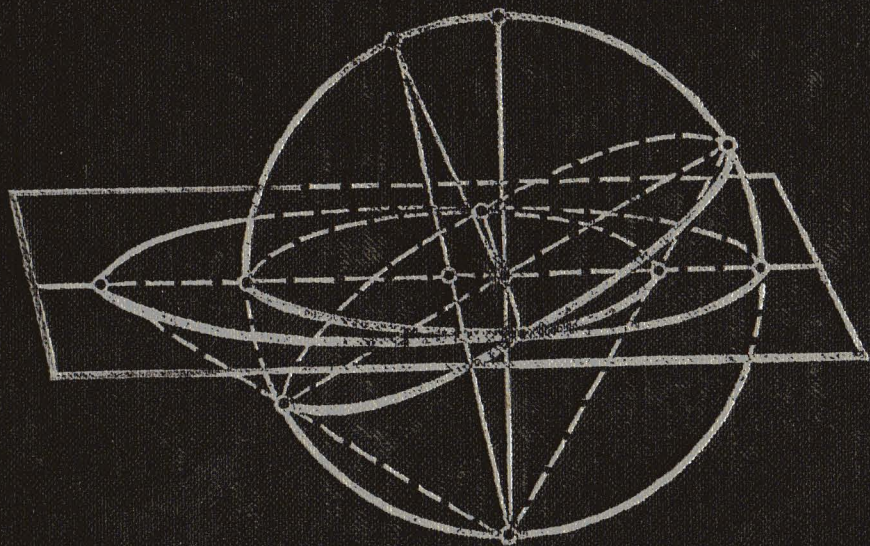


И. Н. УШАКОВ

ГОРНАЯ ГЕОМЕТРИЯ



Ушаков И. Н. Горная геометрия. Учебник для вузов, 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1979. 440 с.

В книге описаны проекции, применяемые в горной геометрии, и приведены краткие сведения из математической статистики. Рассмотрены плоскостные, складчатые и разрывные формы залегания горных пород, основные требования к геометризации различных типов месторождений минерального сырья. Описаны методы и схемы решения инженерных задач, математического моделирования при геометризации месторождений полезных ископаемых.

Приведена классификация запасов полезных ископаемых по степени изученности и разведанности, изложены методы подсчета запасов, рассмотрены вопросы учета состояния и движения запасов, потерь и разубоживания полезного ископаемого, маркшейдерского контроля оперативного учета добычи. Четвертое издание по сравнению с третьим (1962 г.) в значительной степени переработано и дополнено сведениями, отражающими современное состояние науки и техники в горной геометрии.

Книга предназначена в качестве учебника для студентов горных вузов и факультетов, обучающихся по специальности «Маркшейдерское дело».

Табл. 22, ил. 187, список лит.— 40 назв.

Рецензенты: кафедра маркшейдерского дела Днепропетровского горного института (зав. кафедрой проф., д-р техн. наук И. Г. Лисица) и проф., д-р техн. наук В. М. Гудков.

У 30702—451
043(01)—79 309—79. 2501000000

© Издательство «Недра», 1979

ИБ № 950

Иван Николаевич Ушаков
ГОРНАЯ ГЕОМЕТРИЯ

Редактор издательства Л. И. Елагин
Переплет художника О. В. Камаева
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технический редактор Л. Г. Лаврентьева
Корректор Т. Ю. Шульц

Сдано в набор 16.03.79. Подписано в печать 14.08.79. Т-14562. Формат 60×90¹/₁₆. Бумага кн.-журн. Печ. л. 27,5. Уч.-изд. л. 29,01. Тираж 5500 экз. Заказ № 781/6304—9. Цена 1 р. 30 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 4 Ленинградского производственного объединения «Техническая книга» Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. Ленинград, Д-126, Социалистическая, 14.

Последние издания основной учебной литературы по курсу горной геометрии для студентов маркшейдерской специальности горных вузов и факультетов относятся к 1962—1965 гг. Поэтому с достаточным основанием можно констатировать недостаточное обеспечение указанной литературой учебного процесса и настоятельную необходимость доведения ее до уровня современного состояния знаний в данной области.

Четвертое издание книги «Горная геометрия» значительно переработано и дополнено. Автором были учтены задачи подготовки горных инженеров в настоящее время и на ближайшую перспективу; современное состояние знаний и техники в рассматриваемой области; замечания и пожелания по содержанию и построению книги, а также коллективный и большой личный опыт преподавания горной геометрии в вузе.

Переработке и дополнению в той или иной мере подверглись все разделы книги. При этом в учебных целях сохранен принятый ранее принцип построения «от простого к сложному».

Первая глава дополнена циклографическими проекциями и понятиями о голографии. Значительно сокращены (по сравнению с третьим изданием) сведения об аксонометрических, аффинных и линейных проекциях. Вторая глава первого, вводного раздела книги, содержащая краткие сведения из теории вероятностей и математической статистики, используемые при изложении горной геометрии, включена заново.

Во втором разделе наибольшие изменения претерпели пятая и шестая главы, относящиеся к геометрии разрывных структур. Глава о дизъюнктивах расширена за счет описания результатов изучения этой формы разрывных структур при разработке нарушенных участков месторождений. Глава о трещиноватости массива горных пород дополнена краткими сведениями о возможности использования при изучении трещиноватости метода оптической фильтрации.

Значительно переработан и дополнен третий раздел «Геометризация месторождений полезных ископаемых», ранее состоявший из двух глав об анализе скрытых и условных поверхностей и графическом моделировании. Последнее здесь дополнено сведениями о геометризации геомеханических показателей массива

горных пород. Третья и четвертая главы раздела посвящены особенностям требований к геометризации наиболее осваиваемых типов месторождений минерального сырья, геометрическим методам и схемам решения некоторых горных задач. Раздел завершается главой о математическом моделировании при геометризации месторождений. В ней по результатам имеющихся исследований и разработок даны краткие сведения об использовании в указанных целях аналитического и цифрового моделирования, а также автоматического построения горно-геометрических графиков.

Четвертый раздел «Подсчет запасов твердых полезных ископаемых» несколько сокращен и исправлен редакционно. Он представляет собой естественный переход к заключительному, пятому разделу.

Пятый раздел «Управление запасами на горном предприятии» существенно переработан и дополнен. Он содержит три главы, из них глава XIII «Основные положения усреднения качества руд при добыче» введена вновь. Ее автор доц., канд. техн. наук ЛГИ Е. И. Азбель. Глава XIV «Учет состояния, движения запасов, потерь и разубоживания полезного ископаемого» значительно переработана и дополнена с учетом современного состояния вопроса, требований по охране недр и полноты извлечения полезного ископаемого.

В интересах дальнейшего совершенствования курса горной геометрии все замечания и пожелания по содержанию и построению курса просьба направлять на кафедру маркшейдерского дела Ленинградского горного института.

Становление горной геометрии как науки связано с именами выдающихся представителей отечественной маркшейдерской школы — В. И. Баумана (1867—1923 гг.), П. М. Леонтовского (1871—1923 гг.) и П. К. Соболевского (1868—1949 гг.). Внедрение горной геометрии в систему подготовки (учебные планы) относится к началу двадцатых годов текущего столетия. За истекший период она вполне утвердилась как необходимый элемент профессиональной подготовки маркшейдеров, который используется также в подготовке горных инженеров-технологов и геологоразведчиков.

Развитие горной геометрии представляет собой сложный и длительный процесс, протекающий в тесном взаимодействии с развитием геологоразведочного, маркшейдерского и горного дела в соответствии с уровнем теоретических знаний и требований социалистического производства. Указанный процесс проявляется в форме общих положений и идей, решения отдельных задач, разработки тех или иных вопросов, теоретических обобщений, выполненных исследований и полученных производственных результатов. При этом отдельные этапы развития находят свое отражение в оригинальных и сводных работах производственного, научного и учебного характера. Последние для наших целей имеют особый интерес. Укажем на некоторые из них.

Первая четверть двадцатого столетия знаменуется в указанном отношении рядом работ основоположников горной геометрии. Так, в 1905 г. высшим Екатеринославским горным училищем была издана книга П. М. Леонтовского «Элементы залегания пластов» (горная геометрия), входящая в серию опубликованных им книг под общим названием «Маркшейдерские задачи» и содержащая изложение шести задач по определению элементов залегания пласта, из них более подробно — определение геометрических параметров разрывных структур.

В 1907 г. В. И. Бауман опубликовал в Записках Горного института (т. I, вып. 1) работу «О сдвигах, сбросах и других смещениях жил и пластов», в которой продолжил исследование геометрии разрывных структур, дав более строгое геометрическое обоснование их классификации. В 1908 г. он опубликовал в Горном журнале (т. IV) статью «К вопросу определения запасов месторождений», где обосновал метод подсчета запасов в объемной мере залежей сложной формы. Предложенные им классификация дизъюнктивов и метод подсчета запасов, носящие его имя, не утратили своего методического значения и сейчас.

Указанные работы В. И. Баумана, как и ряд других его исследований по определению геометрических параметров пластов

и жил, по геометрической интерпретации результатов геофизической (магнитной) разведки железорудных месторождений и др., были по замыслу автора тем материалом, который должен составить четвертый том его классического курса «Маркшейдерское искусство» под названием «Маркшейдерские задачи». Подготовкой его к изданию занимался ученик В. И. Баумана — И. А. Далинкевич. Последний, пользуясь указанным и другими материалами по вопросам горной геометрии, впервые прочитал в соответствии с учебным планом для маркшейдерской специальности Горного института в 1923/1924 учебном году курс лекций по горной геометрии. Конспект этих лекций был издан на стеклографе в 1924 г. По содержанию и построению курс был оригинальным и включал следующие вопросы: основы метода проекций с числовыми отметками, плоскостные формы залегания горных пород, складчатые и разрывные формы залегания и подсчет запасов. В первые годы существования маркшейдерской специальности конспект использовался как учебное пособие.

Первые пятилетние планы развития народного хозяйства страны предусматривали быстрое развитие горнодобывающей промышленности. Последнее требовало от промышленной разведки и маркшейдерской службы обеспечения точных и объективных характеристик месторождений, используемых при проектировании, строительстве и эксплуатации горных предприятий.

В рассматриваемых условиях горно-геометрический анализ становился средством улучшения комплекса горных работ, а результаты геометризации месторождений — необходимым материалом для объективной оценки осваиваемых месторождений и основой для инженерных расчетов.

К этому времени было приурочено появление ряда работ по горной геометрии П. К. Соболевского, имеющих большое научно-методическое значение для геометризации месторождений полезных ископаемых. Отметим наиболее важные из них. В 1925 г. опубликован его доклад в трудах I Общесибирского маркшейдерского съезда по вопросу о геометрии дизъюнктивов. Выводы доклада составляют геометрическую классификацию, носящую его имя, в которой он пошел дальше по пути упрощения номенклатуры тектонических разрывов.

Второй его доклад, опубликованный в трудах I Всесоюзного горнотехнического съезда (т. VII, 1926 г.) на тему «Современное маркшейдерское искусство как методология решения задач горного искусства», а также его статья «Современная горная геометрия» (журнал «Социалистическая реконструкция и наука», 1932, № 7), выражают его основные идеи по горной геометрии и дают теоретическую базу основному разделу курса «Геометризация месторождений полезных ископаемых». Эти идеи, подтвержденные рядом производственных работ по геометризации месторождений, нашли поддержку и одобрение I Всесоюзного маркшейдерского съезда (1932 г.).

Более систематическое изложение основ геометризации месторождений П. К. Соболевским дано в конспекте его лекций по курсу «Геометрия недр», напечатанном на стеклографе в Московском геологоразведочном институте (1935 г.).

Представляя месторождение полезных ископаемых в виде его показателей, численно характеризующихся в отдельных точках, П. К. Соболевский обосновал и разработал графическое моделирование месторождения как основной способ геометризации месторождений путем широкого использования при этом метода изолиний.

Потребности подготовки специалистов вызвали необходимость составления учебных пособий и методических руководств по горной геометрии, отвечающих действующей учебной программе.

В начале тридцатых годов коллектив кафедры маркшейдерского дела Днепропетровского горного института опубликовал книги Н. Е. Алифонова «Проекция с числовыми отметками» (1932 г.) и А. Е. Гутта «Горная геометрия», служившие в течение ряда лет учебными пособиями при изучении курса горной геометрии.

По геометризации месторождений, кроме указанных выше работ П. К. Соболевского, следует отметить книгу Д. Н. Оглоблина «Выбор места заложения шахты» (1935 г.) и книгу И. А. Блашкевича и Г. И. Вилесова «Опыт геометризации драгоценных полигонов» (1938 г.).

В 1937 г. вышло учебное пособие И. Н. Ушакова «Горная геометрия» под редакцией И. М. Бахурина, в котором в соответствии с действующими учебными программами излагались основные вопросы указанной дисциплины. В 1951 г. было опубликовано второе издание этой книги, переведенное на ряд иностранных языков. В 1962 г. третье ее издание было впервые опубликовано в качестве учебника по горной геометрии для горных вузов и факультетов.

В 1941 г. вышло в свет учебное пособие «Геометрия недр» П. А. Рыжова, в 1952 г. — второе издание этой книги, а в 1964 г. (в качестве учебника) — третье ее издание. Следует отметить, что во всех трех изданиях «Геометрии недр» нашли наиболее полное выражение идеи П. К. Соболевского в области геометрии недр, методика, примеры геометризации месторождений и подсчета запасов на основе применения метода изолиний.

В годы Великой Отечественной войны Н. Г. Келль составил конспект лекций по горной геометрии, читавшихся им в Днепропетровском горном институте. Следует отметить критический подход автора к существующим работам и пособиям при изложении основных вопросов курса. Ряд положений конспекта по анализу скрытых топографических поверхностей с разрешения автора был использован нами во втором и последующих изданиях горной геометрии.

Последним по времени изданием учебного пособия по геометрии недр для горных вузов и факультетов является книга В. А. Букринского «Практический курс геометрии недр» (1965 г.), широко используемая при изучении данной учебной дисциплины.

Учебная литература основывается на результатах исследований, выполняемых в соответствующей области, и опыта производственной деятельности.

Методы горной геометрии являются эффективными при решении некоторых проблем, поэтому она быстро развивается по ряду направлений, в том числе: а) по математическому (аналитическому и цифровому) моделированию осваиваемых месторождений полезных ископаемых; б) анализу строения массива горных пород; в) управлению запасами на горном предприятии и др.

Дальнейшее развитие горной геометрии определяется научно-техническим прогрессом, требованиями современного социалистического производства, наличием научной школы горных геометров и многочисленных ее последователей.

Коллективами кафедр маркшейдерского дела горных институтов и факультетов, отраслевыми научно-исследовательскими институтами, группами производственных объединений, шахтными геологами и маркшейдерами горных предприятий постоянно выполняется большой объем исследований, обобщение которых в интересах обучения позволяет выявить современное состояние горной геометрии и отразить его при изложении разделов и глав книги с соответствующими ссылками на источники.

В горной геометрии излагаются: используемые в курсе вводные сведения, методика решения горно-геометрических задач (геометрия залежи и задание выработок), геометризация месторождений полезных ископаемых, геометрические (математические) приемы решения задач при вскрытии и разработке месторождений минерального сырья.

Изучение курса горной геометрии по маркшейдерской специальности преследует цели:

развитие пространственного представления на специфических образах;

овладение методикой решения горно-геометрических задач с целью определения геометрических параметров залежи и показателей полезного ископаемого в отдельных точках;

овладение методами геометризации месторождений полезных ископаемых (пространственной характеристики горно-геологических условий, размещения полезного ископаемого в недрах, распределения его показателей и взаимосвязей между ними);

усвоение геометрических (математических) приемов решения задач в связи с разведкой и разработкой месторождений.

Указанное назначение курса геометрии недр обусловлено тем, что многие вопросы геологического изучения, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых по присущим им особенностям и приемам решения имеют выраженный пространственно-геометрический характер. Кроме того, геологу, маркшейдеру и горняку приходится работать в условиях, когда изучаемое или разрабатываемое месторождение недоступно непосредственному обзору, за исключением отдельных точек, в которых устанавливаются те или иные показатели.

Приемы и методы горной геометрии позволяют: геометрически выражать геологические представления; воспроизводить по отдельным фрагментам пространственное представление о структурных, литологических особенностях месторождения, о размещении и характере минерализации отдельных его участков;

выявлять связи между установленными формой, положением и параметрами месторождений с проектируемыми и проводимыми геологоразведочными и горными выработками;

создавать необходимые геометрические схемы для выполнения работ или решения отдельных инженерных задач.

Горно-геометрический метод, как разновидность геометрического метода исследования, характеризуется тем, что применяемые в нем обобщения и выводы являются результатом отражения в сознании реальных или условных пространственных форм, отношений и взаимосвязей. Поэтому здесь абстрактность понятий и логическая строгость построений должны быть тесно соединены с наглядностью. Указанной особенностью, характером исходных данных и требуемых результатов объясняется широкое использование в горной геометрии графических и графоаналитических приемов решения вопросов и задач.

В геологоразведочном, маркшейдерском и горном деле, как и во многих других областях науки, техники и производства, точные детерминированные количественные законы, базирующиеся на функциональных связях, во многих случаях не используются, а если и используются, то рассматриваются как результат допущений и обобщений. В действительности специально выполняемые или производственные эксперименты дают, как правило, изменяющиеся от опыта к опыту результаты, несмотря на кажущееся постоянство условий их выполнения. Следовательно, исследуемые показатели недр, полезного ископаемого, физических и производственных процессов выступают часто в форме случайных величин. Количественная характеристика их будет устанавливаться по результатам большого числа наблюдений и обработки методами, основанными на положениях теории вероятностей и прикладной математической статистики.

Вероятностно-статистические методы находят широкое применение в горной геометрии, особенно в геометризации месторожде-

ний, подсчете запасов полезного ископаемого и решении многих других задач при определении и оценке плотности наблюдений, колеблемости показателей, средних значений их, взаимозависимостей, точности, надежности принятых решений и т. д. Однако, при этом следует иметь в виду, что влияние отдельных основных факторов на результат можно учесть методами горнотехнологических наук с использованием функциональных связей, а влияние множества переплетающихся между собой факторов, обуславливающих случайность отдельных исходов, — вероятностно-статистическими методами.

Положение горной геометрии на стыке геологоразведочного, маркшейдерского и горного дела определяют необходимость органической связи между ними, что находит свое отражение в содержании и построении курса горной геометрии.

Изложенное, а также длительный опыт преподавания курса горной геометрии на маркшейдерской специальности горных вузов и факультетов позволяет представить указанный курс в следующем виде. Во введении даны общие положения, определяющие назначение содержания и построение курса.

Первый раздел «Вводные сведения о проекциях и математической статистике, используемые в горной геометрии» содержит краткое изложение проекций, применяемых в геометрии недр, как основы графических методов решения горно-геометрических задач и построения графических моделей месторождений полезных ископаемых. В нем также приведены краткие сведения из теории вероятностей и прикладной математической статистики, используемые в курсе в качестве метода количественной характеристики показателей горно-геологических условий, полезного ископаемого, оценки надежности результата и принятых решений. При этом положения теории случайных функций изложены на примере приложения их к геометризационным месторождений полезных ископаемых и управлению запасами на горном предприятии.

Во втором разделе «Геометрия пластовых залежей» с необходимостью изложены вопросы методики решения горно-геометрических задач с целью определения параметров залежей для документации формы и строения последних, задания геологоразведочных и горных выработок применительно к плоскостным, складчатым, разрывным структурам.

Опыт преподавания курса показывает, что лучшее усвоение методики решения горно-геометрических задач достигается при рассмотрении их в указанной последовательности на примерах более простых пластовых месторождений. Плоскостные формы залегания являются исходными. На слабодислоцированных участках они занимают значительные площади. При более сложном залегании пластов поверхности геологических контактов изучаются по совокупности более мелких плоских участков, т. е. решение типовых геометрических задач применительно к плоскост-

ным формам залегания является неизбежным этапом при изучении формы и строении пласта любой сложности.

Специфика решения задач и геометризационной формы пластовых месторождений с достаточной полнотой рассмотрены в главах IV «Складчатые формы залегания» и V «Геометрия разрывных структур. Дизъюнктивы».

Третий раздел «Геометризация месторождений полезных ископаемых» является логическим продолжением второго раздела. В нем рассмотрены общая и конкретная методики геометризации применительно к разным типам месторождений. Результат геометризации воспроизводит исследуемое поле с той или иной степенью надежности (приближения), т. е. является его моделью. Последняя может быть представлена в графической или математической форме.

В основу графического моделирования положен метод изолиний, который рассмотрен здесь в форме анализа скрытых и условных топографических поверхностей, характеризующих исследуемое поле (по П. К. Соболевскому — геохимическое поле).

На данной основе изложены требования к методике геометризации (графического моделирования) разных типов месторождений полезных ископаемых. В сжатой форме даны представления о математическом (аналитическом, цифровом) моделировании, используемом при разведке и разработке шахтных полей и полей разрезов. Приводятся примеры использования результатов геометризации месторождений при решении ряда задач.

Одна из крупных инженерных задач — подсчет запасов твердых полезных ископаемых, широко использующий методы горной геометрии, выделен в самостоятельный четвертый раздел курса соответствующего названия, в котором изложены общие вопросы подсчета запасов и методы подсчета. При этом основное внимание уделено методике подсчета запасов полезного ископаемого в объемной и весовой мере в пределах выделенных контуров (блоков) и оценке результатов подсчета.

Заключительный, пятый раздел «Управление запасами на горном предприятии» посвящен, как следует из его названия, изложению крупной и сложной проблемы в объеме, необходимом для горного инженера-маркшейдера. В частности, рассмотрены периодический пересчет запасов, основные положения усреднения качества полезного ископаемого при добыче, расчет промышленных запасов, нормирование подготовленных и готовых к выемке запасов, определение, учет и нормирование потерь и разубоживания полезного ископаемого при добыче, а также маркшейдерский контроль оперативного учета добычи.

Из изложенного следует, что курс горной геометрии имеет своей целью обеспечение профессиональной подготовки горных инженеров-маркшейдеров. Одновременно его содержание входит в систему знаний, необходимых для достижения эффективного использования богатств недр.

РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ

ВВОДНЫЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЕКЦИЯХ И МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКЕ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ В ГОРНОЙ ГЕОМЕТРИИ

ГЛАВА I

ПРОЕКЦИИ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ В ГОРНОЙ ГЕОМЕТРИИ

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В горной геометрии вследствие особенностей ее метода, характера исходных материалов и требуемых результатов широко применяются графические и графоаналитические приемы решения задач. Поэтому вопрос о графическом изображении залежей полезных ископаемых, геологических структур и горных выработок, а также о различных геометрических построениях, с помощью которых определяются искомые величины или составляются рабочие схемы, в горной геометрии имеет первостепенное значение.

Каждый чертеж (график) должен давать полное и ясное представление об изображаемом предмете, его элементах и их взаимном расположении, т. е. он должен обладать наглядностью. Кроме того, он должен быть построен так, чтобы по изображению предмета было легко установить интересующие размеры предмета, т. е. помимо наглядности чертеж должен обладать определенными метрическими свойствами (удобоизмеримостью).

Как известно из начертательной геометрии, разные методы изображений и построений по-разному обеспечивают указанные свойства чертежей (графиков). В основе всех способов изображений и построений лежит метод проекций, которые по способу проецирования делятся на центральные и параллельные.

Изображение, полученное при помощи центрального проецирования, называется перспективой. Оно обеспечивает хорошую наглядность чертежа.

Проецирование предмета пучком параллельных лучей на плоскость дает возможность получить на ней параллельно-проекционный чертеж. Такой чертеж можно рассматривать как частный случай перспективы, когда центр проекции отнесен в бесконечность. При этом улучшаются метрические свойства чертежа. Изменяя направление проецирующих лучей и положение плоскости проекций, можно получить большое число изображений одного и того же предмета, различно удовлетворяющих требованиям наглядности и удобоизмеримости.

Лучшие метрические качества чертежей обеспечивает частный случай параллельного проецирования — ортогональные проекции на одну или несколько плоскостей.

Общий случай параллельного проецирования — косоугольные проекции по наглядности и метрическим свойствам занимают промежуточное положение между перспективными и ортогональными параллельными проекциями.

В маркшейдерском деле, особенно в горной геометрии, наибольшее применение получил метод ортогонального проецирования на одну плоскость (проекции с числовыми отметками). Использование этого метода позволяет компактно и полно характеризовать показатели (формы, качества и процессы), выявляемые при разведке и разработке месторождений полезных ископаемых.

При пологом и наклонном падении залежей для изображения структурных и качественных показателей их, а также для изображения выработок используются ортогональные проекции на горизонтальную плоскость и система вертикальных разрезов.

Для условий крутого падения проекция на горизонтальную плоскость дополняется проекцией на вертикальную плоскость, параллельную среднему простиранию залежи.

Иногда для более полной характеристики показателей залежи применяются проекции на наклонную плоскость, параллельную среднему простиранию и углу падения залежи.

Так как чаще всего применяются проекции на горизонтальную плоскость, то в дальнейшем при рассмотрении проекций с числовыми отметками будем считать, что плоскость проекций занимает горизонтальное положение.

В некоторых случаях (при составлении блоковых карточек на рудниках или рабочих планов лав на угольных шахтах) горные выработки и показатели залежи изображают в плоскости залежи.

При составлении маркшейдерских чертежей и при графическом решении геометрических задач важно правильно выбрать способ и масштаб построения. Выбор способа построения определяется назначением составляемого графика и необходимостью удовлетворения основных требований, предъявляемых к техническому чертежу. К их числу кроме наглядности и удобоизмеримости следует отнести простоту построения и обеспечение требований динамичности графика, т. е. возможности отражать на нем развитие работ и изменение показателей залежи. В связи с этим возникает необходимость систематического пополнения или быстрого пересоставления графиков. Последнее в значительной степени обеспечивается механизацией графических работ.

Выбор масштаба обуславливается точностью исходных данных и требуемой точностью результата, получаемого с помощью графического построения. При этом следует различать два случая:

1) точность исходных данных превышает необходимую точность результата;

2) точность исходных данных ниже необходимой точности результата.

В первом случае масштаб графических построений выбирается с расчетом получения результатов заданной точности, а во втором — масштаб построений должен отвечать точности исходных данных.

Масштаб M графического построения, имеющего целью определение линейной величины, находится из выражения

$$M = \frac{a}{D}, \quad (I.1)$$

где a — линейная ошибка графических построений, принимаемая в точных построениях (например, при построении координатной сетки) равной 0,1 мм, а в рядовых графических построениях — 0,2—0,3 мм; D — необходимая линейная точность определения искомой величины, задаваемая условиями задачи.

Примеры выбора масштаба построения.

Пример 1. Выбрать масштаб чертежа, на котором требуется откладывать линейные величины с точностью до 0,001 при минимальных длинах линий в натуре 80 м. При данных условиях необходимая точность определения по графику или откладывания на нем линейных величин будет зависеть от минимальных значений последних, т. е. $D = 80 \times 0,001 = 0,08 \text{ м} = 80 \text{ мм}$. Пусть $a = 0,3 \text{ мм}$.

Тогда

$$M = \frac{0,3}{80} = \frac{1}{266,6}$$

или ближайший стандартный

$$M = \frac{1}{200}$$

Пример 2. Выбрать масштаб графического построения для косвенного графического определения нормальной мощности пласта, которую необходимо получить с точностью 2 см.

Примем $a = 0,2 \text{ мм}$. Тогда

$$M = \frac{0,2}{20} = \frac{1}{100}$$

§ 2. ПРОЕКЦИИ С ЧИСЛОВЫМИ ОТМЕТКАМИ

Проекции с числовыми отметками являются ортогональными проекциями на одну, чаще горизонтальную плоскость. При этом положение изображаемых точек, характеризующих пространственную форму, определяется их ортогональными проекциями на плоскости (координатами x и y) и расстоянием их по нормали (по оси z) относительно плоскости проекций, называемых отметками точек.

Если изображаемые точки лежат выше горизонтальной плоскости проекций, то их отметки считаются положительными. Для точек, лежащих ниже плоскости проекций, отметки считаются отрицательными. Отметка выписывается около проекции точки в виде числа и называется числовой отметкой точки. Проекции точек при этом называются проекциями с числовыми отметками.

Метод проекций с числовыми отметками имеет своей целью изображение пространственных форм или их элементов на плоскости и решение по этим изображениям различных геометрических задач.

Прямая линия в проекции с числовыми отметками изображается также прямой линией. Положение прямой линии в пространстве вполне определяется двумя точками, взятыми на прямой, или одной точкой и направлением. Последнее берется в сторону понижения прямой, т. е. в сторону уменьшения отметок, и определяется двумя угловыми величинами: в горизонтальной плоскости — азимутом простираения, в вертикальной — углом наклона прямой к горизонту.

Тангенс угла наклона прямой к горизонту называется ее уклоном i , а проекция прямой — ее заложением. Величина заложения отрезка прямой, заключенного между двумя точками, разность отметок которых равна единице, называется интервалом L прямой. Между i и L существует соотношение

$$L = \frac{1}{i}. \quad (I.2)$$

Углы простираения α и падения δ плоскости называются элементами ее залегания. Иногда элементы залегания плоскости характеризуют простираением $\alpha_{\text{пад}}$ линии падения и углом δ наклона линии падения к горизонту (здесь $\alpha_{\text{пад}} = 90^\circ + \alpha$).

На рис. I.1, а представлено положение некоторой плоскости P относительно горизонтальной плоскости H и вертикальной плоскости V , т. е. ее положение в пространстве. На рис. I.1, б плоскость P изображена в проекции с числовыми отметками в виде системы горизонталей.

По взаимному положению в пространстве плоскости могут быть параллельными или пересекающимися. Если плоскости параллельны, то горизонтали их тоже параллельны, проекции линий падения имеют одинаковые интервалы и падение плоскостей направлено в одну и ту же сторону.

В случае пересекающихся плоскостей (рис. I.2) помимо их изображения строится линия их пересечения и определяются элементы ее залегания — простираение α_0 в сторону погружения и угол наклона δ_0 к горизонту. Данный способ построения линии

пересечения плоскостей используется в случаях пересечения одноименных горизонталей в пределах чертежа.

Если указанные пересечения выходят за пределы чертежа или если горизонтали пересекающихся плоскостей параллельны между собой, то линии пересечения плоскостей P_1 и P_2 строятся

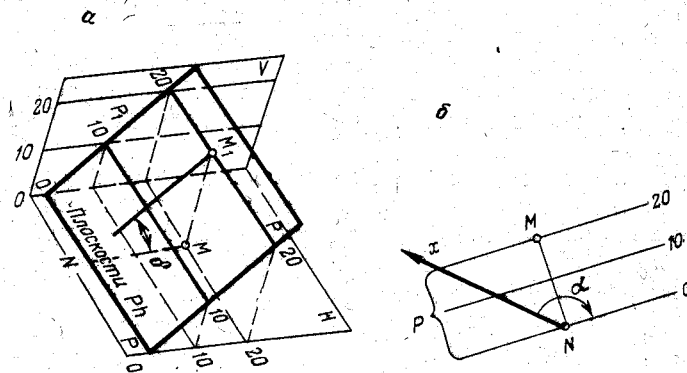


Рис. 1.1. Проекция плоскости:
а — плоскость P в пространстве; б — изображение плоскости P в проекции с числовыми отметками

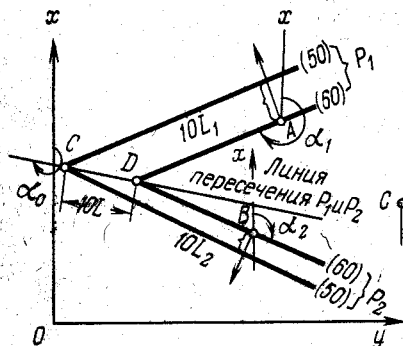


Рис. 1.2. Пересечение плоскостей P_1 и P_2

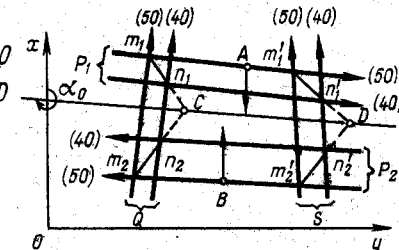


Рис. 1.3. Определение линии пересечения плоскостей P_1 и P_2 с использованием наклонных вспомогательных секущих плоскостей Q и S

с помощью вспомогательных секущих плоскостей Q и S , положение которых берется произвольным. Их горизонтали должны пересекать горизонталы плоскостей P_1 и P_2 и быть одноименными с последними. На рис. 1.3 показано нахождение точек C и D , лежащих на линии пересечения плоскостей P_1 и P_2 .

Вспомогательные секущие плоскости Q и S могут быть вертикальными (рис. 1.4). Здесь вертикальное сечение плоскостью Q

показано отдельно в правой части рисунка. Сечение плоскостью S выполнено совмещенным с плоскостью плана. Полученные в том и другом сечениях точки $c(43)$ и $d(44)$, принадлежат искомой линии пересечения плоскостей P_1 и P_2 .

Линии пересечения плоскостей применительно к задачам горной геометрии выражают осевые линии в складчатых структурах и линии обрыва залежи (или геологического контакта) в разрывных структурах.

Практический интерес представляют взаимные положения прямых и плоскостей, выражающие положения выработок и залежей.

На рис. 1.5, а по исходным данным построена плоскость P и прямые $b-1$, $b-3$. Прямая $b-1$ перпендикулярна к плоскости, а прямая $b-3$ относительно плоскости расположена косо. Требуется определить координаты точек пересечения прямых с плоскостью и длины этих прямых от точки B до точек пересечения их с плоскостью. Для этого строят вертикальные разрезы по заданным прямым (рис. 1.5, б). В плоскости разрезов показывают прямые, плоскость и точки их пересечения C и D . Отрезки BC , BD в масштабе построения являются длинами искомых линий. Проекции точек пересечения c и d с рис. 1.5, б переносятся на рис. 1.5, а. По совокупности рис. 1.5, а и рис. 1.5, б графически устанавливаются координаты точек пересечения прямых с плоскостью.

Практический интерес представляют прямые, лежащие в заданной плоскости и выражающие оси выработок, пройденных по залежи. При этом решаются следующие задачи:

- найти угол наклона δ_0 прямой, лежащей в заданной плоскости и имеющей направление α_0 ;
- провести в плоскости прямую с заданным уклоном.

Пусть на рис. 1.6, а плоскость P в точке A задана элементами залегания α , δ и изображена горизонталями (100) и (50). Из точки I по направлению α_0 проведена прямая $1-2$. Угол наклона δ_0 этой прямой находится путем построения вертикального сечения $1-2$.

На рис. 1.6, б горизонталями (100) и (50) изображена плоскость P по ее элементам залегания α , δ . Из точки I по восстанию плоскости P требуется задать прямую с углом наклона δ_0 . В правой части рисунка получена величина заложения ($1-2$) прямой с этим углом наклона между горизонталями (100) и (50). Как следует из рисунка, задача имеет два решения — заданную прямую можно провести по направлению α_0 и α_0' .

Метод совмещения. Для получения неискаженных величин элементов фигур (углов и сторон), лежащих в заданной плоскости, пользуются методом совмещения. При этом данная плоскость вращается около одной из своих горизонталей до положения, параллельного плоскости плана. После этого все укло-

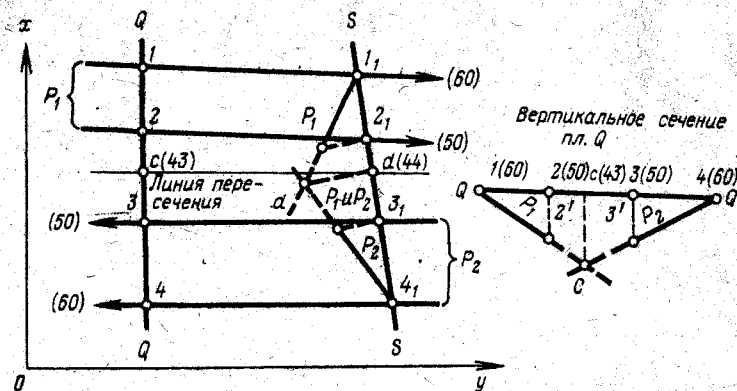


Рис. 1.4. Определение линии пересечения плоскостей P_1 и P_2 с использованием вертикальных вспомогательных секущих плоскостей Q и S

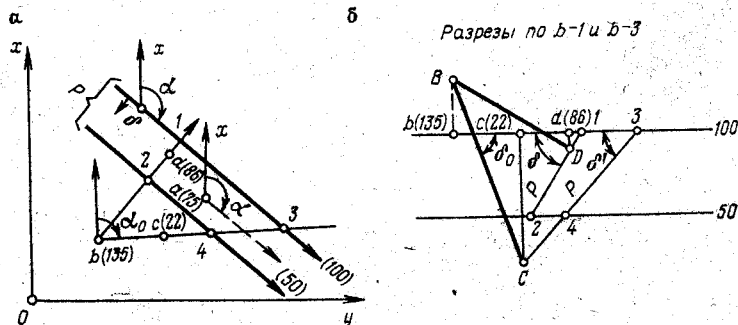


Рис. 1.5. Прямая пересекает плоскость:
а — план заданных прямых и плоскости; б — вертикальные разрезы по линии $b-1$ и $b-3$

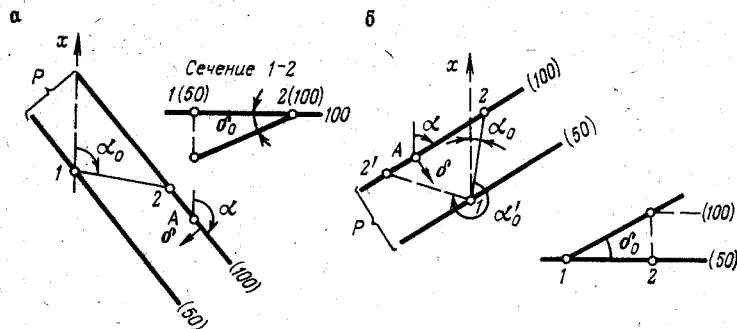


Рис. 1.6. Прямая расположена в плоскости

вые и линейные величины, расположенные в ней, изобразятся на плоскости проекции без искажения.

Ниже приводится решение двух типовых часто встречающихся горно-геометрических задач.

Определение угла между направлениями, например, угла между осью секущей выработки и нормалью к напластованию при переходе от разреза пород по выработке к нормальному их разрезу или при переходе от нормальной колонки пород к разрезу их вдоль проектируемой выработки.

На рис. 1.7 по исходным данным построены наклонные прямые ab и ac и горизонтальная прямая ad . Требуется найти истинную величину угла между наклонными прямыми ab и ac .

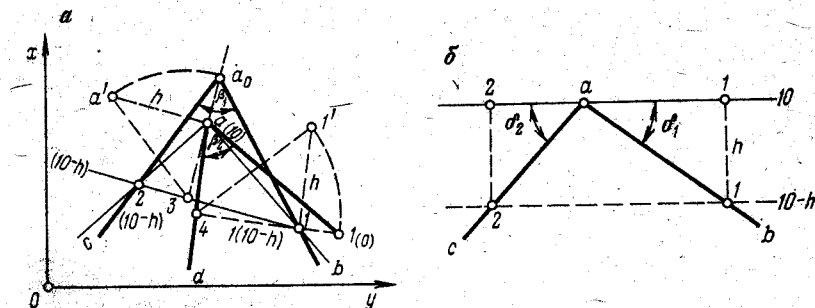


Рис. 1.7. Определение угла между направлениями

Для проведения на плане (рис. 1.7, а) горизонтали $10-h$ плоскости, в которой лежат прямые ab и ac , строятся по ним профили (рис. 1.7, б) и на прямых находятся точки 1 и 2, имеющие одинаковые $(10-h)$ отметки.

Вращением около этой горизонтали угла $2-a-1$ до положения, параллельного плоскости плана, находится совмещенное положение a_0 вершины a этого угла. Точка a_0 соединяется с неподвижными точками 1 и 2. Угол $2-a_0-1=\beta_1$ есть искомый угол между прямыми ab и ac .

На том же рисунке показано определение угла β_2 между наклонной прямой ab и горизонтальной прямой ad . Для этого вращением плоскости, в которой лежат прямые ab и ad , около горизонтальной линии ad находится совмещенное положение l_0 точки 1, лежащей на прямой ab . Соединяя точку a с точкой l_0 , находим совмещенное положение прямой ab . Угол $d-a-l_0=\beta_2$ является искомым.

Определение угла между пересекающимися плоскостями, например угла складки, угла дизъюнктива, угла между системами трещин и т. д., является часто встречающейся в практике геометрической задачей, решаемой графическим методом.

На рис. 1.8 по исходным данным построены пересекающиеся плоскости P_1 и P_2 и линия их пересечения. Для определения угла между ними одноименными горизонталями строится нормально секущая плоскость Q , перпендикулярная к линии пересечения плоскостей P_1 и P_2 и проходящая через точку d . В ней расположен искомый угол V . Вращением плоскости Q около горизонтали 70 совмещаем ее с плоскостью плана, в результате чего вершина d угла qdf займет положение d' . Угол $fd'q$ равен искомому углу V .

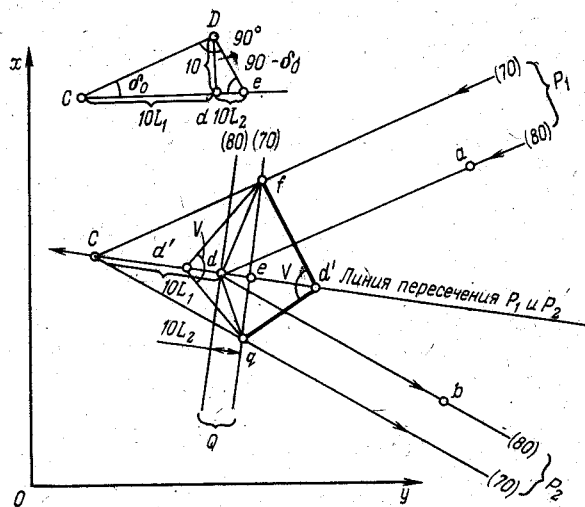


Рис. 1.8. Определение угла между пересекающимися плоскостями

Из изложенного следует, что определение методом совмещения угловых величин, расположенных в некоторой плоскости, связано с нахождением совмещенного положения точки (вершины угла) и совмещенного положения прямой (стороны угла). Определение линейных величин указанным методом требует выполнения тех же операций, т. е. нахождения совмещенного положения точек и прямых.

Проекция многогранников. В инженерной практике часто приходится иметь дело с телами, которые при определенных условиях принимаются за многогранники (котлованы, насыпи, отвалы пород, склады полезного ископаемого и другие объекты).

По заданным проектным параметрам и положению объектов относительно опорной сети и других элементов ситуации поверхности производится перенос их в натуру. Последнее, а также определение объемов работ, объема материала и решение других практических вопросов требуют изображения тел, принимае-

мых за многогранники, и решения с ними некоторых геометрических задач.

В проекциях с числовыми отметками многогранники задаются проекциями их ребер с обозначением на них отметок. Имея отметки точек на ребрах многогранников, можно провести через точки с одинаковыми отметками ряд горизонтальных плоскостей. Сечения последних с гранями многогранников дают прямые, являющиеся горизонталями этих граней.

Контур многогранника в пересечении с поверхностью земли сводится к построению плоского сечения многогранника. Таким образом, геометрические задачи на многогранники, решаемые в проекции с числовыми отметками, сводятся к градуированию прямых, изображению горизонталями совокупности плоскостей и построению линий пересечения плоскостей, т. е. к решениям ранее рассмотренных задач. Особенности решения задач на многогранники применительно к отдельным вопросам горной геометрии будут рассмотрены в соответствующих разделах курса.

О поверхностях. Всякую поверхность можно рассматривать как геометрическое место всех последовательных положений линии, движущейся в пространстве определенным образом. Движущаяся в пространстве линия (прямая или кривая), образующая поверхность, называется образующей поверхности, а линия, по которой движется образующая, называется направляющей.

Основу классификации поверхностей составляет вид их образующих. Поверхности, образованные движением в пространстве кривых линий, называются кривыми поверхностями. Поверхности с прямолинейными образующими носят название линейчатых поверхностей.

Свойство последних разворачиваться или не разворачиваться на плоскости без образования разрывов и складок служит основанием для подразделения линейчатых поверхностей на две группы: 1) линейчатые разворачивающиеся поверхности и 2) линейчатые неразворачивающиеся, или косые, поверхности.

Применительно к задачам горной геометрии из всего разнообразия поверхностей выделим цилиндрическую, коническую и топографическую поверхности.

Цилиндрическая поверхность является поверхностью, образованной движением в пространстве прямой линии по некоторой направляющей. При этом образующая во все время своего движения остается параллельной некоторому направлению. Все образующие цилиндрической поверхности параллельны между собой. Любая линия, проведенная на цилиндрической поверхности, может быть принята за направляющую. Следовательно, направляющая цилиндрической поверхности может быть плоская кривая и кривая двоякой кривизны. При решении горно-геометрических задач направляющая цилиндрической поверхности выступает как след горизонтального (горизон-

таль поверхности) или вертикального (профиль поверхности) сечения.

Коническая поверхность является поверхностью, образованной движением прямой линии в пространстве по некоторой направляющей. Причем один конец образующей во все время движения опирается на постоянную точку, называемую вершиной конической поверхности. Следовательно, все образующие конической поверхности пересекаются в ее вершине.

При решении горно-геометрических задач направляющая конической поверхности обычно берется в виде горизонтали или вертикального профиля этой поверхности.

Топографической поверхностью называется кривая поверхность, при обобщении обычно выражаемая графически изолиниями, прототипом которой является поверхность земли. Методы изучения и изображения поверхности земли в совершенстве разработаны в топографии. В топографии нашел наиболее широкое применение метод проекции с числовыми отметками, который получил название метода изолиний.

Плодотворность использования этого метода в геометризации месторождений полезных ископаемых доказана многими работами П. К. Соболевского и опытом проведения этого рода работ.

Планы и карты земной поверхности, горных пород и дна водных бассейнов, составленные в проекциях с числовыми отметками, а также исполненные по ним различного рода профили и разрезы дают возможность просто и быстро решать многочисленные и разнообразные задачи инженерной практики, относящиеся к вопросам технического проектирования сооружений на земной поверхности и в недрах земли.

Одновременно этот метод является хорошим средством выполнения отдельных промежуточных решений и построений. Получающаяся при этом точность решения задач оказывается вполне достаточной при решении как общих, так и частных вопросов, касающихся выбора тех или иных проектов. Такие задачи могут вполне решаться графически. Однако сочетание графического метода решения с числовыми расчетами нередко упрощает дело и быстрее приводит к цели.

Основным недостатком метода проекций с числовыми отметками является малая наглядность изображения, требующая значительной работы воображения для пространственного представления изображаемых объектов. В этом отношении он значительно уступает другим методам проецирования (перспективным, аксонометрическим проекциям).

В заключение для иллюстрации прикладного значения метода проекций с числовыми отметками перечислим некоторые из многочисленных задач, решаемых с его помощью:

1) составление планов и карт разного назначения в изолиниях;

2) составление профилей изображаемых поверхностей по различным направлениям;

3) построение промежуточных профилей на основании заданных (интерполирование профилей);

4) проведение направлений с заданным (проектным) уклоном;

5) определение границ насыпей и выемок и других сооружений, подсчет объемов;

6) определение элементов залегания пластов и жил по данным разведки;

7) построение линий выходов залежей или геологических контактов на поверхность земли или под наносы;

8) подсчет запасов полезного ископаемого по планам в изолиниях и др.

Решение этих горно-геометрических задач в проекциях с числовыми отметками будет рассмотрено в соответствующих разделах курса.

§ 3. АКСОНОМЕТРИЧЕСКИЕ И АФИННЫЕ ПРОЕКЦИИ

Аксонометрические проекции. Аксонометрия дословно обозначает осеизмерение. Аксонометрические проекции позволяют получать объемное изображение объекта, что требуется в ряде случаев при документации сложных узлов геологических структур и горных выработок, а также при составлении схем вентиляции, размещения оборудования в выработках и при решении других задач.

Для достижения необходимой наглядности и лучших метрических свойств чертежа задаются условными прямоугольными пространственными осями координат, совпадающими или параллельными с основными размерами изображаемого объекта, положением плоскости проекций относительно указанных осей и направлением проецирующих лучей относительно плоскости проекции.

По последнему признаку аксонометрические проекции делятся на прямоугольные (проецирующие лучи перпендикулярны к плоскости проекций) и косоугольные. Косоугольные аксонометрические проекции являются общим видом проекций.

Условные прямоугольные пространственные оси координат (и параллельные им основные размеры изображаемого объекта) при аксонометрическом проектировании искажаются в определенных отношениях, называемых показателями искажения вдоль координатных осей. Обозначаются они через p (вдоль оси x), q (вдоль оси y) и r (вдоль оси z).

Проекция, у которых все три показателя искажения равны между собой, называются изометрическими. Проекция с двумя одинаковыми показателями искажения из трех называ-

ются диметрическими. Проекция с тремя разными показателями искажения называется триметрической.

Изображение условных прямоугольных пространственных осей координат $O'xyz$ (рис. 1.9) на плоскости проекций K называется аксонометрическими осями (O_1xyz — в косоугольной проекции и O_2xyz — в прямоугольной проекции). На рис. 1.9 углы α, β, γ — углы между пространственными и прямоугольными аксонометрическими осями.

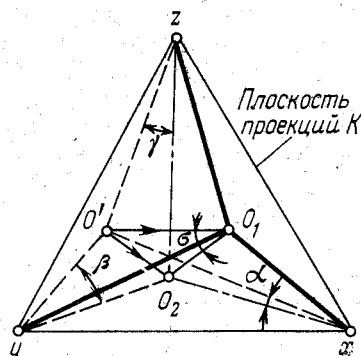
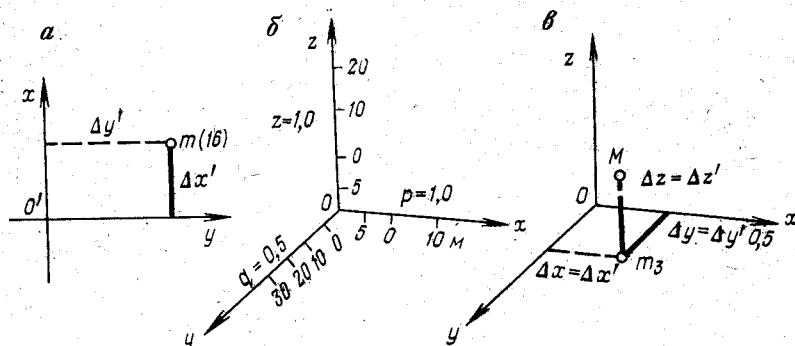


Рис. 1.9. Условные пространственные прямоугольные и аксонометрические координатные оси

Рис. 1.10. Аксонометрическое изображение точки:

a — изображение точки в проекции с числовыми отметками; b — аксонометрический масштаб; $в$ — аксонометрическое изображение точек



Теоретической основой косоугольных аксонометрических проекций служит теорема Польке, определяющая следующие положения:

1) три произвольные прямые на плоскости чертежа, пересекающиеся в одной точке, могут быть приняты за аксонометрические проекции прямоугольных координатных осей в пространстве, а три произвольные конечные числа p, q, r могут быть приняты показателями искажения;

$$2) p^2 + q^2 + r^2 = 2 + \operatorname{ctg}^2 \sigma, \quad (1.3)$$

где σ — угол между плоскостью аксонометрических проекций K и направлением проецирования O_1O' .

Из изложенного следует, что в косоугольной аксонометрической проекции заложена большая свобода в выборе условий проецирования, обеспечивающих выполнение требований наглядности и метрических качеств чертежа. При этом вид аксонометрической проекции определяется показателями искажения p, q, r и углами между аксонометрическими осями. Ось z на чертеже берется вертикальной.

Исходя из выражения (1.3), для прямоугольной аксонометрической проекции будет справедлива формула

$$p^2 + q^2 + r^2 = 2. \quad (1.4)$$

В зависимости от значений показателей искажений по осям и принятого численного масштаба построения по каждой аксонометрической оси строится соответствующий линейный масштаб. Система аксонометрических осей с соответствующей их градуировкой для принятого численного масштаба называется аксонометрическим масштабом. На рис. 1.10 показано аксонометрическое изображение точки.

Аксонометрический чертеж, изображающий геологическую структуру, принято называть блок-диаграммой. При этом ось x берется вкрест простирания структуры (совпадает с направлением разведочных линий), ось y — по простиранию структуры, а ось z — вертикальна.

Из прямоугольных аксонометрических проекций чаще пользуются изометрической проекцией, для которой $p=q=r=0,82$ и углы между аксонометрическими осями равны между собой, т. е. равны 120° .

Однако наиболее широко применяются некоторые виды косоугольных проекций, позволяющие плоские сечения изображаемого объекта, совпадающие с координатными плоскостями zO_1x, xO_1y , переносить на аксонометрический чертеж копированием.

Из изложенного следует, что построение аксонометрического чертежа можно выполнять различно. В маркшейдерской практике объемное изображение сложных узлов производится по их изображению на комплектах маркшейдерских графиков. Так, на рис. 1.11 показано аксонометрическое изображение геологической структуры участка в пределах трех геологических разрезов по разведочным линиям. Расположенный слева аксонометрический масштаб свидетельствует о том, что вертикальные геологические разрезы на блок-диаграмму перенесены без искажений (копированием). Во избежание больших перекрытий показатель искажений по оси y увеличен вдвое по сравнению $p=r=1$. Угол $xOy=45^\circ$. Указанный способ объемного изображения в диметрической косоугольной проекции иногда называют профильной аксонометрией.

На рис. 1.12 представлено объемное изображение рудного тела по системе горизонтальных его сечений (по погоризонтным

планам). Принятые здесь условия аксонометрического проецирования (см. аксонометрический масштаб в левой части рисунка) позволили перенести на чертеж использованные погоризонтные планы без искажений (копированием). Принятый способ называется методом плановой аксонометрии.

При профильной и плановой аксонометрии требуется (в соответствии с принятыми условиями проецирования) предварительное построение геометрического остова в виде аксонометрического изображения координатных плоскостей, в которых расположены используемые сечения.

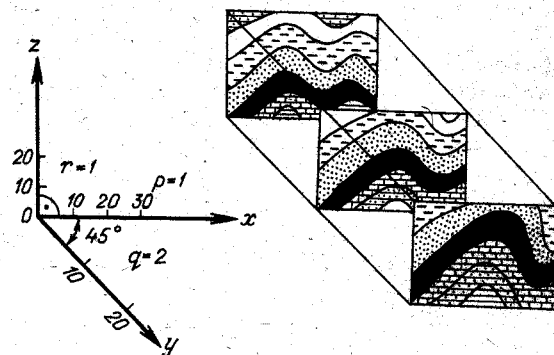


Рис. 1.11. Построение блок-диаграммы геологической структуры (профильная аксонометрия)

Построение аксонометрических изображений горных выработок обычно производят по погоризонтным маркшейдерским планам в следующем порядке.

Пусть на рис. 1.13, а изображены горизонты —30 м, —230 м и —335 м части рудника.

Выбирают начало условных координат, направление координатных осей и коэффициенты искажений по этим осям. Начало координат целесообразно приурочивать к характерной точке, имеющейся на всех погоризонтных планах, например к оси вертикальной выработки. Направления координатных осей x' и y' берут совпадающими с направлениями основных выработок. Коэффициенты выбирают такими, чтобы они не нарушали наглядности и были удобными при построении.

В рассматриваемом примере аксонометрический масштаб характеризуется следующими данными: $p=r=1$, $q=0,5$ и ось y располагается под углом 45° к оси x .

Для каждого горизонта на кальке строят аксонометрическую координатную сетку с учетом принятых направлений осей и показателей искажений. Далее на кальку наносят контуры горных выработок. В рассматриваемом примере размеры, парал-

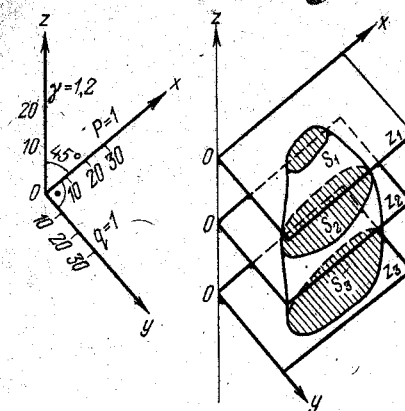


Рис. 1.12. Аксонометрическое изображение рудного тела (плановая аксонометрия)

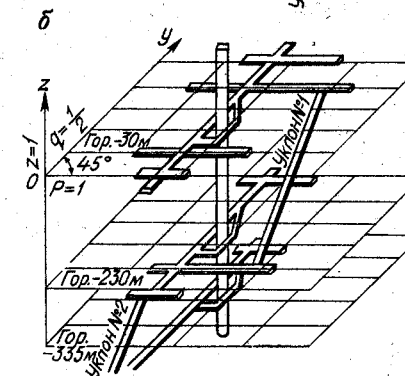
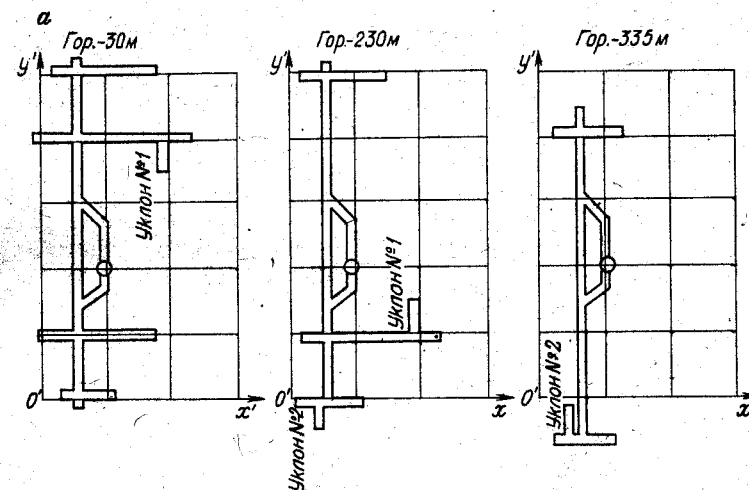


Рис. 1.13. Изображение горных выработок в аксонометрической проекции: а — погоризонтные планы горных выработок; б — аксонометрическое изображение горных выработок

тельные оси x , берутся без искажений, а параллельные оси y уменьшаются вдвое.

Для получения изображения объекта кальки отдельных горизонтов монтируют на ватмане в общий график, ориентируясь при этом по координатным сеткам. Относительные положения отдельных горизонтов по оси z определяются их высотами и показателем искажения r . Изображения горизонтов с калек переносят на ватман, соединяют между собой выработки смежных горизонтов, наносят недостающие линии и тени, делающие изображение выработок объемным (рис. 1.13, б).

Аффинные проекции. При построении объемных изображений сложных геологических структур и комплексов горных выработок

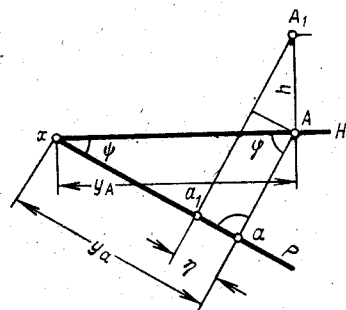


Рис. 1.14. Аффинные координаты

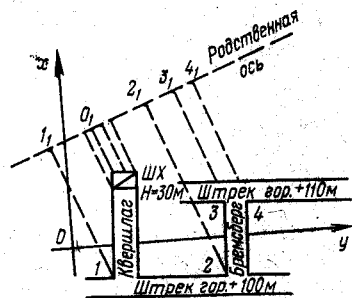


Рис. 1.15. План горных выработок

ток иногда применяются аффинные преобразования, основанные, как и аксонометрические проекции, на использовании параллельных проецирующих лучей.

Здесь при построении объемных изображений объекта в качестве системы пространственных координат используются: ось родства (линия пересечения горизонтальной плоскости с плоскостью проекций) и перпендикулярные к ней горизонтальная и отвесная линии.

Указанные линии при параллельном проецировании на плоскости проекций преобразуются в так называемые аффинные координатные оси.

При построении аффинных изображений исходным является изображение объекта на плане в проекциях с числовыми отметками (на плоскости H). Картинной плоскостью служит плоскость P , образующая с плоскостью H угол ψ . Проецирование может быть косоугольным и прямоугольным.

Приведем в качестве примера приложения аффинных преобразований при построении наглядных маркшейдерских графиков применительно к прямоугольному проецированию (рис. 1.14).

Здесь проецирующие лучи, будучи перпендикулярными к картинной плоскости P (и оси родства — оси x), образуют с плоскостью H угол φ .

Для рассматриваемых условий аффинные координаты точки A , лежащей в плоскости H , определяются выражениями:

$$\left. \begin{aligned} x_a &= x_A; \\ y_a &= y_A \sin \varphi. \end{aligned} \right\} \quad (1.5)$$

Если бы изображаемая точка находилась в предметном октанте (точка A_1 на рис. 1.14) и имела превышение h над плоскостью H , то в картинной плоскости P она заняла бы положение a_1 , т. е. переместилась бы относительно точки A на величину

$$\eta = h \cos \varphi. \quad (1.6)$$

На проекции направление оси z совпадает с аффинной ординатой y_a , в свою очередь перпендикулярной к родственной оси (оси x).

На рис. 1.15 представлен фрагмент плана горных выработок. Требуется графически построить аффинное их изображение при указанных выше условиях проецирования. Выбранное направление проецирования должно обеспечить объемное представление о расположении выработок в пространстве и исключить нежелательные перекрытия на аффинном изображении.

На плане перпендикулярно к выбранному направлению проецирования проводят родственную ось. Чтобы меньше загромождать чертеж, удобнее ее проводить вне изображаемого комплекса. На родственную ось перпендикулярно проецируют характерные точки $1, 2, 3, 4$ и т. д. плана, подлежащие перенесению графическим путем на аффинное изображение. Таким образом, на родственной оси получают соответственно точки $1_1, 2_1, 3_1, 4_1$ и т. д. Одна из них, например точка O_1 , принимается за начальную, относительно которой определяют положения на родственной оси всех других точек, представляющие собой абсциссы изображаемых точек. Отрезки $1-1_1, 2-2_1$ и т. д. являются ординатами y_A этих точек на плане (см. рис. 1.15).

