничения ураганных значений метропроцента при 10 и 20%-ном влиянии на средневзвешенное содержание по выборке.

Исследование выполнено на основе метода цифровых моделей. Методика исследований состоит в следующем. Из модели отбираются все возможные непересекающиеся варианты выборки объема  $n$ , по ним вычисляются среднеарифметические (одномерный случай) и средневзвешенные на мощность (двумерный случай) оценки истинного содержания компонента до и после ограничения УП одним из указанных способов и производится сравнение этих оценок с истинным средним содержанием модели. Если оценка после ограничения УП оказывается ближе к истинному среднему содержанию, то исследуемый способ в данном варианте выборки дает положительный эффект, если же оценка удалается от истинного среднего содержания, то способ дает отрицательный эффект. Общая эффективность способа оценивается по количеству вариантов выборки, в которых способ дает положительный эффект (в процентах ко всем вариантам выборки).

Если изменить объем выборки  $n$  и все исследования повторить, то можно проследить, как изменяется эффективность способа в зависимости от объема разведочной выборки. Легко понять, что по одному или нескольким вариантам выборки объема  $n$  получить полную информацию о работоспособности и эффективности способа нельзя, и метод цифровых моделей с этой точки зрения дает наиболее полную и всестороннюю информацию при исследовании проблемы.

### Программа исследования

1. Для модели вычисляются генеральные характеристики.

$$\bar{X}_r = \frac{\sum_{i=1}^N x_i}{N} \text{ (одномерный случай);}$$

$$X_{\text{ист}} = \frac{\sum_{i=1}^N x_i y_i}{\sum_{i=1}^N y_i} \text{ (двумерный случай);}$$

2. Из модели отбираются выборки объемов  $n=10; 20; 40; 80$ , по которым вычисляются оценки  $\bar{X}, X_{\text{вз}}$  и их истинные погрешности:

$$\Delta \bar{X} = \frac{\bar{X} - \bar{X}_r}{\bar{X}_r} 100\%; \quad \Delta X_{\text{вз}} = \frac{X_{\text{вз}} - X_{\text{ист}}}{X_{\text{ист}}} 100\%.$$

3. Производится определение и ограничение УП указанными выше способами.

Для дальнейшего выведем формулы, определяющие порог между нормальными и ураганными пробами при 10 и 20%-ном влиянии на среднее содержание, поскольку приведенные в книге И. Д. Когана [62] формулы для определения верхнего предела нормальных проб и нормальных значений метропроцента в действительности определяют не порог нормальных проб или метропропцентов, а 10 или 20% от сумм  $\Sigma c$  и  $\Sigma mc$ .

Пусть среднее содержание с учетом всех проб равно

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}$$

и среднее содержание без ураганной пробы

$$\bar{X}' = \frac{\sum_{i=1}^n x_i - x_{\text{уп}}}{n-1}.$$

Если влияние  $x_{\text{уп}}$  на  $\bar{X}$  принять равным 10%, то

$$\frac{\bar{X}}{\bar{X}'} = \frac{(n-1) \sum_{i=1}^n x_i}{n \left( \sum_{i=1}^n x_i - x_{\text{уп}} \right)} = 1,1,$$

откуда

$$x_{\text{уп}} = \bar{X} \left( \frac{0.1 n + 1}{1.1} \right). \quad (\text{VI.28})$$

Если влияние  $x_{\text{уп}}$  на  $\bar{X}$  принять равным 20%, то по аналогии

$$x'_{\text{уп}} = \bar{X} \left( \frac{0.2 n + 1}{1.2} \right). \quad (\text{VI.29})$$

Все значения  $x_i > x_{\text{уп}}$  заменяются порогом  $x_{\text{уп}}$  с 10%-ным влиянием на оценку  $\bar{X}$ . Вычисляются исправленное значение среднего содержания  $\bar{X}_{10}$  и его погрешность:

$$\Delta \bar{X}_{10} = \frac{\bar{X}_{10} - \bar{X}_r}{\bar{X}_r} 100\%.$$

Аналогичным образом вычисляются  $\bar{X}_{20}$  и  $\Delta \bar{X}_{20}$  для 20%-ного уровня влияния  $x_{\text{уп}}$  на  $\bar{X}$ .

В способе Каллистова к ураганным относилась такая проба, которая по величине превышает в два и более раза ближайшую к ней пробу. УП заменялась удвоенным значением содержания в наибольшей нормальной пробе. Две пробы относились к ураганным, если содержание в большей из них в три и более раза и в меньшей в полтора и более раза превышает содержание в наибольшей из нормальных проб. В этом случае первая заменялась утройенным, а вторая полуторным значением содержания в наибольшей

пробе. Вычислялась погрешность среднего содержания  $\bar{X}_k$  после ограничения УП

$$\Delta \bar{X}_k = \frac{\bar{X}_k - \bar{X}_r}{\bar{X}_r} 100\%.$$

4. При существовании корреляции содержания с мощностью  $(t > t_{q=20\%})$  ограничению подвергались ураганные значения метропроцента (двумерный случай).

Выведем формулы, определяющие порог между нормальными и ураганными значениями метропроцента при 10 и 20%-ном их влиянии на  $X_{v3}$ .

Пусть средневзвешенная оценка содержания с учетом всех значений метропроцента

$$X_{v3} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i y_i}{\sum_{i=1}^n y_i}$$

и средневзвешенная оценка без учета ураганного значения метропроцента

$$X'_{v3} = \frac{\sum_{i=1}^{n-1} x_i y_i - (xy)_{yp}}{\sum_{i=1}^{n-1} y_i}.$$

Если влияние ураганного значения метропроцента ограничить 10%, то

$$\frac{X_{v3}}{X'_{v3}} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i y_i \sum_{i=1}^{n-1} y_i}{\sum_{i=1}^n y_i \left[ \sum_{i=1}^{n-1} x_i y_i - (xy)_{yp} \right]} = 1,1,$$

откуда

$$(xy)_{yp} = \sum_{i=1}^n x_i y_i - \frac{X_{v3}}{1,1} \sum_{i=1}^{n-1} y_i. \quad (\text{VI.30})$$

Если влияние  $(xy)_{yp}$  на оценку  $X_{v3}$  принять равным 20%, то по аналогии

$$(xy)'_{yp} = \sum_{i=1}^n x_i y_i - \frac{X_{v3}}{1,2} \sum_{i=1}^{n-1} y_i. \quad (\text{VI.31})$$

Здесь  $(xy)_{yp}$  — порог между нормальными и ураганными значениями метропроцента;

$X_{v3}$  — средневзвешенная на мощность оценка среднего содержания по разведочной выборке;

$\sum_{i=1}^{n-1} y_i$  — сумма значений мощности рудного тела по разведочной выборке за вычетом значения, которое участвует в образовании ураганного метропроцента.

Все значения  $x_i y_i > (xy)_{yp}$  заменяются порогом  $(xy)_{yp}$  при 10%-ном влиянии или порогом  $(xy)'_{yp}$  при 20%-ном влиянии ураганного значения на  $X_{v3}$ . Вычисляются погрешности оценок  $X_{v3}$  после замены ураганных значений соответственно при 10 и 20%-ном уровнях влияния:

$$\Delta X'_{v3} = \frac{X_{v3} - X_{ist}}{X_{ist}} 100\%.$$

Дальнейшие исследования состоят в обобщении всего статистического материала, построении распределений статистик и изучении их эволюций в зависимости от объема выборок и характеристик распределений разведочных данных.

### Анализ результатов исследования

#### 1. Модель редкометального месторождения (одномерный случай)

Содержание компонента характеризуется весьма высокой изменчивостью ( $V_x = 191\%$ ) и имеет резко выраженную положительную асимметрию распределения. На месторождении встречаются пробы с содержанием, превышающим среднее содержание в блоке в 50—100 раз. Корреляция содержания с мощностью рудных тел отсутствует.

В табл. 8 представлены распределения погрешностей оценок среднего содержания:  $\Delta \bar{X}$  — до замены УП;  $\Delta \bar{X}_{10}$ ,  $\Delta \bar{X}_{20}$ ,  $\Delta \bar{X}_k$  — после замены УП соответственно при 10 и 20%-ном влиянии на  $\bar{X}$  и по способу Каллистова. На рис. 88—91 приведены кривые плотностей распределений, построенные по данным табл. 8. Анализ данных граф 2, 6, 10, 14 табл. 8 и кривых рис. 88 позволяет сделать следующие выводы.

a. При объеме выборки  $n=10$  наибольшую вероятность имеют погрешности от —10 до —40%, они составляют 50,7% всех погрешностей. Другими словами, если в разведочном блоке месторождения будет вычислено 100 оценок среднего содержания компонента (каждая по 10 самостоятельным пробам), то 51 оценка будет занижена против истинного среднего на 10—40%. Отрицательные погрешности оценок от 0 до —70% составляют 70,5%, т. е. вероятность получения заниженной на 0—70% оценки среднего содержания по выборке из 10 проб составляет 70% (следовательно, вероятность завышенной оценки равна 30%).

Положительные погрешности среднего содержания составляют 29,5%. Вероятность их по сравнению с вероятностями таких же отрицательных погрешностей мала, но диапазон колебания очень велик и достигает 400—460%.

б. При объеме выборки  $n=20$  наибольшую вероятность имеют отрицательные погрешности в пределах 0—30%, они составляют 58,5%. Все отрицательные погрешности составляют 67,5%, а положительные — 32,5%, причем диапазон их колебания уменьшился до 220%.

Таблица 8

Классы погрешностей, %	Объем выборки $n = 10$				Объем выборки $n = 20$			
	$\Delta\bar{X}$	$\Delta\bar{X}_{10}$	$\Delta\bar{X}_{20}$	$\Delta\bar{X}_K$	$\Delta\bar{X}$	$\Delta\bar{X}_{10}$	$\Delta\bar{X}_{20}$	$\Delta\bar{X}_K$
	Частость, %				Частость, %			
1	2	3	4	5	6	7	8	9
-90—80					0,5	0,5		
-80—70	0,8	1,2	0,8	0,8	1,0	1,0	1,5	1,0
-70—60	1,2	0,8	1,2	1,2	1,0	1,0	1,0	1,0
-60—50	1,2	0,8	1,2	1,2	1,0	1,0	1,0	1,5
-50—40	4,8	12,2	5,5	5,5	1,0	1,0	1,0	1,5
-40—30	17,7	29,5	21,3	21,3	5,5	11,0	5,5	7,0
-30—20	16,2	27,8	25,7	26,7	14,0	37,5	21,0	25,5
-20—10	16,8	14,0	19,3	20,8	27,5	28,5	33,0	29,5
-10—0	13,0	8,2	11,7	11,0	17,0	11,0	18,0	20,0
0—10	6,8	2,8	7,0	7,0	6,0	5,5	8,0	5,0
10—20	4,5	1,2	2,3	2,5	6,5	2,0	6,5	4,5
20—30	2,2	1,5	2,2	1,2	6,5	0,5	2,0	2,0
30—40	2,8		1,0	0,8	4,5		0,5	1,0
40—50	1,7		0,8		1,5		1,5	0,5
50—60	2,0	0,3	0,2		1,5	0,5		0,5
60—70	0,5	0,2	0,3		1,5	0,5		
70—80	2,0			0,7	0,5			
80—90	1,3			0,2	0,3	1,5		
90—100	1,2				0,5			
100—110	0,5		0,3				0,5	0,5
110—120	0,3	0,3			0,5			
120—130	1,2				0,5			
130—140								
140—150	0,3							
150—160	0,2							
170—180	0,5							
180—190	0,5		0,2		0,2	0,5		
190—200	0,3			0,2	0,5	0,5		
210—220								
300—310	0,3							
380—390	0,2							
450—460	0,2							

в. При объеме выборки  $n=40$  наибольшую вероятность имеют погрешности от +20 до -20% (72%). Однако из них на долю отрицательных приходится 44%. Диапазон отрицательных погрешностей остался прежним (0—70%), а диапазон положительных уменьшился до +100%. Положительные и отрицательные погрешности, превышающие 30%, имеют малую вероятность появления.

г. При объеме выборки  $n=80$  наибольшую вероятность имеют погрешности в пределах  $\pm 20\%$ , они составляют 82%. Однако из 82% на долю отрицательных приходится 52%.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что при малом объеме разведочной выборки (до 20 проб) на месторождении ча-

Объем выборки $n = 40$				Объем выборки $n = 80$			
$\Delta\bar{X}$	$\Delta\bar{X}_{10}$	$\Delta\bar{X}_{20}$	$\Delta\bar{X}_K$	$\Delta\bar{X}$	$\Delta\bar{X}_{10}$	$\Delta\bar{X}_{20}$	$\Delta\bar{X}_K$
Частость, %				Частость, %			
10	11	12	13	14	15	16	17

ще встречаются отрицательные погрешности оценок среднего содержания. С ростом объема выборки распределения погрешностей становятся более симметричными, приближаясь к нормальному закону.

Анализ данных граф 3, 7, 11, 15 табл. 8 и кривых рис. 89 позволяет сделать следующие выводы.

а. При объеме выборки  $n=10$  наибольшую вероятность имеют отрицательные погрешности от 10 до 40%, они составляют 71,3% всех погрешностей. При этом диапазон отрицательных погрешностей остался таким же, как и до замены УП, а диапазон положительных уменьшился с 460 до 120%. Отрицательные погрешно-

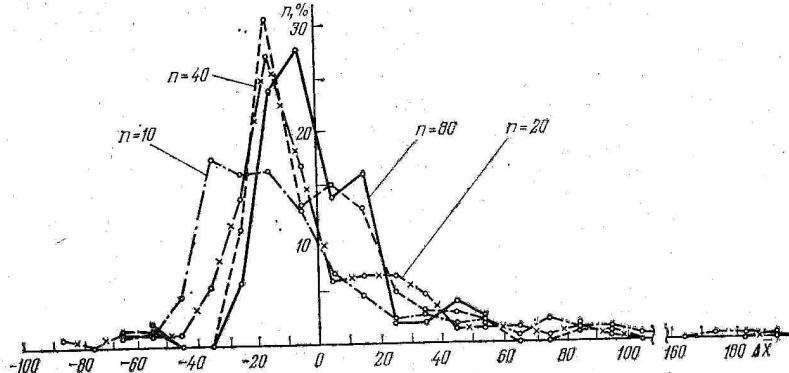


Рис. 88. Кривые плотностей распределений погрешностей  $\Delta\bar{X}$  оценок среднего содержания компонента до замены УП

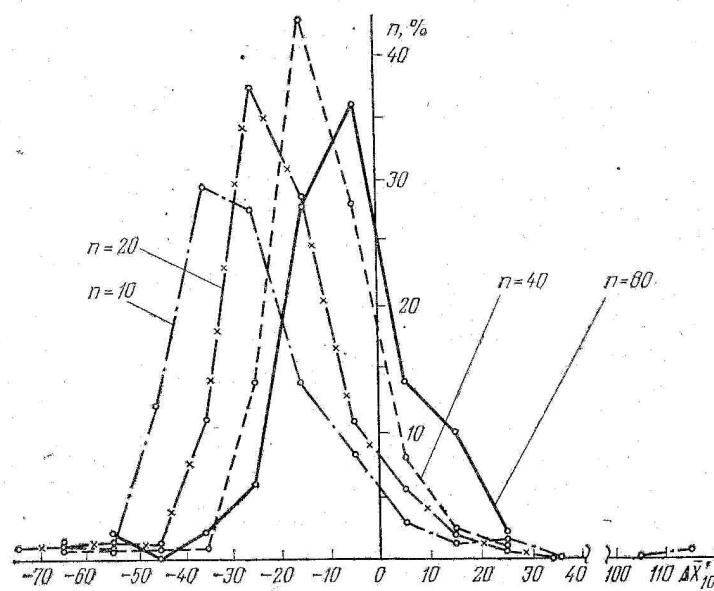


Рис. 89. Кривые плотностей распределений погрешностей  $\Delta\bar{X}_{10}$  оценок среднего содержания компонента после замены УП предельным значением нормальных проб с 10%-ным влиянием на оценку  $\bar{X}$

сти от 0 до 70% составляют 93,7%, т. е. после замены УП оценка среднего содержания из 10 проб практически всегда будет занижена на 10—70%. Вероятность занижения оценки на 10—40% равна 71%.

б. При объеме выборки  $n=20$  наибольшую вероятность имеют отрицательные погрешности в интервале 0—40%, составляющие 140

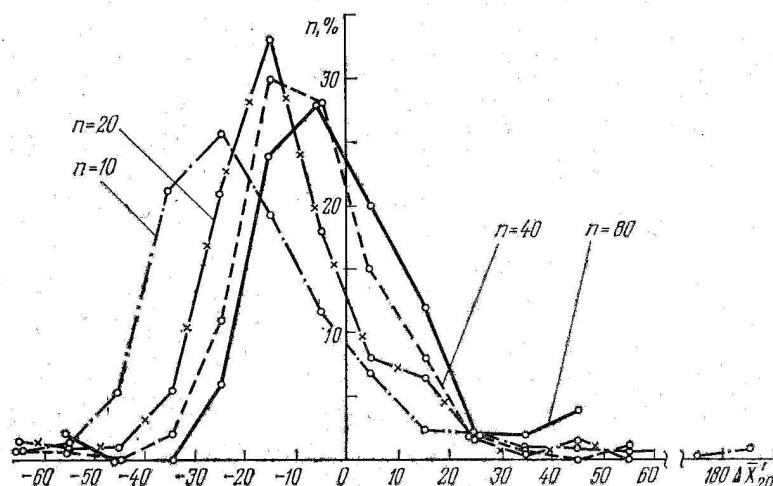


Рис. 90. Кривые плотностей распределений погрешностей  $\Delta\bar{X}_{20}$  оценок среднего содержания компонента после замены УП предельным значением нормальных проб 20%-ным влиянием на оценку  $\bar{X}$

88%. Диапазон отрицательных погрешностей практически остался прежним, а диапазон положительных уменьшился до 60—70%. Отрицательные погрешности составляют 91,5%, т. е. при выборке из 20 проб оценка среднего содержания почти всегда будет занижена на 10—70%. Вероятность занижения среднего на 5—30% равна 77%.

в. При объеме выборки  $n=40$  наиболее часто встречаются отрицательные погрешности в пределах 0—30%, составляющие 85% всех погрешностей. Положительные погрешности составляют всего 11%, и диапазон их колебания равен 0—30%.

г. При объеме выборки  $n=80$  наибольшую вероятность имеют погрешности в интервале от +10 до —20% (78%). Диапазон отрицательных погрешностей остался прежним (0—60%), а диапазон положительных сократился до +30%. Положительные погрешности составляют 26% всех погрешностей, их доля в общем числе погрешностей возросла в связи с нормализацией распределения оценок  $\bar{X}$ .

В целом можно отметить, что после ограничения УП по формуле (VI.28) вероятность занижения оценки среднего содержания по данным опробования возросла, особенно при малом объеме выборки (до 20 проб).

Анализ распределений погрешностей  $\Delta\bar{X}_{20}$  (графы 4, 8, 12, 16 табл. 8 и кривые рис. 90) позволяет сделать следующие выводы.

а. При объеме выборки  $n=10$  отрицательные погрешности в диапазоне 10—40% имеют вероятность 66,3%. Однако если мода распределения погрешностей  $\Delta\bar{X}_{10}$  находилась в классе (−30—40%), то мода распределения погрешностей  $\Delta\bar{X}_{20}$  переместилась в

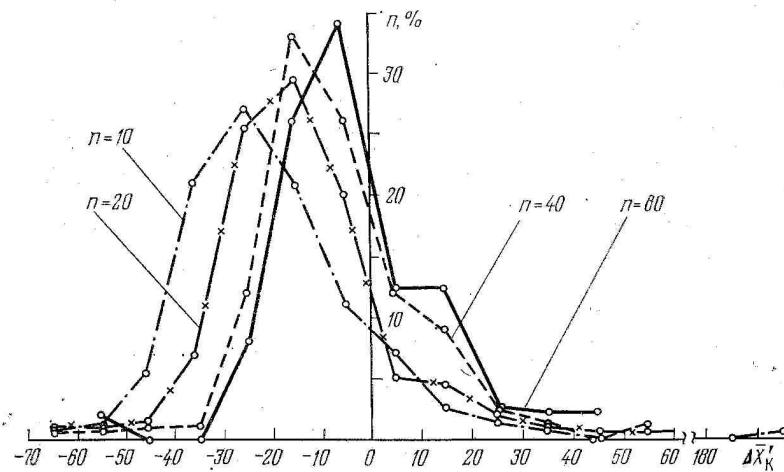


Рис. 91. Кривые плотностей распределений погрешностей  $\Delta\bar{X}_k$  оценок среднего содержания компонента после замены УП по способу Калинистова

класс ( $-20$ — $-30\%$ ), т. е. при ограничении УП по формуле (VI.29) величина и вероятность занижения оценок среднего содержания несколько меньше.

б. При объеме выборки  $n=20$  наиболее часто встречаются отрицательные погрешности в интервале  $0$ — $30\%$  ( $72\%$ ). Модальное значение распределения находится в классе ( $-10$ — $-20\%$ ). На долю отрицательных погрешностей приходится  $81\%$ .

в. При объеме выборки  $n=40$  наибольшую вероятность имеют погрешности от  $+10$  до  $-20\%$ . Отрицательные погрешности составляют  $73\%$ .

г. При объеме выборки  $n=80$  наибольшую вероятность имеют погрешности от  $+20$  до  $-20\%$ , составляющие  $84\%$ . Однако более вероятными являются отрицательные погрешности, они составляют  $60\%$ .

В целом при ограничении УП по формуле (VI.29) величина и вероятность занижения оценок среднего содержания меньше, чем при ограничении их по формуле (VI.28), особенно заметно это при малом объеме выборки ( $n \leq 20$ ).

В графах 5, 9, 13, 17 табл. 8 и на рис. 91 представлены распределения погрешностей  $\Delta\bar{X}_k$ . По виду они очень близки к распределениям погрешностей  $\Delta\bar{X}_{20}$ .

Таким образом, анализ данных табл. 8 показывает, что еще до ограничения УП на месторождении существует высокая вероятность занижения оценок среднего содержания компонента, связанная с большой положительной асимметрией распределения содержания. При малом объеме выборки (до 20 проб) величина зани-

жения оценок изменяется от  $5$ — $10$  до  $30$ — $40\%$ ; с ростом объема выборки она уменьшается до  $10$ — $20\%$ .

Ограничение УП рассмотренными способами увеличивает размер и вероятность занижения оценок. Особенно значительное занижение дает способ  $10\%$ -ного влияния УП на оценки (оценки занижаются на  $20$ — $40\%$  с вероятностью  $80\%$ ).

Сформулированные выводы отвечают теории вероятностей и подтверждаются данными практики. Как показал Д. А. Родионов [145], при положительно-асимметричных распределениях вероятность занижения оценки  $\bar{X}$  больше вероятности ее завышения на величину

$$\delta = \frac{A}{6\sqrt{2\pi n}},$$

где  $A$  — асимметрия распределения данных опробования;  
 $n$  — объем выборки.

Как следует из формулы, вероятность занижения оценки среднего содержания зависит от асимметрии распределения и объема разведочной выборки.

В работе [11] авторы приходят к заключению, что основной причиной занижения оценки разведанных запасов на одном из золоторудных месторождений является положительная асимметрия распределения содержания золота. Л. Ч. Пухальский и М. В. Шумилин [139] отмечают, что положительная асимметрия данных опробования обусловливает не только появление ураганных значений, завышающих оценки среднего содержания по некоторым выборкам, вероятность чего невелика, но и возможность занижения этих оценок в блоках, по которым УП в выборки не попали, вероятность чего всегда значительна. В работах В. Д. Семенюка [158], Г. В. Иванова [43] и других исследователей также отмечается, что на всех жильных месторождениях редких и благородных металлов частоты (вероятности) отрицательных погрешностей оценок среднего содержания металла по эксплуатационным блокам значительно превосходят частоты (вероятности) положительных погрешностей, хотя диапазон колебания последних существенно больше диапазона отрицательных.

В связи с отмеченным нельзя согласиться с А. Б. Кажданом [55] что «высказывавшиеся предположения о возможности систематических ошибок при использовании среднеарифметической (оценки) в условиях асимметричных распределений необоснованы».

Следуя работе [44], введем обобщенные характеристики эффективности способов ограничения УП: а) коэффициент ураганности  $K_u$  — относительное количество выборок (в процентах к общему их количеству), в которых обнаружены УП данным способом; б) коэффициент эффективной работы  $K_{\text{eff}}$  — относительное количество выборок (в процентах к общему количеству), в которых положительные погрешности оценки среднего содержания уменьшаются по абсолютной величине после ограничения УП;

Таблица 9

Действие способа	Частоты случаев (в %) при использовании способа											
	Каллистова				10%-ного влияния на оценку среднего				20%-ного влияния на оценку среднего			
	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$
Реакция на предполагаемые ураганные проблемы ( $K_y$ , %)	54	66	56	54	96	90	79	70	74	61	46	20
В том числе:												
в вариантах с положительной погрешностью	7	12	19	24	6	8	12	26	14	18	24	20
в вариантах с отрицательной погрешностью	47	54	37	30	90	82	67	44	60	43	22	4
Эффективная работа ( $K_{\text{эфф}}$ , %)	22	23	29	30	21	22	29	38	24	25	33	22
Дефектная работа ( $K_{\text{деф}}$ , %)	32	43	27	24	75	67,5	49	32	49,5	36	13	2
Холостая работа ( $K_x$ , %)	—	—	—	—	—	0,5	1	—	0,5	—	—	—

в) коэффициент дефектной работы  $K_{\text{деф}}$  — относительное количество выборок (в процентах к общему количеству), в которых погрешности оценки увеличиваются по абсолютной величине после ограничения УП; г) коэффициент холостой работы  $K_x$  — относительное количество выборок (в процентах к общему количеству), в которых положительные погрешности оценки после ограничения УП обращаются в равные им отрицательные.

В табл. 9 приведены обобщенные характеристики эффективности рассматриваемых способов. Из анализа данных табл. 8 и 9 видно, что способ 10%-ного влияния УП на оценку среднего содержания имеет очень высокий коэффициент ураганности (особенно при малом объеме выборки), малый коэффициент эффективной работы и занижает оценку при малом объеме выборки ( $n \leq 20$ ) на 10—40% с вероятностью около 75%. Этим способом можно пользоваться на данном месторождении при объемах разведочной выборки более 80 проб, т. е. исключительно при расчетах оценок среднего содержания по разведочному или крупному эксплуатационному блоку.

Способ 20%-ного влияния УП на оценку среднего содержания имеет лучшие показатели, однако при малом объеме выборки он также имеет высокий  $K_y$ , низкий  $K_{\text{эфф}}$  и вероятность занижения оценок среднего содержания на 10—30%. Этот способ можно рекомендовать в условиях данного месторождения только при объемах разведочной выборки не менее 20 проб.

Способ Каллистова имеет высокий  $K_y$ , который, по-видимому, мало зависит от объема выборки и колеблется около 50%. Однако, начиная с объема выборки  $n=40$ , он дает удовлетворительные результаты. Способ может быть рекомендован к применению на данном месторождении при расчетах оценок среднего содержания, начиная с объема выборки  $n \geq 50$  проб. При малом объеме выборки (до 20 проб) он дает результаты, близкие к способу 20%-ного влияния УП на оценку среднего, и приводит к ее занижению на 10—30% с большой вероятностью.

Приведенные результаты и выводы во многом совпадают с аналогичными данными, содержащимися в работе [44].

## 2. Модель месторождения меди

Месторождение характеризуется достаточно высокой изменчивостью содержания меди ( $V_x=98,5\%$ ) и мощности рудных тел ( $V_y=96\%$ ). Оба показателя имеют распределения с выраженной положительной асимметрией, однако асимметричность распределений содержания и мощности здесь значительно меньше, чем на рассмотренном выше редкометальном месторождении.

В табл. 10 приведены обобщенные характеристики эффективности исследуемых способов определения и ограничения УП в ус-

Таблица 10

Действие способа	Частоты случаев (в %) при использовании способа											
	Каллистова				10%-ного влияния на оценку среднего				20%-ного влияния на оценку среднего			
	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$
Реакция на предполагаемые ураганные проблемы ( $K_y$ , %)	47	28	23	26	100	97	6	2	96	7	—	—
В том числе:												
в вариантах с положительной погрешностью	21	16	16	16	18	37	3	—	37	1	—	—
в вариантах с отрицательной погрешностью	26	12	7	10	82	60	3	—	59	6	—	—
Эффективная работа ( $K_{\text{эфф}}$ , %)	22	16	16	16	32	45	3	—	43	2	—	—
Дефектная работа ( $K_{\text{деф}}$ , %)	25	12	7	10	68	52	3	—	53	5	—	—
Холостая работа ( $K_x$ , %)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Таблица 11

Действие способа	Частоты случаев (в %) при использовании способа											
	10%-ного влияния на оценку среднего				20%-ного влияния на оценку среднего				$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$
	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$				
Реакция на предполагаемые ураганные пробы ( $K_y$ , %)	81	71	—	—	59	3	—	—				
В том числе:												
в вариантах с положительной погрешностью	28	33	—	—	29	0,5	—	—				
в вариантах с отрицательной погрешностью	53	38	—	—	30	2,5	—	—				
Эффективная работа ( $K_{\text{эфф}}$ , %)	38	36	—	—	32	0,5	—	—				
Дефектная работа ( $K_{\text{деф}}$ , %)	42,5	35	—	—	26,5	2,5	—	—				
Холостая работа ( $K_x$ , %)	0,5	—	—	—	0,5	—	—	—				

ловиях данного месторождения (одномерный случай) \*. Из таблицы видно, что способ Каллистова уже при объеме выборки  $n \geq 20$  дает удовлетворительные результаты, хотя  $K_y$  остается все еще высоким.

Способ 10%-ного влияния УП дает неудовлетворительные результаты при всех объемах выборки, а при  $n > 80$  он не обнаруживает УП в разведочной выборке.

Способ 20%-ного влияния УП дает неудовлетворительные результаты при всех объемах выборок, а при  $n \geq 40$  он также не обнаруживает УП.

В связи с меньшей асимметричностью исходного распределения содержания в пробах нормализация распределения погрешностей оценок  $\bar{X}$ , определяемых по выборке, происходит здесь значительно быстрее, чем на редкометальном месторождении. Симметричный характер кривых плотностей распределений величин  $\Delta\bar{X}$  и отклонение их мод от нуля не более чем на  $\pm 5\%$  практически исключают возможность завышения или занижения оценок среднего содержания по разведочной выборке.

Таким образом, при любых объемах разведочной выборки ограничивать УП на месторождении нет необходимости. Лишь как прием страховки от возможного (но маловероятного) завышения запасов может быть применен способ Каллистова.

\* Таблица распределений погрешностей для краткости не приводится.

В табл. 11 даны обобщенные характеристики способов 10 и 20%-ного влияния ураганных значений метропроцента на средневзвешенные оценки содержания (двумерный случай). Генеральный коэффициент корреляции содержания с мощностью  $r_{x,y} = -0,315$ .

Как видно из табл. 11, способ 10%-ного влияния ураганных значений метропроцента на оценку  $X_{\text{вз}}$  как при  $n=10$ , так и при  $n=20$  имеет слишком высокий  $K_y$  (соответственно 81 и 71%), причем в первом случае  $K_{\text{эфф}}=38\%$ ,  $K_{\text{деф}}=42,5\%$ , а во втором —  $K_{\text{эфф}}=36\%$ ,  $K_{\text{деф}}=35\%$ .

Способ 20%-ного влияния ураганных значений на  $X_{\text{вз}}$  при объемах выборки  $n=10$  и  $n=20$  дает более или менее удовлетворительные результаты (с точки зрения страховки), хотя  $K_y$  при  $n=10$  очень велик.

### 3. Модель коренного золоторудного месторождения (одномерный случай)

Месторождение характеризуется очень высокой изменчивостью содержания золота ( $V_x=374\%$ ) и достаточно высокой изменчивостью мощности жил ( $V_y=85\%$ ). Оба показателя имеют распределения с очень большой положительной асимметрией. Корреляция содержания с мощностью отсутствует.

Анализ распределений \* погрешностей  $\Delta\bar{X}$ ,  $\Delta\bar{X}_k$ ,  $\Delta\bar{X}_{10}$ ,  $\Delta\bar{X}_{20}$ , полученных при исследовании модели, показывает, что при объеме выборки  $n=10$  наибольшую вероятность (69,7%) имеют отрицательные погрешности  $\Delta\bar{X}$  от 10 до 70%. С ростом объема выборки вероятность погрешностей  $\Delta\bar{X}$  в указанном интервале уменьшается в связи с нормализацией распределений. Так, при  $n=20$  она составляет 61,5, при  $n=40-56$  и при  $n=80-50\%$ .

Положительные погрешности имеют очень большой диапазон колебаний, но малую вероятность. Так, при  $n=10$  диапазон их колебаний равен 0—730%, а вероятность — 26,5%, причем вероятность погрешностей более +70% выражается долями процента. С ростом объема выборки диапазон колебания положительных погрешностей быстро уменьшается и при  $n=80$  составляет 0—110%. Вероятность занижения оценок среднего содержания на месторождении очень высока и составляет при  $n=10$  73,5%, при  $n=20$  67%, при  $n=40$  65%, при  $n=80$  60%.

После ограничения УП одним из рассматриваемых способов вероятность занижения оценок существенно возрастает. Особенно значительно занижает оценки среднего содержания способ 10%-ного влияния УП на  $\bar{X}$ . Так, при  $n=10$  вероятность занижения оценки на 10—70% равна 87,9%.

Таким образом, картина, которую мы подробно рассмотрели для редкометального месторождения, повторяется и здесь.

В табл. 12 приведены обобщенные характеристики эффективности способов ограничения УП. Как видно из таблицы, все рас-

\* Таблица распределений погрешностей для краткости не приводится.

Таблица 12

Действие способа	Частоты случаев (в %) при использовании способов											
	Каллистова				10%-ного влияния на оценку				20%-ного влияния на оценку			
	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$	$n = 10$	$n = 20$	$n = 40$	$n = 80$
Реакция на предполагаемые ураганные пробы ( $K_y$ , %)	84	76	70	70	99	99	95	82	98	74	73	58
В том числе: в вариантах с положительной погрешностью в вариантах с отрицательной погрешностью	4	15	6	26	6	8	5	10	9	17	11	26
	80	61	64	44	93	91	90	72	89	57	62	32
Эффективная работа ( $K_{\text{эфф}}$ , %)	17	28	21	30	17	22	19	34	20	24	25	36
Дефектная работа ( $K_{\text{деф}}$ , %)	67	48	49	40	82	77	76	48	78	50	48	22
Холостая работа ( $K_x$ , %)	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

сматриваемые способы имеют очень высокий  $K_y$ , низкий  $K_{\text{эфф}}$  и высокий  $K_{\text{деф}}$ . Эти данные свидетельствуют о низкой эффективности способов в условиях золоторудного месторождения. Наилучшие показатели имеет способ 20%-ного влияния УП на  $\bar{X}$ .

Детальное исследование способов показывает, что главными их недостатками являются: а) пропуск или слабое уменьшение больших положительных погрешностей; б) увеличение отрицательных погрешностей; в) переход положительных погрешностей в большие отрицательные. Два последних недостатка особенно характерны для способа 10%-ного влияния УП на  $\bar{X}$ .

Приведенные данные показывают, что в проблеме ураганных проб существуют неразрешимые противоречия. С одной стороны, при очень асимметричных распределениях содержания ( $A_x > 0$ ) в выборках ограниченного объема возможны весьма высокие УП с очень малой вероятностью их появления. С другой стороны, при тех же условиях еще до определения и ограничения УП существует достаточно высокая реальная вероятность занижения оценок  $\bar{X}$ , которая возрастает после ограничения УП.

С уменьшением асимметрии распределения данных опробования уменьшается величина возможных УП, но повышается вероятность их появления в выборках ограниченного объема. Одновременно уменьшается и вероятность занижения оценок  $\bar{X}$  по выборкам малого объема.

Решить проблему так, чтобы в любой выборке данного объема выполнялось условие минимизации дисперсии оценки, невозможно в силу случайного характера величины и знака уклонений оценок от математического ожидания. В связи с этим большое практическое значение приобретает такое решение проблемы, при котором после ограничения УП занижение оценок среднего содержания не превышало бы заданной величины с определенной вероятностью.

В такой постановке проблема определения и ограничения УП приобретает вероятностный характер и принципиально отличается от тех постановок и решений, которые имеются в литературе [14, 44, 54, 63, 70, 103, 114, 131, 132, 135, 138, 153, 165].

Решение поставленной задачи может быть выполнено на основе таблиц распределений погрешностей  $\Delta\bar{X}_{10}$ ,  $\Delta\bar{X}_{20}$ ,  $\Delta\bar{X}_k$ . Поскольку приведенные выше экспериментальные данные позволяют выделить способ 20%-ного влияния УП на  $\bar{X}$  как наиболее работоспособный, предлагаемое ниже решение дано для этого способа.

Пусть на рассмотренном выше редкометальном месторождении необходимо обеспечить занижение оценки среднего содержания компонента после ограничения УП не более чем на 10%. Если подсчитать в графе 4 табл. 8 сумму частостей в классах от +110—100 до 0—10%, то она будет выражать эмпирическую вероятность того, что при объеме выборки  $n=10$  погрешности  $\Delta\bar{X}_{20}$  не превзойдут в отрицательной области 10%.

Аналогичным образом можно подсчитать суммы частостей в графах 8, 12, 16 табл. 8 от нижних классов до класса (0—10%). Они будут представлять эмпирические вероятности того, что отрицательные погрешности  $\Delta\bar{X}_{20}$  не превзойдут 10% при объемах выборки 20; 40 и 80 проб.

Если задаться пределом допустимого занижения оценок  $\bar{X}$  в 20%, то суммы частостей в графах 4, 8, 12, 16 табл. 8 необходимо подсчитывать, начиная от нижних классов до класса (-10—20%) включительно.

В табл. 13 представлены эмпирические вероятности, подсчитанные указанным способом, для рассмотренных редкометального, золоторудного и медного месторождений. В графах 2, 3 даны вероятности того, что оценки  $\bar{X}$  при ограничении УП порогом с 20%-ным влиянием будут занижены не более чем на 10 и 20%. В графах 4, 5 для сравнения представлены вероятности для способа ограничения УП порогом с 10%-ным влиянием на  $\bar{X}$ .

Из табл. 13 видно, что второй способ ограничения УП обеспечивает достаточно высокие вероятности неравенств  $|\Delta\bar{X}_{10}| \leq 10\%$  и  $|\Delta\bar{X}_{10}| \leq 20\%$  только на месторождениях меди и редких металлов при значительных объемах выборок. При малых объемах выборок даже на месторождении меди, имеющем  $V_x = 98,4\%$ , способ дает низкие вероятности выполнения неравенств.

Таблица 13

Объем выборки $n$	Вероятности выполнения неравенств			
	при 20%-ном влиянии $x_{\text{ур}}$ на оценку $\bar{X}$		при 10%-ном влиянии $x_{\text{ур}}$ на оценку $\bar{X}$	
	$ \Delta \bar{X}_{20}  \leq 10\%$	$ \Delta \bar{X}_{20}  \leq 20\%$	$ \Delta \bar{X}_{10}  \leq 10\%$	$ \Delta \bar{X}_{10}  \leq 20\%$
1	2	3	4	5
Месторождение меди, $V_x = 98,4\%$				
10	61,0	80,2	35,5	63,0
20	83,0	95,0	74,0	91,5
40	92,0	96,0	92,0	96,0
80	96,0	96,0	96,0	96,0
Месторождение редких металлов, $V_x = 191\%$				
10	26,0	43,3	14,5	28,5
20	37,0	70,0	19,5	48,0
40	55,0	85,0	39,0	32,0
80	68,0	92,0	62,0	90,0
Коренное золоторудное месторождение, $V_x = 374\%$				
10	11,8	16,5	7,6	10,4
20	21,0	33,0	11,0	19,0
40	22,0	41,0	9,0	19,0
80	40,0	60,0	26,0	42,0

На рис. 92 и 93 приведены номограммы эмпирических вероятностей выполнения неравенств:

$$|\Delta \bar{X}_{20}| \leq 10\%; \quad (\text{VI.32})$$

$$|\Delta \bar{X}_{20}| \leq 20\%, \quad (\text{VI.33})$$

построенные по данным табл. 13 методом интерполяции. С помощью номограмм можно определять вероятность, с которой обеспечивается занижение оценок  $\bar{X}$  не более чем на 10 и 20% на данном месторождении при объеме выборки  $n$ . Пусть, например, коэффициент вариации содержания компонента на месторождении  $V_x=150\%$  и объем разведочной выборки  $n=50$  проб. Если ограничение УП производится порогом с 20%-ным влиянием на  $\bar{X}$  и предел занижения оценок установлен в 10%, то по номограмме (см. рис. 92) вероятность  $P_n$  неравенства  $|\Delta \bar{X}_{20}| \leq 10\%$  будет равна 70%.

Номограммы позволяют решать и обратную задачу — определять объем разведочной выборки, при котором вероятность  $P_n\{|\Delta \bar{X}_{20}| \leq M\}$  будет равна заданной величине ( $M$  — установленный предел занижения оценок  $\bar{X}$ ).

Пусть коэффициент вариации содержания на месторождении  $V_x=250\%$ , установленный предел занижения оценок  $M=20\%$  и заданная величина вероятности  $P_n=80\%$ . С помощью номограм-

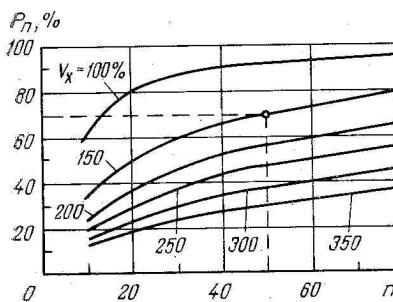


Рис. 92. Номограмма для определения вероятности выполнения неравенства  $|\Delta \bar{X}_{20}| \leq 10\%$

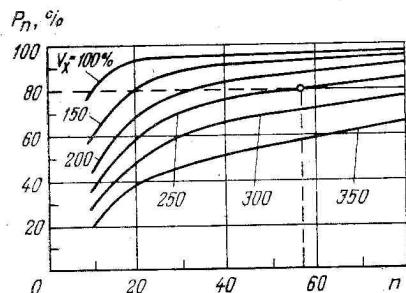


Рис. 93. Номограмма для определения вероятности выполнения неравенства  $|\Delta \bar{X}_{20}| \leq 20\%$

мы (см. рис. 93) определяем, что объем выборки для выполнения указанных условий должен быть  $n \geq 57$ .

Очень важным при решении проблемы является вопрос о допустимых пределах занижения оценок среднего содержания и вероятностях неравенств (VI.32) и (VI.33).

Как видно из номограмм, уменьшение допустимого предела  $M$  занижения оценок  $\bar{X}$  вызывает увеличение объема разведочной выборки. С другой стороны, установление слишком малого предела  $M$  практически исключает применение какого бы то ни было способа ограничения УП и повышает вероятность завышенных оценок среднего содержания. Повышение вероятности выполнения неравенств (VI.32) и (VI.33) также влечет за собой увеличение объема выборки.

Таким образом, установление слишком малого допустимого предела  $M$  и высокой вероятности  $P_n$  нецелесообразно прежде всего по экономическим соображениям. В качестве первого приближения для запасов категорий А и В допустимые предел занижения оценок можно принять равными — 10% и вероятность  $P_n = 90\%$ . Для запасов категории С<sub>1</sub> эти величины должны быть более льготными, например  $M = -20\%$  и  $P_n = 80\%$ . Предлагаемые пределы занижения оценок  $\bar{X}$  и их вероятности  $P_n$  учитывают существующие в литературе допустимые погрешности запасов различных категорий [7, 101, 158].

В табл. 14 приведены значения объемов разведочных выборок, обеспечивающих занижение оценок  $\bar{X}$  не более чем на 10% с вероятностью 90% для запасов категорий А и В и не более чем на 20% с вероятностью 80% для запасов категории С<sub>1</sub>.