Далее на чистом листе бумаги, на котором строится аффинное изображение, проводят родственную ось для начального горизонта, например для горизонта $+100$ м, с таким расчетом, чтобы весь чертеж на листе разместился желательным образом (рис. 1.16). На ней отмечают начальную точку O_1 и с рис. 1.15 без изменений, согласно выражению (1.5), переносят абсциссы O_1-1_1, O_1-2_1 и т. д. всех характерных точек горизонта $+100$ м. Это будут отрезки на родственной оси $O_1-1'_1, O_1-2'_1$ и т. д. (см. рис. 1.16).

Из полученных таким образом точек $1'_1, 2'_1$ и т. д. перпендикулярно к родственной оси проводят ординаты y_a . Величина их находится графически или вычисляется по формуле (1.5).

Это будут отрезки $1'_1-1'$, $2'_1-2'$ и др. Точки $1'$, $2'$ и др. являются аффинными изображениями соответственных точек плана. После этого точки $1'$, $2'$ и др. горизонта $+100$ м соединяют прямыми в том же порядке, что и в натуре, производят необходимую дорисовку и накладку теней, которые обеспечивают наглядное изображение горных выработок этого горизонта.

Точки следующего горизонта $+110$ м строят аналогично. Для этого на рис. I.16 проводят вторую родственную ось, отстоящую от первой, согласно формуле (I.6), на расстоянии $\eta = 10 \cos \varphi$. На нее переносят перпендикулярно начальную точку O_1 первой родственной оси. От полученной таким образом нулевой точки O_2 откладывают абсциссы $O_2-3'_1$, $O_2-4'_1$ и др., равные соответственно абсциссам плана O_1-3_1 , O_1-4_1 и т. д. Из точек $3'_1$, $4'_1$ и др. проводят ординаты $y_a-3'_1-3'$, $4'_1-4'$ и др., дающие точки $3'$ и $4'$ и т. д. аффинного изображения. Соединяя их между собой и с точками соседнего горизонта, строят наглядное изображение выработок двух горизонтов.

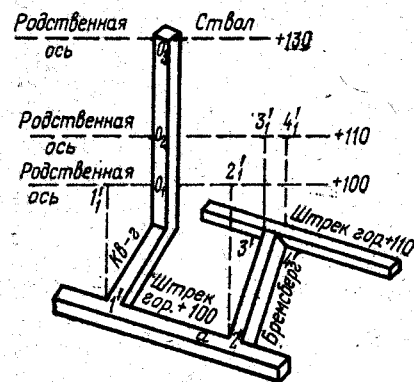


Рис. I.16. Аффинное изображение горных выработок

Все пунктирные линии рис. I.15 и I.16 вычерчивают только в карандаше, т. е. как вспомогательные, и впоследствии стирают.

Из изложенного выше следует, что графические методы построения наглядных изображений являются довольно трудоемкими, так как требуют обработки большого числа точек и линий. Для упрощения и ускорения построений (особенно при изображении сложных объектов) применяют специальные чертежные приборы, отвечающие требованиям того или иного способа построения наглядного графика.

В разное время было предложено много чертежных приборов для механического воспроизведения объемных изображений. Однако все они не получили такого широкого распространения, как, например, планиметры и пантографы. Это косвенным образом характеризует место и значение наглядных изображений в инженерной графике.

Напомним, что приборы, при помощи которых механически получается аффинное преобразование ортогональных проекций, называется аффинографами. Все типы аффинографов делятся на два класса — пространственные и плоские. Первые не

получили достаточного распространения. Плоские аффинографы конструктивно проще пространственных и достаточно эффективно обеспечивают получение аффинных преобразований, поэтому они пользуются большим признанием.

В плоских аффинографах все элементы конструкции двигаются в плоскостях, параллельных предметной плоскости. С этой же плоскостью совмещена и картинная плоскость, на которой вычерчивается аффинное изображение.

Точность построения аффинографом соответствует точности построений, выполняемых пантографом, т. е. отвечает требованиям графического решения технических задач.

Механическое выполнение наглядного графика особенно желательно при изображении сложных контуров и сложных скрытых или условных поверхностей, с которыми приходится иметь дело при составлении структурных и качественных графиков месторождений полезных ископаемых.

Наглядность изображения сложной поверхности значительно улучшается, если участок ее ограничить четким и простым контуром. Тогда изображение получается в виде блока, похожего на пространственный макет. При этом контур участка лучше брать прямоугольной формы со сторонами, параллельными средним направлениям простирания и падения.

В заключение следует напомнить, что наглядные графики имеют назначение дать объемное представление о сложных узлах того или иного объекта. Решение по ним метрических задач целесообразно производить только при приближенных предварительных расчетах. При этом задачи сводятся главным образом к определению расстояний между заданными точками и к нахождению по объемному графику углов между направлениями. Решение их чаще выполняется графическим методом.

Точные технические расчеты проще производить на чертежах в проекциях с числовыми отметками.

§ 4. ЛИНЕЙНЫЕ И СТЕРЕОГРАФИЧЕСКИЕ ПРОЕКЦИИ

Общие положения. В горной геометрии часто приходится решать задачи, связанные с определением угловых величин (нахождение элементов залегания, определение истинных углов между направлениями и плоскостями и др.).

Указанные задачи удобно решать при помощи метода центрального проецирования. Для этого все заданные в пространстве линии и плоскости переносят параллельно самим себе в одну точку, около которой описывают сферу радиусом R . Пересечения указанных линий и плоскостей со сферой проектируют с помощью пучка лучей на плоскость. Полученные проекции точек и линий пересечения позволяют определять углы между заданными направлениями и плоскостями.

В зависимости от характера расположения центра проецирования (точки зрения) и плоскости проекций относительно сферы получаются разные проекции.

Если центр проецирования находится в центре сферы, а горизонтальная плоскость проекций является касательной к поверхности сферы в точке z (рис. I.17), то проекция называется линейной. При этом проекции направлений и плоскостей

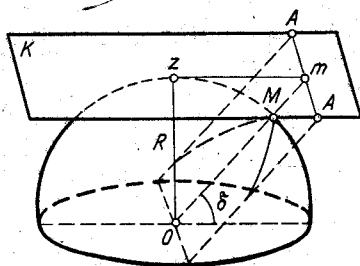


Рис. I.17. Линейная проекция

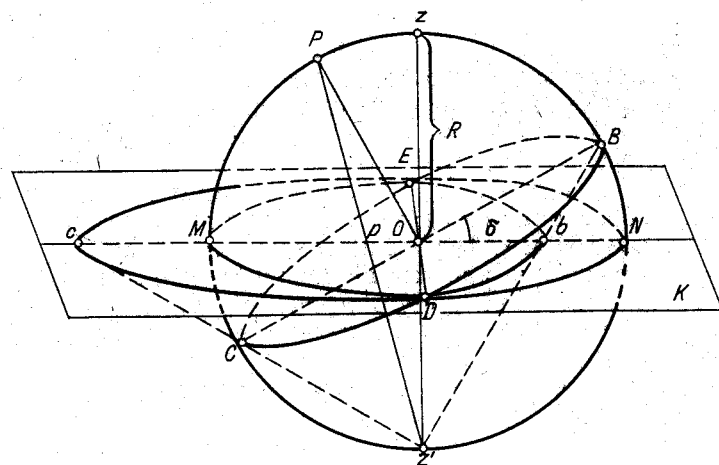


Рис. I.18. Стереорафическая проекция

представляются в виде легко вычерчиваемых образов — точек и прямых. Расстояние их от постоянной точки z на плоскости проекций зависит от углов наклона δ направлений и плоскостей к горизонту и определяется выражением

$$zm = R \operatorname{ctg} \delta = R \operatorname{tg} (90^\circ - \delta). \quad (I.7)$$

Угол $90^\circ - \delta$ называется **зенитным углом**.

Недостатком линейной проекции является то, что по мере уменьшения угла δ или увеличения зенитного угла проекции линий и плоскостей быстро удаляются за пределы чертежа. В самом деле, чем меньше δ , тем дальше располагается линейная проекция направления или плоскости от главной точки z проекции.

Если центр проецирования располагается в точке мадиры z' сферы, а горизонтальная плоскость проекции проходит через центр сферы (рис. I.18), то проекция называется **стереографической**. Здесь проекции линий и плоскостей в пересечении со сферой дают точки и сферические линии, которые, будучи спроектированы из точки z' на плоскость K проекций, соответственно изобразятся на ней в виде точек, прямых и дуг окружности, например линия BC изобразится в стереографической проекции отрезком bc . Так как по условиям проецирования все линии проходят через центр сферы — точку O , то линия BC вполне будет определяться положением на проекции точки b .

Плоскость, проходящая через линию BC , дает на сфере большой круг $CEbD$, стереографическая проекция которого на плоскости K представится, как это будет доказано ниже, окружностью $cEbD$. В пределах круга горизонта (сечения сферы плоскостью K) стереографическая проекция плоскости $CEbD$ изобразится дугой Ebd этой окружности.

Прямая ED , являющаяся линией пересечения наклонной плоскости $CEbD$ с плоскостью K , будет линией ее простираения. Отрезок bo — проекция прямой BO . Если последняя — линия падения плоскости $CEbD$, то bo — стереографическая проекция этой линии.

Из рис. I.18 следует, что углы наклона плоскости $CEbD$ и прямой BC характеризуются величиной отрезка Ob из следующего выражения:

$$Ob = R \operatorname{tg} \left(\frac{90^\circ - \delta}{2} \right). \quad (I.8)$$

Нормаль к плоскости $CEbD$ в точке O в пересечении со сферой даст точку P , называемую **полусом**. Ее стереографическая проекция (точка p) называется **гномо стереографической проекцией** плоскости $CEbD$.

Стереографическая проекция лишена отмеченного выше недостатка линейной проекции. В пределах круга проекций изображаются все направления (линии) и плоскости, имеющие углы падения в диапазоне от 0 до 90° .

Из формул (I.7) и (I.8) следует, что для определения отрезков zm и Ob или для нахождения зенитных углов $90^\circ - \delta$ и углов падения δ линий и плоскостей удобно пользоваться шкалой тангенсов. Величина углового интервала шкалы при этом берется в зависимости от величины радиуса сферы. Так, например, на стандартных стереографических сетках Вульфа величина углового интервала равна 2° .

Определение угловых величин с помощью линейных проекций. Из изложенных в настоящем параграфе общих положений и выражений (I.7), (I.8) следует, что линейные проекции по сравнению со стереографическими обеспечивают более точные построения в области крутых наклонов направлений и плоско-

стей. При этом определение угловых величин связано с построением линейных проекций направлений и плоскостей по заданным элементам их залегания, а также с решением обратной задачи.

Пусть на рис. 1.19 пунктирные линии $z-1$ и $z-2$ являются двумя направлениями с заданными элементами залегания, определяющими положение искомой плоскости. Требуется опре-

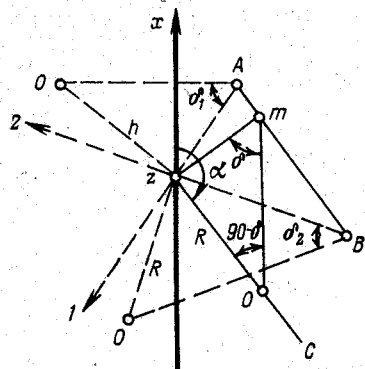
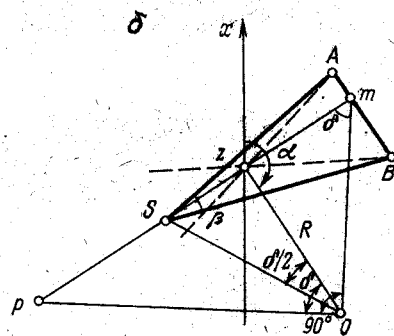
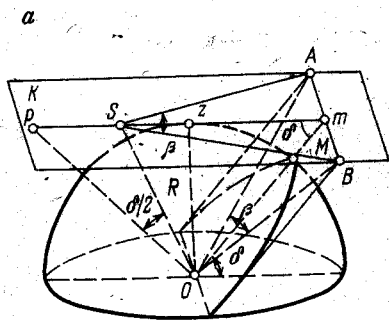


Рис. 1.19. Определение α и δ плоскости по двум направлениям

Рис. 1.20. Определение угла между направлениями:
а — схема задачи в пространстве; б — к решению задачи на плоскости



делить элементы залегания последней. Из построений, выполненных на рис. 1.19 пунктирными линиями, видно, что линии zA и zB — линейные проекции указанных направлений, а AB — линейная проекция искомой плоскости, в которой прямая AB — линия простираения, имеющая азимут α , угол δ в треугольнике zTO — угол падения плоскости.

В горно-геометрических построениях часто требуется определить угол между направлениями, например между осью секущей выработки и нормально к напластованию при построении геологических разрезов. На рис. 1.20, а дана схема решения этой задачи в пространстве, из которой видно, что угол β между заданными направлениями равен углу ASB в плоскости проекции K . Последний вывод дает основание для решения этой

задачи на плоскости в линейной проекции (рис. 1.20, б) (здесь zA и zB — линейные проекции направлений, AB — линия простираения плоскости, в которой лежат данные направления; mz — линия ее падения, α и δ — элементы залегания плоскости). Из построения угол $pOz = \delta$, прямая OS — биссектриса угла pOz . Угол $\beta = \angle ASB$ — искомый угол.

На рис. 1.21 показано определение угла между заданными плоскостями. Последние, в свою очередь, задаются элементами

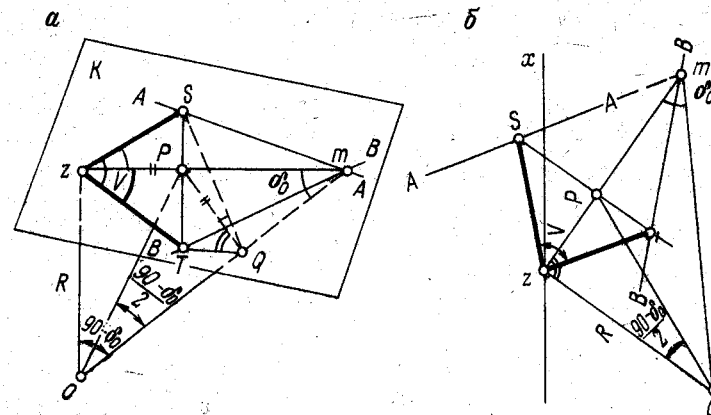


Рис. 1.21. Определение угла между плоскостями:
а — схема задачи в пространстве; б — к решению задачи на плоскости

залегания. На рис. 1.21, а представлена схема решения задачи в пространстве (здесь AA и BB — линии простираения плоскостей на плоскости проекции K ; δ_0 — угол падения линии пересечения плоскостей; mz — проекция линии пересечения плоскостей; угол $zOm = 90^\circ - \delta_0$, а угол $zOp = \frac{90^\circ - \delta_0}{2}$, $ST \perp mz$). По построению угол TQS равен углу $SzT = V$ — искомому углу.

Определение угла V между заданными плоскостями представлено рис. 1.21, б, где AA и BB — линии простираения заданных плоскостей, mz — проекция линии пересечения их. Пользуясь углом ее наклона, строят биссектрису угла zOp . Точки пересечения S и T перпендикулярна к mz позволяют найти искомый угол $SzT = V$.

Стереорафические проекции. Основными свойствами стереорафических проекций являются:

1. внутри основного круга (сечение сферы с плоскостью проекции) может быть изображена вся верхняя полусфера;
2. стереорафическая проекция является равноугольной (конформной), т. е. углы между дугами круга, представляющими стереорафические проекции плоскостей, равны действительным углам между плоскостями;

3. окружности как малых, так и больших кругов изображаются в стереографической проекции окружностями (дугами их) и в частном случае (при изображении вертикальных плоскостей) — прямыми линиями. Последние для общности можно считать дугами кругов бесконечно большого радиуса. Проекция плоскости есть окружность.

Первое свойство было уяснено раньше — в начале настоящей главы. Перейдем к доказательству второго свойства.

Угол между кривыми линиями в пространстве измеряется углом между касательными к ним в точке пересечения этих кривых.

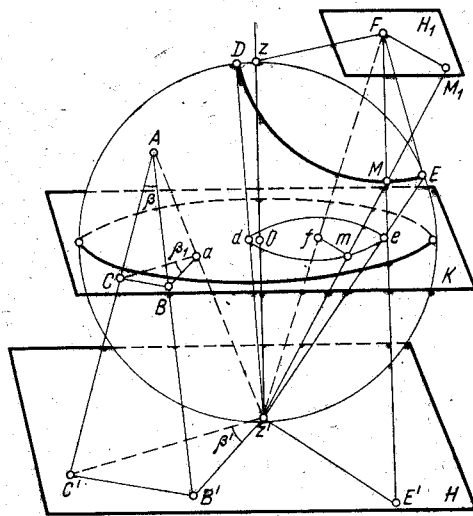


Рис. 1.22. Основные свойства стереографических проекций

жить, что $\beta = \beta_1$.

Прямые AB и AC , касательные к некоторым кривым на сфере, касательны к последней. Продолжим их до пересечения в точках B' и C' с плоскостью H . Последняя касается поверхности сферы в точке z' . Соединим точки z' , B' , C' и A , B , C прямыми и обозначим угол $B'z'C'$ буквой β' . Стороны треугольников aBC и $z'B'C'$ соответственно параллельны друг другу, как образованные линиями пересечения плоскостей $AC'B'$, $AB'z$ и $Az'C$ с двумя параллельными между собой плоскостями K и H . Следовательно, $aB \parallel z'B$, $aC \parallel z'C'$ и $\angle \beta' = \angle \beta_1$, как углы с параллельными сторонами. Остается доказать, что $\angle \beta' = \angle \beta$. Треугольники $C'B'A$ и $C'B'z'$ равны, так как сторона $C'B'$ — общая для обоих треугольников, а $C'z' = C'A$, $B'z' = B'A$, как касательные к сфере, выходящие попарно из общих точек C' и B' .

Таким образом, $\angle C'B'A = \angle C'B'z'$. Отсюда равны между собой и соответственные их углы, в том числе углы β и β' , т. е. $\angle \beta' = \angle \beta$.

Но так как $\angle \beta' = \angle \beta_1$, то

$$\angle \beta_1 = \angle \beta,$$

что и требовалось доказать.

Докажем третье свойство.

Доказательство проведем применительно к плоскостям, дающим в сечении со сферой малые круги. Полученные выводы распространим на большие круги.

Пусть дана окружность малого круга DME (см. рис. 1.22).

Опишем вокруг сферы конус, касающийся по окружности DME . Возьмем горизонтальную плоскость H_1 , проходящую через вершину F указанного конуса. Тогда f — стереографическая проекция точки F , точка M — произвольно выбранная точка на окружности DME . Ее стереографическая проекция представлена точкой m . Требуется доказать, что длина отрезка fm не зависит от положения точки M на окружности.

Проведем через точку F в плоскости H_1 и через точку z' в плоскости H прямые FM_1 и $z'E'$, параллельные отрезку fm , лежащему в плоскости K . Далее продолжим прямую FM до пересечения с прямой $z'E'$ в точке E' и прямую $z'm$ до пересечения с прямой $E'M$ в точке M_1 . По построению все эти линии лежат в одной плоскости и $FM_1 \parallel fm \parallel z'E'$.

Поэтому

$$\frac{fm}{EM_1} = \frac{z'f}{z'F},$$

откуда

$$fm = FM_1 \frac{z'f}{z'F}. \quad (1.9)$$

Треугольники MFM_1 и $z'E'M$ подобны. Кроме того, $\triangle z'E'M$ — равнобедренный при вершине E' , так как $E'z' = E'M$, как касательные к сфере, выходящие из одной точки F' . На этом основании $\triangle MFM_1$ также равнобедренный при вершине F . Поэтому $FM = FM_1$. Подставив в формулу (1.9) FM вместо FM_1 , будем иметь:

$$fm = FM \frac{z'f}{z'F}. \quad (1.10)$$

Величины FM , $z'f$, $z'F$, входящие в правую часть выражения (1.10), не зависят от положения точки M на окружности DME . В самом деле, FM , как образующая конуса, есть величина постоянная, не зависящая от положения точки M на окружности, а $z'f$ и $z'F$ не связаны с точкой M и постоянны для данного

положения малого круга. Следовательно, fm — величина постоянная, не зависящая от положения точки M на окружности, и поэтому внутри замкнутой кривой dme есть точка f , от которой все точки этой кривой находятся на одинаковом расстоянии. Это значит, что кривая dme , являющаяся стереографической проекцией малого круга DME , есть окружность, что и требовалось доказать.

Если мы наклонную плоскость возьмем проходящей через центр сферы, т. е. вместо малого круга возьмем большой круг, то точка центра проецирования в этом случае будет нахо-

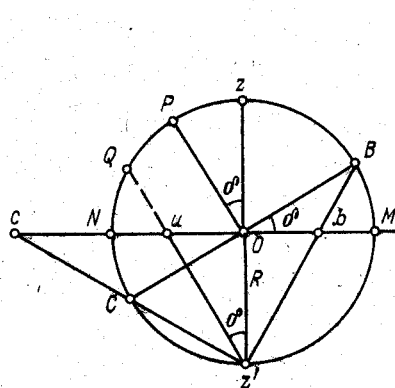


Рис. 1.23. К построению стереографической проекции плоскости

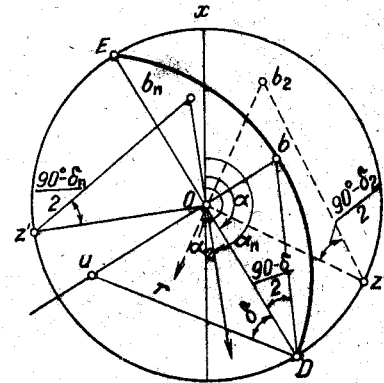


Рис. 1.24. Построение стереографической проекции плоскости и направления и определение элементов залегания

даться в бесконечности. Таким образом, приведенное доказательство прямо распространить на большой круг нельзя. Но так как всякий большой круг есть предельное (частное) положение малого круга, то доказанная теорема будет справедлива и для него. В самом деле, если мы параллельно большому кругу проведем от него на бесконечно малом расстоянии малый круг, то для него полученный вывод будет справедлив. При дальнейшем сближении этих кругов их стереографические проекции в пределе совпадут. При этом точки проекции малого круга, в совокупности дающие окружность, будут неограниченно приближаться к соседним точкам проекции большого круга.

Построение стереографических проекций плоскостей. При построении стереографической проекции плоскости по заданным элементам ее залегания возникает вопрос определения радиуса и центра стереографической проекции. Рис. 1.23 представляет собой вертикальный разрез сферы по линии Mc . Из этого разреза следует, что расстояние uO , определяющее центр

стереографической проекции относительно центра сферы — точки O , легко найдется из прямоугольного треугольника $uz'O$, а именно:

$$uO = R \operatorname{tg} \delta. \quad (I.11)$$

Таким образом, расстояние центра стереографической проекции некоторой плоскости равно радиусу сферы, умноженному на тангенс угла наклона этой плоскости.

Из этого же прямоугольного треугольника определим радиус стереографической проекции

$$r = R \sec \delta, \quad (I.12)$$

где R — радиус сферы (берется произвольной величины и часто принимается равным 10 см).

Построим стереографическую проекцию плоскости P , заданной элементами залегания — углом простираения α и углом падения δ . По α от положительного направления оси x (рис. 1.24) на круге проекции из точки O проводим линию простираения ED заданной плоскости. При точке D или E в сторону падения плоскости строим угол δ , сторону Du которого проводим до пересечения с линией падения плоскости в точке u . Последняя является центром дуги стереографической проекции плоскости, а сторона Du — ее радиусом. Величины Ou и Du можно получить также вычислением из выражений (I.11) и (I.12). Из точки u радиусом r проводится дуга DE , стягиваемая хордой — диаметром ED круга проекции. В пределах последнего дуга DE и является стереографической проекцией плоскости.

Обратная задача — по стереографической проекции плоскости определить ее элементы залегания.

Пусть в пределах круга проекции мы имеем стереографическую проекцию плоскости — дугу ED (см. рис. 1.24). Ее хорда будет являться линией простираения плоскости. Угол между положительным направлением оси x и направлением простираения плоскости будет искомой величиной α . Из центра круга проекций точки O проведем прямую, перпендикулярную к ED , до пересечения с проекцией плоскости в точке b . Точку b соединим прямой линией с точкой D . Угол ODB , как это следует из рис. 1.24, равен $\frac{90^\circ - \delta}{2}$, так как $\angle ODb = \angle Ozb$. Отсюда легко

находится угол падения плоскости δ .

Стереографическая проекция прямой (направления). Пусть нам дана прямая BC в пространстве. Ее стереографической проекцией является прямая bc . Но так как она проходит через центр сферы (круга проекций) — точку O и последняя всегда является отправным пунктом построения, то стереографическая проекция участка BO заданной прямой (прямая bO) определяет положение в пространстве всей прямой BC . Таким образом, для построения стереографической проекции направления

достаточно построить проекцию одной точки пересечения этой прямой со сферой — точку b . Указанная точка и центр круга проекций O вполне определяют положение прямой в пространстве. Поэтому говорят, что стереографическая проекция прямой есть точка. Направление отрезка bo (см. рис. 1.24) определяет простираание прямой BC , а его длина зависит от угла наклона прямой к горизонту.

Пусть нам даны $\alpha_{\text{п}}$ и $\delta_{\text{п}}$ — элементы залегания некоторой прямой $B_{\text{п}}C_{\text{п}}$. По $\alpha_{\text{п}}$ через точку O проводим прямую (см. рис. 1.24), отмеченную стрелкой. Перпендикулярно к ней из точки O проводим прямую Oz' . Построим при точке z' угол, равный $\frac{90^\circ - \delta_{\text{п}}}{2}$, и про-

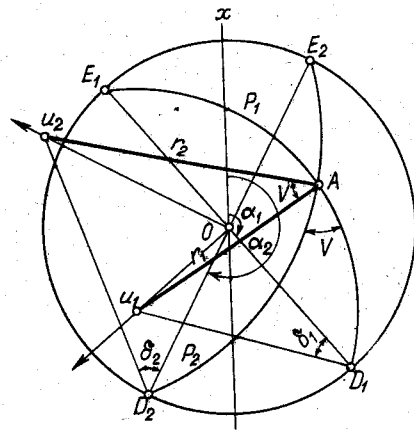


Рис. 1.25. Определение угла между плоскостями

ведем его сторону $z'b_{\text{п}}$ до пересечения с направлением, обратным простираанию прямой в точке $b_{\text{п}}$. После этого получим стереографическую проекцию прямой $B_{\text{п}}C_{\text{п}}$ — точку $b_{\text{п}}$. Обратная задача — определение элементов залегания прямой по ее стереографической проекции — решается следующим образом. Пусть точка b_2 есть стереографическая проекция прямой B_2C_2 . Соединим прямой точку b_2 с точкой O и продол-

жим ее далее, как это показано пунктирной линией со стрелкой. Угол α_2 будет простираанием данной прямой. Восстановим из точки O перпендикуляр Oz' к Ob_2 . Соединим прямой точку z' с точкой b_2 . Найдем δ .
Определение углов между плоскостями. Пусть даны элементы залегания двух плоскостей P_1 и P_2 , α_1 , δ_1 и α_2 , δ_2 . Требуется определить истинную величину угла V между ними. Изобразим круг проекций радиуса R . Через точку O проведем ось x (рис. 1.25). Пользуясь заданными значениями α_1 и α_2 , строим линии простираания плоскостей P_1 и P_2 , изображающиеся в пределах круга проекций диаметрами E_1D_1 и E_2D_2 . Перпендикулярно к ним из точки O проводим линии падения плоскостей (тонкие линии со стрелкой). При точках D_1 и D_2 строим соответственно углы падения δ_1 и δ_2 плоскостей P_1 и P_2 . Стороны этих углов продолжаем до пересечения с линиями падения плоскостей в точках u_1 и u_2 . Последние являются центрами, из которых радиусами r_1 и r_2 на хордах E_1D_1 и E_2D_2 проводим соответственно дуги, представляющие собой в пределах круга горизонта стереографические проекции плоскостей P_1 и P_2 .

Точку пересечения этих дуг обозначим буквой A . По свойству конформности проекции угол при точке A между дугами D_1AE_1 и D_2AE_2 выражает истинную величину угла V между плоскостями. Этот угол может быть получен как угол между касательными к дугам в точке их пересечения или как угол между радиусами r_1 и r_2 , проведенными в точке A . На рис. 1.25 угол V получен путем проведения радиусов к точке A .

При крутых углах падения задаваемых плоскостей центры стереографических проекций удаляются за пределы чертежа, что является недостатком стереографической проекции. В этих случаях следует пользоваться гномостереографической или линейной проекцией.

Определение угловых величин при решении горно-геометрических задач с помощью сеток. В практике графического определения угловых величин при решении горно-геометрических задач широко пользуются картографическими сетками, которые очень упрощают и облегчают построение. Картографической сеткой называется изображение на плоскости координатных линий (градусной сети) сферы.

Если Δ — наибольшая погрешность нанесения точки на сетку (на практике в рядовых построениях она меньше 0,2—0,3 мм), то величина погрешности построения зависит от отношения наименьшего масштаба m , встречающегося при изображении на плоскости проекций полушария, к наибольшей погрешности Δ :

$$\delta = \frac{\Delta}{m}. \quad (1.13)$$

Стереографической полярной сеткой называется проекция градусной сети сферы на плоскость экватора с расположением центра проектирования в точке надира сферы.

В экваториальной (поперечной), часто называемой меридиональной, стереографической проекции точка зрения располагается в какой-нибудь точке экватора, а плоскостью проекций служит плоскость меридиана, отстоящего от точки зрения на 90° .

Для построения полярной стереографической сетки с заданным угловым интервалом, например равным 10° , окружность радиуса разбивают на 36 равных частей (рис. 1.26). Через полученные точки проводят диаметры круга проекции, представляющие собой стереографические проекции меридианов. Они являются основой для азимутальных измерений. Круги высот на сетке изображаются системой концентрических окружностей, для проведения которых достаточно на горизонтальном радиусе круга проекций получить радиусы построением шкал тангенсов (стереографической шкалы) с заданным угловым интервалом. Вспомогательные линии при построении на рис. 1.26 изображены пунктиром.

При построении экваториальной стереографической сетки с заданным угловым интервалом окружность радиуса R указанным интервалом разбивается на равные части (рис. 1.27). Полученные точки служат основой для азимутальных измерений. На рассматриваемой сетке строят на меридиональной плоскости стереографические проекции меридианов и параллелей сферы. Для этого на вертикальном и горизонтальном диаметрах строят с заданным угловым интервалом стереографические шкалы.

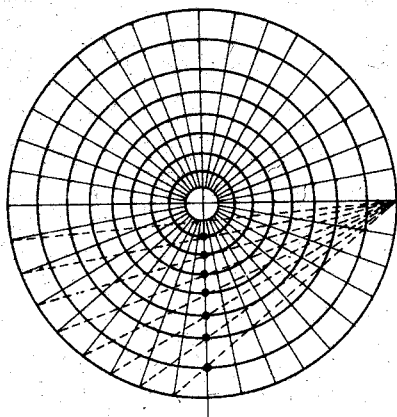


Рис. 1.26. Построение полярной стереографической сетки

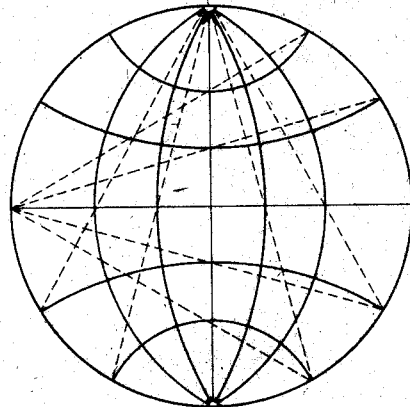


Рис. 1.27. Построение экваториальной стереографической сетки

Через одноименные точки шкал и круга проекции проводят окружности, являющиеся стереографическими проекциями меридианов и параллелей.

В практике решения задач широко используется стандартная экваториальная (поперечная) стереографическая сетка, предложенная Г. В. Вульфом и носящая его имя. Угловой интервал сетки равен 2° .

Из теории стереографической проекции следует, что сетка Вульфа не является равноточной, так как интервал шкалы в центре сетки в 2 раза меньше интервала на периферии сетки. Сетка равнопромежуточной проекции предложена В. В. Каврайским для графического решения астрономических задач. Сетка Каврайского строится по точкам пересечения меридианов и параллелей, наносимым по полярным координатам α и r вычисляемым по формулам:

$$\operatorname{tg} \alpha = \sin \lambda \operatorname{ctg} \varphi; \quad (1.14)$$

$$r = R \varepsilon = m \varepsilon^\circ; \quad (1.15)$$

ε находится по формуле

$$\cos \varepsilon = \cos \lambda \cos \varphi. \quad (1.16)$$

здесь α — азимут простираения; ε — зенитное расстояние; ε° — число градусов зенитного расстояния; λ , φ — долгота и широта данной точки пересечения; R — радиус сферы; m — длина дуги в 1° сетки.

На рис. 1.28 представлена экваториальная сетка равнопромежуточной проекции (сетка Каврайского) с интервалом 5° . На стандартной сетке угловой интервал круга проекций берется равным 1° , а интервал шкал на вертикальном и горизонталь-

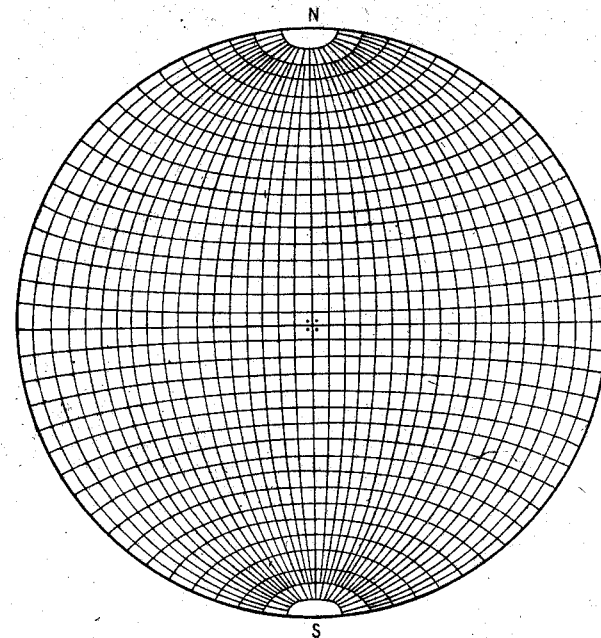


Рис. 1.28. Сетка Каврайского

ном диаметрах — $0,5^\circ$. Поэтому построения с помощью этой сетки можно вести с более высокой графической точностью.

Решение задач с помощью сетки Каврайского производится точно таким же образом, как и с помощью сетки Вульфа.

При решении горно-геометрических задач с помощью сетки ею пользуются как основой. Все построения при этом производятся на наложенной на сетку кальке, на которой наносится центр сетки O и стрелкой отмечается верхний конец вертикального диаметра сетки. Обозначается он буквой x (рис. 1.29) и называется для краткости индексом. Центр сетки и индекс на кальке фиксируют исходное ее положение.

Рассмотрим решения типовых задач по определению угловых величин с помощью сетки Вульфа.

Пример 1. Два направления заданы их элементами залегания $\alpha_1, \delta_1; \alpha_2, \delta_2$. Надо найти угол β между ними и найти элементы залегания плоскости, в которой лежат заданные направления.

Для решения задачи калька накладывается на сетку, центрируется и ориентируется по вертикальному диаметру сетки с помощью обозначенных на кальке точки O и индекса x .

Далее при вращении кальки на сетке около точки O против часовой стрелки на величину α_1 индекс x по кругу проекции опишет соответствующую углу α_1 дугу относительно верхнего конца вертикального диаметра сетки. Тогда направление на кальке, совпадающее с верхним концом вертикального диаметра сетки, будет фиксировать на восковке взятое направление. Отсчитав на нем по сетке от периферии к точке O число градусов угла наклона δ_1 направления, на кальке получим проекцию направления — отрезок Oa_1 (см. рис. 1.29).

Аналогично строится проекция второго направления Oa_2 . Для определения угла между направлениями вращением кальки точки a_1 и a_2 выводятся на дугу меридиана сетки. Величина дуги $a_1 a_2$ фиксирует величину искомого угла β в градусах, отсчитываемых по сетке. Сама дуга этого меридиана представляет плоскость T , в которой лежат заданные направления, а стягивающая ее хорда (вертикальный диаметр сетки) является линией простираения этой плоскости.

Угол падения последней отсчитывается по горизонтальному диаметру сетки слева от периферии к точке O . Азимут α плоскости T отсчитывается (при совмещении индекса x с вертикальным диаметром сетки) от последнего по часовой стрелке до линии простираения плоскости T , обозначенной стрелкой.

Рис. 1.29. Определение угловых величин с помощью сеток

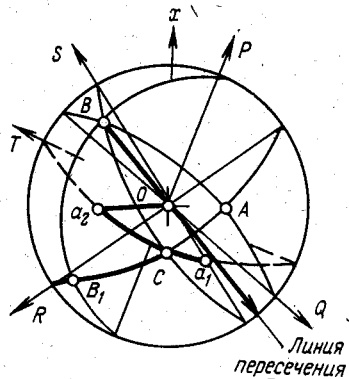
Пример 2. Даны элементы залегания $\alpha_1, \delta_1; \alpha_2, \delta_2$ двух пересекающихся плоскостей P и Q . Найти: элементы залегания линии пересечения плоскостей, угол V между ними и элементы залегания плоскости, делящей угол V пополам.

После центрирования и ориентирования кальки на сетке кальку вращают влево на величину азимута простираения α_1 плоскости P и на ней изображают вертикальный диаметр сетки, являющийся линией простираения плоскости P . По углу падения δ_1 последней на кальке строят слева от линии простираения дугу меридиана — проекцию плоскости P (см. рис. 1.29).

Аналогично по элементам залегания α_2, δ_2 строится плоскость Q . Линия, соединяющая точку пересечения B дуг (проекций P и Q) с центром, является линией пересечения этих плоскостей. Продолжение ее до пересечения с кругом проекций (при совмещенном положении индекса x кальки с верхним полюсом сетки) позволит на этом круге отсчитать азимут α_0 простираения линии BO в сторону ее падения. Затем вращением кальки точку B переводят на горизонтальный диаметр сетки и от периферии сетки до точки B отсчитывают угол наклона δ_0 линии пересечения BO .

Для определения угла V между пересекающимися плоскостями P и Q строится стереографическая проекция нормально секущей плоскости R , в которой лежит искомый угол. При этом от точки B по горизонтальному диаметру, как по шкале, отсчитывается 90° и через полученную точку проводится дуга меридиана, представляющая собой проекцию плоскости R . Ее пересечение с проекциями плоскостей P и Q в точках A и B_1 (см. рис. 1.29) дает дугу AB_1 , являющуюся мерой искомого угла V , по которой отсчитывается угол.

По делениям сетки на середине дуги AB_1 берется точка C . Плоскость S ,



делящая угол V пополам, проходит через точку C и линию пересечения BO . Выведенные вращением кальки на дугу меридиана сетки точки C и B позволяют построить проекцию искомой плоскости путем изображения на кальке дуги этого меридиана и стягивающей ее хорды. По горизонтальному диаметру сетки определяется угол падения плоскости S . После приведения кальки в исходное положение по кругу проекций отсчитывается азимут простираения этой плоскости.

§ 5. ЦИКЛОГРАФИЧЕСКИЕ ПРОЕКЦИИ

Циклографические проекции предложены Е. С. Федоровым и применены для решения типовых геометрических задач в области горного дела Г. В. Крунчаком. Приложения к геометризации структурных и качественных показателей залежей и горного массива обоснованы в работе А. И. Осецкого [18].

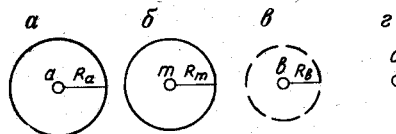
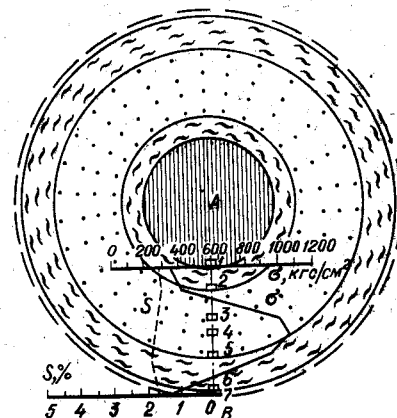


Рис. 1.30. Циклографическая проекция точки

Рис. 1.31. Круговая геологическая колонка толщи пород с качественной их характеристикой по данным изучения в вертикальной скважине



Сущность циклографических проекций хорошо иллюстрируется построением основного геометрического элемента — точки.

Под ортогональной циклографической проекцией точки на горизонтальную плоскость понимается основание перпендикуляра, опущенного из точки в пространстве на плоскость, которое принимается за центр окружности радиуса, равного расстоянию от данной точки до плоскости.

Пусть на горизонтальной плоскости проекций H построена окружность радиусом R_a с центром в точке a (рис. 1.30, а). Тогда согласно сделанному выше определению следует понимать, что в натуре точка A находится в пространстве на перпендикуляре к плоскости H , восстановленном из точки a на расстояние aA , равное радиусу окружности R_a . Если нет необходимости в построении целой окружности, то циклографическая проекция некоторой точки M вполне определяется дугой окружности радиусом R_m и центром ее m (рис. 1.30, б).

При расположении проектируемой точки над плоскостью проекции окружность (дуга) изображается сплошной линией и,

наоборот, при расположении проектируемой точки под плоскостью — пунктирной линией (рис. 1.30, в). Если проектируемая точка C лежит на плоскости, то $R_c = 0$ (рис. 1.30, г).

Положение точки в пространстве определяется ее координатами x, y, z . На циклографической ее проекции x, y определяются положением центра окружности, а z — радиусом окружности.

Циклографическую проекцию некоторой точки можно представить себе как след пересечения с плоскостью проекций поверхности прямого конуса с вершиной в данной точке и высотой, равной расстоянию точки от плоскости, и углом наклона образующей, равным 45° .

Циклографическая проекция прямой может быть представлена как совокупность циклографических проекций двух точек, лежащих на этой прямой, а циклографическая проекция плоскости — как совокупность циклографических проекций трех точек (не на одной прямой), лежащих в заданной плоскости.

Нетрудно себе представить, что по циклографическим проекциям прямой и плоскости можно определить их элементы залегания и длину прямой, хотя эти задачи лучше решать в других проекциях.

Основным достоинством циклографических проекций применительно к геометризации месторождений полезных ископаемых является большая информативная емкость геолого-маркшейдерских чертежей, выполненных в этих проекциях.

Исходя из сущности проекций характеристика горного массива и залежей полезного ископаемого в точках изучения (в скважине, горных выработках) исчерпывающе может быть представлена в виде круговой геологической колонки (рис. 1.31). Ее построение лучше иллюстрируется по материалам вертикальной разведочной скважины. Пусть x_i, y_i, z_i — координаты устья скважины, а h_k — глубина залегания по скважине контактов смежных слоев. По координатам x_i, y_i находится точка устья скважины, вокруг которой описывается система концентрических окружностей радиусом r_k в принятом масштабе, соответствующем глубинам залегания встреченных скважиной контактов, считая от устья скважины, т. е. $r_k = h_k$.

Таким образом, система концентрических окружностей (рис. 1.31) представляет собой ортогональные циклографические проекции точек, лежащих на поверхностях контактов, встреченных вертикальной скважиной.

Здесь горизонтальная плоскость проекций проходит через устье скважины с отметкой z_i .

По циклографическим проекциям можно определить:

1) отметку z_k поверхности интересующего контакта по скважине

$$z_k = z_i - r_k;$$

(1.17)

2) вертикальное расстояние $h_{k_1-k_2}$ (вертикальную мощность слоя) между контактами k_1 и k_2 по скважине, принимая направление счета от ее устья к забою:

$$h_{k_1-k_2} = r_{k_2} - r_{k_1}.$$

(1.18)

Если каждый слой (см. рис. 1.31) построить с принятыми условными обозначениями, то получится круговое изображение вертикальной геологической колонки по скважине, дающее литологическую характеристику толщи пород, пересеченных скважиной.

Подобную круговую колонку можно строить по данным наклонной или искривленной скважины, а также по обнажениям толщи пород в горных выработках путем приведения их к вертикальному направлению в заданной точке.

Минимальная мощность слоя, которую можно изобразить на круговой колонке, зависит от вертикального масштаба колонки. Каким бы не был крупным вертикальный масштаб колонки, всегда найдутся тонкие прослойки, представляющие интерес, построить которые с необходимой детальностью нельзя. В этих случаях тонкий прослой изображается двумя линиями, в их разрезе вычерчивается окружность или прямоугольник размером до 1 см, внутри которого условно даются необходимые характеристики. Мощности таких прослоев на колонке могут выражаться числом.

Состав, строение горного массива и присущие ему физические химические и технологические свойства взаимосвязаны. Поэтому важно их совместное изучение и геометризация.

При выборе способа изображения того или иного показателя горного массива, залежи полезного ископаемого или отдельной литологической разности предварительно устанавливается характер показателя, способ его определения, единица измерения, степень изменчивости и область, которую он характеризует. Так, например, при характеристике трещиноватости того или иного слоя необходимо отразить ориентировку и густоту трещин. При геометризации содержания полезных (или вредных) компонентов важно то, что этот показатель характеризует только тот участок толщи, где он определяется. Поэтому область, на которую он распространяется, ограничена размерами участков замеров и определений. Если же необходимо давать характеристику таким показателям, как коэффициент фильтрации, газообильность и т. п., то место определения признака не совпадает с границами области, которую он характеризует. В связи с этим показатели, подлежащие геометризации по А. И. Осецкому [18], условно разделяются на три группы: 1) ориентировочные, 2) ограниченные, 3) неограниченные.

Первые на круговой колонке выражаются графически и относятся к соответствующим слоям. Ко вторым относятся

содержание полезных или вредных компонентов, плотность, физико-механические и технологические свойства. Исходя из способов их определения и необходимости установления характера изменения показателей по скважине в виде соответствующих кривых. При этом от центра колонки в удобном направлении проводится ось AB и вдоль нее в масштабе колонки откладываются интервалы опробования (1, 2, 3), на которых определяются показатели, например, содержание S , прочностной показатель σ и т. п. Затем вправо или влево от оси откладываются в выбранном масштабе полученные значения показателей и соединяются ломаной или плавной кривой. Построенные кривые дают представление об изменении показателя на глубину.

Изображение неограниченного показателя на круговой колонке, например водопритока, представляется графически в виде колонки, вычерченной в принятом масштабе, или числового значения показателя, отнесенного к соответствующему водонесному горизонту.

После выполнения на плане аналогичных построений по всем скважинам и точкам обнажений горного массива в пределах изучаемого участка благодаря круговому способу изображения обнажений, достигается возможность по их сочетанию анализировать состав и строение пород, а также другие показатели изучаемой толщи в любом направлении. Построенные круговые колонки, будучи координированными, в совокупности отражают основной фактический материал изучения участка на одном графике, получившем название литолого-стратиграфического плана. Последний, по существу, является объемным. Он является незаменимым при сложном, прерывистом строении толщи (особенно в условиях горизонтального и пологого залегания пород). С его помощью можно решать многие горно-геометрические задачи.

Из изложенного следует, что круговые геологические колонки по высоте являются разобщенными, так как каждая из них имеет свою отметку плоскости проекций — отметку устья скважины.

Взаимную высотную увязку их можно осуществить разными способами. К ним относятся: способы линий условных горизонтов, горизонтальных срезов и изогипс.

В первом способе кроме начального горизонта, от которого ведется счет высот (отметок), берется еще и условный горизонт с отметкой z_0 . Выбор его определяется тем, чтобы он в пределах участка пересекал все скважины и имел отметку, кратную круглому значению (до десятков метров). Условный горизонт в соответствии с вертикальным масштабом наносится на все круговые геологические колонки (красным цветом) и тем самым по высоте их увязывает. В способе горизонтальных срезов на круговых геологических колонках изображается только некоторый горизонтальный слой толщи, заключенный между гори-

зонтальными плоскостями, совпадающими, например, с соседними эксплуатируемыми горизонтами.

В способе изогипс на плане, где построены круговые геологические колонки, строится гипсометрия поверхности опорного слоя, имеющегося на всех колонках.

Способ линий условных горизонтов получил наибольшее признание.

§ 6. ПОНЯТИЯ О ГОЛОГРАФИИ

В 1947 г. английский физик Дэннис Габор предложил метод записи и восстановления волнового фронта и назвал его голографией (от греческого слова голос, что означает «весь»).

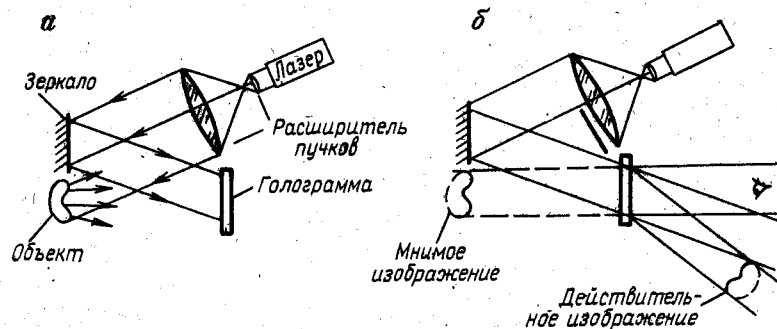


Рис. 1.32. Схема установки для получения голограмм (а) и восстановления волнового фронта (б)

Метод получил широкое применение в исследованиях и технических решениях после появления в шестидесятых годах лазерной техники. Первыми в 1963 г. на основе предложенной ими двухлучевой схемы, значительно улучшившей исходную схему Габора, лазерные голограммы получили американские физики Эммет Лейт и Юрис Упатнискс.

Первой советской работой по голографии были исследования Ю. Н. Денисюка, в которых он предложил свой метод записи голограмм на толстослойных эмульсиях. Голография является результатом развития оптики. В отличие от фотографии голография позволяет записать и восстановить не двухмерное распределение яркости, а световую волну, исходящую от предмета со всеми ее подробностями, т. е. обеспечить объемное представление об изучаемом объекте.

Для уяснения метода приведем здесь известную двухлучевую схему записи и восстановления волн [20]. Схема установки показана на рис. 1.32, а. Здесь объект, голограмму которого необходимо получить, освещают светом от лазера. Рассеянная световая волна попадает на фотопластинку. На последнюю падает так называемый опорный пучок — часть света того же

лазера, отраженная от зеркала. Экспонированную таким образом фотопластинку после проявления и фиксирования называют голограммой. На ней записана информация о световой волне, рассеиваемой объектом.

Для того чтобы восстановить эту волну, объект убирают, а голограмму устанавливают на то же место, где она находилась при съемке (рис. 1.32, б). Если включить после этого лазер и посмотреть через голограмму как через отверстие, то мы увидим объект на прежнем месте, как будто он оттуда не убирался. Видимый предмет кажется совершенно реальным, хотя это не так: он представляет собой мнимое изображение объекта как результат восстановления голограммой световой волны, рассеянной им.

Кроме того, существует другое, действительное изображение объекта, расположенное по другую сторону голограммы, которое заметить невооруженным глазом трудно, но если поместить в плоскость, где оно образуется, фотопластинку или матовое стекло, то можно получить его двухмерную проекцию, обладающую свойством псевдоскопичности, т. е. на ней рельеф изображается обратным исходному.

Световая волна, рассеиваемая любым сколь угодно сложным объектом, представляет собой совокупность волн, рассеиваемых отдельными его точками. Точка рассеивает световую волну, фронт которой в каждый момент является сферой. Сферические волны легко преобразуются в плоские с помощью линзы при размещении светящихся точек в фокусе линзы.

Теория записи и восстановления волн основывается на положениях, определяющих голограмму точки. Голограмму сложного предмета можно рассматривать как интерференционное (когерентное) наложение голограмм от отдельных точек или более сложных узлов предмета.

Голография как средство и метод объемного изображения получила применение в кино и телевидении, трехмерной фотографии, звуковом радиовидении, голографической интерферометрии и др.

Применительно к задачам геометризации значительный интерес в перспективе может представлять голографическая интерферометрия при геометризации изучаемых процессов. Голография позволяет наряду с обеспечением объемного изображения фиксировать результаты интерференции двух световых волн, существующих в разное время и отражающих процесс деформации. Она может быть также в перспективе использована при визуализации акустических полей (ультразвуковой съемке камер выщелачивания) и гидроотбойке.

Развитие голографии как перспективного метода изображения в области геологоразведочного, горного и маркшейдерского дела в указанном и других возможных направлениях представляет несомненный интерес.

ГЛАВА II

КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ ИЗ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКИ

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ИЗ ТЕОРИИ ВЕРОЯТНОСТЕЙ

Теория вероятностей занимается изучением статистических закономерностей, т. е. закономерностей, проявляющихся только в массовых явлениях. Круг явлений, охватываемых выводами теории вероятностей чрезвычайно широк и включает в себя также явления, наблюдаемые при изучении горно-геометрических условий в связи с разведкой и разработкой месторождений полезных ископаемых.

Математическая статистика — раздел математики, базирующийся на теории вероятностей, изучающей математические методы систематизации, обработки и использования статистических данных для научных и практических выводов.

Рассматриваемые в теории вероятностей явления называются событиями, реализующимися чаще всего при проведении наблюдений (испытаний). При производстве испытаний какое-то событие может произойти или не произойти. Такое событие называется случайным событием.

Совокупности событий могут быть дискретными — прерывными, например совокупность целых чисел, число скважин и т. п. Если совокупность поддается счету, то говорят о числе событий, случаев или шансов.

В противоположность дискретным совокупности событий могут быть непрерывными, например совокупность всех действительных чисел (целых и дробных), совокупность всех точек на отрезке прямой и т. п. Общее число случаев или шансов непрерывной совокупности всегда равно бесконечности.

Выводы теории вероятностей справедливы как для дискретных (с достаточно большим числом членов), так и для непрерывных совокупностей.

Основным элементарным понятием в теории вероятностей является понятие «вероятность события». Под вероятностью p какого-либо события A понимается отношение числа случаев (шансов), благоприятствующих появлению данного события m , к числу всех возможных случаев n (при $n \rightarrow \infty$). Вероятность события A обозначается знаком $p(A)$ и выражается в виде

$$p(A) = \frac{m}{n}. \quad (II.1)$$

Здесь следует иметь в виду, что практически вероятность находится через частость $\frac{m}{n}$ интересующего нас события при

конечных значениях m и n с учетом того, что при возрастании числа испытаний частота приближается к вероятности.

Из выражения (II.1) следует, что числовые значения вероятности лежат в пределах от 0 до 1, т. е. $0 \leq p \leq 1$.

Вероятность $p=1$ называется достоверностью, показывающей, что событие обязательно должно наступить.

Невозможность наступления события характеризуется вероятностью, равной нулю ($p=0$).

Вероятность, близкая к единице, рассматривается как «практическая достоверность» того, что событие наступит, а вероятность, близкая к нулю, — как «практическая достоверность» того, что события не произойдет.

Выражение (II.1) справедливо при соблюдении следующих условий:

1) все случаи (шансы) должны быть несовместными, т. е. появление одного случая исключает появление другого;

2) все случаи должны быть равновероятны, т. е. ни одному из всех возможных случаев не должны сопутствовать более благоприятные условия;

3) случаи, рассматриваемые в данной группе событий, должны составлять полную группу, т. е. чтобы никакие другие события, кроме учтенных, не могли наступить.

Сложение вероятностей. Вероятность суммы несовместных событий равна сумме вероятностей этих событий.

Для двух событий (A и B) теорема сложения вероятностей записывается в виде

$$p(A+B) = \frac{A+B}{Q} = \frac{A}{Q} + \frac{B}{Q} = p(A) + p(B), \quad (\text{II.2})$$

где Q — поле событий.

Аналогично выражению (II.2) напишется уравнение при любом числе событий, входящих в рассматриваемую группу.

Из выражения (II.2) следует, что сумма вероятностей несовместных событий, составляющих полную группу, равна единице, т. е. если N несовместных событий $A, B, \dots, N$ составляют полную группу, то

$$p(A) + p(B) + \dots + p(N) = 1. \quad (\text{II.3})$$

Если вероятность появления какого-либо события обозначить через p , а вероятность противоположного события, т. е. вероятность не появления прямого события, — через q , то $p+q=1$, так как два взаимно противоположных события составляют полную группу. Например, если вероятность появления события $p(A)$ равна 0,25, то вероятность его не появления будет равна 0,75. Вероятность противоположного события записывается в виде $p(\bar{A}) = 1 - p(A)$.

В случае совместных событий теорема сложения вероятностей выражается так: вероятность суммы двух совместных со-

бытий равна сумме вероятностей этих событий минус вероятность совместного появления этих событий

$$p(A+B) = \frac{A+B-AB}{Q} = p(A) + p(B) - p(AB). \quad (\text{II.4})$$

Умножение вероятностей. Предварительно приведем понятия о зависимых и независимых событиях, а также об условной вероятности события.

Если вероятность события B не зависит от того, произошло событие A или нет, то событие B называется не зависимым от события A .

Пример. В урне 2 белых и 3 черных шара. Два раза вынимается шар, причем после первого раза шар возвращается в урну. Рассматриваются события: A — появление белого шара при первом вынимании; B — появление белого шара при повторном вынимании. События A и B — независимые.

Если же первый шар не возвращается в урну, то положение меняется. При возвращении белого шара в урну после первого вынимания вероятность события B будет равна $2/5$, при невозвращении его в урну — $p(B) = 1/4$, т. е. в первом случае событие B не зависит от события A , а во втором — зависит. В последнем случае вероятность события B , вычисленная при условии, что имело место событие A , называется условной вероятностью события B и обозначается $p(B/A)$.

Условие независимости записывается в виде $p(B/A) = p(B)$. Для него теорема умножения вероятностей пишется так: вероятность появления сложного события, состоящего из совместного появления (одновременно или последовательно одно за другим) нескольких не зависимых друг от друга событий равна произведению вероятностей этих событий

$$p(A, B \dots N) = p(A) p(B) \dots p(N). \quad (\text{II.5})$$

Для условий зависимых друг от друга двух совместных событий теорема умножения вероятностей запишется в виде: вероятность появления сложного события, состоящего из совместного появления двух событий, равна произведению вероятности одного на условную вероятность другого, вычисленную в предположении, что первое событие произошло,

$$p(A, B) = p(A) p(B/A). \quad (\text{II.6})$$

Для любого числа событий

$$p(A_1 A_2 \dots A_n) = p(A_1) p(A_2/A_1) p(A_3/A_1 A_2) \dots p(A_n/A_1 A_2 \dots A_{n-1}). \quad (\text{II.7})$$

Формула полной вероятности является следствием теорем сложения и умножения вероятностей и формулируется следующим образом. Если события $H_1, H_2, \dots, H_n$ образуют полную группу несовместных событий (эти события называются

гипотезами) и с каждым из них может появиться событие A , то вероятность этого события определится из выражения

$$p(A) = \sum_{i=1}^n p(H_i) p(A/H_i). \quad (II.8)$$

Пример. На рудном поле залежи по их длине разбиты на три группы со средними значениями L_1 , L_2 и L_3 , а вероятности появления этих тел равны соответственно p_1 , p_2 и p_3 (гипотезы). Вероятности подсечения залежей каждой группы при определенных размерах поисково-разведочной сети равны p'_1 , p'_2 , p'_3 . В этом случае вероятность подсечения залежи определится по формуле полной вероятности. Пусть $p_1=0,2$, $p_2=0,3$, $p_3=0,5$ и $p'_1=0,3$, $p'_2=0,5$, $p'_3=0,2$. Вероятность подсечения залежи p найдется по выражению (II.8)

$$p = 0,2 \cdot 0,3 + 0,3 \cdot 0,5 + 0,5 \cdot 0,2 = 0,31.$$

§ 2. ВЕРОЯТНОСТНО-СТАТИСТИЧЕСКИЙ МЕТОД ОБРАБОТКИ НАБЛЮДЕНИЙ И ОЦЕНКИ РЕЗУЛЬТАТОВ

Сводные характеристики случайной переменной. Особенности распределения случайной переменной выражаются системой числовых характеристик, надежность которых зависит от объема (совокупности) наблюдений. Различают две разновидности совокупностей — генеральную и выборочную.

Под первой понимается вся масса материала по тому или иному объекту, охваченная изучением за длительный период времени, например совокупность данных опробования при эксплуатационной разведке месторождения или совокупность сменных содержаний полезного компонента в добытой руде за год и т. п.

Выборочной совокупностью называется часть генеральной совокупности, отобранная определенным способом при ограниченном объеме выборки.

Пусть $x_1, x_2, \dots, x_n$ — отдельные значения признака в выборке, называемые вариантами, а $m_1, m_2, \dots, m_n$ — частоты, т. е. числа, показывающие, сколько раз наблюдались соответствующие варианты. Для целей обработки варианты располагаются в возрастающем или убывающем порядке с указанием соответствующих им частот. Они образуют упорядоченный вариационный ряд, представляемый обычно в форме таблицы. В таком виде вариационный ряд, особенно в больших выборках, является громоздким, поэтому он преобразуется в интервальный ряд, в котором частоты относятся не к отдельным значениям признака, а к серединам интервалов. При этом оптимальная величина интервала h устанавливается тем или иным способом. Часто для этого используется формула Стерджесса

$$h = \frac{x_{\max} - x_{\min}}{1 + 3,2 \lg n}, \quad (II.9)$$

где n — объем выборки.

В табл. II.1 приведен интервальный вариационный ряд [28] с величиной интервала $\Delta x = 2$ кгс/см².