Содержащееся в книге И. Д. Когана [62] утверждение, что ограничение УП порогом с 10 и 20%-ным влиянием на оценки  $\bar{X}$  по рекомендованной им методике исключает возможность занижения оценок запасов более чем на 5—10%, не имеет серьезных оснований. Как отмечается в работе [139], «метод И. Д. Когана является одним из наиболее жестких приемов страховки, ведущим к существенному занижению средних содержаний и запасов».

Таблица 14

Категория запасов	Принятые значения $M$ , %, $P_n$ , %	Коэффициент вариации содержания $V_x$ , %				
		100	150	200	250	300
Объем разведочной выборки $n$						
A, B	-10 90	40	100	150	180	-
C <sub>1</sub>	-20 80	10	20	30	60	90

### Определение и ограничение ураганных значений метропроцента

Как уже отмечалось, при существовании корреляции содержания компонента с мощностью рудных тел ( $t > t_q$  при  $q = 15 - 20\%$ ) задача определения и ограничения УП приобретает двумерный характер.

Исследование вопроса для двумерного случая выполнено на двумерных цифровых моделях месторождений. Истинные погрешности средневзвешенных на мощность оценок содержания компонента  $X_{вз}$  после ограничения ураганных значений (УЗ) метропроцента порогом с 10 и 20%-ным влиянием на  $X_{вз}$  могут быть определены из выражений

$$\Delta X'_{вз} = \frac{X'_{вз} - X_{ист}}{X_{ист}} 100\%; \quad \Delta X''_{вз} = \frac{X''_{вз} - X_{ист}}{X_{ист}} 100\%,$$

где  $X'_{вз}$ ,  $X''_{вз}$  — средневзвешенные оценки истинного среднего содержания компонента после замены УЗ метропроцента соответственно порогом с 10 и 20%-ным влиянием на  $X_{вз}$ ;

$X_{ист}$  — истинное среднее содержание для модели.

В табл. 15 приведены для медноколчеданного, редкометального и золоторудного месторождений вероятности выполнения неравенств

$$|\Delta X'_{вз}| \leq 10\%, \quad (VI.34)$$

$$|\Delta X'_{вз}| \leq 20\%, \quad (VI.35)$$

$$|\Delta X''_{вз}| \leq 10\%, \quad (VI.36)$$

$$|\Delta X''_{вз}| \leq 20\%, \quad (VI.37)$$

которые гарантируют занижение оценок  $X'_{вз}$  и  $X''_{вз}$  соответственно не более чем на 10 и 20%. Из таблицы видно, что при ограничении метропроцента порогом с 10%-ным влиянием на  $X_{вз}$  вероятности неравенств (VI.34), (VI.35), особенно при малых объемах выборки ( $n \leq 20$ ), имеют небольшие значения. Только на медноколчеданном месторождении, где коэффициент вариации содержания компонента сравнительно невелик, эти вероятности имеют достаточно высокие значения.

Вероятности неравенств (VI.36), (VI.37) существенно выше вероятностей неравенств (VI.34), (VI.35). Это свидетельствует о

Таблица 15

Месторождение	Коэффициент корреляции $r_{x,y}$	Число проб $n$	Вероятность выполнения неравенств			
			$ \Delta X'_{вз}  \leq 10\%$	$ \Delta X'_{вз}  \leq 20\%$	$ \Delta X''_{вз}  \leq 10\%$	$ \Delta X''_{вз}  \leq 20\%$
Медноколчеданное, $V_x = 98,5\%$ ; $V_y = 96\%$	-0,315	10	49,5	67,0	63,7	78,5
		20	63,0	80,0	78,5	92,0
		40	87,0	94,0	87,0	94,0
		80	94,0	96,0	94,0	96,0
	-0,413	10	47,3	67,5	63,9	79,7
		20	71,0	89,0	76,5	92,0
		40	85,0	95,0	85,0	95,0
		80	90,0	96,0	90,0	96,0
Редкометальное, $V_x = 191\%$ ; $V_y = 37\%$	0,092	10	15,1	29,6	26,5	47,2
		20	19,5	47,0	34,5	69,0
		40	38,0	83,0	55,0	85,0
		80	62,0	90,0	70,0	92,0
	0,159	10	12,2	29,0	24,5	45,3
		20	18,5	45,0	34,5	65,5
		40	35,0	78,0	52,0	83,0
		80	56,0	90,0	62,0	92,0
0,242	10	11,8	24,8	23,9	40,7	
		20	15,5	41,0	32,5	
		40	31,0	77,0	51,0	
		80	56,0	84,0	66,0	
	-0,054	10	14,7	31,0	27,6	48,4
		20	23,0	52,0	39,5	70,0
		40	42,0	81,0	59,0	84,0
		80	58,0	90,0	66,0	90,0
-0,097	10	17,0	31,5	28,5	47,5	
		20	24,0	53,0	38,5	
		40	42,0	80,0	59,0	
		80	54,0	88,0	66,0	
	0,065	10	7,6	12,6	13,1	16,6
		20	12,0	19,5	21,0	27,5
		40	10,0	17,0	20,0	39,0
		80	22,0	42,0	30,0	54,0
Золоторудное, $V_x = 374\%$ ; $V_y = 85\%$	0,192	10	7,8	10,0	10,8	15,1
		20	11,5	18,5	20,5	29,5
		40	8,0	16,0	18,0	38,0
		80	20,0	36,0	34,0	58,0

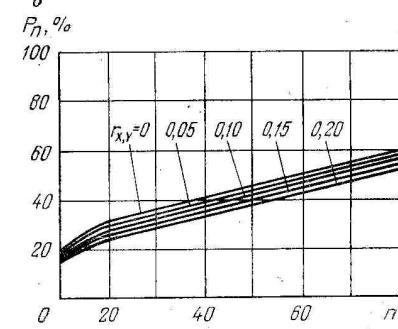
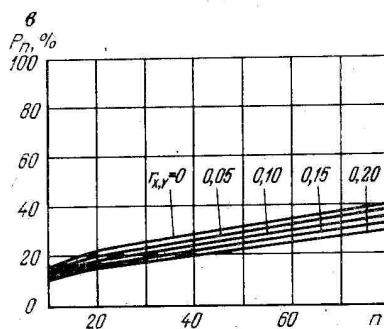
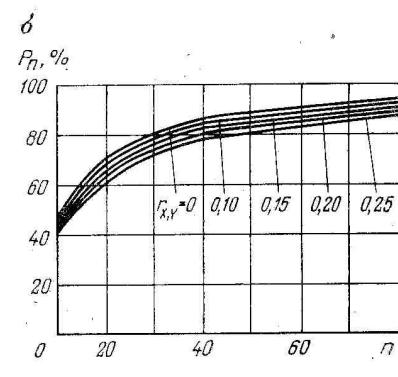
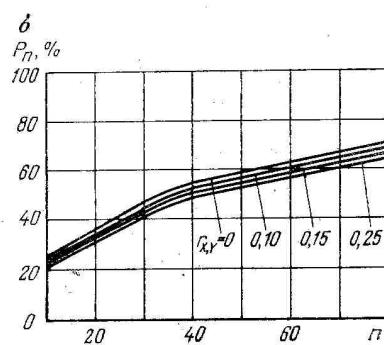
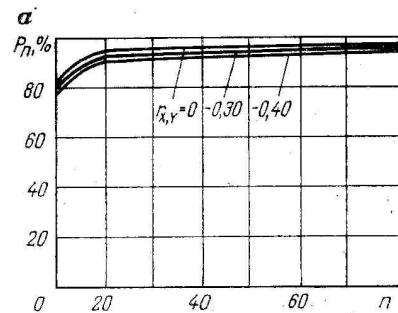
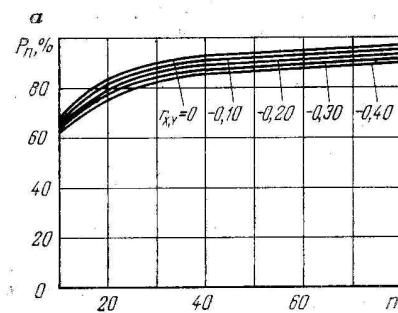


Рис. 94. Номограмма для определения вероятности выполнения неравенства  $|\Delta\bar{X}''_{вз}| \leq 10\%$  при ограничении ураганных значений метропроцента порогом с 20%-ным влиянием на оценку  $\bar{X}_{вз}$ .

Месторождения: а — медноколчеданное, б — редкometальное, в — золоторудное

Рис. 95. Номограмма для определения вероятности выполнения неравенства  $|\Delta\bar{X}''_{вз}| \leq 20\%$  при ограничении ураганных значений метропроцента порогом с 20%-ным влиянием на оценку  $\bar{X}_{вз}$ .

Месторождения: а — медноколчеданное, б — редкметальное, в — золоторудное

том, что при ограниченном объеме выборки только способ 20%-ного влияния  $(xy)_{up}$  на  $\bar{X}_{вз}$  гарантирует достаточно высокие вероятности, что оценки  $\bar{X}_{вз}$  будут занижены не более чем на заданную величину. Способ 10%-ного влияния  $(xy)_{up}$  на  $\bar{X}_{вз}$  не дает высоких гарантий занижения оценок среднего содержания в пределах заданной величины.

Приведенные данные полностью согласуются с результатами для одномерного случая и подтверждают возможность применения способа 10%-ного влияния УЗ метропроцента на  $\bar{X}_{вз}$  только при достаточно большом числе проб на месторождениях, характеризующихся не очень высокими коэффициентами вариации содержания компонента (табл. 15).

На рис. 94 и 95 приведены номограммы, построенные по данным табл. 15 методом графической интерполяции. Поскольку способ 10%-ного влияния УЗ метропроцента на  $\bar{X}_{вз}$  может иметь ограниченное применение на практике, номограммы построены только для способа 20%-ного влияния  $(xy)_{up}$  на оценки  $\bar{X}_{вз}$ , т. е. для определения вероятностей, с которыми выполняются неравенства (VI.36), (VI.37).

Как видно из рис. 94 и 95, кривые вероятностей  $P\{|\Delta\bar{X}''_{вз}| \leq 10\% = P_n$  располагаются довольно плотно, что свидетельствует о слабом или весьма умеренном влиянии коэффициента корреляции  $r_{x,y}$  на величину вероятности  $P_n$  выполнения неравенства (VI.36). Так, например, для медноколчеданного месторождения ( $V_x = 98.5\%$ ,  $V_y = 96\%$ ) значения  $P_n$  при  $r_{x,y} = 0$  и  $r_{x,y} = -0.10$  различаются всего на 2% при любых объемах выборки, а потому на месторождениях подобного типа ( $V_x \leq 100\%$ ,  $V_y \leq 100\%$ ) при  $|r_{x,y}| \leq 0.15—0.20$  можно учитывать не ураганные значения метропроцента, а ураганные пробы, т. е. рассматривать задачу как одномерную.

Аналогичная картина наблюдается также для редкметального и золоторудного месторождений (рис. 94, б, в). Здесь при  $n \leq 30—40$  проб кривые располагаются достаточно плотно, а поэтому при  $|r_{x,y}| \leq 0.10$  и  $n \leq 30—40$  можно учитывать ураганные значения содержания.

При сравнении кривых на рис. 94, а, б, в отчетливо видно, что с ростом коэффициента вариации содержания компонента кривые все более приближаются к оси абсцисс. Это свидетельствует о том, что с ростом асимметрий частных распределений содержания компонента и мощности рудного тела уменьшаются вероятности выполнения неравенств (VI.36), (VI.37), а следовательно, повышаются вероятности и величины занижения оценок  $\bar{X}_{вз}$ . Аналогичный вывод мы получили ранее для одномерного случая.

Представленные на рис. 95 номограммы позволяют оценивать вероятности  $P\{|\Delta\bar{X}''_{вз}| \leq 20\% = P_n$  выполнения (VI.37). Кривые вероятностей здесь также располагаются довольно плотно и поэтому при  $|r_{x,y}| \leq 0.15$  и  $n \leq 30—40$  задачу можно решать как одномерную. Особенно плотно располагаются кривые на номограмме, построенной для медноколчеданного месторождения

Таблица 16

Месторождение	Коэффициент корреляции $r_{x,y}$	Запасы категорий	
		A и B	C <sub>1</sub>
		Объем выборки	
Медноколчеданное: $V_x = 98,5\%$ $V_y = 96\%$	-0,10	40	10
	-0,20	53	10
	-0,30	70	11
	-0,40	85	12
Редкометальное: $V_x = 191\%$ $V_y = 37\%$	0,10	140	32
	0,15	150	35
	0,25	165	45
Золоторудное: $V_x = 374\%$ $V_y = 85\%$	0,05	230	120
	0,10	250	125
	0,15	275	130
	0,20	300	140

(рис. 95, а), поэтому для порога  $(xy)_{\text{ур}}$  с 20%-ным влиянием на  $X_{\text{вз}}$  даже при  $|r_{x,y}|=0,30$  на месторождениях подобного типа можно учитывать не ураганные значения метропроцента, а ураганные пробы.

Кривые на рис. 95, а располагаются заметно выше, чем на рис. 95, б или 95, в; это еще раз указывает на то, что с ростом коэффициента вариации содержания вероятность выполнения (VI.37) уменьшается.

При попарном сравнении номограмм, построенных для одного и того же месторождения, можно подметить, что кривые на рис. 94 располагаются заметно ниже, чем на соответственных номограммах рис. 95. Иначе говоря, для выполнения (VI.36) с той же вероятностью, что и (VI.37), необходим больший объем выборки.

Принимая, как уже указано, для запасов категорий А и В допустимый предел занижения оценок  $X_{\text{вз}}$   $M=-10\%$  и вероятность  $P_n=90\%$ , а для запасов категории С<sub>1</sub>  $M=-20\%$ ,  $P_n=80\%$ , определим с помощью номограмм (см. рис. 94, 95) объемы выборок, обеспечивающие принятые условия при ограничении УЗ метропроцента по способу 20%-ного влияния  $(xy)_{\text{ур}}$  на  $X_{\text{вз}}$  (табл. 16).

Как видно из табл. 16, на редкометальном и золоторудном месторождениях для выполнения (VI.36) с вероятностью  $P_n=90\%$  необходимо очень большие объемы выборок. Для выполнения (VI.37) с вероятностью  $P_n=80\%$  объемы выборок значительно меньше. На медноколчеданном месторождении для выполнения тех же условий объемы выборок нужны сравнительно небольшие.

Применение при подсчете запасов способов 20%-ного и особенно 10%-ного влияния УЗ метропроцента на оценки  $X_{\text{вз}}$  при небольшом числе проб, как это делается в настоящее время, приводит к существенному занижению оценок среднего содержания компонен-

та с большой вероятностью. Так, например, в монографии И. Д. Когана [62] приводятся следующие расчеты к табл. 41.

Средневзвешенная оценка среднего содержания свинца по одной из скважин золото-полиметаллического месторождения до определения и ограничения УЗ метропроцента  $C_{\text{вз}}=3,05\%$ . Так как  $0,2 \sum mc = 15,57$  метропроцентов, то значение метропроцента 38,64% квалифицируется как ураганное и заменяется наибольшим «нормальным» значением 5,44, содержащимся в таблице. После замены ураганного значения метропроцента оценка среднего содержания по скважине становится равной  $C_{\text{вз}}=1,72\%$ \*. Таким образом, оценка среднего содержания уменьшается в 1,77 раза, или на 77%.

Одновременно И. Д. Коган отмечает, что при том подходе, который он предлагает, исключается возможность занижения оценок средних содержаний и запасов более чем на 5—10%, редко более. Как видим, расчеты не подтверждают этого. Но если бы в табл. 41 УЗ метропроцента было заменено порогом 15,57, то и тогда оценка среднего содержания была бы равна  $C_{\text{вз}}=2,15\%$ , т. е. ее занижение по сравнению с первоначальным значением составляло бы 1,42 раза (42%).

Если использовать в данном случае формулу (VI.31), то порог между нормальными и ураганными пробами будет равен  $(xy)_{\text{ур}}=16,17$  метропроцентов и после замены УЗ метропроцента 38,64% порогом 16,17 получим  $C_{\text{вз}}=2,12\%$ . Уменьшение оценки в этом случае будет равно 44%.

Из расчетов видно, что заменять УЗ метропроцента наибольшим «нормальным» (5,44) нельзя, так как это приводит в большинстве случаев к существенному занижению оценок среднего содержания и запасов. Вместе с тем пример показывает, что формулы (VI.28), (VI.29), (VI.30), (VI.31) далеко не всегда обеспечивают занижение оценок  $\bar{X}$ ,  $X_{\text{вз}}$  не более чем на заданную величину. Объясняется это следующим.

Как уже было показано, при асимметричных распределениях данных опробования и при небольших объемах разведочной выборки еще до ограничения ураганных проб или ураганных значений метропроцента любым известным способом существует достаточно высокая реальная вероятность занижения оценок среднего содержания компонента. С ростом асимметрии распределения и уменьшением объема разведочной выборки вероятность и величина занижения оценок возрастают. Поскольку асимметрия распределения связана с коэффициентом вариации \*\*, то с ростом коэффициента вариации распределения возрастают вероятность и величина занижения оценок среднего содержания.

После ограничения УП или УЗ метропроцента любым известным способом вероятность и величина занижения оценок среднего

\* В книге допущена арифметическая ошибка в вычислениях.

\*\* При логнормальном распределении  $A_x = V^3 + 3V$  [145], при других положительно-асимметричных распределениях связь удовлетворительно описывается уравнениями параболы  $A_x = aV^2 + bV + c$  или прямой  $A_x = aV + b$ .

содержания еще более возрастают, хотя одновременно уменьшаются величина и вероятность завышения оценок. При этом вероятность занижения оценки на некоторую величину суммируется с тем ее значением, которое существовало до ограничения УП или УЗ метропроцента и которое связано с асимметрией распределения и ограниченностью объема выборки.

Таким образом, формулы (VI.28), (VI.29) и (VI.30), (VI.31), как и формулы Н. В. Володомонова, В. В. Богацкого [132], гарантируют занижение оценок среднего содержания на заданную величину (10,15 или 20%) только при симметричных распределениях, для которых вероятности занижения или завышения оценок до ограничения УП и УЗ метропроцента будут равны 0,5. При асимметричных же распределениях величина занижения оценок среднего содержания всегда будет больше, чем это предусматривается соответствующими формулами.

Приведенные данные подтверждают, что наиболее обоснованное и правильное решение проблемы ураганных проб, гарантирующее от занижения оценок среднего содержания на недопустимо большую величину, дает эмпирический подход в виде приведенных выше вероятностных номограмм (рис. 94, 95). При этом учитывается, с одной стороны, асимметричность данных опробования (изменчивость оруденения) и существование корреляции содержания компонента с мощностью рудного тела, а с другой — объем разведочной выборки.

В тех случаях, когда фактический объем выборки меньше допустимого, получаемого по соответствующей номограмме (или таблице), рекомендуется увеличить уровень влияния УП (для одномерного случая) или УЗ метропроцента (для двумерного случая) на оценки  $\bar{X}$ ,  $X_{\text{вз}}$  до 25—30% и определять порог для нормальных проб по формулам:

а) для одномерного случая

$$x''_{\text{ур}} = \bar{X} \left( \frac{kn + 1}{1 + k} \right) (k = 0,25 - 0,30); \quad (\text{VI.38})$$

б) для двумерного случая

$$(xy)''_{\text{ур}} = \sum_1^n x_i y_i - \frac{X_{\text{вз}}}{1 + k} \sum_1^{n-1} y_i (k = 0,25 - 0,30). \quad (\text{VI.39})$$

Значений  $x_i$  или  $(x_i, y_i)$ , превышающие в выборке соответственно  $x''_{\text{ур}}$  и  $(xy)''_{\text{ур}}$ , рекомендуется заменять величинами  $x''_{\text{ур}}$  и  $(xy)''_{\text{ур}}$ .

В заключение следует отметить, что приведенные И. Д. Коганом [62] формулы для определения порога нормальных проб и нормальных метропроцентов  $c_{\text{ур}}=0,1 \Sigma c$ ,  $(MC)_{\text{ур}}=0,1 \Sigma mc$  вызывают принципиальные возражения, так как с их помощью автор пытается определить порог в зависимости от влияния УЗ не на оценки  $\bar{X}$  или  $X_{\text{вз}}$ , а на суммы  $\Sigma c$  и  $\Sigma mc$  по выработкам или бло-

кам. Это не одно и то же, в чем легко убедиться, если сравнить погрешности

$$\Delta(mc) = \frac{\Sigma mc - (\Sigma mc)_{\text{ист}}}{(\Sigma mc)_{\text{ист}}} 100\%, \quad \Delta C_{\text{вз}} = \frac{C_{\text{вз}} - C_{\text{ист}}}{C_{\text{ист}}} 100\%.$$

Выражения не являются тождественными и характеризуют точность разных величин.

В конечном итоге нас интересуют при подсчете запасов не величины  $\Sigma c$  и  $\Sigma mc$ , а оценки  $\bar{C}$  и  $C_{\text{вз}}$ , поэтому следует рассматривать влияние УП или УЗ метропроцента не на суммы  $\Sigma c$  и  $\Sigma mc$ , а на оценки  $\bar{C}$  и  $C_{\text{вз}}$  и в соответствии с этим определять порог для нормальных проб. С предложенными И. Д. Коганом формулами нельзя согласиться еще и потому, что в действительности, как отмечалось выше, они определяют не порог нормальных проб или метропроцентов, а 10% от сумм  $\Sigma c$  и  $\Sigma mc$ . При разных объемах выборки формулы (VI.28) и  $C_{\text{ур}}=0,1 \Sigma c$  дают заметно отличающиеся результаты (табл. 17). Иначе говоря, формулы И. Д. Когана не учитывают объема выборки.

В заключение отметим следующее парадоксальное положение в проблеме ураганных проб. Чем симметричнее распределение данных опробования (т. е. чем меньше коэффициент вариации содержания компонента), тем выше вероятность завышения оценок среднего содержания и запасов. При симметричных распределениях она равна 0,5 (50%). Так как распределения данных опробования, близкие к симметричным, характерны для железорудных, свинцово-цинковых, медных и других месторождений с высоким (20—60%) содержанием металла в руде, то на подобных месторождениях вопрос об ограничении ураганных проб должен быть наиболее актуальным, хотя собственно «ураганные» пробы (т. е. превышающие все другие в несколько раз) в таких распределениях отсутствуют. Вместе с тем, как уже показано, на месторождениях с асимметричными распределениями данных опробования хотя и существуют очень высокие пробы, но вероятность их появления очень мала. Одновременно вероятность занижения оценок среднего содержания на таких месторождениях при небольших выборках достаточно высока.

Противоречивость этого положения, правда не так определена, отмечается также И. Д. Коганом [63]. Он сообщает, что для россыпных месторождений золота подмечена закономерность: чем выше среднее содержание в блоке, тем больше оснований ограничивать в нем пробы с выдающимися содержаниями.

Таблица 17

Объем выборки	Значение $c_{\text{ур}}$ в % от $\Sigma c$	
	По формуле (VI.28)	По формуле И. Д. Когана
10	18,2	10
20	13,6	10
30	12,1	10
40	11,4	10
50	10,9	10
100	10	10

Вышеизложенные результаты и предложения следует рассматривать как поиск научно обоснованных способов решения проблемы ураганных проб при подсчете запасов.

### 9. Оценки средней плотности полезного ископаемого \*

Плотность полезного ископаемого зависит от его минерального состава, структурно-текстурных особенностей, содержаний компонентов, влажности и других факторов. Поэтому в пределах месторождения, отдельных рудных тел и даже блоков, горизонтов возможны значительные колебания его средней плотности.

Плотность полезного ископаемого определяют в лабораторных и полевых условиях. В лаборатории плотность твердых полезных ископаемых определяют следующим образом.

При определении плотности пористых, трещиноватых и кавернозных образцов полезного ископаемого их поверхность покрывают парафином или лаком, предварительно очистив образец от примазок породы и легко отделяющихся частей. Плотность вычисляют по формуле

$$d = \frac{p_1}{(p_2 - p_3) - \frac{p_2 - p_3}{\gamma_p}},$$

где  $p_1$ ,  $p_2$  — массы образца до и после парафирования;

$p_3$  — масса запарафинированного образца, погруженного в воду;

$\gamma_p$  — плотность парафина.

При всех лабораторных способах определения плотности взвешивание образцов производят с точностью до 0,1—0,2 г.

В полевых условиях плотность определяют валовым способом или способом пробной вырубки. Оба способа обычно применяют при определении плотности пористых и трещиноватых руд.

Валовой способ состоит в том, что в теле полезного ископаемого проходят горную выработку значительного объема (6—10 м<sup>3</sup>), тщательно замеряют ее кубатуру и взвешивают добывшее полезное ископаемое. Плотность определяют из соотношения

$$d = \frac{p}{V}.$$

При пробной вырубке в массиве полезного ископаемого вырубается монолит в форме призмы объемом от 0,1 до 1 м<sup>3</sup>. Стенки призмы тщательно выравнивают и измеряют ее объем. Объем прослоев пустой породы, не идущих в добычу, исключают из общего объема вырубки. Плотность полезного ископаемого определяют по приведенной выше формуле, где  $p$  — масса полезного ископаемого в объеме вырубки (за вычетом массы исключенных прослоев пустых пород),  $V$  — объем вырубки.

Способы валовой и пробной вырубки дают наиболее точные значения плотности, но они отличаются большой трудоемкостью. По результатам определения плотности руд этими способами вычисляют поправочные коэффициенты к лабораторным определениям по соотношению

$$k = \frac{d_v}{d_l},$$

где  $d_v$ ,  $d_l$  — плотности руды соответственно по данным валового и лабораторного определений.

Существует метод косвенного определения плотности полезного ископаемого на основе аналитических зависимостей плотности от главных факторов, определяющих ее величину. Ниже приведена формула ВНИМИ для определения плотности антрацита, полученная на основе 460 определений плотности, зольности и влажности образцов, отобранных по 10 пластам 22 шахт Донбасса:

$$d = 1,60 + 0,009A' + 0,017(W^p - 4),$$

где  $A'$  — содержание в углях внутренней золы;

$W^p$  — содержание пластовой влаги.

На железорудных и некоторых рудных месторождениях плотность руд изменяется в значительных пределах в зависимости от содержания в них железа или других компонентов. При этом аналитическое определение плотности руд с различным содержанием компонентов имеет ряд преимуществ перед лабораторными или полевыми методами непосредственного определения плотности. В работах [3, 138] приводятся зависимости плотности руд от содержания в них полезных компонентов. Эти зависимости позволяют определять плотность руд по данным опробования.

В последние годы для определения плотности горных пород и руд применяются геофизические методы.

### 10. Оценка средней влажности

Все полезные ископаемые обладают той или иной естественной влажностью, величина которой изменяется в зависимости от глубины залегания, гидрогеологических условий месторождения и других факторов. Плотность полезного ископаемого определяют для естественно влажного его состояния, так как учет запасов и добычи минерального сырья производят при естественной влажности.

В то же время определение содержания компонентов в полезном ископаемом производят после просушивания проб при 105—110° С, т. е. для сухого сырья. В связи с этим результаты анализов приходится пересчитывать на естественно влажное полезное ископаемое по формуле

$$c_{вл} = c_{сух} \left(1 - \frac{B}{100}\right),$$

где  $c_{вл}$ ,  $c_{сух}$  — содержания компонента соответственно во влажной и сухой руде;

\* Термин «плотность» введен взамен термина «объемный вес».

*B* — влажность, при которой определяется плотность полезного ископаемого.

Влажность определяют по формуле

$$B = \frac{(q_{\text{вл}} - q_{\text{сух}})}{q_{\text{вл}}} \cdot 100\%,$$

где  $q_{\text{вл}}$ ,  $q_{\text{сух}}$  — массы пробы влажного и сухого полезного ископаемого.

При подсчете запасов пользуются оценкой средней влажности, которую подсчитывают как среднеарифметическую из ряда определений. Так как влажность обычно определяют совместно с плотностью полезного ископаемого, то количество определений влажности близко к количеству определений плотности. Необходимое количество определений влажности можно подсчитать по известной формуле

$$n = \frac{t^2 V_{\text{в}}^2}{p^2},$$

где  $V_{\text{в}}$  — коэффициент вариации влажности;

$p$  — допустимая погрешность определения оценки  $B_{\text{ср}}$ .

## Глава VII

### СПОСОБЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### 1. Способы подсчета и их общая характеристика

В геологической литературе описано свыше 20 способов подсчета запасов твердых полезных ископаемых, однако многие из них являются вариантами одного и того же способа и различаются только несущественными деталями. Так, способы вертикальных, горизонтальных параллельных и непараллельных разрезов являются разновидностями способа разрезов. Способы среднего угла падения, участков равного падения, изогипс В. И. Баумана, применяемые при подсчете запасов пластовых месторождений, по существу представляют собой варианты среднего арифметического и различаются только методикой определения площади поверхности, изображенной изогипсами. Несущественны различия между способами треугольников и четырехугольников.

Не все способы находят широкое применение на практике. В последние 15—20 лет подсчеты запасов месторождений твердых полезных ископаемых производятся в основном наиболее простыми способами, не требующими специальных графических построений и сложных вычислительных операций. К таковым относятся способы геологических блоков, геологических разрезов и эксплуатационных блоков. В единичных случаях используются способы ближайших районов, треугольников и изолиний [63, 132]. При подсчете запасов пластовых месторождений находит применение способ участков равного падения.

Как показывают опыт работы ГКЗ и специальные исследования [165], точность подсчета запасов определяется главным образом детальностью разведки и достоверностью исходной разведочной информации и в меньшей степени зависит от выбора способа подсчета. С этой точки зрения наибольшего внимания при подсчете запасов заслуживают геологические обоснования принимаемых методических решений и геометрических построений, сам же способ подсчета запасов должен быть наиболее простым и естественно связанным с системой разведки, геологическим строением месторождения и задачами подсчета. Однако, как уже было показано, выбор способа вычисления оценок параметров запасов следует производить обязательно с учетом геолого-статистических особенностей конкретного месторождения и объема разведочной выборки. Особенно важное значение имеет это требование для месторождений с высокой изменчивостью мощности рудных тел и содержания компонентов.

Как отмечает И. Д. Коган [63], в последнее время в практике подсчета запасов рудных месторождений наибольшее распространение получили два способа — геологических блоков и параллельных разрезов. Эти способы отличаются простотой и позволяют отражать и учитывать геологические особенности месторождений и фактические разведочные данные. Способ эксплуатационных блоков наиболее тесно связан с системой разведки и эксплуатации месторождения и потому находит применение только при разведке и отработке месторождения эксплуатационными блоками.

#### 2. Способ геологических блоков

Впервые способ описан В. И. Смирновым [165] в 1950 г. При подсчете запасов этим способом площадь залежи на плане или вертикальной проекции делят на участки (блоки). При выделении подсчетных блоков необходимо руководствоваться разъяснением ГКЗ, разосланым геологическим организациям в 1968 г. [103]. Блоки должны быть геологически и технологически однородными; их части должны находиться в одинаковых горнотехнических условиях и иметь одинаковую степень разведанности и изученности. Нельзя объединять в один блок участки месторождения (залежи), резко отличающиеся по мощности или по характеру оруденения, так как при этом происходит весьма существенное осреднение горнотехнических и технологических характеристик отдельных частей месторождения без учета необходимости применения к этим частям различных систем разработки и технологии переработки.

В пределах выделяемых блоков физические свойства полезного ископаемого (рыхлость, сыпучесть, крепость) и его качество (богатые, рядовые, бедные руды) должны быть по возможности однородными. Нельзя объединять также в один блок участки, разобщенные тектоническими нарушениями или имеющие пологое и крутое залегание (купола и крылья складок). Весьма важно, чтобы каждый выделяемый блок опирался на достаточное количест-

во разведочных выработок, которое могло бы обеспечить необходимую точность оценок параметров запасов (мощности, содержания) в пределах блока. Участки, имеющие разную степень разведанности, необходимо выделять в отдельные блоки и запасы в них следует подсчитывать по разным категориям разведанности.

При описании способа В. И. Смирнов и другие авторы [63, 132, 137, 165] указывают, что оценки средней мощности и среднего содержания компонента внутри каждого блока следует вычислять как среднеарифметические по данным, полученным в скважинах и горных выработках, пересекших тело полезного ископаемого. Таким образом, в пределах каждого отдельного блока способ геологических блоков ничем не отличается от способа среднего арифметического.

Однако, как уже было показано, при достаточно большом числе разведочных выработок и статистической значимости коэффициента корреляции мощности с содержанием более точной оценкой среднего содержания компонента будет средневзвешенная на мощность, т. е.

$$C_{B3} = \frac{\sum m_i c_i}{\sum m_i}.$$

Следовательно, при  $n \geq n_0$  (а при наличии номограмм при  $P_n > 50\%$ ) оценку среднего содержания компонента внутри блока следует вычислять как средневзвешенную на мощность.

Если скважины или горные выработки внутри блока заданы так, что они группируются в раздувах или в местах утонения тела полезного ископаемого, то будет существовать корреляция между значениями мощности и площадями их влияния. В этом случае, как отмечалось в гл. VI, более точной оценкой средней мощности в границах блока будет средневзвешенная на площади ближайших районов, т. е.

$$m_{B3} = \frac{\sum m_i s_i}{\sum s_i}.$$

Способ геологических блоков в указанных условиях становится комбинированным: выделение геологических блоков производят на основе изложенных выше принципов, а подсчет запасов внутри некоторых из них производят по способу ближайших районов.

В практике разведки месторождений твердых полезных ископаемых подобные случаи встречаются очень редко, однако при разведке нефтяных месторождений группировка скважин в куполе нефтеносной структуры, имеющем повышенную продуктивную мощность, встречается часто. Конкретно вопрос о выборе вида оценки средней мощности в каждом блоке решается посредством критерия  $n \geq n_0$  (при вычислениях через  $X$  обозначается мощность и через  $Y$  — площади ближайших районов).

Все вычисления при подсчете запасов производят в двух формуларах: в формуляре вычисления средней мощности и среднего

Таблица 18

Выработка	Мощность, м	Содержание металла, г/т	Метрограммы*, м·г/т
Шурф 4 5	0,90	54	48,5
	0,75	28	21,0
36	0,95	24	22,8
Сумма	12,40	948	651,6
Среднее	0,62	47,4	52,6

Графу вводят при  $n \geq n_0$ , за оценку среднего содержания принимают  $C_{B3} = 52,6$  г/т.

Таблица 19

№ блока	Площадь, м <sup>2</sup>	Средняя мощность, м	Объем, м <sup>3</sup>	Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	Запасы руды, т	Среднее содержание металла, г/т	Запасы металла, кг
1	2450	0,62	1519	2,8	4258	47,4	201,6
2							

содержания, который составляют для каждого блока (табл. 18), и в сводном формуляре подсчета запасов полезного ископаемого и полезного компонента (табл. 19).

### 3. Способ разрезов

#### Способ параллельных вертикальных или горизонтальных разрезов

Способ параллельных разрезов применяют при подсчете запасов месторождений, разведенных системой параллельных разведочных линий или вскрытых и разведенных на нескольких горизонтах горными выработками (рис. 96). В первом случае подсчет носит название способа вертикальных параллельных разрезов, во втором — способа горизонтальных параллельных разрезов. Способ параллельных разрезов наиболее распространен при подсчете запасов рудных месторождений [63].

При этом способе используют вертикальные или горизонтальные геологические разрезы, на которых отражены формы, строение и пространственное распределение полезного ископаемого месторождения или залежи. Способ не требует каких-либо специальных графических построений, отличается простотой, наглядностью и позволяет максимально использовать имеющуюся геологоразведочную информацию.

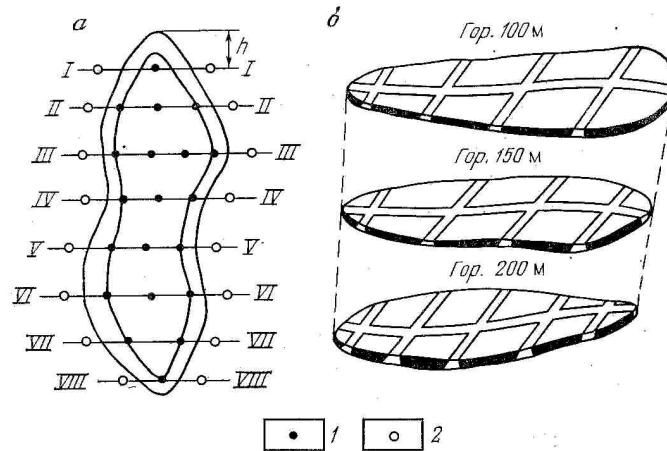


Рис. 96. Схема разведки месторождения параллельными разрезами:  
а — разведка вертикальными параллельными линиями (1 — рудные выработки; 2 — безрудные выработки); б — разведка горными выработками, расположенными на разных горизонтах

Подсчет запасов производят по блокам, заключенным между двумя соседними разрезами. Сумма запасов отдельных блоков дает общие запасы залежи. Так, общие запасы залежи, изображенной на рис. 96, будут равны сумме запасов блоков, расположенных между разведочными линиями I—I и VIII—VIII, плюс запасы двух крайних блоков, расположенных выше линии I—I и ниже линии VIII—VIII.

В тех случаях, когда имеется густая сеть разведочных выработок, блоки между двумя соседними разведочными сечениями невелики и однородны в отношении геологического строения, качества и технологических свойств полезного ископаемого, а также условий залегания, допускается объединение двух-трех соседних блоков в один общий блок. При выделении подсчетных блоков следует руководствоваться разъяснением ГКЗ СССР [103].

При большой протяженности тел полезных ископаемых по падению блоки между двумя соседними разрезами оказываются чрезмерно крупными. И. Д. Коган [63] рекомендует в таких случаях каждый блок разбить на несколько самостоятельных, особенно если выявляются различия в составе, технологических свойствах и условиях залегания полезного ископаемого или изменчивости основных его показателей (содержания, мощности). При необходимости подсчета запасов по горизонтам (например, при отработке месторождения открытым способом) блоки, заключенные между разведочными линиями, делят по вертикали на части плоскостями горизонтов. Каждая такая часть является самостоятельным подсчетным блоком.

Весьма важное значение имеет методика построения вертикальных геологических разрезов, особенно при значительных азимутальных и зенитных искривлениях скважин. Правильное использование всей геологоразведочной информации по скважинам, и в частности данных кернometрии [85, 91, 93], позволяет повысить достоверность построений и оконтурирования промышленной части залежи на разрезах. Достоверность геологических построений и оконтурирования на разрезах существенно влияет на точность оценки запасов в блоке.

Объем блока, ограниченного двумя соседними разведочными сечениями, подсчитывают по одной из следующих формул:

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} L, \quad (\text{VII.1})$$

$$V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}}{3} L, \quad (\text{VII.2})$$

где  $S_1, S_2$  — площади продуктивной части разведочных сечений залежи;

$L$  — расстояние между разведочными сечениями.

В литературе [3, 101, 132, 137, 165 и др.] сложилось неправильное мнение, что формулу (VII.1) можно применять, если площади разведочных сечений  $S_1$  и  $S_2$  в блоке различаются не более чем на 40%. Вместе с тем можно показать, что при различии площадей вдвое эта формула дает вполне удовлетворительный результат. Пусть  $S_1=2S_2$ , тогда по формуле (VII.1)

$$V = \frac{2S_2 + S_2}{2} L = 1,5 S_2 L$$

и по формуле усеченной пирамиды

$$V' = \frac{2S_2 + S_2 + \sqrt{2S_2^2}}{3} L = 1,47 S_2 L.$$

Погрешность объема  $V$  по сравнению с  $V'$  составит

$$\frac{V - V'}{V'} = \frac{1,50 - 1,47}{1,47} 100 = 2\%.$$

Полученная погрешность мала и не выходит за пределы точности построений и получения оценок при подсчете запасов. Следовательно, даже при подсчете запасов по категории А можно широко пользоваться формулой (VII.1). Аналогично при  $S_1=3S_2$  погрешность оценки (VII.1) по сравнению с (VII.2) составит всего 4,7%. Таким образом, формула (VII.1) может иметь значительно более широкую область применения, чем это указывается в литературе.

При отношении площадей  $\frac{S_1}{S_2} > 2$  в формулу (VII.1) может быть введена поправка в виде некоторого коэффициента  $K = \frac{V'}{V}$ ,

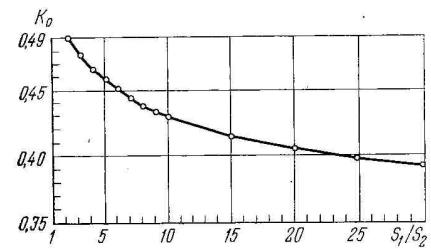


Рис. 97. График для определения коэффициента  $K_0$  в зависимости от отношения  $S_1/S_2$

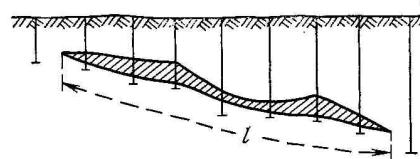


Рис. 98. К определению площади сечения маломощного жильного тела

откуда следует, что  $V' = KV$ . Для упрощения вычислений Т. М. Кравцовой предложено коэффициент  $K$  уменьшать вдвое. Тогда формула (VII.2) принимает вид

$$V = (S_1 + S_2) K_0 L, \text{ где } K_0 = \frac{K}{2}.$$

На рис. 97 приведен построенный Т. М. Кравцовой график, с помощью которого можно определять значения  $K_0$  в зависимости от отношения  $S_1 : S_2$ . График позволяет определять  $K_0$  с точностью 0,002—0,003.

Площади сечений, ограничивающих блок, определяют на геологических разрезах с помощью планиметра или палетки. Для маломощных жильных тел площади сечений определяют по формуле

$$S = lm_{cp},$$

где  $l$  — протяженность сечения тела на разрезе, определяемая с помощью курвиметра (рис. 98);

$m_{cp}$  — средняя нормальная мощность тела в сечении, определяемая по данным разведочных выработок в этом сечении.

Выбор формулы для оценки объема блока должен основываться на максимальном учете структурно-морфологических особенностей месторождения или отдельных тел. При равенстве площадей  $S_1$  и  $S_2$  или при  $S_1 : S_2 \leq 2$  целесообразно использовать формулу (VII.1), при  $S_1 : S_2 > 2$  правильнее применять формулу (VII.2). Применение более сложных формул, рекомендуемых Матероном [185], не дает заметного уточнения оценки объема блока.

Объемы крайних блоков (верхнего и нижнего на рис. 96) в зависимости от их конфигурации определяют по формуле параболоида  $V = \frac{1}{2} Sh$  при окружной форме блока или по формуле конуса  $V = \frac{1}{3} Sh$  при остроконечной его форме. Здесь  $S$  — площадь сечения тела по крайнему разрезу,  $h$  — высота параболоида или конуса (рис. 96).

Запасы полезного ископаемого и полезного компонента в каждом блоке определяют по формулам

$$Q = Vd_{cp};$$

$$P = QC_{cp},$$

где  $d_{cp}$ ,  $C_{cp}$  — оценки средней плотности полезного ископаемого и среднего содержания компонента по блоку.

И. Д. Коган [63] указывает, что оценки среднего содержания компонента по сечениям следует определять как средневзвешенные по рудным интервалам отдельных выработок, а оценку среднего содержания по блоку — как средневзвешенную по продуктивным площадям сечений. Аналогичные рекомендации содержатся в ряде других руководств [101, 102]. При высокой изменчивости мощности по разведочным выработкам в сечении среднеарифметическая и средневзвешенная оценки среднего содержания для этого сечения могут различаться довольно существенно. Большое влияние на величину оценки среднего содержания по блоку оказывает также взвешивание на площади сечений, если они различаются в 2—3 раза. Поэтому выбор вида оценки среднего содержания компонента по блоку имеет в ряде случаев большое практическое значение.