Таблица II.1

Интервалы прочности образца на сжатие, кгс/см ²	Значение середины интервала	Частота m_i	Накопления частоты M	Частость m'
48—50	49	6	6	0,150
50,1—52	51	9	15	0,225
52,1—54	53	13	28	0,325
54,1—56	55	7	35	0,175
56,1—58	57	4	39	0,100
58,1—60	59	1	40	0,025
		40		1,000

Здесь частость $m' = \frac{m}{n}$, следовательно $\sum_1^n m'_i = 1$.

Иногда частости выражаются в процентах, тогда сумма всех частостей равна 100%.

Графически вариационный ряд представляется в виде кривых — гистограммы, полигона и кумуляты.

Общей и наиболее важной характеристикой вариационного ряда является среднее значение случайной переменной, определяемое как среднее арифметическое

$$\bar{x} = \sum_1^n x_i / n \quad (II.10)$$

или как среднее взвешенное

$$\bar{x} = \sum_1^n x_i m_i / \sum_1^n m_i, \quad (II.11)$$

где m_i — частоты (частости) значений x_i , появляющихся в ряду или совокупности.

Средняя взвешенная величина из наблюдаемых значений является лучшим приближением к искомой величине. При этом она представляется выражением

$$\bar{x}_{взв} = \frac{m_1 x_1 + m_2 x_2 + \dots + m_n x_n}{N}, \quad (II.12)$$

где $N = m_1 + m_2 + \dots + m_n$.

Пусть $p_1 = \frac{m_1}{N}$; $p_2 = \frac{m_2}{N}$; $\dots$; $p_n = \frac{m_n}{N}$ вероятности, с которыми определяется изучаемая случайная величина.

Правая часть выражения (II.12) называется математическим ожиданием случайной переменной x и обозначается $M(x)$. Его можно представить как сумму произведений отдельных значений случайной величины на соответствующие им вероятности, т. е.

$$M(\bar{x}) = p_1 x_1 + p_2 x_2 + \dots + p_n x_n. \quad (\text{II.13})$$

Для характеристики эмпирических распределений недостаточно определения среднего значения показателя, так как два различных распределения могут иметь одинаковое среднее значение. В таком случае вводят характеристики, отражающие меру рассеяния случайной величины около среднего. Поэтому большое значение имеет мера колеблемости (вариации) изучаемого показателя или признака от среднего. При приближенной оценке вариации пользуются вариационным размахом, который равен разности между крайними (экстремальными) значениями случайной величины. Однако более объективной оценкой степени колеблемости изучаемого показателя является среднее значение отклонения случайной величины от ее среднего значения.

При этом может быть использовано простое среднее отклонение

$$\left. \begin{aligned} \Delta &= \frac{\sum_{i=1}^n |x_i - \bar{x}|}{n}, \\ \Delta &= \frac{\sum_{i=1}^n |x_i - \bar{x}| m_i}{\sum m_i} \end{aligned} \right\} \quad (\text{II.14})$$

или дисперсия (средний квадрат отклонения). Последняя является наиболее распространенной мерой колеблемости случайной переменной.

Дисперсия σ^2 определяется по формулам:

$$\left. \begin{aligned} \sigma^2 &= \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{n-1}, \\ \sigma^2 &= \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 m_i}{\sum m_i} \end{aligned} \right\} \quad (\text{II.15})$$

Корень квадратный из дисперсии σ называют средне-квадратическим отклонением или стандартом. Зна-

чения Δ и σ представляют собой абсолютные величины, имеющие ту же размерность, что и варианты. При достаточно большом объеме совокупности и распределении признака в вариационном ряду, близком к нормальному, между Δ и σ существует следующая взаимосвязь: $\sigma = 1,25\Delta$, т. е. σ является более чувствительной мерой колеблемости признака.

При оценке степени вариации часто пользуются относительной величиной, называемой коэффициентом вариации V , определяемым по формуле

$$V = \frac{\sigma}{\bar{x}} 100. \quad (\text{II.16})$$

К числу характеристик упорядоченного вариационного ряда относятся мода Mo и медиана Me .

Модой называется значение, имеющее наибольшую вероятность (наибольшую плотность для непрерывных случайных величин). Встречаются распределения, имеющие более одного модального значения, называемые полимодальными.

Медианой называется значение, которое делит распределение (по вероятности) на две равные части. На графике плотности Me делит площадь кривой на две равные части. По кривой функции распределения значение Me найдется по вероятности 0,5.

По соотношению $M(x)$, Mo , Me судят о симметрии распределения. Если $M(x) = Mo = Me$, то распределение симметрично, при их неравенстве — асимметрично.

Моменты распределения. При обработке и характеристике статистических коллективов пользуются величинами, называемыми моментами распределения. Моментом k -го порядка называется сумма произведений k -х степеней отклонений вариантов от некоторой постоянной величины C на соответствующие частоты или вероятности. Если при вычислении средней использованы частоты (частости), то моменты называются эмпирическими; при использовании вероятностей они называются теоретическими.

Эмпирический момент k -го порядка вычисляется по формуле

$$\alpha_k = \frac{\sum (x_i - C)^k m_i}{\sum m_i}. \quad (\text{II.17})$$

Различают начальные моменты ($C=0$):

$$\alpha_k = \frac{\sum x_i^k m_i}{\sum m_i}; \quad (\text{II.18})$$

начальный момент нулевого порядка ($k=0$):

$$\alpha_0 = \frac{\sum x_i m_i}{\sum m_i} = 1;$$

начальный момент первого порядка ($k=1$):

$$\alpha_1 = \frac{\sum x_i m_i}{\sum m_i} = \bar{x};$$

начальный момент второго порядка ($k=2$):

$$\alpha_2 = \frac{\sum x_i^2 m_i}{\sum m_i} = \sigma^2 \text{ и т. д.}$$

Условные моменты (C — произвольная величина, близкая к среднему арифметическому, — ложный нуль).

Условные моменты относительно ложного нуля вычисляются по формуле

$$\alpha'_k = \frac{\sum (x_i - C)^k m_i}{\sum m_i}. \quad (\text{II.19})$$

Центральные моменты ($C = \bar{x}$).

Вместо самой случайной величины используется ее преобразованное значение, которое получается путем центрирования случайной величины по математическому ожиданию. Таким образом, центрированная случайная величина представляет собой отклонения случайной величины x от математического ожидания

$$x = x - m_x, \quad (\text{II.20})$$

где m_x — математическое ожидание.

Моменты центрированной случайной величины называются центральными моментами. Нахождение их по эмпирическим данным (для дискретной случайной величины) осуществляют по формуле

$$\alpha_k = \frac{\sum (x_i - \bar{x})^k m_i}{\sum m_i}. \quad (\text{II.21})$$

Для непрерывной случайной величины

$$\alpha_k = \int_{-\infty}^{\infty} f(x) dx.$$

Следовательно, центральным моментом k -го порядка называется математическое ожидание соответствующей степени центрированной случайной величины

$$\alpha_k = M(x^k).$$

Так как начало отсчета для центрированной случайной величины находится в точке математического ожидания, то математическое ожидание центрированной величины равно нулю

$$\alpha_1 = M[x] = 0.$$

Второй центральный момент

$$\alpha_2 = M[x^2] = \sum [x_i - m_x]^2 p_i \text{ и т. д.}$$

Между центральными и условными моментами существует следующая связь:

$$\begin{aligned} \alpha_2 &= h^2 [\alpha'_2 - (\alpha'_1)^2]; \\ \alpha_3 &= h^3 [\alpha'_3 - 3\alpha'_1\alpha'_2 + 2(\alpha'_1)^3]; \\ \alpha_4 &= h^4 [\alpha'_4 - 4\alpha'_1\alpha'_3 + 6\alpha'_2(\alpha'_1)^2 - 3(\alpha'_1)^4]. \end{aligned} \quad (\text{II.22})$$

Если обозначить в формуле (II.19) $x_i - C = \xi$, то формула для вычисления условного момента k -го порядка запишется в виде

$$\alpha'_k = \frac{\sum \xi^k m_i}{\sum m_i}. \quad (\text{II.23})$$

Условный момент первого порядка ($k=1$)

$$\alpha'_1 = \frac{\sum \xi m_i}{\sum m_i}.$$

Условный момент второго порядка

$$\alpha'_2 = \frac{\sum \xi^2 m_i}{\sum m_i} \text{ и т. д.}$$

Для иллюстрации приведем порядок вычисления (табл. II.2) условных и центральных моментов по материалам табл. II.1.

Таблица II.2

Границы интервалов, кгс/см ²	Значение середины интервала, кгс/см ²	Частота m	$\xi = \frac{x_i - 55}{2}$	$m\xi$	$m\xi^2$	$m\xi^3$	$m\xi^4$
48—50	49	6	—3	—18	54	—162	486
50—52	51	9	—2	—18	36	—72	144
52—54	53	13	—1	—13	13	—13	13
54—56	55	7	0	0	0	0	0
56—58	57	4	1	4	4	4	4
58—60	59	1	2	2	4	8	16
		40		—43	111	—235	663

С помощью табл. II.2 и формулы (II.23) находятся значения условных моментов:

$$\alpha'_1 = -1,1; \quad \alpha'_2 = 2,8; \quad \alpha'_3 = 5,9; \quad \alpha'_4 = 16,6,$$

Вычисляется x :

$$x = h\alpha'_1 + C = 2(-1,1) + 55 = 52,8,$$

где h — интервал, C — значение ложного нуля (в примере $C=55$). С помощью формул (II.22) вычисляются центральные моменты:

$$\alpha_2^0 = \sigma^2 = 6,4; \quad \alpha_3^0 = 5,6; \quad \alpha_4^0 = 105,6.$$

Зная центральные моменты α_3^0 и α_4^0 , можно характеризовать асимметрию и эксцесс вариационного ряда.

Асимметрия A распределения случайной величины представляет собой меру скошенности распределения в ту или иную сторону от моды. Ее числовое значение определяется по формуле

$$A = \frac{\alpha_3^0}{\sigma^3}. \quad (II.24)$$

Показатель асимметрии для симметричного ряда равен нулю. Если в одномодальном ряду большая часть вариантов расположена справа от x (правая асимметрия), то значение A будет положительным. Если большая часть вариантов расположена слева от x (левая асимметрия), то значение A отрицательно.

Сглаженность кривой статистического ряда численно характеризуется эксцессом, определяемым по формуле

$$E = \frac{\alpha_4^0}{\sigma^4} - 3. \quad (II.25)$$

Нормированный центральный момент четвертого порядка для симметричной кривой равен трем и, следовательно, для нее эксцесс равен нулю. Эксцесс характеризует островершинность и плосковершинность распределения. Положительное значение эксцесса указывает на то, что кривая ряда в области моды имеет более острую вершину, чем кривая симметричного ряда. Наоборот, при отрицательном значении эксцесса вершина кривой ряда имеет более плоскую форму по сравнению с формой вершины симметричной кривой.

О точности числовых характеристик вариационного ряда. Числовые характеристики показателя по результатам выборки являются приближенными мерами соответствующих характеристик генеральной статистической совокупности.

Разница в значениях характеристик, например вероятности p , среднего значения x и стандарта σ , выборочной и генеральной совокупности, составит погрешности выборки:

$$p_0 - p = \varepsilon_p;$$

$$x_0 - x = \varepsilon_x;$$

$$\sigma_0 - \sigma = \varepsilon_\sigma.$$

Эти погрешности являются случайными величинами, поэтому необходимо каждый раз устанавливать не только величину погрешности, но и надежность того, что она не будет превышена.

Значения, например, $x - \varepsilon_x$ и $x + \varepsilon_x$ называются доверительными границами для величины x . Чем меньше ε_x , тем точнее определяется x при данной выборке с данной надежностью.

Надежность B погрешности ε выборки и объем выборки при данной частоте m/n связаны между собой выражением

$$B \left(\frac{m}{n} - \varepsilon \leq p \leq \frac{m}{n} + \varepsilon \right) = \Phi(t),$$

$$\Phi(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-t}^t e^{-\frac{t^2}{2}} dt. \quad (II.26)$$

где $\Phi(t)$ — нормированная функция Лапласа. $\Phi(t)$ табулирована и приведена во многих доступных источниках.

В табл. II.3 [28] приведены значения B для некоторых часто используемых значений коэффициента t .

Таблица II.3

t	Значения B , %	Вероятность p
0,68	50	0,504
1,00	68	0,683
1,16	65	0,754
1,50	87	0,866
1,65	90	0,901
2,00	95	0,955
2,50	99	0,988
3,00	99,7	0,997
4,00	99,994	0,99994

При достаточно большом n и при условии, что распределение средней выборочной x подчиняется нормальному закону, погрешность среднего арифметического значения показателя определяется по формуле

$$\varepsilon_x = \frac{t\sigma_x}{\sqrt{n}}. \quad (II.27)$$

Пользуясь ею, можно найти необходимый объем выборки n , при котором значение x будет определено с заданными ε_x и B :

$$n = \frac{t^2 \sigma^2}{\varepsilon_x^2}. \quad (II.28)$$

По результатам испытаний определены: $x=52,8$ кгс/см², $\sigma^2 = \pm 6,4$ кгс/см² и стандарт $\sigma = \sqrt{\sigma^2} = \pm 2,5$ кгс/см².

Погрешность x при заданных условиях

$$\varepsilon_x = \frac{t\sigma_x}{\sqrt{n}} = \frac{2 \cdot 2,5}{\sqrt{40}} = \frac{5}{6,33} \approx \pm 0,8 \text{ кгс/см}^2.$$

Вывод: $x = 52,8$ кгс/см² определено (при $t=2$) с надежностью $B=95\%$, с погрешностью $\varepsilon_x = \pm 0,8$ кгс/см². Следовательно, доверительные границы $x - \varepsilon_x$ и $x + \varepsilon_x$ в данном случае характеризуются величинами $52,8 - 0,8$ и $52,8 + 0,8$.

Каким должен быть объем выборки n , при котором предельная погрешность $\varepsilon_x = 1$ кгс/см² будет гарантирована с надежностью $99,7\%$?

По $B = \Phi(t) = 99,7\%$, пользуясь таблицей функции Лапласа, находится $t = 3$. Затем из выражения $n = \frac{t^2 \sigma_x^2}{\varepsilon_x^2}$ вычислим объем выборки:

$$n = \frac{3^2 \cdot 6,4}{1^2} \approx 58 \text{ образцов.}$$

Приведенные доверительные интервалы для средних, вычисляемые по данным случайной выборки, правомерны, когда $n > 30$. При малом объеме выборки ($n < 30$) распределение выборочных средних отличается от симметричного и тем больше, чем меньше n , о чем свидетельствует табл. II.4 [28].

Таблица II.4

Доверительный интервал	Вероятность p для выборки				
	5 наблюдений	10 наблюдений	16 наблюдений	20 наблюдений	30 и более наблюдений
$x \pm \sigma_x$	0,637	0,657	0,667	0,670	0,683
$x \pm 2\sigma_x$	0,898	0,923	0,936	0,940	0,954
$x \pm 3\sigma_x$	0,970	0,985	0,991	0,993	0,997
$x \pm 4\sigma_x$	0,990	0,997	0,999	0,999	0,99995

Распределение случайных величин. Среди возможных распределений непрерывной случайной переменной особое положение занимает нормальное распределение, являющееся симметричным распределением. Условия, определяющие нормальное распределение случайных переменных, встречаются часто, в том числе при геометризации месторождений и подсчете запасов полезного ископаемого, поэтому этот закон широко используется в практических приложениях.

Если варьирование случайной величины происходит под воздействием ряда независимых факторов, причем влияние каждого из них незначительно по сравнению с совокупным воздействием

других факторов, то распределение случайной переменной подчиняется нормальному закону.

Нормальное распределение описывается формулами: плотность вероятностей распределения

$$f(x) = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-m_x)^2}{2\sigma^2}}, \quad (II.29)$$

где m_x — математическое ожидание; σ — стандарт; функция распределения в рассматриваемой области

$$F(x) = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} \int_{x_1}^{x_2} e^{-\frac{x-m_x}{2\sigma^2}} dx. \quad (II.30)$$

При введении новой переменной $t = \frac{x-m_x}{\sigma}$, называемой центрированной нормированной, выражения (II.29) и (II.30) соответственно принимают вид:

$$f(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}} dt; \quad (II.31)$$

$$\Phi(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-t}^t e^{-\frac{t^2}{2}} dt. \quad (II.32)$$

Интеграл вида (II.32) называется нормированной функцией Лапласа, таблицы которой приводятся в приложениях многих источников.

Логарифмически нормальное распределение. Распределение показателей россыпных месторождений, а также ряда месторождений руд цветных металлов и редких элементов хорошо описывается логарифмически нормальным распределением, при котором логарифмы случайной величины распределяются по нормальному закону.

Для логарифмически нормального закона плотность распределения имеет вид

$$f(\lg x) = \frac{M}{x\sigma_{\lg} \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\lg x - \varepsilon)^2}{2\sigma_{\lg}^2}}, \quad (II.33)$$

где $M = 0,4343$ — коэффициент перехода от натуральных к десятичным логарифмам; $\varepsilon = \frac{\sum \lg x_i}{n}$ — среднее значение логарифма случайной величины; $\sigma_{\lg}$ — стандарт логарифмов.

При вычислениях классовый промежуток берется в логарифмической мере, а в остальном порядок обработки остается таким же, как и при нормальном распределении. Для функций и параметров логарифмически нормального распределения

составлены таблицы и номограммы, опубликованные в источниках по математической статистике, облегчающие статистическую обработку результатов наблюдений и определение x , σ , A , E .

Эмпирическое распределение показателей в некоторых месторождениях полиметаллов, редких и цветных металлов хорошо описывается гамма-распределением. Функции распределения для него выражаются уравнением

$$F(x) = \frac{1}{\Gamma(\alpha+1)\beta^{\alpha+1}} \int_0^x x^\alpha e^{-\frac{x}{\beta}} dx, \quad (II.34)$$

где α и β — параметры распределения; $\Gamma(\alpha+1) = \int_0^\infty e^{-t} t^\alpha dt$ — гамма-функции.

Параметры распределения находятся по формулам:

$$\alpha = \left(\frac{x}{\sigma}\right)^2 - 1; \quad \beta = \frac{x}{\alpha+1}. \quad (II.35)$$

Плотность вероятности гамма-распределения при $x > 0$ определяется выражением

$$\varphi(x) = \frac{1}{\Gamma(\alpha+1)\beta^{\alpha+1}} x^\alpha e^{-\frac{x}{\beta}}. \quad (II.36)$$

При $x=0$ $\varphi(x)=0$.

О статистической обработке наблюдений и оценке результатов. Ряд вопросов статистической обработки затрагивался выше при изложении сводных характеристик случайных величин. Следует отметить, что указанные вопросы, применительно к требованиям геометризации месторождений и подсчету запасов полезного ископаемого обстоятельно изложены в ряде работ, особенно в трудах П. А. Рыжова [27, 28], В. М. Гудюва [27], И. В. Францкого и Г. А. Базанова [38]. Читатель найдет в них кроме основных положений теории вероятностей и математической статистики приложения к решению специальных задач, а также приложения используемых при статистической обработке наблюдений таблиц, номограмм и графиков.

Статистическая обработка при большом числе наблюдений сопряжена с большим объемом вычислений. Основные параметры распределения обычно находятся способом моментов, в связи с чем вычисляются моменты с первого по четвертый и по ним находятся среднее, стандарт, асимметрия и эксцесс.

При нахождении моментов для каждого класса вычисляется произведение среднего значения класса в соответствующей степени на частоту. Для сокращения вычислений шкала абсолютных значений величин обычно заменяется на условную шкалу

а. При этом величина классового промежутка берется равной единице, а среднее значение класса с наибольшей частотой приравнивается нулю.

Соответствие эмпирического распределения выбранному теоретическому распределению может быть оценено анализом разностей между эмпирическими и теоретическими частотами.

Обработка наблюдений может быть значительно облегчена путем использования известных специальных номограмм [38]. При этом следует иметь в виду неизбежную потерю точности в определении искомых величин.

При малом числе наблюдений полученный диапазон значений показателя нельзя разбить на классы и найти их частоты. Поэтому методика обработки отличается от такой при большом числе членов выборки.

Иллюстрируем ее особенности на конкретном примере [38]. По 14 сечениям одного из рудных тел Акатувского месторождения определены мощности: 3,18; 4,30; 1,27; 1,72; 5,40; 3,36; 3,22; 1,47; 4,71; 2,14; 3,40; 1,66; 2,42; 3,82 м.

Для установления эмпирического закона распределения значения мощности располагаются в возрастающем порядке и приводятся накопленные частоты для всех членов полученного ряда (табл. II.5).

Т а б л и ц а II.5

x_i	$F(x)$	x_i	$F(x)$
1,27	0,072	3,32	0,571
1,47	0,143	3,36	0,642
1,66	0,214	3,40	0,715
1,72	0,288	3,82	0,785
2,14	0,357	4,30	0,857
2,42	0,430	4,72	0,928
3,18	0,500	5,40	1,000

$$\Sigma x_i = 42,06;$$

$$\Sigma X_i^2 = 147,6.$$

По данным таблицы вычисляются:

среднее значение мощности рудного тела (как среднее арифметическое)

$$\bar{x} = \frac{\Sigma x_i}{n} = \frac{42,06}{14} = 3,0 \text{ м};$$

мера колеблемости показателя (стандарт)

$$\delta = \sqrt{\frac{\Sigma x_i^2 - nx^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{147,6 - 14 \cdot 3,0^2}{13}} = \pm 1,29 \text{ м};$$

коэффициент вариации (относительная мера колеблемости)

$$v = \frac{\delta}{\bar{x}} = \frac{1,29}{3,0} \cdot 100 = 43\%.$$

Эмпирическое распределение графически характеризуется кривыми $f(x)$ и $F(x)$. Пользуясь формой эмпирической кривой распределения, судят о законе теоретического распределения. Оценка соответствия эмпирического распределения принятому теоретическому распределению может быть выполнена путем анализа разностей эмпирических и теоретических частот. Данный способ оценки используется при больших выборках. При малых выборках удобно пользоваться специальными номограммами (вероятностными бумагами).

При необходимости вероятности вычисляются по формуле

$$f(t) = \frac{Nh}{\sigma} \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}} \quad (II.37)$$

где N — объем выборки; h — величина интервала эмпирического ряда; t — нормативное отклонение, $t = \frac{x_i - \bar{x}}{\sigma}$ (здесь x , σ — эмпирические значения среднего и стандарта).

Оценка наблюдаемых расхождений между эмпирическим и выбранным теоретическим распределением требует выяснения, являются ли они случайными, происходящими из-за ограниченного числа данных, или же существенными, свидетельствующими о несогласии между распределениями. При решении этого вопроса используются так называемые критерии согласия.

При всем разнообразии критериев схема их применения в основном одинакова и содержит следующие этапы решения:

- 1) по имеющимся данным вычисляется критерий согласия;
- 2) находится допустимое значение критерия для принятого уровня значимости q ;
- 3) если вычисленное значение критерия больше допустимого, то выбранное теоретическое распределение отвергается, и, наоборот, если оно меньше допустимого, то гипотеза о теоретическом распределении принимается.

Статистические связи. Во многих областях знаний, техники и производства, в том числе при геометризации месторождений и подсчете запасов полезного ископаемого приходится иметь дело со случайными величинами, находящимися во взаимосвязи.

Полезное ископаемое в недрах, в процессах добычи и переработки представляет собой сложную систему полезных и вредных компонентов, а также балластных примесей, сила и форма связи между которыми проявляется различно.

Числовые характеристики указанных связей лучше всего представить на примере системы двух случайных величин, например компонентов руды x и y .

Функциональная зависимость и независимость являются крайними случаями, в промежутке между которыми размеща-

ется в большинстве случаев наблюдаемая, стохастическая (вероятностная) зависимость, обнаруживаемая лишь при массовом изучении соответствующих показателей. Подобного рода связи называются статистическими. При их изучении возникают два основных вопроса — о силе и о форме связи. Для их решения по данным выборки составляется корреляционная таблица (решетка, поле).

Форма связи определяется той линией, около которой располагаются случайные точки, характеризующие систему двух случайных величин. Различают прямолинейные корреляционные связи, когда эта линия прямая, и криволинейные — когда она кривая.

Сила прямолинейной корреляционной связи численно характеризуется безразмерной величиной, называемой коэффициентом корреляции r , определяемой из выражения

$$r = \frac{k_{xy}}{\sigma_x \sigma_y} \quad (II.38)$$

k_{xy} — корреляционный момент (момент связи) или ковариация xy вычисляется по формуле

$$k_{xy} = \frac{\sum n_{xy} (x - \bar{x})(y - \bar{y})}{n} \quad (II.39)$$

т. е. k_{xy} — равен частному от деления на объем выборки n суммы произведений отклонений $(x - \bar{x}$ и $y - \bar{y})$ значений x и y от средних $\bar{x}$ и $\bar{y}$ на соответственные частоты.

$\sigma_x \sigma_y$ — произведение стандартов величин x и y удобно вычислять по формулам:

$$\sigma_x = \sqrt{\frac{\sum n_{xx} - \bar{x}^2}{n}}; \quad \sigma_y = \sqrt{\frac{\sum n_{yy} - \bar{y}^2}{n}} \quad (II.40)$$

Коэффициент корреляции r принимает значения в пределах $+1$ до -1 . Знак r указывает на тип зависимости (прямой при $r > 0$ или обратный при $r < 0$). При $r = \pm 1$ имеет место функциональная зависимость, а при $r = 0$ зависимость между x и y отсутствует.

Надежность определения r оценивается по его стандарту

$$\sigma_r = \frac{1 - r^2}{\sqrt{n}} \quad (II.41)$$

Когда $\frac{|r|}{\sigma_r} > 3$, то определение r считается надежным.

При помощи вычисленных x , y , σ_x , σ_y , r для показателей, находящихся в прямолинейной корреляции, можно написать уравнение, выражающее эту связь

$$y - \bar{y} = r \frac{\sigma_y}{\sigma_x} (x - \bar{x}). \quad (II.42)$$

Оно показывает, что отклонение частных средних значений y от их общей средней пропорционально соответствующим величинам x от ее средней.

Коэффициент пропорциональности $r \frac{\sigma_y}{\sigma_x}$ часто обозначают через ρ_y и называют коэффициентом регрессии, а уравнение (II. 42) — уравнением регрессии.

Можно рассматривать корреляционную связь x с y . В этом случае она выражается уравнением

$$x - \bar{x} = r \frac{\delta_x}{\delta_y} (y - \bar{y}). \quad (\text{II. 43})$$

При больших выборках оценка коэффициента регрессии ρ или сравнение двух коэффициентов регрессии, вычисленных по двум различным выборкам для одних и тех же показателей, выполняются аналогично решению этих вопросов для коэффициента корреляции.

Стандарт σ_p находится из выражения

$$\delta_p = \frac{\delta_x}{\delta_y} \sqrt{\frac{1 - r^2}{n - 3}}. \quad (\text{II. 44})$$

Формула (II. 44) справедлива для выборок из нормальной генеральной совокупности. В случае использования наблюдаемого значения r и если выборки берутся не из нормальной совокупности, то r является приближенным.

Статистические связи могут существовать между тремя и более показателями, они характерны и для горно-геологических показателей. В этом случае корреляция называется множественной.

Мерой силы линейной связи между z и x, y в совокупности служит сводный коэффициент корреляции

$$R = \sqrt{\frac{r_{xz}^2 - 2r_{xy}r_{xz} + r_{yz}^2}{1 - r_{xy}^2}}. \quad (\text{II. 45})$$

Он всегда положителен и заключен между 0 и 1. При $R=0$ z не связано линейно с x и y , но может быть связано в иной форме. При $R=1$ имеет место функциональная связь.

При нелинейной (криволинейной) форме статистической связи общей мерой силы криволинейной корреляционной связи между двумя величинами, наблюдения над которыми представлены в виде двойной корреляционной решетки, является корреляционное отношение η . Оно будет иметь разные значения для корреляционной связи y с x и для связи x с y .

В первом случае, когда используется зависимость частных средних $\bar{y}_x$ от соответственных значений x , корреляционное отношение η_y находится из выражения

$$\eta_y = \frac{\delta(\bar{y}_x)}{\delta_y}, \quad (\text{II. 46})$$

где σ_y — имеет обычное значение, $\sigma(\bar{y}_x)$ представляет корень квадратный из дисперсии частных средних $\bar{y}_x$ около общей средней $\bar{y}$.

Эта дисперсия выводится из выражения

$$\delta^2(\bar{y}_x) = \frac{1}{n} \sum n_x \bar{y}_x^2 - \bar{y}^2. \quad (\text{II. 47})$$

Корреляционная связь x с y имеет мерой корреляционное отношение

$$\eta_x = \frac{\delta(\bar{x}_y)}{\delta_x}. \quad (\text{II. 48})$$

$\delta(x_y)$ определяется по формуле

$$\delta(\bar{x}_y) = \sqrt{\frac{1}{n} \sum m_y \bar{x}_y^2 - \bar{x}^2}. \quad (\text{II. 49})$$

Основные свойства корреляционного отношения η_y :

оно всегда положительно и заключено между 0 и 1: $\eta_y \geq |r|$, при $\eta_y = |r|$ — регрессия y на x точно линейна, при $\eta_y = 0$ корреляционной связи нет, при $\eta_y = 1$ — связь однозначная; чем ближе η_y к единице, тем связь между y и x теснее.

Изложенное относительно η_y в полной мере относится и к η_x . Для больших выборок корреляционное отношение η_y (или η_x) оценивается путем использования приближенного значения его стандарта

$$\delta\eta_y = \frac{1 - \eta_y^2}{\sqrt{n}}. \quad (\text{II. 50})$$

При характеристике горно-геологических показателей криволинейные статистические связи выражают уравнением параболы регрессии, например, второго порядка

$$y_x = a + bx + cx^2. \quad (\text{II. 51})$$

Краткие сведения о приложении теории случайных функций к решению горно-геометрических задач и геометризаций месторождений полезных ископаемых читатель найдет в разделе курса, где рассматривается геометрия решения задачи усреднения качества руды при добыче.

РАЗДЕЛ ВТОРОЙ

ГЕОМЕТРИЯ ПЛАСТОВЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

ГЛАВА III

ПЛОСКОСТНЫЕ ФОРМЫ ЗАЛЕГАНИЯ

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При разведке и разработке месторождений полезных ископаемых важное значение имеет установление размеров, форм, положения в недрах залежей полезного ископаемого и горно-геологических условий разработки в пределах границ шахтного поля или поля разреза.

Знание перечисленных показателей и жесткая геометрическая (маркшейдерская) основа являются необходимыми для обеспечения правильного и безопасного ведения разведочных и горных работ в пределах границ поля.

Из всего многообразия форм и условий залегания полезных ископаемых наиболее простыми являются пластовые месторождения, которые на участках одинакового залегания дают плоскостные формы.

Плоскостные формы залегания на отдельных участках представляют распространенный вид геологических тел — пластов и жил, носящих общее название плитообразных. Для них характерны значительные размеры по простиранию (длина) и падению (ширина) по сравнению с третьим измерением — мощностью (толщиной).

Форма пласта может быть более сложной по сравнению с плоскостной, но при ее изучении приходится выделять участки таких размеров, которые можно принимать плоскостными. Следовательно, плоскостная форма является обязательным элементом при изучении месторождений любой сложной формы. При таком подходе кривая поверхность заменяется поверхностью многогранника. Каждая плоская площадка многогранника — касательная плоскость в данной точке поверхности. Представление о сложной поверхности залежи составляется из суммы представлений об отдельных плоских площадках.

Умение получить измерительные, вычислительные, графические данные о плоском залегании пласта является неизбежным этапом изучения любой формы залежи и материалом для последующего обобщения.

Размер, форма и пространственное размещение залежи — первая основа для задания выработок, инженерных расчетов и их оценок.

Совокупность операций, позволяющих получить для этих целей значения необходимых показателей, составляет содержание горно-геометрических задач применительно к плоскостным формам залегания, решение которых постоянно сопутствует разведке и разработке месторождений полезных ископаемых.

§ 2. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ПЛАСТА (ЗАЛЕЖИ)

Размер, форма и положение пласта в недрах определяются совокупностью линейных и угловых величин, называемых геометрическими параметрами.

К ним относятся:

1) координаты точек на контактах пласта с вмещающими породами, в которых устанавливаются другие геометрические параметры;

2) простирание и угол падения поверхности (контакта) пласта;

3) мощность залежи;

4) глубина залегания;

5) положение в пространстве элементов симметрии изучаемой геологической структуры.

Координаты x , y , z точек на поверхности залежи определяются по результатам маркшейдерских съемок, замеров и инклинометрической съемки скважин.

Положение пласта в пространстве хорошо характеризуется двумя направлениями в плоскости пласта — линией простирания и линией падения, относимыми к определенной точке висячего или лежащего бока залежи и называемыми элементами залегания.

Линией простирания пласта называется горизонтальная линия в плоскости того или иного бока пласта. Совокупность линий простирания позволяет изображать форму пласта изолиниями равных высот — изогипсами и решать с их помощью ряд практических задач.

Линия падения пласта перпендикулярна к линии простирания и фиксирует собой направление наибольшего ската в плоскости висячего или лежащего бока пласта. Ее наклон к горизонту называется углом падения пласта. Азимут линии падения и угол падения в данной точке пласта вполне определяют его положение.

Для однозначности за направление линии простирания пласта берется такое направление, от которого падение пласта располагается вправо. Это направление в плане определяется углом, отсчитываемым от положительного направления оси x по ходу часовой стрелки, называемым простиранием пласта и обозначаемым буквой α . Простирание линии падения обозначается символом α_n . Угол падения пласта принято в горной геометрии обозначать буквой δ .

Важной характеристикой залежи является ее мощность, т. е. расстояние между кровлей и почвой пласта по заданному направлению. Если не оговаривается направление, по которому берется мощность, то подразумевается расстояние между кровлей и почвой залежи по нормали. В этом случае мощность называется нормальной и обозначается буквой m .

Положение пласта или отдельных его частей в недрах относительно земной поверхности определяется глубиной залегания. Последняя чаще всего берется как расстояние пласта от земной поверхности по вертикали и обозначается в этом случае буквой H . Иногда при характеристике положения горных выработок, пройденных по залежи, пользуются наклонной глубиной, понимая под ней расстояния от земной поверхности по направлению линии падения залежи. Линия, во всех точках которой глубина залегания H пласта равна нулю или мощности наносов, называется соответственно линией выхода пласта на земную поверхность или под наносы.

Элементами симметрии структуры, используемыми при решении геометрических задач, являются оси и осевые плоскости складок или залежей. Положение первых определяется азимутом α_0 и углом наклона δ_0 к горизонту. Так как направление оси складки α_0 берется в сторону ее погружения, то величины α_0 и δ_0 называются элементами залегания и погружения оси складки.

Положение осевой плоскости складки или залежи определяется (как и положение любой плоскости) простиранием и углом падения.

К элементам залегания относятся склонение и «ныряние» рудных тел, широко используемые геологами при характеристике их залегания.

Об инклинометрической съемке скважин. При решении горно-геометрических задач часто используются результаты инклинометрической съемки скважин.

Скважины бурят по заданному (проектному) направлению вертикально, наклонно или горизонтально. По ряду причин геологического и технического характера скважины в процессе бурения отклоняются от заданного направления, т. е. искривляются.

Искривление скважин сопутствует всем методам бурения. Поэтому в процессе бурения необходимо все время контролировать положение оси скважины — измерять ее искривление. Иначе могут быть допущены грубые ошибки в геологических выводах и заключениях, касающихся представлений о залежи и возможных методах ее разработки.

Измерения, связанные с определением положения оси искривленной скважины, носят название «инклинометрическая съемка скважин», происходящее от общего названия применяемых при этом приборов — инклинометров. Они

обычно входят в комплекс приборов каротажных станций, применяемых геофизиками при исследованиях буровых скважин.

Инклинометром называется прибор, служащий для определения угла и азимута участков искривленной буровой скважины и контроля за правильностью ее проходки.

При съемке искривлений скважины определению подлежат следующие величины:

угол отклонения скважин от отвесного направления, называемый зенитным углом Θ (рис. III. 1);

горизонтальный угол α , называемый азимутом, характеризующий простирание скважины относительно некоторого исходного или ориентирного направления ON ;

длина интервала l скважины, к которому относятся измеренные угловые величины α и Θ .

Направление ON может быть направлением магнитного меридиана или некоторым условным направлением, от которого отсчет угла α производится по движению часовой стрелки.

При инклинометрической съемке величины Θ и α измеряются в ряде точек скважины, расположенных друг от друга приблизительно на равных расстояниях (интервалах l). Самое слабое звено съемки — определение угловых величин.

Точность измерения инклинометрами определяется возможностями прибора.

Измерительная часть инклинометра содержит чувствительные элементы — отвес угла наклона и магнитную систему, позволяющую измерять азимут интервала скважины. Тот и другой элементы связаны с реохордами угла и азимута таким образом, что в момент измерения положение отвеса и магнитной системы фиксируется (замыкая накоротко) на дуговом реохорде определенной его частью.

Таким образом, каждому положению глубинной части инклинометра в скважине соответствуют два омических сопротивления, которые определяют зенитный угол и азимут участка скважины и через жилы кабеля передаются на поверхность, где с помощью измерительного моста, смонтированного в панели управления, измеряются.

Кроме инклинометров указанного устройства применяются для тех же целей фотоинклинометры и гириноинклинометры. В первых (фотоинклинометрах) кривизна скважины устанавливается по фотоснимкам соответствующих указателей чувствительных элементов, во вторых — при определении угла α используется гироэффект.

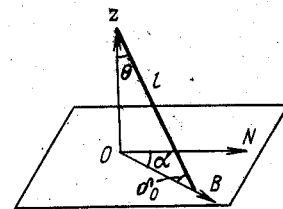


Рис. III.1. Величины, измеряемые при инклинометрической съемке скважин

Для большей уверенности в результатах инклинометрической съемки скважин основные измерения, выполняемые при спуске с глубинной части прибора, должны сопровождаться контрольными измерениями, выполняемыми по более редкой сети точек при подъеме прибора.

Более объективную оценку результатов съемки дает измерение величин α и Θ двумя приборами или проверка положения выхода скважины в горные выработки маркшейдерской съемкой.

При использовании геологических наблюдений в скважине ставится задача определения координат точек маркшейдерских наблюдений.

Координаты любой точки на оси искривленной скважины, в том числе и координаты точки встречи скважины с пластом (x_k, y_k, z_k) , вычисляются по формулам, использующим средние значения Θ , α и интервалов l :

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

где l — интервал между точками измерений (часто $l=20$ м); θ_i — зенитный угол оси скважины в точке измерения; α_i — дирекционный угол (азимут) оси скважины в точке измерения.

Пренебрегая погрешностью измерения глубины скважины, зная значения погрешностей измерения зенитного угла m_{θ_i} и азимута m_{α_i} , можно с помощью формулы погрешности функции общего вида оценить ошибку планового положения некоторой точки на оси искривленной скважины.

Погрешности m_{θ_i} и m_{α_i} состоят из погрешности измерения и обобщения.

В свою очередь, погрешность измерения складывается из случайной и систематической погрешностей измерений.

Экспериментальными работами ВНИМИ по разностям двойных измерений и сгущенных наблюдений установлены значения случайной и систематической составляющих погрешностей измерений угла Θ , соответственно равные $18'$ и $7'$. Погрешность обобщения получена равной $8'$.

Следовательно, общая погрешность измерения зенитного угла будет около $20'$, а предельная, равная двойной общей средней с большой вероятностью (до 0,95), не будет превосходить $35' - 40'$.

Те же экспериментальные работы позволили выявить значение погрешности m_{α_i} измерения азимута, зависящей от величины зенитного угла и равной (при $\Theta=15^\circ$) нескольким градусам.

Так, например, технические данные (по паспорту) для инклинометров ИШ-4 характеризуют точность измерения угла Θ , равную $\pm 30'$, а точность измерения азимута, равную $\pm 4'$.

Во всех случаях, когда представляется возможность использовать объективную оценку точности инклинометрической съемки скважины путем маркшейдерской съемки выходов скважин в горные выработки, необходимо пользоваться этим видом контроля.

Достоинствами используемых инклинометров являются быстрота измерения угловых величин и независимость измерений. При указанных особенностях прибора большая густота точек измерений, выполнение повторных контрольных измерений представляют собой хорошее средство улучшения результатов съемки. Однако это не должно заслонять большой недостаток инклинометрической съемки — низкую точность угловых и особенно азимутальных измерений.

Радикальное улучшение результатов инклинометрической съемки разведочных скважин следует ожидать при разработке гидроинклинометров для съемки этих скважин. Проводимые ВНИМИ работы по созданию гироскопических систем для съемок технических скважин позволяют ожидать успешного создания гидроинклинометров и для съемки разведочных скважин в массиве горных пород.

Использование результатов инклинометрической съемки при решении горно-геометрических задач требует аналитического или графического определения координат точек, лежащих на оси наклонной искривленной скважины, в том числе и координат точек пересечения скважины с залежами полезного ископаемого или другими геологическими контактами.

Аналитическое определение координат указанных точек выполняется по формулам (III. 1). Однако точность результатов инклинометрической съемки допускает широкое применение в этих целях графического способа. Последний сводится к построению профиля и плана искривленной скважины по результатам съемки, сведенным в табл. III. 1.

По данным табл. III.1 в выбранном масштабе строятся профиль и план скважины A , а также определяются координаты точки K (x_k, y_k, z_k) встречи скважины с пластом m_2 так, как это показано на рис. III.2. Точка K расположена по замерам глубин в интервале l_4 .

Сначала строится профиль (рис. III.2, а), а затем план (рис. III.2, б) скважины. При построении используются величины интервалов и соответствующие им средние значения зенитных углов θ_i и азимутов α_i . Профиль и план скважины позволяют графически определять координаты любой искомой точки. Профиль и план скважины составляются параллельно с исследованием скважины и являются геометрической основой ее документации.

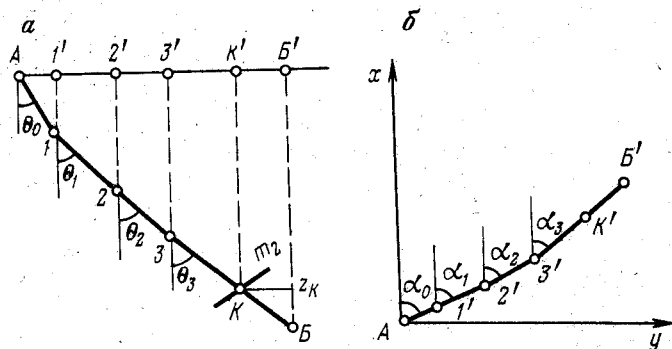


Рис. III.2. Профиль и план наклонной искривленной скважины

Таблица III.1

Точки замера искривления скважины	Глубина по скважине до точек замера, м	Интервалы между точками измерения, м	Измеренные значения θ_i и α_i		Средние значения θ'_i и α'_i	
			θ°	α°	$\theta'_i = \frac{\theta_{i-1} + \theta_i}{2}$	$\alpha'_i = \frac{\alpha_{i-1} + \alpha_i}{2}$
A	0	$l_1 = h$ $l_2 = h_2 - h_1$ $l_3 = h_3 - h_2$ $l_4 = h_4 - h_3$ $l_5 = h_5 - h_4$	θ_0	α_0	θ'_1 θ'_2 θ'_3 θ'_4	α'_1 α'_2 α'_3 α'_4
1	h_1		θ_1	α_1		
2	h_2		θ_2	α_2		
3	h_3		θ_3	α_3		
4	h_4		θ_4	α_4		
...						

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАЛЕГАНИЯ ПЛАСТА

Определение элементов залегания пласта, жилы или геологического контакта является наиболее встречающейся горно-геометрической задачей решаемой на всех стадиях разведки и разрабатки месторождений полезных ископаемых.

В практике работы прочно утвердились три способа решения этой задачи.

Непосредственное измерение. В условиях геологического изучения естественных обнажений и в очистных забоях элементы залегания пласта или геологического контакта обычно измеряются непосредственно горным компасом.

При этом горный компас устанавливается в вертикальном положении на обнаженной поверхности на длинное ребро пластинки. Вращением ребра находится максимальный отсчет по отвесу компаса, соответствующий углу падения пласта (контакта) в данной точке, а длинное ребро пластинки при этом фиксирует линию падения пласта. Вращая около нее горный компас, кладут его на поверхность пласта и затем, поворачивая его около короткой стороны пластинки (поднимая нижний конец пластинки), приводят компас в горизонтальное положение. Открепляют магнитную стрелку и производят отсчет, который дает магнитный азимут линии падения пласта. Отсчет берется по северному концу стрелки, если нулевое деление азимутального кольца компаса направлено в сторону падения. При направлении нулевого деления по восстанию отсчет азимута линии падения берется по южному концу стрелки.

Магнитный азимут линии падения и угол падения пласта должны измеряться дважды и при расхождении результатов до 2° берется среднее их значение. Точность определения угловых величин горным компасом даже в благоприятных условиях не выше 2° . Учитывая независимость измерений горным компасом, качество представлений о залегании пласта в значительной мере будет определяться густотой точек, в которых измеряются элементы залегания.

Использование измеренных магнитных азимутов требует перехода от них к дирекционным углам, т. е. введения поправки на величину магнитного склонения, устанавливаемого на стороне с известным дирекционным углом в районе наблюдений.

Более точно элементы залегания пласта могут быть непосредственно измерены подвесной буссолью и полукругом при обнажении пласта (или контакта) в секущих горных выработках. Так как подвесная буссоль и полукруг используются при производстве маркшейдерских съемок горных выработок, то необходимо одновременно в подходящих условиях измерять этим прибором элементы залегания пласта или другого контакта. При этом в плоскости обнажения с помощью полукруга по шнуру сначала устанавливается горизонтальное направление

и буссолью измеряется азимут простирания пласта. По второму шнуру в плоскости обнажения с помощью полукруга находится линия падения пласта и измеряется угол падения. В измеренный магнитный азимут также вводится поправка на величину магнитного склонения.

Косвенное определение элементов залегания пласта по двум направлениям. Этот способ используется при определении элементов залегания пласта в секущих горных выработках, когда в плоскости обнажения измеряются простирания и падения двух произвольных направлений.

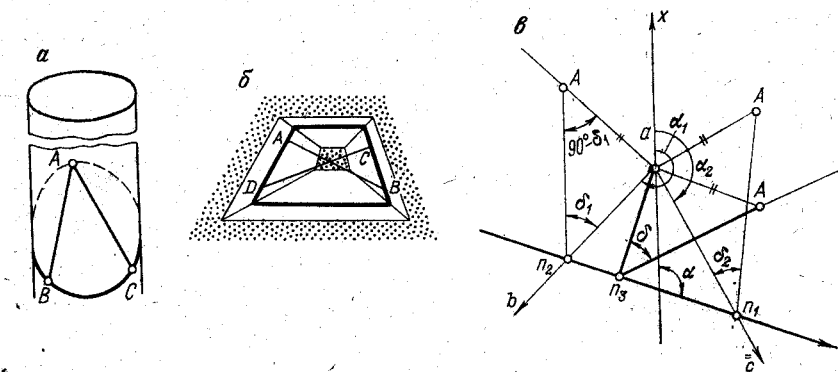


Рис. III.3. Косвенное определение элементов залегания пласта способом пересекающихся шнуров

На рис. III.3 представлены обнажения пласта: в вертикальной выработке круглого сечения (рис. III.3, а) и в квершлагге (рис. III.3, б).

В плоскости любого из указанных обнажений берутся два произвольных направления (шнура) AB и AC или AB и CD , элементы залегания которых измерены висячим компасом с полукругом и равны соответственно α_1, δ_1 и α_2, δ_2 . При определении α и δ пласта чаще пользуются графическим методом. Для этого на чистом листе бумаги берутся исходное направление — ось x (рис. III.3, в) и на ней в произвольном месте точка a , являющаяся проекцией точки A пересечения шнуров AB и AC . Из точки a по измерениям азимута α_1 и α_2 проводятся направления ab и ac . На одном из них, например на ac , берется произвольная точка n_1 , при которой от линии n_1a строится угол наклона шнура $AC = \delta_2$. Отрезок $aA \perp n_1a$ — катет прямоугольного треугольника n_1aA .

Далее, на направлении ab строится прямоугольный треугольник с катетом, равным отрезку aA , и с углом при вершине A , равным $90^\circ - \delta_1$. Третья вершина этого треугольника находится в точке n_2 . Угол $An_2a = \delta_1$ равен углу наклона шнура AB .

Из построений следует, что точки n_1 и n_2 , расположенные в плоскости обнажения пласта, имеют одинаковые отстояния, т. е. лежат на линии простирания пласта. Последняя на рис. III.3, в показана утолщенной линией со стрелкой. Угол α является искомым углом простирания пласта.

Линия an_3 , перпендикулярная к линии n_2n_1 , представляет собой проекцию линии падения пласта. В прямоугольном треугольнике, построенном на катетах an_3 и aA , угол при вершине n_3 является искомым углом δ падения пласта.

В литературе этот способ иногда называется способом «пересекающихся шнуров». Наряду с ним существует другой прием

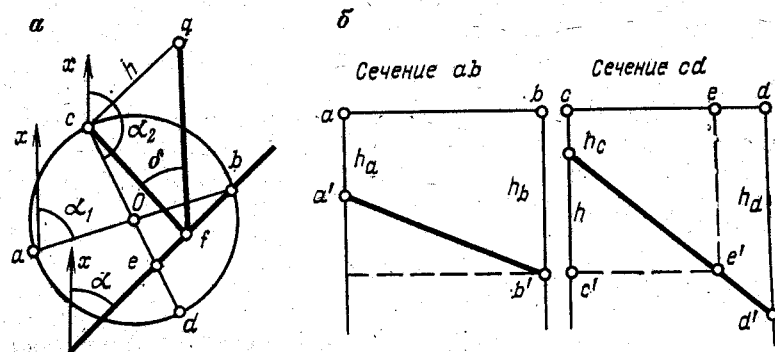


Рис. III.4. Косвенное определение α и δ пласта по двум направлениям

косвенного определения α и δ пласта — по измеренным элементам залегания двух направлений в плоскости пласта. При этом дирекционные углы этих направлений устанавливаются путем их привязки к стороне маркшейдерской съемки, а углы наклона направлений характеризуются разностями отстояний по стенкам вертикальной выработки от устья (или выхода на ближайший горизонт работ) до плоскости обнажения пласта на концах взятых направлений.

Пусть на рис. III.4, а изображен план вертикальной выработки круглого сечения, в котором обнажен пласт. Требуется найти α и δ пласта. Возьмем два вертикальных сечения, проходящих через линии ab и cd . Одно из них (ab) по результатам привязки имеет дирекционный угол α_1 , а второе (cd) — α_2 .

На рис. III.4, б в масштабе рис. III.4, а представлены вертикальные сечения по линии ab и cd стенок выработки и пласта. По замерам вертикальных расстояний h_a, h_b, h_c, h_d от точек a, b, c, d устья выработки до пласта построены профили $a'b'$ и $c'd'$ кровли пласта.

Так как $a'd'$ и $c'd'$ лежат в плоскости кровли пласта, то справедливым является равенство $h_a + h_b = h_c + h_d$, которое одновременно является контролем качества линейных измерений.

Возьмем на профиле $c'd'$ точку e' с отметкой точки b' (см. рис. III.4, б) и перенесем ее на план (точка e на рис. III.4, а). Линия eb будет линией простирания пласта в плоскости обнажения, следовательно, α — искомый угол простирания пласта. Опустим из наиболее удаленной точки c плана на линию простирания пласта перпендикуляр cf , являющийся проекцией линии падения. Точка c выше точки f на величину h . Угол δ — искомый угол падения пласта.

Косвенное определение α и δ пласта по координатам трех точек («по трем скважинам»). Косвенное определение α и δ пласта по координатам

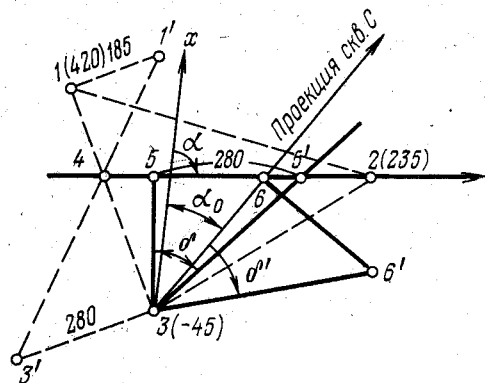


Рис. III.5. Косвенное определение элементов залегания пласта по трем точкам (по трем скважинам)

трех точек является определением средних значений элементов залегания в пределах площади контура, проходящего через заданные точки. Указанная задача часто решается в процессе проведения буровой разведки или использования ее результатов. Прибегать к ней нередко приходится и при разработке нарушенных участков месторождения, когда требуется определение средних значений элементов залегания сме-

сителей и блоков разрывной структуры.

Решение задачи сводится к определению координат данных точек на пласте по маркшейдерским материалам или по результатам инклинометрической съемки скважин и определению элементов залегания пласта (контакта) в пределах треугольника. При изложении вопроса об инклинометрической съемке скважин общее решение задачи определения координат точки пересечения наклонной искривленной скважины с пластом производится путем построения профиля и плана скважины. При наклонной неискривленной скважине задача носит частный и более простой характер и также сводится к построению профиля и плана скважины по элементам залегания последней, по которым определяются координаты точки пересечения скважины с пластом.

При вертикальной скважине горизонтальные координаты точки пересечения ее с пластом равны координатам устья скважины, а координата z равна разности отметки устья и глубины скважины до пласта. При использовании маркшейдерских материалов горизонтальные координаты берутся графически с плана,

а координата z обычно устанавливается интерполированием между точками с известными отметками, иногда путем использования угла наклона пласта в направлении экстраполирования от точки с известной отметкой.

На рис. III.5 приведено графическое определение α и δ пласта по координатам трех точек. Здесь 1, 2, 3 — точки пересечения скважин с пластом, изображенные на плане в проекциях с числовыми отметками. Точка 4 лежит на линии, соединяющей точки с максимальной и минимальной отметками, и имеет отметку, равную отметке точки 2. Линия 4—2 — линия простирания пласта, а угол α — искомое простирание пласта.

Линия 3—5, перпендикулярная к линии простирания, — проекция линии падения. Линия 5—5' — разность отметок на концах линии падения, а угол δ — искомый угол падения.

На плане (рис. III.5) через точку 3 проведена проекция скважины С. Видимый угол падения пласта в вертикальном разрезе по скважине С — угол δ' построен по катетам 3—6 и 6—6'.

Видимыми углами падения приходится пользоваться при решении многих горно-геометрических задач.

§ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ПЛАСТА И ПОСТРОЕНИЕ РАЗРЕЗОВ

Мощность залежи и вмещающих пород наряду с элементами их залегания относится к числу геометрических параметров, используемых при решении многих основных горных задач. Поэтому при всех обследованиях естественных и искусственных обнажений она подлежит непосредственному измерению или косвенному определению.

Применительно к разработке месторождений различают полную, полную полезную, вынимаемую и вынимаемую полезную (или расчетную) мощность пласта (залежи).

Полная мощность пласта равна расстоянию между почвой и кровлей пласта с включением всех пропластков пустых пород. Полезная мощность равна полной мощности без породных включений (пропластков). Вынимаемая мощность равна расстоянию между почвой и кровлей очистной горной выработки с включением вынимаемых пропластков пород. Вынимаемая полезная мощность равна вынимаемой без породных пропластков. Все указанное применительно к пласту в равной мере относится к мощности слоев, свит, толщ и других подразделений разреза пород. При сложном строении пласта, когда порода размещена в нем в виде разобщенных включений, вынимаемая полезная (расчетная) мощность устанавливается косвенно по измеренной вынимаемой мощности. Для этого на каждом предприятии предварительно на основании документации забоев подготовительных выработок устанавливается зависимость между вынимаемой и расчетной мощно-

стями в форме таблицы, кривой или уравнения регрессии, которые оперативно используются в работе. По мере подвигания горных работ и изменения условий эта зависимость периодически корректируется.

Непосредственное измерение мощностей в горных выработках и других обнажениях производится тесьмой рулеткой. Измерение мощности слоев по керну, полученному при бурении, производится линейкой.

Относительная погрешность измерения мощности зависит от величины мощности и четкости контактов. При измерениях в горных выработках указанная погрешность может достигать нескольких процентов.

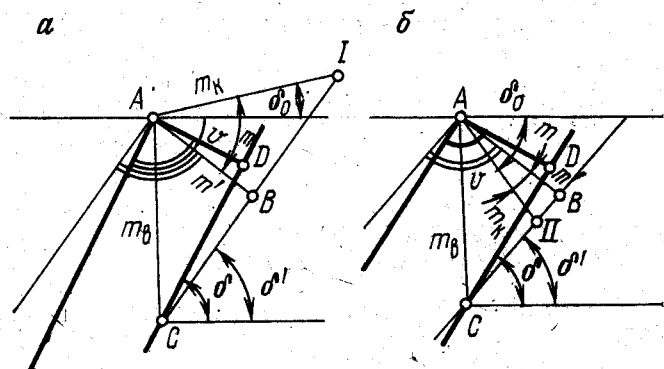


Рис. III.6. Косвенное определение нормальной мощности по измеренной мощности в «косом» направлении

При измерении мощности по керну погрешность более значительна и, в свою очередь, определяется состоянием и выходом керна.

Если представляется возможным, то мощность пласта измеряется по нормали к напластованию или вдоль секущей выработки (обнажения). В первом случае она называется нормальной мощностью или просто мощностью пласта и обозначается буквой m , во втором случае — измеренной мощностью $m_{изм}$.

Секущие выработки могут задаваться по разным направлениям — вертикально, горизонтально и наклонно. В соответствии с этим будут и разные измеренные мощности пласта.

На рис. III.6, а, б даны два вертикальных разреза А—I и А—II пласта, представляющие его мощности по разным направлениям.

При решении многих задач, особенно при построении разрезов толщи пород, приходится делать переход от измеренных мощностей к нормальным, от нормальных мощностей к мощностям по заданному направлению или от измеренных мощно-

стей к мощностям по проектируемому направлению. В последнем случае сначала делается переход от измеренных мощностей к нормальным мощностям, а затем уже от последних — к мощностям по проектируемому направлению.

На рис. III.6 следует, что вертикальная мощность m_b пласта в данной точке не зависит от направления вертикального разреза; нормальная мощность m пласта фиксируется только в вертикальном разрезе, заданном вкrest простираия пласта. Во всех других вертикальных сечениях нормальное расстояние m' между почвой и кровлей пласта будет больше нормальной мощности.

Точность исходных данных допускает возможность широкого применения графического способа косвенного определения мощности. При этом масштаб построения должен быть достаточно крупным, обоснованным точностью исходных данных и требуемой точностью результата.

Рассмотрим общий случай — переход от измеренной мощности m_k по произвольному «косому» направлению к нормальной мощности m . При этом могут быть два случая:

а) выработка, вдоль которой измерена m_k , задана из точки А с восстанием и имеет падение, согласное с падением пласта (рис. III.6, а);

б) выработка задана из точки А вниз и имеет падение, не согласное с падением пласта (рис. III.6, б).

Пользуясь постоянством m_b в точке А, для обоих случаев построены два вертикальных разреза пласта (толщи) — по секущей выработке (тонкие линии) и вкrest простираия толщи (утолщенные линии).

Из прямоугольного треугольника АВІ(II) по измеренной мощности m_k находится видимая нормальная мощность.

Из второго прямоугольного треугольника АВС по m' находится m_b . Из третьего прямоугольного треугольника АСD (в плоскости вертикального разреза вкrest простираия) определяется искомая величина нормальной мощности m пласта.

Указанный путь графического определения m по m_k может быть выражен в виде

$$m = m_k \cos v \sec \delta' \cos \delta, \quad (III.2)$$

где m_k — измеренная по секущей выработке (обнажению) мощность; v — угол между видимой нормальной мощностью и направлением секущей выработки; δ' — видимый угол падения в вертикальном разрезе по секущей выработке; δ — угол падения пласта (толщи).

При этом исходными (измеренными) величинами являются элементы залегания секущей выработки α_b, δ_b , измеренная вдоль выработки мощность m_k и элементы залегания пласта.

Углы ν и δ' являются промежуточными величинами, определяемыми при согласном наклоне выработки с падением пласта из выражения

$$\nu = \delta_0 + (90^\circ - \delta');$$

при несогласном наклоне выработки с падением пласта (здесь $\operatorname{tg} \delta' = \operatorname{tg} \delta \cos \theta$)

$$\nu = \delta_0 - (90^\circ - \delta').$$

Выражение (III.2) можно представить в более общем виде:

$$m = m_{\text{изм}} \cos \varphi, \quad (\text{III.3})$$

$m_{\text{изм}}$ — в конкретных примерах выражается величинами $m_{\text{в}}$, $m_{\text{г}}$, $m_{\text{г}'}$, $m_{\text{к}}$, а $\cos \varphi$ — соответственно величинами $\cos \delta$, $\sin \delta \cos \theta$.

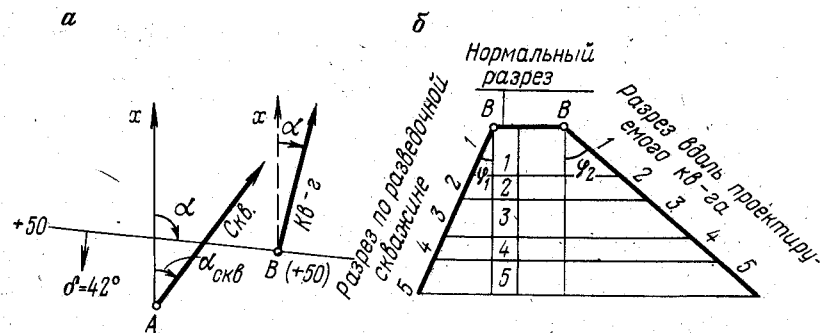


Рис. III.7. Построение нормального разреза и разреза по проектируемому направлению

$\sin \delta$, $\cos \nu$, $\sec \delta' \cos \delta_0$. Угол φ , называемый углом перехода от $m_{\text{изм}}$ к m , представляет собой угол между осью секущей выработки и нормалью к напластованию. Лучше всего, если это возможно, φ измерять по керну. Его можно вычислить как угол между заданными направлениями или определить, как это чаще делается, графически в проекциях с числовыми отметками или с помощью сетки Вульфа в стереографической проекции. Удобно находить этот угол и в линейной проекции.