Как уже отмечалось, эффективность применения любых средневзвешенных оценок определяется, с одной стороны, изменчивостью и корреляцией рассматриваемых показателей, а с другой — объемом разведочной выборки. При разведке месторождений системой разведочных линий, задаваемых вкрест простирации залежей полезного ископаемого, количество разведочных выработок в каждой линии обычно не превышает 5—6, редко 8—10. Этого количества при высокой изменчивости мощности и содержания и слабой их корреляции явно недостаточно для того, чтобы процесс взвешивания содержаний на мощности по скважинам имел направленный уточняющий, а не случайный характер. Поэтому в большинстве случаев при разведке рудных месторождений системой разведочных линий, состоящих из 5—6 скважин или других выработок, более точной оценкой среднего содержания компонента в сечении будет среднеарифметическая.

Конкретно этот вопрос должен решаться на основе формулы (VI.18). Если фактическое число скважин (выработок) в разведочной линии будет больше  $n_0$ , то более точной оценкой среднего содержания в сечении следует считать средневзвешенную на мощность. Практически необязательно производить вычисления  $n_0$  для каждого сечения. Достаточно вычислить значения  $n_0$  для флангов и центральной части месторождения, чтобы иметь представление об устойчивости значений  $n_0$  по всей площади месторождения и о необходимом количестве выработок в сечении для эффективного применения средневзвешенных оценок.

Как показали Л. И. Панкуль и А. С. Золотарев [121], при линейном характере изменения среднего содержания компонента в

блоке от сечения  $A$  к сечению  $B$ , а также площадей самих сечений истинное среднее содержание в блоке будет равно

$$C_{\text{ист}} = \frac{2}{3} \frac{C_A + C_B}{2} + \frac{1}{3} \frac{S_A C_A + S_B C_B}{S_A + S_B}, \quad (\text{VII.3})$$

где  $C_A, C_B$  — средние содержания компонента в сечениях;  
 $S_A, S_B$  — площади сечений.

Подсчитаем погрешности среднеарифметической и средневзвешенной оценок среднего содержания в блоке, полагая, что изменение среднего содержания и площади сечения залежи в блоке происходит по линейному закону и имеются только два ограничивающих блок сечения. Указанные оценки имеют вид

$$\bar{C} = \frac{C_A + C_B}{2}; \quad C_{\text{вз}} = \frac{S_A C_A + S_B C_B}{S_A + S_B}.$$

Тогда с учетом формулы (VII.3) погрешности оценок будут

$$\Delta \bar{C} = \left( \frac{3}{2 + \frac{C_{\text{вз}}}{\bar{C}}} - 1 \right) 100%; \quad (\text{VII.4})$$

$$\Delta C_{\text{вз}} = \left( \frac{3}{1 + 2 \frac{\bar{C}}{C_{\text{вз}}}} - 1 \right) 100%. \quad (\text{VII.5})$$

Из формул (VII.4), (VII.5) видно, что знаки и величины погрешностей  $\Delta \bar{C}$  и  $\Delta C_{\text{вз}}$  зависят от соотношения оценок  $\bar{C}$  и  $C_{\text{вз}}$  в блоке, что, в свою очередь, определяется характером связи (прямая или обратная) между площадью сечения и средним содержанием в сечении. Рассмотрим два числовых примера.

Пусть, например,  $C_{\text{вз}} = 2\bar{C}$ . Тогда из (VII.4) и (VII.5) получим  $\Delta \bar{C} = -25\%$ ;  $\Delta C_{\text{вз}} = +50\%$ . Во втором примере положим  $\bar{C} = 4C_{\text{вз}}$ . Тогда  $\Delta \bar{C} = +33,3\%$ ;  $\Delta C_{\text{вз}} = -66,6\%$ . Из примеров следует, что при линейном изменении площади сечения залежи полезного ископаемого и среднего содержания компонента в блоке при любом соотношении оценок  $\bar{C}$  и  $C_{\text{вз}}$  погрешность  $\Delta C_{\text{вз}}$  в блоке, ограниченном двумя разведочными сечениями, всегда вдвое больше по абсолютной величине погрешности  $\Delta \bar{C}$ . Иначе говоря, взвешивание содержания на площади разрезов в этом случае всегда будет ухудшать оценку в два раза.

Рассмотрим случай, когда в блоке имеются три сечения: два крайних ( $A, B$ ) и одно среднее ( $C$ ). Можно показать, что среднеарифметическая и средневзвешенная оценки содержания в этом случае будут равны

$$\bar{C} = \frac{C_A + C_B}{2}; \quad C_{\text{вз}} = \frac{1}{3} \frac{C_A + C_B}{2} + \frac{2}{3} \frac{S_A C_A + S_B C_B}{S_A + S_B}.$$

Положим, что  $C_A = 0,300\%$ ;  $S_A = 500 \text{ м}^2$ ;  $C_B = 0,500\%$ ;  $S_B = 1000 \text{ м}^2$ . Тогда в соответствии с (VII.3)  $C_{\text{ист}} = 0,411\%$ . Оценки и их погреш-

ности будут соответственно равны (%):  $\bar{C} = 0,400$ ;  $C_{\text{вз}} = 0,422$ ;  $\Delta \bar{C} = -2,7$ ,  $\Delta C_{\text{вз}} = +2,7$ .

Таким образом, уже при трех сечениях в блоке погрешности среднеарифметической и средневзвешенной оценок содержания будут равны.

Если предположить, что в блоке кроме крайних сечений имеются еще два равноточных промежуточных, то можно показать, что в этом случае

$$\bar{C} = \frac{C_A + C_B}{2}, \quad C_{\text{вз}} = \frac{4}{9} \frac{C_A + C_B}{2} + \frac{5}{9} \frac{S_A C_A + S_B C_B}{S_A + S_B}.$$

Тогда

$$\Delta \bar{C} = \left( \frac{3}{2 + \frac{C_{\text{вз}}}{\bar{C}}} - 1 \right) 100\%;$$

$$\Delta C_{\text{вз}} = \frac{2(C_{\text{вз}} - \bar{C})}{3(C_{\text{вз}} - 2\bar{C})} 100\%.$$

Пусть в блоке  $C_{\text{вз}} = 2\bar{C}$ , тогда  $\Delta \bar{C} = -25\%$  и  $\Delta C_{\text{вз}} = +16,7\%$ , т. е. при четырех сечениях погрешность средневзвешенной оценки по абсолютной величине будет в 1,5 раза меньше погрешности среднеарифметической оценки. Иначе говоря, по мере увеличения числа сечений в блоке погрешность среднеарифметической оценки среднего содержания остается все время постоянной, а погрешность средневзвешенной оценки стремится к нулю, так как сама оценка стремится к истинному значению содержания.

Приведенные примеры показывают, что при линейном изменении содержания компонента и площади сечения залежи в блоке, ограниченном двумя разведочными сечениями, взвешивание средних содержаний в сечениях на площади этих сечений всегда будет только ухудшать оценку среднего содержания. В действительности изменение и среднего содержания компонента от сечения к сечению в блоке, и площадей самих сечений на всех рудных и многих нерудных месторождениях происходит по сложным нелинейным законам. И двух сечений в блоке для эффективного применения средневзвешенной (на площади сечений) оценки среднего содержания компонента в пределах блока, безусловно, недостаточно. Поэтому оценку среднего содержания компонента в блоке следует вычислять как среднеарифметическую из средних содержаний по сечениям.

При подсчете запасов по способу разрезов разные блоки или части блоков могут быть отнесены к разным категориям разведанности. Так, например, запасы в двух крайних блоках и в межконтурной полосе (рис. 96, а) подсчитывают по более низкой категории, чем запасы в остальных блоках.

Все вычисления производят в следующих формулярах (табл. 20 и 21).

Таблица 20

№ разреза	№ скважины	Мощность $m$ , м	Содержание $c$ , %	Произведение $\frac{mc}{100}$
17	605	0,60	44,8	0,27
	606	0,65	45,2	0,29
	607	0,70	42,3	0,29
	608	0,60	46,8	0,29
	609	0,45	40,1	0,18
Итого		3,00	219,2	1,32
Среднее		0,60	43,8	0,26

Примечание. Графа «Произведение  $\frac{mc}{100}$ » вводится, если оценку среднего содержания в сечении вычисляют как средневзвешенную на мощность.

Таблица 21

№ блока	№ разреза <sup>4</sup>	Площадь разреза, м <sup>2</sup>	$\frac{S_1 + S_2}{2}$ , м <sup>2</sup>	Расстояние между разрезами, м <sup>2</sup>	Объем блока, тыс. м <sup>3</sup>	Запасы полезного ископаемого, тыс. т	Содержание по разрезу, %	Среднее содержание по блоку, %	Залежи полезного компонента, т
<b>Запасы категории В</b>									
17	17	123	131,5	60	7,89	20,45	46,4	45,1	9 220
18	18	140	146,0	64	9,34	24,20	43,8	42,5	10 300
18	19	152				41,1			
<b>Всего</b>									
					44,65				19 520

#### Способ непараллельных вертикальных разрезов

Способ применяют при разведке месторождений с меняющимся простиранием, когда разведочные линии, задаваемые вкрест простирания рудных тел и залежей, оказываются непараллельными (рис. 99). Для подсчета объема блока, ограниченного двумя сходящимися разрезами, А. С. Золотаревым в 1936 г. была предложена формула

$$V = \frac{\beta}{6} [R_1(2S_1 + S_2) + R_2(2S_2 + S_1)], \quad (\text{VII.6})$$

где  $\beta$  — угол между линиями разрезов на плане, измеряемый в радианах;

$S_1, S_2$  — площади разрезов залежи, ограничивающих блок;

$R_1, R_2$  — расстояния от центров тяжести разрезов до точки пересечения разведочных линий.

Вычисление объема по формуле (VII.6) требует определения положения центров тяжести разведочных разрезов [70]. Чтобы упростить вычисления А. П. Прокофьевым [137] предложен приближенный способ, точность которого в большинстве случаев разведки месторождений с меняющимся простираением удовлетворяет предъявляемым требованиям. Сущность способа заключается в следующем.

Блок между двумя разведочными линиями  $I$  и  $II$  (рис. 100, а) делят на плане на две части  $S_1'$  и  $S_2'$ , для чего через середины отрезков  $a_1a_2$  и  $b_1b_2$  проводят вспомогательную прямую  $C_1C_2$ . Площади  $S_1'$  и  $S_2'$  представляют собой как бы ближайшие районы, тяготеющие к разведочным линиям  $I$  и  $II$ , поэтому на них может быть распространено влияние соответствующих разведочных линий. Если обозначить площади сечений по линиям  $I$  и  $II$  через  $S_1$  и  $S_2$ , то объем части блока, прилегающей к разрезу  $I$ , может быть определен из соотношения

$$V_I = S_1 \frac{S'_1}{l_1},$$

где  $l_1$  — длина разведочной линии  $I$  ( $a_1b_1$ ).

Аналогично объем части блока, прилегающей к разрезу  $II$ , будет равен

$$V_{II} = S_2 \frac{S'_2}{l_2},$$

где  $l_2$  — длина разведочной линии  $II$  ( $a_2b_2$ ).

Общий объем блока составит

$$V = V_I + V_{II}. \quad (\text{VII.7})$$

Подставляя в (VII.7) значения  $V_I$  и  $V_{II}$ , получим:

$$V = \frac{S_1 S_1'}{l_1} + \frac{S_2 S_2'}{l_2} = m_1 S_1' + m_2 S_2',$$

где  $m_1 = \frac{S_1}{l_1}$  и  $m_2 = \frac{S_2}{l_2}$  — средние мощности по разведочным разрезам  $I$  и  $II$ .

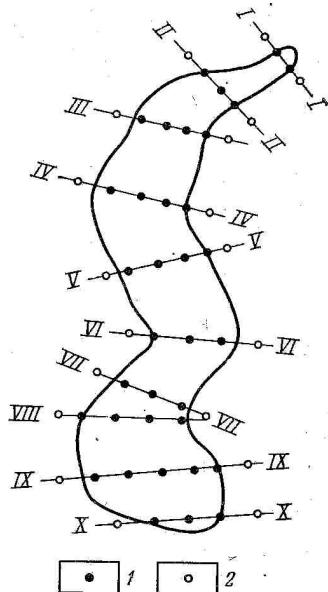


Рис. 99. Пример разведки месторождения с меняющимся простиранием системой непараллельных линий  
1 — рудные скважины; 2 — безрудные скважины

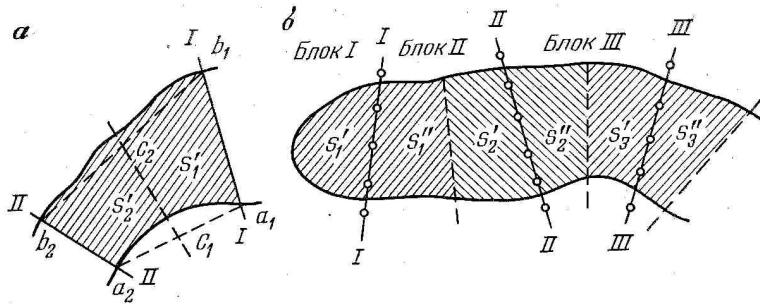


Рис. 100. Схема подсчета запасов в блоке между двумя непараллельными разрезами по способу А. П. Прокофьева

Следует отметить, что если блок между линиями I и II по своей форме близок к объемному кольцу (тору), то более точный результат дает формула (VII.6). Если же линии  $a_1c_1a_2$  и  $b_1c_2b_2$  на плане приближаются к прямым, то более точную оценку объема блока дает способ А. П. Прокофьева. Как показывают исследования, результаты подсчета объема блока по формуле (VII.6) и по способу А. П. Прокофьева расходятся обычно не более чем на 8–10%.

В тех случаях, когда сечения  $S_1$  и  $S_2$  являются достаточно симметричными, центры тяжести располагаются посередине линий. В этих случаях вполне удовлетворительный результат дает формула (см. рис. 100)

$$V = \frac{a_1a_2 + b_1b_2}{2} \cdot \frac{S_1 + S_2}{2}.$$

В 1959 г. Ю. А. Колмогоровым [64] предложен новый простой способ определения объемов блоков между непараллельными сечениями. Объем блока между сечениями I—I и II—II можно представить как сумму объемов  $V_1$  и  $V_2$  (рис. 101). Объем  $V_1$  подсчитывают по формуле трапеции

$$V_1 = \frac{S_{II} + S'_I}{2} H_1,$$

для чего на плане проводят линию разреза I'—I', параллельную II—II. Площадь разреза  $S'_I$  определяют по формуле

$$S'_I = S_I \frac{l_{I'}}{l_I},$$

где  $l_I$ ,  $l_{I'}$  — длины проекций разрезов  $S_I$  и  $S'_I$  на плане.

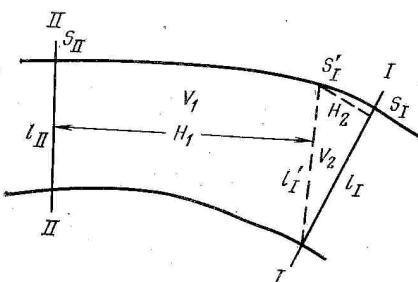


Рис. 101. К определению объема блока между непараллельными разведочными сечениями по способу Ю. А. Колмогорова

Объем  $V_2$  определяют как объем клина

$$V_2 = \frac{1}{2} S_I H_2,$$

где  $H_2$  — длина перпендикуляра, опущенного из крайней точки разреза  $S'_I$  на линию I—I;

$S_I$ ,  $S_{II}$  — площади разведочных сечений I—I и II—II.

Если площади разрезов  $S_{II}$  и  $S'_I$  различаются более чем в два раза, то для определения объема  $V_1$  рекомендуется пользоваться формулой (VII.2).

#### 4. Способ эксплуатационных блоков

Способ находит широкое применение при подсчете запасов жильных и маломощных пластовых месторождений, когда подготовительные горные выработки (штреки, восстающие) являются одновременно и разведочными. При проведении подготовительных выработок залежь расчленяется на ряд эксплуатационных блоков, каждый из которых отрабатывается самостоятельно.

Подсчет запасов производят отдельно по каждому эксплуатационному блоку на основе данных опробования и замеров мощности залежи в горных выработках, оконтуривающих блок с одной, двух, трех и четырех сторон (рис. 102). Общие запасы залежи или участка (горизонта, крыла) получают суммированием запасов по отдельным блокам. Запасы полезного ископаемого и полезного компонента в блоке подсчитывают по формулам

$$Q = S m_{cp} d_{cp}; P = Q C_{cp},$$

где  $S$  — площадь блока;  $m_{cp}$ ,  $d_{cp}$ ,  $C_{cp}$  — оценки средних значений мощности, плотности полезного ископаемого и содержания полезного компонента.

Истинную площадь блока определяют по формуле

$$S = \frac{S'}{\cos \delta},$$

если план строят на горизонтальной плоскости проекций, или по формуле

$$S = \frac{S'}{\sin \delta},$$

если план строят на вертикальной плоскости проекций.

Здесь  $S'$  — площадь блока, измеренная на плане;  $\delta$  — средний угол падения залежи в границах блока.

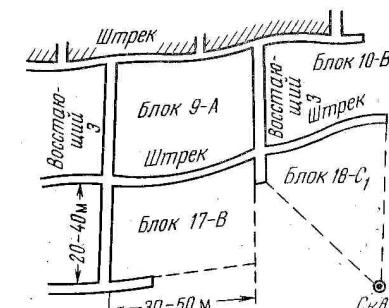


Рис. 102. Схема подсчета запасов по способу эксплуатационных блоков (блок 9-А оконтурен с четырех сторон; блоки 10-Б, 17-Б оконтурены с двух-трех сторон; блок 18-С<sub>1</sub> опирается на горную выработку и скважину)

Поскольку пробы в оконтуривающих блок выработках отбирают, как правило, через равные или мало отличающиеся интервалы, при вычислении оценок  $m_{cp}$ ,  $d_{cp}$ ,  $C_{cp}$  производить взвешивание данных опробования на интервалы влияния не рекомендуется. Только при группировке проб в местах раздупов или утонений за лежи взвешивание значений мощности на интервалы влияния будет давать некоторое уточнение оценок средней мощности. Целесообразность взвешивания содержания компонента в пробах на значения мощности в точках опробования определяется на основе формулы (VI.18).

В тех случаях, когда блок оконтурен с одной, двух или трех сторон горными выработками и на нижнем горизонте или на фланге опирается на скважину (см. рис. 102, блок 18- $C_1$ ), оценки средней мощности и среднего содержания по блоку следует вычислять по формулам

$$m_{cp} = \frac{\bar{m}_{top} + m_{sk}}{n+1}; \quad C_{cp} = \frac{nC_{top} + C_{sk}}{n+1},$$

где  $\bar{m}_{top}$ ,  $\bar{C}_{top}$  — оценки средней мощности и среднего содержания по оконтуривающим блок горным выработкам;  $m_{sk}$ ,  $C_{sk}$  — оценки мощности и содержания по скважине;  $n$  — число проб (замеров мощности), по которым вычислены оценки  $\bar{m}_{top}$  и  $\bar{C}_{top}$ .

Если оценка  $\bar{C}_{top}$  вычисляется как средневзвешенная на значения мощности в точках опробования ( $n \geq n_0$ ), то последняя формула принимает вид

$$C_{bz} = \frac{\bar{C}'_{top} \sum m_i + C_{sk} m_{sk}}{\sum m_i + m_{sk}},$$

где  $\bar{C}'_{top}$  — средневзвешенная (на мощности) оценка среднего содержания по выработкам;  $\sum m_i$  — сумма мощностей по выработкам; остальные обозначения прежние.

Все вычисления производят в трех формулярах (табл. 22, 23, 24). В первом вычисляют оценки средней мощности и среднего содержания по выработкам, во втором — оценки по блокам, в третьем — оценки запасов.

Особенность способа эксплуатационных блоков состоит в том, что подсчет запасов в каждом блоке производят по данным опробования, получаемым только из оконтуривающих блок выработок. При высокой изменчивости мощности и особенно содержания и при гнездовом характере размещения оруденения возможны весьма значительные отклонения оценок среднего содержания и средней мощности от их истинных значений. Увеличение числа проб и замеров мощности по контуру блока, как правило, не уменьшает погрешностей оценок, поскольку данные опробования не освещают внутренней части блока и разведочная выборка в точном смысле не является случайной.

Исследования Г. В. Иванова [43] показывают, что можно достичнуть некоторого уменьшения погрешностей оценок среднего содержания в блоке, если производить опробование блока только по четырем его углам и в серединках оконтуривающих блок штреков и восстающих. При этом мы получаем более редкую, но вместе с тем и более равномерную сеть точек опробования. Предложение Г. В. Иванова привлекает еще и тем, что оно может дать существенную экономию средств за счет сокращения числа проб. Однако оно нуждается в серьезной проверке на цифровых моделях с различным характером и интенсивностью изменчивости оруденения.

К достоинствам способа эксплуатационных блоков можно отнести:

1. Отсутствие каких бы то ни было специальных графических построений и простоту вычислений.
2. Возможность подсчета запасов разных сортов и категорий разведанности.
3. Возможность использования результатов подсчета для целей планирования добычи и учета потерь и разубоживания полезного ископаемого, поскольку блоки являются одновременно и эксплуатационными единицами.

Таблица 23

№ блока	Наименование выработки	Количество проб	Сумма мощностей, м	Сумма содержаний, г/т
9-А	Восстающий 3	13	8,05	465,4
	1	17	18,29	261,6
	Штрек " 20	10	9,57	322,1
	" 43	12	8,90	44,9
Итого		52	44,81	1094,0
Среднее			0,86	20,1

Таблица 22

Выработка и № пробы	Мощность, м	Содержание, г/т
Восстающий 3		
41	1,88	10,0
42	0,60	3,2
43	0,80	3,6
44	0,77	2,4
45	0,85	16,5
46	0,67	31,0
47	0,60	13,0
48	0,37	214,0
49	0,32	65,0
50	0,35	85,0
51	0,24	12,0
52	0,30	5,2
53	0,30	4,5
Итого	8,05	465,4
Среднее	0,62	35,8

Таблица 24

№ блока	Площадь, м <sup>2</sup>	Средняя мощность, м	Объем, м <sup>3</sup>	Плотность руды, т/м <sup>3</sup>	Запасы руды, т	Среднее содержание, г/т	Запасы металла, кг
Запасы категории А							
9-А	510	0,86	436	2,6	1140	20,1	23,9
10-А	630	0,90	667	2,7	1530	32,0	49,9
...	...	...	...	...	...	...	...
Итого							

### 5. Способ среднего угла падения

Способ применяют при подсчете запасов пластовых и пластообразных месторождений с выдержаными углами падения. Широкое применение он находит при подсчете запасов угольных месторождений с плоскостной формой залегания. Система разведки не оказывает какого-либо влияния на условия применения способа. Подсчет запасов производят в границах крупных блоков, крыльев складок или шахтных и рудничных полей.

Определение площади контура запасов производят по формуле

$$S = \frac{S'}{\cos \delta_{cp}},$$

где  $S'$  — площадь контура запасов, измеряемая на плане;  $\delta_{cp}$  — средний угол падения залежи в пределах контура.

Запасы полезного ископаемого

$$Q = Sm_{cp}d_{cp},$$

Запасы полезного компонента

$$P = QC_{cp},$$

где  $m_{cp}$ ,  $d_{cp}$ ,  $C_{cp}$  — оценки средних значений нормальной мощности, плотности полезного ископаемого и содержания полезного компонента.

При достаточном объеме исходных разведочных данных оценки  $m_{cp}$ ,  $d_{cp}$ ,  $C_{cp}$  следует вычислять как средневзвешенные на соответствующие показатели, т. е.

$$m_{bv} = \frac{\sum m_i l_i}{\sum l_i};$$

$$C_{bv} = \frac{\sum m_i c_i}{\sum m_i} \text{ или } C'_{bv} = \frac{\sum m_i l_i c_i}{\sum m_i l_i} \text{ или } C''_{bv} = \frac{\sum m_i l_i d_i c_i}{\sum m_i l_i d_i};$$

$$d_{bv} = \frac{\sum m_i d_i}{\sum m_i} \text{ или } d'_{bv} = \frac{\sum s_i m_i d_i}{\sum s_i m_i}.$$

Целесообразность взвешивания на тот или иной показатель при вычислении оценок проверяют на основе формулы (VI.18).

### 6. Способ участков равного падения

Способ применяют при подсчете запасов пластовых и пластообразных месторождений с переменными углами падения пластов и залежей. Особенное широкое применение он находит при подсчете запасов угольных месторождений, собранных в складки.

Сущность способа состоит в следующем. На гипсометрическом плане пласта строят контуры участков, имеющих достаточно выдержанные углы падения (рис. 103). Запасы полезного ископаемого и полезного компонента подсчитывают в границах каждого участка по формулам

$$Q = Sm_{cp}d_{cp};$$

$$P = QC_{cp}.$$

Истинную площадь участка  $S$  определяют по формуле

$$S = \frac{S'}{\cos \delta_{cp}}, \quad (\text{VII.8})$$

где  $S'$  — площадь участка, измеренная на гипсометрическом плане;

$\delta_{cp}$  — средний угол падения пласта в границах участка.

Оценки средней нормальной мощности ( $m_{cp}$ ), плотности полезного ископаемого ( $d_{cp}$ ) и среднего содержания компонента ( $C_{cp}$ ) вычисляют как среднеарифметические или средневзвешенные в соответствии с приведенными выше рекомендациями.

Общие запасы по месторождению (шахтному или рудничному полю) получают суммированием запасов по отдельным участкам. Применение способа ограничено условиями не слишком дислоцированных складчатых месторождений.

Погрешность определения площади  $S$  по формуле (VII.8) равна

$$m_s^2 = \frac{(m'_s)^2}{\cos^2 \delta_{cp}} + S'^2 \operatorname{tg}^2 \delta_{cp} \frac{m_{\delta}^2}{\rho^2}, \quad (\text{VII.9})$$

где  $m_s$  — погрешность определения площади контура;

$m'_s$  — погрешность измерения площади контура на гипсометрическом плане ( $\pm 1\%$ );

$m_{\delta}$  — погрешность усреднения угла  $\delta_{cp}$  в границах контура.

Из формулы (VII.9) следует, что с увеличением угла падения пласта возрастает общая погрешность  $m_s$  определения площади

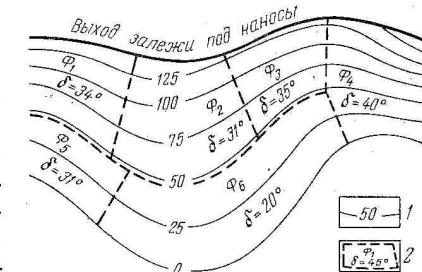


Рис. 103. Построение контуров участков равного падения на гипсометрическом плане пласта:  
1 — изогипсы пласта; 2 — контуры участков равного падения (номер фигуры и средний угол падения)

участка. Для уменьшения этой погрешности рекомендуется при крутом и наклонном залеганиях пластов выбирать участки равногопадения меньших размеров. Тогда погрешность  $m_s$ , связанная с обобщением углов  $\delta$  до величины  $d_{cp}$  в пределах участка (т. е. дисперсия угла  $d_{cp}$ ), будет минимальной.

Если принять, что средний угол падения пласта определяется с погрешностью  $m_s = \pm 3^\circ$  и  $m_s' = \pm 1\%$ , то

$$\begin{array}{ll} \text{при } \delta = 30^\circ & m_s = \pm 4\%, \\ \text{,} & m_s = \pm 6\%, \\ \text{,} & m_s = \pm 9\%, \\ \text{,} & m_s = \pm 14\%. \end{array}$$

Приведенные данные показывают, что с увеличением угла падения пласта влияние погрешности  $m_s$  на точность определения оценки истинной площади контура заметно возрастает. В действительности при крутом залегании пластов ( $\delta > 60^\circ$ ) погрешность определения среднего угла падения достигает  $m_s = \pm 5-7^\circ$  и потому погрешность оценки истинной площади контура может достигать  $\pm 20\%$ . В связи с отмеченным при крутом залегании пластов и пластиобразных залежей следует обращать особое внимание на точность определения углов  $\delta$  и построения гипсометрических планов пластов. Как уже отмечалось, заметное повышение точности и достоверности гипсометрических планов можно получить на основе использования при построениях углов  $\varphi$ , измеряемых на керне, и соответствующих номограмм [91, 93].

При очень сложной складчатой форме залегания пластов определение площади поверхности какого-либо контура производят по формуле В. И. Баумана [174] с помощью таблиц М. И. Ткаченко.

## 7. Способ многоугольников

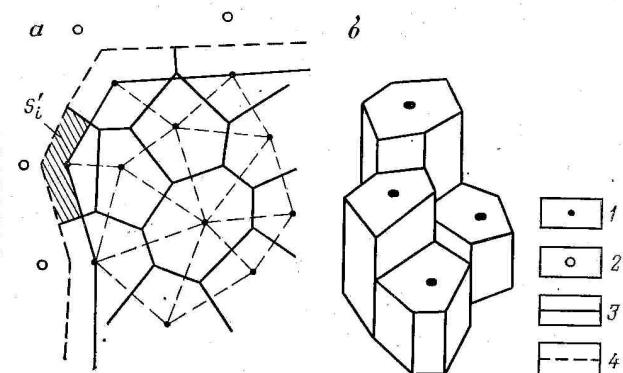
Способ многоугольников (ближайшего района) был предложен А. К. Болдыревым в 1914 г. и применяется при подсчете запасов месторождений, разведанных по неправильной разведочной сети. В настоящее время он имеет очень ограниченное применение в связи со значительным объемом построений и вычислений, а также с рядом других недостатков, отмеченных ниже.

Сущность способа состоит в следующем. Вокруг каждой разведочной выработки строят многоугольник, все точки которого являются более близкими к данной выработке, чем ко всем остальным, ее окружающим. Площадь многоугольника называют ближайшим районом и на нее распространяют значения оценок мощности, содержания и плотности полезного ископаемого, полученные по выработке. Многоугольники строят следующим образом.

Соединяют на плане прямыми линиями точки встречи разведочных выработок (скважин) с залежью полезного ископаемого, в результате чего получают систему треугольников (рис. 104, а). Далее все стороны треугольников делят пополам и в точках деления

Рис. 104. К подсчету запасов по способу многоугольников (по В. И. Смирнову):

а — участок подсчетного плана; б — схема преобразования залежи в группу сомкнутых прямых многограных призм; 1 —рудные скважины; 2 —безрудные скважины; 3 —внутренний контур; 4 —внешний контур



восставляют к ним перпендикуляры. Перпендикуляры продолжают до пересечения с соседними, в результате вокруг каждой выработки получают многоугольник.

Сложная форма залежи таким образом преобразуется в группу сомкнутых прямых многограных призм с многоугольниками в основании (рис. 104, б). Высота каждой призмы равна вертикальной мощности по выработке, расположенной внутри многоугольника.

Запасы полезного ископаемого и полезного компонента вычисляют по формулам

$$Q = \sum_1^n s_i m_i d_i;$$

$$P = \sum_1^n s_i m_i d_i c_i,$$

где  $s_i$  — площадь многоугольника, измеряемая на плане планиметром;

$m_i$ ,  $d_i$ ,  $c_i$  — оценки вертикальной мощности, плотности полезного ископаемого и содержания компонента по выработке.

Если плотность полезного ископаемого постоянна, то формулы принимают вид

$$Q = d_{cp} \sum_1^n s_i m_i; \quad (\text{VII.10})$$

$$P = d_{cp} \sum_1^n s_i m_i c_i, \quad (\text{VII.11})$$

где  $d_{cp}$  — средняя плотность полезного ископаемого в пределах участка подсчета запасов.

Запасы в межконтурной полосе подсчитывают обычно отдельно от запасов во внутреннем контуре, поскольку их относят к более низким категориям разведанности. В этом случае подсчет за-

пасов в межконтурной полосе выполняют по следующим формулам:

$$Q_{mk} = d_{cp} \sum_1^n \left( s_i' \frac{m_i}{2} \right); \quad P_{mk} = d_{cp} \sum_1^n \left( s_i' \frac{m_i}{2} c_i \right),$$

где  $s_i'$  — часть площади многоугольника вокруг крайней рудной выработки, заключенная между внутренним и внешним контурами (на рис. 104, а, заштрихована);

$m_i$  — мощность по крайней рудной скважине.

Можно показать, что способ многоугольников представляет собой как бы вариант способа среднего арифметического, в котором оценки средней мощности и среднего содержания вычисляются как средневзвешенные на площади многоугольников по формулам

$$m_{B3} = \frac{\sum_1^n s_i m_i}{\sum_1^n s_i} \quad \text{и} \quad C_{B3} = \frac{\sum_1^n s_i m_i c_i}{\sum_1^n s_i m_i}.$$

Умножим и разделим (VII.11) на  $\sum s_i m_i \sum s_i$ , тогда

$$P = d_{cp} \frac{\sum_1^n s_i m_i c_i}{\sum_1^n s_i m_i} - \frac{\sum_1^n s_i m_i}{\sum_1^n s_i} \sum_1^n s_i = S m_{B3} d_{cp} C_{B3}.$$

Здесь

$$S = \sum_1^n s_i; \quad m_{B3} = \frac{\sum_1^n s_i m_i}{\sum_1^n s_i}; \quad C_{B3} = \frac{\sum_1^n s_i m_i c_i}{\sum_1^n s_i m_i}.$$

Аналогично можно преобразовать и (VII.10).

Как было показано в гл. VI и уже неоднократно подчеркивалось, взвешивание какого-либо показателя  $X$  на любой другой показатель  $Y$  может быть эффективным только в том случае, если средневзвешенная оценка показателя является состоятельной и объем разведочной выборки достаточно велик ( $n \geq n_0$ ). Это положение в полной мере относится и к случаю взвешивания значений мощности или содержания на площади многоугольников.

Приведенные выше преобразования и общие положения статистической теории эффективного применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок параметров запасов позволяют утверждать, что способ многоугольников будет давать уточнение оценки запасов только в том случае, если между значениями мощности и содержания по выработкам, с одной стороны, и площадями многоугольников, с другой, будет существовать корреляция и количество выработок будет не менее  $n_0$ .

В гл. VI показано, что корреляция между мощностью залежи и параметрами разведочной сети (площадями многоугольников) будет существовать лишь в том случае, когда разведочные выработки будут группироваться в местах раздузов или утонений залежи полезного ископаемого. Аналогично для корреляции содержания с площадями многоугольников выработки должны группироваться в местах высоких или низких концентраций оруденения.

Таким образом, для эффективного применения способа многоугольников разведочные выработки должны группироваться в местах раздузов (высоких концентраций оруденения) или в местах утонений залежи (низких концентраций оруденения) и количество разведочных выработок должно быть не менее  $n_0$ .

Способ требует также знания вертикальных мощностей по выработкам, поэтому при заметных зенитных и азимутальных искривлениях скважин и сложной форме залежей определение вертикальных мощностей по скважинам становится затруднительным или практически невозможным. Таким образом, при зенитных и азимутальных искривлениях скважин (что наблюдается при больших глубинах залегания полезного ископаемого) применять способ многоугольников не следует, так как он будет давать заметные погрешности в оценках цифр запасов.

Приведенные данные дополняют условия, ограничивающие применение способа на практике [132, 138, 165].

Сведения о других способах подсчета запасов можно найти в пособиях [132, 137, 165].

## 8. Комбинирование и выбор способов подсчета запасов

В некоторых случаях подсчет запасов месторождений производят комбинированием рассмотренных выше способов. Необходимость такого применения способов подсчета запасов вызывается различиями в системе разведки и расположения разведочных и горных выработок на разных участках и горизонтах месторождения, а также в некоторой степени различиями в форме и условиях залегания тел полезного ископаемого.

Комбинирование способов подсчета запасов может быть двояким. Во-первых, запасы в различных частях месторождения в связи с изменением системы разведки и расположения разведочных выработок могут быть подсчитаны двумя или несколькими различными способами. Так, например, запасы верхней части месторождения, разведанные скважинами по профильным линиям, могут быть подсчитаны способом вертикальных разрезов, а запасы нижней части, разведанные скважинами и горными выработками на разных горизонтах — способом горизонтальных разрезов. Во-вторых, подсчет запасов части или всего месторождения в целом может быть произведен комбинацией двух способов. Так, например, выделение блоков для подсчета запасов может быть выполнено по способу геологических блоков, а подсчет запасов в пределах каждого выделенного блока — способом вертикальных разрезов или много-

угольников (при группировке выработок в максимумах или минимумах поверхностей изменения мощности и содержания полезного компонента). Наиболее часто в комбинации с другими применяют способ разрезов.

Выбор того или иного способа подсчета запасов связан главным образом с системой разведки данного месторождения и расположением разведочных и горных выработок. Так, например, при расположении разведочных выработок, пересекающих залежь полезного ископаемого, в вертикальных параллельных или непараллельных плоскостях наиболее целесообразно производить подсчет запасов способом вертикальных разрезов. При разведке месторождения системой штреков и восстающих, вскрывающих залежи на полную мощность, наиболее целесообразным будет способ эксплуатационных блоков и т. д.

А. П. Прокофьев [132, 138] иллюстрирует возможность применения тех или иных способов подсчета запасов (табл. 25). Необхо-

Группа месторождений	Тип разведочных работ	Способ подсчета запасов		
		разрезов	геологических блоков	эксплуатационных блоков
I	Разведка буровыми скважинами: по линиям . . . . .	+	—	—
	по сетке . . . . .	+	+	—
II	Разведка буровыми скважинами: по линиям . . . . .	+	—	—
	по сетке . . . . .	+	+	—
	Разведка горными выработками на определенных горизонтах: без нарезки эксплуатационных блоков . . . . .	+	+	—
	с нарезкой таковых . . . . .	—	—	+
III	Разведка горными выработками на определенных горизонтах: без нарезки эксплуатационных блоков . . . . .	—	—	—
	с нарезкой таковых . . . . .	+	+	—
	Разведка буровыми скважинами: по линиям . . . . .	+	—	—
	по сетке . . . . .	+	+	—
IV	Разведка горными выработками: без нарезки эксплуатационных блоков . . . . .	+	+	—
	с нарезкой таковых . . . . .	—	—	+

димо, однако, иметь в виду, что эта таблица определяет лишь общий подход к выбору способа подсчета запасов. В реальных условиях разведки различных месторождений возможны те или иные отступления от рекомендаций таблицы, определяемые особенностями разведки и геологического строения месторождения.

Таким образом, если выбор способа подсчета запасов связан в основном с системой разведки и расположением разведочных выработок, то выбор вида оценок параметров запасов связан с геолого-статистическими особенностями месторождения, отражающими его генезис.

## 9. Погрешности подсчета запасов

Подсчет запасов всегда производится с той или иной погрешностью, величина которой зависит, с одной стороны, от сложности геологического строения и изменчивости показателей месторождения (мощности, содержания, плотности полезного ископаемого, прерывистости оруденения) и, с другой — от детальности и качества геологоразведочных работ. Особенно заметное влияние на точность подсчета запасов рудных месторождений оказывают погрешности оконтуривания промышленных участков и определения оценок среднего содержания компонента в подсчетных блоках.

Точность подсчета запасов имеет большое значение на всех стадиях промышленного освоения и эксплуатации разведенного месторождения. На стадии проектирования горного предприятия точность подсчета запасов руды и металла, а также оценок среднего содержания металла в руде и геометрических параметров рудных тел определяет правильность расчетов кондиций, принимаемых проектных решений и в целом эффективность капитальных вложений.

При эксплуатации месторождения точность подсчета запасов влияет на точность учета потерь, разубоживания и полноты извлечения полезного ископаемого из недр. Преувеличенные оценки среднего содержания металла и запасов руды создают впечатление больших и никак не объяснимых потерь и разубоживания. Преуменьшение оценок по разведочным данным таит в себе другую опасность — возможность бесконтрольной и бесхозяйственной эксплуатации недр.

Вопросам промышленно-экономического значения точности подсчета запасов и экономической эффективности геологоразведочных работ посвящено значительное число исследований. Авторы работ придают первостепенное значение точности разведенных запасов и оценок их параметров. З. Б. Алборов [4] отмечает, что часто в результате изменения данных подсчета запасов приходится менять проектные решения, а поэтому необходимо, чтобы в геологических отчетах производилось определение точности оценок параметров запасов с указанием пределов их возможных колебаний. Он приводит пример, когда уточнение запасов по одному из полиметаллических месторождений вызвало значительное изменение расчет-

ных экономических показателей: содержание металлов в руде увеличилось на 10%, окупаемость капитальных затрат снизилась с 17,2 до 9,4 лет, рентабельность возросла с 6,7 до 16,7%.

Разведанность месторождения и достоверность его запасов в настоящее время оцениваются с точки зрения выполнения требований Инструкции по применению классификации запасов к данному виду минерального сырья. Так, например, отнесение запасов к той или иной категории определяется расстояниями между разведочными выработками, степенью изученности качества сырья и некоторыми другими требованиями. Подготовленность запасов месторождения для промышленного освоения определяется соотношением балансовых запасов категорий А, В, С<sub>1</sub>.

Однако, чтобы иметь представление о действительной достоверности оценок запасов и их параметров, этого недостаточно. Для решения целого ряда производственных задач и совершенствования методики разведки необходимо знать погрешности этих оценок.

При определении погрешностей оценок запасов и их параметров приходится решать три главные задачи: а) выбирать модели распределений исходных геологоразведочных данных и оценок параметров запасов; б) выбирать модели изменчивости показателей месторождения (мощности, содержания) и в) решать вопрос о наличии или отсутствии корреляции между этими показателями. Все эти задачи решаются методами теории вероятностей и математической статистики на основе исходной геологоразведочной информации.

Как отмечает А. Б. Каждан [55], если на данной стадии разведки достаточно иметь оценки запасов и параметров по отдельным подсчетным блокам и их вероятные погрешности, то с максимальным эффектом для решения задачи могут быть использованы статистические модели и методы. Применение более сложных геостатистических моделей и методов может быть оправдано, если геологоразведочные работы имеют целью изучение пространственных закономерностей изменения свойств полезного ископаемого и плотность точек наблюдений позволяет решать эту задачу.

Известно, что наличие автокорреляции между соседними значениями показателя месторождения в разведочной выборке при использовании классических формул и методов математической статистики приводит к появлению систематических погрешностей. В частности, дисперсии и погрешности оценок при этом оказываются несколько завышенными. Однако применение специальных приемов позволяет учесть при вычислениях влияние автокорреляции.

Аналогичным образом можно учесть и влияние корреляции между двумя какими-либо показателями (мощностью, содержанием).

Погрешность оценки запасов полезного компонента может быть определена из выражения [70, 153]

$$\hat{\sigma}_P = \pm t \hat{P} \sqrt{\left(\frac{\hat{\sigma}_s}{\hat{S}}\right)^2 + \left(\frac{\hat{\sigma}_m}{m_{cp}}\right)^2 + \left(\frac{\hat{\sigma}_d}{d_{cp}}\right)^2 + \left(\frac{\hat{\sigma}_c}{C_{cp}}\right)^2}, \quad (VII.12)$$

где  $t$  — параметр распределения, которому приближенно следует оценка запасов компонента  $\hat{P}$ , соответствующий вероятности  $\Phi(t)$ ;

$\hat{S}$ ,  $m_{cp}$ ,  $d_{cp}$ ,  $C_{cp}$  — оценки площади промышленного контура залежи и средних значений мощности, плотности руды и содержания компонента по результатам разведочных работ и опробования;

$\hat{\sigma}_s$ ,  $\hat{\sigma}_m$ ,  $\hat{\sigma}_d$ ,  $\hat{\sigma}_c$  — средние квадратические погрешности соответствующих оценок.

В относительном выражении погрешность (VII.12) имеет вид

$$\sigma'_P = \pm 100t \sqrt{\left(\frac{\hat{\sigma}_s}{\hat{S}}\right)^2 + \left(\frac{\hat{\sigma}_m}{m_{cp}}\right)^2 + \left(\frac{\hat{\sigma}_d}{d_{cp}}\right)^2 + \left(\frac{\hat{\sigma}_c}{C_{cp}}\right)^2} \%$$

Погрешности  $\hat{\sigma}_s$ ,  $\hat{\sigma}_m$ ,  $\hat{\sigma}_d$ ,  $\hat{\sigma}_c$  представляют собой суммарное влияние технических погрешностей и погрешностей распространения (анalogии), т. е.

$$\left. \begin{aligned} \hat{\sigma}_s &= \pm \sqrt{(\hat{\sigma}_s)_t^2 + (\hat{\sigma}_s)_{ok}^2}; \\ \hat{\sigma}_m &= \pm \sqrt{(\hat{\sigma}_m)_t^2 + (\hat{\sigma}_m)_A^2}; \\ \hat{\sigma}_d &= \pm \sqrt{(\hat{\sigma}_d)_t^2 + (\hat{\sigma}_d)_A^2}; \\ \hat{\sigma}_c &= \pm \sqrt{(\hat{\sigma}_c)_t^2 + (\hat{\sigma}_c)_A^2}, \end{aligned} \right\} \quad (VII.13)$$

где  $(\hat{\sigma}_s)_t$ ,  $(\hat{\sigma}_m)_t$ ,  $(\hat{\sigma}_d)_t$ ,  $(\hat{\sigma}_c)_t$  — технические погрешности определения соответственно площади промышленного контура, мощности, плотности руды и содержания компонента;  $(\hat{\sigma}_s)_{ok}$  — погрешность определения промышленного контура;  $(\hat{\sigma}_m)_A$ ,  $(\hat{\sigma}_d)_A$ ,  $(\hat{\sigma}_c)_A$  — погрешности распространения оценок средних значений мощности, плотности руды и содержания компонента на объем подсчетного блока.

Технические погрешности могут быть определены на основании сравнения результатов обычных измерений с результатами более точных методов (замер мощности в горных выработках, повторное определение содержания в контрольной лаборатории и т. д.). При наличии многократных измерений или определений одной и той же величины технические погрешности могут быть получены по известным формулам теории погрешностей измерений.

Технические погрешности значительно меньше погрешностей распространения, особенно на месторождениях с высокой изменчивостью показателей. Они оцениваются следующими величинами [132]:

1. Погрешность определения плотности руды, по данным И. С. Васильева, инструкции ГГРУ и другим источникам, состав-

ляет 5%; по данным А. А. Кренига, А. А. Розина, К. Л. Пожарского, она достигает 10%.

2. Погрешность составления маркшейдерских планов и измерения на них площадей контуров составляет 2—4%.

3. Погрешность замеров мощностей в горных выработках, по данным И. С. Васильева, Д. А. Казаковского [58], оценивается в 2—3%; по данным А. А. Кренига, А. А. Розина, К. Л. Пожарского, для жил она составляет 2—10%. Погрешность определения мощности в скважинах многими авторами и в руководстве [110] оценивается 8—16%; а по данным А. А. Кренига и др., она может достигать 20—30%, особенно для маломощных и сложного строения залежей.

4. Допустимые средние случайные погрешности химических анализов руд черных, цветных и редких металлов, согласно действующим инструкциям по применению классификации запасов, колеблются в пределах 1—20%, а для ртути, ванадия при низком их содержании в руде достигают 30%. Наибольшие погрешности относятся к рудам с низким содержанием компонента.

Погрешности распространения (анalogии) являются следствием того, что значения показателя, определенные в точках наблюдений, распространяют на некоторые площади и объемы, прилегающие к точкам. Эти площади и объемы называют площадями и объемами влияния. Погрешности распространения (анalogии) оценок параметров запасов имеют ту же природу, поскольку значение оценки распространяется на подсчетный блок.

Если данные замеров мощности и опробования получены в достаточно удаленных друг от друга точках, представляющих не слишком густую разведочную сеть, и автокорреляция между соседними значениями показателя в разведочной выборке практически отсутствует, то для определения средней квадратической погрешности оценки параметра запасов может быть использована известная из математической статистики формула

$$\hat{\sigma}_x = \pm \frac{\hat{V}_x}{\sqrt{n}} \%, \quad (\text{VII.14})$$

где  $\hat{V}_x$  — коэффициент вариации показателя, %;  
 $n$  — число точек наблюдений.

При этом формула (VII.12) преобразуется к виду

$$\hat{\sigma}_p = \pm \frac{t}{\sqrt{n}} \sqrt{n \hat{V}_s^2 + \hat{V}_m^2 + \hat{V}_d^2 + \hat{V}_c^2}, \quad (\text{VII.15})$$

где  $\hat{V}_s$  — оценка коэффициента вариации площади (суммарная относительная погрешность оконтуривания и измерения площади на плане), %;  
 $\hat{V}_m$ ,  $\hat{V}_d$ ,  $\hat{V}_c$  — оценки суммарных коэффициентов вариации мощности, плотности руды, содержания компонента по выборке с учетом технических погрешностей измерений, %.

Относительную погрешность оконтуривания можно определить методом моделирования на контурной модели месторождения [78, 126] по формуле

$$\hat{V}_s = \frac{\hat{\sigma}_n}{n_{cp}} 100\%, \quad (\text{VII.16})$$

где

$$\hat{\sigma}_n = \pm \sqrt{\frac{1}{k} \sum_{i=1}^k (n_i - n_{cp})^2},$$

$n_{cp}$  — среднее значение числа «рудных скважин» при различных вариантах наложения разведочной сетки на модель;

$n_i$  — число «рудных скважин» при данном варианте наложения сетки;

$k$  — число вариантов наложения сетки на модель.

Поскольку относительная погрешность определения площади промышленного контура выражается величиной коэффициента вариации  $V_s$  [126], в формуле (VII.15) перед первым членом под радикалом появляется множитель  $n$ .

Если между соседними значениями показателя в выборке существует автокорреляция, то такую выборку называют связной [39]. Для связных выборок дисперсия среднеарифметической оценки параметра запасов будет равна [39]

$$\hat{\sigma}_{\bar{x}}^2 = \frac{\hat{\sigma}_x^2}{n} \left[ 1 + 2 \sum_{k=1}^{n-1} \left( 1 - \frac{k}{n} \right) \hat{r}_{i,j} \right], \quad (\text{VII.17})$$

где  $\hat{\sigma}_x^2$  — выборочная дисперсия показателя;

$\hat{r}_{i,j}$  — выборочная оценка коэффициента корреляции между  $i$ -м и  $j$ -м значениями показателя в выборке, отстоящими через один, два, три и т. д. интервала между точками наблюдения.

Из формулы (VII.17) видно, что дисперсия связной выборки при  $r_{i,j} > 0$  в

$$\lambda(n) = 1 + 2 \sum_{k=1}^{n-1} \left( 1 - \frac{k}{n} \right) r_{i,j}$$

раз больше дисперсии выборки такой же численности с независимыми членами, т. е. автокорреляция снижает точность оценки параметра запасов. Для получения дисперсии оценки по выборке из  $n$  независимых членов необходимо оценку (VII.17) разделить на величину  $\lambda(n)$ . Это позволит исключить искажающее влияние автокорреляции на выборочную дисперсию.

Как уже было показано, в тех случаях, когда наблюдается корреляция между двумя показателями месторождения  $X$  и  $Y$  (например, содержанием и мощностью), оценка параметра  $X_{\text{ист}}$  должна вычисляться как средневзвешенная

$$X_{\text{вз}} = \frac{\sum x_i y_i}{\sum y_i}.$$

Таблица 26

Средняя квадратическая погрешность этой оценки в соответствии с формулами (VI.14) и (VI.14') равна

$$\hat{\sigma}_{X_{\text{вз}}} = \frac{1}{\bar{Y} \sqrt{n}} \sqrt{\bar{X}^2 \bar{Y}^2 + X_{\text{вз}} (\bar{X}_{\text{вз}} \bar{Y}^2 - 2 \bar{X} \bar{Y}^2)}.$$

Для двумерного случая коэффициент вариации

$$V_x = \frac{\sigma_x}{M\bar{X}} = \frac{\sigma_{\bar{X}} \sqrt{n}}{M\bar{X}} \quad (\text{VII.18})$$

не будет представлять адекватную характеристику случайной изменчивости показателя  $X$ , так как он не учитывает корреляции между показателями  $X$  и  $Y$  и потому является смещенной статистикой. Аналогом  $V_x$  в этом случае будет двумерная характеристика

$$V_{X(\text{вз})} = \frac{\hat{\sigma}_{X_{\text{вз}}} \sqrt{n}}{M\bar{X}_{\text{вз}}}. \quad (\text{VII.19})$$

Формула (VII.19) дает несмешенную величину коэффициента вариации при  $r_{x,y} \neq 0$ .

В табл. 26 приведены значения оценок  $\hat{V}_x$  и  $\hat{V}_{X(\text{вз})}$ , вычисленные по данным опробования для некоторых месторождений. Как видно из таблицы, отношение  $\hat{V}_{X(\text{вз})}/\hat{V}_x$  может быть больше и меньше единицы. Оно изменяется в довольно широких пределах и зависит от вида частных распределений содержания  $X$ , мощности  $Y$ , величины и знака коэффициента корреляции  $r_{x,y}$ . Практическое значение формулы (VII.19) возрастает с ростом объема выборки, так как при этом возрастают точность и надежность оценок  $X_{\text{вз}}$  и  $r_{x,y}$ .

Таким образом, во всех случаях, когда в качестве оценки параметра  $X_{\text{ист}}$  используется  $X_{\text{вз}}$ , оценка коэффициента вариации должна вычисляться по формуле

$$V_{X'(\text{вз})} = \frac{\hat{\sigma}_{X_{\text{вз}}} \sqrt{n}}{\bar{X}_{\text{вз}}}.$$

При асимметричных распределениях, каковыми являются большинство распределений показателей месторождений, серьезную проблему при вычислении погрешностей оценок параметров запасов (и вообще оценок моментов распределения) представляет смещение модальных значений оценок. Как показано в гл. VI, при асимметричных распределениях разведочных данных оценки  $\bar{X}$  смещена относительно математического ожидания. Аналогичная картина наблюдается и для оценок стандартного отклонения, дисперсии и коэффициента вариации показателя, если его распределение существенно асимметрично и объем выборки небольшой [75].

В табл. 27 приведены результаты экспериментальных исследований, выполненных на цифровых моделях распределений разведочных данных по ряду золоторудных, редкометальных и других

Месторождение	Генеральные коэффициенты вариации		Генеральный коэффициент корреляции $r_{x,y}$	$\hat{V}_{X(\text{вз})}$	$\frac{\hat{V}_{X(\text{вз})}}{V_x}$
	содержание $V_x$	мощность $V_y$			
Золоторудное	0,55 0,55	0,88 0,88	0,180 0,367	0,475 0,482	0,86 0,88
Медно-молибденовое	0,85 0,85	0,85 0,85	0,177 0,268	0,74 0,75	0,87 0,88
Ртутное	1,53 1,53 1,53 1,53	0,54 0,54 0,54 0,54	0,140 0,269 -0,164 -0,249	1,64 1,80 1,35 1,17	1,06 1,17 0,88 0,76
Золоторудное	3,74 3,74	0,85 0,85	0,126 -0,102	4,13 3,01	1,12 0,81
Железорудное	0,12 0,12	0,64 0,64	0,279 0,373	0,10 0,09	0,83 0,74
Медноколчеданное	0,73 0,51	0,90 1,17	-0,303 -0,426	1,16 0,45	1,58 0,88

месторождений с применением ЭВМ [92]. По выборкам из моделей с различными законами распределений содержания  $X$  и мощности рудных тел  $Y$  вычислены оценки стандартных отклонений содержания  $\hat{\sigma}_x$ , мощности  $\hat{\sigma}_y$  и отношения  $K = \frac{\hat{\sigma}_m}{\hat{\sigma}_r}$ , где  $\hat{\sigma}_m$  — модальное значение оценок  $\hat{\sigma}_x$ ,  $\hat{\sigma}_y$ ,  $\hat{\sigma}_r$  — генеральное значение стандартного отклонения показателя  $X$  или  $Y$ .

Как видно из табл. 27, при асимметричных распределениях и малых объемах выборок отношения  $K$  оказываются намного меньше единицы. Так, при  $V_x > 160\%*$  и  $n \leq 10$  значения  $K$  достигают всего 0,10—0,25, при  $V_x < 60\%-80\%$   $K$  находится в пределах 0,6—0,9 и с ростом объема выборки приближается к единице.

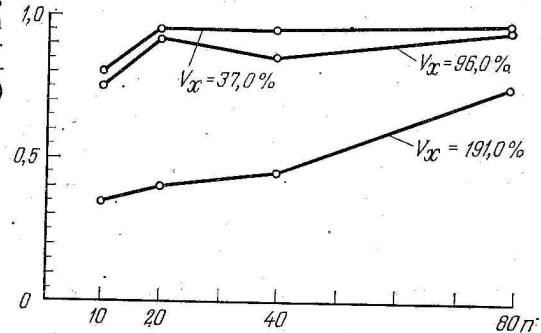
\* Как уже отмечалось, при асимметричных распределениях коэффициент вариации связан с асимметрией и может быть использован в качестве меры асимметрии.

Таблица 27

№ модели	Вид частных распределений содержания $f(x)$ , мощности $\varphi(y)$	Генеральные характеристики модели		Значения отношения $K = \frac{\sigma_m}{\sigma_r}$ при объемах выборки			
		$\sigma_{x_r}$	$V_{x_r}$	$n=3$	$n=4$	$n=6$	$n=10$
$\sigma_{y_r}$	$V_{y_r}$						
1		0,43 0,13	0,56 0,95	0,47 0,28	0,65 0,48	0,65 0,48	0,84 0,48
3		1,37 0,48	2,63 0,47	0,02 0,21	0,02 0,64	0,02 0,64	0,02 0,64
5		0,60 0,11	1,61 0,89	0,08 0,41	0,25 0,41	0,25 0,68	0,25 0,68
8		0,18 5,84	0,88 0,10	0,33 0,60	0,55 0,60	0,78 0,77	1,00 0,94
11		8,81 11,55	0,14 0,65	0,34 0,43	0,34 0,43	0,34 0,78	0,57 0,95
20		0,53 0,36	0,24 0,30	0,47 0,42	0,66 0,69	0,66 0,69	0,66 0,97

Аналогичные результаты получаются и в том случае, если вычислить отношение  $\Psi = \frac{\hat{\sigma}_x}{\sigma_r}$ , построить распределение случайной величины  $\Psi$  и найти ее модальное значение  $Mo(\Psi)$ . Из рис. 105 видно, что значения  $Mo(\Psi)$  уменьшаются с уменьшением объема выборки  $n$  и возрастанием асимметрии ( $V_r$ ) распределения разведочных данных.

Рис. 105. Кривые изменения моды  $Mo(\Psi)$  в зависимости от объема выборки и асимметричности распределения данных опробования ( $V_r$ )



Смещенность модальных значений оценок  $\hat{\sigma}_x, \hat{\sigma}_y$  приводит к смещению оценок коэффициента вариации. В табл. 28 представлены экспериментальные данные по моделям, которые показывают, что даже при больших выборках из очень асимметричных распределений наиболее вероятные (модальные) оценки коэффициентов вариации оказываются смещенными.

Данные табл. 28 представлены на рис. 106, где по оси абсцисс отложены объемы выборок, а по оси ординат — отношения модальных значений  $\hat{V}_{\text{mod}}$  по выборкам к генеральным значениям  $V_r$  каждой модели. Как видно из табл. 28, смещенность модальных значений оценок  $\hat{V}_x$  возрастает с увеличением генерального коэффициента вариации и уменьшением объема выборки. При значениях  $V_r < 1,0$  (100%) смещенность  $\hat{V}_{\text{mod}}$  проявляется не очень значительно даже при небольших объемах выборок ( $n=20—40$ ). Однако при  $V_r=1,52$  и тем более при  $V_r=3,70$  она резко возрастает,

Р. Миллер и Дж. Кан [186] отмечают, что наиболее точной оценкой коэффициента вариации является  $\hat{V}' = \hat{V} + \frac{1}{4n} \hat{V}$ . Однако поправка  $\hat{V}/4n$  при асимметричных распределениях мало что дает. Более эффективным является решение, предложенное в работе [28]. Автор показал, что при асимметричных распределениях в качестве оценки дисперсии следует принимать величину

$$\hat{\sigma}_x^2 = \frac{1}{n-3} \sum_1^n (x_i - \bar{X})^2, \quad (\text{VII.20})$$

вместо

$$\hat{\sigma}_x^2 = \frac{1}{n-1} \sum_1^n (x_i - \bar{X})^2. \quad (\text{VII.21})$$

При небольшом  $n$  оценка (VII.20) несколько больше оценки (VII.21), но с увеличением  $n$  обе оценки сближаются.

В табл. 28 приведены отношения  $\frac{\hat{V}_{\text{mod}}^*}{V_r}$ , где  $\hat{V}_{\text{mod}}^*$  — модальные значения оценки  $\hat{V}_x^*$ , вычисленной с применением (VII.20).

Таблица 28

№ модели	Объем выборки $n$	Генеральный коэффициент вариации $V_g$	Модальное значение оценки коэффициента вариации $\hat{V}_{\text{МОД}}$	$\hat{V}_{\text{МОД}} / V_g$	$\hat{V}_{\text{МОД}}^* / V_g$
1	20	0,546	0,518	0,949	1,005
	40		0,528	0,967	0,994
	50		0,539	0,987	1,010
	100		0,545	0,998	1,013
2	20	0,812	0,730	0,899	0,95
	40		0,740	0,910	0,933
	50		0,750	0,924	0,94
	100		0,760	0,939	0,955
	200		0,790	0,973	0,973
3	20	1,52	0,700	0,460	0,49
	40		0,900	0,592	0,61
	50		0,900	0,592	0,605
	100		1,100	0,742	0,748
	200		1,300	0,855	0,855
4	20	3,70	1,500	0,406	0,43
	40		1,900	0,513	0,526
	50		2,000	0,540	0,55
	100		2,200	0,595	0,607
	200		2,900	0,784	0,784

При асимметрических частных распределениях показателей  $X$  и  $Y$  ( $V_x \geq 1,0$ ;  $V_y \geq 0,8$ ) и ограниченных объемах выборки ( $n \leq 20$ —

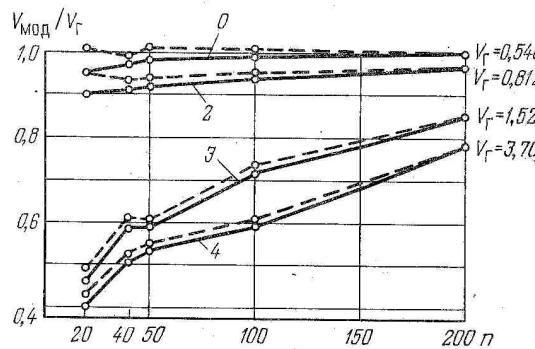


Рис. 106. Кривые изменения отношения  $V_{\text{МОД}} / V_g$  в зависимости от объема выборки  $n$  и асимметричности распределений данных опробования ( $V_g$ )

Результаты показаны на рис. 106 пунктирными линиями. Как видно из рисунка, пунктирные кривые проходят выше сплошных, проведенных сплошными линиями. Однако при очень больших  $V_x$  ( $V_x \geq 1,5$ ) смещение модальных значений  $V_g$  даже и после применения (VII.20) остается весьма существенной. Вместе с тем при  $V_x \leq 0,5$  применять формулу (VII.20) не рекомендуется, так как в этом случае существует опасность смещения оценок  $\hat{V}_x$  в сторону завышения.

Важно отметить, что смещение модальных значений оценок  $\hat{\sigma}_x$ ,  $\hat{\sigma}_y$  при асимметрических распределениях разведочных данных, как следствие, вызывает положительное смещение оценок коэффициента корреляции  $r_{x,y}$ , а это, в свою очередь, приводит к смещению критерия

$$t = \frac{\hat{r}_{x,y} \sqrt{n-2}}{\sqrt{1 - \hat{r}_{x,y}^2}},$$

используемого для проверки гипотезы  $r_{x,y}=0$  и выбора из двух конкурирующих оценок ( $X_{\text{вз}}$ ,  $\bar{X}$ ) наиболее точной.

30) распределение оценки  $\hat{\sigma}_x$  будет также асимметрично, в силу чего модальное значение  $\hat{\sigma}_x$  смещено относительно истинного значения  $\sigma_x$  в сторону занижения при положительно-асимметрических распределениях  $f(x)$ ,  $\varphi(y)$ . В связи с этим будет иметь смещение и мода оценки  $\hat{V}_{x(\text{вз})}$ , в которой используется  $\hat{\sigma}_x$ .

Для уменьшения смещения мод оценок  $\hat{\sigma}_x$  и  $\hat{V}_{x(\text{вз})}$  при очень асимметрических частных распределениях показателей  $X$  и  $Y$  рекомендуется по аналогии с (VII.20) оценку  $\hat{\sigma}_x$  вычислять по формуле

$$\hat{\sigma}'_{x(\text{вз})} = \frac{1}{\bar{Y}Vn-3} \sqrt{\bar{X}^2\bar{Y}^2 + X_{\text{вз}}(X_{\text{вз}}\bar{Y}^2 - 2\bar{XY}^2)}. \quad (\text{VII.22})$$

Формула для оценки коэффициента вариации в этом случае будет

$$\hat{V}'_{x(\text{вз})} = \frac{\hat{\sigma}'_{x(\text{вз})} \sqrt{n}}{X_{\text{вз}}}. \quad (\text{VII.23})$$

Применение формул (VII.22), (VII.23) для двумерного случая ( $r_{x,y} \neq 0$ ) позволяет уточнять значения оценок  $\hat{\sigma}_x$  и  $\hat{V}_{x(\text{вз})}$ .

Приведенные результаты показывают, что коэффициент вариации до сего времени использовался для вычисления погрешностей оценок неправильно. Формула (VII.18) в условиях существования корреляции показателей  $X$  и  $Y$  дает смещенную оценку характеристики случайной изменчивости.

Для решения практических задач разведки и оценки точности подсчета запасов необходимо знать не только величину погрешности оценки разведочного параметра, но и ее распределение. Как следует из теории и приведенных выше экспериментальных данных, при сравнительно небольших объемах разведочных выборок ( $n \leq 20-30$ ) из распределений очень асимметрических ( $V_x \geq 120-150\%$ ) распределения выборочных значений среднего и их погрешностей нормализуются медленно и могут существенно отличаться от нормального закона. Поэтому использование параметра  $t$  нормированного нормального распределения при вычислениях погрешностей оценок запасов и их параметров с заданной вероятностью  $\Phi(t)$  не обеспечивает необходимой точности.

Ниже излагается метод определения погрешностей аналогии оценок параметров запасов, основанный на использовании одномерных и двумерных цифровых моделей и ЭВМ. Метод разработан В. И. Кузьминым [98] применительно к условиям золоторудных, редкометальных и других рудных месторождений, когда автокорреляция между соседними значениями показателя в выборке отсутствует или проявляется слабо. Существование корреляции между показателями  $X$  и  $Y$  месторождения и особенности их частных распределений  $f(x)$ ,  $\varphi(y)$  не влияют на применение метода.

Для уяснения сущности метода обратимся к табл. 8. Здесь в графах 2, 6, 10, 14 приведены распределения погрешностей  $\Delta X$

Таблица 29

Классы погрешностей $\Delta X_{\text{вз}}$ , %	Вероятности классов (%) при объемах выборки			
	n=10	n=20	n=40	n=80
— (70—60)	1,3	1,5	1,0	
— (60—50)	0,5	0,5	1,0	
— (50—40)	4,5	1,0		
— (40—30)	17,0	5,0		
— (30—20)	20,2	18,5	13,0	6,0
— (20—10)	15,8	27,0	28,0	28,0
— (10—0)	11,5	14,0	19,0	26,0
0—10	6,7	4,5	13,0	14,0
10—20	4,5	8,5	11,0	16,0
20—30	2,8	7,5	3,0	2,0
30—40	1,5	3,5	6,0	2,0
40—50	2,7	0,5	1,0	
50—60	1,0	2,0	1,0	4,0
60—70	1,5	0,5	1,0	2,0
70—80	1,5	2,0		
80—90	2,3	0,5		
90—100	0,5	1,0		
100—100		0,5		
120—130	0,5	1,0		
130—140	0,5			
140—150	0,7			
150—160	0,5	0,5		
160—170	0,5			
170—180	0,3			
180—190	0,2			
190—200	0,2			
200—210		0,5		
260—270		0,5		
310—320	0,2			
390—400	0,3			
520—530	0,2			
Итого	100	100	100	100

В табл. 29 приведены результаты исследований, выполненных на модели редкометального месторождения ( $V_{X(\text{вз})}=199\%$ ,  $V_y=-64\%$ ,  $r_{x,y}=0,160$ ). Распределения содержания и мощности отличаются выраженной положительной асимметрией. В графах 2, 3, 4, 5 даны эмпирические вероятности погрешностей  $\Delta X_{\text{вз}}$  соответствующих классов при различных объемах выборки.

Пусть среднее содержание на месторождении вычислено по 40 пробам и необходимо указать его погрешность с вероятностью 95%. Анализируя графу 4, устанавливаем, что вероятности 95% отвечают границы классов от —(30—20) до (50—60) %. Следова-

тельно, среднее содержание с вероятностью 0,95 определено с погрешностями —30—+60%, а истинное среднее содержание в блоке находится с той же вероятностью в интервале

$$X_{\text{вз}} - 0,3X_{\text{вз}} \leq X_{\text{ист}} \leq X_{\text{вз}} + 0,6X_{\text{вз}}.$$

Важно подчеркнуть, что в связи с асимметричностью распределений погрешностей  $\Delta X$  и  $\Delta X_{\text{вз}}$  заданную вероятность необходимо «набирать» в соответствующей графе таблицы, начиная с наибольшего ее значения и постепенно переходя к классам, имеющим меньшие вероятности. Так, например, чтобы получить заданную вероятность 95%, суммирование вероятностей в графе 4 табл. 29 необходимо производить в следующей последовательности: 28,0+19,0+13,0+13,0+11,0+3,0+6,0+1,0+1,0=95.

Изложенный метод не требует каких-либо предположений о законах распределения выборочных средних и их погрешностей. Он полностью основан на эмпирических распределениях исходных данных и вычисляемых по ним оценок, а потому наиболее полно учитывать геолого-статистические особенности конкретного месторождения. В этом его несомненное достоинство. Другие положительные стороны метода цифровых моделей были отмечены ранее. Метод позволяет также определять объем разведанной выборки, обеспечивающий заданную точность оценки параметра запасов с заданной вероятностью [98].

Иной подход к решению проблемы количественной оценки разведенности запасов описан в работе (51). В количестве оценок степени разведенности запасов авторы рассматривают погрешность геометризации и погрешности оценок среднеблочных содержаний полезных компонентов.

Погрешность геометризации характеризует достигнутую детальность изучения условий залегания, формы, строения и пространственного размещения залежей полезного ископаемого. Она в общем случае вычисляется по предложенной авторами формуле

$$\delta = \frac{\sigma}{K_p \bar{M}} (1 + \bar{n}),$$

где  $\sigma$  — стандарт мощности залежи, связанный с высокочастотными гармониками, периоды которых меньше принятого шага разведочной сети;

$K_p$  — коэффициент рудоносности;

$\bar{M}$  — средняя мощность рудной залежи;

$\bar{n}$  — среднее число безрудных интервалов в разведочных пересечениях.

Величину  $\sigma$  авторы предлагают вычислять по спектральной плотности дисперсий.

Авторы считают, что погрешности подсчета запасов руды и компонента как оценки разведенности месторождения имеют меньшее значение, чем указанные выше погрешности геометризации и оценок среднеблочных содержаний компонента.

## 10. Оформление отчета о подсчете запасов

Требования к построению, содержанию и оформлению отчетов о проведенных геологоразведочных работах с подсчетом запасов изложены в Инструкции о порядке внесения, содержания и оформления материалов по подсчету запасов рудных и нерудных полезных ископаемых, представляемых для утверждения в Государственную комиссию по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ) и территориальные комиссии по запасам полезных ископаемых (ТКЗ).

В ней указываются все основные разделы отчета и наиболее важные вопросы, которые должны быть изложены в каждом из них; перечисляются графические материалы, подсчетные таблицы, исходная геологическая документация; даются рекомендации по их расположению и оформлению для достижения ясности, наглядности и удобочитаемости.

Материалы по подсчету запасов должны содержать необходимые исходные и промежуточные данные для проверки всех операций подсчета без участия авторов. В тексте отчета должны быть даны характеристика месторождения; описание всех произведенных на нем геологических, разведочных, геофизических, гидрогеологических, инженерно-геологических, горноэксплуатационных, технологических работ и их результатов; обоснование подсчета запасов; геолого-промышленная оценка месторождения и его перспектив.

Построение отчета должно отвечать следующей схеме:

введение;  
общие сведения о месторождении;  
геологическая характеристика района;  
геологическое строение месторождения;  
описание геологоразведочных работ;  
гидрогеологическая и инженерно-геологическая характеристики месторождения;  
качественная и технологическая характеристики полезного ископаемого;  
условия эксплуатации месторождения;  
подсчет запасов;  
прочие полезные ископаемые;  
эффективность геологоразведочных работ;  
заключение.

Изложение разделов отчета должно быть достаточно полным, ясным и логичным. Однако их не следует перегружать излишними сведениями, повторениями и деталями, не имеющими прямого отношения к содержанию раздела. Как отмечает И. Д. Коган [63], практика рассмотрения геологических отчетов с подсчетом запасов в ГКЗ показывает, что в ряде случаев требования инструкции не выполняются, отчеты отличаются исключительной громоздкостью, непродуманностью расположения фактического материала,

большим объемом. В последние годы ГКЗ обращает серьезное внимание на качество изложения, оформление отчетов и необходимость сокращения их объемов.

## 11. Классификация запасов по степени изученности

Классификация запасов устанавливает единые принципы подсчета и учета запасов полезных ископаемых в недрах и разделения их на группы и категории в зависимости от подготовленности для промышленного освоения. В соответствии с действующей классификацией, утвержденной в 1960 г., запасы твердых полезных ископаемых по их народнохозяйственному значению разделяются на две группы, которые подлежат различному подсчету, утверждению и учету в недрах: балансовые запасы, промышленное использование которых в настоящее время экономически целесообразно; залежи, использование которых в народном хозяйстве в настоящее время экономически нецелесообразно в связи с их небольшим количеством, низким содержанием ценных компонентов, малой мощностью залежей, особой сложностью условий разработки или необходимостью применения очень сложных технологических процессов извлечения и переработки, но которые в будущем могут иметь промышленное значение.

По степени разведенности и изученности технологических свойств минерального сырья и горнотехнических условий разработки запасы месторождений разделяются на четыре категории — А, В, С<sub>1</sub>, С<sub>2</sub>, характеризующиеся следующими требованиями.

Категория А — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей полное выяснение условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого; полное выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их соотношения и пространственного положения; выделение и оконтуривание безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого и природных факторов (гидрогеологических, инженерно-геологических и др.), определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ. Контур запасов полезных ископаемых определен скважинами или горными выработками.

Категория В — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение основных особенностей условий залегания, формы и характера строения тел полезного ископаемого; выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья и закономерности их распределения, без точного отображения пространственного положения каждого типа; выяснение соотношения и характера безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого без точного их оконтуривания; выяснение качества полезного ископаемого, основных его технологических свойств, природных факторов, определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ. Контур запасов определен по данным разведочных выработок с включе-

нием при устойчивой мощности и выдержанном качестве полезного ископаемого ограниченной зоны экстраполяции.

Категория С<sub>1</sub> — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение в общих чертах условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого; выяснение в общих чертах природных типов промышленных сортов полезного ископаемого и его качества и технологических свойств; установление в общих чертах природных факторов, определяющих условия ведения горноэксплуатационных работ. Контур запасов определен на основании разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным.

Категория С<sub>2</sub> — запасы, предварительно оцененные; условия залегания, форма и распространение тел полезного ископаемого определены на основании геологических и геофизических данных, подтвержденных вскрытием полезного ископаемого в отдельных точках, либо по аналогии с изученными участками; качество полезного ископаемого определено по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведанных участков.

Из сопоставления приведенных требований и условий видно, что к категориям А, В, С<sub>1</sub> относятся запасы, разведанные и изученные в различной степени, а к категории С<sub>2</sub> — предварительно оцененные. На разных месторождениях, имеющих различную сложность строения и изменчивость основных показателей при одинаковой плотности разведочной сети, могут быть различные категории запасов, точно так же как и для разных участков одного месторождения, разведенных с различной детальностью.

Каждая категория запасов определяется комплексом указанных выше требований, и несоответствие одному из них не позволяет относить запасы к той категории, которой удовлетворяют они по другим требованиям.

## Глава VIII

### МАРКШЕЙДЕРСКИЙ УЧЕТ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### 1. Задачи учета запасов

Одной из основных задач геолого-маркшейдерской службы горных предприятий является учет запасов полезного ископаемого. Учет запасов производится систематически с первого дня работы горного предприятия и имеет целью определение количества запасов полезного ископаемого по отдельным его сортам и степени подготовленности к добыче на любой момент работы предприятия для установления обеспеченности запасами на предстоящее время. Данные учета служат основой для планирования горных работ, анализа деятельности горного предприятия и его реконструкции.

Учет запасов проводится раздельно по блокам, этажам, рудным залежам, т. е. он имеет пространственную привязку. В про-

цессе эксплуатации месторождения запасы из забалансовых могут быть переведены в балансовые. Так, в Криворожском бассейне при проектировании открытых горных работ в балансовые переводятся руды с содержанием железа 36—20%, в то время как при подземной добыче руд минимальное промышленное содержание равно 46%.

#### 2. Промышленная классификация запасов

Для характеристики подготовленности месторождения к очередным этапам горных работ на горных предприятиях производится промышленное классифицирование запасов. В зависимости от наличия и характера проведенных выработок из общего количества балансовых запасов выделяются вскрытые, а из вскрытых — подготовленные и готовые к выемке.

При подземной разработке вскрытые являются такие запасы, для последующей разработки которых проведены основные выработки (стволы, штольни, квершлаги), открывающие доступ к месторождению. Для отнесения запасов к вскрытым один из контактов залежи (висячий или лежачий бок) должен быть вскрыт основной горной выработкой. Вскрытые запасы оконтуриваются: по восстанию — от горизонта квершлага или штольни до выклинивания залежи или до вышележащего горизонта; по простиранию — до выклинивания залежи или в пределах границ шахтного поля; вкрест простирания — в пределах всей мощности залежи, а для залежей с пологим и горизонтальным залеганием — в пределах границ шахтного поля.

Подготовленным относится часть вскрытых запасов полезного ископаемого, нарезанных на этажи и эксплуатационные блоки, в которых проведены все предусмотренные проектом горизонтальные, вертикальные и наклонные подготовительные выработки.

Готовыми к выемке считаются запасы тех подготовленных блоков, где проведены нарезные выработки, предусмотренные принятой системой разработки. Так, например, при системе подэтажных штреков такими выработками являются подэтажные штреки и орты, скреперные орты, блоковые и рудоспускные гезенки, аккумулирующие выработки; при системе естественного и принудительного этажного обрушения — выработки горизонтов грохочения и подсечки, отрезные гезенки, штреки, орты, буровые скважины. Очистная выемка готовых запасов возможна в любое ближайшее время.

Запасы полезных ископаемых в межкамерных, надштрековых, подштрековых и других эксплуатационных целиках переводятся в категорию готовых к выемке лишь после погашения пустот в отработанных элементах блока, проведения нарезных выработок и выполнения других работ, предусмотренных проектом.

Кроме названных видов из вскрытых могут быть выделены запасы охранных целиков, а из готовых — запасы временно неак-

тивные. В охранные целики выделяются и временно консервируются запасы, массив которых необходим для предохранения от деформаций и нарушений земной поверхности, горнотехнических, промышленных сооружений и природных объектов. Границы и запасы охранных целиков рассчитываются маркшейдерской службой рудника и утверждаются Госгортехнадзором.

К временно неактивным относятся запасы целых или части подготовленных блоков, выемка которых задерживается из-за отставания горных работ на параллельных и соседних залежах, наличия непогашенных пустот в соседних блоках, необходимости соблюдения установленной проектом очередности отработки блоков и правил безопасности горных работ.

При открытой разработке рудных месторождений положения промышленной классификации запасов распространяются на ту часть месторождения, в пределах которой произведены вскрышные работы, пройдены въездная траншея, дренажные выработки и выполнены горно-капитальные работы, предусмотренные техническим проектом.

Вскрытые запасы подсчитываются в пределах массива месторождения, ограниченного: сверху — поверхностью залежи; с боков — с одной стороны — обнаженной поверхностью откосов уступов, а с другой — границами залежи; снизу — горизонтом подошвы въездной траншеи.

Подготовленными является часть вскрытых запасов уступов, для разработки которых выполнены все горно-подготовительные работы (пройдены разрезные траншеи, водоотливные выработки, окончена довскрыша залежи). Подготовленные запасы ограничены: сверху — поверхностью залежи, освобожденной от покрывающих пород; с боков — со стороны добывчих работ — обнаженными поверхностями откосов уступов, со стороны массива месторождения — поверхностями, построенными от границ верхней обнаженной поверхности залежи под углами проектных уступов; снизу — горизонтом подошвы нижнего уступа, для которого выполнены все горно-подготовительные работы.

Готовыми к выемке служит часть подготовленных запасов, для разработки которых проведены предусмотренные проектом выработки. Готовые к выемке запасы ограничены: сверху — верхней обнаженной поверхностью уступа за пределами ширины рабочей площадки; сбоку, со стороны добывчих работ — обнаженной поверхностью уступа; со стороны массива месторождения — поверхностью проектного откоса уступа, построенной от границ рабочей площадки вышележащего уступа; снизу — горизонтом подошвы уступа.

В отдельных случаях практики к готовым к выемке относятся обуренные и взорванные запасы уступа.

Классификация запасов руд по степени подготовленности к добыче на карьерах приведена в работе [1].

Выделение запасов по степени подготовленности регламентируется соответствующими инструкциями. Одной из последних яв-

ляется Инструкция по определению и учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых на горных предприятиях МЧМ ССР [46].

### 3. Нормы подготовленности запасов

Для успешной деятельности горных предприятий необходимы определенные количества подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых. При подземной и открытой разработке месторождений полезных ископаемых количество вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов на любой момент времени должно обеспечить развитие горных работ, выполнение государственного плана по добыче и поставке сырья потребителям. Необеспеченность предприятия готовыми и подготовленными запасами приводит к сокращению числа действующих блоков и фронта работ, изменению качества товарной продукции; нарушает ритмичность производства и порядок отработки месторождения.

При избытке готовых и подготовленных запасов возрастают расходы на поддержание выработок, замораживаются оборотные средства, снижаются интенсивность разработки этажей и концентрация работ. При увеличенных сроках отработки блоков в очистных панелях возникают обрушения потолочин и налегающих пород, ухудшается извлечение запасов, растет разубоживание. В связи с этим существует необходимость регулирования и нормирования уровня подготовленности запасов. Цель нормирования заключается в установлении оптимального количества подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых, обеспечивающих условия ведения горных работ и получение максимального экономического эффекта.

На рудниках Криворожского бассейна в соответствии с существующей практикой и приказом МЧМ от 1950 г. при подземной разработке залежей обеспеченность запасами, готовыми к выемке, принимается в пределах 1,5—2-месячной производительности рудника, запасами подготовленными — в пределах 4—10-месячной и вскрытыми — полуторагодовой производительности рудника.

Как показали исследования Б. Е. Повного (под руководством П. И. Кудряшова), средняя обеспеченность запасами по криворожским горно-обогатительным комбинатам (ГОКам) за 1961—1972 гг. в среднем составила: вскрытыми — на 31,2, подготовленными — на 8,4 и готовыми к выемке — на 2,5 мес. На Южном горно-обогатительном комбинате сохраняется наибольший уровень обеспеченности запасами (рис. 107). Динамика изменчивости запасов по годам характеризуется рис. 108.

Для карьеров, при многомиллионной их годовой производительности и оснащенности мощным оборудованием, определение необходимых для развития горных работ промышленных запасов становится важной технико-экономической проблемой. При отставании подготовки запасов наряду с названными осложнениями возникают простой горного оборудования и неизбежное снижение

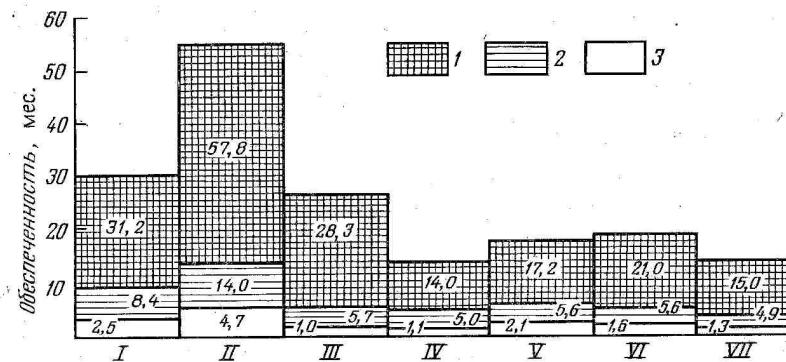


Рис. 107. Среднемесячная обеспеченность запасами руды Криворожских горно-обогатительных комбинатов.

I — Кривбасс; II — ЮГОК; III—IV — СевГОК (Первомайский, Ачинский); V — НКГОК; VI — ИнГОК; VII — ЦГОК. 1 — вскрытые запасы; 2 — подготовленные; 3 — готовые к выемке

производительности карьеров, при опережении подготовки — омертвляются средства, вложенные в подготовку и поддержание законсервированных запасов. При расчетах подготовленных и готовых к выемке запасов необходимо также учитывать возможность ведения добычных работ в режиме усреднения руд.

Б. Е. Повным разработана методика управления промышленными запасами на железорудных карьерах, в которой рекомендуется определять оптимальный уровень запасов в зависимости от следующих факторов:

для готовых к выемке — от производительности горного оборудования, количества подготовленных рудных блоков, числа взрываний в году и количества одновременно взрываемых блоков;

для подготовленных — от параметров системы разработки, расположения буровых и экскаваторных работ на уступах, производительности и фронта горных работ карьера;

для вскрытых — от количества добывчих уступов, уровня подготовленных в них запасов и производительности карьера.

Получено следующее выражение для оптимальной величины готовых к выемке запасов полезного ископаемого:

$$V_g = (1 + K_o) K_{r,z} \times \frac{N_{p,b}}{n_b N} A_g + V_n, \quad (\text{VIII.1})$$

где  $V_g$  — оптимальная величина готовых к выемке запасов, т;

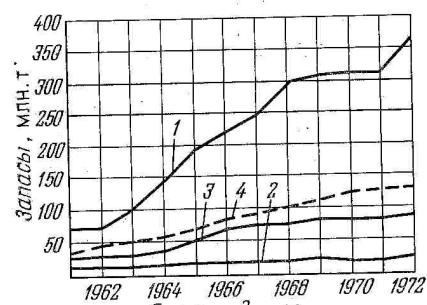


Рис. 108. Динамика запасов руды на карьерах Кривбасса

$K_o$  — коэффициент обеспеченности взорванными, обуренными и готовыми к выемке запасами, для криворожских горно-обогатительных комбинатов  $K_o = 0,4$ ;

$K_{r,z}$  — коэффициент текучести запасов,  $K_{r,z} = 0,5$ ;

$N_{p,b}$  — число резервных рудных блоков, планируемых на неблагоприятные условия, обводненность месторождения, аварийные ремонты при бурении и взрывании блоковых скважин, изменчивость свойств;

$n_b$  — число одновременно взрываемых блоков;

$N$  — количество массовых взрывов в карьере в течение года;

$A_g$  — годовая производительность карьера, т/год;

$V_n$  — оптимальный резерв необуренных запасов, т.

Годовая производительность карьера и обеспеченность запасами выражаются применительно к их средней качественной характеристике. Абсолютные значения этих величин могут возрастать или уменьшаться в зависимости от характеристик изменчивости свойств отрабатываемых полезных ископаемых. В зависимости от готовых к выемке устанавливаются нормативы подготовленных и вскрытых запасов карьеров. На основе анализа (VIII.1) установлено, что для карьеров криворожских горно-обогатительных комбинатов обеспеченность запасами должна составлять: готовыми к выемке — 1,8—2,2-месячной производительности карьера; подготовленными и вскрытыми — соответственно 4,5—6,5- и 15—20-месячной производительности карьера.