Формула (III.3) служит основанием для построения нормального разреза толщи пород (нормальной колонки) по разрезу толщи в секущих выработках или обнажениях. В равной мере она служит основанием для построения толщи пород вдоль проектируемой секущей выработки по нормальной колонке толщи пород и элементами залегания α , δ последней.

Пример. Пусть на рис. III.7, а в точке А (0, 0, 50) известны элементы залегания ($\alpha = 94^\circ$; $\delta = 42^\circ$) всячего бока некоторой толщи, пересеченной на данном участке наклонной скважины ($\alpha_{\text{св}} = 36^\circ$; $\delta_{\text{св}} = 58^\circ$). Разрез пород по

скважине показан в левой части рис. III.7, б на линии скважины, где для краткости породы обозначены цифрами.

Требуется построить разрезы пород этой толщи: по нормали к напластованию (нормальный разрез) и вдоль оси квершлага, задаваемого из точки В по направлению $\alpha_{\text{нв}} = 12^\circ$.

В начале графическим или другим способом находится угол перехода φ_1 от разреза пород по скважине к нормальному разрезу, как угол между осью скважины и нормалью к напластованию. Здесь $\alpha_{\text{н}} = \alpha - 90^\circ = 94^\circ - 90^\circ = 4^\circ$; $\delta_{\text{н}} = 90^\circ - \delta = 90^\circ - 42^\circ = 48^\circ$. В рассматриваемом примере $\varphi_1 = 25^\circ$.

Далее из точки В (рис. III.7, б) проводится вертикально нормаль к напластованию и к ней под углом φ_1 слева подстраивается разрез пород по скважине. Спроектировав последний на нормаль, строят искомый нормальный разрез (нормальная колонка) толщи.

Для построения разреза пород толщи вдоль проектируемого квершлага находится угол φ_2 , заключенный между нормалью к напластованию и осью квершлага. После построения в точке В (правая часть рис. III.7, б) угла φ_2 проводится ось квершлага, на которую по горизонтальному направлению сносится нормальный разрез, и получается требуемый разрез по квершлагоу.

§ 5. О ДРУГИХ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРАХ ЗАЛЕЖИ

Элементы симметрии. К элементам симметрии геологических структур относятся осевые линии и плоскости. Для целей документации и учета при проектировании и проведении выработок требуется определение положения их в недрах и элементов залегания.

Наиболее отчетливо элементы симметрии проявляются в складчатых геологических структурах. Положение их в пространстве характеризуется элементами залегания (направлением простирания и наклоном к горизонту), отнесенными к той или иной точке. Следовательно, наблюдения должны устанавливаться направление погружения оси складки и элементы залегания ее осевой плоскости.

Для условий плоскостного залегания складка представляется шарнирной и погружение оси отождествляется с погружением шарнира. При этом элементы залегания последнего находятся как элементы залегания линии пересечения двух плоскостей (крыльев складки). Погружение оси складки определяется ее направлением α_0 в сторону падения и углом наклона δ_0 к горизонту.

Определение элементов залегания осевой плоскости шарнирной складки представляет собой нахождение элементов залегания плоскости, делящей угол между пересекающимися плоскостями пополам. Осевая плоскость определяет в складке зону наиболее ослабленных пород, положение которой требуется знать для целей управления кровлей и поддержания выработок.

Основы для определения элементов залегания плоскости, делящей угол между пересекающимися плоскостями, были рассмотрены при решении типовых геометрических задач в проекции с числовыми отметками и в стереографических проекциях.

Элементы симметрии наблюдаются в рудных телах, залегающих в форме наклонных трубок, линз и жил. На рис. III.8, а дано пространственное изображение трубчатого рудного тела. Здесь положение длинных осей в сечении рудного тела на горизонты точек б и в определяет положение осевой плоскости тела, ее простираие и угол падения δ . Ось рудного тела бв является его осью симметрии. Она может (в частном случае) совпадать с линией падения бг и не совпадать с нею, образуя в плоскости симметрии острый угол абв, называемый углом склонения α' рудного тела. Угол бве, образованный осью рудного тела с горизонтальной плоскостью, называется углом ныряния δ' .

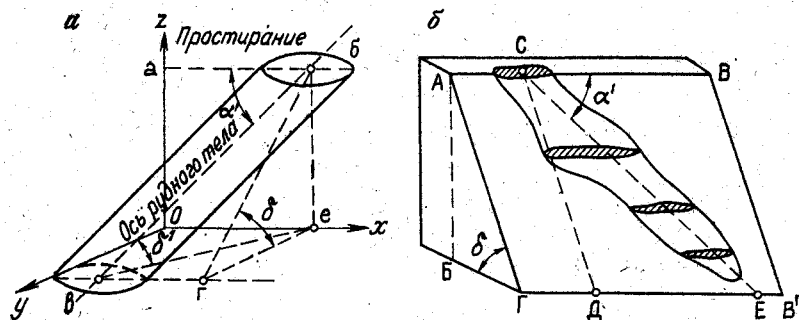


Рис. III.8. Склонение и ныряние рудного тела

На рис. III.8, б схематически изображено линзообразное рудное тело, имеющее среднее склонение α' . Здесь АВ — простираие и СД — падение линзы. Оси и плоскости симметрии на разных горизонтах имеют несколько различных элементов залегания. Понятиями «склонение» и «ныряние» рудного тела преимущественно пользуются геологи.

Глубина залегания. Глубина залегания пласта является геометрическим элементом, с которым постоянно приходится иметь дело при решении основных вопросов горного дела. Она представляет собой расстояние по вертикали от земной поверхности до залежи. Проведение вертикальных горных выработок до залежи требует ясного представления о глубине залегания в любой точке. Выбор способа разработки и определение контура открытых работ нуждаются в знании отношений мощности покрывающих пород к мощности залежи, а мощность первых представляет собой глубину залегания пласта.

В задачу разведки и маркшейдерской службы входит получение данных, характеризующих глубину залегания пласта в любой точке или в необходимом числе пунктов. Лучшее и наиболее полное представление о глубине залегания дает план изоглубин (о чем более подробно будет сказано в третьем разделе)

или совмещение топографического плана поверхности с гипсометрическим планом висячего бока залежи. В первом случае глубина залегания в любой точке читается прямо по изоглубинам. Во втором случае глубина залегания в любом пункте равна разности отметок указанных топографических поверхностей.

К числу часто встречающихся в практике задач относится определение линии выхода пласта на поверхность (или под наносы). При этом указанную задачу приходится во многих случаях решать по ограниченному числу данных, характеризующих залегание пласта. Нередко в первом приближении приходится ограничиваться представлением о пласте как плоскости и решать задачу построения линии пересечения этой плоскости с земной поверхностью (или с границей коренных пород и наносов). Следовательно, дело сводится к отысканию точек пересечения одноименных горизонталей пласта и земной поверхности (или поверхности контакта коренных пород и наносов, т. е. точек, где глубина залегания пласта равна нулю или мощности наносов).

Пусть на рис. III. 9 в горизонталях изображена земная поверхность некоторого участка, в пределах которого по данным скважин 1, 2 и 3 построены изогипсы (горизонталы) висячего бока пласта k_8 с отметками 0 и —100. Представление о плоском залегании пласта распространяем дальше и строим горизонталы пласта с отметками, равными отметкам горизонталей земной поверхности. Это будут горизонталы с высотами 60, 70, 80 и 90, показанные на рисунке пунктиром. Точки пересечения их с соответствующими горизонталями земной поверхности — точки 1, 2, 3, 4, 5 — являются искомыми, лежащими на линии выхода пласта на земную поверхность. Линия выхода пласта на земную поверхность (или под наносы) является естественной границей шахтного или рудничного поля. При разведке она является границей, за которой нет смысла проводить разведочные работы. Линию выхода пласта на плане можно построить также методом вертикальных разрезов. В этом случае сначала строят ряд вертикальных разрезов вкост простираия пласта. На этих разрезах по данным топографического плана участка и данным разведочных и эксплуатационных выработок показывают профиль поверхности и пласта и находят точки пересечения последних. Указанные точки далее переносят на план и по ним строят проекцию линии выхода.

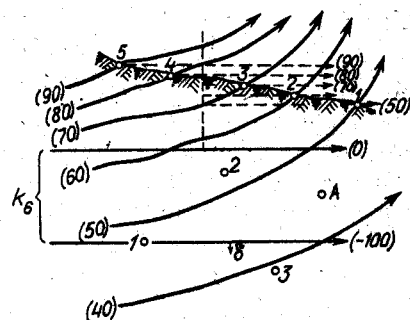


Рис. III.9. Построение линии выхода пласта на поверхность

Исходя из принятого представления о залегании пласта, на рис. III.9 в любой точке, например в точке A , легко определить глубину его залегания. В данной точке отметка земной поверхности 45, а отметка пласта — 50, следовательно, глубина залегания пласта в точке A равна 95 м. Таким образом, первое представление о залегании пласта, основанное на данных трех скважин, позволяет предвычислять глубины (длины) проектируемых вертикальных разведочных и горных выработок.

При наличии аналогичного плана можно предвычислить и наклонные глубины (длины) выработок, задаваемых с целью разведки или вскрытия пласта.

Каждая последующая разведочная или горная выработка, проведенная на залежь или по залежи, уточняет представление о залегании пласта, в том числе и о глубинах залегания. Построение линии выхода пласта под наносы (на поверхность коренных пород) производится аналогичным путем, если известно положение нижней поверхности рыхлых отложений. Еще проще строится линия выхода пласта на проектируемый горизонт. В этом случае дело сводится к построению горизонтали поверхности пласта, имеющей отметку, равную отметке проектируемого горизонта.

§ 6. ИЗОБРАЖЕНИЕ ПЛОСКОСТНЫХ ФОРМ ЗАЛЕГАНИЯ

Геометрические основы изображения плоскостных форм залегания изложены выше при рассмотрении проекций с числовыми отметками и их приложений к решению типовых задач.

Для представления о геометрических параметрах пластов и расположении связанных с ними выработок строят план и систему разрезов. Залежь, в которой развиты горные работы, изображается горизонтальной (иногда вертикальной) проекцией горных выработок с нанесением необходимых показателей. Там, где горные работы не развиты, на плане залежь изобразится системой изогипс. Построение последних часто приурочивается к проектируемым горизонтам шахты или рудника.

На рис. III.10, a приведен план по пласту k_1 , где показаны основные секущие выработки и горизонтальные выработки по пласту (ствол шахты № 10, квершлаг горизонта 170 м и основные штреки на горизонтах 85 и 170 м). Залегание пласта на проектируемом нижележащем горизонте 255 м характеризуется соответствующей изогипсой и показанием угла падения δ .

Один план не дает полного представления об условиях залегания и о других показателях пласта, а также о положении существующих или проектируемых разведочных и горных выработок. Поэтому план обычно сопровождается разрезами, задаваемыми по разным направлениям. Обычно строят вертикальные и горизонтальные разрезы, место и направление которых отмечается на плане соответствующими линиями. Так, направ-

ления вертикальных разрезов показаны пунктирными линиями AA_1 , BB_1 и CC_1 . Из них первый задан вкрест простирания пород, второй — по косому направлению и третий — по простиранию пород.

При любых обстоятельствах строят вертикальные разрезы вкрест простирания пород. Вертикальные разрезы по другим направлениям строят в отдельных случаях в связи с решением тех или иных задач или особых выявившихся условий. Например, вертикальный разрез по косому направлению BB_1 может быть необходим в связи с проектированием по этому направлению секущей разведочной или горной выработки. Значительные

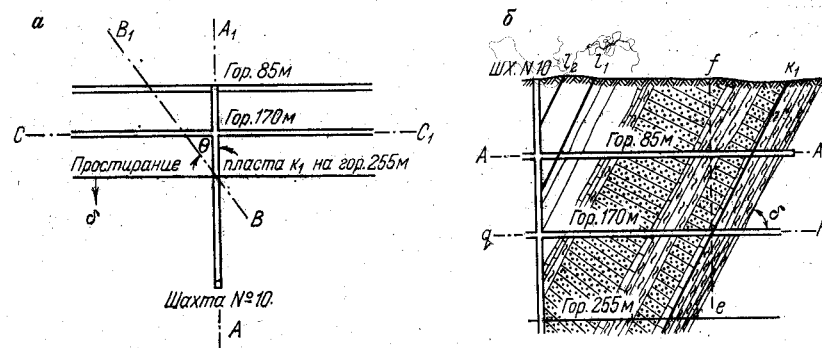


Рис. III.10. План пласта (a) и вертикальный разрез вкрест простирания (по линии квершлагов) (b)

изменения мощностей пород или их литологического состава по простиранию могут вызывать необходимость построения вертикального разреза по простиранию (CC_1).

На рис. III.10, b построен вертикальный разрез вкрест простирания пород по линии AA_1 . Он характеризует в этом сечении положение пластов полезного ископаемого, вмещающих пород и выработок и дает представление об углах падения залежи и вмещающих пород, их мощностях. Он служит основой построения других разрезов.

Горизонтальные разрезы обычно приурочиваются к эксплуатационным или проектируемым горизонтам горных работ при разведке и разработке свиты пластов или жил. При их построении используется система вертикальных разрезов вкрест простирания пород и документация квершлагов. На горизонтальном разрезе изображаются все секущие выработки и выработки, пройденные по пласту на данном горизонте. Поэтому часто горизонтальные разрезы называются погоризонтными планами. Последние при разработке свиты пластов или жил входят в комплект обязательных маркшейдерских документов наряду с планами горных работ по пластам (жилам).

§ 7. ЗАДАНИЕ ВЫРАБОТОК

Данная задача возникает при составлении проектов проведения секущих выработок разного назначения или выработок, проводимых по пласту, а также при планировании развития горных работ в пределах поля.

Условия задания выработок определяются геометрией залегания, размещения разрабатываемого пласта, принятой по проекту разработки и опыту работы, а также схемой вскрытия, подготовки и его отработки.

В геометрическом отношении задание выработок при графическом способе решения сводится к решению задачи на прямую и плоскость. При этом плоскость отождествляется с пластом, заданным простиранием α и падением δ , а прямая отождествляется с осью выработки, задаваемой по определенному направлению.

Элементы залегания пласта и направление выработки относятся к точкам, заданным условиями задачи.

При составлении проекта проведения секущей выработки предварительно определению подлежат координаты точки пересечения выработки с пластом и длина проектируемой выработки, в последующем используемые в технических и экономических расчетах проекта.

При составлении проекта проведения выработок, проводимых по залежи, предварительно рассчитывают, исходя из условий залегания пласта, проектные угловые величины — направление выработки или угол наклона к горизонту.

В процессе осуществления проекта в натуре на основе маршейдерских съемок расчетные величины уточняют.

Решение задач по заданию выработок преимущественно осуществляется графическим способом. При этом исходными данными являются элементы залегания пласта, установленные в тех или иных точках, координаты пунктов, из которых задаются выработки, и направление последних, а искомыми — координаты точки пересечения выработки с пластом, длина задаваемой выработки и иногда ее направление.

При графическом решении применительно к заданию секущих выработок по исходным данным строят геометрическую схему на плане (изображается пласт и выработка, а также вертикальный разрез по выработке). По разрезу устанавливают точку пересечения выработки с пластом и ее длину.

На рис. III.11, а двумя изогипсами по элементам залегания в точке А изображен пласт P и устье B задаваемой вертикальной выработки. На рис. III.11, б представлен вертикальный разрез по линии BB_1 вкост простирания пласта, позволяющий определить точку K пересечения выработки с пластом и ее глубину.

На рис. III.12 показано задание наклонной секущей выработки. Решение выполняется по схеме, изложенной выше. Здесь

точка C — пересечение выработки с пластом P , а BC — искомая длина наклонной выработки. Задание горизонтальной выработки производится в таком же порядке.

Необходимо отметить, что в рассматриваемых задачах не исключается применение в отдельных случаях аналитического метода решения. Для этих целей используются известные из аналитической геометрии уравнения плоскости и прямой.

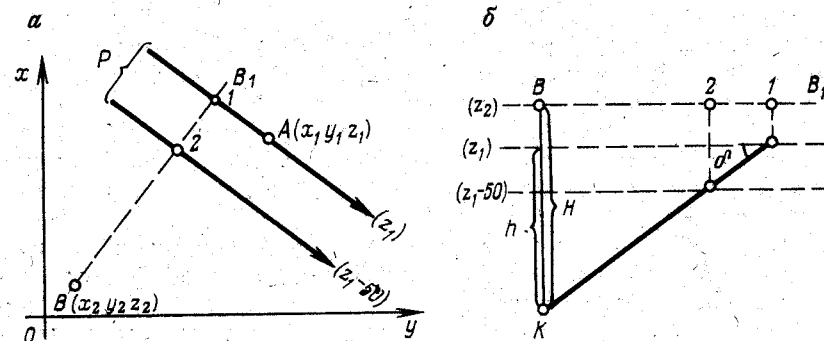


Рис. III.11. Задание вертикальной выработки

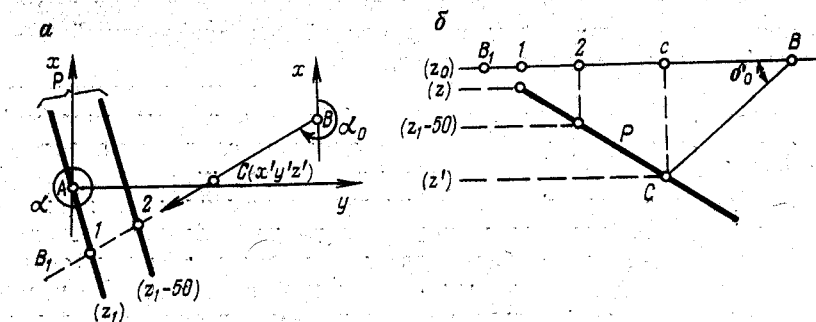


Рис. III.12. Задание наклонной секущей выработки

Зная элементы залегания пласта, можно задавать выработки по пласту. Чаще задают выработки по простиранию или по падению (восстанию) пласта.

В ряде случаев, например в случае необходимости выполнения угла наклона выработки, приходится задавать ее диагонально по отношению к простиранию пласта. При этом можно определить уклон выработки, заданной углом простирания или определить направление выработки с заданным уклоном. Графическое решение подобной задачи рассмотрено в гл. I.

СКЛАДЧАТЫЕ ФОРМЫ ЗАЛЕГАНИЯ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Складками называются разнообразные по форме и происхождению изгибы слоев породы, присущие слоистым толщам.

Накопленный при геологических исследованиях опыт свидетельствует о многообразии процессов складкообразования, которые не являются следствием одной какой-либо причины, а отражают различные стороны развития земной коры.

Процессы, ведущие к образованию складок, могут быть глубинными и поверхностными. Первые приводят к полному или значительному изменению первоначального состава пород, вторые не дают заметных изменений пород.

Процессы формирования поверхностной складчатости изучены относительно полно. В зависимости от условий образования этой категории складчатости, по установившимся в настоящее время геологическим представлениям выделяются следующие типы складок (рис. IV.1): регионального сдвигания, отраженные (глыбовые), гравитационного скольжения, прирывные, связанные с внедрением интрузий и диапировые.

Наряду с генетической группировкой складок для их характеристики пользуются морфологической классификацией. Обе классификации дополняют друг друга.

В горной геометрии при описании складок основное внимание обращается на геометрические особенности рассматриваемой формы залегания. С этой стороны складки следует разделить на две группы — антиклинальные и синклиналильные.

Антиклинальными (антиклиналями) называются складки, в центральных частях горизонтального сечения которых располагаются более древние породы, чем в краевых частях. Синклиналильными (синклиналями) называются складки, центральные части которых в горизонтальном сечении сложены более молодыми породами по сравнению с породами на периферийных частях.

Пликативные дислокации имеют широкое распространение и с их характеристикой при изучении геологического строения и разработке пластовых месторождений, особенно угольных, постоянно приходится иметь дело. Сюда относятся определения линейных и угловых параметров складок, ведение и использование геолого-маркшейдерской документации при складчатом залегании месторождений.

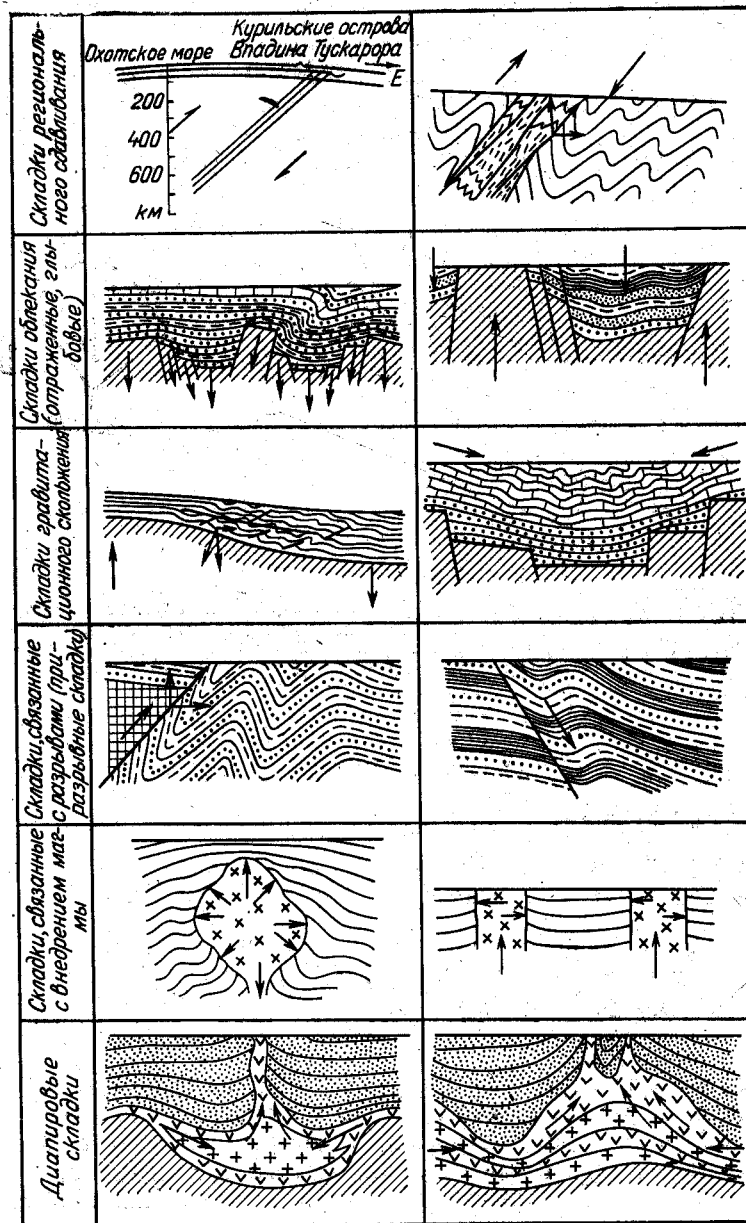


Рис. IV.1. Схемы образования поверхностной складчатости

§ 2. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ СКЛАДОК

Складка как физическое и геометрическое тело разбивается на части, называемые элементами складки. Для их выделения возьмем общий вид и вертикальный поперечный разрез простейшей по форме антиклинальной цилиндрической складки (рис. IV.2). Поверхность складки распадается на части: две плоские и одну криволинейную. Плоские части AB и CD назы-

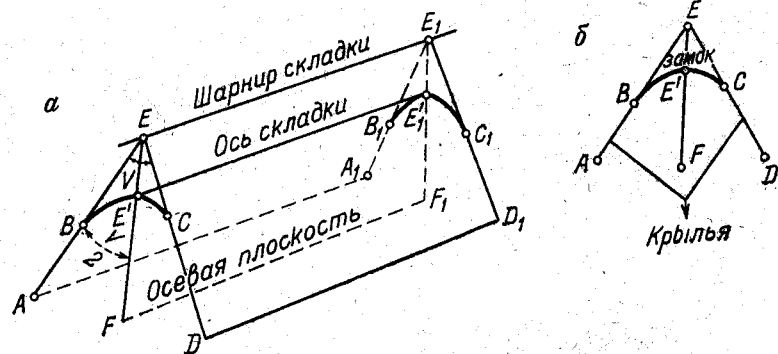


Рис. IV.2. Элементы антиклинальной складки

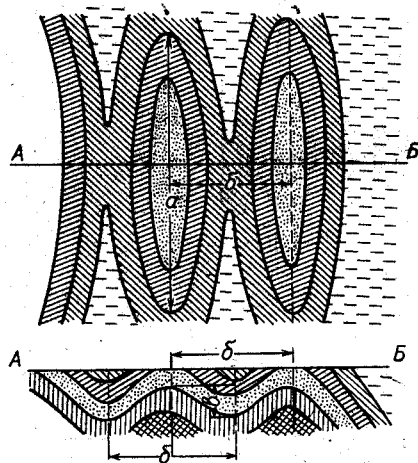


Рис. IV.3. Размеры складок

ваются крыльями складки, криволинейная часть BC , являющаяся переходом одного крыла в другое, — замком или осевой частью складки, а двугранный угол V , заключенный между крыльями складки, — углом складки.

Пространство, заключенное внутри складки, называется ее ядром. В каждом вертикальном поперечном сечении есть точка перегиба E' (рис. IV.2, а). Линия $E'E'_1$, соединяющая все точки перегиба данной складки, называется осью складки. В общем случае эта кривая двойкой кривизны. Для простых по

форме складок или для ограниченных участков сложной складки ось может быть прямой линией. Проекция оси на горизонтальную плоскость характеризует ориентировку складки в плане.

Линия EE_1 , представляющая собой пересечение продолжения крыльев складки, называется шарниром складки. Если замковая часть складки превращается в линию, шарнир совпадает с осью складки, то последняя называется шарнирной.

Плоскость EE_1F_1F , делящая угол V складки пополам, называется осевой плоскостью. В сложных складках, очевидно, это будет поверхность, называемая осевой поверхностью. Значение этого элемента складки состоит в том, что он является элементом симметрии и что в зоне осевой поверхности породы, собранные в складку, испытывают наибольшие напряжения и подвергаются максимальной деформации. Для геологов эта зона важна как зона возможной минерализации, а для горняков — как зона со сложными условиями для проведения и поддержания выработок.

Линейные и угловые величины, характеризующие размер, форму и положение складки в пространстве, называются геометрическими параметрами складки. К ним относятся: 1) размеры складки; 2) элементы залегания крыльев складки; 3) элементы залегания оси (шарнира) складки; 4) угол складки и 5) элементы залегания осевой плоскости (поверхности).

Размеры складки характеризуются длиной, шириной и высотой (рис. IV.3). Длиной складки называется расстояние a вдоль осевой линии между пунктами погружения одного и того же стратиграфического горизонта на противоположных концах складки. Ширина, или горизонтальный размах складки, выражается расстоянием b между осевыми линиями двух соседних антиклиналей или синклиналей. Высотой v , или вертикальным размахом складки, называется расстояние по вертикали между замком антиклинали и замком смежной с ней синклинали, измеренное по одному и тому же слою. Все другие элементы залегания складки являются угловыми величинами. Их определение по исходным данным достаточно подробно рассмотрено в предыдущих главах.

Следует отметить, что определение элементов залегания складок представляет собой решение ряда горно-геометрических задач, необходимое для полной характеристики изучаемых складок. Геометрическая интерпретация результатов изучения складчатого залегания представляет собой геометризацию складок или геометризацию этой геологической структуры.

В предыдущих главах мы видели, что решение горно-геометрических задач применительно к плоскостным формам залегания может осуществляться графическим и аналитическим способами. В применении к складкам, если даже поверхность их условно принимать за правильную, аналитический способ стано-

вится громоздким. Учитывая, что сложность изучаемых форм требует хорошей наглядности их изображения, а также наглядного представления об определяемых элементах залегания, приходится принимать графический метод решения задач как основной.

Использование правильных поверхностей как средства для характеристики формы складок возможно на ограниченных их участках. Более универсальным средством для характеристики формы складки будет топографическая поверхность.

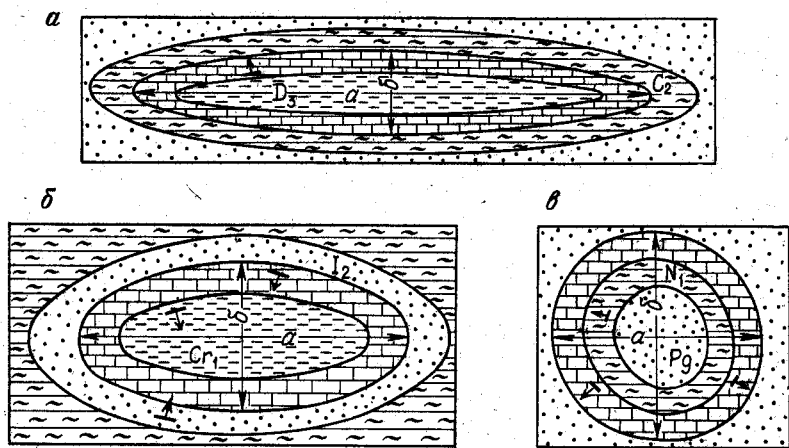


Рис. IV.4. Деление складок по соотношению размеров a и b

Для многих геологических условий основной особенностью является линейность антиклинальных и синклиналиных складок и наличие поперечных поднятий, дающих замкнутые формы складок внутри общей линейной структуры. Решение горно-геометрических задач и геометризацию складок полезно связывать с принятыми геологическими понятиями о формах складок.

В плане (на карте) в зависимости от формы складки делятся на линейные, брахиформные и куполовидные.

Линейными складками принято называть такие, у которых отношение длины a к ширине b больше трех (рис. IV.4, а). Складки, у которых это отношение меньше трех, называются брахиформными — (брахиантиклиналями и брахисинклиналями) (рис. IV.4, б). В случае приблизительно одинаковых размеров складок в плане складки называются куполовидными (рис. IV.4, в), синклиналиные складки этого вида — чашевидными.

В природе широко развиты диапировые складки, образующиеся при внедрении пластичных горных пород в окружающие

их менее пластичные и более хрупкие породы. К горным породам, обладающим высокой пластичностью, выражающейся в способности течь под влиянием внешнего давления или под действием собственного веса, относятся: соли, ангидрит, гипс и насыщенные водой глины.

Весьма распространена особая форма изгибания слоистых толщ, носящая название флексуры. Для нее характерно наличие элементов: приподнятого, или верхнего крыла; опущенного, или нижнего крыла; среднего, смыкающего крыла и угла падения последнего, резко отличающегося от углов падения верхнего и нижнего крыльев. Флексуры наблюдаются как в платформенных, так и в складчатых областях. Они осложняют строение крыльев складок и часто служат переходной формой от складчатой к разрывной структуре.

Из изложенного выше следует, что осадочные образования часто представлены в природе в форме складок, поэтому связанные с ними пластовые месторождения полезных ископаемых имеют складчатое залегание. При разведке и разработке этих месторождений правильное представление о форме залегания пластов является необходимым условием успешной работы.

Сумма геологических и маркшейдерских наблюдений должна обеспечить получение достоверной количественной характеристики условий залегания пластов, необходимой для проектирования работ.

По совокупности наблюдений и их обработке путем решения горно-геометрических задач должен быть составлен комплект графиков, представляющий графическую модель участка. Последняя должна содержать все необходимое для технических расчетов и составления рабочих геометрических схем.

Применительно к пластовым месторождениям основным элементом такой графической модели участка является гипсометрический план пласта, сопровождаемый необходимым числом вертикальных (и иногда горизонтальных) сечений.

Известно, что при подсчетах запасов полезного ископаемого, при проектировании шахты или при проектировании работ на отдельных ее участках в условиях пологого и наклонного залегания пластов используется геологический паспорт шахтного поля и гипсометрические планы по рабочим пластам.

В условиях крутого залегания свиты пластов в форме сложных складок основным структурным планом является погоризонтный план, составляемый по каждому эксплуатационному горизонту.

Таким образом, структурная характеристика складчатого шахтного поля или участка осуществляется путем составления системы разрезов и изображения в изолиниях поверхности пласта в проекции на ту или иную (чаще горизонтальную) плоскость.

В натуре складки могут иметь сложное строение. На рис. IV.5 представлен вертикальный геологический разрез вкрест простирания складок, дающий представление о реальной форме складок. На нем просматриваются антиклинальные и синклиналильные складки, каждая из которых количественно характеризуется определенными линейными и угловыми величинами — шириной, высотой и углом складки, элементами залегания крыльев, осью и осевой плоскостью.

При наличии элементов залегания крыльев складки все другие угловые величины, численно характеризующие складку,

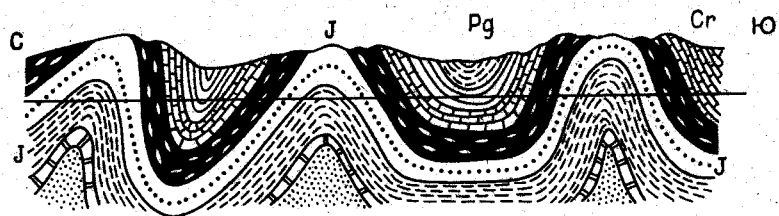


Рис. IV.5. Вертикальный геометрический разрез вкрест простирания складок

определяются косвенно, что удобно выполнять на сетке Вульфа или Каврайского, так как это было рассмотрено выше при изложении определения угловых величин по сеткам.

§ 3. ПОСТРОЕНИЕ ГИПСОМЕТРИЧЕСКОГО ПЛАНА ПЛАСТА (КОНТАКТА)

Гипсометрический план пласта, собранного в складку, является универсальным сводным графиком, характеризующим поверхность геологического контакта пласта с вмещающими породами. Чаще он строится по почве, а иногда и по кровле пласта.

Масштаб плана и сечение изогипс. Планы с изогипсами пластов строят по каждому шахтному полю. Они служат основой для подсчета запасов и составления проекта разработки поля. При текущем планировании развития горных работ используют сводные маркшейдерские планы, на которые также наносят изогипсы пласта.

Масштабы геологических и сводных маркшейдерских планов регламентируются требованиями технических инструкций.

Выбор сечения h изогипс должен основываться на детальности изучения поверхности пласта и на требованиях, предъявляемых к плану. Изогипсы должны выражать характер поверхности пласта достаточно обобщенно и в то же время с необходимой детальностью, чтобы на нем можно было правильно отражать проектное положение выработок и выполнять необходимые технические расчеты.

В соответствии с установившейся практикой сечение изогипс на плане пласта должно быть кратным некоторым целым круглым значениям. В зависимости от масштаба плана, угла падения пласта и высоты этажа они берутся равными 1, 2, 5, 10, 20, 25, 50 и 100 м.

При проектировании горных работ важно правильно установить положение откаточного штрека, так как все остальные выработки, проектируемые по пласту в пределах этажа, определяются положением этого штрека. Это достигается интерполированием между двумя соседними изогипсами. Следовательно, наклонная высота этажа l , рассчитываемая по ряду определенных показателей, должна служить основой для установления верхнего предела величины сечения h из выражения

$$h \leq l \sin \delta. \quad (\text{IV.1})$$

Например, если наклонная высота l этажа равна 100 м и угол падения пласта $\delta = 45^\circ$, то вертикальная высота этажа равна приблизительно 71 м. Поэтому максимальное значение сечения изогипс на плане должно быть равно ближайшему меньшему круглому (стандартному) значению, т. е. 50 м.

Минимальное значение сечения изогипс определяется усложнением поверхности пласта изгибами низших порядков относительно основной складки, т. е. средней величиной отклонения поверхности пласта от общего контура структуры первого порядка.

Величина оптимального сечения изогипс практически устанавливается анализом профилей пласта на вертикальных разрезах по разведочным линиям или по заданным направлениям вкрест простирания структуры. В результате этого учитывается необходимость отражения на гипсометрическом плане пласта заслуживающих внимания усложнений его поверхности. Оптимальное сечение должно быть кратно ближайшему меньшему круглому значению.

При указанном подходе выбор оптимального сечения изогипс на плане не отрывается от исходных разведочных и эксплуатационных данных, служащих основой для составления плана пласта, и вытекает из требований, предъявляемых к плану при его использовании.

В случаях пологого залегания пластов или пластообразных залежей при выборе сечения изогипс кроме параметров системы разработки следует учитывать также величину погрешности определения изображаемого показателя, о чем будет подробно сообщено в главе VII.

Построение гипсометрических планов пластов складчатого залегания выполняется с учетом особенностей изображаемого объекта или сделанных допущений.

Складки с цилиндрической и конической поверхностями. Иногда приходится строить гипсометрию пласта, собранного

в складку на участках, прилегающих к разрабатываемой части шахтного поля по простиранию или падению пласта, при отсутствии или недостаточном количестве по этим участкам данных.

В этом случае подвергается анализу характер складчатой поверхности пласта в отработанной и хорошо изученной его части, и если это возможно, то поверхность пласта принимается в определенных пределах цилиндрической или конической.

Основным свойством цилиндрической поверхности является прямолинейность и параллельность ее образующих, а конической поверхности — прямолинейность и разнонаправленность об-

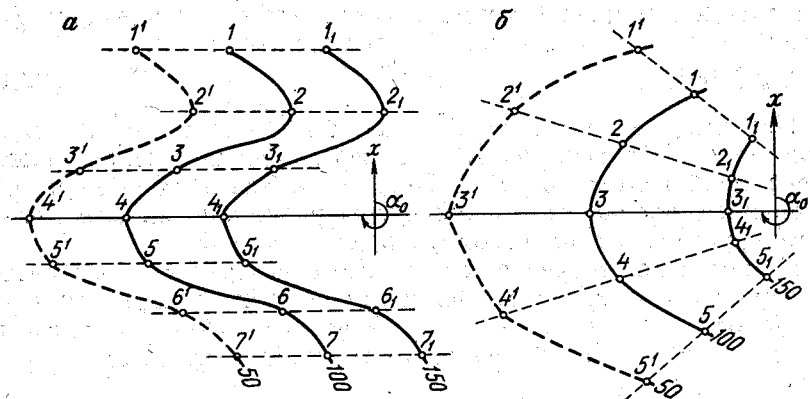


Рис. IV.6. Построение изогипс складчатой цилиндрической и конической поверхностей пласта для проектируемого горизонта

разующих, пересекающихся в точке вершины конуса. Направляющей этих поверхностей может быть любая кривая, лежащая на поверхности пласта.

При построении изогипс пласта в качестве направляющих берутся изогипсы, соответствующие отметке нижележащего откаточного штрека.

Пусть на рис. IV.6 по данным горных работ и маркшейдерских съемок построены для двух участков изогипсы пласта 150 и 100. Требуется построить на этих участках изогипсу пласта 50 для проектируемого горизонта с данной отметкой.

Простирание складчатой структуры в обоих случаях равно α_0 . Анализ первого участка (рис. IV.6, а) показывает, что с некоторым приближением образующие поверхности прямолинейны и параллельны, т. е. поверхность пласта можно считать цилиндрической. Анализ второго участка (рис. IV.4, б) позволяет поверхность пласта считать конической. В том и другом случае оси складок и пунктирные линии представляют собой образующие поверхностей. Методом прямолинейной экстраполяции на

образующих находят точки с отметкой 50 и по совокупности этих точек строят для обоих участков искомую изогипсу 50 (пунктирная линия).

Следует подчеркнуть, что возможность использования правильных поверхностей для характеристики складчатой поверхности пласта должна базироваться на анализе характера поверхности отработанной и хорошо изученной части пласта. Одновременно при этом должно быть выявлено расстояние, на котором допустима прямолинейная экстраполяция. Последняя, видимо, во многих случаях не должна выходить за пределы одного этажа.

Складки с топографической поверхностью. Топографическая поверхность является удобным средством для характеристики многих природных показателей, в том числе и складчатой поверхности пластов. Последняя является реально существующей, но скрытой от взора наблюдателя поверхностью. Это обстоятельство вызывает некоторые особенности в приемах ее построения на плане по сравнению с составлением топографических планов поверхности земли.

В зависимости от геологических условий и характера исходных данных существует ряд приемов построения гипсометрических планов пластов. Приведем наиболее установившиеся и распространенные приемы.

Способ вертикальных разрезов. Построение гипсометрического плана складчатой поверхности пласта способом вертикальных разрезов или сечений носит универсальный характер.

Скрытый характер изучаемой поверхности для лучшего выявления структурных элементов и линий этой поверхности выясняется преимущественно по разведочным линиям вкрест простирания складчатой структуры, по которым и составляют вертикальные разрезы.

В связи с построением профиля пласта в плоскости разреза уместно кратко остановиться на построении самого разреза по заданной линии. Построение вертикальных геологических разрезов производится с использованием всего комплекса данных: естественных обнажений, отраженных на геологической карте, разрезов по скважинам и горным выработкам, зарисовкам выработок и т. д.

При составлении разрезов учитывают общие геологические особенности участка или района — постоянство или характер изменчивости мощностей и их отношений, характер складчатости и разрывных структур и др.

Но в практике признан целесообразным следующий порядок построения вертикального разреза по заданной линии. По геологической карте или листу разведки намечается линия разреза. Затем она переносится на маркшейдерские планы разрабатываемых пластов. Далее на листе бумаги, предназначенном для построения разреза, наносится сетка (шкала) в масштабе

разреза до требуемой глубины. Величина интервала шкалы берется равной принятому сечению на гипсометрических планах.

Построение разреза начинается с построения профиля земной поверхности. На этом профиле отмечают естественные обнажения горных пород, в которых указывают следы пластов и других геологических контактов с соответствующими углами падения. После этого на разрез наносят разведочные и горные выработки, находящиеся на линии разреза и вблизи нее. Причем проектирование выработок в плоскость разреза производится только по направлению простираия пород в этом месте. В том случае, когда простираие пород в данной зоне установить нельзя или между линией разреза и выработкой проходит нарушение залегания пород, проектирование этих выработок в плоскость разреза не производится.

По результатам первичной документации (зарисовкам и разрезам, выполненным по отдельным выработкам) на разрез наносят следы пластов и других геологических контактов с соответствующими углами их падения, после чего производят увязку состава пород по маркирующим горизонтам. Затем окончательно проводят линии контактов соответствующих пластов и нарушений залегания. Целесообразно вначале произвести построение геологического горизонта, имеющего наибольшее количество фактических данных, и после этого достраивать остальную толщу, используя имеющийся фактический материал и особенности изменения толщ.

Окончательное оформление разреза производят в соответствии с принятыми или специально оговоренными условными знаками.

Для использования вертикальных разрезов при построении гипсометрии пластов в плоскости разреза четко выделяют профили этих пластов. Один из таких профилей угольного пласта l_6 построен на вертикальном разрезе по II разведочной линии (рис. IV.7, а). Для построения профиля пласта здесь использован весь комплекс обнажений пласта по линии: выход, обнажения в горных и разведочных выработках (точки 1, 4, 6, 8, А).

В соответствии с выбранной величиной сечения изогипс ($h=50$ м) в плоскости разреза проведены горизонтальные линии с отметками, кратными 50. Указанные горизонтальные линии в пересечении с пластом дают ряд точек (2, 3, 5, 6, 7, 9, 10), отметки которых кратны выбранному сечению. Спроектировав их на горизонтальную линию (в плоскость плана), мы получим положение перечисленных точек на плане вдоль II разведочной линии. Следует отметить, что при перенесении точек с профиля в плоскость плана особое внимание обращается на точки перегиба (если они есть), так как совокупность их позволяет предварительно строить на плане структурные, так называемые инвариантные линии. Последние позволяют с помощью изогипс более правильно выражать складчатую поверхность пласта.

Горизонтальная проекция профиля со всеми точками и их отметками, построенная в масштабе плана, в соответствии с ее ориентировкой и положением переносится с рис. IV.7, а на рис. IV.7, б. Аналогично на план наносят данные по I, III и другим разведочным линиям. Далее по совокупности точек выходов пласта строят линию выхода пласта на поверхность или под наносы. По соответственным точкам перегиба пласта проводят инвариантные линии поверхности пласта, а затем изогипсы пласта путем соединения плавными линиями точек соседних разведочных линий с одинаковыми отметками.

Построение изогипс начинается с отработанной и хорошо изученной части пласта и продолжается далее по принципу от основного к деталям, от простого к сложному.

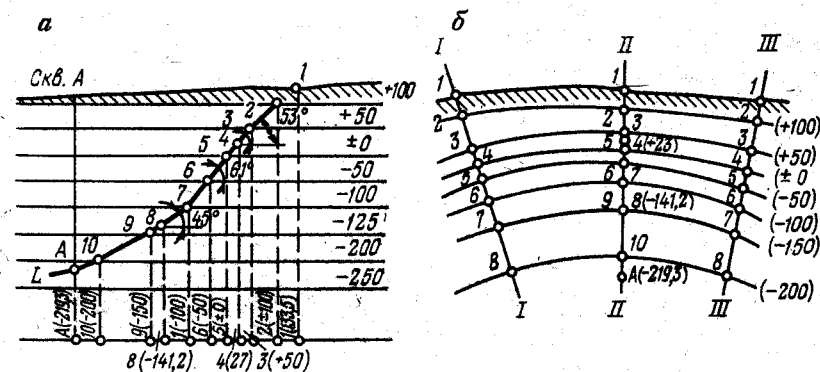


Рис. IV.7. Способ вертикальных разрезов

На гипсометрический план пласта для полноты характеристики кроме изогипс наносят другие показатели, характеризующие геологические и горнотехнические условия разработки (структурные колонки пласта, линии тектонических разрывов, размыва пласта, других геологических контактов, необходимые контуры горных выработок и др.).

Способ нормалей. При хорошо выдержанных мощностях осадочных отложений, четком расчленении толщи в нормальном стратиграфическом разрезе, наличии крупномасштабной инструментальной геологической съемки построение гипсометрического плана пласта можно выполнять способом нормалей.

На рис. IV.8, а представлена геологическая карта участка угольного месторождения, составленная на основе инструментальной съемки, с нормальной стратиграфической колонкой этого участка. Требуется построить гипсометрический план угольного пласта k_5' в масштабе геологической карты.

Для этого на геологической карте проводят линии I—I', II—II', III—III' и т. д. вкрест простираия пород, по которым

строят вертикальные разрезы, используя нормальную стратиграфическую колонку геологической карты. В случае, если вертикальный разрез будет уклоняться на некоторый угол θ от направления вкрест простираения пород, то тогда при построении профиля пласта в плоскости разреза необходимо пользоваться видимыми нормальными мощностями m' пород в плоскости этого разреза. Переход от m к m' известен из главы III.

Следует отметить, что разрез, заданный на геологической карте вкрест простираения пород, на более глубоких горизонтах

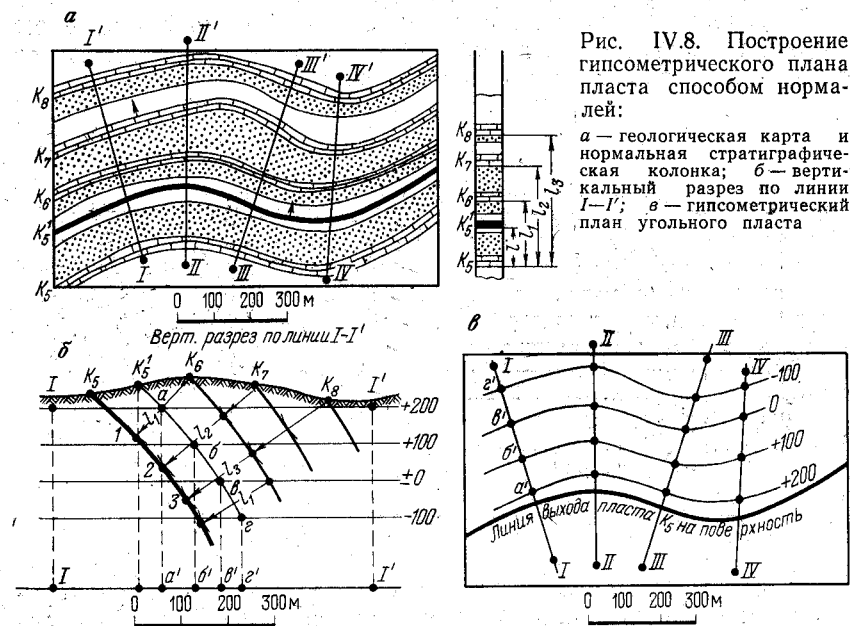


Рис. IV.8. Построение гипсометрического плана пласта способом нормалей:

а — геологическая карта и нормальная стратиграфическая колонка; б — вертикальный разрез по линии I—I'; в — гипсометрический план угольного пласта

может оказаться расположенным косо к простираению. Невозможность учета этого обстоятельства и отсутствие разведочных скважин делают простираение гипсометрии пласта для глубоких горизонтов приближенным.

На рис. IV.8, б построен вертикальный разрез участка по линии I—I' и в плоскости его получен профиль пласта k_5' . Для принятого сечения изогипс на разрезе проведены горизонты с отметками, кратными h . В пересечении с ними пласта k_5' получены точки а, б, в, г этого пласта с отметками, также кратными h .

Проекция указанных точек (точки а', б', в', г') переносятся с линии разреза I—I' на план (рис. IV.8, в). Таким же образом переносят на план другие линии разрезов. По точкам выходов угольного пласта строят линию выхода пласта на поверхность (или под наносы), а по точкам со ступенчатыми отметками на

линиях — изогипсы пласта k_5' . Сначала строят изогипсы для простых и лучше изученных участков, а затем для всех остальных.

Построение гипсометрии нижележащего пласта по гипсометрии вышележащего. Известно, что вышележащий пласт разведывается лучше, чем нижележащий. При эксплуатации месторождений по условиям охраны недр пласты обычно разрабатываются в нисходящем порядке. Поэтому гипсометрия отработанного или лучше изученного разведочными и горными работами вышележащего пласта выявится значительно лучше, чем нижележащего.

В процессе складкообразования часто вовлекаются мощные толщи осадочных образований, включающие в себя группы пластов полезного ископаемого, расположенных на разных глубинах.

Общность процесса складкообразования вызывает общность деформации (изгибания) пластов, расположенных на разных горизонтах. Это обстоятельство давно учитывалось в практике работы геологов, маркшейдеров и эксплуатационников и использовалось при характеристике геологических структур.

На этом основании можно осуществить построение гипсометрии нижележащего пласта по гипсометрии вышележащего.

Рассмотрим такое построение для двух геологических условий.

Мощность междупластья постоянна. Построение выполняется двумя способами при помощи вертикальных разрезов или непосредственно на плане.

При использовании вертикальных разрезов последние строятся вкрест простираения пластов. На каждом разрезе от профиля вышележащего пласта, построенного по гипсометрии этого пласта, проводится параллельно на расстоянии, равном нормальной мощности пород междупластья, профиль нижележащего пласта. Затем точки, кратные выбранному сечению изогипс нижележащего пласта, переносятся на плоскость плана.

Таким образом, на плане находят точки пласта со ступенчатыми отметками по каждой линии разреза. Соединяя точки с одинаковыми отметками, получают гипсометрический план пласта.

При выполнении построения вторым способом на гипсометрическом плане вышележащего пласта (рис. IV.9, а) отмечают ряд характерных точек (1, 2, 3, 4 и т. д.) в местах перегиба изогипс и в местах изменения углов падения пласта (в местах изменения заложений между изогипсами). Из намеченных точек восстанавливают перпендикуляры в сторону восстания пласта длиной, равной горизонтальной проекции мощности пород междупластья.

При нормальной мощности m междупластья (рис. IV.9, б) и угле падения δ пласта длина перпендикуляра Δx между

соответственными точками 1—1', 2—2', 3—3' и т. д., а также разность отметок на его концах будут находиться из выражений:

$$\left. \begin{aligned} \Delta x &= m \sin \delta; \\ \Delta z &= m \cos \delta \end{aligned} \right\} \quad (IV.2)$$

Выражение (IV.2) позволяет находить Δx и Δz графически, пользуясь номограммой, построенной для этой цели (рис. IV.9, в) в более крупном масштабе по сравнению с масштабом гипсометрического плана. Номограмма представляет собой четверть окружности, на которой наносятся деления через 10° , обозначающие углы падения δ пласта. Радиус этой окружности в масштабе построения равен нормальной мощности m пород между-

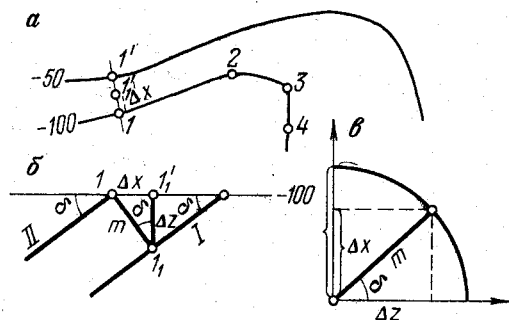


Рис. IV.9. «Точечный» вариант построения гипсометрического плана пласта

пластья. Определяемые таким путем значения Δx и Δz позволяют находить на плане положение точек 1', 2' и т. д., принадлежащих нижележащему пласту, и их отметки. Далее методом интерполирования между ними или методом экстраполирования находят на плане точки нижележащего пласта, имеющие отметки, кратные выбранному сечению изолиний, а по ним строят гипсометрический план (пунктирными линиями) этого пласта.

Мощность междупластья изменчива. При постепенном изменении мощности пород междупластья, собранных в складки, гипсометрический план нижележащего пласта строится по данным разведки с использованием гипсометрии вышележащего пласта и графика схождения.

Графиком схождения называют график, характеризующий изменение мощности междупластья, заключенного между двумя соседними пластами. Последнее может характеризоваться системой вертикальных разрезов по разведочным линиям (рис. IV.10, а) или планом линий равных значений вертикальных мощностей (на рис. IV.10, б изомощности междупластья изображены сплошными линиями, а изогипсы вышележащего пласта — пунктирными линиями).

Данный способ нашел широкое применение при изучении нефтяных месторождений. При соответствующих условиях он может быть использован и при геомétrизации других месторождений полезных ископаемых.

Пусть при разведке месторождений пройден ряд скважин мелкого бурения, вскрывших пласт (горизонт) K_2 , и ряд глубоких скважин, вскрывших как пласт K_2 , так и нижележащий пласт K_1 (см. рис. IV.10, а).

Задача заключается в том, чтобы данные более детальной разведки вышележащего пласта K_2 использовать для освещения формы поверхности нижележащего пласта K_1 . Основанием для

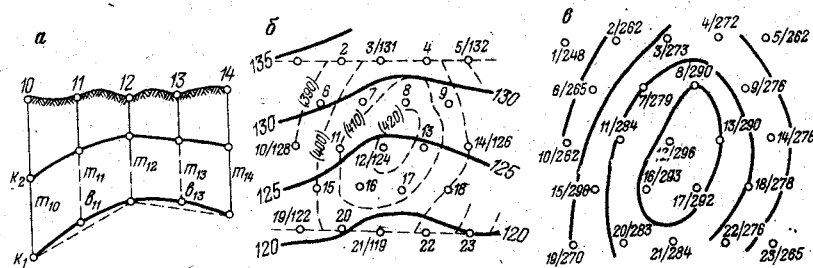


Рис. IV.10. Построение гипсометрического плана нижележащего пласта с использованием графиков схождения:

а — график схождения на вертикальном разрезе; б — график схождения на плане; в — гипсометрический план нижележащего пласта

этого являются согласное залегание пластов и общие геологические условия образования складчатой структуры.

По данным разведки глубокого бурения участок структуры пласта K_1 , изображенный на вертикальном разрезе, представился бы в форме ломаной (пунктирной) линии. В то же время его плавный изгиб несомненен.

Для построения плавного изгиба пласта K_1 используем характер изменения вертикальной мощности междупластья по линии. Мощность междупластья m_{11} по скважине 11 можно вычислить как среднее арифметическое из суммы мощностей m_{10} и m_{12} . Таким же образом найдется мощность междупластья m_{13} как среднее арифметическое из суммы мощностей m_{12} и m_{14} . При неравных расстояниях между скважинами мощностей m_{11} и m_{13} соответственно нашлись бы как среднее весовое из m_{10} , m_{12} и m_{12} , m_{14} , где в качестве весов входят расстояния между соседними мелкими и глубокими скважинами.

Вычисленные значения мощностей m_{11} и m_{13} , будучи отложенными по вертикали от соответственных точек пласта K_2 в сторону пласта K_1 (пунктирные линии), позволяют на последнем найти дополнительные точки b_{11} и b_{13} , дающие возможность построить профиль пласта K_1 в форме плавного изгиба,

находящегося в определенной связи с профилем пласта K_2 . То же самое можно проделать по каждой разведочной линии.

Далее, как и в предыдущих задачах, найдя по разведочным линиям для выбранного сечения изогипс точки со ступенчатыми отметками и перенося их на план, строят изогипсы нижележащего пласта K_1 . Данный способ построения гипсометрии оправдывается тем, что вертикальные разрезы по разведочным линиям обязательно составляются разведчиками и ими следует воспользоваться для решения поставленной задачи.

Более просто поверхность в изогипсах нижнего малоразведанного пласта получают путем вычитания из поверхности в изогипсах верхнего пласта графика с изомощностями пород междупластья.

На рис. IV.10, в построен гипсометрический план пласта K_1 .

§ 4. О ДРУГИХ ПРИЕМАХ ПОСТРОЕНИЯ СКЛАДЧАТОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПЛАСТА

Гипсометрический план пласта наряду с вертикальными разрезами является основным и наиболее распространенным видом документации складчатой поверхности. Однако при крутом залегании и сложной форме поверхности пласта гипсометрический план не всегда обеспечивает необходимую наглядность и удобоизмеряемость. В этом случае можно воспользоваться проекцией пласта на вертикальную плоскость, совпадающую со средним простиранием изображаемого участка пласта. Положение вертикальной плоскости проекций определяется плоскими координатами x, y одной из ее точек и простираем α плоскости. Изолинии поверхности пласта в проекции на вертикальную плоскость представляют собой линии равных горизонтальных расстояний от поверхности пласта до плоскости проекций в направлении проецирования.

При построении отдельных точек в проекции на вертикальную плоскость необходим переход от общей системы координат к условной системе, известной читателю из общего курса «Маркшейдерское дело».

Построение изолиний на вертикальной проекции производится аналогично построению их на плане. При этом используются системы вертикальных и горизонтальных разрезов.

При использовании вертикальных разрезов построение производится следующим образом. Сначала по плану определяют среднее простираение участка изображаемого пласта и координаты точки, через которую проходит плоскость проекций. Далее на все вертикальные разрезы, подлежащие использованию, наносят вертикальный след плоскости проекций и на нем находят точки со ступенчатыми отметками в соответствии с выбранным сечением изолиний. Затем на листе бумаги, предназначенном для изображения изолиний поверхности пласта, в принятом

масштабе проводят линии горизонтов и наносят следы плоскостей вертикальных разрезов, на последние переносят точки со ступенчатыми отметками.

Наконец, последовательно соединяя точки с одинаковыми ступенчатыми отметками, изображают на чертеже изолинии поверхности пласта и наносят подлежащие изображению элементы ситуации.

При наличии достаточного числа горизонтальных разрезов или погоризонтных планов удобно использовать их для построения изолиний пласта в проекции на вертикальную плоскость. Для этого по погоризонтным планам определяют среднее простираение изображаемого участка пласта и координаты точки, через которую должна проходить плоскость проекций. Далее на всех погоризонтных планах наносят точку, определяющую положение плоскости проекций и ее след. Параллельно последнему проводят в принятом масштабе систему параллельных линий, отстоящих друг от друга на расстоянии, равном сечению изолиний. Точки пересечения данного горизонтального профиля пласта с этими линиями проецируют на след плоскости проекций. На последней получают точки со ступенчатыми отметками. Затем на листе бумаги, предназначенном для построения изолиний пласта, в принятом масштабе проводят линии соответствующих горизонтов, на которые переносят точки со ступенчатыми отметками. Наконец, через точки с одноименными ступенчатыми отметками проводят изолинии пласта, называемые изолонгами.

Следует иметь в виду, что размеры чертежа ограничиваются размерами участка пласта, имеющего среднее простираение, совпадающее с простираем плоскости проекций. В пределах шахтного поля, имеющего разное простираение на различных его участках, потребуется самостоятельное построение проекции на вертикальную плоскость каждого участка. Следовательно, каждый участок изображается в своей условной системе координат — это основной недостаток рассматриваемых чертежей. Он компенсируется уменьшением искажений размеров и формы поверхности пласта. В проекции на вертикальную плоскость удобно вести рабочие планы пласта, позволяющие с большей детальностью изображать геологическую и горно-эксплуатационную ситуацию.

По графикам изолиний пласта в проекции на вертикальную плоскость принципиально можно решать все задачи, которые решаются на гипсометрическом плане пласта. Однако решение некоторых задач на вертикальной проекции несколько осложняется тем обстоятельством, что чертеж составлен в условной системе координат, а ряд задач требует перехода к общей системе координат.

Для общей характеристики складчатой формы залегания используют также объемные графики, построенные в аксонометрии. Они строятся по мере накопления вертикальных разрезов

по разведочным линиям и входят в документацию сложной складчатой структуры.

Хорошее общее пространственное представление о сложной складчатой структуре дают прозрачные модели месторождений или отдельных их частей, изготовленные на органическом стекле по погоризонтным планам или вертикальным разрезам. Способы изготовления моделей читателю известны из курса «Маркшейдерское дело». Прозрачные модели выгодно отличаются от объемных графиков тем, что создают реальное пространственное представление в целом о структуре и взаимном расположении отдельных ее элементов.

ГЛАВА V

ГЕОМЕТРИЯ РАЗРЫВНЫХ СТРУКТУР. ДИЗЬЮНКТИВЫ

§ 1. ОБРАЗОВАНИЕ ДИЗЬЮНКТИВОВ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА УСЛОВИЯ РАЗРАБОТКИ

Разрывные структуры являются весьма распространенной формой залегания горных пород. Для разведки и разработки месторождений полезных ископаемых существенное значение имеют проявления разрывов в форме дизъюнктивов и трещиноватости.

Общим для той или другой формы является расчленение пород на блоки трещинами разрыва. Различие же заключается в том, что при дизъюнктивных нарушениях или смещениях наблюдается перемещение блоков, а при трещиноватости отсутствует заметное относительное перемещение блоков.