Я. М. Адигамов и В. Н. Зарайский [1] выражают нормы подготовленности запасов к добыче при подземном способе разработки в единицах времени (месяцах) следующими зависимостями: для готовых к выемке запасов руд

$$H'_g = \frac{1}{2N_0} \sum_i^k N_i t_{oi} \pm \frac{N't_0}{2N_0},$$

для подготовленных запасов руд

$$H'_{\pi} = 0,5t_0 + t'_{\pi} + \frac{2\sigma N_{\pi} t_0}{N_{\pi} n'} \pm \frac{0,5n't_0}{N_{\pi} n},$$

для вскрытых запасов руд

$$H'_v = 0,5t_0 + t'_{\pi} + t'_{\nu} + \frac{2t_0}{N_0} (\sigma_{N'_{\nu}} + \sigma_{N'_{\pi}}) \pm 0,5t_0 \frac{n'}{N_{\nu}},$$

где  $N_0$ ,  $N_i$ ,  $N'_0$ ,  $N'_i$ ,  $N_{\nu}$  — соответственно число добывчих единиц (блоков), панелей, камер, обеспечивающих выполнение плана добычи, находящихся в  $i$ -й стадии отработки, в стадии нарезных работ, в стадии подготовительных работ, оптимальное число добывчих единиц;

$t_{oi}$ ,  $t_0$ ,  $t'_{\pi}$ ,  $t'_{\nu}$  — соответственное время отработки запасов добывчной единицы, извлекаемой в  $i$ -ю очередь, очистной выемки запасов, проведения нарезных работ, подготовки добывчной единицы;

$n'$  — число одновременно подготавливаемых добывчных единиц;

1, 2, ...,  $k$  — число очередей — стадий отработки запасов;

$\sigma^2 N'_{\nu}$ ,  $\sigma^2 N'_{\pi}$  — соответственно дисперсии величин  $N'_{\nu}$ ,  $N'_{\pi}$ .

По расчётам авторов, выполненным применительно к условиям шахты им. Губкина (КМА), норматив готовых к выемке запасов составляет  $4,5 \pm 0,5$ , подготовленных —  $6,3 \pm 0,5$ , вскрытых —  $16,3 \pm 0,5$  мес. Для подготовки запасов в пределах установленных норм рудникам и карьерам ежегодно планируется проходка необходимых подготовительных и нарезных выработок.

#### 4. Учет добычи полезных ископаемых

На действующих горных предприятиях ведется ежесменный, ежесуточный и ежемесячный учет добычи запасов полезных ископаемых, называемый оперативным. Масса добываемого полезного ископаемого, доставленного из забоев к бункерам, определяется взвешиванием или подсчетом числа груженых вагонеток. На подземных бункерах и у перепускных восстающих шахт Кривбасса организованы учетно-отборные пункты. Учетчики фиксируют число составов и вагонеток, поступивших с горных участков и блоков, следят за полнотой их загрузки и опробуют установленные действующими правилами (например, пятые) вагонетки. Масса (вес) выданной руды определяется как произведение средней массы руды в вагонетке  $q_{\text{ср}}$  на число вагонеток  $n$ :

$$Q_{\text{см}} = q_{\text{ср}} n.$$

При взвешивании вагонеток добыча за смену определяется как суммарная масса доставленного к бункерам полезного ископаемого:

$$Q_{\text{см}} = q_1 + q_2 + \dots + q_n,$$

где  $q_i$  — масса руды в вагонетке, т.

Добыча за сутки, декаду, месяц определяется суммированием масс (весов) руды за соответствующие промежутки времени:

$$\begin{aligned} Q_{\text{сут}} &= \sum Q_{\text{см}}; \\ Q_{\text{мес}} &= \sum Q_{\text{сут}}. \end{aligned}$$

Оперативный учет добычи из-за погрешностей в определении средней массы вагонеток, их недогруза, возможных просчетов и ряда других причин не позволяет получать вполне достоверной информации о размерах добычи. Данные этого учета являются приближенными и используются лишь для текущей отчетности о работе горных участков и всего предприятия. Для получения более точных сведений о добыче и изменении запасов на горных предприятиях проводятся маркшейдерские съемки и замеры горных выработок.

При подземной разработке месторождения на основе месячных съемок и замеров горных выработок размеры добычи определяют по формуле

$$Q = l a_o h_o d,$$

где  $l$  — проходка выработки за месяц, м;

$a_o$ ,  $h_o$  — средние ширина и высота выработки на длине  $l$ , м;

$d$  — плотность руды, т/м<sup>3</sup>.

Очистное пространство при съемках и замерах рассматривается состоящим из объемов геометрических фигур (призм, усеченных пирамид и конусов, призматоидов и т. д.). Для определения объемов этих фигур используются соответствующие формулы.

Учет количественных и качественных характеристик добываемой горной массы, а также состояния горных выработок на шахтах Кривбасса производится в паспортах блоков, которые составляются к началу их нарезки. В паспорте вносятся сведения об исходных запасах и их качестве из проекта разработки блока. В последующем по мере проведения и опробования горных выработок уточняются контуры блока и выполняется пересчет запасов по его элементам (камерам, целикам, потолочинам, днищам). На титульном листе паспорта указывается наименование системы разработки.

Графические материалы паспорта состоят из комплекта планов основных, буровых и подэтажных горизонтов, поперечных разрезов блока по маркшейдерским осям и вертикальной проекции, составленных в масштабе не мельче 1:500. Они пополняются по мере съемок горных выработок, но не реже одного раза в месяц. В ведомость паспорта «Выпуск (добыча) руды из блока» вносятся данные о добыче руды, сведения о вывалах и обрушениях, о количестве руды, поступившей с верхних этажей, приводятся данные о содержании железа в добываемой руде и разубоживающих породах.

По обобщенным квартальным данным в паспорте вычисляются показатели извлечения, потерь и разубоживания. Сведения о содержании железа в массиве руды и о фактических контурах полезного ископаемого берутся из геологических журналов и планов опробования. Сведения о содержании железа в отбитой руде записываются на основании данных опробования руды у бункеров.

Окончание очистных работ в блоке оформляется актом соответствующей комиссии, после чего подводятся итоги: по элементам блока рассчитываются показатели извлечения запасов, потерь и разубоживания руды, выполняется классификация потерь и разубоживания в зависимости от вызвавших их причин, устанавливаются оставшиеся в недрах запасы.

Данные паспорта о запасах и ведомости о добыче и потерях руды служат исходными для проведения в установленные сроки учета движения запасов полезных ископаемых.

В карьерах подсчет объемов взорванных блоков ведется на маркшейдерских планах и разрезах одним из следующих способов:

$$\text{а)} \quad V = \frac{s_b + s_h}{2} (z_b - z_h),$$

где  $s_b$ ,  $s_h$  — площади контуров взрыва на верхней и нижней площадках разрабатываемого уступа;

$z_b$ ,  $z_h$  — средние отметки площадей  $s_b$ ,  $s_h$ ;

$$6) V = \frac{s_1 + s_2}{2} l_1 + \frac{s_2 + s_3}{2} l_2 + \dots + \frac{s_{n-1} + s_n}{2} l_{n-1},$$

где  $s_i$  — площади поперечных сечений взорванной части уступа, измеряемые на маркшейдерских разрезах;  
 $l_i$  — расстояние между разрезами.

При подсчетах используют методы наземной и аэрофотограмметрической съемок.

Общий объем отбитой горной массы вычисляется как сумма объемов взорванных блоков, а весовое количество добываемой руды и полезного компонента — по соотношениям

$$Q = V_1 d_1 + V_2 d_2 + \dots + V_n d_n;$$

$$P = Q_1 c_1 + Q_2 c_2 + \dots + Q_n c_n,$$

где  $Q$ ,  $P$  — общие весовые количества добываемой руды и металла;  
 $V_i$  — объем взорванного блока;

$d_i$  — средняя плотность руды в блоке;

$Q_i$  — весовое количество отбитой руды в блоке;

$c_i$  — среднее содержание металла в отбитой руде.

Значения  $d_i$  и  $c_i$  в блоках определяются по данным геологического опробования.

Для характеристики интенсивности разработки запасов рудных месторождений вычисляются коэффициент эксплуатации  $K_e$  и показатель годового понижения уровня горных работ  $K_p$ . Коэффициент эксплуатации выражает массу полезного ископаемого, добываемую в течение года с 1 м<sup>2</sup> эксплуатационной площади месторождения

$$K_e = \frac{D}{S_0} \text{ т}/\text{м}^2,$$

где  $D$  — годовая добыча рудника, т;

$S_0$  — общая эксплуатационная площадь подготовленных запасов, м<sup>2</sup>.

Показатель годового понижения уровня горных работ вычисляется как отношение

$$K_p = \frac{Q}{dS_0} \text{ м},$$

где  $Q$  — масса погашенных за год запасов полезных ископаемых, т;

$d$  — средняя плотность полезного ископаемого в отработанной в течение года части месторождения, т/м<sup>3</sup>;

$S_0$  — площадь погашенных запасов, м<sup>2</sup>.

На рудниках Кривого Рога эти показатели составляют:  $K_e = 52-90 \text{ т}/\text{м}^2$ ;  $K_p = 12-25 \text{ м}$ .

Для количественной оценки готовой продукции на горных предприятиях ежемесячно проводятся маркшейдерские съемки и замеры добываемого и размещенного на складах, в отвалах, штабелях и бункерах полезного ископаемого. Штабеля и отвалы, имеющие не-

правильные формы, измеряются методами тахеометрической съемки или профильных поперечников. Площади для штабелей и отвалов должны быть предварительно спланированы и иметь опорные точки или створные линии для выполнения съемок. Расстояния между створными линиями 8—10 м. Точность съемок отвалов должна быть не ниже 1/300.

При значительных годовых переходящих остатках руды в штабелях в конце года проводится определение их качества и плотности. Качество руды определяется на основе опробования, а плотность — методом пробной выемки или на основе гравиметрических наблюдений. Точность определения плотности руды в штабелях на основе гравиметрических наблюдений, по данным В. А. Сазонова, составляет  $\pm 0,03-0,10 \text{ т}/\text{м}^3$ .

Для текущего оперативного учета добычи, остатков полезного ископаемого и поставок потребителям готовой продукции в бухгалтерии рудников ведется Книга учета остатков полезного ископаемого, в которую по данным оперативного учета вносятся ежесуточные сведения о добыче и отгрузке полезного ископаемого потребителям. «Книжный остаток» на конец любых суток ( $O_k$ ) получается суммированием массы остатков полезного ископаемого на начало месяца ( $O_1$ ) с разницей между добычей ( $D$ ) и отгрузкой потребителям ( $T$ ) полезного ископаемого за прошедшие дни месяца:

$$O_k = O_1 + (D - T).$$

Контроль правильности оперативного учета заключается в соизвестии остатков по Книге учета с остатками полезного ископаемого, измеренными в штабелях маркшейдерскими способами. В конце каждого месяца бухгалтерские сведения о добыче и остатках уточняются по маркшейдерским данным.

## 5. Учет движения запасов

Первоначально подсчитанные запасы месторождения при его эксплуатации изменяются количественно и по степени готовности к выемке. Они уменьшаются за счет отработки нарезанных блоков и эксплуатационных потерь и возрастают или уменьшаются при доразведке месторождения. Промышленное движение запасов выражается зависимостью

$$B_k = B_n - D - P \pm R - C,$$

где  $B_k$  — количество запасов на конец отчетного периода;

$B_n$  — балансовые запасы на начало отчетного периода;

$D$  — количество добывших за отчетный период запасов;

$P$  — эксплуатационные потери за тот же период;

$R$  — прирост или уменьшение ранее подсчитанных запасов по данным доразведки за тот же период;

$C$  — запасы, переведенные в охранные целики или временно неактивные за тот же период.

Таблица 30

Исходные запасы на 1/1 1976			Изменение запасов за год		
Вскрытие и в числе вскрытых			Добыто и потеряно		
Всего	в охранных целях	подготовленные к выемке	при изменении контуров	вновь вскрыто:	переведено в готовые
Mass, тыс. т	Mass, тыс. т	Mass, тыс. т	Mass, тыс. т	Mass, тыс. т	Mass, тыс. т
154	48,0	58,31		+7,6	
230	740	209,7	57,09	-8,4	
312	880	413,0	56,40	74,5 55,9	-112,0 +112,0
452	1090	865,0	56,80	97,8 54,1	-139,0 +139,0
Итого	2890	1335,0	56,77	275,1 54,93	-83,4 12,0 56,0 +321,0 +321

Примечание. Масса — в тис. т; содержание — Fe в %.

Залежь „Юбилейная“			Изменение запасов		
вскрытие и в числе вскрытых	добыча	извлечение массы	вновь вскрыто:	в подготовленные	переведено
Железная					
154	48,0	58,31		+7,6	
230	740	209,7	57,09	-8,4	
312	880	413,0	56,40	74,5 55,9	-112,0 +112,0
452	1090	865,0	56,80	97,8 54,1	-139,0 +139,0
Итого	2890	1335,0	56,77	275,1 54,93	-83,4 12,0 56,0 +321,0 +321

Составление запасов на 1/1 1977 г.			Обеспеченность запасами, в мес.			Коэффициента		
Вскрытие и в числе вскрытых			готовые к выемке					
всего	в охранных целях	подготовленные	готовые к выемке	содержание	в том числе временные неактивные	вскрытыми	подготовленными	эксплуатации, $T/M^3$
Масса	содержание	Масса	содержание	Масса	содержание	в том числе временные неактивные	вскрытыми	головного понижения, $M$
55,6	58,30							
200,6	57,09							
342,0	56,43							
693,1	55,85							
1291,3	56,78							
		370,4	56,67	354,4	56,63	303,4	7,1	2,2
							2,0	60,0
								16,2

Исходное количество балансовых запасов месторождения Б<sub>н</sub> принимается из отчета по разведке и подсчету запасов, утвержденного ГКЗ, или из отчета за прошедший период. Данные о добыче и потерях полезного ископаемого получают из ведомостей маркшейдерских замеров.

Получение данных о добыче на железорудных предприятиях Кривого Рога связано с оформлением документов на реализуемую продукцию и обобщением результатов непосредственных измерений. Количество отправленных груженых вагонов и их масса устанавливаются железнодорожной станцией, показатели качества (содержание полезных и вредных компонентов, влаги, нерасторимого остатка) — лабораторией, цена — плановым отделом. По первичным документам составляются ежедневные сведения о реализации продукции, выписываются счета и определяется масса добытой руды.

Изменения геологических контуров залежей, мощности и содержания полезных компонентов фиксируются геолого-маркшейдерскими съемками и опробованием выработок. На их основе проводятся соответствующие корректизы запасов Р. Увеличение количества запасов при этом проис-

ходится при разведке глубоких горизонтов, выявлении участков, нарушенных сбросами и представленных непромышленными рудами. Вводятся соответствующие корректизы при уточнении значений плотности руды.

Для перевода запасов из одной категории подготовленности в другую необходимые данные получают из таблицы последнего по времени пересчета запасов и перечня проведенных выработок.

Отчет о состоянии и движении вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых на горных предприятиях черной металлургии составляется по полугодиям и годам (табл. 30).

По данным первоначального геолого-маркшейдерского учета запасов, добычи и потерь горнодобывающие предприятия представляют в вышестоящие инстанции годовые отчетные балансы запасов, составляемые по утвержденной форме и сопровождаемые объяснительной запиской. Проверенные и сгруппированные отчеты—балансы запасов отраслевыми министерствами направляются во Всесоюзный геологический фонд для составления сводного по стране баланса запасов [47].

### Часть третья

## РАЦИОНАЛЬНАЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ И ОХРАНА НЕДР

### Глава IX

#### ПРИРОДНЫЕ РЕСУРСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ИХ ОХРАНА

##### 1. Потери и снижение качества полезных ископаемых при горных работах

Нет такой отрасли народного хозяйства в которой в той или иной мере не использовалось бы получаемое из недр сырье. Подземными и открытыми горными работами ежегодно добываются миллиарды тонн руды, строительных материалов, топлива. Объем добычи полезных ископаемых продолжает расти, потребности в них увеличиваются. За годы Советской власти в стране разведано около 18 тыс. месторождений полезных ископаемых. На их базе построены 800 городов и поселков, в которых действуют мощные заводы, рудники, шахты, прииски.

В «Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года» сказано: «Более комплексно осваивать месторождения полезных ископаемых, не допуская их потерь при добыче и переработке».

Несмотря на оснащенность проводимых горных работ современной техникой, полностью запасы каждого из разрабатываемых месторождений полезных ископаемых не извлекаются. Часть запасов остается в погашенных участках в виде целиков и отбитой массы, перемешанной с вмещающими породами, часть добытого полезного ископаемого теряется при хранении на складах и транспортировке. Разность между погашенными балансовыми запасами (Б) разрабатываемых месторождений и добывшим полезным ископаемым, доставленным потребителю или на переработку (Т), составляет потери полезного ископаемого (П):

$$Б - Т = П.$$

Из разрабатываемых в настоящее время рудных месторождений в народное хозяйство поступает в виде металла не более 50—55% от исходных балансовых запасов. Остальные 45—50% составляют потери горного производства, обогатительного процесса и металлургического передела руды. Большая часть этих потерь безвозвратна. Так, при ведении горных работ на рудниках Криворожского железорудного бассейна ежегодно теряется более 10 млн. т высококачественной железной руды.

Одновременно с потерями в процессе добычи происходит изменение минерального состава и качества исходных запасов. Ка-

чество добытой массы полезного ископаемого, как правило, ниже, чем в массиве. Ухудшение качественных свойств полезного ископаемого, происходящее при добыче, называется разубоживанием и выражается равенством

$$y = c - a,$$

где  $y$  — снижение содержания полезного компонента в добываемом полезном ископаемом;

$c, a$  — содержания полезного компонента соответственно в массиве полезного ископаемого и в добытой горной массе, доставленной на переработку или потребителю.

Степень разубоживания принято выражать коэффициентом разубоживания

$$P = \frac{c - a}{c} \cdot 100\%.$$

Потери и разубоживание являются следствием сложных и неблагоприятных геологических условий залегания полезных ископаемых в недрах, несовершенства существующей технологии очистной добычи, или же связаны с требованием безопасности горных работ. Часто потери и разубоживание возникают при неправильной организации горных работ, нарушениях принятого проектом технологического процесса. Потери вызывают сокращение вскрытых и подготовленных запасов, приводят к необоснованно ускоренной отработке месторождения и ускоренному понижению уровня очистных горизонтов, снижают коэффициент эксплуатации. В Кривом Роге из общего ежегодного понижения уровня горных работ на 22—26 м понижение на 5—6 м является следствием эксплуатационных потерь руды.

Для решения многих геолого-горно-экономических задач необходимо учитывать экономическое влияние потерь. М. И. Агошков [2] указывает, что экономический ущерб от потерь при добыче складывается из двух разнородных частей. Одна из них входит в себестоимость добываемого полезного ископаемого, вторая оказывается только на экономике отрасли или в целом народного хозяйства. Исходя из экономических показателей горного предприятия, т. е. из непосредственных его интересов, высокие потери часто являются экономически оправданными, между тем как народному хозяйству они наносят значительный экономический ущерб.

М. И. Агошков различает три группы потерь: без возмещения ущерба, с частичным его возмещением и с полным возмещением. Экономические последствия  $\mathcal{E}_n$  потерь 1 т балансовых запасов выражаются формулой

$$\mathcal{E}_n = \mathbb{C}_n - B_n, \text{ руб.}$$

где  $\mathbb{C}_n$  — ценность потерянного полезного ископаемого, руб.;

$B_n$  — общая сумма возмещений, получаемого за понесенные потери, руб.

Экономические последствия потерь можно показать на следующих примерах.

Пример 1. Запасы ( $E$ ) одного из полиметаллических месторождений, разрабатываемого с 1940 г., составили 47 млн. т руды. На геологическую разведку, промышленное освоение и вскрытие залежей месторождения затрачено  $\Phi = 175$  млн. руб. Доля основных расходов в стоимости 1 т руды составила

$$d_1 = \Phi : E = 175 : 47 = 3,72 \text{ руб.}$$

Установлено, что за годы эксплуатации и предстоящей доработки запасов из месторождения будет добыто  $E_1 = 39$  млн. т. Потери части запасов руды  $\Pi = 47 - 39 = 8$  млн. т привели к возрастанию доли основных расходов:

$$d_2 = \Phi : (E - \Pi) = 175 : 39 = 4,49 \text{ руб.}$$

Из-за роста доли основных расходов удорожание горных работ (ущерб) составило

$$y_1 = (d_2 - d_1) E_1 = (4,49 - 3,72) 39 = 30,0 \text{ млн. руб.}$$

Полученная сумма выражает материальный ущерб из-за потери части разведанных и вскрытых запасов и характеризует неэффективность использования капитальных вложений. Переход на технологию добычи с меньшими потерями, как показано в работе [2], дает возможность, сохранив неизмененным срок существования предприятия, увеличить размер годовой добычи и получить существенный рост прибыли горного предприятия на 1 т балансовых запасов.

Пример 2. Расходы на подготовку и нарезку эксплуатационного блока того же месторождения составили  $\Phi_1 = 143$  тыс. руб. Промышленные запасы в блоке  $E_2 = 128$  тыс. т, потери при добыче  $\Pi_1 = 13\%$  (16,6 тыс. т). Удорожание добываемого полезного ископаемого определяется сопоставлением затрат на 1 т подготовленной и добываемой руды

$$d_3 = [\Phi : (E_2 - \Pi_1)] - (\Phi_1 - E_2) = (143 : 111,4) - (143 : 128) = 0,17 \text{ руб/т.}$$

Общий ущерб от потерь в связи только с эксплуатационными расходами по всему месторождению

$$y_2 = d_3 E_1 = 0,17 \times 39 = 6,6 \text{ млн. руб.}$$

Пример 3. Рассматриваемое месторождение вместе с вновь освоенным в горном районе месторождением  $K$  служит сырьевой базой цинкового завода. Себестоимость добычи руды на первом из них составляет  $c_1 = 11,0$  руб/т, а на втором, имеющем сложные горнотехнические условия залегания,  $c_2 = 16,5$  руб/т. При меньшем технически обоснованном уровне потерь цинковый завод мог бы получить из запасов первого месторождения дополнительно 4 млн. т руды ( $D$ ). Но из-за потерь это количество рудного сырья будет поставлено заводу со второго месторождения. Цена

поставляемой руды возрастет по меньшей мере на величину разности себестоимостей  $16,5 - 11,0 = 5,5$  руб., а ущерб составит

$$y_3 = (c_2 - c_1) \Delta = 5,5 \times 4,0 = 22,0 \text{ млн. руб.}$$

Рассчитанная величина выражает недополученную дифференциальную ренту (или ее часть). Очевидно, что возникшее уменьшение дифференциальной ренты не возмещается добычей руды на вновь разрабатываемых месторождениях полезных ископаемых. Общая сумма ущерба от потерь в приведенных примерах

$$y_1 + y_2 + y_3 = 58,6 \text{ млн. руб.}$$

Экономические последствия потерь полезных ископаемых проявляются в росте удельных затрат на разведку и освоение месторождений, в возрастании амортизации капитальных затрат и стоимости подготовительных работ в очистных блоках, в недополучении народным хозяйством прибыли от потерянного полезного ископаемого. Однако при существующей системе хозрасчета горных предприятий ущерб от потерь остается в скрытом виде и полностью ложится бременем на общегосударственный бюджет.

Количество наиболее доступных для освоения и богатых по содержанию компонентов месторождений со временем уменьшается, а затраты на освоение новых месторождений, как правило, возрастают. Так, доля капитальных вложений в горнорудную промышленность за 1945—1950 гг. составляла около 16% всех капитальных вложений в черную металлургию, за 1961—1965 гг.—около 23% и за 1966—1967 гг.—около 25%. Поэтому все эксплуатируемые месторождения в сравнении с теми, которые будут разрабатываться, как правило, обладают лучшими экономическими возможностями. Это их достоинство В. И. Тимофеев [173] называет потенциальной дифференциальной, или горной, рентой. Чем меньше потери, тем продолжительнее время получения горной ренты. С возрастанием потерь полезного ископаемого сокращаются сроки отработки освоенных месторождений и государство лишается части потенциальной дифференциальной ренты.

Не меньший ущерб возникает и от разубоживания полезных ископаемых. При обогащении и металлургической переработке разубоженных руд образуются повышенные потери металла в хвосты и шлаки, возрастают расходы на кокс и флюсы, снижается производительность металлургических агрегатов. Из проведенных исследований известно, что снижение содержания железа в руде на 1% вызывает удорожание металлургического передела этой руды на 0,5 руб. и увеличение капитальных затрат на 1,5 руб. на каждую тонну переработанной руды.

Из-за разубоживания железных руд снижается их качество и, как следствие, удорожаются горные работы и металлургическая переработка добываемой руды, снижается стоимость продукции горных предприятий. Экономические последствия разубоживания иллюстрируются следующими примерами.

Таблица 31

Содержание железа в руде, %	Оптовая цена за 1 т, руб.	
	руды агломерационной, сортirованной	руды рядовая
53	5,00	4,20
54	5,70	5,14
55	6,40	6,08
56	7,10	7,02
57	7,80	7,96
58	8,50	8,90

Пример 1. На шахте «Северная» рудника им. С. М. Кирова (Кривой Рог) в III квартале 1975 г. добыто 890,5 тыс. т железной руды с содержанием железа 54,53%. Содержание железа в погашенных запасах 57,07%. Добытая руда в зависимости от качества отгружена потребителям как агломерационная в количестве 326,4 тыс. т с содержанием железа 56,03% и как рядовая доменная — 564,1 тыс. т с содержанием 53,66%. При оплате руда расценивалась по Прейскуранту оптовых цен (табл. 31).

Рудником получено с потребителями отгруженную руду  $Z_1 = (7,12 \times 326,4) + (4,89 \times 564,1) = 4961,6$  тыс. руб.

Если бы разубоживание было меньшим и при горных работах удалось сохранить более высокое содержание железа в добываемой руде, например на 1% выше фактического (на уровне 55,53%), то соответственно возросло бы содержание железа в агломерационной и доменной рудах и за поставленную руду было бы получено  $Z_2 = (7,82 \times 326,4) + (5,76 \times 564,1) = 5801,7$  тыс. руб.

Таким образом, дополнительная прибыль за счет снижения разубоживания за один квартал года составляет:  $Z_2 - Z_1 = 840,1$  тыс. руб.

Пример 2. При металлургическом переделе 890,5 тыс. т руды и извлечении металла при доменной плавке, равном  $U = 0,96$ , масса выплавленного железа составит  $M_1 = (890,5 \times 54,53 \times 0,96) : 100 = 466,2$  тыс. т.

При снижении разубоживания на 1% из добываемой руды при металлургическом переделе может быть выплавлено железа  $M_2 = (890,5 \times 55,53 \times 0,96) : 100 = 474,7$  тыс. т.

При цене железа 59 руб. за 1 т стоимость дополнительно выплавленного металла составит  $Z_3 = 59,0 \times 8,5 = 501,5$  тыс. руб.

Вместе с тем повышение качества рудного сырья приведет к снижению расходов на шихту и металлургический передел из расчета 2 руб. на тонну на 1% содержания железа. Для всей переработанной руды это составит:  $Z_4 = 2,0 \times 890,5 = 1981$  тыс. руб.

Общий экономический эффект от снижения разубоживания на 1% в металлургическом производстве будет равен

$$(Z_2 - Z_1) + Z_3 + Z_4 = 3322,6 \text{ тыс. руб.}$$

Из приведенных расчетов следует, что из-за потерь удорожается подготовка эксплуатационных блоков, уменьшается эффективность подготовительных и нарезных работ, увеличивается относительный их объем на 1 т добываемых полезных ископаемых, возрастает доля относительных затрат на поиски, освоение и подготовку месторождений. Потеря части запасов полезных ископаемых приводит к уменьшению объема сырья, поступающего с каждого разрабатываемого месторождения, вызывает необходимость разведки и подготовки новых месторождений. Из-за потерь и разубоживания возрастает доля постоянных относительных затрат на горные работы, снижаются использование капитальных вложений и эффективность горного производства, сокращается объем сырьевой базы.

Экономическая оценка последствий недостаточно эффективного использования недр показывает, что в любом случае рациональная

разработка месторождений выгоднее, чем временное получение высоких прибылей при отработке наиболее богатых и благоприятных в горно-геологическом отношении участков месторождения.

## 2. Задачи охраны недр при разработке месторождений полезных ископаемых

Наша страна богата естественными минеральными ресурсами. По запасам многих полезных ископаемых Советский Союз занимает первое или одно из первых мест в мире. Потребности нашего социалистического хозяйства полностью удовлетворяются за счет собственного минерального сырья.

Огромные резервы, заложенные в природных богатствах нашей страны, позволяют уверенно развивать горную, металлургическую, машиностроительную, химическую и другие отрасли промышленности. Однако как бы ни были велики эти богатства, всегда должны осуществляться их учет, охрана и регламентируемое использование. Рациональное извлечение и использование минеральных ресурсов — важнейшая задача науки и практики.

Уже в наши дни отработаны или освоены богатые запасы залежей и в разработку включаются все более бедные месторождения. Во многих промышленных районах запасы богатых руд истощаются и в разработку включаются месторождения, до недавнего времени считавшиеся непромышленными [134].

Необоснованно бытует утверждение о неисчерпаемости природных ресурсов. Минерально-сырьевые накопления в отличие от других природных ресурсов представляют собой убывающий и невозобновляемый потенциал. В условиях быстрого развития экономики и научно-технического прогресса значение недр с их богатствами неуклонно повышается.

Понятие «охрана недр» складывается из комплекса технических и организационных мероприятий и связано с экономическими и другими проблемами. Впервые единая система требований к эксплуатации недр возникла в нашей стране после Великой Октябрьской социалистической революции [134]. Уже в первые годы после революции В. И. Ленин обращал внимание на разумное, основанное на научных данных использование природных ресурсов. В «Основных принципах концессионных договоров» впервые были сформулированы научно-технические правила рациональной эксплуатации и охраны источников сырья и в 1920 г. был подписан декрет «О недрах земли». В 1923 г. издано положение «О недрах земли и разработке их». В 1927 г. принято постановление о введении Горного положения Союза ССР.

В пункте 128 Горного положения указана необходимость ведения горных работ в соответствии с геологическим строением месторождений и наиболее полным их использованием. Здесь впервые было применено выражение «охрана недр» и дано его истолкование.

В настоящее время государственный контроль за правильной эксплуатацией месторождений, охраной недр и безопасным ведением горных работ осуществляется Госгортехнадзором СССР. В 1960 г. утвержден первый Закон об охране природы. В 1972 г. принято постановление ЦК КПСС и Совета Министров СССР «Об усилении охраны природы и улучшении использования природных ресурсов», а в 1975 г. документ «Основы законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах» и постановление Верховного Совета СССР «О мерах по дальнейшему усилению охраны недр и улучшению использования полезных ископаемых». Основы законодательства о недрах регулируют правовые вопросы горных отношений и использования природных запасов и направлены на ограничение потребительского ведомственного отношения к богатствам природы. В соответствии с Основами законодательства о недрах союзными республиками разработаны и приняты кодексы законов о недрах.

На XXVI съезде КПСС были еще шире развиты положения о рациональном использовании природных минеральных ресурсов. Вопросы охраны недр и комплексного использования полезных ископаемых рассматриваются как важные государственные проблемы.

В Конституции СССР рациональное использование природных ресурсов регламентировано статьей 18.

При современном состоянии горной техники, применяемом оборудовании и существующих методах разработки есть все основания, чтобы улучшить разработку месторождений и при соблюдении проектных параметров ограничить потери и разубоживание.

## Глава X

### УЧЕТ ИЗВЛЕЧЕНИЯ, ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### 1. Производственный учет

Отчетность о производственной деятельности горных предприятий, разработке залежей основывается на результатах геологомаркшейдерских измерений.

В подготовительных выработках и забоях эксплуатационных блоков проводятся съемки, геологические зарисовки и опробование разрабатываемого массива, определяются объем, масса и качество погашаемых запасов и отбитого полезного ископаемого, ведется взвешивание и опробование товарной продукции, определяются остатки полезного ископаемого на складах и в отвалах. Результаты всех измерений и съемок, характеризуя горные выработки, залежь и продукцию предприятия, служат основой анализа и вычисления технико-экономических показателей, регулирования производственного процесса и планирования дальнейшей разработки запасов месторождений.

В ежемесячных материалах измерений и вычислений наряду с учетом запасов и добычи одно из определяющих мест занимают показатели извлечения, потерь и разубоживания полезного ископаемого; они позволяют дать численную оценку использования недр, выяснить эффективность горного производства, достоинства применяемых систем разработки.

На действующих горных предприятиях производственный горно-маркшейдерский учет извлечения, потерь и разубоживания слагается из следующих составных операций:

а) выявления и классификации свойственных данному месторождению видов потерь и разубоживания полезных ископаемых;

б) проведения необходимых измерений и подготовки исходной информации о запасах, добыче, их качественной характеристике, горных выработках;

в) установления методики учета и зависимостей между непосредственно измеряемыми величинами;

г) вычисления показателей потерь и разубоживания полезных ископаемых, технико-экономических показателей;

д) технико-экономического анализа разработки месторождений, определения мер снижения потерь и разубоживания и формирования рекомендаций по дальнейшей рационализации разработки запасов.

Производственный учет регулируется утвержденными методическими указаниями и соответствующими отраслевыми инструкциями.

## 2. Виды потерь полезных ископаемых

Степень извлечения запасов при разработке 'недр' зависит в основном от горно-геологических условий залегания месторождений, параметров и технологических особенностей применяемых систем разработки, организации и культуры производства. Применительно к этапам горно-эксплуатационных операций и действующим факторам эксплуатационные потери полезных ископаемых при разработке рудных месторождений естественно разделить на два основных вида — потери неотбитого и отбитого полезного ископаемого. Эти потери резко различаются между собой по внешним признакам, форме, местоположению, возможностям их выявления и измерения.

Потери неотбитого полезного ископаемого — это целики, оставляемые при горных работах в недрах земли; они всегда находятся в границах разрабатываемой залежи. При своевременных маркшейдерских съемках и систематически пополняемых планах и разрезах эти потери четко оконтуриваются на графиках и могут быть измерены и учтены с точностью проводимых съемок.

В зависимости от причин возникновения они подразделяются на следующие пять групп.

1. Потери, связанные с геологическими условиями залегания полезного ископаемого и тектоническими нарушениями; они непосредственно зависят от природных особенностей месторождения, структуры залежей, наличия складок, сбросов, карстов, плыунов, смятий, от крепости и устойчивости вмещающих пород, от выраженности контактов залежей.

2. Потери, зависящие от конструктивных элементов и параметров применяемых систем разработки. К этой группе относятся потери в целиках между блоками, очистными заходками и камерами, в потолочных целиках и в днищах камер, у скатов, бремсбергов, уклонов, в целиках-столбах и отрезных целиках, оставляемых на границе с обрушенным пространством.

3. Потери из-за недостаточной изученности месторождения. Это вынужденное оставление целиков при погрешностях в линейных измерениях и опробовании, несвоевременности геологических и маркшейдерских съемок, отставании разведочных выработок.

4. Потери в постоянных барьерных и охранных целиках. Сюда относятся потери в целиках, оставляемых в качестве барьера рядом с участками подземных пожаров, погашенными блоками, целики, рассчитанные для ограничения аварийных участков, предотвращения прорыва воды и газа, охраны земной поверхности, вodoемов, производственных и жилых сооружений, железных дорог, мостов, стволов шахт, электростанций.

5. Потери из-за неправильного ведения горных работ и технологических нарушений. Такими являются потери в целиках на контактах с вмещающими породами, в треугольных призмах на выклинивании эксплуатационных блоков, в целиках при несвоевременном погашении блоков и диспропорции между выемкой камер и межкамерных целиков, при отступлениях от проектов, несоблюдении очередности разработки запасов [69].

Следует отметить, что потери полезного ископаемого, связанные с принятой системой разработки, устанавливаются проектом горных работ применительно к утвержденным параметрам. На рудных месторождениях при разработке запасов системами с обрушением руды и вмещающих пород невозможно непосредственное измерение отбитого полезного и потерянных целиков, поэтому контуры выработок и целиков устанавливаются посредственными способами — при помощи буровых скважин, контрольных выработок, геофизическими методами. При выемке части охранных или иных целиков эти запасы исключаются из потерь. На маркшейдерские планы при этом наносятся соответствующие контуры и обозначения.

Потери отбитого полезного ископаемого — это многочисленные и разнохарактерные потери отделенной массы. Они образуются в основном в эксплуатационных блоках — в очистных заходках, панелях, в обрушенном пространстве; образуются потери и на земной поверхности — при хранении на складах, в отвалах и штабелях, при доставке полезного ископаемого на переработку, потребителям.

По последовательным этапам горного производства потери делятся на следующие четыре группы:

1. В эксплуатационных блоках — при отбойке полезного ископаемого и обрушении налегающих пород, при неполной зачистке погашаемых выработок и обрушающихся заходов, на гребнях воронок и рудоспусков.

2. При забойной доставке и выдаче полезного ископаемого из очистного пространства, в погашенных блоках; при несоблюдении очередности выпуска и неполном выпуске отбитого и обрушающегося полезного ископаемого, на контактах лежачего бока и залежи и в закладке очистного пространства.

3. На земной поверхности — при хранении в отвалах и штабелях, перемешивании полезного ископаемого с породами почвы, при ветровой эрозии, вымывании и выносе атмосферными осадками растворимых минералов полезных ископаемых.

4. При транспортировке полезного ископаемого на поверхности — при доставке в открытых, неисправных и необорудованных вагонах и автомашинах.

В стоимостном отношении значение потерь не одинаково, — потери отбитого полезного ископаемого являются более дорогими, в них вложены дополнительные по сравнению с целиками средства и труд на их отбойку, доставку и поддержание выработок.

На рудных карьерах при учете выделяются следующие две группы потерь.

#### 1. Потери в карьере:

а) при эксплуатации: в неотбитой руде — в бортах и на дне карьера, на границах рудных блоков, при отработке временных целиков; в отбитой руде — в пустых породах, перемещаемых в отвалы; от разброса руды на породные уступы и дно карьера;

б) обусловленные геологическими и гидрогеологическими особенностями залежей: в зонах сбросов и нарушений; при нечетких границах оруденения;

в) в постоянных предохранительных целиках.

#### 2. Потери вне карьера:

а) на складах — в отвалах, образующихся за счет вдавливания руды в почву отвала от собственной ее массы и от массы применяемых для погрузки механизмов;

б) при обогащении полезного ископаемого, подлежащие учету при расчете показателей обогатительного процесса.

На угольных карьерах эксплуатационные потери полезного ископаемого делятся на три группы.

К первой группе относятся потери, обусловленные неблагоприятными геологическими и гидрогеологическими условиями — сбросами и нарушениями, западаниями пластов (когда для разработки запасов механизмы неприменимы, а ручная выемка нецелесообразна), обводнениями и затоплениями площадей; потери в постоянных предохранительных целиках.

Вторую группу составляют потери неотбитого угля:

а) потери угля в почве и кровле пласта. При разработке горизонтально залегающих пластов в почве оставляется слой угля, а при зачистке налегающих пород в кровле срезается часть угольного пласта (как предохранение основной массы угля от разубоживания). При наклонном залегании пласта потери образуются в треугольных целиках у почвы и кровли. В отдельных случаях для сдерживания оползней оставляются барьерные целики;

б) потери в оползнях возникают, когда нижняя часть пласта оказывается перекрытой сместившимися породами;

в) аварийные потери; потери при пожарах из-за самовозгораний эксплуатационных целиков угля и целиков, нарушенных взрывными работами.

В третью группу относятся потери отбитого угля:

а) в осыпях — возникают при отсыпке внутренних отвалов, когда отбитые породы нижнего уступа перемещаются в траншее через угольный забой, и при проведении взрывных работ, когда часть угля силой взрыва выбрасывается во внутренние отвалы, траншеи, на породные уступы;

б) у люков и ленточных конвейеров — образуются, когда люки установлены на породных уступах и выпадающий уголь смешивается с породой уступа и теряется; у конвейеров уголь теряется при разрывах и перекосах лент, при очистке натяжных станций;

в) в навалах, при породоотбойке. При разработке угольных пластов, имеющих породные прослои и включения, потери возникают при отработке породных включений вместе с частью угля.

### 3. Виды разубоживания полезных ископаемых

Разубоживание, т. е. ухудшение качественных свойств полезных ископаемых в ходе горных работ, вызывается различными причинами и проявляется в различных формах. Наиболее распространенным и отвечающим сложившимся представлениям о ухудшении свойств является разубоживание, возникающее от примесей к добываемому полезному ископаемому пустых пород и бедных его разностей.

При разработке железорудных месторождений к добытым промышленным разностям примешиваются в основном вмещающие железистые породы, а при разработке полиметаллических месторождений руду разубоживают убогие вкрапленники. Количество примешанных пустых пород и вкрапленников не всегда определимо, но качество добытой руды при этом заметно снижается. Например, на шахте «Северная» рудника им. С. М. Кирова (см. гл. IX) было отбито в блоках 890,5 тыс. т промышленных запасов с содержанием железа 57,07% и 89,2 тыс. т вмещающих пород с содержанием железа 25—39%. Из-за примеси непромышленных разностей содержание железа снизилось на 2,54%, из-за привноса кремнезема ухудшились металлургические свойства добытой руды. На залежи «Основная» Первомайского рудника в III квартале

Таблица 32

№ межкамерных целиков	Запасы руды, тыс. т	Содержание Fe, %	Потери при добыче, %
86	86,7	58,1	42,2
134	89,6	61,8	40,3
128	105,0	59,5	30,0
116	112,4	54,2	24,4

ле 1976 г. содержание железа составляло в разрабатываемом массиве 57,7%, в засоряющих породах — 30—36,3%, в добываемой руде 48,42%. Здесь из-за привнесенных пород и других факторов содержание железа в руде снизилось на 3,28%.

На горных предприятиях разубоживание обычно относят к одному виду, полагая, что снижение качественных свойств полезных ископаемых возникает только от примесей разубоживающих добавок. Однако зачастую причиной видов разубоживания больше — оно возникает из-за потерь богатой части запасов, выщелачивания минералов, обусловленного особенностями пространственного размещения компонентов.

Например, при разработке межкамерных целиков залежи «Главная» рудоуправления им. XX партсъезда потери богатых запасов привели к разубоживанию добываемой руды (табл. 32).

Из табл. 32 следует, что средневзвешенное содержание железа в запасах целиков составляет 59,6%, а содержание его в добываемой руде не может быть выше 58,1%, так как из-за потерь части богатых руд произошло разубоживание

$$P_1 = \frac{59,6 - 58,1}{59,6} \cdot 100 = 2,5\%.$$

На руднике им. М. В. Фрунзе наблюдалось разубоживание руды, вызванное неравномерными потерями запасов потолочин (табл. 33).

Таблица 33

№ блоков	Погашенные запасы потолочин		Добытая руда потолочин		Рассчитанная примесь разубоживающих пород, тыс. т	Потери запасов потолочин	
	масса, тыс. т	содержание Fe, %	масса, тыс. т	содержание Fe, %		масса, тыс. т	показатель потерь, %
15—21	30,00	59,70	6,44	55,20	1,40	24,96	83,2
30—36	8,60	52,89	8,95	50,96	1,06	0,71	8,2
39—41	29,87	61,22	19,51	57,21	2,22	12,58	42,0
Всего	68,47	59,51	34,90	55,23	4,68	38,25	

Как следует из табл. 33, общее разубоживание

$$P = \frac{59,51 - 55,23}{59,51} \cdot 100 = 7,19\%.$$

Средние потери

$$\bar{P} = \frac{38,25}{68,47} \cdot 100 = 55,86\%.$$

Возможное содержание железа при равных потерях

$$c_b = \frac{55,20 \times 30,00 + 50,96 \times 8,60 + 57,21 \times 29,87}{30,00 + 8,60 + 29,87} = 55,54\%.$$

Разубоживание, вызванное непропорциональными потерями богатых руд, составляет

$$P' = \frac{55,54 - 55,23}{55,54} \cdot 100 = 0,56\%.$$

Специфическим является разубоживание добываемых руд, вызванное потерями богатой мелочи и выщелачиванием минералов. При хранении в складированных рудах под влиянием развивающегося давления, повышенной температуры и влаги возникают окислительные процессы, выщелачивание; происходит изменение свойств рудообразующих минералов и ухудшается обогатимость руд. При переработке таких руд степень извлечения полезных компонентов в концентрате резко понижается и возрастают потери в хвостах. По своему влиянию на конечные результаты обработки добываемой руды процессы окисления и выщелачивания аналогичны типичным видам разубоживания и приводят к ухудшению руды [66].

Все виды снижения качественных свойств добываемого полезного ископаемого в соответствии с перечисленными влияющими факторами можно разделить на четыре группы:

1-я группа. Разубоживание, вызванное примесями пустых пород или бедных разностей полезного ископаемого: а) поступление пород обусловлено геологическими факторами: малой мощностью залежей, тектоническими нарушениями, сложной формой поверхности висячего и лежачего боков залежи, нечеткими границами полезного ископаемого, включениями и прослойками пустых пород, слабыми вмещающими породами; б) примеси к полезному ископаемому обусловлены горноэксплуатационными факторами: присечкой, вмещающими породами, сплошной разработкой богатых и бедных участков залежей, неправильным выбором параметров систем разработки, неудовлетворительной организацией буро-взрывных работ, нарушениями принятой технологии, отставанием крепления и закладки выработок, закладкой отработанных камер и блоков.

2-я группа. Разубоживание добываемого полезного ископаемого как следствие потерь части богатых запасов месторождения [67].

3-я группа. Разубоживание, вызванное сегрегацией отбитой руды, выделением и потерей обогащенных фракций и рудной мелочи.

4-я группа. Разубоживание, связанное с выщелачиванием, окислением и изменением свойств минералов складированного полезного ископаемого.

#### 4. Прямой и косвенный учет потерь и разубоживания полезных ископаемых

Для установления степени извлечения полезных ископаемых из недр применяются непосредственный (прямой) и посредственный (косвенный) способы учета. При прямом способе учета непосредственно измеряются возникающие при разработке запасов потери полезного ископаемого и примеси разубоживающих пород. В забоях выработок и в очистном пространстве блоков, в местах перемещения, складирования и забойной доставки полезного ископаемого ведутся осмотры, измерения, съемки и зарисовки оставленного в целиках и в отбитом виде полезного ископаемого, поступления пустых пород. На маркшейдерские планы и разрезы наносятся временные и постоянные целики, все вывалы и обрушения, определяются известными методами их объемы. В забоях и по графикам измеряются и вычисляются мощность и объем породных прослойков, добытых вместе с полезным ископаемым и разубоживающими его.

При этом учете обычно выявляются и измеряются визуально устанавливаемые геологами и маркшейдерами характерные, значительные по объему потери полезного ископаемого и примеси пород. Поступления пустых пород и потери ископаемого, образующиеся в течениеочных рабочих смен, остаются неизмеренными. Из-за недостатков прямой способ учета может быть применен лишь в редких случаях при преимущественном возникновении потерь и разубоживания определенного вида и при системах разработки, где возможен доступ в отработанное очистное пространство. Например, повсеместная присечка толщи вмещающих пород при разработке жильных месторождений является основным, а часто и единственным видом разубоживания. Здесь по материалам съемки могут быть непосредственно определены мощности отбитого полезного ископаемого и отбитых пустых пород и вычислены объемы разубоживающих примесей.

При разработке маломощных месторождений эксплуатационные потери полезного ископаемого обычно представлены одним или двумя характерными видами, например потерями в надштрековых (подштрековых) целиках и потерями отбитого полезного ископаемого при рудоразборке и сортировке добычи (в очистном пространстве и на поверхности рудника). Каждый из названных видов может быть непосредственно измерен и учтен прямым способом.

При подземной разработке залежей Никопольского марганцевого месторождения основную массу потерь составляют запасы в отрезных целиках полезного ископаемого. Непосредственные и своевременные съемки очистных заходок и межзаходочных целиков позволяют и здесь прямым способом установить величину эксплуатационных потерь на руднике.

Однако для большинства месторождений, особенно мощных, прямой учет остается неполным. Многообразие видов и рассредоточенность теряемого полезного ископаемого во времени и в пространстве, невозможность измерения в очистных панелях и подэтажах единичных потерь и примесей, сложность непрерывного надзора — не позволяют охватить прямым учетом все забои и эксплуатационные операции действующих предприятий; часть потерь полезного ископаемого в отбитом виде и часть примесей пустых пород остаются невыявленными.

Большее применение находит метод косвенного определения показателей извлечения, потерь и разубоживания полезного ископаемого. При этом измеряются не теряемое полезное ископаемое и не разубоживающие примеси, а величины, с которыми последние связаны функциональными зависимостями. По измеренным величинам, пользуясь аналитическими выражениями связи, расчетами определяются объемное и весовое количество потерянного полезного ископаемого и примешанных пород, снижение содержания компонентов, а затем рассматриваются показатели извлечения, потерь и разубоживания.

Применительно к геологическим особенностям месторождений и принятым системам разработки возможен и комбинированный метод. Например, разубоживание и потери отбитой массы полезного ископаемого определяются посредственными приемами, а потери в целиках — непосредственными съемками, замерами и геологическими измерениями.

#### 5. Основы косвенного метода учета потерь и разубоживания полезных ископаемых

При косвенном методе учета для вычисления показателей извлечения, потерь и разубоживания полезных ископаемых исходными величинами служат данные о запасах и результаты производственных измерений, выполняемых маркшейдерско-геологической службой и отделом технического контроля горного предприятия.

Для рассмотрения связей и установления функциональных зависимостей между исходными величинами и вычисляемыми показателями разработка запасов недр введем обозначения:

Б, с — соответственно количество балансовых запасов полезного ископаемого в разрабатываемом блоке или участке (т) и среднее содержание полезных компонентов в балансовых запасах (%);

Д, а — соответственно количество добытой и выданной на поверхность массы полезного ископаемого (т) и сред-

нее содержание полезных компонентов в добываемой массе (%);

$B$ ,  $v$  — количество пустых пород или непромышленных разностей, разубоживающих полезное ископаемое ( $t$ ), и содержание полезных компонентов в разубоживающих примесях (%);

$x$ ,  $c$  — количество потерь полезного ископаемого ( $t$ ) и содержание полезных компонентов в них (%);

$I$ ,  $P$ ,  $R$  — показатели извлечения, потерь и разубоживания полезного ископаемого (%).

Для характеристики снижения качественных свойств добываемого полезного ископаемого по значениям исходных величин вычисляется показатель разубоживания:

$$R = \frac{B}{D} 100\%. \quad (X.1)$$

Разубоживающими массами могут быть породы висячего и лежачего боков залежи, убогие включения и непромышленные разности полезного ископаемого; они различаются по минеральному составу и месту их поступления в добычу. Непосредственное количественное их определение часто совершенно исключено или затруднено и сопровождается при измерениях высокими погрешностями; допускается их определение посредственным способом — вычислением по измеренным величинам  $D$ ,  $a$ ,  $c$  и содержанию компонентов  $v$ . Для этого составляются и совместно рассматриваются уравнения баланса полезного ископаемого и баланса полезного компонента:

$$D = B - x + v; \quad (X.2)$$

$$D \frac{a}{100} = (B - x) \frac{c}{100} + v \frac{v}{100}. \quad (X.3)$$

Уравнение (X.2) выражает соотношение между массой добываемого полезного ископаемого и массой исходных балансовых запасов, уменьшенных потерями и увеличенных массой разубоживающих примесей. Уравнение (X.3) выражает соотношение между ответственными массами полезного компонента. Из совместного решения уравнений определяется масса разубоживающих пород:

$$v = D \frac{c - a}{c - b}.$$

Подставляя значение  $v$  в (X.1), получим выражение для вычисления показателя разубоживания полезного ископаемого:

$$R = \frac{c - a}{c - b} 100\%. \quad (X.4)$$

Для определения массы примесей, если известен показатель разубоживания, применима зависимость из (X.1)

$$v = \frac{DR}{100}. \quad (X.5)$$

Показатели извлечения и потерь вычисляются как отношение добываемого полезного ископаемого к погашаемым запасам

$$I = \frac{D(a - v)}{B(c - v)} 100\%; \quad (X.6)$$

$$P = 100 - I = \left(1 - \frac{D(a - v)}{B(c - v)}\right) 100\%. \quad (X.7)$$

Если породы, засоряющие полезное ископаемое, не содержат полезных компонентов ( $v=0$ ), расчетные формулы упрощаются и принимают вид

$$I = \frac{Da}{Bc} 100\%, \quad (X.8)$$

$$P = \left(1 - \frac{Da}{Bc}\right) 100\%, \quad (X.9)$$

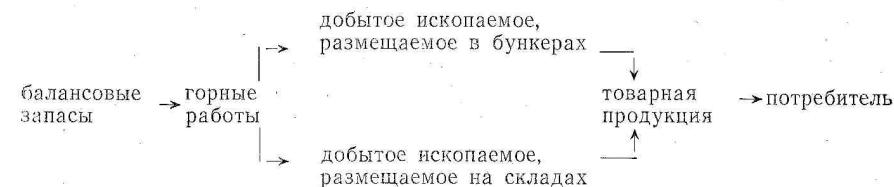
$$R = \frac{c - a}{c} 100\%. \quad (X.10)$$

Приведенные зависимости положены в основу существующих инструкций по учету потерь и разубоживания полезных ископаемых. Применительно к ним составлены вычислительные программы, отчетные ведомости.

При всей распространенности формул следует отметить их особенности и возникающие при учете осложнения. Функциональные зависимости между составными членами основываются на положениях законченного цикла производства, когда вся масса отбитого полезного ископаемого с горных участков и шахты всей своей массой выдается на поверхность и отправляется потребителям. Для применения формул существует строгая производственная последовательность операций, выражаемая схемой:

балансовые запасы → горные работы → добывное ископаемое → взвешивание, опробование → потребитель

Однако при задержке части добываемого ископаемого в блоках и на складах или при отгрузке потребителям продукции из прошлых периодов добычи производственные связи усложняются. При работе предприятий по усложненной схеме возникают зависимости, не отраженные в формулах; измеренных величин становится больше



При работе по второй схеме исключено соответствие между исходными балансовыми запасами, взвешенной и опробованной товарной продукцией, поступившей потребителю.

В этих условиях связи между измеренными величинами изменяются и применяемые формулы нуждаются в коррективах и уточнениях. В частности, при этом основной член формул — масса добытого ископаемого — в производственной деятельности рудников не измеряется или измеряется приближенно приемами оперативного учета. Поэтому в расчеты вводится масса отправленного потребителям (товарного) полезного ископаемого. Эти величины — необходимая для расчетов  $D$  и заменяющая ее величина  $T$  — существенно различны. Они однозначны лишь в единственном случае — при отправке потребителям в течение отчетного периода всего добытого полезного ископаемого и исключении поступлений со складов.

Также существенно различны качественные характеристики полезного ископаемого — добытого и товарного; первую из них а необходимо вводить в формулы, в расчеты же вводится  $a_1$  — содержание компонентов в отправленной потребителем (товарной) руде.

При пользовании рассматриваемыми формулами неправильно истолковываются факторы разубоживания. Как видно из приведенных математических зависимостей, процесс разубоживания принимается как результат влияния примешанных пород; действие других факторов игнорируется. Поэтому вычисления по формуле (X.5) приводят к завышенным результатам. Из-за упрощенного представления о протекающем при горных работах процессе качественного ухудшения полезного ископаемого остаются неясности в назначении и истолковании сущности вычисленного коэффициента разубоживания. Например, по формуле (X.4) вычислены показатели разубоживания железной руды на шахте «Северная» в блоке 41, где содержание железа в разрабатываемых запасах  $c_1=56,82\%$ , в добытой руде  $a_1=54,42\%$ , в разубоживающих примесях  $b_1=39,10\%$ , и на шахте «Гигант» в блоке 173—175, где содержание железа соответственно —  $c_2=53,88\%$ ,  $a_2=51,50\%$ ,  $b_2=25,00\%$ :

$$P_1 = \frac{56,82 - 54,42}{56,82 - 39,10} 100 = 13,5\%;$$

$$P_2 = \frac{53,88 - 51,50}{53,88 - 25,00} 100 = 8,2\%.$$

По приведенным данным и расчетам видно, что на шахтах разрабатываются близкие по качеству запасы; снижение качества в процессе добычи руды на шахтах одинаковое: в первом случае  $y_1=2,40\%$  Fe, а во втором  $y_2=2,38\%$  Fe. Следовало бы ожидать, что вычисленные показатели разубоживания будут одинаковыми. Однако этого не происходит из-за того, что на первой шахте разубоживание вызвано примесями богатых железистых пород (39,10% Fe), а на второй — бедных (25,00% Fe). Расчеты по формуле привели к разновеликим показателям разубоживания:  $P_1=13,5\%$ ,  $P_2=8,2\%$ . Это произошло потому, что формула (X.5) характеризует не столько степень разубоживания, сколько количеств-

во поступивших в добывное полезное ископаемое разубоживающих примесей. Очевидно, что для снижения содержания железа на 2,40% на шахте «Северная» в добывную руду поступило большее количество сравнительно богатых разностей, чем на шахте «Гигант», где разубоживающие примеси значительно беднее.

Вычисленные в данном случае показатели характеризуют не снижение качества руды, а количество разубоживающих примесей и показывают, что на шахте «Северная» горные работы обусловливают поступление в добывное полезное ископаемое значительного количества примесей. Для уточнения оценок вычисленные коэффициенты разубоживания сопровождаются показателями эксплуатационного снижения качества добытой руды  $y_1$  и  $y_2$ .

В приведенные формулы входит содержание полезных компонентов в разубоживающих примесях  $b$ . При вычислении по ним показателей извлечения можно лишь гипотетически принимать, что разубоживают полезное ископаемое породы висячего или лежачего бока с присущей им качественной характеристикой. Очаги разубоживания по их местоположению в блоках остаются неустановленными, а поэтому вводимое в формулы содержание компонентов в примесях остается неопределенной величиной. Проводимое опробование вмещающих пород создает иллюзию надежного определения величины  $b$ , однако в действительности значение  $b$  определяется весьма приближенно.

Из-за перечисленных недостатков проводимый на горных предприятиях учет извлечения, потерь и разубоживания полезных ископаемых остается неполноценным.

## 6. Горные работы и распределение полезных компонентов в добытой руде

При добыче руды в ней всегда происходит в той или иной степени перераспределение полезных компонентов: часть добытой рудной массы обогащается за счет обеднения другой ее части. Этот процесс, называемый сегрегацией руды, зависит от ее физических свойств и технологий добычи.

Сегрегация существенно влияет на организацию сортировки, обогащения и в конечном итоге на содержание полезных компонентов в товарной руде. В связи с этим П. И. Кудряшовым на железорудных месторождениях Кривого Рога проведено изучение зависимости содержания от крупности кусков руды.

Первые испытания технических проб товарной руды проведены Механобрчерметом. Для этого на семи шахтах были отобраны по три пробы массой 40—60 т. Каждая пробы обрабатывалась по одной из схем с рассевом руды на следующие классы крупности (мм):

схема 1: 80—35; 35—8; 8—0;

схема 2: 80—35; 35—6; 6—0;

схема 3: 80—20; 20—6; 6—0.

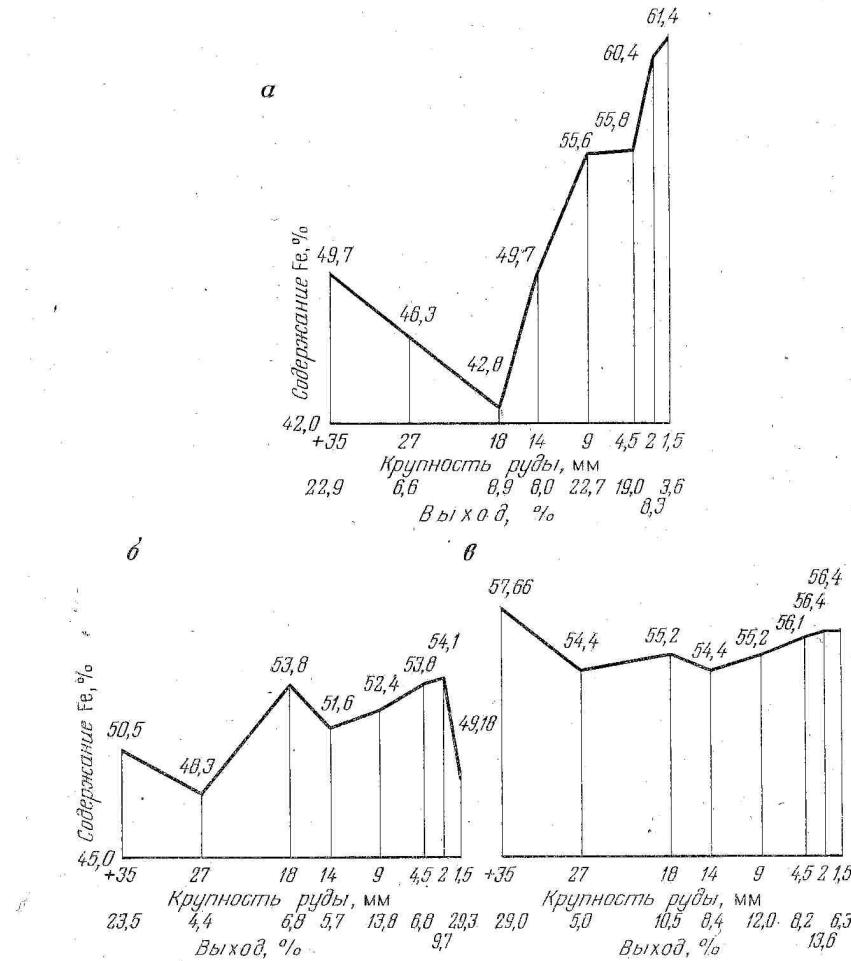


Рис. 109. Результаты ситовых анализов валовых проб руды центральных месторождений Кривбасса.  
а — шахта им. С. М. Кирова; б — шахта «Гигант»; в — шахта «Коммунар-Победа»

Руда каждого класса крупности взвешивалась и опробовалась на железо. Всего было обработано 660 т руды. По результатам обработки проб были определены средние значения признаков и построены графики (рис. 109, 110).

Из графиков видно, что связь между крупностью руды и содержанием железа четко выражена на месторождениях, разрабатываемых шахтами им. С. Орджоникидзе, им. В. И. Ленина и им. С. М. Кирова, и менее четко на шахтах «Гигант» и «Коммунар-Победа».

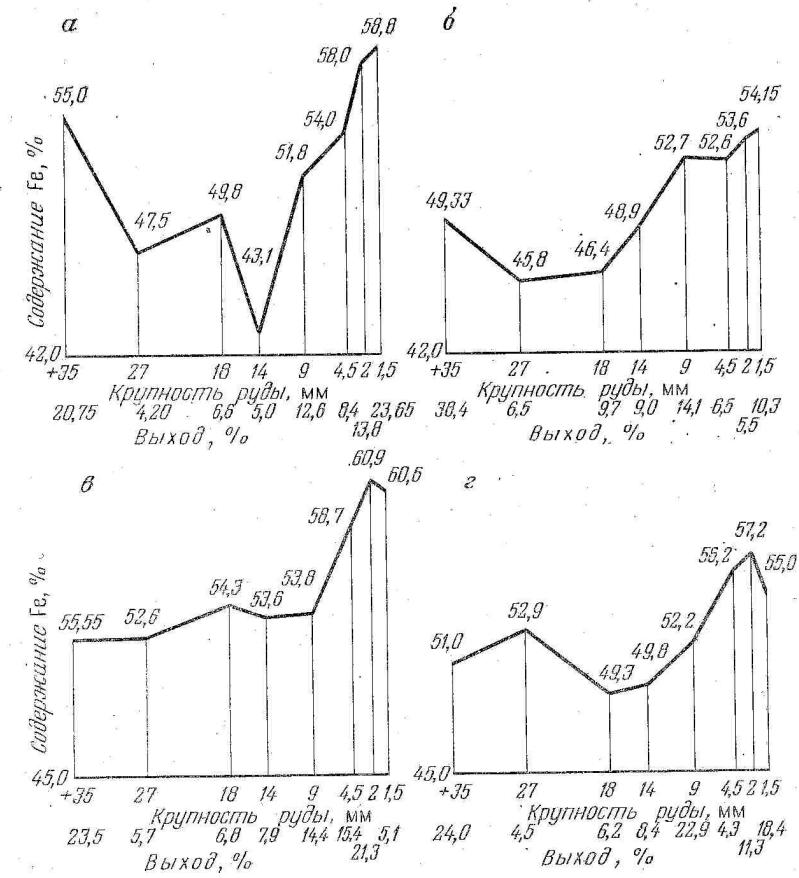


Рис. 110. Результаты ситовых анализов валовых проб руды северных месторождений Кривбасса.

а — шахта им. С. Орджоникидзе; б — шахта «Новая» (рудоуправление им. Розы Люксембург); в — шахта «Центральная» (рудоуправление им. М. В. Фрунзе); г — шахта «Центральная» (рудоуправление им. XX партсъезда)

Для выявления характера и закономерностей связи рассмотрены результаты 80 проб рядовой руды, отобранных на 20 шахтах бассейна. Материал каждой пробы разделен на четыре класса крупности (мм): +100, 100—35, 35—10, 10—0. Руда всех фракций взвешена и опробована. Установлено, что связь между крупностью руды ( $X$ ) и содержанием железа ( $Y$ ) является статистической и характеризуется следующими величинами:

$$\bar{X} = 56,0 \text{ мм}; \quad \sigma_x = 48,40 \text{ мм};$$

$$r_{x, y} = -0,30.$$

$$\bar{Y} = 53,05\%; \quad \sigma_y = 4,8\%;$$

Вычисленные характеристики указывают на небольшие колебания содержания железа ( $(53,05 \pm 4,8\%)$ ) и достаточно выражен-

Таблица 34

Крупность руды $X$ , мм	$nY$	$n$	Групповые средние $\bar{Y}_x$ , %	Среднее содержание железа $\bar{Y}$ , %	$\bar{Y}_x - \bar{Y}$	$(\bar{Y}_x - \bar{Y})^2$	$n(\bar{Y}_x - \bar{Y})^2$
130	1022	20	51,10	53,05	-1,95	3,80	76,0
67	1050	20	52,50	53,05	-0,55	0,30	6,0
20	1055	20	52,75	53,05	-0,30	0,90	1,8
6	1117	20	55,85	53,05	+2,80	7,84	156,8

$$\eta_{yx} = \sqrt{\frac{\sum n(\bar{Y}_x - \bar{Y})^2}{\sum n^2_y}} = 0,36.$$

ную линейную связь между крупностью руды и содержанием железа ( $r=-0,30$ ).

Для оценки тесноты нелинейной связи рассмотрены групповые средние значения содержания железа и вычислено корреляционное отношение (табл. 34).

Из сопоставления коэффициента корреляции ( $r=-0,30$ ) и корреляционного отношения ( $\eta=0,36$ ) следует, что связь содержания железа с крупностью фракций руды существует, ее форма близка к линейной, содержание железа заметно повышается при уменьшении крупности руды.

Для выявления характера распределения содержания железа при иных границах классов и большем их числе (рис. 111) исследована руда, разделенная на семь классов (мм): +80, 80—50, 50—35, 35—20, 20—10, 10—5, 5—0. По результатам опробования классов руды вычислены средние значения крупности руды  $\bar{X}$  и содержания железа  $\bar{Y}$ , стандарты величин  $\bar{X}$  и  $\bar{Y}$ , коэффициент корреляции, корреляционное отношение и параболический коэффициент регрессии:

$$\begin{aligned} \bar{X} &= 39,58 \text{ мм}; & \sigma_x &= 38,53 \text{ мм}; \\ \bar{Y} &= 55,46\%; & \sigma_y &= 5,37\%; \\ r &= -0,233; & \eta &= 0,836; & R &= 0,354. \end{aligned}$$

Зависимость содержания железа от крупности руды здесь впервые охарактеризована как нелинейная. Уравнение регрессии  $\bar{Y}$  на  $\bar{X}$  определено в форме параболы второй степени:

$$y = 0,00091x^2 + 0,066x + 53,94.$$

Сопоставление вычисленных и фактических значений содержания железа дано на рис. 112. Как показывает кривая, при увеличении крупности кусков руды от 5—6 до 65 мм содержание железа непрерывно понижается, но далее по мере увеличения крупности от 65 до 120 мм оно возрастает. Минимум кривой распределения расположен в зоне рудных фракций, имеющих крупность 65 мм. В мелких фракциях руды изменение содержания железа

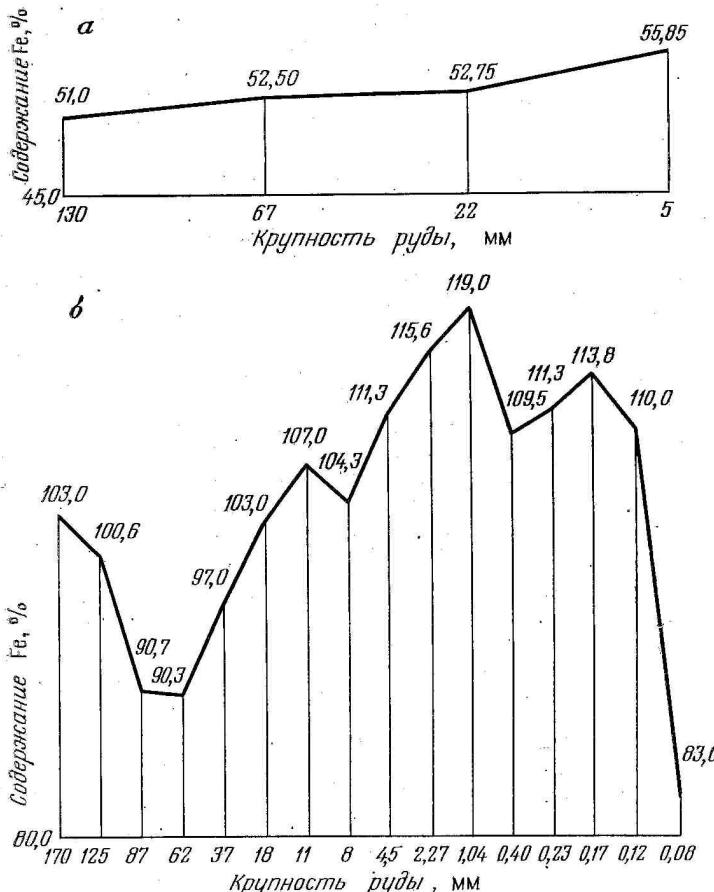


Рис. 111. Характеристика качества и крупности добываемых железных руд:  
а — для рядовой руды по материалам 20 шахт Кривбасса; б — для разубоженных магнитовых руд по материалам 16 шахт Кривбасса

происходит довольно быстро, а в крупных медленнее. Таким образом, содержание железа и крупность фракций в рудах Криворожского бассейна имеют достаточно тесную нелинейную связь.

В эксплуатационных блоках месторождений последняя стадия выпуска и выдачи обрушившейся руды всегда сопровождается поступлением разубоженной массы. Разубоженные магнитовые и гидрогематит-магнитовые руды Криворожского бассейна представляют собой смесь остатков промышленных руд с вмещающими и налегающими породами. По составу разубоженные руды являются смесью богатых железом рудных кусков и кусков железистых пород с низким содержанием железа, изменяющимся в широких пределах. Содержание железа в разубоженных рудах колеблется от 32 до 48%.

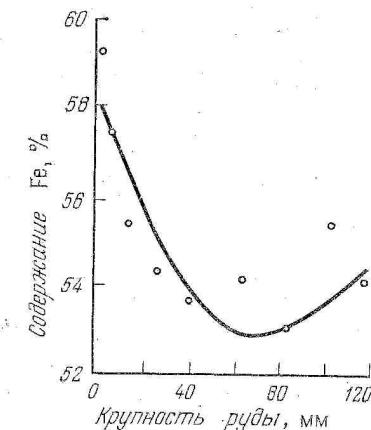


Рис. 112. График зависимости содержаний железа и крупности рядовой руды

щими числовыми характеристиками и обработке результатов опробования различны по качеству партии руды вычислены относительные значения содержания железа. Для этого в пределах каждого класса крупности содержание железа выражено относительным числом, вычисленным как частное от деления содержания железа в рассматриваемой фракции на среднее содержание его в данной партии руды.

Для первой группы получены значения

$$\begin{aligned} \bar{x}_1 &= 26,5 \text{ мм}; & \sigma_x &= 41,6 \text{ мм}; \\ \bar{y}_1 &= 104,5\%; & \sigma_y &= 16,2\%; \\ r_1 &= -0,254; & \eta_1 &= 0,70. \end{aligned}$$

По данным второй группы

$$\begin{aligned} \bar{x}_2 &= 28,8 \text{ мм}; & \sigma_x &= 44,0 \text{ мм}; \\ \bar{y}_2 &= 103,7\%; & \sigma_y &= 15,0\%; \\ r_2 &= -0,256; & \eta_2 &= 0,68. \end{aligned}$$

Выполненной оценкой установлено существенное расхождение между значениями  $r$  и  $\eta$ . Следовательно, при 16 классах крупности руды связь между признаками имеет выраженную нелинейную форму.

$$Y = 0,00286X^2 - 0,0819X + 90,892.$$

По уравнению регрессии проведено табулирование функции и вычислены ординаты параболы, сопоставленные с эмпирическими групповыми средними значениями. Почти во всех классах крупности разность между теоретическими и измеренными значениями признака составляет менее  $\pm 6\%$ .

Для выявления и характеристики изучаемой зависимости содержания железа и крупности в разубожженных рудах проведена гранулометрическая классификация 26 партий руды, отобранных на девяти шахтах бассейна. Все руды частично засорены вмещающими породами. При ситовом анализе эти руды разделены на 16 классов крупности. Фракции руды взвешены и опробованы и по ним получены две группы результатов измерений — 148 и 178 парных значений крупности руды и содержания железа.

Каждая партия руды в соответствии с природной неравномерностью распределения минералов в залежи отличается присущим ей уровнем качества и соответствующими. При математическом обобщении и обработке результатов опробования различных по качеству партий руды вычислены относительные значения содержания железа.

Для этого в пределах каждого класса крупности содержание железа выражено относительным числом, вычисленным как частное от деления содержания железа в рассматриваемой фракции на среднее содержание его в данной партии руды.

Вычисленное здесь значение параболического коэффициента регрессии

$$R_{yx} = \frac{\sqrt{\frac{1}{N} \sum n_x \bar{Y}^2_x - \bar{Y}^2}}{\sigma_y} = 0,97$$

указывает на достаточную близость практического распределения к параболической форме.

По вычисленным ординатам  $y$  построено изображение теоретической кривой (рис. 113). Из рисунка видно, что при хорошей сходимости ординат средней части начальные и концевые точки вычисленной параболы и кривой эмпирического распределения значительно расходятся. Парабола представительно выражает распределение на участке крупности от 87 до 0,17 мм. В этих границах построенный график достаточно для характеристики связи между крупностью руды и содержанием железа. Изменение содержания железа за пределами названных значений (более 87 и менее 0,17 мм) отличается от параболической формы.

Приведенные критерии и графики указывают на то, что изменение содержания железа в зависимости от крупности в криворожских рудах имеет нелинейный вид. Однако из детального рассмотрения графиков следует, что вид кривой распределения более сложен, чем рассмотренная параболическая форма. Для строгого решения вопроса было продолжено отыскание формы кривой, более представительно выражющей изучаемую связь; применен метод обобщенных координат и интерполяционная формула Лагранжа. Графические изображения зависимостей показаны на рис. 114. Построенные кривые графика позволяют сделать вывод, что фракции руды крупностью 11—0,12 мм характеризуются наибольшим, а фракции 87—37 м и 0,08—0 мм наименьшим содержанием железа. Содержание железа во фракциях крупностью 37—125 мм соответствует его среднему значению в рассматриваемой генеральной совокупности выделенной партии руды.

Установленные закономерности изменения содержания железа в зависимости от крупности руды весьма существенны для выделения типов и классов руд при подготовке их к metallurgicalому переделу.

Добытая рудная масса представляет собой механическую смесь полезного ископаемого и вмещающих пород. Из-за естественной сложности геологического строения залежи, обусловленной наличием фаз оруденения, при выпуске из блоков и доставке к

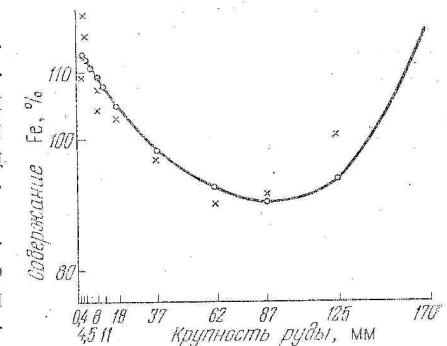


Рис. 113. Параболическая кривая распределения содержания железа в разубожженных рудах Криворожского бассейна

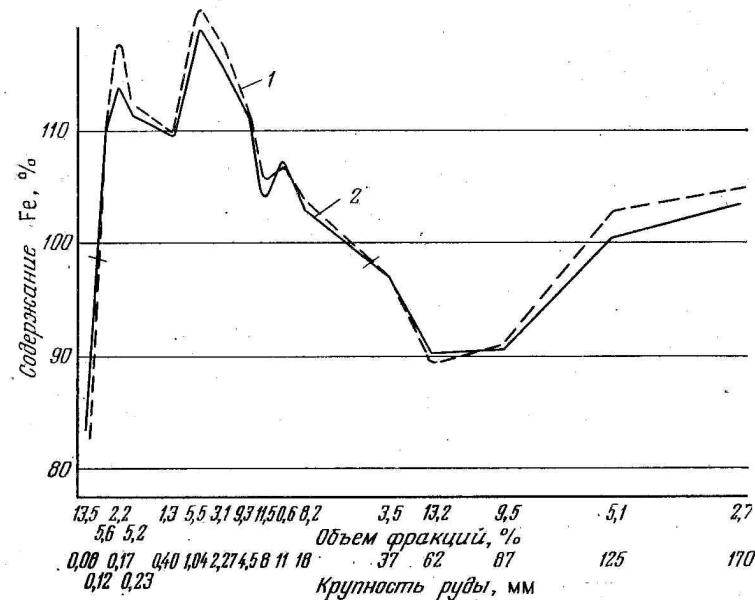


Рис. 114. Полиноминальные кривые распределения содержания железа в разубоженных рудах

бункерам не всегда возможно разделить типы руд. Принятый на шахтах бассейна порядок раздельной выдачи руд — в основном тремя рудопотоками — мартеновская, доменная, разубоженная — является первым приближением к выделению разностей определенного минерального состава и качества.

На дробильно-сортировочных фабриках разделение типов проводится методом классификации по гранулометрическим и магнитным признакам. Из общего потока мартеновских руд выделяются кусковые мартеновские фракции (+10 мм). Поток доменных руд, составляющий 91—93% общей добычи, разделяется на фракции +10 и —10 мм и в зависимости от металлургической ценности — на соответствующие классы товарных руд.

Для повышения однородности качественного состава (усреднения) на эстакадах выполняются поочередное складирование и раздельная отгрузка каждого класса металлургического сырья. Получившие распространение методы предварительной подготовки руд подземной добычи на шахтах не обеспечивают в необходимых пределах повышения качества товарных руд. Практикуемое смещивание кусковых руд (~50% Fe) и рудной мелочи (~55% Fe), ухудшая металлургическую ценность кусковых руд, приводит к увеличению содержания железа лишь в пределах 1%.

Установленные закономерности распределения содержания железа в добываемой руде создали основу для корректирования границ между типами и фракциями руды на дробильно-сортировочных

фабриках. При переработке разубоженных руд выделение промышленных разностей, направляемых на агломерацию, определяется крупностью фракций 0,1 и 11 мм. При выделении мартеновских руд принимается крупность фракций 11—30 мм, а для кусковых разностей — в пределах 11—37 мм и +87 мм. Общие границы выделяемых из разубоженной массы промышленных разностей определены областью 0,1—30 мм.

## 7. Сегрегация, потери и разубоживание отбитой руды

Рудные месторождения характеризуются большей или меньшей естественной неравномерностью распределения рудообразующих минералов. Типы, сорта и разновидности руд различаются как содержанием полезных компонентов, так и минеральным составом. Визуально наблюдаемые при горных работах внешние изменения полезного ископаемого сопровождаются усложнением распределения в нем компонентов.

Приведенный анализ данных о содержании железа во фракциях отбитой руды позволил установить, что в динамике горного процесса наряду с общими изменениями состава и качественных свойств происходят изменения во фракциях отбитой руды — одни из них становятся беднее по содержанию компонентов, другие — богаче.

Отделение от массива залежи, дробление при взрывании, движение обрушенных масс — все добывочные операции сопровождаются разделением руды по крупности. Измельчение руды приводит к увеличению площади поверхностного обнажения отдельных ее кусков и выкрашиванию при этом части минералов. Выкрашивающиеся минералы примешиваются к мелким разностям руды. Поэтому мелкая руда (0,1—12 мм) становится наиболее богатой. Повышается содержание и в руде, имеющей крупность +116 мм.

Выкрашивание минералов в ходе производственного процесса происходит с различной интенсивностью и в значительной мере обусловлено текстурой и вещественным составом полезного ископаемого, крепостью, крупностью и формой минеральных зерен. Типы и разновидности руд различаются характером протекающей сегрегации, диапазоном крупности обогащенных и обедненных фракций.

Математической обработкой числовых данных шахт Кривого Рога установлено, что на месторождениях бассейна при протекающей сегрегации железных руд фракции, имеющие крупность 30—60 мм и <30 мм, становятся богаче, содержание железа в них повышается соответственно до 118 и 132% (по сравнению с исходным, принятым за 100%). Фракции руды, имеющие крупность 90—150 и >150 мм обедняются, содержание железа в них снижается соответственно до 90 и 94%. Фракции крупностью 60—90 мм содержат железа 84% (от исходного). Фракции пылеватые (изменяемые десятками микрон) теряют при сегрегации большую часть рудных минералов и обедняются в наибольшей степени (рис. 115).

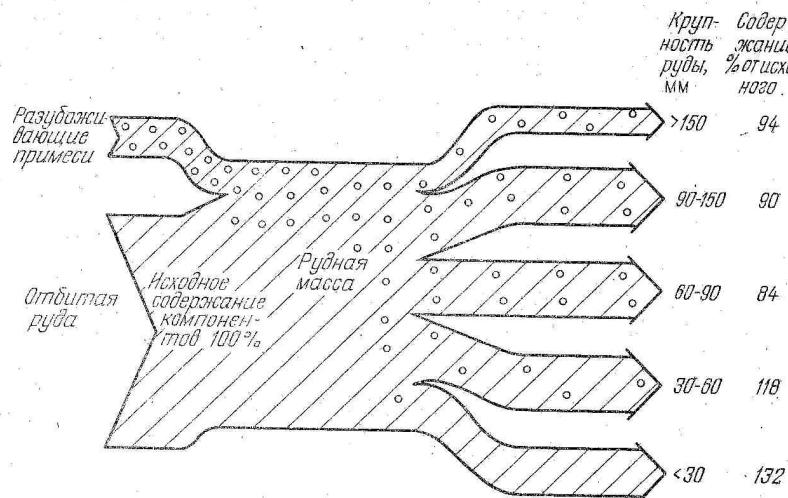


Рис. 115. Схема сегрегации рудной массы

Перераспределение минералов в рудной массе оказывает влияние на процессы образования потерь и разубоживания и на формирование ее свойств на отдельных производственных этапах. Обогащенная мелочь при выпуске из блоков, при скреперовании и других перемещениях рудной массы, как более тяжелая, занимает нижние слои движущегося потока, а поэтому в первую очередь задерживается в отработанном и обрушенном пространстве, на гребнях воронок, подошве и бортах выработок.

Опытные опробования, проведенные инженером К. П. Быковым на Лениногорском руднике, показали, что большая часть потерь отбитой руды состоит из скоплений обогащенной мелочи. Потеря рудной мелочи в блоках и панелях непропорционально уменьшает весовое количество содержащихся полезных компонентов и приводит к обеднению кусковых фракций и изменению минерального состава добываемой руды.

В условиях протекающей сегрегации образование потерь и возникновение разубоживания не является единовременным фактором, вызванным механическим отделением части запасов полезного ископаемого и примесью к добываемой массе непромышленных разностей. Образование потерь руды — это процесс, связанный с выделением и оставлением в недрах, по пути перемещения и хранения разностей руды, отличающихся от основной отбитой массы формой, качеством; процесс, сопровождающийся изменением минерального состава отбитых исходных запасов (рис. 116). Разубоживание руды — это процесс снижения ее качества, связанный с влиянием многих действующих факторов: примесью пустых пород и непромышленных типов руд, неравномерностью распределения полезных компонентов, сегрегацией отбитой в блоках массы, потерей богатых разностей (см. рис. 116).

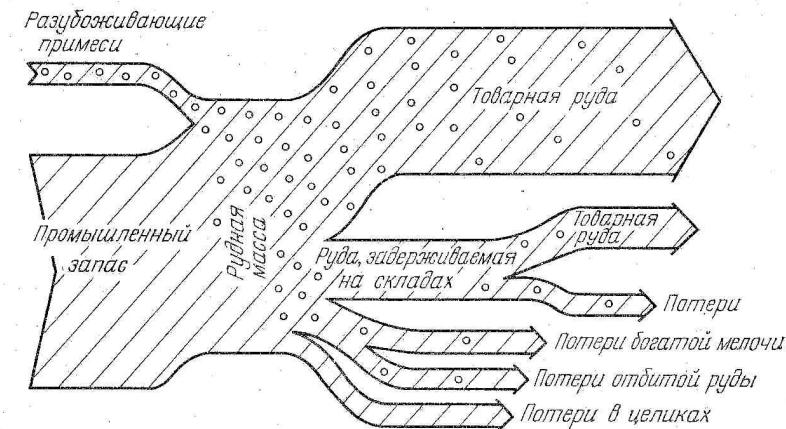


Рис. 116. Модель процессов потерь и разубоживания руды

## 8. Теоретические основы определения показателей извлечения запасов в динамике горных работ

Динамика современной добычи и учета полезных ископаемых сложна и многообразна. Отбитая на горных участках и в забоях выработок масса полезного ископаемого в течение отчетного периода задерживается в блоках, на складах поверхности, отгружается потребителям. При выдаче из блоков или перед разгрузкой в подземный бункер ископаемое опробуется и определяется его масса (взвешиванием или подсчетом числа вагонов); по секциям бункеров выделяются рудные потоки различного назначения. Выданная на поверхность масса рудопотоком направляется в бункеры (для отправки потребителям отдельными сортами), в приемное отделение дробильно-сортировочной фабрики (для подготовки к металлургическому переделу), в штабеля. Продукция фабрики поступает в бункеры или на склад, где к ней примешиваются остатки прошлых периодов добычи. Товарное полезное ископаемое, погруженное в вагоны, перед отправкой потребителям опробуется и взвешивается.

Для характеристики массы полезного ископаемого в зависимости от его назначения и местоположения в производственных условиях применяются термины: отбитое, добытое, товарное полезное ископаемое и рудная масса.

**Отбитое** — полезное ископаемое, отделенное от разрабатываемого массива залежей силой взрыва или механическими средствами и расположенное в пределах эксплуатационного блока, горного участка или уступа (при открытых горных работах).

**Добытое** — полезное ископаемое, выданное из пределов эксплуатационных блоков, горных участков и уступов на земную поверхность и размещенное на складах, в штабелях, бункерах.