Наблюдения показывают, что дизъюнктивы имеют зональное, а трещиноватость — хотя и неравномерное, но повсеместное распространение. В этом смысле трещиноватость пород или горного массива является общим их свойством.

Разрывы горных пород в форме дизъюнктивов и трещиноватости возникают в естественных условиях под влиянием многих факторов. Условия образования указанных разрывов резко отличаются от условий разрушения твердых тел, наблюдаемых в опыте. Поэтому на современном уровне знаний приложение теории прочности и разрушения к оценке условий образования дизъюнктивов и трещиноватости в горном массиве пока не является средством технического расчета и может служить только целям качественной характеристики явления.

Из геологии известно, что разрывы горных пород в естественных условиях образуются в процессе диагенеза или под влиянием приложенных к горным породам сил извне, например тектонических сил.

Независимо от происхождения силы последняя, будучи приложена к тому или иному участку земной коры, вызывает деформацию горных пород. Характер приложения сил или вид нагрузки и физические свойства пород определяют форму и степень деформаций.

Деформации горных пород в естественных условиях вообще являются неоднородными. Но при решении задач в данной точке (участке) обычно делается допущение о наличии однородной деформации.

Обозначим предел прочности пород при одноосном сжатии и растяжении соответственно символами R_c и R_p . Опыт показывает, что в большинстве случаев предел прочности их при одноосном растяжении R_p имеет величину порядка $R_p = (0,08 \div 0,12) R_c$. Другие виды деформации в этом отношении занимают промежуточное положение между сжатием и растяжением.

Процесс деформации заканчивается разрушением тела, если полученные напряжения достигли необходимой величины, отвечающей пределу прочности тела при данных условиях. Разрушение тела осуществляется в форме отрыва или скалывания.

По существующим представлениям, отрыв определяется нормальными растягивающими напряжениями. Он возникает тогда, когда эти напряжения достигают некоторой величины, и выражается в образовании трещины, перпендикулярной к главной оси. Отрыв может образоваться не только при растяжении, но в определенных условиях и при сжатии хрупких тел. В этом случае трещины отрыва возникают параллельно оси сжатия и нормально к оси поперечного удлинения.

Скалывание вызывается касательными напряжениями и выражается в образовании трещин, ориентированных в направлении максимальных сдвигов.

Разрушение путем скалывания, связанное с касательными напряжениями, представляет собой развитие и завершение пластической деформации. Как известно, пластическая деформация представляет собой скольжение тонких пластин по направлению максимальных сдвигов. С некоторого момента пластическая деформация начинает концентрироваться в более узких зонах, т. е. происходит уменьшение числа поверхностей скольжения. Скорость движения по каждой из таких поверхностей при сохранении общей скорости деформации начинает расти и в конце концов по одной из таких поверхностей, сконцентрировавшей на себе максимум движения и освободившей от него прилегающие участки, происходит скалывание.

Неоднородность среды (анизотропия) может отклонять трещины скалывания на некоторый угол от направления максимальных сдвигов.

В местах образования трещин скалывания теоретически должны образовываться сопряженные системы трещин. Это подтверждается опытом и наблюдениями в природе. Однако

в природных условиях имеет место неодинаковое развитие указанных систем трещин. При этом одна система оказывается господствующей и преобладает над другой или может получить развитие одна система трещин при полном отсутствии другой.

Скалывание, образующееся путем концентрации пластического скольжения, называется вязким. Однако скалывание может быть и хрупким, когда оно непосредственно следует за упругой деформацией без промежуточной стадии пластического течения.

Таким образом, существует два типа разрушения: отрыв, связанный с нормальными растягивающими напряжениями или с поперечными удлинениями при сжатии и представляющий собой хрупкое разрушение, и скалывание, вызываемое касательными напряжениями (оно может быть как хрупким, так и вязким).

Два типа разрушения редко возникают совместно. Обычно в данной обстановке наблюдается тот или иной тип разрушения, но с изменением условий один тип может смениться другим.

На тип разрушения влияют не только свойства материала, но и все те внешние условия (температура, всестороннее сжатие, среда, скорость деформации, схема напряженного состояния), от которых зависят эти свойства. Указанные внешние условия определяют тип разрушения в зависимости от влияния, которое они оказывают на пределы прочности пород на отрыв и скалывание.

Выше уже отмечалось, что для большинства материалов предел прочности на отрыв и скалывание различен. Но в зависимости от условий, в которых происходит деформация, этот предел может изменяться по-разному. Хотя породы вообще имеют меньшую прочность на отрыв, чем на скалывание, все же при определенных условиях указанное соотношение может подвергаться значительным изменениям. Этими довольно сложными изменениями пределов прочности и объясняется различное поведение тел в процессе разрушения. В каждом конкретном случае проявляется тот тип разрушения, который происходит при меньшей величине напряжения.

Повышение температуры понижает прочность на скалывание. В то же время изменения температуры мало влияют на величину прочности на отрыв. Следовательно, повышение температуры увеличивает вероятность появления скалывания. Наоборот, при понижении температуры прочность на скалывание будет возрастать, а прочность на отрыв остается почти без изменений, поэтому можно ожидать появления разрушения путем отрыва.

Повышение скорости деформации действует так же, как и понижение температуры, т. е. увеличивает прочность на скалывание и благоприятствует появлению хрупкой деформации отрыва.

Наоборот, при медленной деформации прочность на скалывание падает и материал становится вязким.

Так как отрыв связан с нормальными, а скалывание — с касательными напряжениями, то характер разрушения зависит также от типа напряженного состояния. При различных напря-

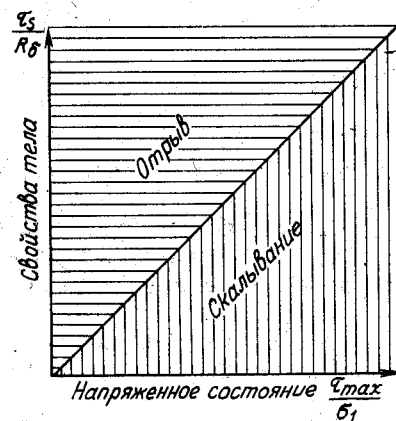


Рис. V.1. Зависимость характера разрушения от свойств тел и их напряженного состояния

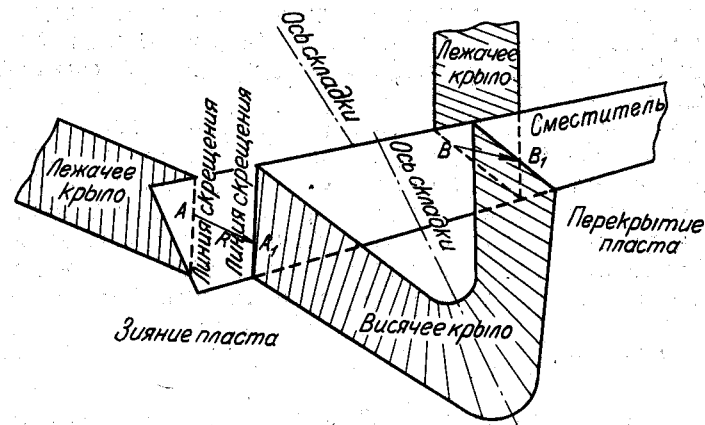


Рис. V.2. Дизъюнктивное нарушение пласта, собранного в складку

женных состояниях соотношение максимальных нормальных и касательных напряжений различно.

Характер разрушения в основном зависит от свойств тел и их напряженного состояния.

На рис. V.1 представлена применительно к металлам диаграмма Г. В. Ужика, наглядно иллюстрирующая в общем виде зависимость характера разрушения от свойств тел и их напряженного состояния, где τ_s — прочность на скалывание, R_σ — прочность на отрыв.

Из приведенного рисунка следует, что условие отрыва может быть представлено соотношением

$$\left. \begin{matrix} \tau_{\max} < \tau_s, \\ \sigma_1 = R_\sigma \end{matrix} \right\} \text{ или } \frac{\tau_{\max}}{\sigma_1} < \frac{\tau_s}{R_\sigma}. \quad (\text{V.1})$$

В свою очередь, условие скалывания определяется выражением

$$\left. \begin{matrix} \tau_{\max} = \tau_s, \\ \sigma_1 < R_\sigma \end{matrix} \right\} \text{ или } \frac{\tau_{\max}}{\sigma_1} > \frac{\tau_s}{R_\sigma}. \quad (\text{V.2})$$

Изложенные выше положения не могут являться основой для технических расчетов, но служат целям выяснения условий образования разрывов в природе.

Существующие представления о механизме образования разрывов основываются на самых общих теоретических положениях и фактических наблюдениях в природе, представляемых обычно в описательной форме.

Несколько лучше изучены условия разрушения горных пород при рассмотрении устойчивости массива в связи с проведением выработок.

Из общей теории сопротивления материалов и лабораторного опыта известно, что трещины отрыва при деформации сдвига располагаются перпендикулярно к оси максимальных растягивающих ($+\sigma_{\max}$) напряжений или под углом 45° к направлению сил активной пары.

Трещины скалывания при сдвиге в зависимости от свойств породы, давления и температуры располагаются под углом α к оси максимальных сжимающих ($-\sigma_{\max}$) напряжений и отклоняются от площадок максимальных касательных напряжений на некоторый угол $\omega = 45^\circ - \alpha$. Обычно угол скалывания $\alpha < 45^\circ$.

При технических расчетах часто угол скалывания α в горных породах связывают с углом внутреннего трения φ :

$$\alpha = 45^\circ - \frac{\varphi}{2}. \quad (\text{V.3})$$

Основным элементом дизъюнктива является сместитель — поверхность (плоскость), по которой породы разъединены на две части — висячее и лежащее крылья (рис. V.2). Крылья дизъюнктива перемещаются по поверхности сместителя относительно друг друга по некоторому вектору R , называемому полной амплитудой перемещения блоков. При этом за активное принимается условно висячее крыло.

Дизъюнктивы образуются при объемном напряженном состоянии массива, когда главные нормальные напряжения различаются по величине ($\sigma_3 > \sigma_2 > \sigma_1$). В процессе формирования дизъюнктива выделяются два этапа: образование сместителя и перемещение крыльев дизъюнктива.

Образование сместителя, т. е. разрушение породы по трещине значительных размеров, происходит при достижении предела прочности пород под действием касательных напряжений.

По установившимся представлениям в плоскости сместителя располагается ось средних по величине напряжений σ_2 . Ось максимальных сжимающих нормальных напряжений σ_3 с плоскостью сместителя образует угол $\varphi \leq 45^\circ$, называемый углом скалывания. Ось минимальных сжимающих (или максимальных растягивающих) напряжений направлена к сместителю под углом $90^\circ - \varphi$. Угол φ изменяется в пределах $15-45^\circ$, при этом нижний предел отвечает пластичным, а верхний — хрупким породам.

Оси максимальных σ_3 и минимальных σ_1 нормальных напряжений располагаются в некоторой плоскости M , перпендикулярной к оси σ_2 . Линия ее пересечения со сместителем совпадает с направлением перемещения крыльев дизъюнктива, фиксируемым в плоскости или зоне сместителя тем или иным признаком.

Изучение дизъюнктивов особенно по геолого-маркшейдерским данным при разработке месторождений показывает, что амплитуда каждого дизъюнктива изменяется от максимальных значений до полного затухания. Линия, соединяющая нулевые амплитуды, определяет границу распространения разрыва (сместителя). Его размеры связаны с максимальным значением амплитуды дизъюнктива.

Более отчетливо дизъюнктивы выступают и лучше изучены на угольных месторождениях. Поэтому геометрию разрывных структур легче выявить на обобщенных схемах дизъюнктивов угольных месторождений, освобожденных от сложностей проявления разрывов в натуре. На рудных месторождениях разрывная тектоника проявляется более сложно, чем на пластовых угольных месторождениях.

На рис. V.3 показан характер изменения амплитуды мелкого дизъюнктива в пределах выемочного участка по одному из угольных пластов в Донбассе. Амплитуда среднего по величине дизъюнктива, выявленного горными работами шахты № 1 «Щегловка» в том же бассейне, изменяется на протяжении 700 м по направлению падения пород от 18 до 6 м. В качестве иллюстрации изменения амплитуд в крупных дизъюнктивах можно привести данные по Мушкетовскому надвигу и надвигу Тимошенко в Донбассе. В первом из них на протяжении 35 км амплитуда изменяется от 300 м до полного затухания, во втором вертикальная амплитуда на протяжении 34 км изменяется от 450 до 120 м.

Наблюдения показывают, что в одиночных дизъюнктивах затухание амплитуды направлено от места максимальной амплитуды к контуру сместителя. Оперяющие дизъюнктивы часто дают одностороннее затухание от места ответвления к контуру с нулевой амплитудой. Обращает на себя внимание неравномер-

ность изменения амплитуды на отдельных участках. Изменение усиливается на участках, к которым примыкают оперяющие разрывы.

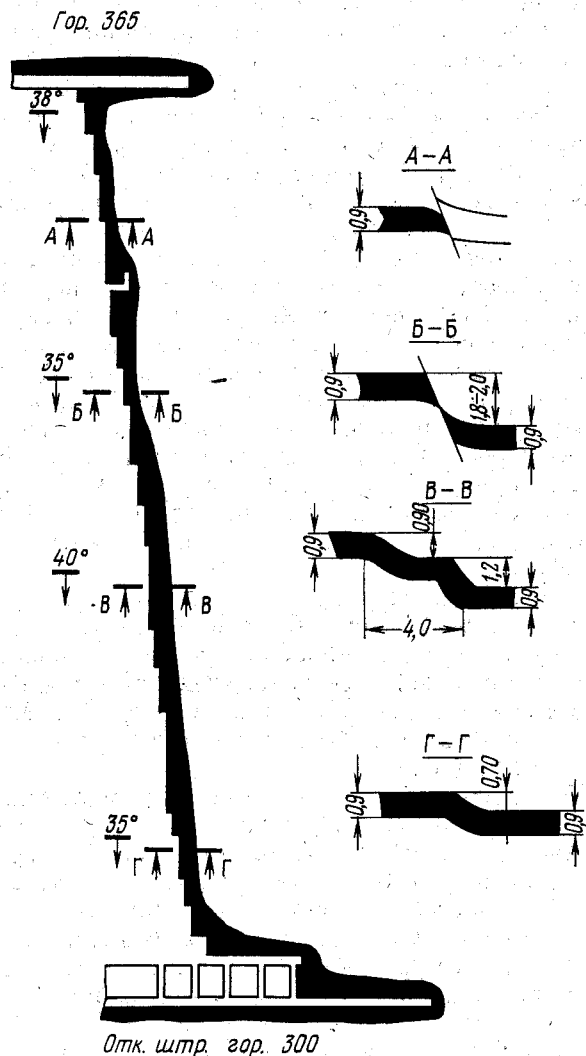


Рис. V.3. Изменение амплитуды мелкого дизъюнктива (Донбасс)

Интересные результаты изучения дизъюнктивов в тектонически сложном Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса получены А. С. Забродиним и др. [14]. Характер изменения амплитуд дизъюнктивов взбросового типа иллюстрируется графиками по

геолого-маркшейдерским данным рис. V.4. Из него следует, что амплитуды изменяются в каждом дизъюнктиве от максимального до нулевого значения. При этом в крупных взбросах

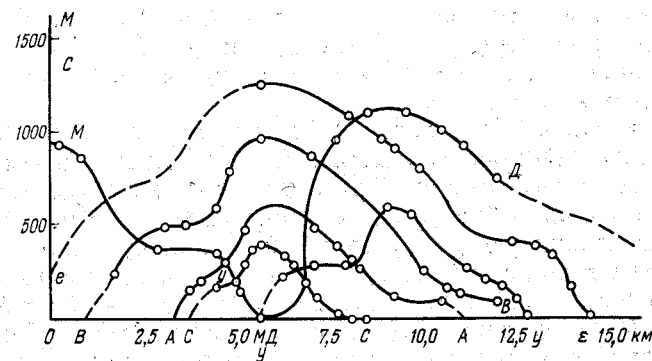


Рис. V.4. Изменение амплитуды крупных взбросов Прокопьевского угольного месторождения в Кузбассе

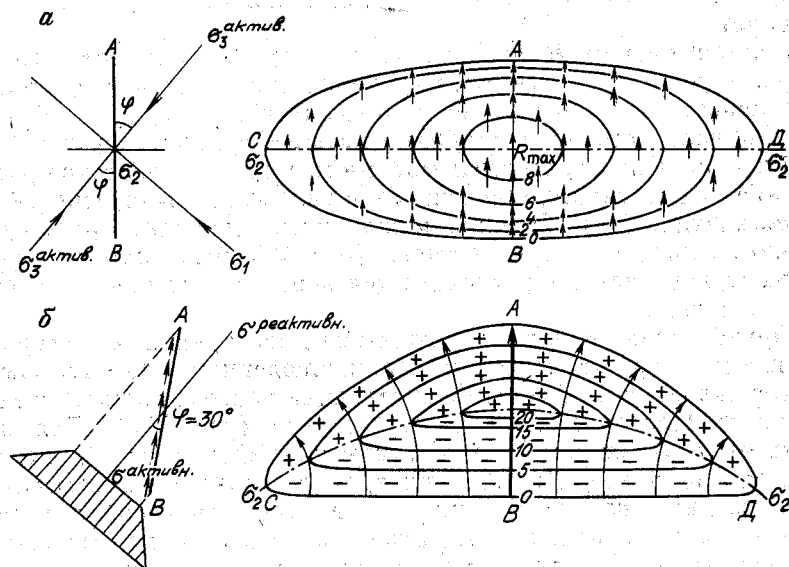


Рис. V.5. Модель (эпюра) дизъюнктива

(с максимальной амплитудой от 400 до 1500 м) хорошо выдерживается отношение амплитуды к протяженности разрыва, равное 0,08.

Для выявления формы, размеров и положения сместителя на основании геолого-маркшейдерских данных и изложенных выше

представлений об образовании разрывов может быть использована модель (эпюра) сместителя, предложенная А. С. Забродным [14]. Она представляет собой изображение амплитуд перемещения блоков (крыльев) дизъюнктива в плоскости сместителя в виде изолиний. Нулевая изоамплитуда (рис. V.5) оконтуривает сместитель, характеризуя его размеры и форму. В левой части рисунка даны схемы расположения малой оси AB относительно нормальных напряжений.

Сместитель эллипсоидальной формы (рис. V.5, а) образуется в результате действия на участках массива активных тектонических усилий с двух сторон. При односторонних активных тектонических усилиях образуется асимметричный сместитель, имеющий сегментовидную форму (рис. V.5, б). Выпуклость сегмента направлена в сторону действия активных тектонических усилий.

На эпюре сместителя выделяются две оси — короткая AB (высота H) и длинная CD (длина сместителя L). Последняя параллельна оси средних нормальных напряжений σ_2 и перпендикулярна к направлению перемещения крыльев. Следовательно, имея данные о направлении перемещения в плоскости сместителя, можно судить о положении длинной оси сместителя, и наоборот.

Оси симметрии H и L могут занимать любое положение в пространстве в зависимости от ориентировки осей тектонических напряжений, образовавших дизъюнктив.

В области сместителя образуются деформации сжатия и растяжения. Они распространяются в породах на некоторое расстояние от сместителя, образуя возле разрыва зоны сжатия (+) и растяжения (—). Граница между ними проходит приблизительно по длинной оси сместителя (рис. V.5, б). В направлении перемещения сначала располагается зона растяжения, а затем зона сжатия.

Приведенная модель дизъюнктива, основанная на теории прочности Мора, подтверждается наблюдениями на угольных месторождениях. В качестве иллюстрации приведем эпюры дизъюнктивов Прокопьевского месторождения (рис. V.6). Для их построения выбирались дизъюнктивы, вскрытые горными выработками не менее чем на двух-трех горизонтах (пластах) и прослеженные по простиранию до нулевых значений показателя, а также с надежно выраженными следами перемещения на сместителе. Как следует из рисунка, изоамплитуды перемещения блоков в плоскости сместителя повторяют его контур, увеличиваясь по значениям показателя от периферии к центру, где располагается наибольшая полная амплитуда перемещения крыльев дизъюнктива.

Нулевая изоамплитуда достаточно надежно фиксирует конфигурацию сместителя и положение его осей. Наблюдениями подтверждается совпадение H с вектором перемещения, отмеченном на рис. V.6 стрелкой, и взаимная перпендикулярность

осей H и L , что позволяет даже при единичном вскрытии сместителя судить о положении его осей и предварительно судить о типе дизъюнктива, но без полной характеристики формы.

Наблюдения показывают, что у сбросов и взбросов короткая ось приблизительно совпадает с линией падения-восстания сместителя. У сдвигов она следует за простиранием сместителя (см. рис. V.6), а у взбросо- и сбрососдвигов занимает промежуточное положение. Таким образом, эпюры дизъюнктивов помогают их типизации, создают представление о форме и размерах

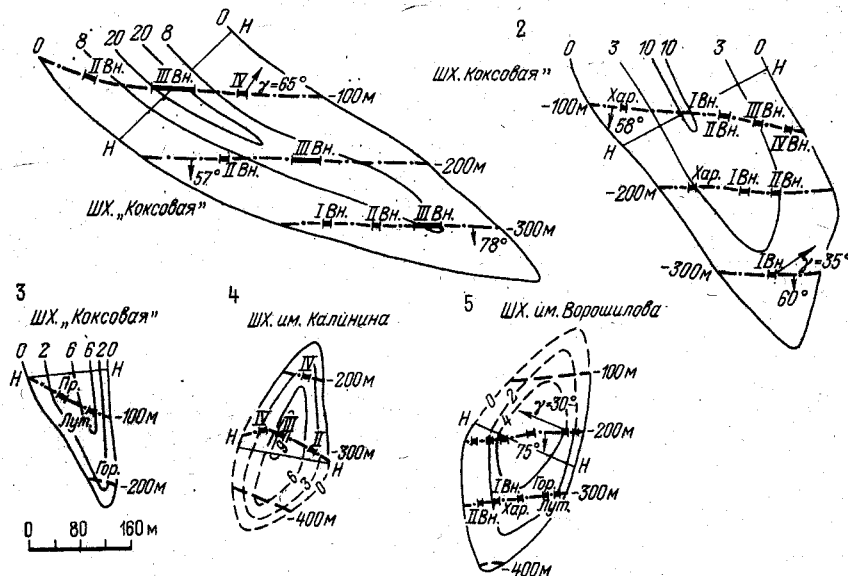


Рис. V.6. Эпюры дизъюнктивов Прокопьевского угольного месторождения

сместителей, а также о характере изменения амплитуд перемещения блоков в выделенных областях, т. е. являются хорошим средством при экстраполяции разрывных тектоники на прилегающих к разрабатываемым участкам.

В разных районах наиболее распространены отдельные одна-две формы дизъюнктивов. В частности, в Прокопьевско-Киселевском районе из 250 изученных 46% представлены диагональными взбросами, 24% — сбрососдвигами, а остальные 30% распространяются на все другие формы.

Определение размеров дизъюнктивов по их эпюрам для условий угольных месторождений Кузбасса позволило установить соотношение между длинной и короткой осями ($L \approx 3H$) и их зависимость от полной амплитуды R :

$$\left. \begin{aligned} L &= 60R; \\ H &= 20R. \end{aligned} \right\} \quad (V.4)$$

Несмотря на некоторые отклонения частных значений от выраженных формулой (V.4), последней возможно пользоваться для приблизительной оценки размеров сместителя по установленной амплитуде R .

Известно, что практически удобнее пользоваться нормальной (стратиграфической) амплитудой перемещения p , которая для условий Прокопьевско-Киселевского района выражается через R величиной $p = \frac{R}{2}$, обусловленной характерными угловыми отношениями между сместителем и крыльями структуры на месторождении.

С учетом указанной зависимости соотношение между нормальной амплитудой, высотой и длиной сместителя для рассматриваемых условий примет вид

$$p : H : L = 1 : 40 : 120. \quad (V.5)$$

Изложенный метод выявления особенностей разрывных структур позволяет устанавливать в тех или иных условиях соответствующие зависимости между геометрическими параметрами дизъюнктивов с целью использования их при прогнозировании разрывной тектоники на прилегающих участках или в аналогичных условиях.

В характеристике дизъюнктивов большое значение имеет мощность зоны сместителя. Сместитель образуется в массиве разного состава пород, содержащем трещины разной ориентировки, поэтому его первоначальная форма носит характер неровной поверхности. При относительном перемещении блоков разрывной структуры указанные неровности сглаживаются и разрыв приобретает характер зоны определенной мощности, в которой породы находятся в особом состоянии.

Указанные зоны развиваются различно в разных условиях. В одних — сместитель представлен выраженной поверхностью (плоскостью) — зеркалом скольжения. Здесь можно говорить о наличии тонкой пленки перетертых пород. В других — сместитель имеет заметную зону перетертых пород, мощность которых колеблется в пределах от 2—5 до 10—15 см. При наличии глинистых перетертых пород и достаточного количества влаги в зоне сместителя эти породы дают характерную глинистую примазку, сопровождающую сместители многих дизъюнктивов. В третьих — довольно часто можно встретить сместитель, представленный зоной перетертых и раздробленных пород, общая мощность которых колеблется в широких пределах — от долей метра до десятков метров. В четвертых — часто встречаются сместители, представленные всеми тремя зонами значительной мощности.

Крупные тектонические разрывы обычно сопровождаются развитием около сместителя оперяющих разрывов разных порядков и подворотов пластов. В результате особым залеганием по-

род и их состоянием захватывается значительная по мощности зона, в которой развитие горных работ затруднено. Образцом такой зоны может служить зона Горловского надвига, представляющего собой крупный региональный разрыв в области главной антиклинали Донбасса.

Как видно из рис. V.7, столбы шахты «Кочегарка» по отношению к Горловскому надвигу в свое время по ряду причин

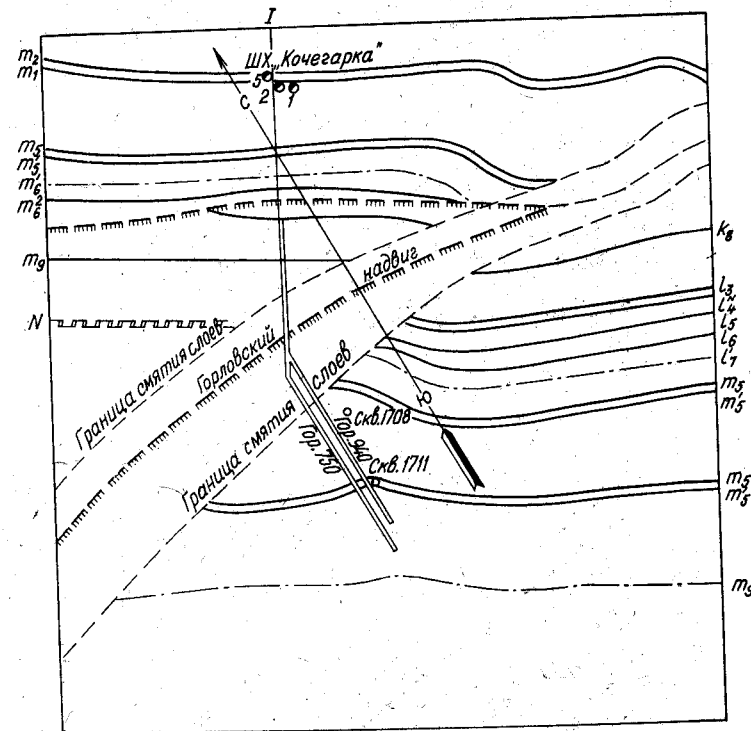


Рис. V.7. План зоны Горловского надвига в районе шахты № 1—5 «Кочегарка»

были заложены очень неудачно, что обусловило, по существу, развитие работ на одном крыле. Такого рода тектонические разрывы, как Горловский надвиг, нормально должны служить естественными тектоническими границами шахтного поля.

В последние годы в результате изучения зоны со стороны лежащего ее бока из горных выработок, проведения глубоких скважин по линии квершлагов, проходки и документации квершлагов удалось составить представление о зоне нарушения. На рис. V.7 показана эта зона в плане по выходам пород на поверхность, а на рис. V.8 — вертикальный разрез по линии главных квершлагов шахты.

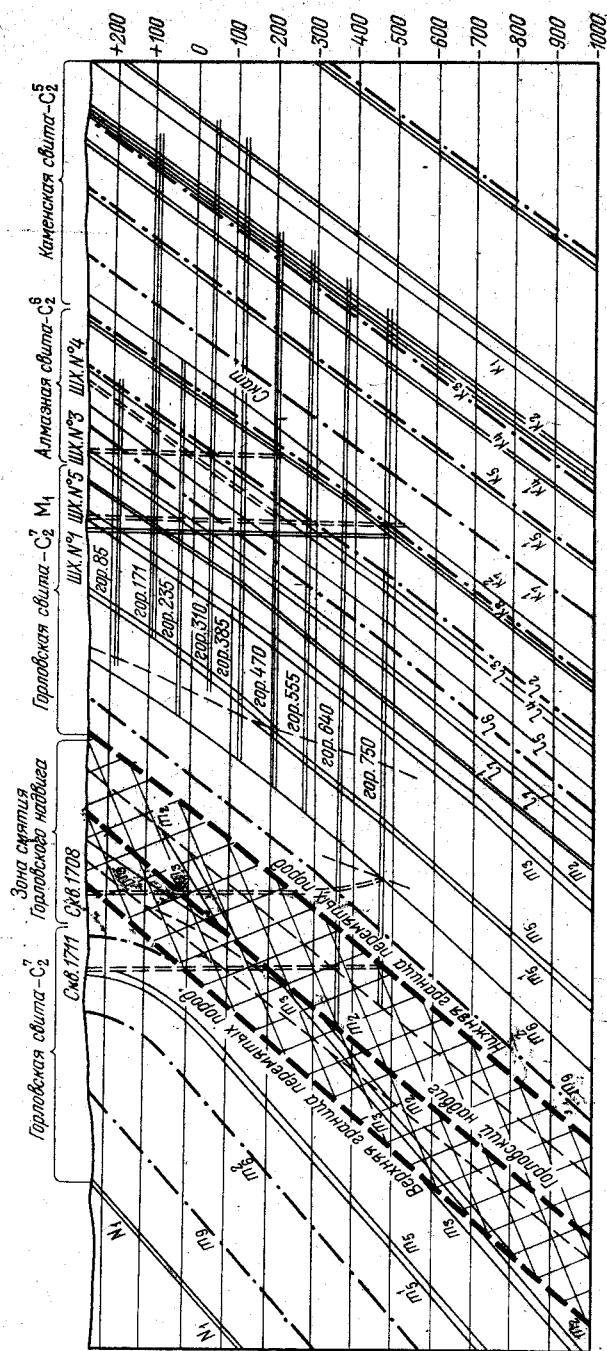


Рис. V.8. Вертикальный разрез по линии главных кваршлагов шахты № 1—5 «Кочегарка»

Диагональное расположение мощной зоны нарушений создает много затруднений для развития горных работ. Необходимость увеличения добычи высококачественных коксующихся углей требует преодоления встречающихся затруднений.

При наличии мощной зоны сместителя все построения, связанные с заданием и проведением горных выработок на нарушенном участке, следует выполнять с учетом мощности этой зоны.

На рис. V.9. показан пример такого построения. Здесь на горизонте 100 изображен штрек, подошедший к сместителю

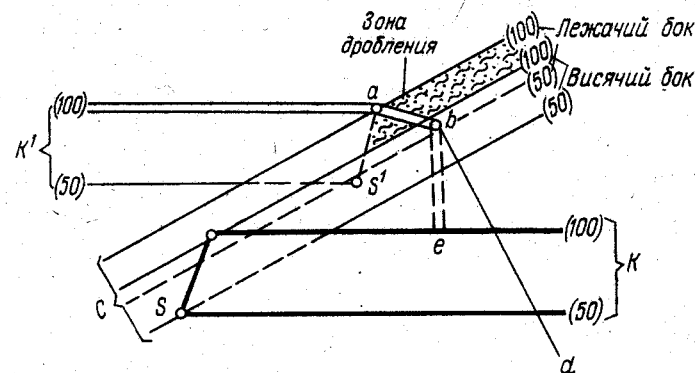


Рис. V.9. Геометрическая схема дизъюнктива с мощной зоной сместителя

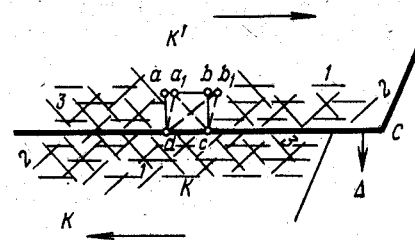


Рис. V.10. Схема оперяющих трещин в зоне сместителя

в точке a со стороны лежащего бока сместителя C . Последний имеет мощную зону, установленную на горизонте 100 выработкой ab . Линия bd — горизонтальная разведочная скважина, пройденная из точки b и определяющая положение искомого крыла K . Выработка be — кваршлаг на горизонте 100, вскрывающий смещенное крыло. Висячее крыло K пересекается с висячим боком сместителя C по линии S . Лежащее крыло K' пересекается с лежащим боком сместителя по линии S' .

Мощность зоны сместителя определяется многими факторами, в том числе и величиной амплитуды дизъюнктива. Изучение их влияния представляет практический интерес. Например, в условиях Челябинского бассейна установлено, что отношение мощности зоны сместителя в аргиллитовой и алевролитовой толще к амплитуде перемещения приблизительно равно 0,01.

Деформации пород в крыльях дизъюнктива проявляются главным образом в виде трещиноватости. Трещины, связанные с формированием дизъюнктивов, т. е. с образованием сместителей и перемещением крыльев, называются содизъюнктивными или оперяющими и имеют зональное размещение в зоне сместителя.

Наблюдения показывают, что зона развития оперяющих трещин находится в зависимости от амплитуды дизъюнктива.

В процессе перемещения крыльев дизъюнктива происходит перераспределение напряжений, влекущее за собой образование новых систем трещин. Так, по работе [14] в процессе образования дизъюнктива образуется до 11 систем оперяющих трещин, из которых 9 являются трещинами скалывания, а 2 — трещинами отрыва.

По виду деформации и отношению их к плоскости сместителя в оперяющих трещинах можно различать трещины скалывания и трещины отрыва. При этом в первых можно выделить параллельные плоскости сместителя 1 и диагональные 2. Однако наибольший интерес для решения геометрических задач при разработке нарушенных участков представляет система трещин отрыва 3, расположенная также диагонально относительно сместителя.

Геометрическая схема оперяющих трещин в зоне сместителя иллюстрируется рис. V.10, представляющим собой изображение участка дизъюнктива на горизонтальном разрезе. Здесь C сместитель, имеющий угол падения Δ , K — висячее, а K' — лежащее крыло дизъюнктива, 1, 2, 3 — выделенные системы оперяющих трещин. Стрелки показывают относительное перемещение крыльев K и K' . Для разделения диагональных систем (2, 3) трещин по виду деформации выделим в лежащем крыле K' квадрат $abcd$, который в результате относительного перемещения блока K' преобразуется в фигуру деформации сдвига — ромб a_1b_1cd . Длинная диагональ db_1 ромба, образующая острый угол с линией сместителя C в сторону относительного перемещения блока K' , выражает направление системы диагональных трещин скалывания 2. Короткая диагональ a_1c фигуры деформации, образующая тупой угол с линией сместителя в сторону относительного перемещения блока K' , выражает направление системы диагональных трещин отрыва 3. Сказанное в равной мере относится и к висячему блоку K .

Поверхность трещин отрыва, параллельных оси σ_3 , перпендикулярна к оси σ_1 минимальных главных нормальных напряжений.

Выявление оперяющих трещин в зоне сместителя позволяет составить представление о положении осей тектонических напряжений, обусловивших образование сместителя, о направлении перемещения и типе встреченного дизъюнктива.

Установим по элементам залегания сместителя и оперяющих

трещин отрыва T_0 положение осей главных нормальных напряжений. Положение оси σ_2 фиксируется линией пересечения $\sigma_2 O$ плоскостей C и T_0 (рис. V.11). Перпендикулярно к $\sigma_2 O$ расположена плоскость M , являющаяся плоскостью перемещения, в которой лежат оси максимальных σ_3 и минимальных σ_1 главных нормальных напряжений.

Учитывая взаимную перпендикулярность σ_1 , σ_2 , σ_3 и совпадение σ_1 с полюсом P_{T_0} трещины отрыва, положение проекции оси σ_3 определяется как линия пересечения плоскости перемещения M с плоскостью трещины отрыва.

Вектор относительного перемещения, лежащий в плоскости сместителя, имеет направление, совпадающее с линией пересечения плоскостей C и M .

Содизъюнктивные (оперяющие) трещины размещаются в зоне влияния дизъюнктива и накладываются на фоновую трещиноватость горного массива. В процессе наблюдений и обработки полученной информации производится выделение из общей массы фоновых и оперяющих трещин.

Положение систем, составляющих фон трещиноватости, устанавливается в горных выработках при изучении трещиноватости на участках с ненарушенным залеганием пласта. Фоновыми являются трещины, связанные с напластованием, и косесекущие тектонические трещины.

Надежность выделения фоновой трещиноватости доказывается получением идентичных систем на нескольких соседних наблюдательных станциях, расположенных вдали от разрывных нарушений.

Появление систем, ранее отсутствующих, указывает на окончание области с фоновой трещиноватостью.

При анализе трещиноватости удобно пользоваться сетками проекции (особенно равнопромежуточных проекций), например сеткой Каврайского.

Большая часть фоновой трещиноватости, связанной с напластованием, представлена нормально секущими трещинами и поверхностями ослабления, параллельными напластованию.

Полюсы нормально секущих трещин на сетке располагаются по дуге — проекции плоскости пласта, а полюс послойных поверхностей ослабления совпадает с полюсом плоскости пласта.

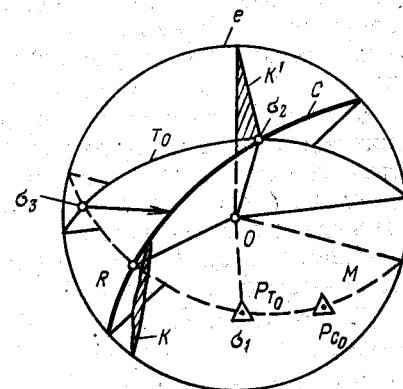


Рис. V.11. Взаимное расположение сместителя, трещины отрыва, плоскости перемещения и осей главных нормальных напряжений

Трещины, полюсы которых не лежат на дуге (проекции пласта), относятся к кососекущим.

С приближением к сместителю число систем трещин возрастает, достигая максимума около него.

Наблюдения показывают также, что интенсивность оперяющей трещиноватости зависит от амплитуды дизъюнктива и расстояния до сместителя.

При разработке участков, пораженных тектоническими разрывами, большой интерес представляет ширина зоны влияния дизъюнктива на условия работы и полноту извлечения полезного ископаемого. Указанный параметр определяется многими факторами, которые следует изучать. При этом особое, определяющее значение имеет амплитуда дизъюнктива R .

Влияние разрывных нарушений на горные работы. Дизъюнктивы и трещиноватость горных пород являются важными структурными элементами горного массива, особенно при складчатом залегании пород, когда разрывы проявляются наиболее интенсивно и отчетливо.

Наиболее отчетливо разрывы выявляются при разведке и разработке месторождений.

Дизъюнктивы представляют собой фактор, существенно осложняющий, а иногда и определяющий условия разведки и разработки нарушенных участков.

При разведке нарушенного тектоническими разрывами участка приходится сгущать сеть разведочных выработок для выяснения как основных разрывов, так и деталей нарушения. В ряде случаев при уточнении горнотехнических условий разработки приходится прибегать к пробной эксплуатации, так как нередко большая плотность разведочных выработок не дает удовлетворительного ответа на поставленные вопросы.

При проектировании шахт наличие дизъюнктивов осложняет выбор места заложения вскрывающих выработок, установление границ шахтного поля, расчет высоты этажа, выбор системы разработки, установление проектной мощности шахты и решение других проектных вопросов.

При разработке нарушенных смещениями угольных пластов встречается ряд обстоятельств, осложняющих работу шахты, к которым относятся:

- 1) «потеря» разрабатываемого пласта, часто вызывающая непредвиденную остановку горных работ;
- 2) усложнение крепления при поддержании выработок и вообще управления кровлей в нарушенных зонах;
- 3) невозможность при некоторых условиях залегания угольных пластов разработки смещенной части пласта без проведения капитальных вскрывающих горных выработок;
- 4) необходимость (в большинстве случаев) проведения на смешанном крыле новых нарезных работ;

5) резкое увеличение объема подготовительных работ на нарушенных участках на единицу добытого угля;

6) невозможность применения на нарушенных участках производительных систем разработки и оборудования;

7) большие потери угля в зоне смещения и на участках, прилегающих к этой зоне;

8) ухудшение качества угля из-за засорения добываемого угля пустой породой, а также более интенсивной минерализации угольных пластов в нарушенных зонах;

9) ухудшение гидрогеологических условий, так как сместители и зоны дробления, развивающиеся около них, являются путями проникновения вод в горные выработки;

10) ухудшение условий безопасного ведения горных работ (возможность возникновения завалов, прорывов воды, пожаров, а также внезапных выбросов, которые часто приурочиваются к линиям разрывов).

Перечисленные выше и многие другие обстоятельства, сопутствующие работе на нарушенных участках угольных месторождений, являются причиной того, что смещения угольных пластов были и остаются предметом, к которому неизменно привлекается внимание многих геологоразведчиков и горняков, в частности маркшейдеров и шахтных геологов.

Трещиноватость пород, являясь важным структурным элементом горного массива, представляет собой фактор, постоянно действующий на условия разработки. Наблюдениями отмечается существенное влияние трещиноватости пород на производительность труда горняков, работу механизмов, расход материалов и условия безопасного ведения горных работ.

Роль трещиноватости учитывается или должна учитываться при решении ряда горнотехнических задач (выбор направления отработки, способа управления кровлей, изучение горного давления и составление паспортов крепления, изучение сдвижений поверхности под влиянием подземных разработок устойчивости бортов разрезов и т. д.). С трещиноватостью связаны также внезапные выбросы угля и газа.

При геологическом картировании трещиноватость изучается как один из структурных элементов, находящихся в определенной связи со структурами других порядков.

Изучение рудных месторождений, структуры рудных полей неизбежно связано с изучением трещиноватости рудовмещающих пород и массивов. Инженерно-гидрогеологические изыскания как обязательный элемент включают исследование трещиноватости горных пород.

В последние годы обращено серьезное внимание на исследование и учет трещиноватости горного массива при решении вопросов, связанных с устойчивостью выработок в условиях подземной и открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Систематическое изучение смещений пластов и трещиноватости горного массива на разрабатываемых шахтных полях и подлежащая их документация на маркшейдерских планах позволяют более правильно организовать горные работы на этих шахтных полях.

Экстраполяция полученных в процессе разработки сведений на прилегающие участки или аналогичные условия в совокупности с результатами разведки являются необходимой основой составления прогноза ожидаемых структурно-геологических условий разработки, и, следовательно, исходным материалом для горного проектирования.

Это может быть обеспечено лишь при надлежащей постановке маркшейдерской и геологической службы на шахте, которая должна выполнять систематические наблюдения за проявлением тектонических нарушений и трещиноватости горного массива на поверхности, в разведочных и горных выработках; вести объективную документацию наблюдений и своевременную обработку; полностью использовать добытые сведения при решении горных задач.

Решение горно-геометрических задач на нарушенных участках шахтного поля и геометризации разрывных структур является такой же основной задачей геолого-маркшейдерской службы, как съемки и составление планов.

§ 2. ЭЛЕМЕНТЫ, ПАРАМЕТРЫ И ГЕОМЕТРИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ ПЛОСКОСТНЫХ ДИЗЬЮНКТИВОВ

Геометрические элементы дизъюнктивов. Из § 1 этой главы следует, что при разрывных нарушениях горные породы расчленяются по образующимся поверхностям на отдельные части или блоки.

Поверхности, по которым происходит это расчленение, представляются в виде трещин, по которым разобщенные блоки перемещаются относительно друг друга на то или иное расстояние. Каждая такая трещина в этом случае называется сместителем, а перемещенные по ней относительно друг друга блоки — крыльями. Крыло, расположенное над сместителем, называется висячим, а расположенное под сместителем — лежачим. Сместитель и крылья (блоки) пластов называются элементами смещения.

Наблюдаемые в природе смещения пластов весьма разнообразны и сложны по своей форме и распределению их в геологических структурах высшего порядка.

При решении практических горных задач важное значение имеют пространственно-геометрические отношения элементов дизъюнктива в данной точке. Для их выявления следует из многообразия форм выделить признаки, присущие любой форме.

Сместитель обычно затрагивает ту или иную толщу отложений, состоящую из группы пластов, расположенных относительно друг друга в общем случае непараллельно и имеющих в том или ином виде кривую (складчатую) форму поверхности. Такую же форму может иметь и поверхность сместителя. При характеристике смещения последняя обычно относится к одному пласту и выявленные для него геометрические отношения переносятся на другие пласты с наблюдаемыми изменениями.

Дизъюнктив пласта в данной точке характеризуется двумя показателями — формой и величиной относительного перемещения (амплитудой).

Форма дизъюнктива, в свою очередь, определяется видом скрещения пересекающихся плоскостей или поверхностей (сместителя и крыльев), а также направлением относительного перемещения.

Ограниченность размеров участков, на которых решаются отдельные горные задачи, недостаточность данных, характеризующих положение искомого крыла, позволяют допустить, что крылья и сместитель являются плоскостями. При этом первые параллельны друг другу.

При подобном отвлечении от наблюдаемой сложности дизъюнктивы называются правильными поступательными или прямолинейными, т. е. такими, в которых крылья перемещены относительно друг друга параллельно.

На рис. V.12 в план (а) и вертикальном разрезе (б) по линии А—А представлено поступательное разрывное нарушение, называемое взбросом, у которого висячее крыло K перемещено по плоскости сместителя C вверх относительно лежащего крыла K' . На этом же рисунке изображено в плане (в) и вертикальном разрезе (г) по линии А—А разрывное нарушение — сброс, у которого висячее крыло K относительно лежащего крыла K' перемещено вниз по плоскости сместителя C .

Линии пересечения крыльев со сместителем S и S' , называемые иногда линиями скрещения указанных плоскостей, являются границами, или линиями исчезновения (обреза) пласта. При параллельности крыльев линии S и S' параллельны между собой. На маркшейдерском плане они фиксируют положение сместителя.

Строго говоря, в природе в чистом виде правильные поступательные (прямолинейные) дизъюнктивы не наблюдаются.

На участках ограниченных размеров, в пределах которых элементы смещения практически можно считать плоскими, указанное выше изменение амплитуды выражается непараллельностью крыльев K и K' или непараллельностью линий скрещения S и S' . Последняя отмечает наличие заметного вращения блоков в процессе относительного их перемещения.

На рис. V.13 схематически показан вращательный характер относительного перемещения. Здесь амплитуда смещения от

точки затухания O постепенно увеличивается. Линии скрещения S и S' образуют угол затухания ω . Если линии скрещения после их поворота лежат в плоскости сместителя C , то указанный поворот (вращение) происходил около оси, перпендикулярной к плоскости сместителя в точке O . Следовательно, любая точка линии скрещения описывает при этом дугу окружности, и траектория

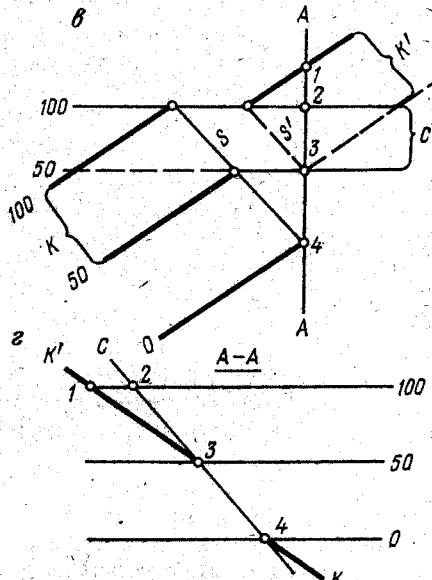
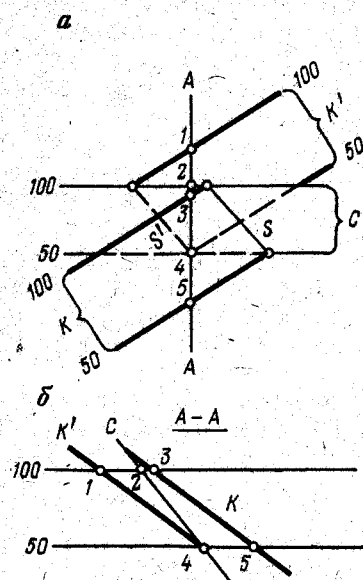


Рис. V.12. Элементы поступательного плоскостного дизъюнктива

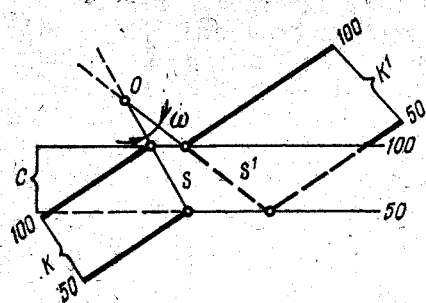


Рис. V.13. Вращательное разрывное нарушение

перемещения представляет собой не прямую, а кривую линию. Поэтому такого рода смещения называются вращательными или криволинейными. Однако острые углы затухания перемещений позволяют на ограниченных участках, в пределах которых решаются отдельные задачи, считать перемещения практически прямолинейными, т. е. смещения считать поступательными.

Общее представление о смещении составляется из совокупности представлений о смещении на отдельных участках. Допу-

щение, что смещения имеют плоскостную форму, является первым этапом их изучения и имеет важное значение для решения конкретных задач на шахте.

Следующий этап изучения представляет собой обобщение сведений о смещении, полученных в разных точках для значительной площади. На этом этапе элементы дизъюнктива (сместитель и крылья) в отдельных случаях представляются как более сложные поверхности.

В случае складчатой формы поверхности сместителя и крыльев или одного из элементов смещения одно и то же смещение может проявляться на разных крыльях различно.

На рис. V.2 показано изображение на плане смещения пласта, собранного в складку и заключенного между двумя горизонтами. На первом этапе изучения дизъюнктива на крыльях складки он представляется двумя проявлениями в точках A и B (в точке A — смещением с растяжкой или зиянием пласта), в точке B — смещением с удвоением или перекрытием пласта). Указанные смещения с точки зрения решения задач на крыльях складки следует рассматривать как два самостоятельных смещения или как два разных проявления одного смещения, требующих разного подхода к решению задачи по заданию выработки на смещенное крыло пласта.

Рассматривая же перемещение, например, висячего блока складки относительно лежащего ее блока, можно судить не о видимом, а о действительном его перемещении, указанном на рис. V.2 в точках A и B стрелками.

Геометрические параметры дизъюнктивов. Угловые и линейные величины, установленные в отдельных точках или на участках и в совокупности характеризующие форму, величину и взаимное положение его частей в недрах, называются геометрическими параметрами дизъюнктива. Составными его частями являются: крылья KK' , сместитель C и линии их пересечения SS' . Элементы залегания этих составных частей дизъюнктива, величина и направление относительного перемещения крыльев определяют геометрические параметры разрывного нарушения.

Угловые величины. 1. Элементы залегания крыльев ($K \parallel K'$) — простирание α и угол падения δ (рис. V.14). На вертикальных разрезах $I-I$, построенных вкрест простирания сместителя, наблюдается видимый угол падения δ' пласта ($\delta' < \delta$) (рис. V.14, а). Разрез $II-II$ (рис. V.14, б) — вкрест простирания крыльев. Элементы залегания α и δ пласта (крыльев) систематически определяются в горных выработках и отражаются на маркшейдерских планах.

2. Элементы залегания сместителя C — простирание A и угол падения Δ . Они непосредственно измеряются или косвенно находят каждый раз при встрече со сместителем в выработках.

3. Элементы залегания линии обреза ($S \parallel S'$) — простирание α_0 и угол наклона к горизонту δ_0 измеряются непосредственно

или чаще находятся косвенно по элементам залегания крыльев и сместителя. Используются для изображения сместителя на плане в виде линий обреза пласта.

4. Угол дизъюнктива V — двугранный угол между крылом и сместителем в сторону относительного перемещения крыла.

5. Направление относительного перемещения крыла α_R . Для определенности берется направление относительного перемещения висячего крыла, как это показано стрелками на рис. V.14. При этом используется действительное (истинное) или услов-

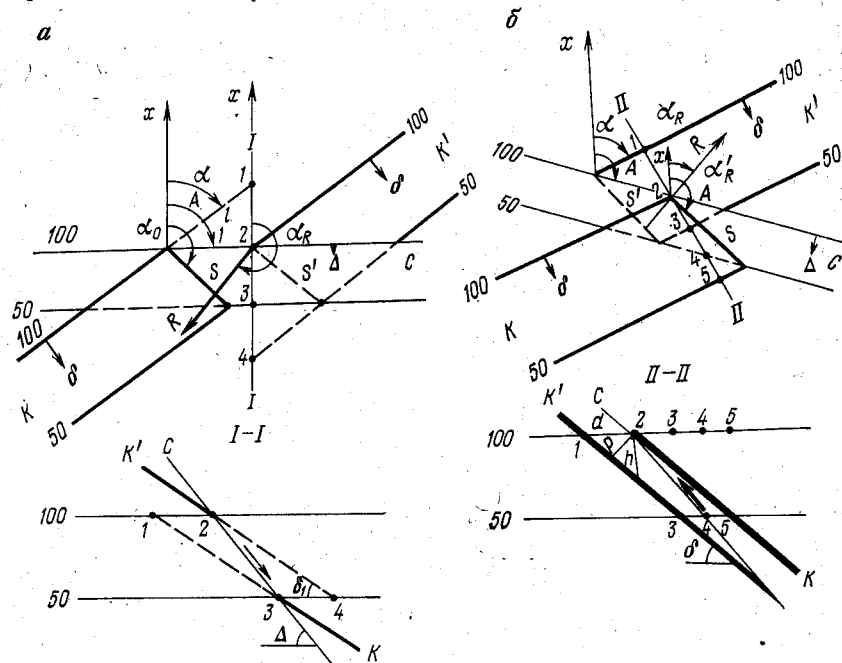


Рис. V.14. Геометрические параметры дизъюнктивов

ное относительное перемещение. Первым пользуются при наличии признаков, наблюдаемых в плоскости или зоне сместителя. В случае невозможности установить указанные признаки, берется условное направление относительного перемещения крыла в плоскости сместителя, перпендикулярное к линии обреза пласта.

Линейные величины. К линейным величинам относится мощность зоны сместителя и амплитуда дизъюнктива.

1. Мощность зоны сместителя t устанавливается по секущим эту зону выработкам.

2. Амплитуда a характеризует отстояние одного крыла относительно другого в том или ином направлении. К характерным направлениям относятся:

- а) направление по нормали к крыльям p (рис. V.15);
- б) по горизонтальному направлению d вкост простираения крыльев совпадает с направлением квершлагных выработок;
- в) по вертикали h совпадает с направлением вертикальных выработок;
- г) по горизонтальному направлению l , параллельному линии простираения сместителя (рис. V.15, e).

Амплитуда дизъюнктива аналогично мощности измеряется непосредственно или устанавливается косвенно. Переход от из-

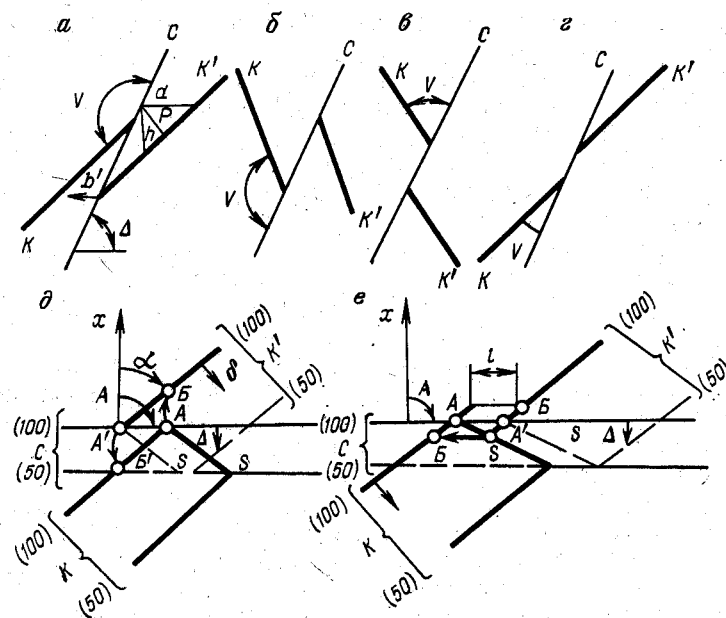


Рис. V.15. Геометрическая классификация дизъюнктивов

меренной амплитуды к амплитуде по характерным направлениям или от последней к амплитуде по направлению проектируемых выработок выполняется так же, как это делалось в задачах на мощность.

Величину амплитуды необходимо знать при разведке и разработке нарушенных участков.

Геометрическая классификация дизъюнктивов. Под геометрической классификацией дизъюнктивов понимается группировка их по основным геометрическим признакам, имеющая своей целью систематизацию дизъюнктивов и упорядочение терминологии применительно к условиям и требованиям эксплуатационной разведки и разработки месторождений полезных ископаемых.

Прежде всего группировка дизъюнктивов производится по масштабу их проявления (по величине амплитуды). По величине нормальной амплитуды выделяются по угольным месторождениям следующие группы дизъюнктивов:

очень малые	менее 3 м
малые (малоамплитудные)	3÷10—15 м
средние (среднеамплитудные)	10—15÷100 м
крупные (крупноамплитудные)	100÷1000 м
очень крупные (региональные разломы)	более 1000 м

В разное время геологами и маркшейдерами предложены геометрические классификации дизъюнктивов.

Общим для них является то, что они абстрагируются от сложности проявления дизъюнктивов в природе и на ограниченных участках принимают их элементы (крылья и сместитель) плоскими. Кроме того, делается допущение, что крылья при перемещении остаются параллельными друг другу. Несмотря на разный подход к группировке разрывных нарушений, обязательными геометрическими признаками для всех геометрических классификаций являются характер скрещения пересекающихся плоскостей и направление относительного перемещения крыльев (блоков).

Классификация дизъюнктивов по геометрическим признакам должна быть простой, помогающей документации и систематизации разнообразных по форме и проявлению разрывных дислокаций, а также помогающей решению геометрических задач при разведке и разработке нарушенных участков.

Геометрическая классификация будет отвечать указанным требованиям, если будет базироваться на общих формах дизъюнктивов и основных геометрических признаках. В качестве последних во всех геометрических классификациях выступают два признака — направление относительного перемещения в плоскости сместителя и угол дизъюнктива (угол между сместителем и крылом в сторону относительного перемещения последнего).

Принято характеристику дизъюнктива давать по перемещению всячего крыла относительно лежащего.

При наличии признаков перемещения, наблюдаемых в плоскости (или зоне) сместителя, относительное перемещение всячего крыла называется истинным, а при отсутствии их — условным. В последнем случае направление и величина относительного перемещения всячего крыла устанавливаются сопоставлением пород с той и другой стороны сместителя с их положением в нормальном стратиграфическом разрезе. При отсутствии непосредственно за сместителем надежного опорного горизонта указанное сопоставление производится после разведки.

Во многих случаях признаки перемещения, особенно при развитии зон дробления, обнаружить невозможно. Тогда дизъ-

юнктив можно характеризовать направлением условного относительного перемещения.

Перемещение всячего крыла в плоскости сместителя относительно линий простираения и падения последнего в общем случае направлено диагонально, а в частных случаях совпадает с указанными линиями.

Практика показывает, что, как правило, дизъюнктив представляет собой общие случаи пересечения крыльев со сместителем и направления перемещения, а именно диагональные относительные перемещения при тупоугольном и остроугольном наклонном скрещении. Все частные (предельные и характерные) случаи скрещений и относительных перемещений очень редки и, как частные, вытекают из общих случаев.

Таким образом, общими формами дизъюнктивов являются диагональные остроугольные и тупоугольные сбросы и взбросы, а основными геометрическими признаками, определяющими форму, будут направление вектора относительного перемещения всячего блока в плоскости сместителя и угол дизъюнктива.

На рис. V.15 в вертикальном разрезе представлены четыре общие формы дизъюнктивов: тупоугольные взброс (рис. V.15, а) и сброс (рис. V.15, б), а также остроугольные взброс (рис. V.15, в) и сброс (рис. V.15, г). Кроме того, первый (рис. V.15, д) и последний (рис. V.15, е) изображены в плане [здесь АБ (А'Б') — направление вскрывающей перемещенный блок горизонтальной выработки].

Из изложенного следует, что по направлению относительного перемещения всячего блока выделяются два типа дизъюнктивов — взбросы и сбросы, а по углу дизъюнктива, в свою очередь, в каждом типе выделяются по два вида — тупоугольные и остроугольные дизъюнктивы. Все промежуточные и предельные формы дизъюнктивов, установленные по полученным из наблюдений геометрическим параметрам, будут укладываться в приведенные выше четыре общие формы (группы) дизъюнктивов и в то же время каждый из них будет иметь конкретную характеристику в форме используемых при документации геометрических параметров.

§ 3. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ЗАДАЧИ, РЕШАЕМЫЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НАРУШЕННЫХ УЧАСТКОВ

Документация и изображение дизъюнктивов на маркшейдерских чертежах. Решение геометрических задач на нарушенных участках основывается на данных разведки и результатах систематических наблюдений за проявлением разрывных структур в горных выработках. Наблюдения за проявлением дизъюнктивов в горных выработках состоят из осмотра забоев, производства измерений угловых и линейных величин, связанных

с привязкой точек наблюдения и определением элементов залегания, составления схематических разрезов (зарисовок), описания и построения графического изображения участка, вскрытого горной выработкой. На значение первичной геологической документации в свое время обратил внимание академик В. А. Обручев, указывавший: «Каждый забой в разведочных и эксплуатационных выработках представляет собой сочетание фактических данных большей или меньшей, а иногда исключительной ценности. Между тем такой забой существует недолго — по мере продвижения выработок он исчезает, заменяется новым, в котором иногда не повторяются особенности предыдущего.