Товарное — отгруженное потребителям или погружено в транспортные сосуды (ж.-д. вагоны, автомашины), взвешенное и опробованное полезное ископаемое.

Рудная масса — отбитое или добытое из балансовых запасов рудных месторождений полезное ископаемое вместе с примешанными к нему в процессе горных операций разубоживающими примесями.

Для установления соотношений между исходными запасами, потерями и отдельными названными видами запасов принимаются следующие обозначения:

$B$ ,  $C$  — соответственно количество погашенных балансовых запасов полезного ископаемого блока, участка или шахты и отбитое полезное ископаемое, т;

$c$ ,  $c_1$  — соответственно содержание полезных компонентов в  $B$  и  $C$ , %;

$D$ ,  $T$  — масса добытого и товарного полезного ископаемого, т;

$a$ ,  $a_1$  — содержание полезных компонентов в  $D$  и  $T$ , %;

$o_1$ ,  $o_2$  — переходящие остатки добытого или отбитого полезного ископаемого (на складах, в бункерах, блоках) соответственно на начало и конец отчетного периода, т;

$e_1$ ,  $e_2$  — содержание полезных компонентов в  $o_1$  и  $o_2$ , %;

$x_o$ ,  $x_n$  — масса потерянного отбитого и неотбитого (в целиках) полезного ископаемого, т;

$c_o$ ,  $c_n$  — содержание полезных компонентов в  $x_o$  и  $x_n$ , %;

$V$ ,  $v$  — масса разубоживающих примесей, т, и содержание полезных компонентов в примесях, %.

Основной характеристикой полноты выемки полезных ископаемых из недр служит показатель извлечения. Различают видимое и истинное извлечение. Показатель видимого извлечения полезных ископаемых представляет собой отношение массы добытого полезного ископаемого к массе отработанных балансовых запасов месторождения:

$$I_v = \frac{D}{B} 100\%.$$

В процессе горноэксплуатационных операций из отрабатывающих балансовых запасов теряется часть полезного ископаемого ( $x$ ) и вместе с тем к отбитому полезному ископаемому примешиваются попутно добытые (разубоживающие) породы и забалансовые разности запасов ( $V$ ). Происходящее изменение массы и вещественного состава добытого полезного ископаемого выражается зависимостью

$$B - x + V = D.$$

Если масса поступивших примесей более массы потерянного полезного ископаемого  $B > x$ , то масса добытой руды будет превышать массу отработанных запасов  $D > B$ . В зависимости от соотношения величин  $V$  и  $x$  показатель видимого извлечения  $I_v$  может принимать различные либо завышенные, либо заниженные чис-

ленные значения, однако получение достоверной характеристики извлечения запасов по отношению  $\frac{D}{B}$  исключено. Извлечение запасов и проводимые горные работы более правильно характеризуются показателем истинного извлечения, вычисляемым из соотношения

$$I = \frac{D - B}{B} 100\%.$$

В таком виде численное выражение извлечения запасов служит основной характеристикой производственной деятельности предприятия и часто применяется для сопоставительной оценки систем разработки.

Погашенные в течение отчетного периода балансовые запасы полезного ископаемого (и содержащиеся в них полезные компоненты) определяются массой отбитого полезного ископаемого и потерянных целиков:

$$Bc = Cc_1 + x_n c_n.$$

Добытое полезное ископаемое определяется массой отбитого полезного ископаемого, его потерянной части и массой разубоживающих примесей:

$$Da = Cc_1 + x_n c_o + Bv. \quad (X.11)$$

Товарное полезное ископаемое определяется массой добытого полезного ископаемого и соответственным приращением массы остатков полезного ископаемого в течение отчетного периода:

$$Ta_1 = o_1 e_1 + Da - o_2 e_2. \quad (X.12)$$

Последовательное изменение вида отбитого полезного ископаемого при горных работах, переход его в товарную продукцию и зависимости между металлом в товарном и отбитом полезном ископаемом, в потерях, переходящих остатках выражаются многочленом, полученным из уравнений (X.11, X.12):

$$Cc_1 - x_n c_o + Bv + o_1 e_1 - o_2 e_2 = Ta_1.$$

Из многочлена определяется величина потерь отбитого полезного ископаемого и содержащихся в потерях полезных компонентов:

$$x_n c_o = Cc_1 - Ta_1 + o_1 e_1 - o_2 e_2 + Bv. \quad (X.13)$$

Общие потери равны сумме потерь отбитой массы и в целиках:

$$\Pi_{общ} = x_n c_o + x_n c_n.$$

Показатель потерь вычисляется как отношение общих потерь к погашенным балансовым запасам:

$$\Pi = \frac{x_n c_o + x_n c_n}{Cc_1 + x_n c_n} 100\%.$$

Подставляя в последнее выражение значение  $x_o c_o$  из (X.13), получим формулу показателя потерь:

$$P = \left(1 - \frac{T a_1 - o_1 e_1 + o_2 e_2 - B v}{C c_1 + x_h c_h}\right) 100\%. \quad (X.14)$$

Показатель извлечения, являющийся дополнением к показателю потерь до 100%, определяется формулой:

$$I = \frac{T a_1 - o_1 e_1 + o_2 e_2 - B v}{C c_1 + x_h c_h} 100\%. \quad (X.15)$$

Формулы (X.11) — (X.15) применимы для оценки горных работ, проведенных в отдельных блоках, горных участках, шахтах, а также горного предприятия в целом. При анализе системы разработки в пределах одного блока принимаются данные о запасах этого блока; остатках не выданной из блока руды и примесях разубоживающих пород, поступивших в отбитую руду в данном блоке, при рассмотрении итогов работы горного предприятия в формулы вводятся суммарные данные по горным участкам и шахтам, сведения об остатках полезного ископаемого на складах и в бункерах, на поверхности.

Определение показателя разубоживания как численной характеристики ухудшения добытой продукции связано с установлением зависимости между содержанием компонентов в балансовых запасах и в добывтом полезном ископаемом. Относительная величина качественного ухудшения полезного ископаемого выражается формулой

$$P = \frac{c - a}{c} 100\% \text{ или } P = \left(1 - \frac{a}{c}\right) 100\%.$$

Применение этой формулы, как уже отмечалось, осложняется тем, что один член формулы неизвестен (в ходе производственных измерений не определяется содержание компонентов в добывтом полезном ископаемом). Определить значение « $a$ » можно посредственным способом, по результатам измерения других производственных величин, в частности по зависимости между добывтым и товарным видами полезного ископаемого.

Из уравнения (X.12) следует

$$Da = Ta_1 - o_1 e_1 + o_2 e_2. \quad (X.16)$$

Отсюда определяются величины  $D$  и  $a$ :

$$D = T - o_1 + o_2.$$

$$a = \frac{T a_1 - o_1 e_1 + o_2 e_2}{T - o_1 + o_2}. \quad (X.17)$$

Качественная характеристика балансовых запасов содержит в известной мере устаревшие сведения. Поэтому, учитывая систематическое пополнение геологической информации о залежах и запасах, основной член формулы (X.3) необходимо принимать как

качественную характеристику погашаемых в данном квартале запасов и вычислять значение « $c$ » по сумме имеющихся данных

$$c = \frac{Cc_1 - x_h c_h}{C + x_h}. \quad (X.18)$$

Вычисленное по формуле (X.18) значение содержания вполне представительно характеризует погашенные запасы и вместе с тем всегда отличается от устаревших геологических сведений.

С установлением значения содержания « $a$ » и с учетом сделанных замечаний относительно содержания компонентов в погашенных запасах « $c$ » формула для определения показателя разубоживания полезного ископаемого при горных работах принимает вид

$$P = \left(1 - \frac{T a_1 - o_1 e_1 + o_2 e_2}{(T - o_1 + o_2)c}\right) 100\%. \quad (X.19)$$

При отсутствии переходящих остатков отбитого и добываемого полезного ископаемого (если полезное ископаемое из блоков и забоев выдается на поверхность и без задержек на складах-отвалах, без поступлений из остатков прошлых периодов отгружается потребителям) формулы для определения потерь и разубоживания, упрощаясь, принимают вид

$$P = \left(1 - \frac{T a_1 - B v}{C c_1 + x_h c_h}\right) 100\%. \quad (X.20)$$

$$I = \frac{T a_1 - B v}{C c_1 + x_h c_h} 100\%, \quad (X.21)$$

$$P = \left(1 - \frac{a_1}{c}\right) 100\%. \quad (X.22)$$

При анализе процесса разубоживания и вычислении показателя потерь возможно установить не только степень качественного ухудшения полезного ископаемого (собственно разубоживание), но и определить количество разубоживающих примесей. С этой целью обратимся к рассмотренным ранее уравнениям массы товарного полезного ископаемого и массы металла:

$$Ta_1 = Cc_1 - x_o c_o + Bv + o_1 e_1 - o_2 e_2;$$

$$T = C - x_o + B + o_1 - o_2.$$

Из совместного решения уравнений определяется масса разубоживающих примесей:

$$B = \frac{T(c_1 - a_1) + x_o(c_1 - c_o) - o_1(c_1 - e_1) + o_2(c_1 - e_2)}{c_1 - b}. \quad (X.23)$$

Рассмотрим составные члены уравнения (X.23). При высокой производительности рудника, значительной массе товарной продукции  $T$  и сравнительно небольшой изменчивости качества переходящих остатков  $o_1$  и  $o_2$  (как это имеет место на рудниках Кри-

вого Рога) второй и третий члены числителя могут быть сокращены, так как сумма их близка к нулю

$$-o_1(c_1 - e_1) + o_2(c_1 - e_2) \approx 0.$$

Примесь разубоживающих пород, как известно, не единственный фактор разубоживания. Влияние сегрегации и выделение в потери тяжелых и богатых фракций руды, потери богатых запасов блоков можно выразить введением в знаменатель формулы (X.23) поправочного коэффициента  $K$ .

С учетом сделанных замечаний формула для определения массы разубоживающих примесей принимает вид

$$B = \frac{T(c_1 - a_1) + x_0(c_1 - c_0)}{K(c_1 - b)}. \quad (X.24)$$

Как показывает практика, величина коэффициента может быть принята для железорудных месторождений  $K_{ж} = 1,5$ , для полиметаллических  $K = 2,0$ .

Достоинства полученных формул (X.12)–(X.24) по сравнению с аналогичными формулами (X.4)–(X.10) заключаются в следующем.

1. В расчеты не вводится балансовый запас полезного ископаемого  $B$ , вычисляемый по геологическим данным с погрешностями  $\pm 20\text{--}30\%$ . Вместо него в формулы введена величина отбитых запасов  $C$ , определяемая по контурам залежи, показанным на планах нарезных и очистных выработок; погрешность определения величины  $C$  обычно не более  $\pm 6\text{--}8\%$ . Точность определения содержания полезных компонентов в отбитых запасах  $c_1$  также значительно выше (на порядок единиц), чем точность  $c$ .

2. Разубоживание рассматривается не только как результат примеси пород, но как глубокий процесс, вызванный комплексом

влияющих факторов. При этом исключается упрощенное толкование разубоживания как

$$P, \% = \frac{B}{D} 100,$$

для вычисления массы разубоживающих примесей  $B$  приводится формула (X.24).

3. В формулы (X.14) и (X.15) составными членами входят величины  $B$  и  $v$ . При всей трудности определения их реальных значений и малой достоверности включаемых в расчеты величин не удалось выразить существующие и рассматриваемые зависимости без учета количества и качества разубоживающих примесей; они остались в формулах. Однако по положению в формулах в виде относительной величины

$$\frac{Bv}{Cc_1 + x_h c_h},$$

$v$  и  $v$  оказывают малое влияние на вычисляемые потери  $P$  и разубоживание  $I$ . Анализ показывает, что возможные погрешности в значениях  $B$  и  $v$ , достигающие  $\pm 40\text{--}50\%$ , исказят результат в пределах одной единицы вычисляемого показателя. Для исключения неопределенностей при установлении значений  $B$  и  $v$  следует принять аналитический способ вычисления величины  $B$  по формуле (X.24).

Рассмотренные зависимости и полученные формулы применимы для определения потерь и разубоживания полезных ископаемых при подземном и открытом способах разработки месторождений. Учет может проводиться по горному предприятию в целом и по горным участкам — для анализа применяемых систем разработки и оценки новых методов и вариантов разработки. Применимы

Таблица 35

Исходные данные					Расчетные величины					Показатели	
Конечный остаток		Потери в целиках		Погашенный запас компонента $c$	Разубоживающие примеси компонента $v$	Потери в отбитой руде $x_0 c_0$	Общие потери $x_h c_h + x_0 c_0$	потерь, $P, \%$	разубоживания, $P, \%$		
масса $o_2$	содержание $e_2$	масса $x_h$	содержание $c_h$								
12	13	14	15	16	17	18	19	20	21		
116,3	54,35	12,6	57,10	371,3 647,0	12,79 45,04	33,91	41,10	11,1	5,4		

Общие сведения					Исходные данные					
Залежь	Этаж	Система разработки	Вариант системы	Элемент блока	Отбитая руда		Товарная руда		Начальный остаток	
					масса $C$	содержание $c$	масса $T$	содержание $a_1$	масса $o_1$	содержание $e_1$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Основная	475—400 м	Подэтажное обрушение	Глубокими скважинами	Массив блока	634,4	54,40	634,0	54,31	118,5	54,44

формулы для учета потерь и разубоживания полезных ископаемых при поблочных расчетах в паспортах блоков.

Пример. На руднике Первомайском (Кривой Рог) в III квартале 1973 г. при месячных замерах и съемках получены следующие характеризующие горные работы данные.

Отбито руды С=634,4 тыс. т; содержание железа в отбитой руде с<sub>1</sub>=57,40%.

Отгружено потребителям (товарная руда) Т=634,0 тыс. т с содержанием железа а<sub>1</sub>=54,31%.

Остатки полезного ископаемого на складах рудника на начало квартала о<sub>1</sub>=118,5 тыс. т, е<sub>1</sub>=54,44%, на конец квартала, о<sub>2</sub>=116,3 тыс. т, содержание железа е<sub>2</sub>=54,35%.

Потери руды в целиках (установленные по маркшейдерским планам) х<sub>н</sub>=12,6 тыс. т с содержанием железа с<sub>н</sub>=57,10%.

Содержание железа в разубоживающих породах (по опробованию вмещающих пород) в=28,4%.

Расчеты показателей горных работ выполнены в ведомости учета (табл. 35). Вычисление массы потерянных целиков руды и учет извлечения запасов, ранее отнесенных в потери, приведены в табл. 36 и 37 (масса указана в тыс. т, содержание железа в %).

Таблица 36

Положение целика: залежь, этаж, блок, слой	Вариант и система разработки	Размеры и масса руды целика				Содер- жание Fe, %	Масса метал- ла, т
		пло- щадь м <sup>2</sup>	высота м	объем, м <sup>3</sup>	масса, т		
Залежь „Основ- ная“ Слой 400—425 м	Подэтажное обру- щение, массив блока	27,8	6,8	189	700	53,8	376
То же		34,8	6,2	216	799	55,0	439
Слой 429—440 м		46,0	7,1	297	1098	56,1	616
То же		31,7	10,3	324	1199	54,0	647
Слой 452—458 м		39,4	8,9	351	1299	58,2	755
То же		40,5	6,0	243	898	57,4	516
Всего		21,6	5,0	108	400	57,9	232
		22,8	7,5	216	795	57,2	455
				12 602			7195

Таблица 37

Положение извлеч- енных запасов: залежь, этаж, блок	Дата извлечения запасов	Условия, при которых отработаны запасы	Извлеченные запасы	
			масса, тыс. т	содержание, Fe, %
Залежь „Основ- ная“ этаж 400— 475 м	VII 1973 г.	Самотечные руды	2,2	56,8

## Глава XI

### НОРМИРОВАНИЕ И МЕРЫ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### 1. Нормирование потерь и разубоживания полезных ископаемых

Одними из обязательных и необходимых элементов проводимых горно-геологических работ являются охрана недр и осуществление принципов рационального извлечения полезных ископаемых. Для сохранения накоплений природных ресурсов страны программа хозяйственных работ должна целесообразно сочетаться с заботами о промышленных перспективах. При современном уровне развития горной техники и технологии полное извлечение из недр разведанных запасов, с одной стороны, трудоемко и дорого, а поэтому не может быть рекомендовано, а с другой — допущение потерь части запасов ради удешевления горных работ или получения временных выгод также не может быть оправдано.

При разработке освоенных месторождений полезных ископаемых должны проводиться систематическое регулирование погашения запасов, развитие минерально-сырьевой базы и обеспечен экономический эффект горного производства. Поэтому в годовые и перспективные планы добычи минерального сырья включаются специальные нормативные показатели, позволяющие регулировать степень извлечения запасов каждого разрабатываемого месторождения. Этими показателями обуславливается уровень (норма) неизбежных потерь и разубоживания, определенная технология горных работ, соответствующие материальные, трудовые и денежные затраты на добычу полезных ископаемых.

Нормативные показатели — это технически и экономически обоснованный верхний предел потерь и разубоживания, допустимых при предстоящей разработке вскрытых и подготовленных месторождений. Нормирование осуществляется применительно к геологическим и горнотехническим условиям разработки запасов. При нормировании потерь и разубоживания применяются учетно-производственный, проектно-расчетный и комбинированный методы.

При учетно-производственном методе основой нормирования служат данные маркшейдерского учета, выявленные виды и величина потерь и разубоживания по рассматриваемому месторождению и применяемым системам разработки. Пулоченные из практики горных работ показатели анализируются, выявляются недостатки систем разработки и устранимые виды потерь и разубоживания; рассматриваются меры совершенствования горных работ и способы повышения извлечения запасов; рассчитываются дополнительные денежные и трудовые затраты для достижения возможно повышенного извлечения запасов. Нормативы для отдельных систем разработки устанавливаются как средние фактические, соответственно уменьшенные за счет применения организационно-технических улучшений и новой технологии разработки. В табл. 38

Таблица 38

Наименование систем разработки	За 1974 г.		Проектные потери по нормативам 1961 г. P <sub>пр</sub> , %	Возможное снижение потерь, %	Изменение условий залегания и корректива потерь, %	На 1975 г.	
	добыто, тыс. т	показатель потерь P, %				план добычи, тыс. т	плановый норматив потерь P <sub>н</sub> , %
Система подэтажно-камерного обрушения: отработка запасов камер	1219	16,2	14,8		-1,0	1050	13,8
Система подэтажного обрушения: а) вариант с отбойкой руды веерами глубоких скважин	580	21,0	19,3		-1,5	750	17,8
б) вариант "закрытый веер"	56	4,1	17,1		-3,0	—	—
в) отработка межкамерных целиков	636	17,3	16,2			1800	15,4
г) отработка потолочин	143	41,0	25,0			200	25,0
	19	37,8	38,0			40	38,0
Итого по системе подэтажного обрушения	162	40,6	26,5			240	27,1
Вариант с закладкой выработанного пространства	798	19,2	17,0			2040	16,8
Система подэтажных штреков	803	4,0	6,9			750	6,9
Всего	215	33,7	22,7		-1,0	250	21,7
	3035	16,2	17,4			3040	14,7

и 39 приведены примеры расчета нормативных показателей по рудоуправлению им. Коминтерна.

При проектно-расчетном методе основой нормирования служат данные лабораторных и опытно-производственных исследований технологии разработки и параметров эксплуатационных блоков, технико-экономический анализ горных работ, проектные материалы. По комплексу названных материалов применительно к горно-геологическим условиям участков и залежей рассчитываются проектные потери и разубоживание, устанавливаются обязательные нормы.

При комбинированном методе для установления норм потерь и разубоживания в качестве основы используются фактические производственные данные, полученные при разработке рассматриваемого месторождения и исправленные за счет вновь вводимой технологии очистной добычи. Наряду с этим широко применяется

Таблица 39

Наименование систем разработки	За 1974 г.		Проектное разубоживание по нормативам 1961 г. P <sub>пр</sub> , %	Возможное снижение разубоживания, %	Изменение условий залегания и корректива разубоживания, %	На 1975 г.	
	добыто, тыс. т	показатель разубоживания P, %				план добычи, тыс. т	плановый норматив разубоживания P <sub>н</sub> , %
1. Система подэтажно-камерного обрушения: отработка запасов камер	1219	11,7	8,9		-0,5	1050	8,4
Система подэтажного обрушения: а) отбойка руды веерами глубоких скважин	580	9,3	10,4		-0,5	750	9,9
б) вариант "закрытый веер"	56	13,1	13,1			1800	9,0
в) отработка межкамерных целиков	636	9,7	10,6			200	13,1
г) отработка потолочин	143	12,0	13,1			40	14,0
	19	12,4	14,0			—	—
Итого по системе подэтажного обрушения	162	12,0	13,2			240	13,2
Вариант с закладкой выработанного пространства	798	11,0	11,1			2040	9,5
Система подэтажных штреков	803	3,2	4,9			750	4,9
Всего	215	10,4	11,1			250	11,1
	3035	8,9	8,6			3040	8,5

способ экономических расчетов и оценок, сопоставлений вариантов разработки; используются экспериментальные данные по новым вариантам разработки, материалы и расчеты к прогнозированию потерь и разубоживания в связи с предстоящим изменением геологической обстановки.

Во всех случаях при нормировании должны быть учтены возможные изменения эксплуатационной площади, условий залегания месторождений и пространственного распределения качественных свойств полезного ископаемого. Должны найти отражение Основы законодательства Союза ССР об охране недр, возможности комплексного использования добываемого полезного ископаемого, опыт работы передовых предприятий страны. Совершенно

нежелательно в качестве нормативных принимать установившиеся фактические, причем весьма высокие.

Потери неотбитого и отбитого полезного ископаемого подлежат раздельному нормированию; потери в охранных целиках не нормируются. Контроль за соблюдением утвержденных нормативных показателей и правильным отражением их в технических отчетах проводится геолого-маркшейдерской службой горного предприятия и Госгортехнадзором.

На крупных горных предприятиях нормирование как определенный подготовительный этап проектирования выполняется научно-исследовательскими организациями. В Криворожском бассейне для установления проектных нормативов Криворожским горнорудным институтом в 1961 г. был проведен анализ применяемых в бассейне систем разработки, исследованы геологические особенности разработки залежей.

В 1972 г. были принятые Временные нормативы потерь и разубоживания руды при подземной очистной выемке для рудников Криворожского бассейна, разработанные НИГРИ. В последующие годы работы по экономической оценке и нормированию потерь и разубоживания продолжались. Специалистами НИГРИ обобщены данные производственной практики и теоретических исследований и сформулированы современные методические рекомендации [181]. В положениях этой работы обоснована необходимость установления влияния горно-геологических факторов и математически выражены зависимости между элементами залегания полезных ископаемых, содержанием железа, себестоимостью добычи руды, параметрами систем разработки и степенью извлечения запасов. Приведенные типовые расчеты служат хорошими примерами. В бассейне стало обязательным при утверждении плана предстоящих горных работ подробно рассматривать системы разработки и рассчитывать нормативы потерь и разубоживания железной руды.

Рассчитанные нормативные показатели потерь и разубоживания руды согласовываются в промышленном объединении «Кривбассруд» и утверждаются Госгортехнадзором УССР.

Исследованиями систем разработки в Кривом Роге установлены функциональные зависимости между степенью извлечения запасов и снижением качества. При проведении горных работ на рудниках часто за счет повышения потерь снижается разубоживание или в ущерб качеству снижаются потери.

На горных участках при формировании подземных рудопотоков вводятся изменения в технологические операции для повышения содержания железа в отгружаемых марганцевских сортах руды или количественного увеличения поставки доменных руд. В этих условиях характеристика использования недр выражается суммарным показателем потерь и снижения качества П+Р (в %). Из практики известно, что при разработке железорудных залежей системами подэтажного, подэтажно-камерного обрушения и подэтажными штреками общий показатель П+Р находится в пределах 21—27 %. Соотношение между уровнями потерь и разубоживания

непосредственно зависит от качества запасов полезного ископаемого, содержания железа во вмещающих разубоживающих породах и назначения добываемых руд. Богатые участки руд, как правило, разрабатывают с минимальными потерями (допуская возрастание себестоимости добычи), при разработке рядовых руд потери достигают 30—40 %. Расчеты показывают, что при разработке бедных железных руд следует считаться с возможностью двух вариантов: при непосредственном использовании руд в металлургическом переделе необходимо сохранять исходное качество и вести разработку запасов с минимальным разубоживанием; при сортировке или последующем обогащении добывших бедных руд следует, допуская разубоживание, осуществлять высокое извлечение запасов.

Анализ производственных данных устанавливает влияние на показатели разработки геологических факторов и параметров эксплуатационных блоков. Так, уменьшение мощности рудного тела приводит к возрастанию общих потерь и разубоживания, а выполнение — к повышенным потерям в треугольных целиках висячего и лежачего боков. Поэтому при планировании горных работ имеется основание снижать нормы потерь и разубоживания при значительной мощности залежей и увеличивать их при выполнении. На рудниках бассейна при уменьшении мощности залежей на 10—15 м и угле падения менее 50° нормы потерь соответственно увеличиваются на 1—1,5 %.

На извлечение запасов оказывают влияние крепость и устойчивость вмещающих пород. При слабых породах осложняются поддержание выработок и выпуск взорванной массы, возрастают потери и разубоживание. При устойчивых породах улучшаются условия разработки; значения нормативов потерь и разубоживания при этом должны быть снижены (требования строже).

В последние годы на рудниках увеличивается высота отрабатываемых подэтажей. В качестве критерия величины нормативов при этом может быть рекомендовано сопоставление высот подэтажей и высоты подэтажа и мощности залежи:

$$\frac{h_{\text{пр}}}{h_0} \text{ и } \frac{h_{\text{пр}}}{\lambda},$$

где  $h_{\text{пр}}$  и  $h_0$  — высоты подэтажа, соответственно вновь вводимая и ранее применявшаяся;  
 $\lambda$  — мощность залежи.

Увеличение приведенных отношений указывает на снижение потерь в целиках и соответственно должно быть учтено при установлении нормативов потерь.

В эксплуатационных блоках нижележащих этажей разубоживание вызывается не только примесью вмещающих пород, но часто и поступлением рудной массы, недовыпущенной в верхних блоках. В этом случае эксплуатационное разубоживание снижается, показатели извлечения улучшаются.

При применяемых на рудниках камерных вариантах системы разработки потери и разубоживание резко возрастают на второй стадии — в период отработки запасов целиков и потолочин. Поэтому при планировании отработки запасов камер нормы должны быть ниже (строже), а для межкамерных целиков и потолочин нормы потерь должны приниматься выше средних, установленных для системы в целом.

Иными являются потери и разубоживание, вызванные технологическими отступлениями, нарушением режима выпуска отбитой руды из блоков, это ненормируемый вид потерь. Лишь в отдельных случаях при осложнении горно-геологических условий разработки могут быть составлены проекты отработки нарушенных блоков и утверждены Госгортехнадзором более высокие нормативы потерь и разубоживания.

При анализе разработки пластовых месторождений и нормировании потери угля делятся на эксплуатационные и общешахтные. Эксплуатационные потери включают целики угля, оставленные которых связано с особенностями и параметрами применяемых систем разработки. Общешахтные потери включают целики угля, оставляемые для сохранения горно-капитальных выработок.

На пластовых месторождениях большей частью нормируются эксплуатационные потери. При составлении нормативов потерь имеется в виду вычисление объема целиков, оставляемых в недрах при принятой системе разработки. Такое вычисление позволяет исключить сложные расчеты при планировании предстоящих горных работ и определить оптимальный уровень потерь по смежным значениям нормативов, принятым для основных параметров типовых схем применяемых систем разработки.

В зависимости от высоты этажа, размеров целиков и схем горных работ нормы эксплуатационных потерь угля в целиках остаются высокими — от 6—14 до 11—36 %. Важнейшей задачей, стоящей перед горной промышленностью, является снижение не только сверхнормативных, но и нормируемых потерь полезных ископаемых, ибо каждое месторождение полезных ископаемых — это реальная ценность для народного хозяйства, metallургическое и химическое сырье, потенциальные ресурсы.

## 2. Извлечение запасов и повторная разработка месторождений полезных ископаемых

Научно-технический прогресс требует расширения границ промышленных районов, разведки и освоения новых месторождений полезных ископаемых. При этом из-за природной ограниченности богатых залежей, по существу уже выявленных и дорабатываемых, осваиваются более бедные месторождения. Происходит неизбежное ухудшение качества подготавливаемых запасов, кондиционный уровень систематически понижается.

В этих условиях одной из эффективных мер, способствующих улучшению извлечения запасов полезных ископаемых из недр и

снижению затрат на единицу добываемой продукции, является повторная разработка погашенных этажей освоенных месторождений.

В Криворожском бассейне на этапах начальной разработки залежей рудники располагали достаточными богатыми запасами. Поэтому руды бедные (по существовавшим кондициям), с содержанием железа 50—53 %, при горных работах не ценились и при любых осложнениях оставлялись в блоках неотработанными. Доля оставленных и потерянных при эксплуатации руд составляла 25—30 %, а в отдельных участках и 40 %. В полях действующих шахт только до глубины 500 м масса оставленных руд составляет более 500 млн. т. В последние годы такие руды привлекают к себе пристальное внимание [41].

На рудниках южной группы бассейна очистные работы проводятся на очередных 8-м и 9-м этажах, на глубине 650—800 м. Вместе с тем на верхних горизонтах расчищены подходы к старым сохранившимся выработкам и установлена возможность их восстановления. Вновь проведенной доразведкой в обрушенных блоках вскрыты обособленные массивы рудных запасов, старые камеры, заполненные разрушенными породами, имеющими по современным кондициям промышленное содержание железа, а также подработанные и переместившиеся рудные целики.

В настоящее время повторная разработка залежей ведется на шахтах «Гигант-Глубокая» и «Саксагань» рудоуправления им. Ф. Э. Дзержинского, «Центральная» Ингулецкого рудоуправления, на рудниках «Большевик» и им. С. М. Кирова; содержание железа в добываемой руде от 50 до 54,87 %. Разработка погашенных этажей проводится одновременно с горными работами на нижних этажах.

Как показывает опыт, повторная доразведка и разработка в ближайшие годы обеспечит часть добычи руды на рудниках, производительность которых снижается из-за недостатка рудных площадей и запасов.

Из анализа работы горных участков № 17 шахты «Саксагань» и № 12 шахты «Гигант-Глубокая», имеющих многолетний опыт повторной разработки, следует, что их технико-экономические показатели более благоприятны или близки к соответственным показателям на участках с первичной разработкой запасов. Так, проходка нарезных выработок на 1000 т добычи по участку № 17 при повторной разработке в среднем за 10 лет составила 3,5 против 4,72 м по шахте, а по участку № 12 соответственно 5,55 и 8,19 м. Себестоимость 1 т руды, добытой при повторной разработке, по участку № 17 составила в среднем 0,91 руб. и по участку № 12 — 0,98 руб. (в эту стоимость включены затраты на проходку и крепление нарезных выработок и на очистные работы). Себестоимость 1 т руды при первичной разработке по шахтам соответственно составляет 1,126 и 1,157 руб. За период повторной разработки только по рассмотренным видам затрат на руднике получена экономия 1747 тыс. руб.

Повторная разработка верхних этажей особенно эффективна для Ингулецкого рудника, где месторождение с глубиной выклинивается, длина и мощность рудного тела сокращаются, производительность горных работ снижается. Здесь начало повторной разработки разубоженных руд относится к 1956 г., а товарных — к 1969 г. На уровне 3-го и 4-го горизонтов наряду с проведением разведочных выработок восстанавливаются старые капитальные и вновь проходятся подготовительные и нарезные; выделяются очистные панели, где горизонтальными заходками и вариантом «закрытый веер» системы подэтажного обрушения ведется добыча промышленных и разубоженных руд.

В течение пяти последних лет в планах горных работ Ингулецкого рудника добыча руды от повторной разработки систематически превышает планируемую добычу с первично разрабатываемых этажей. Извлечение запасов, оставленных в прошлые годы, расширяет производственные возможности предприятия, укрепляет минерально-сырьевую базу.

Как следует из рудничных данных и проведенного анализа [48], повторная разработка технически обоснована и экономически целесообразна. Себестоимость 1 т руды, добытой при повторной разработке, значительно ниже, чем при работах на основных 8-м и 9-м этажах. Добытые промышленные руды с содержанием железа 50—54% непосредственно используются в металлургическом переделе, а из добывших разубоженных руд с содержанием железа 44—47% на дробильно-сортировочной фабрике выделяются промышленные фракции.

За счет повторной разработки погашенных этажей на рудниках удается сохранить достигнутый в прошлые годы уровень добычи и продлить производственную жизнь отрабатываемых месторождений. Масштабы повторной разработки характеризуются данными табл. 40.

В 1976—1978 гг. повторная разработка проводилась на рудниках северной группы, где за три года добыто 1341,3 тыс. т руды с содержанием железа 51,6%.

Таблица 40

Годы	РУ им. С. М. Кирова		РУ им Ф. Э. Дзержинского		Ингулецкое РУ	
	Масса, тыс. т	Содержание Fe, %	Масса, тыс. т	Содержание Fe, %	Масса, тыс. т	Содержание Fe, %
1973	—	—	765,8	52,76	569,9	53,51
1974	—	—	660,3	54,52	472,3	53,07
1975	153,2	51,66	643,4	51,06	406,1	52,92
1976	183,5	52,22	425,1	50,91	399,1	52,82
1977	432,5	52,30	493,7	50,63	378,7	52,59
1978	435,1	51,92	328,1	50,20	380,2	52,40

Как показывает опыт, повторная доразведка и разработка погашенных этажей месторождений позволит в ближайшие годы уверенно вести добычу железных руд в бассейне за счет сбисанных запасов или запасов неучтенных. Повторная разработка залежей вводится и на Чиатурском марганцевом месторождении.

Проведение геолого-маркшейдерских съемок и учета при повторной разработке имеет свои особенности. В настоящее время определилось стремление упростить проводимые съемочные операции, а за счет добычи неучтенных запасов корректировать показатели горно-эксплуатационных работ на основных этажах залежи. В обоснование этому приводятся соответствующие доводы.

Совершенно очевидно, что нет оснований для упрощения съемок и изменения производственных показателей; каждая выработка, пройденная в недрах, должна быть пространственно и объемно зафиксирована, а разведуемые и разрабатываемые запасы должны быть включены в общерудничный учет. Принципы маркшейдерских измерений, документации, производственного учета и здесь должны оставаться неизменными.

На первых порах повторной разработки погашенных этажей маркшейдерские съемки могут быть проведены в условной системе координат, но в последующем, по мере усложнения разведочных и очистных работ, необходима их привязка к существующей на руднике подземной сети опорных пунктов.

Маркшейдерские планы и вертикальные разрезы при повторной разработке должны составляться в соответствии с положением выработок и последними съемочными данными. На планы и разрезы должны наноситься контуры старых работ, все вновь проведенные выработки, очертания вновь разведенной и отрабатываемой части залежи полезного ископаемого, контуры выделяемых целиков.

Результаты геолого-маркшейдерских съемок являются основой для проектирования горных работ, подсчета и учета движения запасов полезных ископаемых, для проводимых ежемесячных замеров выработок.

Общие запасы разрабатываемой залежи следует ежеквартально корректировать в соответствии с проведенным подсчетом или с количеством добывшего полезного ископаемого. В ведомостях учета должен быть показан прирост (по материалам доразведки) и погашение запасов разрабатываемых этажей.

Эксплуатационные потери и разубоживание при повторной разработке измеряются и учитываются лишь при работах в сплошных, недеформированных участках залежи, запасы которых вновь подсчитаны и включены в баланс рудного сырья. При отработке отбитых руд, переместившихся разрушенных целиков потери и разубоживание не учитываются.

При разработке основных этажей месторождения потери и разубоживание полезных ископаемых определяются принятыми методами, при этом корректирование показателей за счет добычи ранее потерянных запасов недопустимо.

### 3. Меры снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых

Известно, что для повышения степени извлечения запасов полезных ископаемых из недр необходимо: правильно выбрать систему разработки, рассчитать параметры и установить технически обоснованные соотношения между элементами эксплуатационных блоков, соблюдать очередность отработки запасов, проводить горные работы в строгом соответствии с проектом, организовать учет.

Все другие возможные для улучшения отработки запасов меры имеют индивидуальный характер; они связаны с конкретными системами разработки, горно-геологическими условиями месторождения или вызваны технологическими нарушениями эксплуатационных работ. Так, на мощных рудных месторождениях при расчете элементов камерно-столбовой и подэтажно-камерной систем разработки не учитывается фактор времени, поэтому оставляемые в блоках целики, извлекаемые на второй стадии разработки, имеют неоправданно большой запас устойчивости; в целиках-столбах теряется 25—35% подготовленных и нарезанных запасов. Обобщение данных об устойчивости кровли и о поддерживающей способности целиков, проведенное горняками Джезказгана и Миргалимсая, выявило возможность уменьшить размеры целиков при очистных работах и, таким образом, без изменения технологии сократить потери полезного ископаемого в целиках на 5—6%. В Кривом Роге для установления оптимальных геометрических параметров систем разработки в последние два года в расчеты вводится показатель времени существования целиков.

При разработке запасов железных руд системой подэтажного обрушения (Кривой Рог) к числу основных технологических операций, непосредственно влияющих на уровень потерь и разубоживания железной руды, относятся отбойка и выпуск обрушенной массы из блоков. Качество дробления руды при взрыве определяет выход переизмельченных или крупнокусковых фракций. При выпуске руды из блоков часто возникают неустранимые трудности: измельченные разности при малейшей влажности слипаются и способствуют образованию «труб» и зависаний взорванной массы. При сухих породах мелкие фракции руды и вмещающих пород «обтекают» крупные рудные куски; оставшиеся невзорванными целики еще более нарушают движение отбитых масс. Потери и разубоживание измеряются десятками процентов.

Улучшение условий выпуска обрушенной руды здесь часто зависит от возможностей маркишейдерской съемки взрывных скважин. Для полного и равномерного дробления руды взрываемого массива каждая скважина должна быть задана по проектным параметрам, а после бурения измерена и нанесена на планы. По положению скважин определяются линии наименьшего сопротивления, рассчитывается масса зарядов ВВ. Строгое распределение скважин и зарядов в массиве позволяет исключить оставление целиков, оконтурить каждый блок, регулировать отбойку и дробле-

ние подготовленных запасов руды и интенсифицировать ее выпуск из эксплуатационных панелей [61]. Практика показывает, что упорядочение расположения скважин и выпуска обрушенной руды существенно снижает потери и разубоживание.

Выпуск отбитой руды из блоков связан с сетью приемных и перепускных выработок. Имеется в виду, что под каждой панелью должны существовать воронки, дучки и приемные камеры. В практике работы рудников Кривого Рога нарезка выработок в днище блоков ведется без надлежащего инженерного надзора. В подэтажных ортах панелей упрощаются трудоемкие засечки и оформление приемных камер под дучками, выпускные дучки разделяются непосредственно в бортах ортов, узел сопряжения вертикальных и горизонтальных выработок обычно не имеет ничего общего с формой, показанной в проекте. Вследствие этого надортовый целик при засечке дучек разрушается и все сопряжение выработок заранее, на этапе нарезных работ, ослабляется. При выпуске обрушенной руды из панелей выпускные отверстия воронок после короткого периода эксплуатации теряют форму, дучки выходят из строя, регулирование выпуска руды исключается.

В результате неупорядоченного движения в обрушенном пространстве рудный поток перекрывается вмещающими породами, возрастает разубоживание, в панелях остаются недовыпущенными и потерянными значительные запасы отбитых руд. Возможности улучшения выпуска руд непосредственно зависят от введения в практику работ строгой нарезки и оформления сопряжений выработок в днище блоков.

Известны случаи потерь железной руды из-за отступлений от принятого порядка и технологии горных работ. Так, например, отработка запасов блока 113—121 шахты «Гигант» рудника им. Ф. Э. Дзержинского проводилась в сложных горнотехнических условиях — разрабатываемый массив был нарушен. Из-за развивающихся напряжений и горного давления в подэтаже было оставлено более половины подготовленных запасов.

Для выемки оставленных панелей следовало перейти на заходки малого сечения, применить усиленное крепление сопряжений выработок и извлечь запасы трудоемкими малопроизводительными вариантами. Руководство рудника не согласилось со снижением темпов работ, отказалось от усложненных приемов разработки, от дополнительных расходов и применило собственный проект обхода нарушенного участка. Как выяснилось, этот вариант отработки запасов с нижнего подэтажа, позволивший руднику сэкономить денежные суммы в 3—4 тыс. руб., оказался неосуществимым: выработки были раздавлены, подходы к целику перекрыты и масса запасов стоимостью в сотни тысяч рублей потеряна.

К сожалению, аналогичные случаи не единичны. При любом осложнении горных работ, задержках в развитии добычи, предстоящих дополнительных затратах средств и снижении производительности блоков, принимается решение не о том, как рациональнее и полнее извлечь запасы, а рассматривается второстепенный по

значимости вопрос — о легком и скором преодолении трудностей разработки. При этом вводится упрощенная технология производства, теряются и разубоживаются руды, забывают о хозяйственных перспективах. Все усилия направляются на легкое устранение задержек, получение сиюминутных выгод; о запасах и необходимом их извлечении из месторождения забывают. Экономический ущерб от потерь остается невыявленным. Ценность теряемого полезного ископаемого обычно не учитывается, возникающие сверх предусмотренных денежные и материальные расходы представляются недопустимыми. Выгодность от повышенного извлечения запасов считается проблематичной, а сокращение текущих затрат при этом выглядит реальной экономией.

Возникают потери и другого характера. На рудниках Криворожского бассейна стремление улучшить условия металлургического передела руды и повысить его эффективность привело к завышению требований к качеству руды и планированию не всегда обоснованного содержания железа в добыче. Так, на руднике им. ХХ партсъезда в исходных запасах отрабатываемых участков содержание железа составляет 54,97%, а планируемое в добываемой руде — 53,62%. Чтобы обеспечить при планируемом разубоживании  $P_n=8\%$  заданный уровень качества, рудник был поставлен перед необходимостью разрабатывать в этих участках запасы с содержанием железа 58,0% и оставлять запасы менее качественные.

На рудниках им. Коминтерна, им. М. В. Фрунзе, им. Карла Либкнехта сложился не меньший разрыв между реальным и планируемым качеством руды; здесь в течение ряда последних лет заданный уровень качества добычи не соответствует качеству имеющихся запасов. Так же производится планирование добычи мартеновских руд. Между тем из горно-геометрического анализа строения залежей следует, что богатые рудные разновидности в блоках не обособлены; качественные характеристики общих запасов определяются в объеме принятых форм; извлечение мартеновских руд ведет к обеднению рядовых руд.

Повышенные требования к качеству добываемых руд обеспечиваются интенсификацией разработки ценных сортов руд и содержанием добычи бедных разностей, а нередко и времененной консервацией блоков с рядовой рудой. При этом выработки, проведенные к подготовленным и оставленным в блоках запасам, со временем разрушаются, сами запасы подрабатываются и становятся потерями. Однако такое планирование и повышение качества за счет месторождений иногда находят сторонников, так как на первых порах обеспечивается получение несомненных выгод в виде снижения относительных эксплуатационных затрат и роста продукции металлургического производства. Но эта выгода временная и условная, из-за нее сокращаются подготовленные запасы, уменьшается горная рента, закрываются шахты, рудники — и, таким образом, полученная «выгода» в недалекой перспективе обрачивается обратным.

Несомненно, что растрачивать рудные запасы без элементарного экономического расчета бесхозяйственно; планируемый металлургический передел должен быть соразмерен с возможностями месторождений.

При определившемся неизбежном снижении содержания железа с глубиной горных работ совершенно не оправдано повышение качества добываемых руд за счет нерациональной разработки месторождений.

Уместно напомнить, что на VII горном конгрессе в 1972 г. было отмечено, что характерной особенностью последних лет является ввод в эксплуатацию менее богатых месторождений. Поэтому следует быть готовыми к снижению качества сырых руд и к их последующему обогащению.