Время проходит, выработка погашается и вскрытые этой выработкой особенности строения месторождения остаются неизученными и нигде не отраженными. А между тем при подготовке к эксплуатации новых горизонтов и участков геологические данные, полученные из ранее пройденных выработок, дали бы возможность запроектировать наиболее рациональные способы разведки и эксплуатации этих участков».

Геологическая документация производится в свежем забое до закрепления выработки. В секущих вертикальных горных выработках производится сплошная зарисовка. При этом в выработках прямоугольного сечения зарисовка выполняется по всем четырем стенкам. Глубина залегания контактов измеряется по углам выработки. В выработках круглого сечения промер контактов делаются в двух плоскостях, называемых осевыми. Замеры элементов залегания производятся в плоскостях полезного ископаемого, маркирующих горизонтов и тектонических нарушений.

Разрез пород в квершлагах или штольнях составляется по одной из стенок выработки на всю ее длину. На участках с тектоническими нарушениями для сложных условий рекомендуется разрез представлять по обоим стенкам. Замеры элементов залегания контактов определяются для каждого пласта полезного ископаемого и сместителя. Привязка контактов осуществляется путем измерения расстояний вдоль выработки от ее устья или от точек маркшейдерских съемок нарастающим итогом. Разрез по квершлагам должен составляться особенно тщательно, так как наличие подробного описания пересеченных пород может облегчить в дальнейшем определение формы и амплитуды смещений, встреченных в других горных выработках. Следует иметь в виду, что тектонический разрыв, пропущенный при документации квершлага, может вызвать дополнительные проходческие работы по породе при проведении штреков.

По основным наклонным выработкам, пройденным по залежи (уклоны, бремсберги, скаты), проводится сплошная документация пласта, боковых пород и встреченных тектонических разрывов. По мере продвижения выработки производят замеры

элементов и расстояний до точек отсчета от устья выработки или от точек маркшейдерской съемки.

Документация нарушений по откаточным штрекам, опережающим очистные забои, дает основной материал для прогноза геологической обстановки в очистном забое. На участках с нарушенным залеганием, выдержанным строением и мощностью пласта зарисовка забоя штрека производится через определенные интервалы, устанавливаемые опытом работы. Независимо от этого документируются все места в штреке, где встречены резкие изменения элементов залегания, строения и мощности пласта, а также тектонические разрывы. При документации штрека производится зарисовка забоя. В необходимых случаях зарисовка забоя может сопровождаться горизонтальным сечением или вертикальным разрезом вдоль штрека.

Документация по отдельным точкам в выработках в целях удобства пользования и лучшей сохранности должна быть систематизирована. Ее группируют в виде альбома или картотеки по выработкам, пластам, крыльям, участкам, горизонтам и др.

При выявлении по первичной документации формы и размеров дизъюнктива кроме основных вертикальных разрезов вкрест простирания пород по разведочным линиям или линиям главных квершлагов шахты строят вспомогательные разрезы вкрест простирания сместителя и по направлениям с наибольшим количеством фактического материала. Изображения сместителя часто приходится выполнять по ограниченному числу данных. При этом кроме зарисовок по горным выработкам в документации скважин должны быть использованы все материалы по обнажению разрыва на поверхности. Хорошая обнаженность пород в выходах на поверхность и наличие крупномасштабной геологической карты, составленной инструментально, может дать удовлетворительную фиксацию выхода разрыва на поверхность.

О встрече скважин со сместителем можно судить по наличию в скважине дважды пробуренных одноименных горизонтов, а также по увеличению или уменьшению нормального расстояния между известными стратиграфическими горизонтами. Последнее выявляется сопоставлением разреза пород по скважине с нормальной колонкой пород участка. О пересечении скважиной зоны сместителя можно судить также по резкому изменению углов падения перебуриваемых пород, наличию в керновом материале трещиноватых, раздробленных пород с зеркалами скольжения, низкому выходу керна, поглощению промывочной жидкости в определенной зоне.

При построении разрезов тектонически нарушенных зон после нанесения на разрез фактических данных проводят следы наиболее изученных пластов или маркирующих горизонтов. По нарушению нормального чередования указанных опорных горизонтов, а также по изменению нормальных расстояний между ними выявляется наличие тектонического разрыва на данном

участке. След сместителя проводится через точки, в которых он отмечен горными выработками, разведочными скважинами, выходами на поверхность и точками, полученными косвенным путем.

Для характеристики крупных разрывных структур по совокупности имеющих материалов составляют сводные вертикальные разрезы. В качестве примера построения такого разреза может служить рис. V.16, на котором по данным геологической карты, разведочных и горных работ изображен крупный региональный дизъюнктив Донбасса — Французский надвиг.

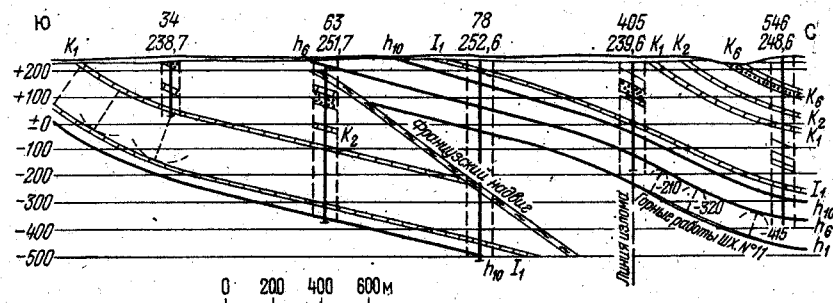


Рис. V.16. Сводный вертикальный разрез зоны французского надвига (Донбасс)

В ряде случаев для целей проектирования вскрывающих горных выработок и решению других задач составляют погоризонтные планы, на которых наглядно изображают разрывные структуры. Изображение разрывных структур на маркшейдерских планах производят по условным знакам линиями обреза висячего и лежащего крыльев. При этом висячее крыло изображается сплошной линией со штрихами в сторону падения сместителя, а лежащее — пунктирной линией.

В точках встречи горных выработок со сместителем отмечают числовую характеристику элементов залегания смещения. В местах, где горные выработки встречают и прерывают зону сместителя, измеряют элементы залегания сместителя. Полученная по наблюдениям числовая характеристика геометрических параметров смещения наносится на план следующим образом. На свободном месте плана (около точки наблюдения) проводится стрелка, фиксирующая направление падения сместителя, и перпендикулярно к стрелке — линия простирания сместителя (рис. V.17). Цифра у конца стрелки выражает величину угла падения сместителя. Над линией простирания буквой обозначается направление установленной амплитуды смещения, а цифрой — величина последней в метрах. При этом следует приво-

дить величину установленной амплитуды по одному из следующих характерных направлений: по вертикали h , горизонтальному вкрест простирания пласта направлению d , горизонтальному направлению l , параллельному плоскости сместителя при смещенных с растяжкой (зиянием) пласта, и по нормали к крыльям p . Обычно на планах выписывают нормальную или стратиграфическую амплитуду.

Выявленная выработками мощность m зоны дробления в метрах выписывается около линии падения сместителя (см. рис. V. 17, а).

Построенное на основном маркшейдерском плане указанным способом крупное или среднее нарушение дает достаточно пол-

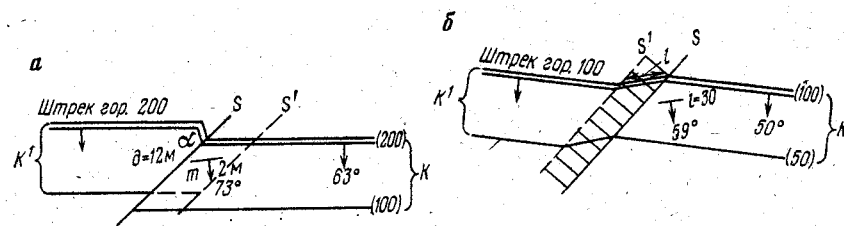


Рис. V.17. Малоамплитудные дизъюнктивы на маркшейдерском плане

ное представление о его виде и величине. При необходимости любое сечение (разрез) дизъюнктива может быть легко построено по его плану.

Для подчеркивания на плане наличия удвоения (перекрывтия) или растяжки (зияния) пласта в Кузбассе и других районах зону растяжки отмечают редкой (через 5 мм) тонкой штриховкой, перпендикулярной к среднему направлению линий обреза пласта (рис. V.17, б). Отсутствие же штриховки между линиями обреза пласта наглядно указывает на наличие перекрывтия (удвоения) пласта.

Изложенное выше остается справедливым и для изображения крупных и средних по величине дизъюнктивов на вертикальной проекции.

Документация мелких дизъюнктивов на маркшейдерских планах дает достаточно полное представление об их виде и элементах залегания. Не выражающиеся, но важные детали могут быть подчеркнуты дополнительно схематическими разрезами в характерных местах, отмечаемыми на плане линиями.

Линии обреза пласта, буквы и цифры, характеризующие элементы залегания дизъюнктива, на маркшейдерском плане вычерчиваются красной тушью. Во всех случаях, когда наблюдениями установлено относительное перемещение блоков, оно показывается на маркшейдерском плане стрелкой.

Участки со сложной разрывной структурой могут изображаться на блок-диаграммах или других наглядных графиках.

Иногда на предприятиях со сложной структурой рудных полей желательны изготовление и ведение прозрачной модели рудника.

Определение геометрических параметров дизъюнктива. Задача сводится к определению линейных и угловых параметров дизъюнктива и складывается из изучения имеющихся геологических и маркшейдерских материалов; касающихся встреченного дизъюнктива, осмотра последнего и производства наблюдений (измерений) на участке встречи со сместителем.

Амплитуда дизъюнктива и мощность зоны сместителя, их положение устанавливаются более надежно по наблюдениям в секущих разведочных и горных выработках и их привязкам. На маркшейдерских планах отмечаются непосредственно из наблюдений и съемок полученные значения амплитуды и мощности зоны сместителя. Указанные параметры в искомом направлении можно получить косвенно построением или вычислением по исходным данным.

Простирание α и угол падения δ блока (крыла), встретившего сместитель, как правило, определяются предварительно по координатам трех точек, снятых с маркшейдерского плана.

Наблюдения и измерения в точке встречи со сместителем сводятся к зарисовкам, установлению зоны сместителя, зеркал скольжения и признаков относительного перемещения известного блока, а также к непосредственному измерению по зеркалам скольжения A и Δ сместителя и направления вектора относительного перемещения блока. В случае отсутствия зеркал скольжения в зоне сместителя элементы залегания последнего определяются косвенно по трем точкам, расположенным на всячем или лежащем боку сместителя.

Признаки относительного перемещения известного блока разрывной структуры наблюдаются на зеркалах скольжения плоскости сместителя и в зоне сместителя. Они позволяют найти азимут α'_R вектора относительного перемещения блока, установить форму встреченного дизъюнктива и при определенных условиях истинную величину амплитуды дизъюнктива.

Определение относительного перемещения по признакам, наблюдаемым на зеркалах скольжения. К следам перемещения в этом случае относятся штрихи, борозды, выбоины, ореолы раздавливания и другие признаки относительного перемещения, наблюдаемые на зеркалах скольжения. В забоях горных выработок эти признаки часто наблюдаются невооруженным глазом.

По данным А. С. Забродина [14], в Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса следы скольжения в плоскости сместителя ясно видны невооруженным глазом в 60—70 случаях из 100.

Из наблюдений, проведенных на угольных шахтах, видно, что признаки относительного перемещения фиксируют направление перемещения следующим образом. По направлению движения рассматриваемого крыла в плоскости сместителя уменьшаются ширина и глубина штрихов, борозд и выбоин на зеркале скольжения (рис. V.18, а, б); направление перемещения отмечено стрелкой. При волнистости сместителя, направленной поперечно перемещению, выпуклости, обращенные к направлению перемещения, отшлифованы лучше.

Отложившийся на плоскости сместителя кальцит, каолинит или какой-нибудь другой осадок при последующем движении

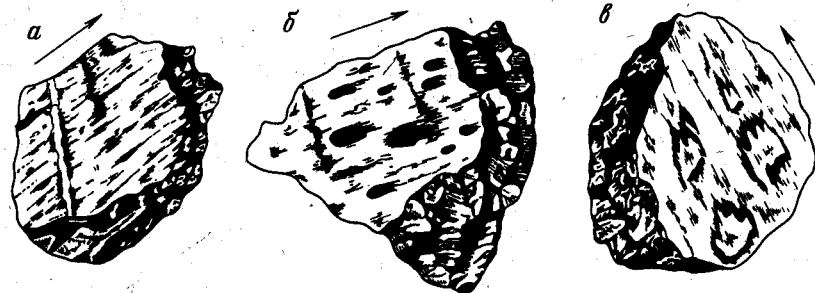


Рис. V.18. Штриховка на зеркалах скольжения:
а — штрихи и борозды; б — выбоины; в — ореолы раздавливания

крыльев раздавливается в виде светлого, светло-бурого или бурого пятна, он имеет с одной стороны прямолинейное, а с другой — волнистое очертание (рис. V.18, в). Толщина раздавленного слоя осадка уменьшается в сторону волнистого контура ореола. Принимается, что в этом направлении происходило истинное относительное перемещение рассматриваемого крыла. Направление отмечено стрелкой.

Признаки, фиксирующие относительное перемещение, изучены недостаточно. Поэтому на каждом разрабатываемом нарушенном месторождении необходимо полнее устанавливать проявление следов движения в горных выработках и проверять возможность их практического использования. Для краткости наблюдаемые признаки перемещения обозначим штриховкой. Ее направление в сторону движения может быть прочерчено на зеркале скольжения твердым и острым предметом и обозначено стрелкой. Так как штриховка расположена в плоскости сместителя, элементы залегания которого известны, то направление штриховки в пространстве определяется азимутом α'_R , измеряемым горным компасом. Рекомендуется α'_R измерять горным компасом по вертикально установленной вдоль штриховки рабочей книжке. Направление штриховки α'_R определяет

направление истинного относительного перемещения известного крыла. Направление перемещения искомого крыла выражается обратной величиной $\alpha'_R \pm 180^\circ$.

Если в условиях забоя трудно определить направление штриховки, то ориентированный образец со сместителя доставляется на поверхность, где при лучшем освещении более точно устанавливаются следы скольжения и определяется направление штриховки. При слабой выраженности штриховки образец осматривается через лупу. Предложено характеризовать направление штриховки углом скольжения γ , понимая под ним угол между простиранием сместителя и направлением штриховки

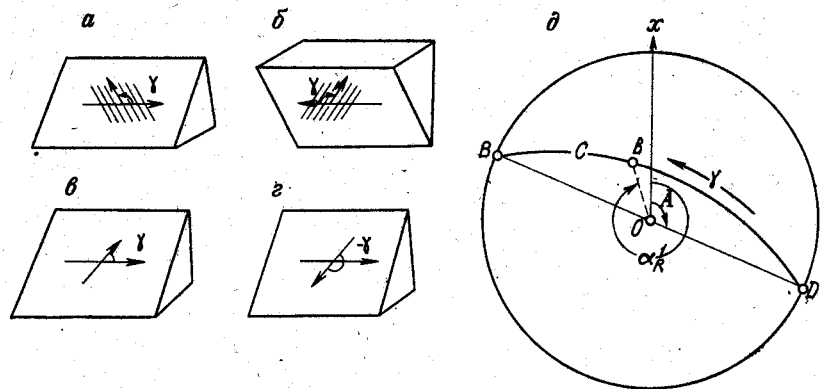


Рис. V.19. Определение α'_R относительного перемещения по измеренному углу скольжения

в плоскости сместителя. Угол γ в забое или на образце измеряется транспортиром. Величина его изменяется от 0 до 180° . В случае падения сместителя к наблюдателю отсчет угла γ производится от линии горизонта против вращения часовой стрелки (рис. V.19, а), а при падении сместителя от наблюдателя — по направлению хода часовой стрелки (рис. V.18, б). Если штриховка направлена вверх от линии горизонта, то угол γ считается положительным (рис. V.18, в), при направлении штриховки вниз — отрицательным (рис. V.18, г). Если знак угла γ неизвестен, то им пользоваться нельзя, т. е. должно быть известно направление штриховки.

Очевидно, что измерение угла γ в забое и на ориентированном образце транспортиром может выполняться более точно, чем измерение α'_R горным компасом. Если учесть, что простираание сместителя измеряется горным компасом точнее, чем азимут штриховки, то, несмотря на неизбежный переход от угла скольжения γ к азимуту α'_R , характеристика направления штриховки углом γ является оправданной. Угол γ может использоваться наравне с азимутом α'_R .

Переход от угла скольжения γ к азимуту α'_R очень удобно выполнять на сетках Г. В. Вульфа или В. В. Каврайского.

Приведем решение этой задачи в общем виде. Пусть известны элементы залегания сместителя A , Δ и угол скольжения γ . Найдем направление штриховки α'_R . По указанным элементам залегания сместителя при помощи сетки вычерчивают стереографическую проекцию сместителя — дугу BD (рис. V.19, д). При вращении восковки около центра O линия простираания BD сместителя совмещается с вертикальным диаметром сетки. После этого от точки D по дуге BD меридиана отсчитывают угол γ и на дуге BD отмечают точку v . Прямая Ov , лежащая в плоскости сместителя, определяет направление штриховки. После приведения линии простираания BD сместителя в положение, определяемое углом A , направление штриховки будет иметь искомый азимут.

На рис. V.20 представлена пластовая карта горизонта +140 м шахты № 6 (Кузбасс), на которой стрелками показаны направления относительного перемещения блоков разрывной структуры, установленные по штриховке, наблюдаемой на зеркалах скольжения. Из рисунка следует, что несмотря на значительный разброс штриховки, большинство наблюдений подтверждает общее северо-восточное направление относительных перемещений.

При решении задач с использованием штриховки следует внимательно относиться к более полному выявлению признаков не только в плоскости сместителя, но и в его зоне. Принятие решения должно основываться на учете всей полученной информации.

Определение α'_R по подворотам залежи (пласта). Подвороты пласта в зоне тектонического разрыва часто называют изгибами волочения. Размеры и форма их весьма разнообразны и видимо обуславливаются многими факторами (величиной перемещения, составом разреза затронутых разрывом пород, залеганием и т. д.). Как показывают наблюдения, подвороты лучше всего проявляются в углях и глинистых разностях угленосных отложений как в висячем, так и в лежащем крыле. Наиболее распространенные формы смещений дают соответствующие им формы подворотов пласта.

Большое развитие в складчатых месторождениях имеют тупоугольные взбросы, дающие типичную форму подворота пласта в зоне сместителя (рис. V.21).

Нахождение α'_R штриховки по подворотам пласта выполняется по зарисовкам встреченного смещения, которые представляются в виде горизонтального разреза и поперечного вертикального разреза.

При крупных дизъюнктивах зарисовки в отдельных точках заменяются погоризонтным планом (горизонтальным разрезом) и вертикальным поперечным разрезом.

Рис. V.20. Пластовая карта горизонта +140 м шахты № 6 с указанием направления относительного перемещения блока

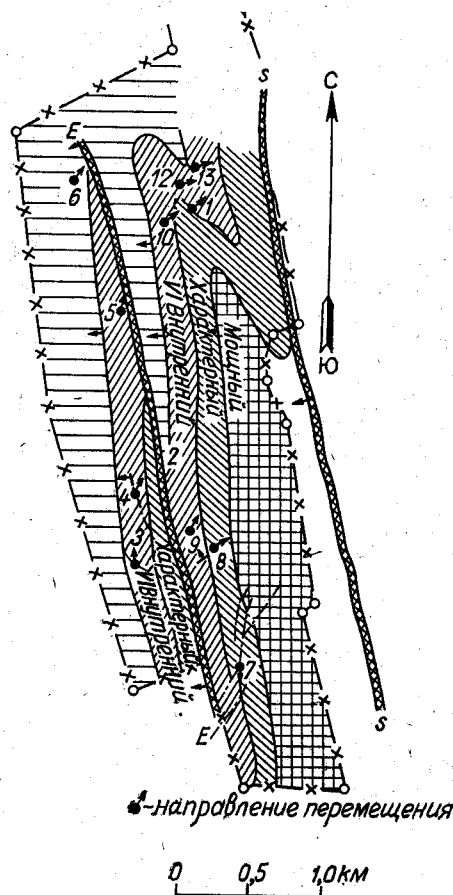
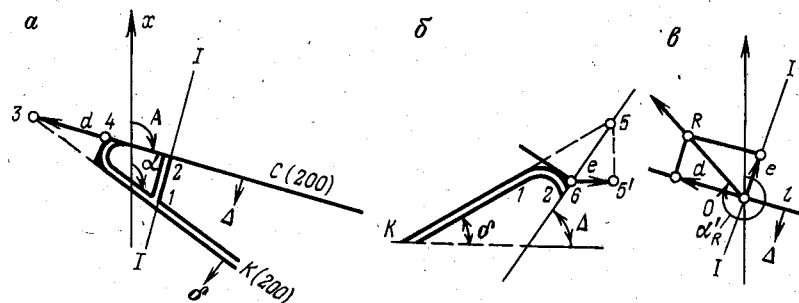


Рис. V.21. Определение α'_R по подворотам пласта:

a — подворот пласта по штреку;
 b — подворот пласта в плоскости восстающей выработки; e — определение α'_R по составляющим d и e



На рис. V.21, a показан горизонтальный разрез сместителя C и висячего крыла K (здесь штрек горизонта 200 м фиксирует подворот крыла K около сместителя C). Обрез пласта без подворота в данном разрезе фиксировался бы точкой 3. Отрезок $3-4=d$ на линии простираения сместителя характеризует составляющую направления подворота в горизонтальном сечении. Горная выработка $1-2$, пройденная по пласту со штрека до сместителя C вкост простираения последнего, характеризует подворот пласта в этом направлении, что иллюстрируется вертикальным разрезом (рис. V.21, $б$) по линии $1-2$. Точка 5 на разрезе фиксирует обрез пласта без подворота. Отрезок $5-6$ в плоскости сместителя выражает интенсивность подворота вкост простираения сместителя. Горизонтальная проекция отрезка $5-6$ (отрезок $6-5'-c$) является второй составляющей направления подворота на плане.

На рис. V.21, $в$ изображено простираение сместителя и положение в плане отрезков d и e . По ним, как по составляющим, проведено направление штриховки. Таким образом, азимут истинного относительного перемещения висячего крыла K определяется углом α'_R . Направление перемещения искомого крыла будет обратным α'_R .

Во всех случаях, когда имеют место подвороты пластов в зоне разрыва, определение α'_R штриховки по этому признаку является достаточно надежным и его следует применять наряду с другими способами.

Определение α'_R по ореолам дробления. В случаях, когда зона сместителя представлена зоной дробления пород без видимых подворотов залежи или признаков перемещения на зеркалах скольжения, следует провести необходимые наблюдения материала зоны дробления на месте встречи ее горной выработкой или другим видом обнажения. При этом метод основывается на макро- и микроскопическом анализе материала, заполняющего зону разрыва.

Материал в зоне сместителя образуется в процессе развития тектонического разрыва путем постепенного разрушения блоков около сместителя и представлен обломками разных размеров и перетертыми горными породами (тектонической глиной).

Количественное соотношение обломочного материала различно и зависит от состава разрушенных пород и тектонических условий. Вблизи каждого слоя наблюдается концентрация обломков этого слоя. Ореол обломков наблюдается только по одну сторону от линии его обреза (рис. V.22, a). Концентрация обломков данного слоя по мере удаления уменьшается, и эта особенность рассеивания обломков слоя по зоне разрыва может быть использована на практике для определения направления относительного перемещения с целью поисков смещенного крыла. Чтобы установить направление относительного перемещения крыла, достаточно определить положение ореола

обломков некоторого слоя относительно этого слоя. В зависимости от условий определение производится по-разному.

Если в забое выработки, встретившей зону сместителя, имеются два разобщенных характерных слоя пород (рис. V.22, б), то у самого обреза слоев отбирают пробы 1 и 2. Проба 3 отбирается из материала, заполняющего зону сместителя между обрезами слоев. Сопоставление состава третьей пробы с двумя первыми позволяет судить о направлении рассеивания обломков того или иного слоя, следовательно, и о направлении вектора перемещения (на рис. V.22, б показано стрелкой).

Если невозможно или затруднительно выделить в забое два характерных слоя, то ограничиваются одним. Из этого слоя бе-

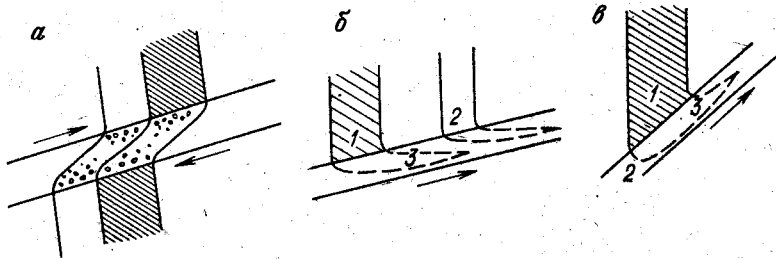


Рис. V.22. Определение направления перемещения по ореолам дробления

рут около линии обреза одну (1) пробу (рис. V.22, в) и две пробы (2, 3) из материала зоны сместителя с той и другой стороны слоя. Одна из них содержит материал слоя, т. е. отмечает ореол рассеивания, указывающий направление относительного перемещения (на рис. V.22, в отмечено стрелкой).

Цель анализа отобранных проб — установление признака (или признаков), позволяющего наиболее определенно и объективно характеризовать маркирующий слой. В зависимости от того, какому признаку при этом уделяется особое внимание, говорят о петрографической, минералогической и других разновидностях метода.

Определение α'_R по оперяющим трещинам. Опыт, накопленный при структурно-геологическом изучении рудных месторождений, свидетельствует о том, что для установления направления относительного перемещения блоков разрывной структуры можно использовать оперяющие трещины.

Предположим, что известно относительное перемещение блоков K и K' по сместителю C (см. рис. V.10), направление этого перемещения указано стрелками. Зона, в которой развивается сместитель, испытывает под действием пары сил деформацию сдвига. Деформация сдвига может быть представлена приме-

нительно к выделенному плоскому элементу превращением квадрата $abcd$ в ромб $a'b'cd$. После того как предел прочности пород превзойден, они разрушаются, в зоне сдвига образуется основной разрыв (сместитель) и несколько систем, оперяющих трещин.

Из оперяющих трещин наиболее отчетливо выделяются в указанной зоне следующие системы:

- а) трещины скалывания 1, параллельные сместителю;
- б) трещины скалывания 2, параллельные длинной диагонали db' ромба и наклоненные к сместителю приблизительно под углом 45° в сторону относительного перемещения блоков;
- в) трещины отрыва 3, параллельные короткой диагонали ca' ромба и наклоненные к сместителю также приблизительно под углом 45° в направлении, обратном относительному перемещению блоков.

Из перечисленных оперяющих систем наибольший интерес для решения поставленной задачи представляют трещины отрыва. Они имеют хорошее развитие в зоне сместителя и определенно выраженное расположение к нему: легко выделяются из других систем трещины, так как более открыты, имеют неровные стенки и не несут на них следов притертости.

Относительное перемещение в плоскости сместителя направлено в сторону тупого угла, образованного системой трещин отрыва и сместителем.

В случае неясного выражения трещин отрыва для определения направления перемещения можно использовать вторую систему трещин скалывания. При этом искомое перемещение в плоскости сместителя будет направлено в сторону острого угла, образованного основным разрывом и системой трещин скалывания. Решение задачи сводится к использованию и нахождению угловых величин, следовательно, при этом удобно пользоваться сетками Г. В. Вульфа или В. В. Каврайского.

Исходными угловыми величинами являются элементы залегания сместителя и оперяющих систем трещин. Элементы залегания систем трещин должны характеризоваться средними их значениями, вычисленными по ряду измерений, произведенных в разных местах зоны сместителя.

При рассмотренных геометрических отношениях между системами трещин их полюсы сводятся в одну плоскость, перпендикулярную к линии пересечения сместителя с оперяющими трещинами. В свою очередь, линия пересечения нормально секущей плоскости с плоскостью сместителя C фиксирует линию относительного перемещения. Направление этого перемещения определяется расположением тупого или острого угла между сместителем и оперяющими трещинами.

Рассмотрим определение направления α'_R перемещения. На рис. V.23, а по элементам залегания сместителя с помощью сетки Г. В. Вульфа изображена стереографическая проекция

сместителя. По элементам залегания системы трещин отрыва пунктиром изображена ее стереографическая проекция T_0 . Линия BO является линией пересечения плоскостей C и T_0 . Дуга Q представляет собой стереографическую проекцию нормальносекущей плоскости. Прямая BO является линией пересечения плоскости T_0 со сместителем. Она определяет положение плос-

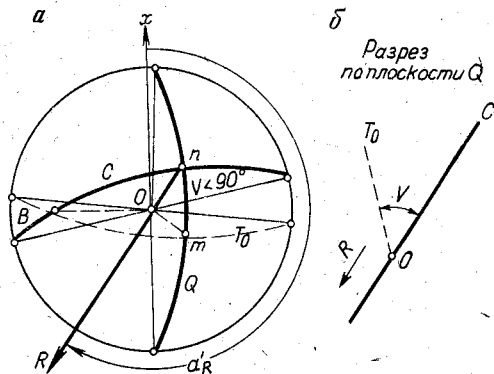
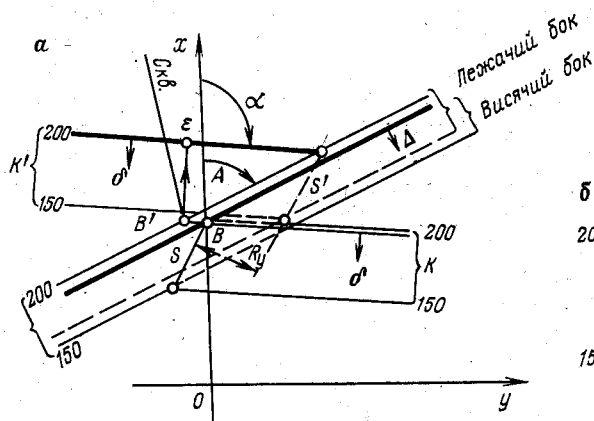


Рис. V.23. Определение α'_R по оперяющим трещинам

Рис. V.24. Определение условного относительного перемещения по данным разведки из горных выработок



кости Q . Направление относительного перемещения установится расположением тупого угла, образованного плоскостями C и 3 . Из рис. V.23, б следует, что угол V , обращенный в сторону востановления сместителя и измеренный на сетке дугой nm , является острым. Следовательно, тупой угол между трещиной отрыва T_0 и сместителем C обращен в сторону падения сместителя. Поэтому направление относительного перемещения висячего бока в плоскости сместителя будет фиксироваться стрелкой R , азимут которой определяется величиной α'_R . Таким образом, рассматриваемое смещение является диагональным сбросом.

При пользовании системой трещин скалывания направление относительного перемещения определялось бы положением острого угла, образованного этой системой трещин и сместителем.

Литоогический способ определения α'_R . В случаях, когда сместитель, встреченный горными выработками, представлен мощной зоной дробления, а признаки на зеркалах скольжения и в зоне сместителя не обнаруживаются, вопрос о форме встреченного дизъюнктива решается на основании разведки из горных выработок или с поверхности.

Пусть штреком горизонта 200 м (рис. V.24, а) по пласту k_4 со стороны висячего крыла K встречен сместитель C в точке B . По элементам залегания сместитель и крыло изображены горизонталями 200 и 150. Там же построена линия обреза S пласта в висячем крыле. На рис. V.24, б показано нахождение величины заложения между указанными горизонталями.

После того как горная выработка прошла зону дробления, из точки B' была задана горизонтальная разведочная скважина.

Как ранее отмечалось, рассматриваемый способ основывается на сопоставлении пород с той и другой стороны сместителя. Последнее осуществляется установлением положения пород, пересеченных скважиной, в нормальном стратиграфическом разрезе участка.

Для этой цели разрез пород по скважине приводится к нормальному путем использования угла ϕ , образованного скважиной и нормалью к напластованию. На рис. V.25, а и б приведено определение истинной величины угла ϕ методом проекций с числовыми отметками. Угол ϕ удобно определять и при помощи стереографической сетки Г. В. Вульфа.

В левой части рис. V.25, в показан переход от разреза пород по скважине к нормальному их разрезу. В правой части фигуры изображен нормальный стратиграфический разрез пород участка в сторону кровли и почвы пласта k_4 . Разведочная скважина проходится до тех пор, пока сравнение левой нормальной колонки с правой становится надежным. В данном случае скважина была остановлена в глинистых сланцах, залегающих в кровле пласта k_4 . Установление положения пород, пересеченных скважиной в нормальном стратиграфическом разрезе участка, позволило перенести пласт k_4 с участка на направление скважины. Полученное таким образом положение пласта k_4 на искомом крыле K' дало возможность при допущении параллельности крыльев изобразить последние на плане (см. рис. V.24, а) горизонталями 200 и 150 и построить линию обреза S' пласта k_4 в лежащем крыле.

Перпендикуляр к линиям обреза пласта, проведенный от S' к S , принято называть условным относительным перемещением R_y и по нему определять форму дизъюнктива.

В данном случае последний будет являться тупоугольным диагональным взбросом, для которого характерно удвоение или перекрытие пласта.

Отрезок $B'e$ на рис. V.24, а фиксирует амплитуду смещения или расстояние между крыльями пласта в направлении квершляжной выработки.

Как следует из изложенного, условное направление относительно перемещения в данном случае является основой для установления формы дизъюнктивов и позволяет однозначно ха-

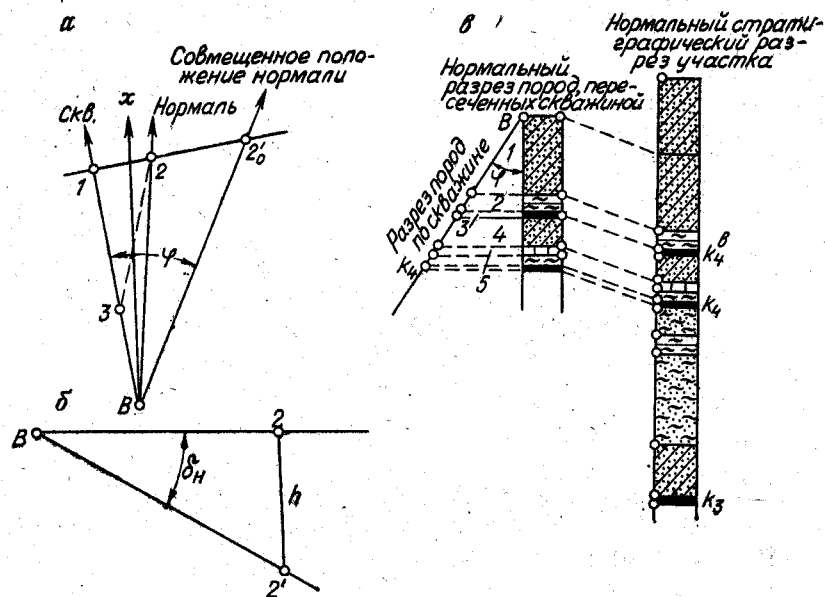


Рис. V.25. К определению R_y по данным разведки из горных выработок:

а, б — определение угла φ ; в — сопоставление нормального разреза пород, пересеченных скважиной с нормальной стратиграфической колонкой участка

актеризовать взаимное положение крыльев в пространстве и взаимное положение линий обреза пласта в плоскости сместителя. Таким образом, понятия и определения, базирующиеся на этой основе, практически удобны для решения горных задач на нарушенных участках и для технической документации.

Рассмотрим определение R_y и задание вскрывающей горной выработки при разведке положения искомого крыла с поверхности. Пусть штрек, пройденный по пласту на горизонте 200 м, встретил со стороны висячего бока в точке В сместитель С (рис. V.26, а). В точке В определены: элементы залегания крыла К (α , δ), сместителя (A , Δ) и мощность зоны сместителя (BB').

В соответствии с заданным сечением h находится величина заложения горизонталей (рис. V.26, б) и изображаются горизонталями 200 и 100 крыла К и сместитель С, а также линия скрещения S. Положение искомого крыла К' установлено вертикальной скважиной. Рассмотрим два варианта. В I варианте отметка точки пересечения скважин D с пластом пусть будет равна $z_D = -55$, а во II варианте — $z_D = 322$.

При допущении параллельности искомого крыла известному крылу пласта и при указанных отметках z_D крыло К' займет

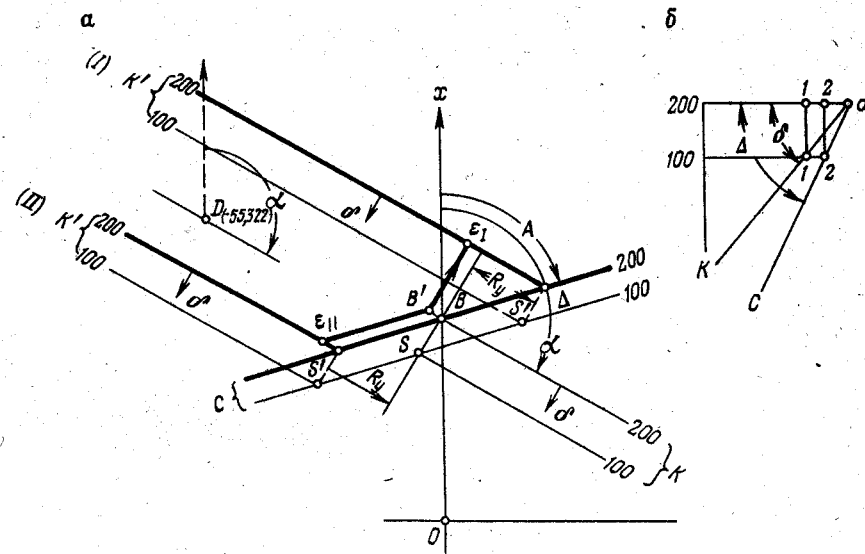


Рис. V.26. Установление R_y формы встречного дизъюнктива и направления для задания выработкам на перемещенный блок по данным разведки последнего с поверхности

соответственно положения I и II. Построив для них горизонтали 200 и 100 крыла К', найдем два положения линии скрещения S'. Расстояния по перпендикуляру между ними и линией скрещения S дадут соответственно два направления условного относительного перемещения R_y висячего крыла в плоскости сместителя. Положение I дает диагональный взброс с перекрытием, а положение II — диагональный сброс с растяжкой.

В первом случае вскрывающая смещенное крыло горная выработка $B'e_1$ должна в данных условиях задаваться горизонтально вкост простираения крыльев. Во втором случае горизонтальная горная выработка $B'e_{11}$ задается параллельно линии простираения сместителя в некотором удалении от последнего в связи с необходимостью проведения выработки в ненарушенных породах.

Определение α'_R по соответствующим точкам на крыльях дизъюнктива. Установление α'_R по соответственным точкам на крыльях дизъюнктива является более надежным, чем другие способы. При этом известно положение всех элементов дизъюнктива. Его основное назначение — объективная оценка надежности определения α'_R другими способами, т. е. α'_R , установленное по соответственным точкам, является эталоном.

Соответственные точки на блоках дизъюнктива устанавливаются разными способами. Приведем некоторые из них.

По линейным элементам. Соответственные точки крыльев должны лежать в плоскости сместителя, т. е. они

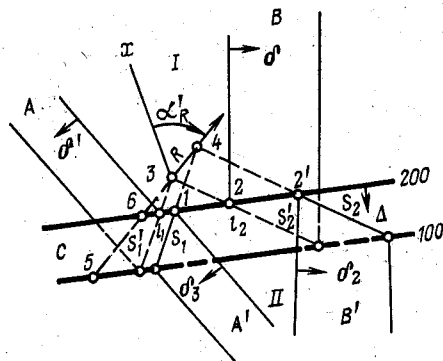


Рис. V.27. Определение относительного перемещения блока складки по линиям скрещения

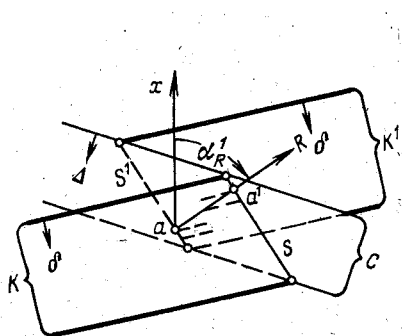


Рис. V.28. Установление α'_R блока по контурным линиям размыва и замещения пласта

должны принадлежать линиям пересечения пласта со сместителем.

Для определения относительного перемещения R должно быть известно положение обоих крыльев и на них — положение линейных элементов, позволяющих установить соответственные точки.

Рассматриваемый способ используется для геологических выводов, но в ряде случаев он может быть применен и при решении горно-геологических задач на нарушенном участке.

Пусть антиклинальная складка поперечным смещением разбита на два блока I и II (рис. V.27). Первый из них расположен в лежащем боку сместителя С, второй — в висячем. Причем положение блока I и элементы залегания крыльев А и В складки известны по горным работам. Элементы залегания сместителя С установлены в горных выработках в точках 1 и 2.

Положение блока II определено с поверхности разведочными скважинами, а элементы залегания крыльев А' и В' складки в этом блоке приняты одинаковыми с элементами залегания соответственных крыльев складки в лежащем блоке I.

По исходным данным крылья складки в обоих блоках и сместитель изображены на рис. V.27 горизонталями 200 и 100 и построены линии пересечения $S_1, S_1'; S_2, S_2'$ крыльев складки со сместителем. Как следует из рисунка, в результате относительного перемещения блока II по сместителю С на крыльях складки получился различный видимый эффект. Смещение на левом крыле складки по условному относительному перемещению представлено остроугольным сбросом с растяжкой блоков А и А' по горизонтали сместителя на величину l_1 . Смещение на правом крыле складки по тому же признаку представлено тупоугольным диагональным взбросом с перекрытием блоков В и В' по горизонтали сместителя на величину l_2 . Разные формы видимых смещений на крыльях складки обуславливают различные подходы к вскрытию смещенного блока пласта.

Оптимальное направление и длина вскрывающей выработки на крыле А складки определяются отрезком l_1 , параллельным сместителю, а на крыле В — квершляжной выработкой.

Действительное относительное перемещение блока II в плоскости сместителя С фиксируется отрезком R , построенным по соответственным точкам 3 и 4, найденным как точки пересечения линий обреза пласта в лежащем и висячем блоках сместителя. Точка 3 определяет точку пересечения шарнира складки со сместителем со стороны блока I, а точка 4 — то же, со стороны блока II. До перемещения эти точки совпадали. В результате перемещения точка 4 переместилась по плоскости сместителя относительно точки 3 в направлении α'_R на величину отрезка R .

Следовательно, по истинному относительному перемещению рассматриваемый тектонический разрыв складки представляет собой тип диагонального взброса, фиксируемого в плоскости С отрезком 5—6.

По контурным линиям размыва и замещения пласта. Для установления соответственных точек могут быть использованы контурные линии размыва и замещения пласта.

На рис. V.28 в горизонталях изображены крылья К, К' и сместитель С, а также линии их пересечения S и S'. На крыльях показаны контуры размыва и замещения пласта. Из рисунка видно, что точки а и а' являются соответственными точками, которые до перемещения крыльев совпадали. Соединяющая их линия определяет в плоскости сместителя относительное перемещение R и его направление α'_R .

Точность определения соответствующих точек обуславливается четкостью контуров размыва и замещения пласта, а также точностью их построения.

По изменчивости показателя залежи. Способ предложен и опробован в Карагандинском бассейне А. А. Трофимовым. В основу его положено представление о том, что показатели залежи или толщи пород, используемые при решении поставленной задачи, определяются главным образом

условиями осадконакопления и углеобразования и в меньшей мере или совсем не зависят от разрывной тектоники.

Применительно к угольным месторождениям в качестве показателей для определения относительного перемещения могут быть использованы:

- а) фациальные замещения угла внутри пласта породами и изменчивость мощности этих пород;
- б) изменчивость мощности залежи полезного ископаемого;
- в) изменчивость мощности пород между пластами или мощности пород между маркирующими горизонтами;

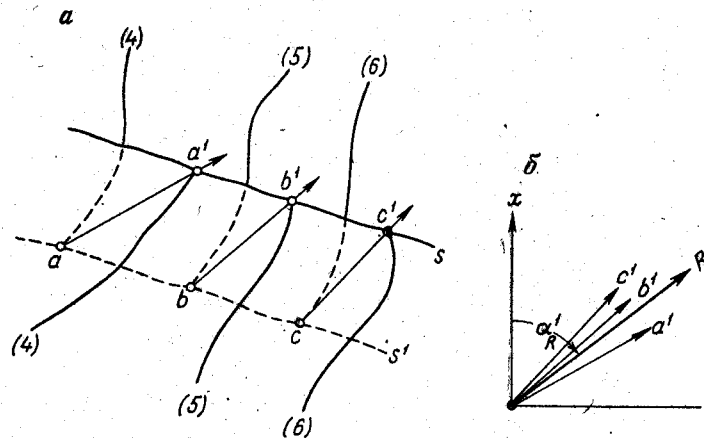


Рис. V.29. Определение относительного перемещения по изменчивости показателя залежи.

a — изменчивость показателя залежи у сместителя; b — определение направления вектора R

- г) изменение физико-химических свойств полезного ископаемого, например изменение содержания золы в угле.

Более подходящим показателем является изменчивость содержания золы в угле.

Рассмотрим применительно к этому показателю определение относительного перемещения.

На рис. V.29, a в плане изображен сместитель линиями обреза пласта S и S' . В зоне сместителя со стороны висячего и лежащего крыльев построены изолинии содержания золы в угле, пересекающие линии обреза пласта в ряде точек.

До перемещения линии S совпадала с линией S' , а точки a' , b' , c' совпадали с точками a , b , c , т. е. точки a и a' , b и b' , c и c' — соответственные. Следовательно, направления aa' , bb' и cc' фиксируют направление относительного перемещения на рассматриваемом участке. Среднее из них будет наиболее вероятным направлением α_R относительного перемещения R . Оно

может быть получено подсчетом или графическим построением. На рис. V.29, b показано графическое определение среднего значения.

В заключение следует отметить, что все рассмотренные способы обеспечивают небольшую ($8-10^\circ$), но достаточную для решения практических задач точность определения α_R или α'_R . Рассмотренные способы не охватывают всех возможных приемов решения данной задачи, но они являются наиболее распространенными и дают представление о методике ее решения. Выбор способа нужно производить для каждого конкретного случая, учитывая естественную обстановку, характер решаемой задачи и необходимость получения надежного контроля.

Определение относительного перемещения требует внимательного наблюдения на нарушенном участке, объективной документации, тщательного анализа полученных данных и верных выводов. Успешное решение задачи содействует правильному ведению горных работ.

Геометрическая схема установления формы встреченного дизъюнктива и задания выработки на перемещенный блок. После определения α_R устанавливается форма встреченного дизъюнктива, составляется геометрическая схема задания разведочной выработки на перемещенный блок с целью нахождения величины амплитуды и уточнения разреза пород вдоль вскрывающей этот блок горной выработки.

На рис. V.30 по полученной величине α'_R построен вектор R относительного перемещения блока K . Направление вектора относительного перемещения искомого блока K' будет определяться величиной $\alpha_{R'} = \alpha_R \pm 180^\circ$. Следовательно, блок K' перемещен по плоскости сместителя вправо.

Величина отстояния (амплитуда) устанавливается разведкой. Разведочную выработку предпочтительнее задавать в направлении вскрывающей перемещенный блок K' горной выработки.

Обычно по техническим требованиям в направлении штрека, встретившего сместитель, проходится квершлаг OO' с целью выявления мощности состояния пород в зоне сместителя. По достижении точки O' задается и проводится разведочная скважина, по которой ведется тщательная документация разреза пород.

В условиях остроугольного сброса это будет горизонтальная скважина $O'b$ по направлению α_b . Судя по геометрической схеме (рис. V.30) скважина пересекает толщу пород почвы пласта l_4 снизу вверх.

В левой части рис. V.31 представлен нормальный разрез пород участка, включающий пласт l_4 , работами по которому был встречен сместитель.

Для определения положения пород, пересеченных скважиной b , участок $O'q$ приводится к нормальному разрезу $O'q'$ и

Если нормальный разрез пород $O'q'$, пересеченных скважиной, по своей величине и последовательности в нем пород на-

Если нормальный разрез пород $O'q'$, пересеченных скважиной, по своей величине и последовательности в нем пород на-

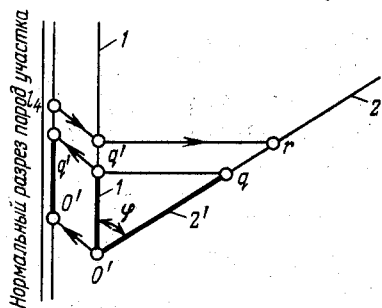


Рис. V.31. К определению положения перемещенного блока

Во многих случаях, особенно когда разрезы $O'q'$ пород по скважине и по нормальной колонке участка разнятся (наличие комбинированного, т. е. поступательного и вращательного относительного перемещения блоков), скважина пробуривается до встречи с пластом.

Решение задачи заканчивается проведением на геометрической схеме дизъюнктива проектного положения $O'r$ вскрывающей блок K' горной выработки.

При встрече горными работами тупоугольных дизъюнктивов в условиях наклонного или крутого залегания пород подходящей вскрывающей горной выработкой является квершлаг, задаваемый вкрест простирания блока.

Информация, полученная в результате решения рассмотренной задачи, должна найти надлежащее отражение на маркшейдерском плане. В частности, на плане в соответствии с принятыми условными знаками должны быть нанесены линии обрыва блоков, элементы залегания и мощность зоны сместителя, амплитуда дизъюнктива в направлении ее установления, направление вектора R относительного перемещения блока и другие сведения, численно или графически характеризующие встреченный дизъюнктив.

Крупные и средние тектонические разрывы, имея современную количественную характеристику и часто являясь границами шахтных полей и участков, при экстраполяции их на прилегающие площади и выделения выемочных участков не вызывают значительных затруднений.

Интенсивность разрывной нарушенности характеризуется числом разрывов, их амплитудой и протяжен-

ностью. При этом количество разрывов может быть оценено их средним числом, приходящимся на единицу длины, площади или объема, а амплитуда и протяженность — их средними значениями, установленными статистически для аналогичных условий.

Методы оценки нарушенности должны основываться на изучении общих закономерностей и особенностей их проявления в тех или иных условиях образования месторождений полезных ископаемых. В первом параграфе данной главы наряду с общими основами образования разрывов приводилась количественная характеристика зависимостей между параметрами дизъюнктивов применительно к условиям некоторых угольных месторождений СССР, которые в аналогичных условиях могут использоваться при экстраполяции нарушенности на прилегающие участки и горизонты. Однако основное значение приведенных отношений заключается в том, что они иллюстрируют возможности метода количественной оценки разрывной тектоники.

В работах ВНИМИ [14, 16] для угольной промышленности в последние 10—15 лет уделялось много внимания вопросам оценки и прогнозирования тектонической нарушенности угольных пластов в связи с увеличением скоростей подвигания горных работ, механизацией выемки угля и обеспечением более полного извлечения полезного ископаемого из недр. В этом же направлении работали и другие коллективы, в результате чего решение указанных вопросов здесь находится на более высоком уровне по сравнению с другими отраслями горнодобывающей промышленности. Приведем некоторые полученные выводы применительно к горно-геологическим условиям угольных месторождений.

На стадии подготовки и разработки месторождения рекомендуется в качестве показателя интенсивности тектонической нарушенности выемочного поля принимать коэффициент K_1 [16]:

$$K_1 = \frac{\Sigma l}{S}, \quad (V.6)$$

где Σl — суммарная длина тектонических нарушений пласта в пределах анализируемого участка; S — площадь этого участка.

Для определения K_1 в расчет принимаются все дизъюнктивы на исследуемой площади с амплитудами свыше 0,1 м. Исследуемые отработанные площади должны быть соразмерны с основной рабочей единицей шахты — выемочным полем (участком), т. е. иметь не менее 200—250 м по простиранию и 80—150 м по падению пласта в зависимости от горно-геологических условий.

Величина K_1 , будучи средней, не отражает особенностей размещения разрывов по площади. Если диапазон изменения нарушенности по выемочным полям разделить на равные интервалы (например 0—50 м/га, 50—100 м/га и т. д.) и составить

функцию распределения, то тем самым будет подчеркнута особенность распределения разрывов по их интенсивности в исследуемой области.

Размещение интенсивности нарушенности пласта может быть представлено в виде плана изолиний показателя K_1 , вычисленного и отнесенного к центрам ячеек, на которые исследуемая площадь на плане разбивается специальной палеткой, каждая ячейка которой в натуре представляет площадь пласта, равная единице измерения площади, например 1 га.

Для оценки интенсивности тектонической нарушенности пласта, когда источником информации являются только разведочные скважины и подготовительные горные выработки, используется коэффициент K_2 [16]:

$$K_2 = \frac{n}{L}, \quad (V.7)$$

где n — число разрывных нарушений, встреченных проходимой выработкой; L — протяженность выработки, км.

Величина K_2 определяется как среднее из коэффициентов, подсчитанных в направлении простирания пласта $K_{2пр}$ и в направлении его падения $K_{2пад}$:

$$K_{2ср} = \frac{K_{2пр} + K_{2пад}}{2}. \quad (V.8)$$

Коэффициенты K_1 и K_2 на разных стадиях освоения месторождения могут быть установлены независимо. Наблюдения показывают, что в пределах месторождения они связаны между собой некоторым коэффициентом пропорциональности, позволяющим получить K_1 при прогнозировании нарушенности через K_2 :

$$K_1 = aK_{2ср}, \quad (V.9)$$

где $a = 14 \div 15$ — коэффициент пропорциональности, имеющий собственное значение для каждого месторождения.

Интенсивность проявления мелкоамплитудной тектонической нарушенности на участках угольных пластов обнаруживает зависимость от положения этих участков в общей структуре месторождения. Наличие крупных складчатых и разрывных структур, как правило, обуславливает развитие мелкоамплитудной нарушенности в зонах их влияния и резкое усложнение тектонического строения участка. Выявление указанной зависимости устанавливается наблюдениями и представляется специальными графиками — планами в изолиниях значений K_1 или профилями этого показателя по характерным направлениям относительно оси общей структуры. При этом часто используется направление линии простирания крыла складки, совпадающей со штреками. Вдоль его выбираются соизмеримые участки, в пределах которых оценивается интенсивность проявления мелкоам-

плитудной нарушенности с помощью показателя K_1 . На графике по оси абсцисс откладываются расстояния этих участков до оси складки, по оси ординат — значение показателя K_1 для соответствующих участков.

Как показывают наблюдения, вблизи осевой части складки выделяются зоны повышенной нарушенности. Так, например, если в удалении от оси на расстояние 1—1,5 км K_1 имеет значения 10—30 м/га, то на расстоянии 70—80 м значения возрастают до 150—300 м/га.

Для большинства тектонически нарушенных угольных месторождений характерно наличие зон интенсивного проявления мелкоамплитудной нарушенности вблизи крупных дизъюнктивов. При этом обнаруживается, что усиление интенсивности нарушенности, как правило, связано с увеличением амплитуды дизъюнктива. Ширина зон, в которых нарушенность проявляется так же, связана с величиной перемещения крыльев дизъюнктива.

Образование крупных дизъюнктивов вызывает в зонах интенсивной нарушенности угольных пластов и вмещающих пород развитие разрывов меньшего порядка и трещиноватости пород. При этом часть оперяющих разрывов и систем содизъюнктивных трещин ориентируется параллельно сместителям крупных дизъюнктивов, а часть располагается по отношению к ним сопряженно, суммарно накладываясь на фоновую трещиноватость горного массива.

Зоны интенсивной нарушенности пород вызывают усложнение условий ведения в них горных работ, которое проявляется разнообразно. Прежде всего понижается устойчивость пород кровли. Это понижение возрастает с приближением к сместителю. Рис. V.32 иллюстрирует это положение применительно к условиям Донбасса (здесь N обозначает нормальную амплитуду дизъюнктива).

Тектоническая нарушенность оказывает решающее влияние на возможность применения механизированной выемки угля, особенно механизированными комплексами. Оценка выемочных участков в этом отношении при планировании горных работ представляется крайне важной. При этом построение графиков функций распределения выемочных участков по степени тектонической нарушенности дает возможность по данным опыта отработки оценить долю участков в пределах исследуемой площади, обрабатываемых с помощью механизации или без нее, и установить предельную для данных условий степень нарушенности возможных полей (участков), выше которой использование механизации становится затруднительным.

На рис. V.33, применительно к условиям Донбасса показано распределение выемочных участков по степени их нарушенности и способы их отработки. Из графика следует, что для рассматриваемых условий тектоническая нарушенность при K_1 более

250 м/га является предельной для применения механизированной выемки (1), но не предельной для немеханизированной выемки (2).

На основе количественной оценки дизъюнктивной нарушенности угольных пластов представляется возможным классифицировать выемочные поля. При этом выделенные группы отражают влияние нарушенности на полноту извлечения полезного ископаемого и технико-экономические показатели отработки пластов.

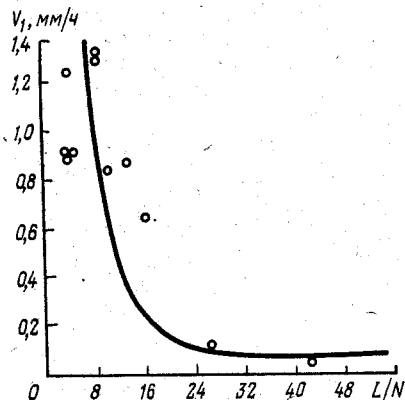


Рис. V.32. График зависимости скорости сдвижения кровли пласта от относительного расстояния до сместителя (Донбасс)

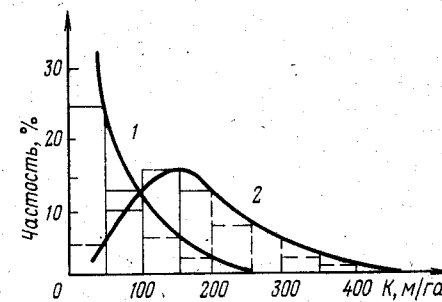


Рис. V.33. Распределение выемочных участков по степени их тектонической нарушенности (Донбасс):

1 — распределение участков, отработанных механизированным способом; 2 — то же, буровзрывным способом

В действующих в угольной промышленности методических указаниях [16] рекомендуется так классифицировать выемочные поля по указанным показателям (табл. V.1).

Приведенная группировка выемочных полей способствует полной оценке промышленных запасов и принятию правильных решений по их отработке.

Существенно влияние тектонической нарушенности на технико-экономические показатели работы, например на производительность труда в очистных забоях. Исследования показывают, что на пологом и наклонном залегании пластов в Донбассе при $K_1 = 200$ м/га снижение производительности труда колеблется в пределах 10—40% относительно производительности труда на ненарушенных участках, а на крутом падении оно достигает 50%.

Из опыта разработки угольных месторождений известно, что потери угля по геологическим причинам (потери угля в целых около геологических нарушений, обводненных участков

Таблица V.1

Группа сложности выемочных полей по степени дизъюнктивной нарушенности	Потери угля по площади у дизъюнктивных нарушений, %	Отклонение технико-экономических показателей добычи угля II, III, IV групп от таковых I группы, принятых за единицу			Способы отработки выемочных полей
		Относительная производительность труда рабочего	Относительная себестоимость 1 т добычи	Относительное количество работ на 1000 т добытого угля	
I группа — простые, $K_1 < 50$ м/га	—	1	0,5	1	Механизированная
II группа — средней сложности $50 \text{ м/га} < K_1 < 150 \text{ м/га}$	5—20	0,65—0,90	0,50—0,70	1,1—1,5	Выемочные поля отрабатываются комплексно-механизированным и немеханизированным способами
III группа — сложные $150 \text{ м/га} < K_1 < 250 \text{ м/га}$	20—30	0,50—0,75	0,70—0,85	1,6—2,5	Средства механизации используются ограниченно. Преобладает немеханизированная отбойка угля
IV группа — весьма сложные, $K_1 > 250 \text{ м/га}$	30	0,50	1	2,5	Преобладает немеханизированная отработка угля. Использование средств механизации нерационально

пластов, обрушений, когда безопасная выемка угля затруднена, на участках, где установлена мощность пласта менее кондиционной) колеблются от 4 до 18%. Из них от 50 до 90% падает на потери в целиках, оставленных в зонах тектонической нарушенности, т. е. в зонах влияния дизъюнктивов. Ширина l этих зон определяется многими факторами. При одинаковом составе

и строения массива зависимость будет иметь вид [16]

$$l = y\sqrt{N}, \quad (V.10)$$

где y — коэффициент, устанавливаемый наблюдениями в данных геологических условиях.

Для условий угольных месторождений y чаще колеблется в пределах от 2 до 6.

Из изложенного следует, что приведенные выше зависимости применительно к некоторым условиям угольных месторождений могут использоваться при прогнозировании тектонической нарушенности в аналогичных условиях. Главное их назначение заключается в том, что они позволяют на более простых отношениях показать метод количественной оценки тектонической нарушенности выемочных полей (участков) и возможности его использования для целей прогнозирования нарушенности на прилегающих участках и горизонтах.

Метод предполагает необходимость систематического изучения и документации разрывной нарушенности на геолого-маркшейдерских графиках с целью получения необходимых данных для количественной оценки тектонической нарушенности и ее тенденции в направлении прилегающих участков.

Экстраполяция полученных данных с учетом особенностей состава, строения массива и положения участка в общей геологической структуре практически возможна на их величину по простиранию и падению залежи.

В заключение следует привести рекомендации А. И. Осецкого [18] по графическому методу выявления мелких, не выявляемых разведкой тектонических нарушенностях залегания пластов путем построения совмещенных профилей залежи.

В разведанной или разведываемой части их на план наносятся точки встречи скважин с поверхностью пласта и около них выписываются отметки. Затем системой разнонаправленных плоских вертикальных сечений исследуется форма поверхности пласта. Для этого на том же плане проводятся прямые с таким расчетом, чтобы каждая из них прошла через возможно большее число известных точек пласта или же пересекла возможно большее число линий, соединяющих пары смежных точек. В результате на каждой профильной линии имеется некоторое число точек с известными или неизвестными отметками пласта.