Косвенное воздействие на возрастание потерь оказывают цены на руду. Действующие оптовые цены широко стимулируют поставку потребителям богатых сортов руд. Между тем в эксплуатационных блоках бассейна преобладают рядовые руды с содержанием железа 45—50%. Существующие способы их переработки на рудничных дробильно-сортировочных фабриках малоэффективны, применяемые способы обогащения дороги. Поставка потребителям этих руд по установленным оптовым ценам экономически невыгодна, так как себестоимость добычи их на руднике значительно выше установленных цен.

Например, при отработке 200 тыс. т запасов эксплуатационного блока с содержанием железа 46% рудником за доставленную потребителем руду будет получено  $1,32 \times 200 = 264$  тыс. руб., а при отработке соседнего блока, имеющего содержание железа в руде 53%, будет получено  $4,2 \times 200 = 840$  тыс. руб. Для добычи и в том и другом случае потребуются одинаковые трудовые и материальные затраты. Но установленные цены на руду в первом блоке не соответствуют общественно необходимым затратам труда на ее добычу. Спрашивается, как же не отдать предпочтение отработке запасов, имеющих содержание железа более высокое, в данном случае 53%?

Действующие оптовые цены на руду являются существенным фактором, определяющим экономику горных предприятий и основное направление горных работ. Чтобы удовлетворить требования металлургической промышленности на богатые сорта руд, не проводить убыточных горных работ и сохранить запланированную доходность горных предприятий, при подземной разработке недр в создавшихся условиях допускаются весьма значительные потери запасов бедных руд. Совершенно очевидно, что в оптовых ценах должны найти отражение существующие требования охраны недр.

Широкие возможности улучшить извлечение запасов полезных ископаемых связаны с применением систем разработки с закладкой выработанного пространства. Это сложные системы, в ходе операций которых необходимы четкая организация работ и технологический ритм: вслед за активным периодом добычи руды в блоках наступает стадия непроизводительных работ, связанных с

доставкой закладки и заполнением пустот. При транспортировке закладочного материала возникает необходимость поддерживать выработки верхнего горизонта или бурить скважины большого диаметра. В очистных блоках возникают дополнительные источники разубоживания руды. Выработки основных горизонтов оказывают ся с «протеками» закладки, и в очистном пространстве неизбежно возникают работы по возведению крепления, отшивке целиков и заложенных выработок. Первая стадия — добычные работы и извлечение запасов — обычно производятся при всевозможном содействии основных и вспомогательных служб, а стадия закладки выработок сопровождается непрерывными задержками, систематическим отставанием заполнения пустот. Себестоимость добычи руды неизбежно остается высокой.

Однако при значительных стоимости, трудоемкости и сложности выполняемых работ системы с закладкой выработанного пространства являются единственными, обеспечивающими наиболее полное извлечение подготовленных и нарезанных запасов полезных ископаемых и снижение эксплуатационных потерь до 2—3%, а разубоживания до 2—4%.

Образцовым применением этой системы разработки был известен Риддерский рудник, имевший в своем составе «забутовоочное хозяйство». В сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях залегания ценные многокомпонентные руды месторождения отработаны практически без потерь и разубоживания. Успешно применялась система с закладкой при разработке уральских медноколчеданных месторождений. В последнее десятилетие такая система разработки стала вновь привлекать внимание специалистов горного дела. Это свидетельствует о том, что наступила настоятельная необходимость вспомнить о возможностях разработки запасов недр с малыми потерями и незначительным разубоживанием. Хорошее начало на этом пути сделано на рудниках Криворожья. Ценность криворожских железных руд в десять раз ниже полиметаллических и медноколчеданных руд, но проведенный анализ позволил доказать рентабельность подземной разработки железных руд системами с последующей закладкой выработок.

На руднике им. Коминтерна этой системой добыто в 1973—1974 гг. соответственно 357,1 и 812,0 тыс. т, а в 1977 г.—1050,4 тыс. т руды с потерями 1,4 и 2,4% и разубоживанием 4,0 и 3,2% по сравнению с нормативными потерями для применяющейся в тех же условиях системы подэтажного обрушения 14% и разубоживанием 8—9%. Начато успешное применение системы с закладкой на руднике им. Валявко; в 1975 г. здесь добыто 599,3 тыс. т руды. Институтом НИГРИ в настоящее время составляется технико-экономическое обоснование применения систем разработки с закладкой для выемки богатых руд на центральных месторождениях Криворожского бассейна [21, 168].

Повышение производительности труда существенно зависит от экстенсивного или интенсивного способов развития добычи полез-

ных ископаемых и минерально-сырьевой базы. При первом из них увеличение подготовленных запасов и рост добычи основываются на вновь разведанных и включаемых в разработку месторождениях полезных ископаемых. Изучаются новые рудные площади, образуются горнопромышленные районы, создаются производственные комплексы для добычи дополнительных объемов топлива и рудного сырья. Использование новых месторождений полезных ископаемых создает общее увеличение производственных мощностей по добыче, но по комплексу факторов оно обходится народному хозяйству дороже, чем разработка ранее освоенных месторождений, и вызывает ряд проблем, обусловленных спецификой необходимости районов.

При интенсивном способе условием развития добычи служит рациональное использование подготовленных и нарезанных запасов освоенных и разрабатываемых месторождений. За счет снижения эксплуатационных потерь и разубоживания, за счет более высокого извлечения из недр полезных ископаемых достигается экономический эффект, равный эффекту строительства новых шахт и рудников. Уменьшение потерь минерального сырья и его комплексное использование наряду с приростом вновь разведенных запасов является существенным фактором интенсивного, наиболее целесообразного способа разработки месторождений. Элементы этого способа как будущее социалистической промышленности формируются на современных передовых предприятиях страны и первыми из них могут быть названы рудники Кривого Рога.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

---

1. Адигамов Я. М., Зарайский В. Н. Нормирование запасов руд по степени подготовленности к добыче. — М.: Недра, 1978. 260 с.
2. Агошков М. И. Научные основы экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений. — М.: Наука, 1972. 149 с.
3. Альбов М. Н., Быбочкин А. М. Рудничная геология. — М.: Недра, 1973. 430 с.
4. Алборов З. Б. О подготовке геологических минералов для проектирования горнорудных предприятий. — Разведка и охрана недр, 1968, № 6, с. 25—28.
5. Айвазян С. А. Статистическое использование зависимостей. — М.: Металлургия, 1968. 227 с.
6. Аронов В. И. Методы математической обработки геологических данных на ЭВМ. — М.: Недра, 1977. 169 с.
7. Бабушкин Г. И., Яковлев В. А. Анализ и пути снижения потерь металла при обогащении железных руд. — Горный журнал, 1975, № 9, с. 11—13.
8. Барышев Н. В. Опробование месторождений и рудных масс для составления баланса металла на горнорудных предприятиях. — Сов. геология, 1947, № 20, с. 49—60.
9. Бирюков В. И. Показатель прерывистости форм месторождений полезных ископаемых. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1968, № 12, с. 88—104.
10. Бирюков В. И. Об учете при разведке геологической прерывистости форм месторождений полезных ископаемых. — Сов. геология, 1972, № 3, с. 86—94.
11. Богацкий В. В., Кудрявцев Ю. А., Товбис С. Н. Роль левой асимметрии при оценке средних значений результатов опробования (на примере золоторудного месторождения). — В кн.: Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации. Свердловск, 1969, с. 32—40.
12. Богацкий В. В. Влияние количества и размеров проб на точность результатов разведки полезных ископаемых. — В кн.: Вопросы методики опробования. — М., 1962, с. 16—27.
13. Бондарик Г. К., Горальчук М. Н., Сироткин В. Г. Закономерности пространственной изменчивости лессовых пород. — М.: Недра, 1976. 238 с.
14. Борзунов В. М. Геолого-промышленная оценка месторождений нерудного сырья. — М.: Недра, 1965. 272 с.
15. Боровко Н. Н. Статистический анализ пространственных геологических закономерностей. — Л.: Недра, 1971. 173 с.
16. Вентцель Е. С. Теория вероятностей. — М.: Наука, 1964. 576 с.
17. Викентьев В. А., Шумилин М. В. Оценка точности коэффициентарудносности при подсчете запасов. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1971, № 3, с. 83—91.
18. Викентьев В. А., Гуськов О. И., Шумилин М. В. Природа корреляционной связи между мощностью рудных тел и содержанием полезного компонента. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1972, № 9, с. 61—64.
19. Викентьев В. А., Кушнарев П. И. О главных факторах, определяющих степень разведанности запасов месторождений твердых полезных ископаемых. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1978, № 6, с. 80—86.
20. Вилесов Г. И., Ивченко А. Н., Диденко И. М. Методика геометризации месторождений. — М.: Недра, 1973. 173 с.
21. Виноградов В. М. Итоги работы горнорудных предприятий черной металлургии СССР в первом году десятой пятилетки и задачи на 1977 г. — Горный журнал, 1977, № 1, с. 4—9.
22. Временные нормативы эксплуатационных потерь угля в недрах для систем разработки, применяемых на шахтах комбината «Ростовуголь». — Л.: ВНИМИ, 1967. 42 с.
23. Войновский-Кригер К. Г., Левинштейн М. Л., Волков В. Н. Определение истинной мощности пласта полезного ископаемого в буровой скважине по сладам слоистости на карне. — Разведка и охрана недр, 1968, № 8, с. 24—26.
24. Володомонов Н. В. О методе подсчета запасов жильных месторождений. — Горный журнал, 1944, № 3—4, с. 34—39.
25. Геометризация месторождений полезных ископаемых/Под ред. В. А. Букинского, Ю. В. Коробченко. — М.: Недра, 1977. 376 с.
26. Герасименко Г. И. Геологическая документация и геометризация при разведке и разработке угольных месторождений. — М.: Углехиздат, 1958. 123 с.
27. ГКЗ СССР. О некоторых недостатках оценки запасов месторождений угля. — Разведка и охрана недр, 1972, № 2, с. 16—19.
28. Гордейко О. Н. К вопросу оценки величины смещения модального значения суммы независимых случайных величин относительно среднего значения данной суммы. — В кн.: Материалы V науч.-технич. конфер. Всесоюз. науч.-исслед. и проектно-констр. ин-та по осушению месторождений. Ч. 2. Белгород, 1971, с. 28—40.
29. Голубинцев О. Н. Метод вычисления координат точек измерения пространственно искривленной скважины. — Разведка и охрана недр, 1970, № 12, с. 18—23.
30. Гудков В. М., Васильев А. А., Николаев К. П. К вопросу обоснования плотности эксплуатационной разведочной сети. — Изв. вузов. Горный журнал, 1972, № 2, с. 56—59.
31. Гудков В. М., Васильев А. А., Николаев К. П. Прогноз и планирование качества полезного ископаемого. — М.: Недра, 1976. 191 с.
32. 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.
33. Дементьев Л. Ф., Жданов М. А., Кирсанов А. Н. Применение математической статистики в нефте-газопромысловой геологии. — М.: Недра, 1977. 255 с.
34. Денисенко Л. А. К вопросу оценки точности построения гипсометрии пласта. — Изв. вузов. Горный журнал, 1968, № 8, с. 32—35.
35. Денисов С. А., Володин А. Н. Использование показателей прерывистости оруденения при оценке месторождений. — Разведка и охрана недр, 1976, № 12, с. 18—21.
36. Добкин И. И., Рябов Ю. И. О точности получения координат пересечения разведочной скважины с пластом при разведке угля. — Сборник статей по вопросам маркшейдерского дела. 1960, 35, с. 24—40.
37. Елисеев А. А. Влияние частоты (интервала) замеров искривления скважины на точность определения координат ее забоя. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1976, № 10, с. 101—104.
38. Ермолов К. Ф. Об одном примере геометризации. — Изв. АН КазССР. Сер. геол., 1952, вып. 12, с. 35—44.
39. Жуковский Е. Е., Киселева Т. Л., Мандельштам С. М. Статистический анализ случайных процессов в приложении к агрофизике и агрометеорологии. — Л.: Гидрометеоиздат, 1976. 407 с.
40. Журбцик Б. И., Погосов А. А. О точности структурных построений по результатам бурения в Донбассе. — Разведка и охрана недр, 1974, № 2, с. 16—19.
41. Загоруйко Г. К. Планирование потерь и разубоживания никель-кобальтовых руд в зависимости от запасов и качества технологических сортов. — Горный журнал, 1976, № 6, с. 9—11.
42. Зенков Д. А., Семенов К. Л. Векторный метод оконтуривания тел полезных ископаемых. — Разведка и охрана недр, 1957, № 7, с. 20—32.
43. Иванов Г. В. Погрешности подсчета запасов жильных месторождений полезных ископаемых и некоторые пути их уменьшения. — Сов. геология, 1965, № 11, с. 144—153.
44. Иванов М. П., Дейнега С. А., Петров В. А. О влиянии ураганных значений основных подсчетных параметров на оценку их средних значений. — Сов. геология, 1972, № 1, с. 107—114.

45. Инструкция о содержании и порядке представления на утверждение в Государственную комиссию по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР технико-экономических обоснований кондиций для подсчета запасов полезных ископаемых. — М.: Недра, 1976. 33 с.
46. Инструкция по определению и учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых на горных предприятиях МЧМ СССР. — Белгород, 1974. 38 с.
47. Инструкция по учету запасов полезных ископаемых и по составлению отчетных балансов по формам № 5—2 и 5 гр. (уголь) 1971 г. — Сборник руководящих материалов по охране недр. — М., 1973, с. 168—199.
48. Исследование экономической эффективности применения повторной разработки потерянных руд подземным способом на руднике «Ингулец»/Безух В. Р., Саенко И. В., Корж В. А. и др. — Горный журнал, 1976, № 4, с. 8—10.
49. Исследование эффективности взвешенной и арифметической оценок среднего содержания при подсчете запасов/Власов Б. М., Воронцов В. И., Хрулев И. М., Шумилин М. В. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1970, № 6, с. 73—78.
50. Каждан А. Б. Основы разведки месторождений редких и радиоактивных металлов. — М.: Высшая школа, 1966. 279 с.
51. Каждан А. Б., Шумилин М. В., Викентьев В. А. Методические основы количественной оценки разведенности запасов твердых полезных ископаемых. — Сов. геология, 1974, № 11, с. 7—19.
52. Каждан А. Б. Изменчивость оруденения и методы ее количественного описания. — Сов. геология, 1970, № 7, с. 98—116.
53. Каждан А. Б. Количественная оценка разведенности запасов твердых полезных ископаемых. — Разведка и охрана недр, 1971, № 1, с. 15—19.
54. Каждан А. Б. Итоги дискуссии о способах выявления и замены урановых проб. — Разведка и охрана недр, 1971, № 8, с. 26—30.
55. Каждан А. Б. Методологические основы разведки полезных ископаемых. — М.: Недра, 1974. 271 с.
56. Каждан А. Б. Разведка месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1977. 327 с.
57. Казак В. М. Оценка сложности формы залежей Криворожского бассейна. — Сов. геология, 1963, № 5, с. 87—94.
58. Казаковский Д. А. Оценка точности результатов в связи с геометризацией и подсчетом запасов. — М.: Углехимиздат, 1948. 131 с.
59. Карпов А. В., Краснов Е. Г. О методе взвешивания при подсчете средних содержаний полезных компонентов. — Разведка и охрана недр, 1963, № 12, с. 22—26.
60. Коваленко А. И. О точности разубоживания рудных массивов при системах разработки с отбойкой руды веерами скважинных зарядов. — Горный журнал, 1976, № 9, с. 64—66.
61. Коваленко А. И., Скакун Г. П. Влияние отклонений взрывных скважин на качество дробления руды. — Горный журнал, 1977, № 1, с. 70—72.
62. Коган И. Д. Подсчет запасов и геолого-промышленная оценка рудных месторождений. — М.: Недра, 1971. 295 с.
63. Коган И. Д. Подсчет запасов и геолого-промышленная оценка рудных месторождений. — М.: Недра, 1974. 303 с.
64. Колмогоров Ю. А. Простой способ определения объемов рудных тел между непараллельными сечениями. — Разведка и охрана недр, 1959, № 6, с. 27—30.
65. Кочетов М. Н. Определение средних величин параметров пласта в зависимости от их изменчивости и расположения скважин. — Материалы ГКЗ по методике разведки, промышленной оценке и подсчету запасов месторождений полезных ископаемых. М., 1966, № 4, с. 78—90.
66. Кудряшов П. И. Влияние гранулометрического состава руды на точность опробования. — Научные доклады высшей школы. Горное дело, 1958, № 1, с. 287—291.
67. Кудряшов П. И. Содержание компонентов и крупность руды. — Сб. трудов КГРИ. 1960, вып. 8, с. 210—217.
68. Кудряшов П. И. Экономическая оценка использования запасов недр. — Горный журнал, 1976, № 11, с. 11—13.
69. Кудряшов П. И. Определение потерь и разубоживания руды. — Научные доклады высшей школы. Горное дело, 1958, № 3, с. 111—115.
70. Кузьмин В. И. Геометризация и подсчет запасов месторождений твердых полезных ископаемых. — М.: Недра, 1967. 243 с.
71. Кузьмин В. И. К теории эффективного применения средних арифметических и средневзвешенных оценок при подсчете запасов. — Разработка месторождений полезных ископаемых. — Киев, Техника, 1970, № 19, с. 60—69.
72. Кузьмин В. И. О некоторых результатах экспериментальной оценки ошибок аналогии методами математической статистики. — Сб. научных трудов ВНИМИ. 1957, вып. 31, с. 105—113.
73. Кузьмин В. И., Зарайский В. Н. К оценке ошибок аналогии запасов месторождений полезных ископаемых. — Изв. вузов. Горный журнал, 1961, № 2, с. 41—50.
74. Кузьмин В. И. Некоторые вопросы теории и методики оценок параметров запасов. — В кн.: Применение математических методов и ЭВМ при решении типовых геологических задач. — Новосибирск, 1976, с. 68—83.
75. Кузьмин В. И., Парфенов Б. П., Мартыненко О. Н. О смещенностях оценок некоторых статистик геологоразведочной информации. — Геология и геофизика, 1975, № 5, с. 70—77.
76. Кузьмин В. И. Критерий знаков для выбора средних арифметических и средневзвешенных оценок параметров подсчета запасов. — Колыма, 1971, № 5, с. 45—47.
77. Кузьмин В. И. Номограммы для эффективного применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок при подсчете запасов и оценивании геологоразведочных данных. — Разработка месторождений полезных ископаемых. — Киев, 1972, № 28, с. 91—99.
78. Кузьмин В. И., Кириклица С. И., Ольховский Н. Я. Обоснование плотности разведочной сети для разведки промышленных участков Никитовского рудного поля. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1973, № 6, с. 77—83.
79. Кузьмин В. И. О точности способов вычисления координат точек ствола искривленной скважины. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1968, № 6, с. 127—133.
80. Кузьмин В. И. Показатель сложности контура рудных тел. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1972, № 7, с. 85—87.
81. Кузьмин В. И. Построение на ЭВМ вероятностных номограмм для эффективного применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок параметров подсчета запасов. — Изв. вузов. Горный журнал, 1972, № 8, с. 39—45.
82. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. Построение геологических разрезов по данным искривленных разведочных скважин. — М.: Недра, 1971. 47 с.
83. Кузьмин В. И. О применении средневзвешенных оценок параметров подсчета запасов при нелинейной корреляции показателей месторождения. — Разработка месторождений полезных ископаемых. — Киев, 1972, № 28, с. 87—90.
84. Кузьмин В. И. Геометрическое моделирование дисперсий и корреляций при исследовании вопросов подсчета запасов месторождений. — В кн.: Тезисы докладов II Всесоюзной геометрической конференции. — Харьков, 1964, с. 142—143.
85. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. Построение тектонических нарушений на геологических разрезах по искривленным скважинам. — Разведка и охрана недр, 1972, № 2, с. 25—27.
86. Кузьмин В. И. Номограммы для применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок истинного содержания компонента. — Разведка и охрана недр, 1972, № 7, с. 18—21.
87. Кузьмин В. И. Эффективное применение средневзвешенных и среднеарифметических оценок при подсчете запасов и оценке геологоразведочной информации. — Геология и геофизика, 1972, № 7, с. 74—81.
88. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. Руководство и таблицы для определения нормальной мощности пластов. — М.: Недра, 1973. 105 с.
89. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. Определение истинной мощности пласта по скважине. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1974, № 2, с. 166—170.

90. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. Номограмма для вычисления показателя сложности контура рудных тел. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1973, № 8, с. 154—155.
91. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. О методике увязки геологических разрезов и гипсометрических планов. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1974, № 8, с. 104—108.
92. Кузьмин В. И. Конструирование и исследование двумерных цифровых моделей на ЭВМ. — Изв. вузов. Горный журнал, 1972, № 12, с. 55—58.
93. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. Методы построения геологических разрезов. — М.: Недра, 1975. 64 с.
94. Кузьмин В. И., Красноперов М. Я. Номограммы для обработки и анализа геологоразведочной информации. — М.: Недра, 1975. 29 с.
95. Кузьмин В. И., Карпенко З. С. Методика определения несопоставимых проб при анализе достоверности данных опробования скважин. — Разработка месторождений полезных ископаемых. — Киев, 1975, № 40, с. 74—77.
96. Кузьмин В. И., Парфенов Б. П. О выборе уровня значимости при определении наиболее точной оценки параметров геологоразведочной информации. — Разработка месторождений полезных ископаемых. — Киев, 1975, № 40, с. 70—74.
97. Кузьмин В. И., Парфенов Б. П., Карпенко З. С. Вычисление координат точек оси ствола искривленной скважины. — Разведка и охрана недр, 1977, № 3, с. 21—25.
98. Кузьмин В. И. Определение объема разведочной выборки, обеспечивающего заданную точность среднего содержания, на основе метода двумерных цифровых моделей. — Геология и геофизика, 1976, № 11, с. 159—163.
99. Кузьмин В. И., Парфенов Б. П. Определение и ограничение ураганных значений метропроцента при подсчете запасов рудных месторождений. — Колыма, 1977, № 10, с. 41—45.
100. Кузьмин В. И. Определение и ограничение ураганных проб при подсчете запасов рудных месторождений. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1978, № 8, с. 73—82.
101. Крейтер В. М. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. Ч. 2. — М.: Госгеолтехиздат, 1961. 390 с.
102. Крейтер В. М. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1969. 383 с.
103. Малышев И. И. Разъяснение ГКЗ СССР о размерах подсчетных блоков. — Разведка и охрана недр, 1968, № 9, с. 7—8.
104. Магакян Л. Б. Некоторые вопросы по разведке Каджаранского месторождения. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1952, № 2, с. 19—22.
105. Марголин А. М. Геостатистика Ж. Матерона и проблемы статистического анализа результатов геологической разведки. — В кн.: Ж. Матерон. Основы прикладной геостатистики. — М., 1968, с. 387—407.
106. Марголин А. М. Методика учета статистических погрешностей пробоотбора и химических анализов при геометризации и подсчете запасов месторождений полезных ископаемых. — В кн.: Совершенствование методов маркшейдерских работ и геометризация недр. — М., 1972, с. 279—294.
107. Марголин А. М. Оценка запасов минерального сырья. Математические методы. — М.: Недра, 1974. 261 с.
108. Методы автоматической обработки данных геологии и геофизики (программа «Изолиния-1»)/Под ред. Э. Э. Фотиади. — Новосибирск. Наука, 1971. 55 с.
109. Методическое руководство для разведочной и рудничной геологической службы месторождений Криворожского типа/Белевцев Я. Н., Бейгуленко И. Л., Бетин Д. И. и др. — Киев, изд. АН УССР, 1963. 396 с.
110. Методика разведки угольных месторождений Донецкого бассейна/Под ред. Ю. В. Бутика и др. — М.: Недра, 1972. 339 с.
111. Миронов К. В. Геолого-промышленная оценка угольных месторождений. — М.: Госгортехиздат, 1963. 239 с.
112. Материалы заседания эксперто-технического совета ГКЗ СССР. — Разведка и охрана недр, 1975, № 1, с. 1—28.
113. Некоторые общие соображения относительно оценки средних значений соотношений от выборочных данных/Гордейко О. Н., Зарянский И. А., Прे-
- рис А. М., Протопопов И. С. — Материалы V научн.-технич. конфер. Всесоюзн. науч.-исслед. и проектно-констр. ин-та по осушению месторождений. Ч. 2. — Белгород, 1971, с. 51—63.
114. Низгураецкий З. Д., Перов Ю. Ф. Об ограничении «высоких» проб. — Труды ВНИМИ, 1954, сб. 29, с. 67—74.
115. Низгураецкий З. Д. О количественной оценке изменчивости (сложности) формы залежи в связи с ее геометризацией. — Труды ВНИМИ, 1961, сб. 41, с. 72—82.
- 116—117. Омельянович В. М. Вопросы тектоники в работе шахтного геолога Донбасса. — М.: Углехимиздат, 1957. 96 с.
118. Определение горизонтальной мощности рудного тела на основе данных кернometрии/Кузьмин В. И., Красноперов М. Я., Карпенко З. С., Парфенов Б. П. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1976, № 8, с. 149—152.
119. Отраслевая инструкция по определению, учету и нормированию потерь при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях Министерства черной металлургии СССР. — Белгород, ВИОГЕМ, 1975. 69 с.
120. Осецкий А. И. Выявление зон тектонических нарушений угольных пластов способом совмещенных профилей. — Уголь Украины, 1968, № 3, с. 48—49.
121. Панкуль Л. И., Золотарев А. С. Новые формулы средних содержаний площадей и объемов для подсчета запасов полезных ископаемых. — Горный журнал, 1935, № 1, с. 53—59.
122. Пановский Г. А., Брайер Г. В. Статистические методы в метеорологии. — Л.: Гидрометиздат, 1967. 242 с.
123. Петров В. А. Метод разрежения разведочной сети — основной метод исследования при решении наиболее важных вопросов методики разведки и подсчета запасов полезных ископаемых. — Сов. геология, 1972, № 5, с. 97—105.
124. Петров В. А. О применении способов среднего арифметического и среднего взвешенного для расчета средних параметров полезного ископаемого. — Сов. геология, 1965, № 2, с. 112—125.
125. Петров В. А. Вычисление аналитическим способом площади рудных тел и погрешностей ее определения. — Разведка и охрана недр, 1968, № 9, с. 8—14.
126. Петров В. А. О погрешности определения площади рудных объектов по результатам разведочных работ. — Разведка и охрана недр, 1970, № 12, с. 12—17.
127. Петров А. А. Применение математической статистики для решения основных вопросов разведки месторождений. — Сов. геология, 1963, № 9, с. 132—141.
128. Погребицкий Е. О., Терновой В. И. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. — Л.: Недра, 1974. 303 с.
129. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых/Погребицкий В. О., Иванов Н. В., Скропышев А. В. и др. — М.: Недра, 1968. 460 с.
130. Поиски и разведка месторождений минерального сырья для промышленности строительных материалов/Борзунов В. М., Григорович М. Б., Гровский Л. М. и др. — М.: Недра, 1968. 215 с.
131. Пожарицкий К. Л. Опробование месторождений цветных металлов и золота. — М.: Металлургиздат, 1947. 491 с.
132. Подсчет запасов месторождений полезных ископаемых/Смирнов В. И., Прокофьев А. П., Борзунов В. М. и др. — М.: Госгеолтехиздат, 1960. 672 с.
133. Попов Е. И. К оценке точности изображения залежи полезного ископаемого по данным разведки. — Зап. ЛГИ. Т. 36, 1959, вып. 2, с. 178—189.
134. Потемкин Л. А. Охрана недр и окружающей среды. — М.: Недра, 1977. 204 с.
135. Прерис А. М. Определение и учет ураганных проб. — М.: Недра, 1974. 102 с.
136. Прокопьев Е. П. Подсчет запасов золота в россыпных месторождениях. — Цветные металлы, 1931, № 12, с. 57—62.
137. Прокофьев А. П. Практические методы подсчета запасов рудных месторождений. — М.: Госгеолтехиздат, 1953. 135 с.

138. Прокофьев А. П. Основы поисков и разведки месторождений твердых полезных ископаемых. — М.: Недра, 1973. 320 с.
139. Пухальский Л. Ч., Шумилин М. В. Разведка и опробование урановых месторождений. — М.: Недра, 1977. 247 с.
140. Раздельная выемка сближенных залежей — резерв повышения качества товарной руды и рационального использования недр/Пейхель Г. В., Наумов М. Е., Михайлов В. В. и др. — Горный журнал, 1977, № 7, с. 21—24.
141. Раевский В. И., Медведев Н. С. Методы изучения изменчивости свойств пластовых месторождений. — Л.: Недра, 1976. 101 с.
142. Родионов Д. А. Особенности распределения среднего арифметического в условиях асимметричных распределений содержаний. — Геохимия, 1963, № 7, с. 69—78.
143. Родионов Д. А. К вопросу о логарифмически нормальном распределении содержаний элементов в изверженных горных породах. — Геохимия, 1961, № 4, с. 74—82.
144. Родионов Д. А. Об оценивании среднего содержания и дисперсии лог-нормального распределения компонентов. — Геохимия, 1962, № 7, с. 85—93.
145. Родионов Д. А. Функции распределения содержаний элементов и минералов в изверженных горных породах. — М.: Наука, 1964. 101 с.
146. Розовский Л. Б. Введение в теорию геологического подобия и моделирования. — М.: Недра, 1969. 127 с.
147. Рошин Ю. В. Способы конфлюэнтного анализа и выявление систематических ошибок по сопоставлению рядов измерений. — Вопросы рудной радиометрии. — М., 1968, вып. 2, с. 120—132.
148. Русаков И. И., Савосин М. Н. К вопросу о требованиях к точности подсчета запасов при разведке жильных золоторудных месторождений. — Сов. геология, 1968, № 5, с. 110—118.
149. Русаков И. Г., Пирогов Ю. И. Опыт оценки изменчивости мощностей угольных пластов Донбасса. — Сов. геология, 1972, № 5, с. 104—111.
150. Русаков И. Г. Повышение точности инженерных расчетов при проектировании угольных предприятий. — М.: ЦНИИЭИуголь, 1976. 41 с.
151. Решение маркшейдерских задач на ЭВМ вычислительных центров/Финаревский И. И., Низгурецкий З. Д., Рыхлюк Е. И. и др. — М.: Недра, 1975. 125 с.
152. Рошин Ю. В. Об использовании уравнения регрессии с целью выявления систематических ошибок по сопоставлению рядов измерений. — Вопросы рудничной радиометрии. — М.: 1968, вып. 2, с. 120—132.
153. Рыхлов П. А. Геометрия недр. — М.: Недра, 1964. 500 с.
154. Рыхлов П. А., Гудков В. М. Применение математической статистики при разведке недр. — М.: Недра, 1966. 235 с.
155. Савинский И. Д. О решении некорректной задачи при пересчете потенциального поля на нижележащие уровни. — Изв. АН СССР, Сер. геофиз., 1967, № 6, с. 72—92.
156. Савинский И. Д. Применение математических методов и ЭВМ при выборе разведочных сетей и построении планов в изолиниях. — М.: Недра, 1974. 115 с.
157. Сборник руководящих материалов по охране недр. — М.: Недра, 1978. 318 с.
158. Семенюк В. Д. Основные итоги сопоставления разведенных и эксплуатационных запасов по жильным месторождениям редких и благородных металлов. — В кн.: Материалы по методике разведки полезных ископаемых. — М.: 1962, с. 74—85.
159. Сергеев О. П. Анализ разведочной сети методом сравнения вариантов. — Разведка и охрана недр, 1960, № 11, с. 11—16.
160. Серегин Ю. И. Влияние размещения скважин на достоверность результатов разведки. — Разведка и охрана недр, 1970, № 2, с. 18—21.
161. Скок В. И. Графические приемы построения геологических разрезов. — Разведка и охрана недр, 1959, № 1, с. 15—18.
162. Скиданенко К. К. К вопросу об оценке точности определения запасов месторождений по методу общих цифр. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1959, № 7, с. 71—83.
163. Смирнов И. В., Дунин-Барковский И. В. Курс теории вероятностей и математической статистики для технических приложений. — М.: Наука, 1965. 512 с.
164. Смирнов И. В., Белугин Д. А. Теория вероятностей и математическая статистика в приложении к геодезии. — М.: Недра, 1969. 382 с.
165. Смирнов В. И. Подсчет запасов минерального сырья. — М.: Госгеолтехиздат, 1950. 342 с.
166. Смирнов В. И. О выборе плотности разведочной сети. — В кн.: Материалы по методике разведки полезных ископаемых. — М.: 1962, с. 178—187.
167. Совершенствование методов маркшейдерских работ и геометризация недр/Под ред. В. А. Букринского, Я. З. Рашковского, Е. Ф. Фролова. — М.: Недра, 1972. 384 с.
168. Современное состояние и перспективы улучшения использования недр на горнорудных предприятиях черной металлургии/Следзюк П. Е., Занка М. К., Тимофеев В. И., Мининг С. Э. — Горный журнал, 1975, № 11, с. 12—15.
169. Справочник маркшейдера. Ч. 2/Под ред. Т. В. Буткевича, Д. Н. Оглоблина. — М.: Металлургиздат, 1955. 927 с.
170. Сулакшин С. С. Искривление скважин. — М.: Госгеолтехиздат, 1960. 187 с.
171. Стефанович В. В. Использование коэффициента рудоносности для выявления основных рудоконтролирующих структур. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1972, № 7, стр. 81—85.
172. Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр/Агафонов М. И., Никаноров В. Н., Панфилов Е. И. и др. — М.: Недра, 1974. 312 с.
173. Тимофеев В. И. Экономическое стимулирование рационального использования недр на горнодобывающих предприятиях. — Горный журнал, 1972, № 1, с. 48—50.
174. Ушаков И. Н. Горная геометрия. — М.: Госгортехиздат, 1962. 459 с.
175. Фомин А. П. Закономерности распределения оруденения в главном рудном разломе Садонского месторождения в связи с его формой. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1963, № 12, с. 83—87.
176. Четвериков Л. И., Оксаненко В. П. О показателе сложности контура тел полезных ископаемых. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1962, № 11, с. 107—112.
177. Четвериков Л. И. Теоретические основы моделирования тел твердых полезных ископаемых. — Воронеж: изд. ВГУ, 1968, 151 с.
178. Шумилин М. В. О способах разрезов и геологических блоков при подсчете запасов. — Изв. вузов. Геология и разведка, 1974, № 8, с. 81—84.
179. Шурыгин А. М. Расчет оптимальных сетей для поисков эллиптических залежей. — М.: Недра, 1972. 93 с.
180. Шустин Б. Г. Таблицы для определения истинной мощности слоев горных пород (в том числе пластов угля). — М.: Госгеолтехиздат, 1960. 96 с.
181. Экономическая оценка и нормирование извлечения руды из недр. — Кривой Рог: изд. НИГРИ, 1977. 82 с.
182. Якжин А. А. Опробование и подсчет запасов твердых полезных ископаемых. — М.: Госгеолтехиздат, 1954. 296 с.
183. Яноши С. М. О недостатках в разведке и подсчете запасов Крылатовско-Чесноковского золоторудного месторождения. — Материалы ГКЗ по методике разведки, промышленной оценке и подсчету запасов месторождений полезных ископаемых. — М.: 1966, сб. 4, с. 10—17.
184. Карлье Э. Методика количественной оценки месторождений урана. — М.: Атомиздат, 1966. 351 с.
185. Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. — М.: Мир, 1968. 386 с.
186. Миллер Р., Кан Дж. Статистический анализ в геологических науках. — М.: Мир, 1965. 481 с.

## ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

Амплитуда нарушения 32

Анизотропия 83

Аппроксимирующая функция 69

Влажность полезного ископаемого 161

Геометризация эксплуатационная 79, 87

Геометрические элементы складок 27, 29

Геометризация нарушений 28, 30

Гипсометрические планы 35, 37, 77

Гистограмма 51

Глубина залегания 23, 42

Гониометр 18

Дизъюнктивные дислокации 30

Диаграмма векторная 34

Закон логнормальный 131

Запасы балансовые 199

— вскрытые 201, 202

— временно неактивные 201, 202

— готовые к выемке 201, 202

— забалансовые 199

— подготовленные 201, 202

Запасов движение 209

Извлечение запасов 219, 241, 254

Изоглубины 42

Изомощности 40

Изолинии среднего содержания 45, 75, 93

— линейных запасов 46, 86

Инвариантные линии 41, 85

Инклинометрическая съемка 9, 12, 14

Категория запасов 199

Кернometрия 25

Классификация запасов 199, 201

Контур внешний 101

— внутренний 101

— нулевой 101

— промышленный 101

— сортовой 101

Координаты точек ствола скважины 9

Коэффициент вариации 106, 188, 194

— корреляции 106, 189

— дефектной работы 143

— ураганности 143

— эффективной работы 144

— холостой работы 144

Корреляция наведения 111

272

— природная 111

Кривизна скважин 14

Крылья нарушения 30

Линия простирации 5

Масса рудная 227, 242

Метропроцент ураганный 134, 152

Модели цифровые 121

Мощность вертикальная 20

— горизонтальная 20

— нормальная 8, 19

— общая 8

— полезная 8

— рабочая 8

— эксплуатационная 8

Нестационарный процесс 80

Номограмма эффективного применения оценок 123, 126

Нормы подготовленности запасов 203

Норма функции 71

Нормирование потерь 249

— разубоживания 249

Объем выборки эффективный 114

Окно скользящее 79, 83

Оконтуривание рудных тел 99

Оптимальные интервалы инклинометрической съемки 12

Оценки параметров запасов 96

Палетки 105

Параметры запасов 98

Планы изолиний линейных запасов 46, 86

Плотность полезного ископаемого 160

Поверхность висячего бока 35

— лежачего бока 35

— условная 26

— тренда 72

Погрешности подсчета запасов 185

— распространения 187, 188

— аналогии 187

Показатели извлечения 241

Полезное ископаемое товарное 241, 242

Подсчет запасов 162

Потери 220, 226

Правило «свернутой пружины» 13

Предельные углы  $\phi$  21

Пробы ураганные 133

Разрывные нарушения 30

Разубоживание 223, 226, 239

Связная выборка 189

Сегрегация руды 239

Скользящее осреднение 80

Сместитель 30

Смещенность модальных значений оценок 190

Содержание бортовое 100

18 Зак. 784

273

Содержание минимальное промышленное	100
Способы подсчета запасов	162
Среднеквадратичная погрешность положения точки	10

Трещиноватость	32
Трещинная тектоника	33
Трещины отрыва	33
— скальвания	33
— сплющивания	33
Угол падения	5
— простирания	5
— складки	28
Учет добычи	206
— запасов	200, 209
Фильтры	69, 71, 72
Шарнир складки	27
Элементы залегания	5, 7
— залегания сместителя	30
Эффективность применения оценки	112

## ОГЛАВЛЕНИЕ

---

Предисловие . . . . .	3
Часть первая. Методика геометризации месторождений . . . . .	5
Глава I. Геологомаркшейдерские измерения в разведочных и горных выработках . . . . .	5
1. Определение элементов залегания пластов и пластрообразных залежей на обнажениях и в горных выработках . . . . .	5
2. Определение элементов залегания пластов и пластрообразных залежей по данным разведочного бурения . . . . .	7
3. Определение мощности пластов и залежей в горных выработках . . . . .	8
4. Определение координат точек оси ствола скважины . . . . .	9
5. Определение мощности пластов и залежей в скважинах . . . . .	17
6. Предельные значения углов $\Phi$ . . . . .	21
7. Определение глубины залегания пласта или залежи . . . . .	23
Глава II. Общая методика структурной детальноразведочной геометризации . . . . .	24
1. Задачи детальноразведочной геометризации. Исходные данные, используемые при ее выполнении . . . . .	24
2. Плоскостные и складчатые формы залегания слоев и пластов . . . . .	27
3. Геометризация складок на планах и разрезах . . . . .	28
4. Геометризация разрывных нарушений на планах и разрезах . . . . .	30
5. Задание горных выработок на смещенную часть залежи . . . . .	32
6. Геометрические методы изучения трещиноватости горных пород и полезного ископаемого . . . . .	32
7. Гипсометрические планы висячего и лежачего боков рудных тел . . . . .	35
8. Планы изомощностей . . . . .	40
9. Планы изоглубин залегания полезного ископаемого . . . . .	42
Глава III. Общая методика детальноразведочной геометризации качественных свойств полезного ископаемого и вмещающих пород . . . . .	45
1. Планы изолиний среднего содержания полезных и вредных компонентов . . . . .	45
2. Планы изолиний линейных запасов полезного ископаемого и полезного компонента . . . . .	46
3. Графики распределения запасов по глубине и по классам содержания полезного компонента . . . . .	48
4. Примеры детальноразведочной геометризации качественных свойств полезных ископаемых . . . . .	53
Глава IV. Общая методика структурной эксплуатационной геометризации . . . . .	66
1. Задачи и особенности эксплуатационной геометризации. Исходные данные, используемые при ее выполнении . . . . .	66
2. Математические методы, применяемые при геометризации месторождений . . . . .	68
3. Гипсометрические планы поверхности висячего или лежачего бока рудных тел и залежей . . . . .	77
4. Планы изомощностей рудных тел и залежей . . . . .	78
Глава V. Общая методика эксплуатационной геометризации качественных свойств полезных ископаемых . . . . .	79
1. Планы изолиний среднего содержания полезных или вредных компонентов . . . . .	79
2. Планы изолиний линейных запасов металла . . . . .	86
3. Примеры эксплуатационной геометризации месторождений . . . . .	87

<b>Часть вторая. Подсчет и учет запасов месторождений полезных ископаемых</b>	
Глava VI. Определение оценок параметров запасов	96
1. Задачи подсчета запасов	96
2. Параметры запасов и их оценки	98
3. Оконтуривание рудных тел и залежей	99
4. Определение площадей контуров запасов	104
5. Выбор вида оценок параметров запасов	106
6. Оценки средней мощности рудного тела или залежи	129
7. Оценки среднего содержания компонента	130
8. Ураганные пробы и их учет при подсчете запасов	133
9. Оценки средней плотности полезного ископаемого	160
10. Оценки средней влажности	161
Глava VII. Способы подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых	162
1. Способы подсчета и их общая характеристика	162
✓ 2. Способ геологических блоков	163
3. Способ разрезов	165
4. Способ эксплуатационных блоков	175
5. Способ среднего угла падения	178
6. Способ участков равного падения	179
7. Способ многоугольников	180
8. Комбинирование и выбор способа подсчета запасов	183
9. Погрешности подсчета запасов	185
10. Оформление отчета о подсчете запасов	198
11. Классификация запасов по степени изученности	199
Глava VIII. Маркшейдерский учет запасов полезных ископаемых	200
1. Задачи учета запасов	200
✓ 2. Промышленная классификация запасов	201
3. Нормы подготовленности запасов	203
4. Учет добычи полезных ископаемых	206
5. Учет движения запасов	209
<b>Часть третья. Рациональная эксплуатация и охрана недр</b>	213
Глava IX. Природные ресурсы полезных ископаемых и их охрана	213
1. Потери и снижение качества полезных ископаемых при горных работах	213
2. Задачи охраны недр при разработке месторождений полезных ископаемых	218
Глava X. Учет извлечения, потерь и разубоживания полезных ископаемых	219
1. Производственный учет	219
2. Виды потерь полезных ископаемых	220
3. Виды разубоживания полезных ископаемых	223
4. Прямой и косвенный учет потерь и разубоживания полезных ископаемых	226
5. Основы косвенного метода учета потерь и разубоживания полезных ископаемых	227
6. Горные работы и распределение полезных компонентов в добытой руде	231
7. Сегрегация, потери и разубоживание отбитой руды	239
8. Теоретические основы определения показателей извлечения запасов в динамике горных работ	241
Глava XI. Нормирование и меры снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых	249
1. Нормирование потерь и разубоживания полезных ископаемых	249
2. Извлечение запасов и повторная разработка месторождений полезных ископаемых	254
3. Меры снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых	258
Список литературы	264
Предметный указатель	272