На рис. V.34 представлен профиль пласта по линии II—II' (точки $a, б, в, г, д$). Неизвестные отметки в указанных точках определяются линейным интерполированием вдоль отрезков 5—10, ..., 2—8.

Каждая профильная линия, например, линия II—II', принимается за линию условного горизонта с отметкой, близкой отметкам точек (—100). На плане строится совмещенный профиль пласта $a'b'в'г'д'$, вертикальный масштаб которого берется в 2—5 раз крупнее масштаба плана.

ния II—II' пересекла нарушение
офиле и смежных точках b' и g
нарушение находится в интервале
вертикальная амплитуда прибли-
женно характеризуется шириной
полосы, выделенной на профиле
штриховкой.

На рис. V.34 указанная зона на участке линии II—II' выделена редкой штриховкой. Она не дает однозначного ответа на вопрос: является ли выделенное нарушение разрывным или пликативным, но определяет зону, в которой последующими работами проводится необходимое уточнение.

Практика применения указанного способа свидетельствует, что он дает хорошие результаты при пологом залегании, удовлетворительные — при наклонном и худшие — при крутом залегании пластов. Способ совмещенных профилей иногда может оказывать

Рис. V.34. Выявление зон мелкой тектонической нарушенности методом совмещенных профилей

ся полезным при выявлении зон нарушенности впереди забоев выработок, проводимых по пласту. Такое предварительное выявление указанных зон особенно целесообразно в случаях, когда пласт опасен по выбросам угля (породы) или газа, так как часто выбросы приурочиваются к зонам мелкой нарушенности.

В реальных природных условиях при детальной разведке и разработке месторождений полезных ископаемых формы раз-

рывных структур сложнее и разнообразнее геометрических схем, вытекающих из плоскостной формы дизъюнктива. Последняя представляет собой результат абстрагирования от реальных сложностей формы дизъюнктивов с целью подчеркивания эффективности геометрических схем плоскостных дизъюнктивов для решения задач при разработке осложненных разрывными структурами участков.

Дизъюнктив не ограничивается одним пластом, а захватывает некоторую толщу горных пород и связан всегда с геологической структурой высшего порядка.

Применительно к пластовым месторождениям следует иметь в виду связь разрывных структур со складчатостью.

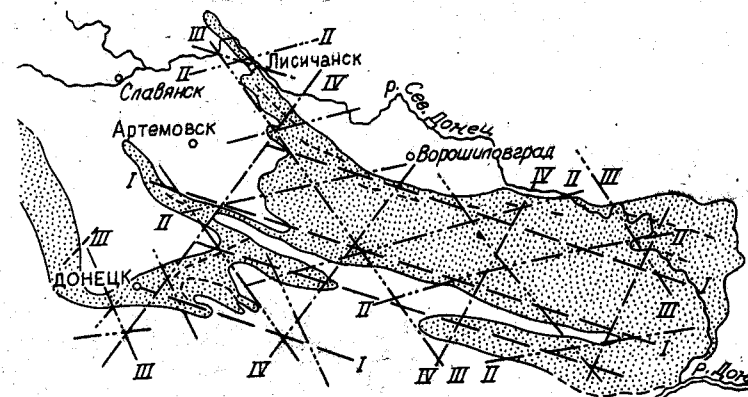


Рис. V.35. Ориентировки основных систем разрывов относительно линейной складчатости (Донбасс)

В линейных складках деформации пород с разрывами приурочены как к осевым частям, так и к крыльям складок. Ориентировка разрывов относительно элементов симметрии складок бывает различной, но в общем укладывающейся в схемы, дающие представление об образовании разрывов.

На рис. V.35 в самом общем виде показано тектоническое строение Донбасса. Система линейных складок разных порядков вытянута с северо-запада на юго-восток. Наблюдаемые разрывы сведены по их ориентировке относительно осей складок в четыре системы: продольные *I*, диагональные *II*, *III* и поперечные *IV*.

Внутри каждой из указанных систем разрывов могут выделяться более мелкие подразделения по направлению и величине падения зон сместителей. Выделенные системы приблизительно укладываются в известные схемы деформации материалов с разрывом или во всяком случае не вступают в принципиальное противоречие с ними.

На рис. V.36 показано схематическое строение Центрального района Донбасса — одной из крупных складчатых структур бассейна, части Главной антиклинали. На указанном участке Глав-

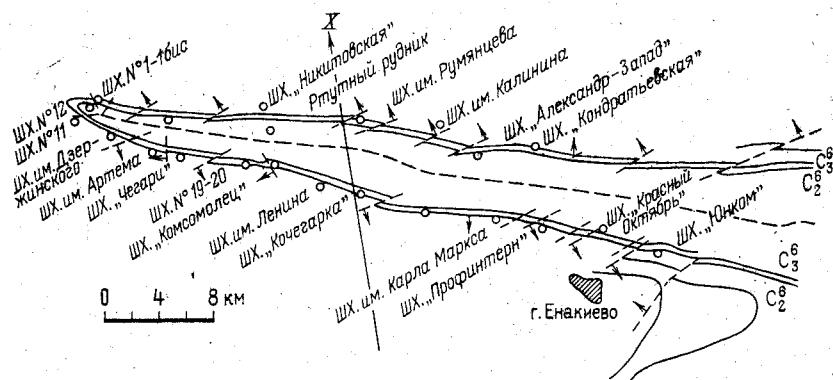


Рис. V.36. Схема проявления разрывов в области главной антиклинали (Донбасс)

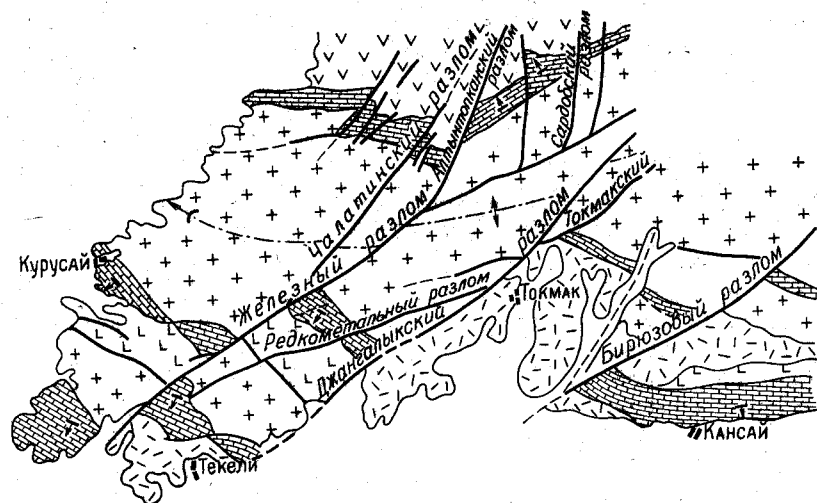


Рис. V.37. Схема разрывных структур юго-западного Кармазара

ная антиклиналь представляет собой крупную, близкую к симметричной антиклинали складку.

Зона осевой части складки имеет продольный разрыв небольшой амплитуды, большого протяжения, круто и согласно падающей осевой поверхностью на юг. Кроме того, осевая зона складки при общем ее погружении на северо-запад осложнена

мелкой поперечной складчатостью, которая, в свою очередь, сопровождается системой мелких разрывов.

Крылья Главной антиклинали разбиты серией преимущественно согласно падающих разрывов в форме диагональных согласно падающих взбросов (надвигов), которые разрывают крылья антиклинали на ряд пластин (и в отдельных местах — клиньев), ступенчато надвинуты друг на друга и обуславливающих пластинчатое строение крыльев.

Подобное строение складки представляет собой результат приспособления ее к имевшим место тектоническим воздействиям и движениям. Как следует из рис. V.36 из двух сопряженных разрывов преимущественное развитие на каждом крыле складки получила одна система. При этом взаимное положение крыльев (блоков) большинства смещений имеет форму тупоугольных согласно падающих взбросов, при которой смещенное крыло вскрывается квершляжной выработкой, задаваемой вправо от направления штока, встретившего сместитель. При наличии второй системы разрывов (после шахт «Чегари» и «Комсомолец») появляется схема смещений при которой вскрывающая смещенное крыло квершляжная выработка должна задаваться влево от направления штока, встретившего сместитель.

Способность разрывов ветвиться прослеживается и на крупных региональных структурах, захватывающих осадочные и изверженные комплексы. На рис. V.37 представлена схема разрывных структур Юго-Западного Кармазара, из которой следует, что крупные разломы (Железный, Джангалыкский и Бирюзовый) сопровождаются серией оперяющих разломов.

Приведенная характеристика наблюдаемых при разведке и разработке месторождений полезных ископаемых смещений свидетельствует о сложности и разнообразии форм, в которых они выступают в природе. Однако выявленные на более простых структурах пластовых месторождений геометрические схемы смещений и схемы решения задач, возникающих при разведке и разработке нарушенных участков, могут быть методически использованы и в более сложных условиях.

ГЛАВА VI

ТРЕЩИНОВАТОСТЬ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ ТРЕЩИН

В процессе образования и изменения горных пород в общем процессе развития земной коры они расчленяются по трещинам на блоки разной величины и формы. Это явление называется трещиноватостью массива горных пород и является его общим свойством. Она характеризует структуру,

геомеханические свойства массива и горно-геологические условия исследуемых участков земной коры.

Считая расчлененность пород трещинами одним из важнейших свойств массива, М. М. Протодяконов в книге «Давление горных пород» писал: «... горные породы в массе своей отнюдь не представляют собой сплошных упругих тел, какие рассматриваются обыкновенно в курсе сопротивления материалов. Множество трещин от микроскопических до грандиозных разбивают всю толщу на отдельные куски, и даже там, где связь остается, она в значительной мере слабее, чем внутри самих кусков».

Решение ряда горно-геологических задач нуждается в учете трещиноватости изучаемого массива, что дает возможность получить более полную структурную характеристику создает более верное представление о массиве как слоистой, трещиноватой среде с анизотропными механическими свойствами.

По степени проявления трещины делятся: на открытые, закрытые и скрытые. Открытые трещины характеризуются четко видимой полостью, свободной или заполненной обломочным материалом и осадками из растворов, циркулирующих в трещиноватой среде. В закрытых трещинах разрыв хорошо заметен невооруженным глазом, но стенки трещины сближены настолько, что полость не обнаруживается. Скрытые трещины не обнаруживаются при визуальных наблюдениях, а выявляются при отбитии образцов или при специальных исследованиях.

В расчленении массива на блоки кроме трещин разрыва, секущих породы по разным направлениям, принимают участие поверхности напластования и сланцеватости пород, являющиеся выраженными поверхностями ослабления.

Трещины, развитые в горных породах, можно классифицировать по условиям их образования или по ряду геометрических признаков. В первом случае классификация называется генетической, во втором — геометрической.

В более ранних генетических классификациях все трещины делились на две группы: эндогенные и экзогенные. Причины образования первых связаны с процессами изменения пород во времени (диагенез, перекристаллизация, химические преобразования). Вторые образуются в результате внешнего воздействия на породы.

Позднее начали выделять тектонические трещины и трещины иного, нетектонического происхождения. При этом каждая из указанных групп в зависимости от характера процессов, вызвавших образование трещин, разбивалась на более мелкие подразделения. Из имеющихся генетических классификаций более универсальной является классификация, предложенная В. В. Белоусовым:

Эта классификация, несколько измененная для более удобного практического пользования, может быть представлена в следующем виде.

I. Нетектонические трещины:

1) Первичные трещины; 2) трещины выветривания; 3) трещины оползней, обвалов и провалов; 4) трещины расширения пород при разгрузке; 5) искусственные трещины (при взрывах, ударах и т. д.)

II. Тектонические трещины:

1) трещины с разрывом сплошности пород; 2) кливаж.

Из нетектонических трещин основное значение имеют первичные, как повсеместно распространенные и определяющие строение горного массива. Появление тектонических трещин усложняет в отдельных местах первичную трещиноватость.

Первичные трещины развиваются в результате проявления внутренних сил в породах при их усыхании, уплотнении, изменении объема и температуры и физико-химических превращениях.

Первичные трещины в осадочных породах возникают преимущественно в процессе диагенеза, т. е. на стадии превращения осадка в горную породу. Наиболее важными физическими изменениями при диагенезе являются потеря воды и уплотнение отложений путем уменьшения их влажности и пористости.

При повсеместном распространении первичных трещин в осадочных породах наиболее четко они выражены в областях с горизонтальным или слабо нарушенным залеганием. На участках, подвергающихся сильному тектоническому воздействию, первичные трещины в осадочных породах усложняются наложением тектонической трещиноватости. На рис. VI.1 показана схема первичной трещиноватости осадочных пород, осложненной наложенной трещиноватостью в зоне разрывов с перемещениями.

Первичные трещины не пересекают сколько-нибудь мощные толщи пород, а тесно связаны с отдельными литологически однородными слоями. Обычно они ограничиваются поверхностями напластования. По отношению к слоистости могут располагаться различно, но преимущественно являются нормально секущими трещинами отрыва. В совокупности ограничивают блоки (отдельности) в форме различных многогранников. В мергелях и глинах иногда могут давать и сложный контур.

Строение поверхности стенок трещин зависит от состава пород. В глинистых породах — стенки гладкие; в песчаниках и конгломератах — грубые, шероховатые, с выступающими зернами и гальками; в известняках и доломитах поверхность стенок нередко бугристая. Следы скольжения, как правило отсутствуют.

Густота трещин зависит от мощности состава пород. Так, например, в аргиллитах трещины гуще, чем в песчаниках. Диаграмма (рис. VI.2) характеризует зависимость густоты нормально секущих трещин в подмосковных каменноугольных известняках от мощности слоев, на которые известняки

развиваются поверхностями ослабления, параллельными напластованию. Густота трещины рассматривается отдельно для каждой системы, выделенной по одинаковой их ориентировке.

Первичные трещины в эффузивных породах развиваются под воздействием охлаждения. Уменьшение объема всегда вызывает

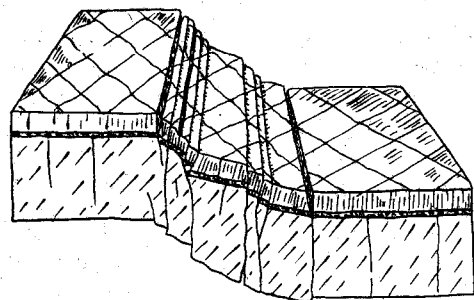
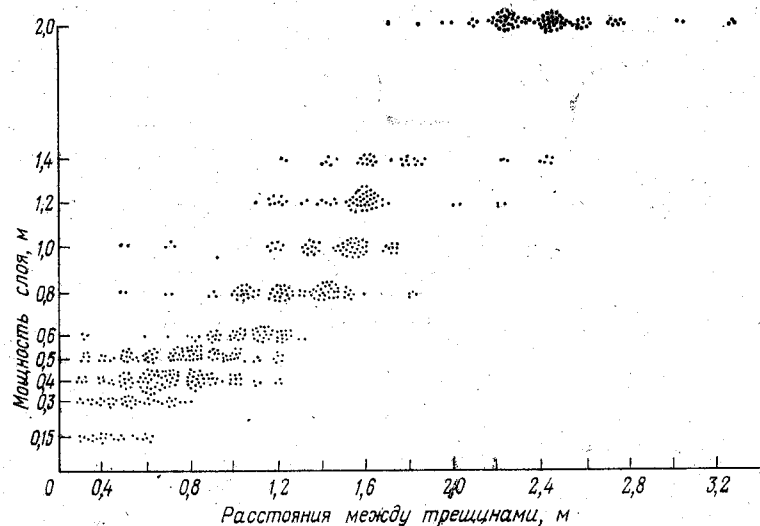


Рис. VI.1. Первичная трещиноватость осадочных пород, местами осложненная наложенной трещиноватостью

Рис. VI.2. Связь между частотой секущих трещин и мощностью слоев, на которые породы расчленены поверхностями ослабления, параллельными напластованию



появление растягивающих усилий, которые и являются непосредственной причиной образования трещин. По В. В. Белоусову, суммарная ширина трещин обуславливает сокращение, достигающее 4—5%.

В потоках лав, остывающих на поверхности Земли, быстрому охлаждению и образованию трещин способствует потеря большого количества летучих веществ. Вследствие неравномерности остывания лавы часто распадаются на присущие им формы отдельности (столбчатую, шаровую, плитчатую и др.).

К первичным трещинам в интрузивных породах относятся трещины, возникающие в стадии охлаждения интрузий до окончательного их застывания. Следует иметь в виду, что на формировании первичных трещин оказывает механическое воздействие движения магмы.

При охлаждении и кристаллизации магматических очагов объем породы уменьшается, что вызывает появление объемных стягивающих напряжений, равносильных растяжению породы внешними силами. Это растяжение компенсируется образованием трещин, размещение и частота которых определяются анизотропией, вызванной структурами течения. Выделяются по отношению к структурам течения поперечные, продольные и диагональные секущие трещины, а также поверхности ослабления, параллельные поверхности структуры течения.

Трещины выветривания возникают вследствие того, что выветрелые породы теряют свою монолитность. В результате выветривания появляется сеть трещин, вызывающая распадение крупных блоков на отдельные куски. При этом полно используются все (вплоть до скрытых) первичные нетектонические трещины.

Степень разрушения пород и частота видимых трещин, вызванных выветриванием, с удалением от земной поверхности быстро уменьшаются.

Трещины оползней, обвалов, провалов и другие виды нетектонических трещин обычно четко выражены и распространены локально. В общей характеристике трещиноватости массива имеют подчиненное значение. Тектонические трещины развиваются в горных породах под влиянием тектонических сил, проявляющихся в земной коре в процессе развития. Они во многом отличаются от трещин нетектонических.

Различия выражаются прежде всего в том, что тектонические трещины обладают выдержанностью в ориентировке и развиваются более или менее одинаково в различных по составу породах. Они делятся на трещины с разрывом сплошности пород и кливаж.

Трещины с разрывами сплошности пород образуются при появлении в них нормальных и касательных напряжений, превышающих пределы прочности пород. Под действием нормальных напряжений, перпендикулярных к главной оси растяжения, появляются трещины отрыва, а в направлении максимальных касательных напряжений развиваются трещины скалывания (здесь имеются в виду разрывы без видимого перемещения и являющиеся обычно опережающими по отношению к сместителю).

Трещины отрыва обычно приоткрыты и лишены каких-либо следов перемещения. Гальки и крупные зерна при пересечении их поверхностью отрыва нередко «выдергиваются» из породы. Эти трещины быстро выклиниваются и далее могут снова продолжаться с сохранением своей ориентировки. Густота трещин

отрыва неравномерна. Образуются они в зонах сместителей, на сводах куполовидных поднятий, в ядрах складок, на участках крутого погружения шарниров и на смыкающихся крыльях флексур.

Трещины скалывания в горных породах обычно плотно сжаты, имеют ровную и относительно гладкую поверхность стенок. Гальки и крупные зерна, попадающие в плоскость разрыва, срезаются, а не выдергиваются из своих гнезд. Трещины скалывания сохраняют свою ориентировку, обладают значительной протяженностью и сравнительно выдержанной густотой. Они широко распространены на участках, нарушенных взбросами и сдвигами, являясь их оперяющими разрывами.

Кливаж — это способность горных пород делиться по параллельным или почти параллельным поверхностям на тонкие пластинки. Это свойство пород в механическом смысле выражается в образовании поверхностей скольжения, по которым частицы смещаются относительно друг друга в процессе пластической деформации. Кливаж не нарушает сплошности пород, что отличает его от рассмотренных выше тектонических трещин. Место образования кливажа соответствует последней стадии развития пластической деформации, характеризующейся потерей прочности перед разрывом. В зоне выветривания кливаж имеет вид открытых или закрытых частых параллельных трещин с ровными поверхностями.

В породах, расположенных на глубине, кливаж имеет скрытое строение и может быть отмечен только по перемещению относительно резко выраженных границ. Кливаж широко развит в деформированных породах, особенно в породах, собранных в складки.

Различают кливаж, связанный со складчатостью, и приразрывный. Относительно слоистости пород выделяют кливаж по-слойный и секущий. Параллельный (главный, по В. В. Белоусову) секущий кливаж в складках развивается параллельно осевым поверхностям складок (рис. VI.3). Определенные отношения кливажа к слоистости пород и осевой поверхности складки могут использоваться при характеристике складчатых структур (рис. VI. а, б, в). В плане кливаж совпадает с простиранием пород на крыльях складок или расположен под острым углом. В замках складок как в плане, так и в разрезе он располагается под прямым углом к слоистости. Наклон слоистости на поверхности кливажа указывает на направление погружения шарнира складки. Приразрывный кливаж, развивающийся на крыльях смещения параллельно сместителю, позволяет определить ориентировку последнего. Известно широкое использование кливажа угольных пластов при отбойке угля в очистных забоях.

В основу геометрической классификации трещин положена их ориентировка относительно поверхностей напластования. По

отношению к напластованию и простиранию пласта могут быть следующие трещины:

- 1) продольные, поперечные, диагональные нормально секущие;
- 2) продольные, поперечные и диагональные косо секущие;
- 3) слоевые, или пластовые, совпадающие с поверхностями ослабления, параллельными напластованию.

К нормально секущим относятся те трещины, которые с поверхностью напластования образуют угол не менее 70° ; остальные будут относиться к группе косо секущих.

При установлении предельного угла для нормально секущих трещин, равного 70° , основанием служат следующие соображения. Предельный угол между направлением нормального напряжения и трещиной, при котором трещина как поверхность ослабления оказывает влияние на устойчивость породы при дан-

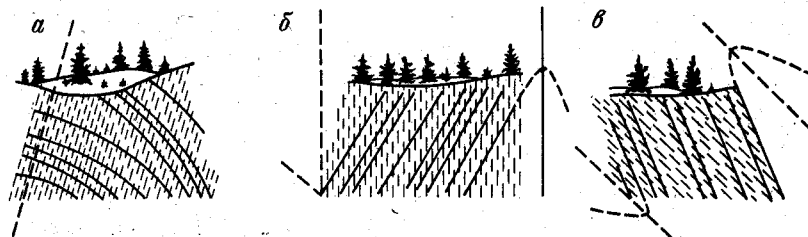


Рис. VI.3. Соотношение кливажа, слоистости и осевых поверхностей складок

ном напряженном состоянии, равен $90^\circ - \rho_i$, где ρ_i — угол трения по трещине. Испытания для ряда осадочных пород дают значения ρ_i , близкие к 20° , т. е. $90^\circ - \rho_i$ будет равно около 70° .

Отнесение трещин к продольным, поперечным или диагональным определяется углом, образованным линией простирания пласта и линией пересечения пласта и трещины. При этом к продольным относятся трещины, дающие этот угол в пределах $0 - 20^\circ$, к поперечным — $70 - 90^\circ$ и к диагональным — $20 - 70^\circ$. Косо секущие трещины удобно делить на согласно и несогласно падающие.

Практическое значение имеет характеристика поверхности трещин. По топографическому признаку поверхности могут быть плоскими и волнистыми, а по гладкости — шероховатыми, гладкими и зеркальными.

§ 2. ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ТРЕЩИНАТОСТИ. ПРОИЗВОДСТВО НАБЛЮДЕНИЙ

Относясь к числу постоянно действующих факторов на условия работы, трещиноватость массива горных пород подлежит систематическому изучению, документации и учету при решении производственных задач. При этом крупные трещины, графически выражающиеся в масштабе плана, подлежат

индивидуальной документации и учету. Однако подавляющее число трещин являются мелкими, документация, характеристика и учет которых возможны по средним значениям показателей.

Для структурной характеристики массива и учета влияния трещиноватости при решении горных задач имеют значение следующие геометрические показатели трещиноватости; ориентировка, раскрытие, размеры и густота трещин.

Первый из них определяется угловыми величинами (простираем A и углом падения Δ трещин) и позволяет выделять системы трещин по их ориентировке.

Второй показатель ввиду трудности его измерений характеризуется приближенно путем отнесения трещин в одну из групп — открытые, закрытые и скрытые.

Размеры и частота трещин характеризуются линейными величинами — протяженностью m трещин по нормали к напластованию или сланцеватости и расстоянием t по нормам между двумя соседними трещинами одной и той же системы (рис. VI.4).

В большинстве случаев указанные линейные величины выражаются долями метра и устанавливаются в горных выработках (в обнажении забоев и стенок выработок).

При наблюдениях трещиноватости одновременно производится измерение, ориентировка и описание наблюдаемых трещин.

Секущие трещины и поверхности ослабления (напластования, сланцеватости) являются структурными элементами, обуславливающими расчленение горного массива на элементарные блоки.

Из рис. VI.4 следует, что при наблюдениях необходимо соответствующим образом характеризовать обведенные кружком межтрещинные участки, оказывающие влияние на величину сопротивления пород в направлении поверхностей, по которым происходит движение трещиноватого массива.

Для производства наблюдений трещиноватости массива устанавливаются участки и точки наблюдения. Участок наблюдения должен располагаться в однообразных условиях залегания и в пределах блока крупной разрывной структуры. В пределах участка наблюдения выделяются точки наблюдения, приуроченные к секущим горным выработкам и выработкам, проходимым по залежи.

Наблюдениями в секущих выработках изучается трещиноватость массива на всю мощность обнаженных пород. В выработках, проходимых по залежи, исследуется трещиноватость залежи и непосредственной кровли.

Точки наблюдения представляют собой обнажения в забое и стенке выработки равновеликих площадей, позволяющих охватить наблюдениями трещины разных систем. Сечения выработок позволяют в каждой точке наблюдения производить измерения по 15—20 трещинам. Число измерений на участке оп-

ределяется числом точек наблюдений и колеблется в пределах 80—120 измерений.

В условиях однообразного залегания в пределах участка указанное число измерений является достаточным для надежного определения средних значений показателей трещиноватости.

Элементы залегания A , Δ трещин часто измеряются горным компасом. Ввиду большого числа измерений следует избегать косвенных способов определения указанных угловых величин. В измеренные магнитные азимуты вводится поправка на магнитное склонение, установленное на участке наблюдения в день работы по стороне маркшейдерской съемочной сети.

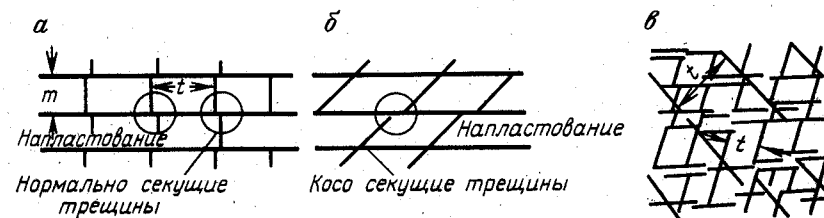


Рис. VI.4. Схемы трещиноватости в вертикальных сечениях (а, б) и в плоскости напластования (в)

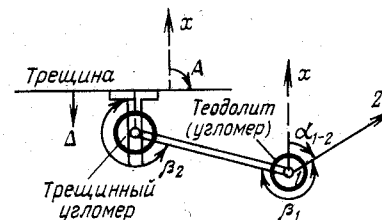


Рис. VI.5. Схема измерения простираения трещин угломером

В случаях изменения магнитного склонения на участке наблюдения в значительных пределах измерения A и Δ трещин следует производить с помощью трещинного угломера и теодолита (рис. VI.5.) Трещинный угломер легко может быть изготовлен своими силами. Привязка производится к стороне с известным из маркшейдерской съемки дирекционным углом α_{1-2} . При этом дирекционный угол A трещины найдется из выражения

$$A = \alpha_{1-2} + \beta_1 \pm 180^\circ + \beta_2 + 90^\circ. \quad (VI.1)$$

Угол β_1 измеряется теодолитом, а угол β_2 — трещинным угломером. Угол Δ можно измерять как горным компасом, так и трещинным угломером. В случае измерений азимутов трещин горным компасом в результате должна вводиться поправка на магнитное склонение. Измерение линейных величин m , t (и в отдельных случаях протяженности трещины в плоскости напластования) производится рулеткой, линейкой или сантиметровой шкалой, нанесенной на рукоятку геологического молотка. Густоту трещиноватости иногда характеризуют числом трещин,

приходящихся на 1 м расстояния по перпендикуляру к трещинам одной и той же системы.

При характеристике межтрещинных участков указываются их вид и размер. Описание раскрытия поверхности стенок трещин, минерализации и обводнения трещинных зон помещается в примечаниях журнала наблюдений. Каждая точка наблюдения нумеруется и привязывается к определенным контурам выработок или к точкам маркшейдерской съемки. Наблюдения показывают, что число систем трещин, их ориентировка в разных породах и на разных глубинах при одинаковых условиях залегания пород сравнительно хорошо выдерживаются.

§ 3. ОБРАБОТКА НАБЛЮДЕНИЙ И ДОКУМЕНТАЦИЯ ТРЕЩИНОВАТОСТИ

При изучении трещиноватости накапливается большое количество измерений. Результаты обработки и обобщения этих наблюдений представляются в виде диаграмм и решеток трещиноватости по отдельным участкам, а также путем нанесения в условных знаках полученных результатов на геологические и маркшейдерские планы.

Диаграммы трещиноватости. Результат графической обработки измерений ориентировки трещин в пределах участка наблюдений с целью выделения их систем по указанному показателю и определения среднего значения элементов залегания каждой системы называется диаграммой трещиноватости.

В условиях горизонтального и пологого залегания пород секущие трещины в подавляющем своем большинстве являются отвесными или крутыми. Поэтому выделение систем трещин производится по азимуту A .

Используя этот показатель диаграмма трещиноватости строится в форме круговой (диаграммы-розы) или прямоугольной.

Для построения диаграммы-розы все измерения азимутов простирания трещин по их значениям делятся на классы с некоторым угловым интервалом, например равным 10° . В пределах каждого интервала находится среднее значение азимута, в соответствии с которым проводится отрезок, по длине равный в принятом масштабе числу замеров, произведенных в интервале. Масштаб (например, 5 замеров = 1 см) выбирается исходя из общего числа замеров и требуемой крупности диаграммы-розы. Затем концы направлений во всех интервалах последовательно соединяются прямыми, в результате чего получаются лепестки диаграммы — розы (рис. VI.6).

На диаграмме выделяются две системы трещин. Между ними намечается угол, свободный от трещин. С точки зрения безопасного ведения очистных работ область этого угла является наиболее благоприятной. Биссектриса этого угла фиксирует оптимальное направление очистного забоя.

При указанном использовании диаграммы-розы ее часто на-

зывают паспортом трещиноватости пород кровли очистного забоя, который нормально должен составляться перед проходкой разрезной печи и во всех случаях появления завалов очистного забоя.

Иногда для рассматриваемых условий залегания пород строится прямоугольная диаграмма трещиноватости участка. По оси абсцисс откладываются измеренные средние азимуты трещин в каждом интервале, по оси ординат — число замеров в интервале.

При наклонном и крутом залегании пород ориентировка секущих трещин характеризуется величинами A и Δ . В этих условиях каждая трещина по элементам залегания, как координатам, изображается в виде точки, а диаграмма трещиноватости называется точечной. По способу построения точечные диаграммы трещиноватости также бывают круговыми и прямоугольными.

Прямоугольные точечные диаграммы трещиноватости по сравнению с круговыми обладают тем преимуществом, что они по условиям построения являются равноточными во всех частях диаграммы.

При построении прямоугольной точечной диаграммы удобно пользоваться условной равнопромежуточной сеткой. По оси абсцисс откладываются азимутальные измерения A , а по оси ординат — углы падения Δ трещин.

На рис. VI.7 изображена прямоугольная точечная диаграмма в масштабе $10^\circ = 1$ см. Причем каждая трещина наносится по измеренным элементам залегания.

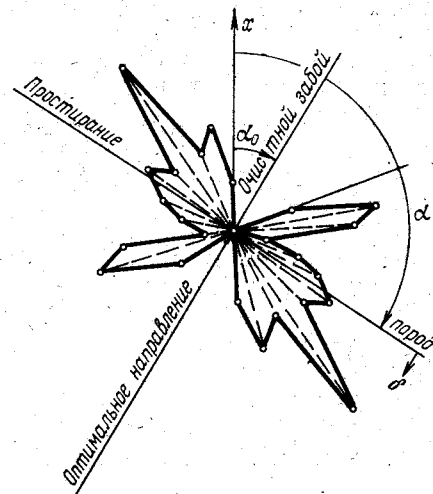


Рис. VI.6. Диаграмма-роза трещиноватости

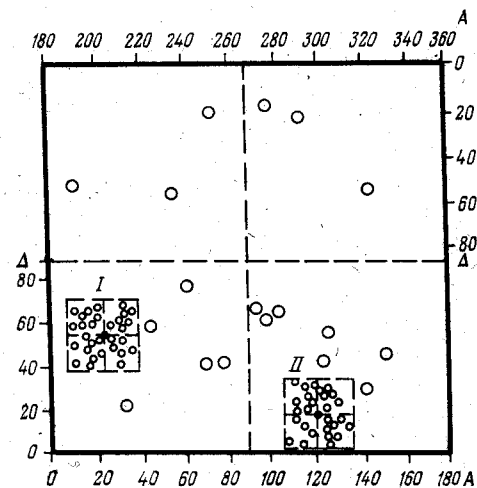


Рис. VI.7. Точечная прямоугольная диаграмма трещиноватости

По естественным скоплениям точек на диаграмме выделены две (I, II) системы трещин. В каждой системе границы скопления точек по азимутам и углам падения не выходят за пределы 30°.

Для выделенных систем трещин методом равноделящих линий найдены точки, отмеченные на рисунке залитыми кружками и фиксирующие их средние элементы залегания. Следовательно, любая точка в пределах системы будет иметь элементы залегания, отличающиеся от среднего их значения, но не более чем на 15°.

Размеры и густота трещин каждой системы также характеризуются средними их значениями.

При документации ориентировки трещиноватости на геологическом или маркшейдерском плане удобно пользоваться условным знаком в виде окружности с радиусом, равным 9 мм. Из центра окружности проводятся направления, соответствующие средним значениям простираний для выделенных систем трещин. Средние значения углов падения трещин каждой системы выписываются соответственно у концов указанных направлений.

Густота трещиноватости на плане выражается цифровой колонкой в относительной форме — числом трещин, приходящихся на 1 м расстояния по нормали к трещинам. Цифровая колонка для трещиноватости представляется в виде

$$\frac{m_{\text{ср}}}{t_{\text{ср}}} \cdot \frac{2}{I(4), II(3)}.$$

Таким образом, полная характеристика трещиноватости на плане участка включает знак ориентировки систем трещин и цифровую колонку — показатель густоты трещин. Не исключено для характеристики частоты трещин использование в отдельных случаях метода изолиний. Ориентировка и частота трещин позволяют судить о форме и размерах элементарного структурного блока массива.

При установлении угловых отношений между выделенными системами трещин, напластованием и основными тектоническими разрывами полезно пользоваться обобщенными точечными диаграммами, построенными по средним значениям ориентировки указанных элементов. На рис. VI.8 представлены обобщенные точечные диаграммы для участков наблюдения (а, б, ..., л) Главной антиклинали Донбасса, на которых элементы залегания плоскостей даны средними простираниями и углами падения (угол падения изображен прямой линией). Расстояние от центра диаграммы до центра кружка при радиусе R диаграммы, приравненном 90°, выражает углы падения плоскостей, а направление этих отрезков от центра диаграммы к центрам кружков — соответствующие простирания плоскостей. Радиус R

для обобщенных точечных диаграмм удобно брать равным 4,5 см.

Как следует из рисунка, выделенные системы секущих трещин 3 по отношению к напластованию пород 1 являются как

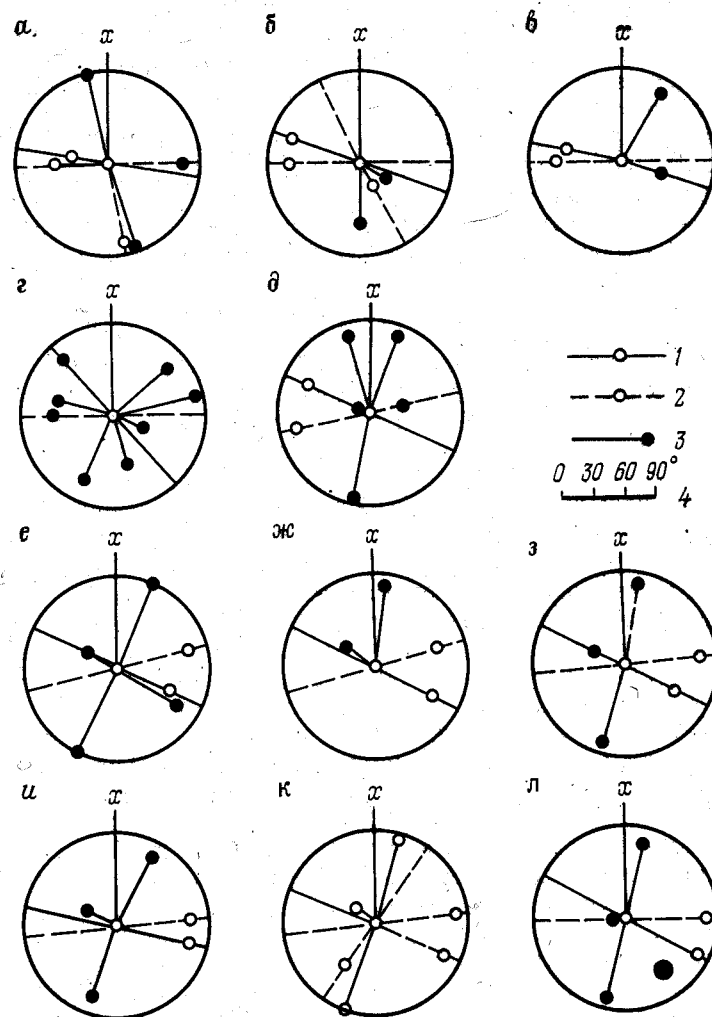


Рис. VI.8. Обобщенные точечные диаграммы трещиноватости для участков наблюдения Главной антиклинали Донбасса

согласно, так и несогласно падающими при преимущественном развитии последних. По отношению к простиранию пород системы секущих трещин являются поперечными и продольными при отнесении к тем и другим тяготеющих диагональным

систем. Углы между плоскостями должны определяться с помощью сеток. Большинство трещин относится к нормально секущим, образующим с напластованием углы в $70-90^\circ$. Эта особенность и редко наблюдаемая притертость поверхностей стенок указывают на преобладание первичных трещин отрыва. Имеет место преобладание восточного падения трещин, что хорошо улавливается с общим погружением складки на северо-запад. Связь трещин с основными тектоническими разрывами 2 остается более завуалированной, чем с элементами складки.

Таким образом, обобщенные точечные диаграммы дают возможность делать ряд практически важных выводов.

В случае необходимости обобщения данных по нескольким близким по геологическому строению участкам или месторождениям составляются сводные диаграммы трещиноватости, на которые наносятся все измерения ориентировки трещин. При этом число изображаемых трещин (точек) может достигать большой величины.

Иногда для обширных районов с целью получения общих выводов составляют синоптические диаграммы путем использования обобщенных диаграмм по отдельным участкам. При этом за точки синоптической диаграммы берут средние значения ориентировки систем трещин или центры максимумов частных диаграмм. В ряде случаев при общей характеристике структуры месторождения ориентировку систем трещин рассматривают в плане относительно простирания и падения пород и основных тектонических разрывов.

Карты трещиноватости. Обобщение сведений о трещиноватости массива горных пород по шахтному полю, месторождению, интрузиву или более обширному району дается в форме карты трещиноватости. Степень обобщения материала обуславливается масштабом карты. Последний может быть разным и определяется масштабами маркшейдерской и геологической документации.

Известно большое число карт структурного анализа интрузивов, карт трещиноватости, составляемых в связи с геологическими и гидрогеологическими исследованиями, изучением устойчивости массива и т. д.

На рис. VI. 9 приведена схематическая геологическая карта Центрального района Донбасса с точечным изображением ориентировки трещиноватости.

Этот способ изображения трещиноватости массива можно встретить на крупномасштабных картах трещиноватости, составляемых при решении технических вопросов, связанных с устойчивостью массива. Проблема устойчивости массива затрагивает многие горные задачи. Поэтому наряду с составлением карт трещиноватости (и тем более без них) целесообразно на маркшейдерских планах концентрировать сведения, касающиеся ориентировки, интенсивности (частоты) и других показателей

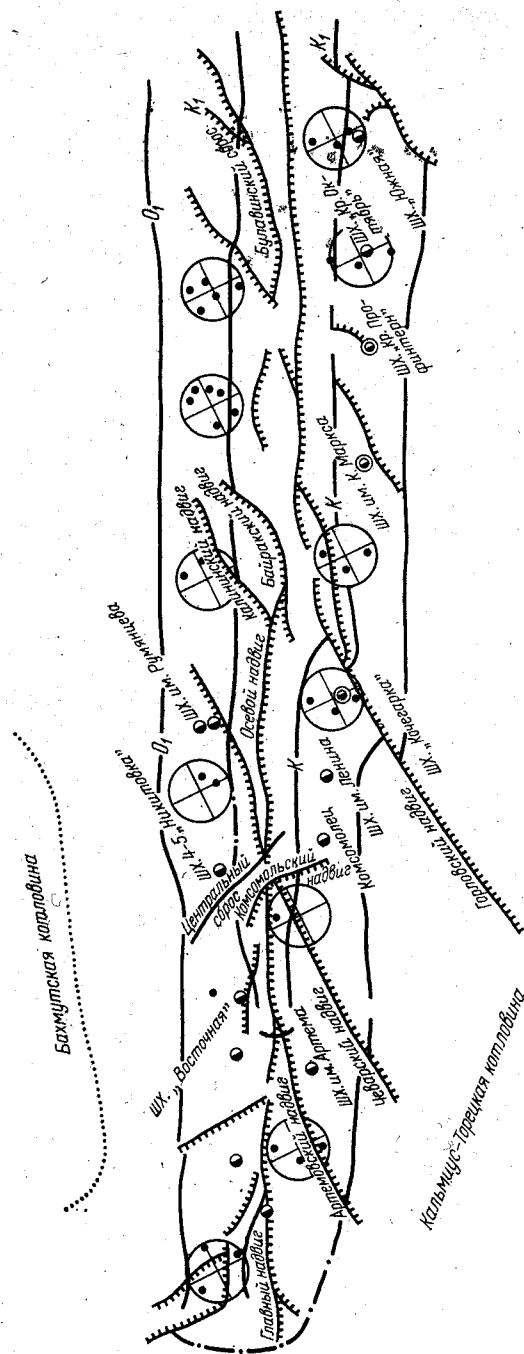


Рис. VI.9. Схематическая карта Центрального района Донбасса с точечным изображением ориентировки трещиноватости

трещиноватости массива, особенно пород кровли разрабатываемых пластов или залежей. При этом маркшейдерский план как основной технический документ на шахте будет содержать достоверные и важные для решения горнотехнических задач сведения и в то же время служить базой для составления (если это потребуется) специальных графиков — карт трещиноватости.

На рис. VI. 9 условный знак ориентировки трещиноватости представляет собой уменьшенное изображение обобщенной точечной круговой диаграммы трещиноватости участка наблюдения при $R=9$ мм. Здесь зачерненные кружки характеризуют средние элементы залегания выделенных систем трещин. Среднее простирание трещиноватости данной системы определяется углом между положительным направлением оси x и прямой, соединяющей центр условного знака с центром соответствующего зачерненного кружка; средний угол падения — длиной этой линии при масштабе $1 \text{ мм} = 10^\circ$.

Не отвергая общепринятых способов изображения трещиноватости на картах и планах, для маркшейдерских планов следует рекомендовать точечный способ изображения ориентировки трещиноватости как удобный во многих случаях дополнительный прием. Он позволяет при расчетах давать достаточную количественную характеристику ориентировки систем трещин на участке.

При необходимости изображения трещиноватости на карте и плане обычным способом в виде линий последние могут быть построены по данным точечного изображения. Сравнительно медленное изменение показателей трещиноватости в пределах той или иной геологической структуры подтверждает целесообразность применения на крупномасштабных планах и картах точечного способа характеристики трещиноватости.

Как отмечалось выше, вторым важным показателем трещиноватости является частота видимых (наблюдаемых) трещин. Видимые трещины являются плоскостями наибольшего ослабления пород. Выше отмечалось, что интенсивность трещиноватости количественно может характеризоваться величинами m и t . Так как в подавляющем большинстве случаев секущие трещины ограничиваются поверхностями ослабления, параллельными напластованию, то величина m одновременно характеризует мощность литологически однородных слоев.

Расслоение массива над выработанным пространством происходит по этим поверхностям ослабления. При определенных условиях вдоль них происходит движение блоков разрывной структуры. Поэтому величина m является необходимым показателем частоты поверхностей ослабления по нормали к напластованию.

Величина t количественно характеризует частоту секущих трещин.

Так как величины m и t подвержены колебаниям в некоторых пределах, то характеристику частоты трещиноватости целесообразно осуществлять средними их значениями по участку наблюдения.

Решетки трещиноватости. При решении ряда задач требуется изобразить структуру массива в плане или на разрезах в соответствии с установленной ориентировкой и частотой трещин.

Рис. VI.10. Решетка трещиноватости:
а — в плане, б — в вертикальном разрезе по простиранию пород

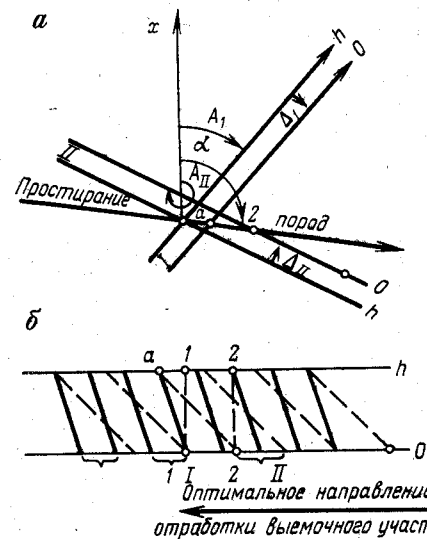
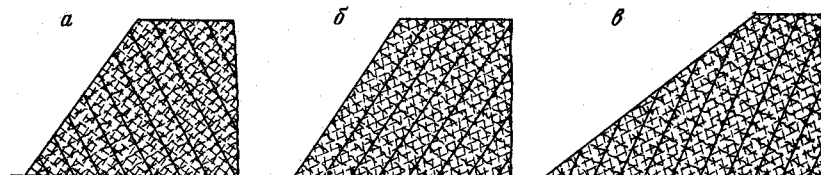


Рис. VI.11. Решетка трещиноватости бортов разреза



Такого рода график называется решеткой трещиноватости. Его основное назначение — оценка выделенных систем трещин с точки зрения влияния их на условия работы или поведение массива. Например, при решении вопроса о выборе направления отработки выемочного участка решетка трещиноватости пород кровли строится в вертикальном разрезе по простиранию пород.

Оценка устойчивости уступов (бортов) разреза должна учитывать влияние структуры массива, представленной вертикальным разрезом, перпендикулярным к борту разреза.

Во всех случаях по полученной информации о количестве выявленных систем трещин, средних значениях их элементов

залегания и плотности трещин в соответствии с ними решетка трещиноватости строится в плане в виде изогипс систем трещин с сечением h (рис. VI. 10, а). Величина h определяется мощностью исследуемой толщи пород. В соответствии с элементами залегания пород наносится линия их простирания, к которой приурочивается вертикальный структурный разрез (рис. VI. 10, б). На нем отмечено оптимальное (по условиям трещиноватости пород кровли) направление обработки выемочного участка.

На рис. VI.11 а, б, в представлены решетки трещиноватости борта разреза при разных угловых соотношениях между заоткоской, напластованием пород и секущими трещинами, позволяющие оценивать влияние выделенных систем трещин и поверхностей напластования на устойчивость борта.

§ 4. ОБ УЧЕТЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РЕШЕНИИ НЕКОТОРЫХ ЗАДАЧ

Опыт использования результатов изучения трещиноватости массива для решения разнообразных горно-геометрических задач описан во многих работах и специальных курсах. Приведем несколько примеров, показывающих необходимость изучения трещиноватости и учета ее при решении некоторых горных задач.

Решение многих горнотехнических задач связано с проблемой устойчивости массива при разработке месторождений.

Одной из основных задач при оценке устойчивости бортов разрезов, сложенных трещиноватыми породами, является определение поверхностей механического ослабления, которые при некоторых условиях могут реализоваться в поверхности обрушения. Поверхность ослабления представляет чередование последовательно расположенных, приблизительно одинаково ориентированных трещин, по которым не существует значительных природных механических связей, и межтрещинных участков, прочностные характеристики которых близки к прочностным характеристикам образца. Известно, что несоответствие между сцеплением в образце и сцеплением в массиве вызывается структурными особенностями массива. Для перехода от первого ко второму необходимо знать величину структурного ослабления сцепления. С помощью величин сцепления по натурным K_m и лабораторным K_k испытаниям можно получить отношение

$$\frac{K_m}{K_k} = \lambda_i. \quad (VI.2)$$

В первом приближении оно будет характеризовать структурное ослабление сцепления массива в том или ином направ-

лении. Это отношение называется коэффициентом структурного ослабления сцепления в массиве.

При известных λ_i и K_k можно приближенно вычислить K_m :

$$K_m = \lambda_i K_k. \quad (VI.3)$$

Для трещиноватых пород угленосных отложений в районах, где производились исследования устойчивости бортов разрезов, ВНИМИ получены следующие значения величин структурного ослабления сцепления:

а) по отдельным трещинам $\lambda_i = 0,02 \div 0,04$;

б) по поверхностям ослабления (по направлениям, совпадающим с трещинами) $\lambda_i = 0,07 \div 0,10$;

в) по другим направлениям $\lambda_i = 0,015 \div 0,60$.

Приведенные данные указывают, что значения λ_i (а) и (б) хорошо выдерживаются в пределах месторождений. По направлениям, не совпадающим с поверхностями ослабления, значения ослабления сцепления являются величиной переменной и, как показывают исследования ВНИМИ, зависящей от соотношения между размерами H деформирующейся призмы породы в направлении действия сил и размерами l в том же направлении элементарного структурного блока в пределах этой призмы, т. е.

$$\lambda_i = \frac{K_m}{K_k} = f\left(\frac{H}{l}\right). \quad (VI.4)$$

Характер этой зависимости по Г. Л. Фисенко [37] представлен на рис. VI.12. Из этого графика следует, что с увеличением отношения $\frac{H}{l}$ коэффициент λ_i быстро убывает. Кривая, выражающая эту зависимость, асимптотически приближается к оси абсцисс.

Кривая 1 по Г. Л. Фисенко аналитически выражается эмпирической формулой

$$y = \frac{1}{1 + ax}, \quad (VI.5)$$

где

$$y = \frac{K_m}{K_k}, \quad x = \ln \frac{H}{l}.$$

Значение a изменяется от 0 до 10. Для пород угленосных отложений $a = 2$.

График построен по сравнительно небольшому числу натурных испытаний, произведенных на угольных разрезах, и требует дальнейших уточнений, особенно в области больших значений отношения $\frac{H}{l}$.

Откосы небольшой высоты деформируются путем плоского скольжения по некоторым ориентированным поверхностям ослабления. Откосы, высота которых значительна, обрушаются по криволинейной поверхности, сформированной из совокупности разно ориентированных трещин, т. е. характер деформирования высоких откосов приближается к характеру деформирования квазиизотропной среды. Наблюдаемые поверхности обрушения сложнее, чем круглоцилиндрические.

Указанный характер деформирования откосов, сложенных трещиноватыми породами, подтверждается рядом наблюдений за их устойчивостью.

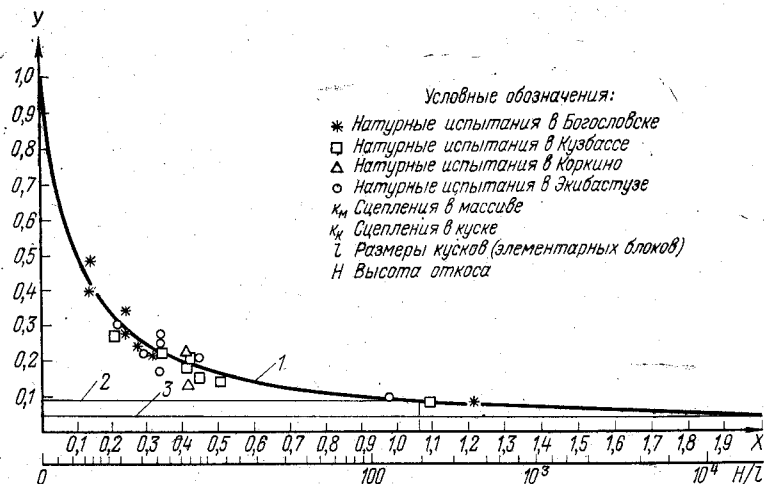


Рис. VI.12. График зависимости величины сцепления горных пород в массиве от сцепления в куске, степени трещиноватости и высоты откоса

Высоту откоса, при которой он получает способность деформироваться по криволинейной поверхности, в первом приближении можно определять по графику (см. рис. VI.12). На нем величины структурного ослабления прочности в массиве выражаются:

- 1) под углом к трещинам и контактам — кривой 1;
- 2) по направлениям, совпадающим с трещинами — прямой 2;
- 3) по контактам слоев — прямой 3.

Абсциссы точек пересечения прямых, соответствующих значениям λ_i , полученным из натурных и лабораторных испытаний, с кривой зависимости между λ_i и H будут соответствовать тем высотам откоса, при которых данные поверхности перестают проявляться как поверхности анизотропного деформирования. Следовательно, точки пересечения указанных линий будут соответствовать тем высотам откоса, при которых последний де-

формируется не путем плоского скольжения по этим поверхностям ослабления, а путем обрушения по сложным криволинейным поверхностям при вращательном перемещении отдельных блоков или, как говорят, деформируется по законам квазиизотропной среды. В этих случаях поверхность обрушения представлена не одной поверхностью ослабления, что может быть только при плоском скольжении, а их совокупностью.

Например, для разрезов Кузбасса средние расстояния между трещинами, определяющие величину l , равны примерно 30 см, $\lambda_i = 0,09$. В первом приближении по графику можно установить, что точка пересечения кривой 1 и прямой 2 имеет абсциссу $\frac{H}{l} = 200$. Подставив в это выражение значение $l = 0,3$ м, получим $H = 0,3 \cdot 200 = 60$ м.

Таким образом, ориентировочно можно считать, что откосы высотой более 60 м на указанных разрезах будут деформироваться по криволинейной поверхности (по законам квазиизотропной среды) и для расчета их устойчивости следует применять методы, рекомендуемые для этой среды. Исключения будут составлять лишь те случаи, когда в массиве имеются ярко выраженные поверхности ослабления (контакты слоев, дизъюнктивы и т. д.), которые по своему положению могут реализоваться в поверхности скольжения. В таких случаях откосы любой высоты деформируются путем плоского скольжения по этим поверхностям ослабления.

Из изложенного следует, что выбор схемы расчета откосов определяется характером решетки трещиноватости и высотой откоса.

При изучении процесса сдвижения горных пород над выработанным пространством следует уделять большое внимание геологической и гидрогеологической характеристике исследуемого участка, в том числе характеристике трещиноватости подрабатываемой толщи пород.

Использование имеющихся материалов и проведение в необходимом (обычно небольшом) объеме дополнительных наблюдений в этом отношении позволит построить по линиям наблюдательных станций отвечающие реальным геологическим условиям решетки трещиноватости. Последние, несомненно, будут содействовать правильной интерпретации результатов инструментальных наблюдений за процессом сдвижения и общему совершенствованию методики изучения процесса сдвижения горных пород и поверхности над выработанным пространством.

Обеспечение безопасных и высокопроизводительных условий работы в очистных забоях требует учета ориентировки и интенсивности трещиноватости при установлении направления отработки участка и оптимального направления очистного забоя.

Выше при рассмотрении диаграмм трещиноватости для условий горизонтального и пологого залегания пластов было

установлено (см. рис. VI.6) оптимальное направление очистного забоя. В условиях наклонного и крутого падения пластов эта задача также может возникнуть. В практике работы известны случаи разного установления ориентировки очистных забоев и направления отработки участка. При учете всей суммы факторов, очевидно, должен приниматься во внимание и характер решетки трещиноватости. В подтверждение приведем некоторые примеры.

На рис. VI.13 представлена решетка трещиноватости пород кровли пласта Кемеровского (шахта «Центральная», Кузбасс) двумя системами трещин. Угольный пласт отрабатывался лавами, идущими навстречу друг другу.

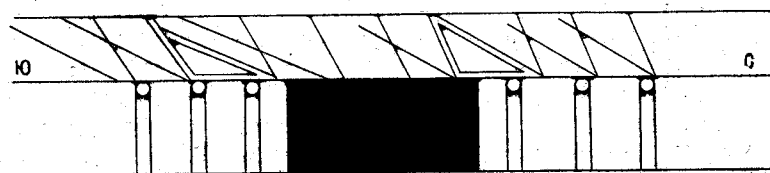


Рис. VI.13. Схема, показывающая влияние ориентировки трещиноватости на условия очистных работ в лавах разного направления

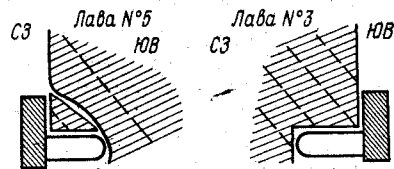


Рис. VI.14. Схема, показывающая влияние ориентировки трещиноватости на работу комбайна

Практика показала, что управление кровлей сложнее в южных лавах, чем в северных. В южных лавах блоки породы по трещинам движутся в рабочее пространство к забою, вовлекая в это движение крепь. В результате этого в сторону завала подержание кровли становится ослабленным и приводит к нежелательным крупным вывалам и резким обрушениям кровли. В северных лавах — положение обратное. Здесь движение блоков кровли по трещинам, направленное от забоя к завалу, усиливает крепь в опасных местах. Кроме того, рабочее пространство у забоя от обрушения кровли защищается целиком углем.

Влияние трещиноватости на производительность оборудования можно иллюстрировать примером работы комбайна на шахте «Чертинская 2/3» (Кузбасс). Здесь по пятому угольному пласту производились работы двумя лавами, идущими навстречу друг другу.

Лавы № 3 двигались в северо-западном направлении, а лавы № 5 — в юго-восточном. Положение забоев лав и решетка трещиноватости представлены схематически на плане (рис. VI.14). Мощность пласта 1,75 м, угол падения 30—35°, кровля пласта — алевролит, почва — аргиллит. В обеих лавах из двух систем тре-

щин лучше выражена одна, изображенная сплошными линиями и имеющая падение под углом 55—60°. Вторая, менее выраженная система, расположена в плане приблизительно перпендикулярно к первой и изображена пунктирными линиями.

Работа комбайна в лаве № 3 протекала нормально с подвиганием очистного забоя до 52 м в месяц. Уголь легко скалывался по хорошо выраженной системе трещин; при этом куски отбитого угля имели транспортабельные размеры.

В лаве № 5 ориентировка хорошо выраженной системы трещин по отношению к забою была иная, чем в лаве № 3. Здесь по данной системе трещин уголь не мог легко разрушаться, поэтому откалывались сравнительно большие глыбы угля по редким трещинам второй, менее выраженной системе трещин. Крупные куски постоянно зажимали и перекашивали бар комбайна, что снижало его производительность и подвигание очистного забоя до 22—28 м в месяц.

Трещины в горных породах являются путями, по которым происходит перемещение газа. На шахтах «Центральная» и «Северная» в Кемеровском районе Кузбасса О. И. Чернов установил закономерную связь внезапного выделения угля и газа с хорошо выраженными на этих шахтах двумя системами трещин. Было замечено, что подавляющее число выбросов угля и газа приходится на выработки, которые подвигаются с юга на север. Так, на шахте «Центральная» по пласту Кемеровскому было отмечено 28 выбросов, а по пласту Владимировскому — 38; из них на долю северных выработок падает соответственно 26 и 37 выбросов. Геологические условия в том и другом направлении одинаковы. Например, на всем протяжении пласт Кемеровский имеет мощность 4 м, в кровле залегает аргиллит, в почве — алевролит. Существенных нарушений залегания пород тоже нет. Схема расположения выработок и решетка трещиноватости показаны на рис. VI.15.

Наблюдения показали, что свыше 80% всех выбросов приурочивается к печам, остальные — к забоям штреков.

В южном направлении (см. рис. VI.15) каждая печь *а* пересекает системы трещин, уже ранее подрезанные основным штреком и обеспечивающие дегазацию выемочных участков. В забое штрека внезапный выброс становится затруднительным, так как при данной ориентировке трещиноватости газ должен прорываться снизу. Наблюдения показывают, что полости, из которых выбрасываются уголь и газ, располагаются перпендикулярно к трещинам. Газ в положении *б* не может преодолеть силу тяжести пород и горное давление.

В северном направлении печи часто пересекают трещины, которые еще не вскрыты штреками. Кроме того, здесь в забоях печей *в* и штреков направление давления газа суммируется с горным давлением, в результате чего создаются благоприятные условия для проявления внезапных выбросов угля и газа.

Известно, что стоимость крепления прямо связана с интенсивностью трещиноватости пород кровли. Так, например, расход крепежных материалов на шахте «Ново-Кондратьевская» значительно выше, чем на шахте им. М. И. Калинина (Донбасс). Это объясняется тем, что на поле первой шахты среднее значение величин m и t , характеризующих интенсивность трещиноватости, в 1,5—2 раза меньше аналогичных величин на второй шахте.

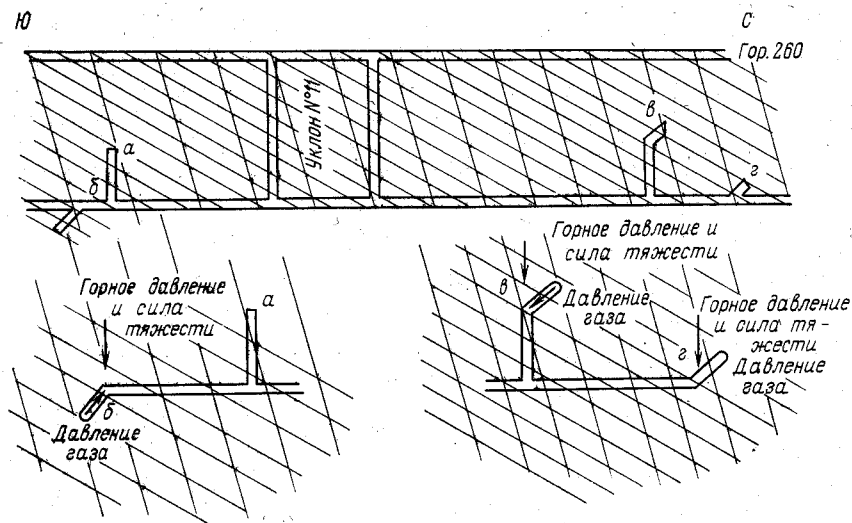


Рис. V.15. Схема, поясняющая влияние ориентировки трещиноватости на проявление выбросов угля и газа

Ниже в разделе «Геометризация месторождений полезных ископаемых» при изложении геометризации геомеханических свойств горного массива обоснована необходимость учета и имеющейся информации о трещиноватости горных пород.

§ 5. О МЕТОДЕ ОПТИЧЕСКОЙ ФИЛЬТРАЦИИ В ИЗУЧЕНИИ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Метод оптической фильтрации фотографического изображения трещиноватости горных пород может значительно сокращать объем полевых и камеральных работ за счет их автоматизации, поэтому он перспективен. Однако он пока имеет ограниченное применение, так как использует только линейные элементы (линии пересечения трещин с поверхностью обнажения массива), т. е. он полезен в тех случаях, когда трещиноватость хорошо описывается диаграммой-розой. Его дальнейшее совершенствование возможно и оно позволит расширить сферу ис-

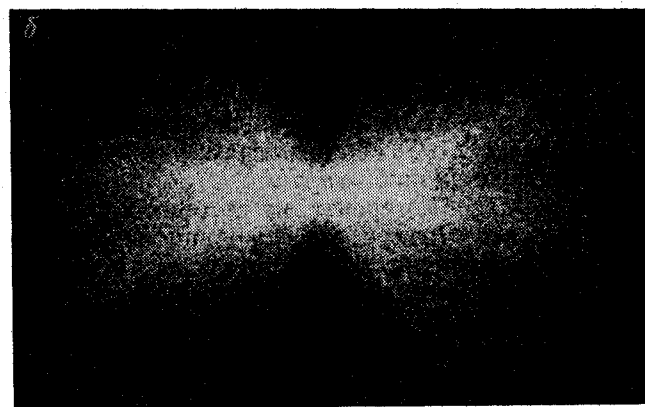
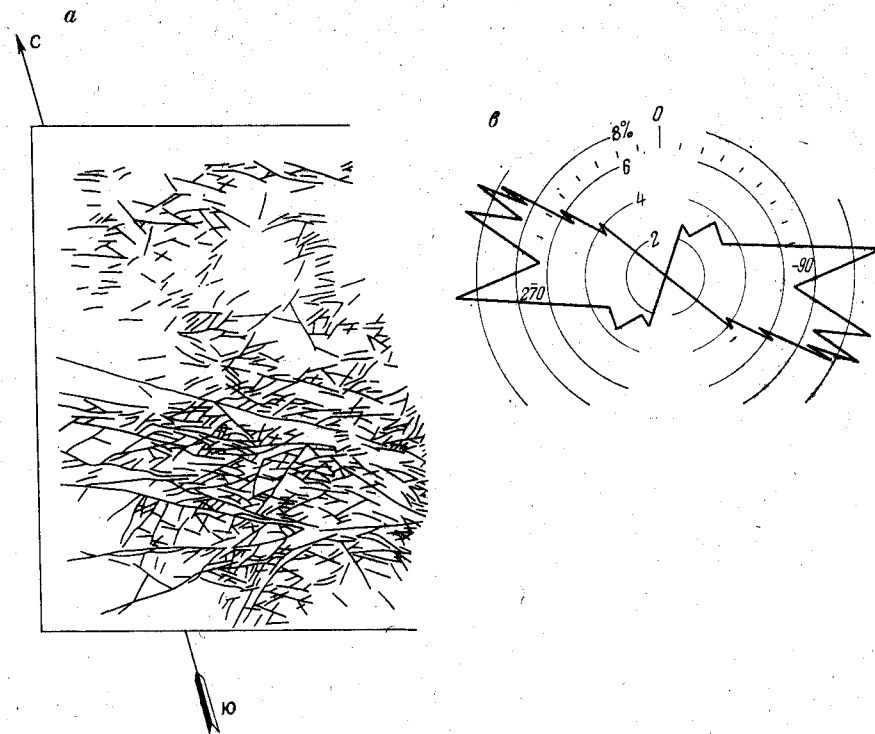


Рис. VI.16. Карта трещин (а), дифракционная картина, полученная путем обработки негатива карты трещин (б), диаграмма-роза трещиноватости, полученная по дифракционной картине (в)

пользования. Он не может полностью исключить непосредственные полевые наблюдения, так как последние включают в себя также элементы информации, которые фотографированием обнажений не улавливаются. Правильное сочетание существующих методов с указанным улучшит объективность получаемой информации о трещиноватости горного массива.

Идея метода основывается в работе [12] на дифракции монокроматических параллельных лучей света при прохождении их через щели решетки. Дифракционная картина от идеальной решетки представляет собой полосу, состоящую из максимумов и минимумов света и расположенную перпендикулярно к направлению штрихов решетки.

Если исследуемый негатив содержит несколько решеток с различной ориентировкой и периодами щелей, то дифракционная картина будет содержать несколько полосок, пересекающихся в центре. Число полосок равно числу решеток, а их направление характеризует взаимное расположение решеток. Сама дифракционная картина позволяет воссоздать исходное изображение, поэтому при механическом перекрытии всех полосок на дифракционной картине, кроме одной, можно получить восстановленное изображение также одной решетки. В этом и заключается анализ исходного изображения методом оптической дифракции.

Закономерности исходного изображения могут быть получены и путем анализа самой дифракционной картины, которую можно считать диаграммой-розой, передающей соотношение числа штрихов по различным направлениям по определенному математическому закону. Последний изучен не только для идеальных, но и для несовершенных решеток, в качестве которых могут рассматриваться фотографические изображения линий пересечения трещин с поверхностью обнажения горного массива.

На рис. VI.16, а приведена карта трещин (негатив фотоснимка), а на рис. VI.16, б — ее дифракционная картина. Рис. VI.16, в представляет собой диаграмму-розу как результат интерпретации дифракционной картины.

Оптический фильтр «Когерент», на котором производится обработка фотонегативов (получение дифракционной картины и ее анализ с целью построения диаграммы-розы трещиноватости), выпускается отечественной промышленностью.

РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ

ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ГЛАВА VII

АНАЛИЗ СКРЫТЫХ И УСЛОВНЫХ ТОПОГРАФИЧЕСКИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ

§ 1. МЕТОД ИЗОЛИНИЙ

Месторождения твердых полезных ископаемых характеризуются комплексом показателей, знание которых позволяет полнее определять условия разработки и дальнейшей переработки минерального сырья. Изучение указанных показателей на стадиях разведки и разработки месторождений, а также представление результатов изучения в виде, удобном для использования, являются основными задачами геологической и маркшейдерской служб. Изучаемые показатели характеризуют условия залегания, размер, форму, строение залежей, вещественный состав полезного ископаемого, горно-геологические условия разработки. При этом весьма важной является характеристика размещения перечисленных показателей в недрах. Количественная оценка показателей и пространственное их размещение в недрах составляют основное содержание геометризации месторождений полезных ископаемых.

Результаты изучения и геометризация приближенно отражают показатели месторождения полезного ископаемого и являются его моделью. Последняя может быть представлена в геометрической или математической (аналитической, цифровой) форме.

Следовательно, методика геометризации месторождений полезных ископаемых в значительной мере является методикой геометрического и математического моделирования месторождений (или их частей), в основе которой лежат положения многомерной геометрии.

Приложения метода изолиний к характеристике ряда структур нефтяных и угольных месторождений разработаны во второй половине прошлого столетия. Однако разработка основ методики геометризации месторождений твердых полезных ископаемых на базе метода изолиний в СССР связана с именем П. К. Соболевского.

В последующем методика геометризации развивалась и углублялась. В настоящее время она вполне утвердилась в горной промышленности как одна из методик в геологоразведоч-

ном и маркшейдерском деле. И ниже она рассматривается в основном применительно к характеристике шахтных полей и разрезов.

Геометризация поля складывается из следующих работ:

- 1) производство наблюдений, сбор информации в процессе разведки и разработки поля и их документация;
- 2) обработка наблюдений и имеющихся материалов;
- 3) составление модели поля и реализация ее при решении ряда горных задач.

Значение геометризации поля возрастает в том случае, если она ведется систематически и практически используется. Последнее определяет ее действенность, оперативно производственную, перспективную и научную ценность. Положения первых двух разделов курса используются здесь и далее как исходные при изложении общих вопросов и конкретной методики геометризации месторождений.

Показатели месторождения определяют размер, форму и положение залежей, качество полезного ископаемого и процессы, связанные с разработкой месторождения.

Форма залежи полезного ископаемого может быть разнообразной и в геометрическом отношении представляться как тело, ограниченное на контактах с вмещающими породами топографическими поверхностями. Следовательно, отметку любой точки этой поверхности можно выразить в общем виде как функцию горизонтальных координат

$$z = f(x, y). \quad (\text{VII.1})$$

Вид функции определяется конкретными геологическими условиями. Общей ее особенностью в рассматриваемом плане является то, что она относится к скрытым от нашего взора поверхностям.

Показатели свойств массива, вещественного состава полезного ископаемого постоянно изменяются по любому направлению в пределах рассматриваемого пространства (поля). Следовательно, любое свойство полезного ископаемого и горных пород с точки зрения размещения их в недрах представляет собой неявную функцию координат точки

$$p = f(x, y, z). \quad (\text{VII.2})$$

Характеристика рассматриваемой группы показателей и их пространственное размещение в недрах геометрически представляются рядом условных, реально не существующих топографических поверхностей, отнесенных к плоским сечениям поля и используемых в качестве технического приема геометризации месторождений полезных ископаемых.

Указанное положение было бы не общим, если не связать его с моментом времени t , так как в действительности мы имеем постоянно протекающий процесс изменения (движения) мате-

рии во времени. Это наблюдается, в частности, в геологических процессах, в результате которых породы находятся в состоянии постоянного изменения. Однако эти изменения во времени для большинства месторождений, особенно твердых полезных ископаемых, настолько медленны, что с ними в пределах практически рассматриваемых сроков можно совершенно не считаться и пользоваться как общей характеристикой изменения выражением (VII.2).

При разработке месторождений полезных ископаемых приходится встречаться с характеристикой процессов, протекающих в горном массиве, в связи с изучением сдвижения и устойчивости массива в условиях его подработки.

В самой общей постановке объектами геометризации являются показатели формы, качества и процессов, связанные единством своего происхождения.

При графическом моделировании месторождений в качестве приема характеристики изучаемых показателей служат скрытые и условные топографические поверхности.

Если выразить числом p любой из показателей элементарного объема исследуемого поля, то его можно рассматривать как функцию координат точки (центра элементарного объема).

Из изложенного следует, что структурные показатели (форма, строение) представляются как функции двух переменных и качественные показатели — как функция трех переменных. Представление этих функций в аналитическом виде не удается получить ввиду сложности условий и множественности факторов, обуславливающих характер (вид) функции. Поэтому способ графического изображения показателей по ряду частных значений функции (VII.1) или (VII.2) нашел широкое применение.

Выше уже указывалось, что использование метода изолиний при изучении и графическом изображении функций вида (VII.1) (VII.2) возможно в том случае, если они удовлетворяют условиям, отмеченным П. К. Соболевским, а именно: а) конечности, б) однозначности, в) непрерывности и г) плавности.

Условие конечности означает, что для любой точки значения z ни положительного, ни отрицательного. Условие однозначности означает, что для заданных x и y третья координата имеет только одно значение. Вытекает это из основного свойства топографической поверхности пересекаться с отвесной линией или линией, нормальной к плоскости проекций, только в одной точке. Условие непрерывности гласит, что бесконечно малому перемещению точки в горизонтальной плоскости (приращению координат x и y) соответствует бесконечно малое приращение функции (координаты z). Условие плавности означает, что кривые различных плоских сечений поверхности (горизонтали, профильные линии) являются плавными.

Первые два условия очевидны и не требуют пояснений. Третье условие следует понимать не как наличие сплошности показателя во всех точках. Например, на россыпных месторождениях золота, по существу, нет непрерывности в распределении металла, так как нет сплошного слитка, и частицы металла распылены во всей массе золотосодержащих песков.

Однако если все месторождение разбить на элементарные объемы, например кубические метры, и установленное содержание металла внутри каждого такого объема отнести к последнему, то для удобства графических построений условно будем

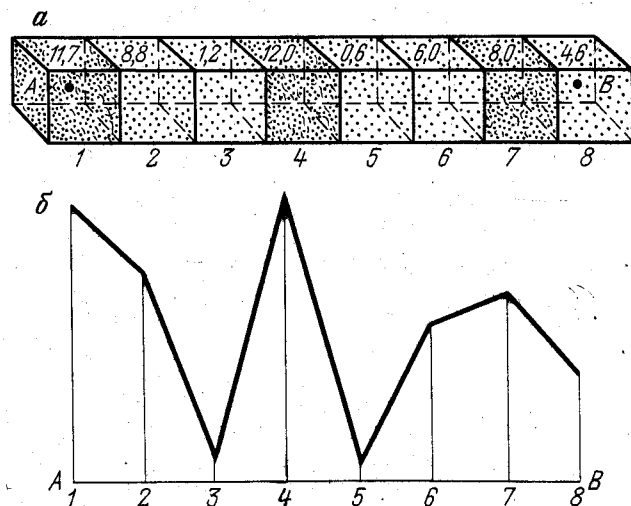


Рис. VII.1. К вопросу о непрерывности показателя залежи

считать в указанных практически элементарных объемах содержание металла и его распределение непрерывным.

Пусть на рис. VII.1, а изображено 8 кубических метров, взятых по произвольному направлению AB россыпи. Распределение металла в каждом кубометре показано на фигуре в виде распыленных частиц (точек). В каждом элементарном объеме определено содержание металла в граммах на единицу веса или объема. Полученные значения содержания выписаны около каждого кубометра. На рис. VII.1, б они, будучи отнесены к центрам элементарных объемов, отложены в виде ординат в точках 1, 2, ..., 8. Непрерывная ломаная линия, соединяющая концы ординат, с достаточной практической точностью характеризует изменение содержания металла по линии.

Плавность функции является менее определенным понятием, чем непрерывность. При графическом изображении функции

плавность характеризуется постепенно меняющейся кривизной линии или постепенным изменением ее ординат. Если совокупность наблюдений позволяет построить по ним в том или ином интервале плавную кривую, изображающую исследуемую функцию, то наблюдения можно считать достаточными. Таким образом, большое практическое значение условия плавности заключается в том, что оно определяет достаточность наблюдений.

Выше отмечалось, что аналитический вид функций $z=f(x, y)$ и $P=f(x, y, z)$ неизвестен. Поэтому при изучении месторождений графическое изображение функций (показателей) по их частным значениям является наиболее удобным, и главное наглядным способом их характеристики.

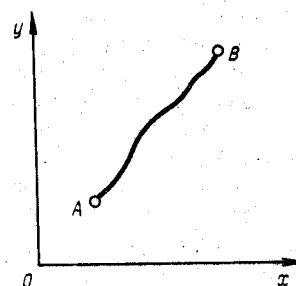


Рис. VII.2. Графическое изображение функции $y=f(x)$

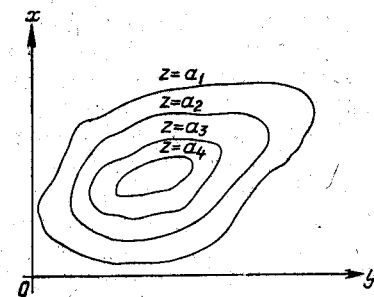


Рис. VII.3. Графическое изображение функции $z=f(x, y)$

Для изображения функции $y=f(x)$ возьмем прямоугольные координаты оси x, y (рис. VII.2). Построив ряд точек, отвечающих частным значениям функции, и соединив их плавной кривой, получим графическое изображение заданной функции. Таким образом, функция одной независимой переменной изображается одной кривой линией.

Профиль вертикального сечения поверхности по некоторой линии, линия горизонтального сечения поверхности и кривая изменения показателя по заданному направлению представляются кривыми вида $y=f(x)$.

Функция двух независимых переменных $z=f(x, y)$ характеризует поверхность тел (форму залежей и изменение качественных показателей в плоском сечении).

Если зададимся рядом частных значений z , равных a_1, a_2, a_3 и т. д., то получим ряд выражений, которые можно написать следующим образом:

$$\left. \begin{aligned} y &= \varphi_1(x, a_1); \\ y &= \varphi_2(x, a_2); \\ &\dots \dots \dots \\ y &= \varphi_n(x, a_n). \end{aligned} \right\} \quad (VII.3)$$

Последнее представляет собой ряд функций одной независимой переменной, каждая из которых по предыдущему графически представится одной кривой. Особенностью их является то, что во всех точках каждой кривой z равняется одному и тому же значению.

Пусть на рис. VII.3 изображены функции вида (VII.3) при $z=a_1$, $z=a_2$, $z=a_3$ и $z=a_4$. Нетрудно видеть, что здесь мы имеем полную аналогию с изображением топографической поверхности.

Таким образом, функция двух независимых переменных изображается в виде топографической поверхности. Практически при изображении, например, формы тела на поверхности последнего в ряде точек определяются значения отметок z . По горизонтальным координатам x, y эти точки наносятся на план.

Пользуясь значениями z взятых точек, на плане строят линии равных значений отметок, называемые изолиниями или изогипсами. Полученный таким образом план называется гипсометрическим планом залежи.

Для ряда задач горного и геологоразведочного дела строят гипсометрические планы висячего и лежащего боков залежи, плотика россыпных месторождений, водоупорного горизонта и т. д. В виде топографической поверхности может быть представлена в графическом виде характеристика мощностей залежи. В этом случае последняя изображается линиями равных мощностей (изомощностями).

Из изложенного следует, что форма залежей может быть представлена разнообразными структурными планами, в основе построения которых лежит метод изолиний.

Графическое изображение функции трех независимых переменных $P=f(x, y, z)$ сводится к получению из последней ряда функций двух независимых переменных, каждая из которых аналогично предыдущему изображается в виде топографической поверхности.

Пусть $P=f(x, y, z)$ выражает содержание металла в руде. Будем полагать в функции $P=f(x, y, z)$ координату z последовательно равной a_1, a_2, a_3 и т. д. Тогда будем иметь ряд функций:

$$\left. \begin{aligned} P &= \varphi_1(x, y, a_1); \\ P &= \varphi_2(x, y, a_2); \\ &\dots \dots \dots \\ P &= \varphi_n(x, y, a_n), \end{aligned} \right\}$$

каждая из которых представляет собой функцию двух независимых, изображаемую в виде топографической поверхности. Следовательно, функция трех независимых переменных графически изображается рядом топографических поверхностей.

Пусть на рис. VII.4 H_1, H_2, H_3 — горизонтальные плоскости, совпадающие с соответствующими отметками $z=a_1, z=a_2, z=a_3$. В указанных плоскостях (горизонтах) получаются сечения рудного тела. В каждом сечении (в слое), прилежащем к сечению, например в сечении H_1 , содержание P изменяется от точки к точке. Характер этого изменения представляется функцией $P=\varphi_1(x, y, a_1)$, которую можно изобразить в виде топографической поверхности. В разных точках сечения H_1 содержание полезного компонента P имеет значения $c_1, c_2, c_3, \dots, c_n$. Принимая последние за отметки, строим в плоскости этого сечения линии равного содержания металла, в совокупности дающие образ некоторой условной (в натуре не существующей) топографической поверхности. Следовательно, изменение содержания металла в руде (его распределение) в плоскости данного горизонта горных работ H_1 изображается в виде условной топографической поверхности.

Аналогичные построения можно сделать и на других горизонтах работ H_2 и H_3 . Поэтому распределение содержания металла в рудном теле может быть представлено рядом топографических поверхностей.

Указанным путем может быть представлено изменение любого показателя месторождения полезного ископаемого, являющегося функцией трех независимых переменных. Графики, аналогичные представленным на рис. VII.4, дающие качественную характеристику месторождения, называются качественными графиками.

Метод изолиний применим к изображению разных объектов. Так, например, распределение работ и затрат, связанных с разработкой месторождения, процессы сдвижения поверхности и толщи пород над выработанным пространством и т. д. могут быть представлены графически при помощи метода изолиний.

П. К. Соболевский, разрабатывая методику геометризации месторождений, обратил внимание еще на одно важное обстоятельство, а именно на то, что с функциями вида $y=f(x)$, $z=f(x, y)$, и $P=f(x, y, z)$ можно производить любые математические действия и от этого их основные свойства, конечность, однозначность, непрерывность и плавность не изменяются. Следовательно, после того как те или иные математические дей-

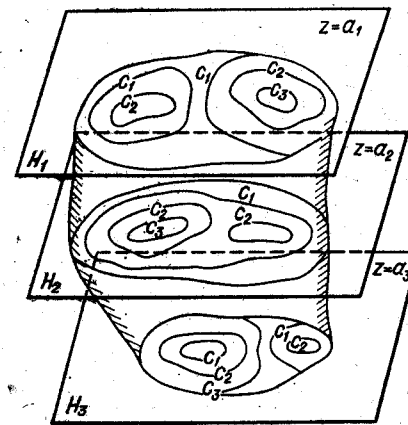


Рис. VII.4. Графическое изображение функции $p=f(x, y, z)$

ствия с функциями произведены, их снова можно графически изображать в виде кривых линий или топографических поверхностей. Иными словами, производя математические действия с топографическими поверхностями, в результате получаем топографические же поверхности.

Одновременно П. К. Соболевский разработал и методику производства математических действий с топографическими поверхностями. Практически математические действия (сложение, вычитание, умножение и др.) производятся разными способами. Если в результате наложения двух топографических поверхностей получается достаточное и более или менее равномерно распределенное по площади число точек пересечения горизонталей исходных поверхностей, то этими точками пересечения ограничиваются и переносят их на чистый лист. Отметки исходных поверхностей в указанных точках пересечения складывают, вычитают, умножают или производят другие действия с ними, в результате чего получают отметки для вычерчивания результативной поверхности. Удобство этого способа заключается в том, что в качестве исходных берут отметки (числовые значения показателей), кратные принятым сечениям горизонталей, и получают также кратные им или во всяком случае какие-то круглые значения результативных отметок, вычерчивание горизонталей по которым не затруднено необходимостью сложного интерполирования между точками с дробными отметками.

Если указанных точек пересечения получается мало, то необходимые действия с исходными данными производят в точках, равномерно (например, по квадратной сетке) расположенных по площади. По полученным результатам вычерчивается искомая поверхность. Часто пользуются при этом и методом профилей, где по каждой намеченной линии получается результирующий профиль и в соответствии с принятым сечением горизонталей находятся ступенчатые отметки, по которым вычерчивается искомая поверхность.

Дифференцирование и интегрирование поверхностей топографического порядка могут быть использованы при геометризации процессов и, в частности по мысли П. К. Соболевского, относятся к проблеме автоматической регистрации деформаций поверхности (и массива) под влиянием горных разработок.

Решение ряда задач, рассмотренных в предыдущих разделах (построение линии выхода пласта или контакта на поверхность или горизонт работ, определение линий обреза пласта и т. д.), является выражением математических действий с поверхностями. Вычитание топографических поверхностей используется также при оценке характера распределения и величины погрешности крупномасштабной аэросъемки путем сравнения ее с результатами мензульной съемки.

Таким образом, установлено, что показатели, характеризующие структуру месторождения или вещественный состав полез-

ного ископаемого, могут быть представлены в форме того или иного графика, в частности в виде топографической поверхности. Топографическая поверхность, используемая при этом как средство выражения представлений об изучаемом объекте, в большинстве случаев является скрытой поверхностью. Одни из них, например гипсометрия залежей или геологических контактов, являются реальными, другие, как, например, поверхности, характеризующие мощность или глубину залегания рудного тела, содержание полезных или вредных компонентов и т. д., будут условными поверхностями, реально не существующими, но используемыми как удобное средство выражения результатов изучения показателей залежи. Показатели залежи в процессе разведки или разработки изучаются вдоль тех или иных направлений или в пределах установленного (площадного или объемного) контура и в геометрическом отношении выступают как линейные или контурные показатели. Применительно к ним и рассмотрим некоторые вопросы анализа скрытых и условных топографических поверхностей, являющиеся общими для геометризации месторождений полезных ископаемых.

§ 2. ЛИНЕЙНЫЕ И КОНТУРНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Линейные показатели могут относиться к секущим выработкам, выработкам, проведенным по залежи, или к разведочным линиям.

Пронизжем залежь рядом параллельных прямых произвольного направления. Если рудное тело однородное, то залежь имеет резкие границы и секущие ее выработки (прямые) представляют собой определенные отрезки, ограниченные четко точкой входа и точкой выхода из залежи. В этом случае определяющей величиной тех или иных показателей будет длина указанных отрезков или мощность m залежи по данному направлению. Мощность залежи характеризует ее объем независимо от состава и свойств руды. Для определения других показателей каждую секущую залежь, выработку (пронизывающую прямую) мысленно сопровождаем некоторым сечением, например 1 м^2 , в виде призмы.

При подсчете объема можно считать, что по данной прямой имеем объем $V = m$, м^3 . При однородном составе руды линейный запас ее $q = mR_m$ и линейный запас полезного компонента $p = mRc_m$ или $p = mc_m'$ (где R_m — плотность руды, c или c' — содержание полезного компонента соответственно в 1 т или в 1 м^3 руды). При этом содержание компонента может выражаться в процентах или в весовой мере. Таким образом, величины V или m , q , p являются линейными показателями.

Для определения линейного показателя в неоднородной среде произведем измерение отдельных значений показателя

в ряде точек через определенные (чаще по условиям опробования равные) промежутки, называемые интервалами i .

Числа, выражающие показатель в общем виде, обозначим через ε , а линейный показатель — через λ .

На рис. VII.5 вычерчена кривая $xdlrst$ изменения показателя вдоль прямой (выработки) m . Разобьем ее на равные интервалы i точками, $1, 2, 3, \dots, k$, причем в точке 1 $\varepsilon=0$. Где-то

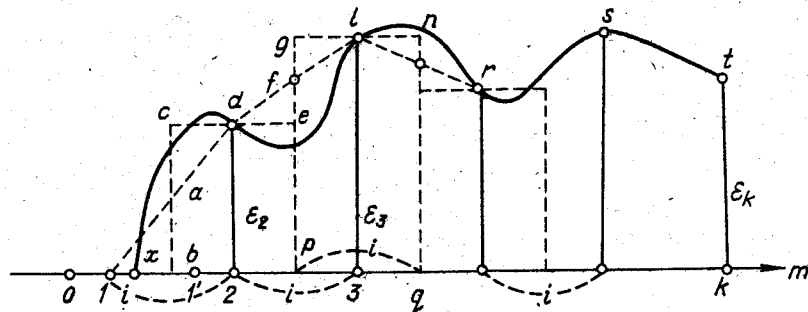


Рис. VII.5. Интервальная характеристика линейного показателя

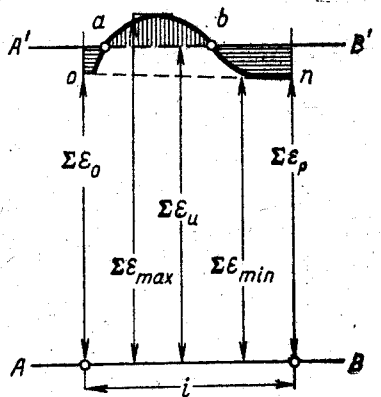


Рис. VII.6. Изменение интервальной суммы $\Sigma \varepsilon$ от положения начальной разведочной точки на линии

в точке x кривая пересекает прямую (ось) m . Во всех точках $1, 2, 3, \dots, k$ измерены значения показателя $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \dots, \varepsilon_k$. Точка встречи кривой с осью неопределенна. В ряде случаев ее трудно точно определить вследствие отсутствия четко выраженного контакта руды с боковыми породами.

Взяв сумму $\Sigma \varepsilon$ всех измеренных значений показателя и умножив ее на интервал i , получим выражение для линейного показателя λ при данном расположении разведочных точек $1, 2, 3, \dots, k$

$$\lambda = i \Sigma \varepsilon. \quad (\text{VII.4})$$

Оно вполне точно и определенно выражает величину λ . Последнюю можно представить в виде суммы площадей прямоугольников $i\varepsilon_2 + i\varepsilon_3 + \dots$ и т. д., построенных по соответствующим

значениям показателя. Например, произведение $i\varepsilon_3$ на рис. VII.5 представлено прямоугольником $pqnq$. Сумма площадей указанных прямоугольников тождественно равна площади, заключенной между осью и ломаной линией $1dlr$, соединяющей концы ординат $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \varepsilon_3$ и т. д.

Последнее вытекает из равенства прямоугольных треугольников lab и acd , def и fgl и т. д., так как $lb = b2$, $db = gl$. Следовательно, вычисление λ по формуле (VII.4) равносильно измерению площади, выделяемой полигоном, вершинами которого служат концы измеренных ординат ε , в том числе и $\varepsilon_1 = 0$.

Указанный полигон будет заменять собой кривую показателя при условии применения формулы (VII.4). Можно ожидать, что при выпуклой или вогнутой на всем протяжении кривой показателя формула (VII.4) будет давать погрешность одного знака: (+) или (—).

Если разбивку на интервалы i по оси m передвинуть на некоторую величину $\Delta i = \delta i = \frac{i}{p}$, то получится новая сумма $\Sigma i \varepsilon$

измеренных значений показателя. При дальнейшем перемещении разбивки на величину δi , а всего на $\Delta i = 2\delta i$ получим новое значение суммы $\Sigma \varepsilon$ и т. д. до $\Sigma p \varepsilon$, отвечающей $\Delta p i = p \delta i = i$.

Отложим на ординатах в пределах одного интервала i (рис. VII.6) все эти суммы от $\Sigma_0 \varepsilon$ до $\Sigma_p \varepsilon$ и соединим концы ординат плавной кривой. При достаточно большом p или малых передвижениях δi эта кривая будет близка к истинной кривой суммы $\Sigma \varepsilon$. На рис. VII.6 такая кривая представлена в виде $oabn$. Среди всех сумм от $\Sigma_0 \varepsilon$ до равной ей суммы $\Sigma_p \varepsilon$ имеется особая сумма $\Sigma \varepsilon_n$, которая равна истинному значению линейного показателя, деленному на интервал i :

$$\Sigma \varepsilon_n = \frac{\lambda_{\text{ист}}}{i}. \quad (\text{VII.5})$$

Проведем на рис. VII.6 прямую $A'B'$, параллельную AB на расстоянии $\Sigma \varepsilon_n$ от последней. Эта прямая пересечет кривую сумм не менее чем в двух точках a и b , так как $\Sigma_0 \varepsilon = \Sigma_p \varepsilon$. Более вероятно, что $A'B'$ пройдет посередине между $\Sigma \varepsilon_{\text{max}}$ и $\Sigma \varepsilon_{\text{min}}$. Вообще следует считать, что $\Sigma \varepsilon_n$ реально существует и даже при значительном интервале i , но при удачном расположении разбивки можно получить для λ значение, близкое к истинному, если вычислить его по формуле (VII.4).

В числе p положений разбивки два или даже несколько положений дает сумму $\Sigma \varepsilon$, близкую к $\Sigma \varepsilon_n$, которая, будучи помножена на i , дает λ , близкую к $\lambda_{\text{ист}}$.

При построении плавных кривых для каждого положения разбивки будут допускаться индивидуальные погрешности вследствие индивидуального подхода к построению этих кривых, и маловероятно, чтобы они были равны нулю. Изменяются

они незакономерно — не по некоторой плавной кривой, а случайно, скачками.

Вычисление линейного показателя по формуле (VII.4) называется методом общих цифр или методом интервальной суммы свойств. При данном методе линейный показатель определяется в пределах крайних нулевых точек разбивки по формуле (VII.4). Поэтому при построении кривой сумм необходимо при каждом передвижении разбивки на величину δ добавлять, если это требовалось, по краям точки с нулевыми значениями показателя (свойства). Так, при передвижении всей разбивки вправо на отрезок $I-I'$ точка I пришла в положение I' , где уже имеет некоторое значение, отличное от нуля. Тогда пришлось добавить слева точку O , расположенную от точки I' на расстоянии i , чтобы удовлетворить условиям применения метода (см. рис. VII.5).

Эти добавочные точки теоретически нужно принимать во внимание и в том случае, когда границы залежи (кривой показателя) ясно видны или обнаружены. Иначе изменится смысл подсчета по формуле (VII.4). Практически в этом случае измерять ϵ в добавочных точках не приходится, так как заведомо в них нет самой залежи.

Пусть в точке k (см. рис. VII.5) на оси m линейный показатель λ делится на две части λ' и λ'' , причем крайнее (раздельное) значение свойства равно ϵ_k . Его в сумму ϵ при подсчете раздельно частей λ' и λ'' по формуле (VII.4) следует, очевидно, вводить в половинном размере, чтобы сохранить величину всего показателя λ .

Таким образом,

$$\lambda' = i (\Sigma' \epsilon - 0,5 \epsilon_k), \quad (\text{VII.6}')$$

где $\Sigma' \epsilon$ — сумма значений показателя вместе с крайним значением в данной части.

Если с обеих сторон имеются крайние значащие точки разбивки с ϵ_k и ϵ_k' , то формула для λ в пределах этих крайних значащих точек примет вид

$$\lambda' = i [\Sigma \epsilon - 0,5 (\epsilon_k + \epsilon_k')]. \quad (\text{VII.7}')$$

При этом в выражении (VII.7) в сумму $\Sigma \epsilon$ входят все значения, в том числе и крайние.

Формула (VII.7') применяется тогда, как показатель (свойство), например содержание полезного компонента, приобретает определенное значение ϵ_k и ϵ_k' от самого края залежи.

Во многих случаях необходимо характеризовать показатель залежи не только по линии, но и по целой площади в границах некоторого контура или в пределах всей залежи, основываясь на линейных показателях, взятых равномерно по всей площади. Например, если рудная залежь разведана вертикальными скважинами, расположенными по квадратной сетке со

стороной квадрата, равной l , и в каждой скважине известна вертикальная мощность m залежи, объем разведанной залежи по аналогии с формулой (VII.4) выразится формулой

$$V = l^2 \Sigma m, \quad (\text{VII.6})$$

где Σm — сумма всех замеренных в скважинах мощностей в пределах нулевого контура.

Для любого другого показателя λ в виде запаса руды или запаса металла P будем иметь аналогичную формулу

$$\lambda = l^2 \Sigma \lambda, \quad (\text{VII.7})$$

дающую значение объемного показателя или характеризующую скрытую топографическую поверхность в пределах нулевого контура.

Показатель λ можно себе представить как сумму элементарных объемов призм, имеющих основанием квадрат со стороной и переменную высоту λ . При этом верхние основания призм образуют ступенчатую поверхность, которую можно заменить плавной топографической поверхностью или поверхностью многогранника, ограничивающими тот же объем, что и ступенчатая поверхность. Величина λ и ее погрешность аналогии при вычислениях λ по формуле (VII.6) зависят от положения разведочной сетки при одних и тех же размерах элементарной площадки (ячейки). Ячейки могут иметь форму квадрата со стороной l , а также другой фигуры. Тогда по формуле (VII.6) l^2 заменится величиной иного вида.

Ячейки целесообразно иногда разбивать в виде прямоугольников, когда изменчивость показателя по двум взаимно перпендикулярным направлениям различна, например по простираению и по падению залежи. При размещении разведочных выработок в шахматном порядке форма ячеек представляется в виде параллелограммов или других равных фигур «ближайшего района». Расположение же разведочных точек в вершинах равносторонних треугольников создает фигуры, тяготеющие к отдельным точкам в виде правильного шестиугольника.

Для выяснения зависимости ячеистой суммы $\Sigma \lambda$ от положения разведочной сетки достаточно этой последней дать поступательное перемещение в двух взаимно перпендикулярных направлениях по разведочным линиям в пределах стороны l в случае квадратной сетки. Этим исчерпываются всевозможные положения разведочной сетки.

Построим на одной ячейке призму с объемом ω , выражаемым равенством

$$\omega = \int_0^l \int_0^l \Sigma \lambda dx dy. \quad (\text{VII.8})$$

Эта призма ограничена сверху топографической поверхностью. Последняя выражает различные значения $\Sigma \lambda$ в зависи-

мости от перемещения всей разведочной сетки в пределах одной ячейки.

Подходящая ячеистая сумма $\Sigma \lambda_{\text{я}}$ может быть выражена как частное от деления истинного λ на l^2 :

$$\Sigma \lambda_{\text{я}} = \frac{\lambda_{\text{ист}}}{l^2} = \frac{\omega}{l^2}. \quad (\text{VII.9})$$

При определении объемного показателя в пределах внутреннего или разведочного контура часть, приходящаяся на межконтурную полосу, лежащую между границей залежи и внутренним контуром, отбрасывается. При этом отбрасываемая часть возьмет на себя меньшую долю от суммы $\Sigma \lambda_{\text{я}}$ показателей по краевым точкам, так как залежь выклинивается. Следовательно, объемный показатель λ' в пределах внутреннего контура выразится в виде

$$\lambda' = l^2 (\Sigma \lambda - c \Sigma \lambda_{\text{я}}), \quad (\text{VII.10})$$

где коэффициент $c < 0,5$ находится эмпирически и во многих случаях принимается равным 0,2—0,3; $\Sigma \lambda$ — сумма линейных показателей по всем рудным точкам в пределах внутреннего контура.

При другой форме ячейки множитель l^2 формулы (VII.10) заменяется множителем f , выражающим собой площадь соответствующего «ближайшего района» (ячейки).

Объемный показатель λ' в пределах внутреннего контура можно выразить как произведение среднего значения $\lambda_{\text{ср}}$ на площадь F' внутреннего контура, исходя из следующего:

$$\lambda' = l^2 \Sigma \lambda - \lambda''. \quad (\text{VII.11})$$

Здесь λ'' — объемный показатель в пределах межконтурной полосы. В то же время

$$\lambda' = \lambda_{\text{ср}} F', \quad (\text{VII.11a})$$

откуда

$$\lambda_{\text{ср}} = \frac{l^2 \Sigma \lambda - \lambda''}{F'}. \quad (\text{VII.12})$$

Приняв приближенно, что

$$\lambda'' = \frac{1}{4} l^2 \Sigma \lambda_{\text{я}}$$

и

$$F' = n l^2 - \frac{1}{2} n_{\text{к}} l^2,$$

будем иметь

$$\lambda_{\text{ср}} = \frac{2 \Sigma \lambda - 0,5 \Sigma \lambda_{\text{я}}}{2n - n_{\text{к}}}, \quad (\text{VII.13})$$

где n — число всех рудных скважин (точек); $n_{\text{к}}$ — число крайних рудных точек.

Подставив формулу (VII.13) в уравнение (VII.11a), получим выражение для λ' :

$$\lambda' = \frac{2 \Sigma \lambda - 0,5 \lambda_{\text{я}}}{2n - n_{\text{к}}} F'. \quad (\text{VII.14})$$

§ 3. ПОГРЕШНОСТИ АНАЛОГИИ ИНТЕРВАЛЬНОЙ И ЯЧЕИСТОЙ СУММ

Общая погрешность определения того или иного показателя при геометризации шахтных полей складывается из технических погрешностей (погрешностей измерений) и погрешностей ана-

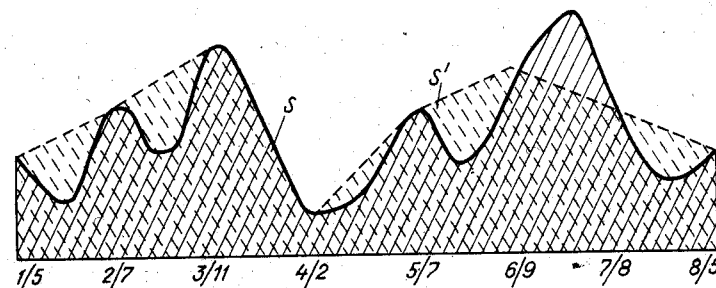


Рис. VII.7. К погрешности аналогии линейного показателя

логии. Их оценка производится отдельно. Методика оценки технических погрешностей излагается в специальных курсах и предполагается известной.

Погрешность величины λ , установленной по формуле (VII.4), является погрешностью аналогии, обусловленной тем, что значение показателя почти всегда устанавливается по ограниченному числу разведочных точек, которые не вскрывают полностью размещение изучаемого показателя в недрах месторождения.

Пусть на рис. VII.7 сплошная утолщенная кривая линия выражает действительное изменение показателя в промежутке кривой. Площадь указанной кривой, заштрихованная сплошными линиями, на рисунке обозначена буквой S . В точках 1, 2, 3, ..., 8 данного промежутка через равные интервалы определены значения показателя, выписанные около каждого номера «съёмочной» точки в знаменателе. По ординатам, равным числовым значениям показателя, построена ломаная кривая (на рис. VII.7 изображена пунктирной линией), представляющая собой «кривую» изменения показателя для данной разбивки «съёмочных» точек. Площадь этой кривой, заштрихованная на

фигуре пунктирными линиями, обозначена буквой S' . При этом $S' \neq S$. Разность $S' - S$ дает представление о погрешности аналогии в определении значения показателя и выражает ее величину для данной разбивки точек. Отношение этой разности к S выразит относительную величину погрешности аналогии. Различают реальную и предельную погрешности аналогии. Под реальной погрешностью аналогии понимают относительную разность между подсчитанным значением показателя и его истинным значением при данном случайном расположении съёмочных точек на линии. Под предельной погрешностью аналогии понимается максимальная относительная разность между подсчитанным и истинным значением величины. Следовательно, реальная погрешность аналогии ограничивается предельной погрешностью, т. е. не может быть больше последней при любом расположении разбивки точек измерения на линии. Предельную погрешность аналогии можно получить из измерений на неправильных кривых или на моделях неправильной формы. Измерения должны быть произведены в большом количестве, чтобы вывести определенную закономерность, выражаемую хотя бы таблично.

Для кривых, выражаемых аналитически, например, для эллипса, предельная погрешность аналогии может быть подсчитана.

Итак, погрешность аналогии для линейного показателя λ , подсчитанного по формуле (VII.4), можно выразить в виде

$$\lambda - \lambda_{\text{ист}} = i (\Sigma \varepsilon - \Sigma \varepsilon_{\text{и}}). \quad (\text{VII.15})$$

Относительная же реальная погрешность аналогии линейного показателя выразится формулой

$$M(\lambda)_p = \frac{\lambda - \lambda_{\text{ист}}}{i \Sigma \varepsilon} = 1 - \frac{\Sigma \varepsilon_{\text{и}}}{\Sigma \varepsilon}. \quad (\text{VII.16})$$

Предельная погрешность аналогии выразится

$$M(\lambda)_{\text{пред}} = \frac{\Sigma \varepsilon_{\text{max}}}{\Sigma \varepsilon_{\text{и}}} - 1,$$

или

$$M(\lambda)_{\text{пред}} = \frac{\Sigma \varepsilon_{\text{min}}}{\Sigma \varepsilon_{\text{и}}} - 1, \quad (\text{VII.17})$$

где $\Sigma \varepsilon_{\text{max}}$ и $\Sigma \varepsilon_{\text{min}}$ — максимальная и минимальная сумма измеренных значений показателя при данном неизменном интервале i и переменном положении точек разбивки на линии в пределах нулевых точек.

При весьма неправильной волнистой линии изменения показателя можно принять, что

$$\Sigma \varepsilon_{\text{max}} - \Sigma \varepsilon_{\text{и}} = \Sigma \varepsilon_{\text{и}} - \Sigma \varepsilon_{\text{min}},$$

откуда

$$M(\lambda)_{\text{пред}} = \frac{\Sigma \varepsilon_{\text{max}} - \Sigma \varepsilon_{\text{min}}}{2 \Sigma \varepsilon_{\text{и}}}. \quad (\text{VII.18})$$

С уменьшением интервала i уменьшается и предельная относительная погрешность $M(\lambda)_{\text{пред}}$, стремясь к нулю при стремлении к нулю интервала i .

Реальная же погрешность $M(\lambda)_p$ не выходит за пределы $M(\lambda)_{\text{пред}}$, принимая при этом различные значения, в том числе и равные нулю.

Определенного закона убывания реальных погрешностей нет. Вполне может случиться, что, например, с уменьшением интервала i в 2 раза реальная погрешность для конкретного положения разбивки на интервалы может оказаться большей, чем погрешность при неуменьшенном исходном интервале. Здесь можно говорить лишь о вероятности уменьшения реальной погрешности аналогии при уменьшении интервала.

Если представить предельную погрешность аналогии в виде кривой, асимптотически приближающейся к нулевой линии по мере уменьшения интервала от i до нуля, то реальная погрешность аналогии будет изменяться внутри площади между кривой предельной погрешности и нулевой линией, но путь ее при неподвижной разбивке и постепенном уменьшении интервала будет зигзагообразным. Это является дополнительным подтверждением того, что суждение о точности подсчета по формуле (VII.4) должно основываться только на предельной погрешности аналогии. Как показывают проведенные Д. К. Казаковским наблюдения на моделях тел неправильной формы, погрешности аналогии зависят от изменчивости показателя (мощности), расстояния между точками измерения ее и расположения сетки замерных точек. При этом числовая погрешность может достигать 20% и более [11], т. е. погрешности аналогии по сравнению с техническими погрешностями значительны. Следовательно, их оценка при любых возможностях приобретает большое значение.

§ 4. ИЗМЕНЧИВОСТЬ И ИЗУЧЕННОСТЬ ПОКАЗАТЕЛЯ ЗАЛЕЖИ

Каждый показатель залежи изменяется в той или иной мере от точки к точке. Чем более изменчивы показатели залежи или месторождения, тем в большем числе точек должны быть определены при разведке их значения, иначе изученность месторождения может оказаться недостаточной.

В процессе геометризации месторождений полезных ископаемых необходимо численно выражать изменчивость показателей залежи. Для этого пользуются разными методами. Отметим некоторые из них в порядке их становления и развития

применительно к решению задач по геометризации месторождений полезных ископаемых.

Вероятностно-статистические методы оценок в горном и геологоразведочном деле настойчиво начали применяться с двадцатых годов. Развитие их приложений на более высоком уровне продолжается до настоящего времени. Здесь следует отметить плодотворные усилия в этом отношении П. А. Рыжова, В. М. Гудкова, Г. И. Вилесова, В. И. Кузьмина, И. В. Францко, Г. А. Базанова. Использование аппарата математической статистики позволяет для характеристики абсолютной изменчивости показателей при геометризации месторождений полезных ископаемых или их частей (шахтных, карьерных полей) использовать величину среднего квадратического отклонения

$$\sigma = \pm \sqrt{\frac{\sum \Delta^2}{n-1}}, \quad (\text{VII.19})$$

где $\sum \Delta^2$ — сумма квадратов отклонений измеренных значений показателя от его среднего арифметического значения; n — число наблюдений (определений).

Относительная изменчивость характеризуется коэффициентом вариации

$$V = \pm \frac{\sigma}{\bar{e}_{\text{ср}}} 100, \%, \quad (\text{VII.20})$$

где $\bar{e}_{\text{ср}}$ — среднее значение показателя.

Погрешность определения среднего значения показателя по залежи (или ее части) по достаточному числу выборочных данных при этом приближенно находится из выражения

$$m = \pm \frac{t\sigma}{\sqrt{n}}. \quad (\text{VII.21})$$

Абсолютизация приложений метода к случайным, неслучайным и промежуточным полям, а к последним, как известно, относится большинство месторождений полезных ископаемых, обострила критическое отношение к методу. В связи с этим Д. А. Казаковский в тридцатых и сороковых годах успешно начал исследовать возможности приложений для оценок изменчивости показателей метод конечных разностей. Он предложил для характеристики абсолютной изменчивости показателя пользоваться абсолютной величиной среднего значения вторых последовательных разностей из измеренных значений показателя

$$I_a = \frac{\sum |\Delta''_e|}{k}, \quad (\text{VII.22})$$

где $\sum |\Delta''_e|$ — сумма абсолютных значений вторых разностей из измеренных значений показателя; k — число вторых разностей.

При этом относительная изменчивость I показателя для правильной формы сетки «разведочных» точек определится выражением

$$I = \frac{\sum |\Delta''_e|}{k \bar{e}_{\text{ср}}}. \quad (\text{VII.23})$$

Величина I позволяет численно оценивать изменчивость показателя залежи по отдельным направлениям и по площади.

Наибольший практический интерес представляют направления по простиранию и падению залежи.

Подобная числовая характеристика изменчивости показателя может оказаться полезной при выборе разведочной сетки точек, определении густоты точек опробования и т. п.

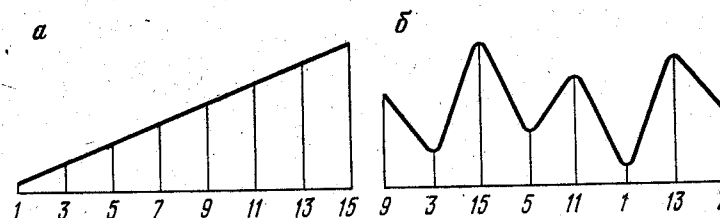


Рис. VII.8. К сравнению числовой характеристики относительной изменчивости показателя путем использования V и I

Величина I , вычисляемая по формуле (VII.23), имеет существенное преимущество перед коэффициентом вариации V . В отличие от него I зависит не только от изменений числовых значений показателя залежи, но также и от характера этого изменения.

Для примера на рис. VII.8, а дан ряд изменений показателя по некоторой линии, дающий пример простейшего его изменения, а на рис. VII.8, б при тех же числовых значениях показателя приведено более сложное его изменение. При характеристике относительной изменчивости коэффициентом вариации V последний в обоих случаях будет один и тот же.

Использование для этих целей величины I в варианте (а) дает $I=0$, для второго варианта (б) величина $I=2,33$, т. е. при простом изменении показателя залежи I имеет меньшее числовое значение, чем при более сложном. Отмеченное преимущество I вытекает из существа вторых разностей, характеризующих кривизну кривой свойств залежи. При этом следует иметь в виду, что вторые разности начинают характеризовать кривую свойств с определенного предела ее дробления.

Если волны кривой изменения показателя размещаются в пределах одного интервала или части его, то значительная

часть вторых разностей может ступенчатая, и тем самым получается неправильное представление об изменчивости кривой.

Сгущение разбивки следует вести до такого предела, чтобы соседние разведочные точки попадали на часть волны. Только с этого момента величина интервала начинает выражать среднее расстояние между максимумами и минимумами волн кривой свойств или их размах и вторые разности однозначно определяют изменчивость.

При изучении профиля скрытой топографической поверхности вдоль некоторой разведочной линии критерием достижения

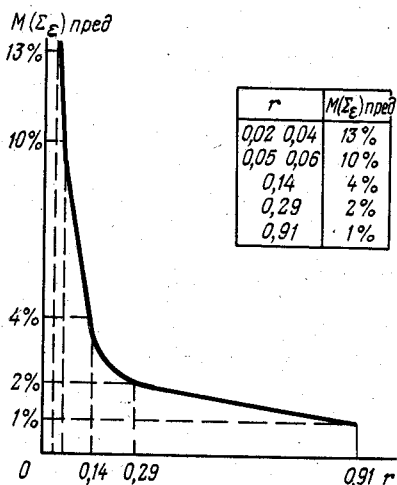


Рис. VII.9. Таблица и кривая зависимости между показателями изученности r и погрешностью аналогии $M(\Sigma \epsilon_{пред})$

указанной предельной величины интервала i или достаточной густоты разведочных точек является отсутствие перемены знака в первых разностях из значений показателя при задании дополнительных точек между имеющимися разведочными точками.

Число r , с которым погрешность аналогии в определении значения показателя залежи связана обратной зависимостью, называется изученностью. Его можно найти из выражения

$$r = \frac{n}{I} = \frac{k \epsilon_{ср} n}{\Sigma |\Delta \epsilon|} \quad (VII.24)$$

Так как r по своему числовому значению может быть большим, то для удобства пользования Д. А. Казаковский предложил его умень-

шить в 1000 раз. Для определения погрешности аналогии значения показателя залежи им дана в виде таблицы и графика (рис. VII.9) зависимость между $M(\Sigma \epsilon_{пред})$ и r , выявленная путем экспериментирования с моделями тел неправильной формы. Указанная зависимость подтвердилась на практике на ряде месторождений. Рис. VII.9 показывает, что при малых значениях r предельная погрешность аналогии $M(\Sigma \epsilon_{пред})$ быстро изменяет свою величину и, наоборот, при значениях $r > 0,3$ она изменяется очень медленно.

Следовательно, начиная с некоторой определенной величины (например, $r \geq 0,3$), нет смысла увеличивать густоту точек определения показателей залежи, так как возрастание объема работ уже не будет оправдываться получаемым улучшением результата.

А. И. Осецкий [35] в качестве показателя соответствия густоты разведочных точек характеру разведваемой залежи предложил величину K , определяемую из выражения

$$K = \frac{(\epsilon_i + \epsilon'_{i+1}) - (\epsilon'_i + \epsilon_{i+1})}{12} \quad (VII.25)$$

где ϵ_i и ϵ_{i+1} (соответственно ϵ'_i и ϵ'_{i+1}) — показатели залежи в противоположных углах разведочной ячейки.

K называется красным числом.

Величина K , выражающая через значения показателя ϵ в угловых точках разведочной ячейки отклонение изучаемой поверхности от плоскости, характеризует изменчивость показателя залежи в пределах указанной ячейки. Совокупность же этих величин характеризует поверхность в пределах выделенного контура. А. И. Осецкий применительно к мощностям залежи показал, что K изменяет свои значения в пределах от 0 до $\frac{\epsilon_{ср}}{3}$

(где $\epsilon_{ср}$ — среднее значение показателя в пределах ячейки из значений его в угловых точках).

Красные числа K могут быть использованы для оценки густоты точек детальной разведки и вообще при организации разведки методом приближений.

На рис. VII.10 приведен план детальной разведки участка залежи с указанием мощностей залежи по скважинам, средних мощностей и красных чисел в каждой разведочной ячейке. Все разведочные ячейки по величине K разбиты на три группы. К первой группе отнесены ячейки, где красное число не превышает 0,1, полагая, что в этих ячейках густота скважины соответствует изменчивости показателя (мощности) залежи.

Во вторую группу отнесены ячейки с красными числами от 0,1 до 0,2 в предположении, что изменения мощности, вызывающие колебания K в указанных пределах, не окажут существенного влияния на точность определения запасов и процесс эксплуатации залежи.

В третью группу отнесены ячейки, в которых $K > 0,2$. В этих ячейках следует считать густоту скважин недостаточной.

Отнесение ячеек к той или иной группе каждый раз должно обуславливаться конкретными условиями и целями разведки. Сообразно с ними устанавливаются пределы красных чисел для выделяемых групп ячеек по степени разведанности.

Организация разведки методом приближений сводится в первой стадии к покрытию площади разведки некоторым минимальным числом скважин, располагаемых равномерно, например по квадратной сетке. Далее, анализируя результаты разведки с использованием красных чисел, намечают участки для сгущения разведки. В связи с этим в проекте разведки должны быть обоснованы для данных условий:

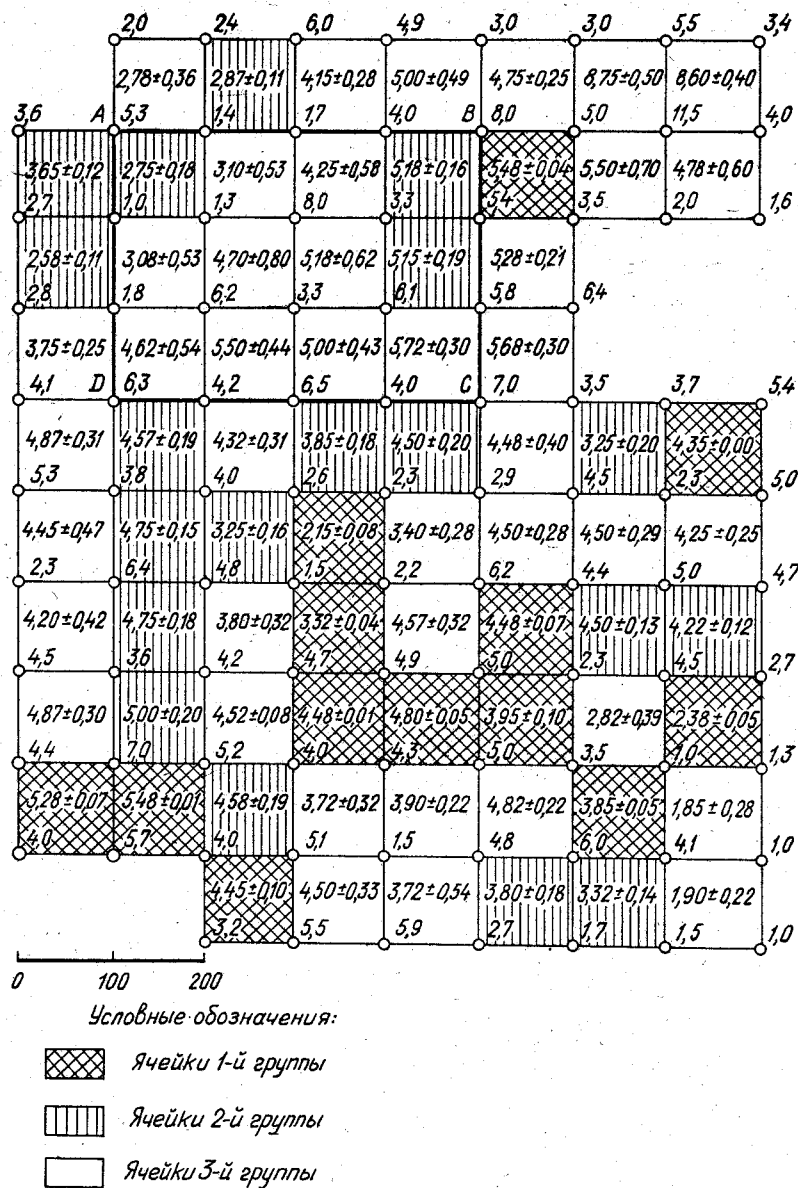


Рис. VII.10. План детальной разведки участка залежи (по А. И. Осецкому)

а) минимальная плотность разведочных точек, которыми равномерно покрывается площадь;

б) допустимая величина K , являющаяся критерием сгущения разведочных точек;

в) предел сгущения.

Рассматривая залежь в целом и отдельные ее показатели как результат сложного геологического процесса и выражая каждый показатель в виде скрытой реальной или условной топографической поверхности, последнюю можно геометрически представлять как совокупность форм различного порядка.

Важность этого положения с точки зрения геометризации месторождений отмечал Е. И. Попов [23], который, развивая идею использования вторых последовательных разностей при числовой характеристике изменчивости показателей залежи, предлагал в изучаемой поверхности выделять основную и вторичные формы, сопровождающие основную и усложняющие ее.

Хотя данный вопрос был им рассмотрен применительно к гипсометрии угольных месторождений Подмосковского бассейна, сделанные выводы имеют более общее методическое значение, так как позволяют при изучении геометрических свойств условной поверхности применять методы интерполяции и математической статистики.

Каждое значение изучаемой поверхности является суммой показателей основной и вторичных ее форм.

При разведке месторождения значения изучаемых показателей определяются в отдельных точках, т. е. являются выборочными. Последние также состоят из показателей основной и вторичных форм или содержат систематическую и случайную составляющие выборочных значений показателя. Систематическая составляющая определяется основной формой и частью вскрываемых вторичных форм. Она отражает характер и степень изменения выборочных значений показателя. Случайная составляющая определяется нескрываемыми вторичными формами. Она также отражает характер и степень изменения выборочных значений показателя.

Величина систематической и случайной составляющих зависит от сложности изучаемой поверхности и плотности разведочных точек.

Совокупность выборочных значений показателя, полученная при той или иной плотности разведочных точек, является механической выборкой, которая может быть случайной, неслучайной или промежуточной между ними.

По замечанию Е. И. Попова название «механическая выборка» не вполне удачно, так как с этим названием иногда связано неправильное понимание свойств механической выборки и возможностей ее использования для решения практических, например разведочных, задач. Удачнее было бы назвать механическую выборку, исходя из ее существа, последовательной.

Если показатели основной формы не изменяются в пределах выделенного контура, а вторичные формы до некоторого порядка значительно искажают основную и в то же время плотность разведочных точек не вскрывает расположения и изменения вторичных форм, то механическая выборка близка по своему характеру к случайной.

Если основная форма незначительно искажена вторичными и подчиняется закономерностям, которые легко вскрываются

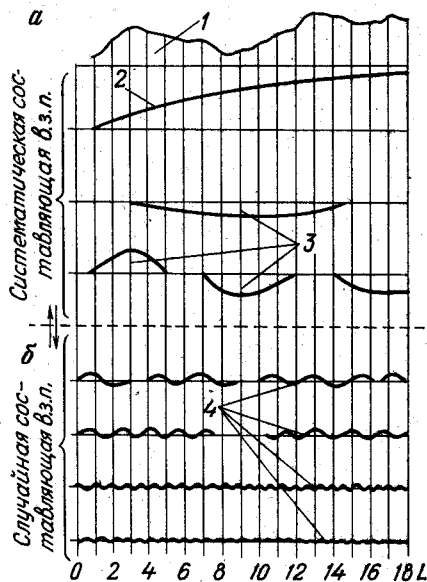


Рис. VII.11. Схема к разделению выборочных залежей показателя на систематическую и случайную составляющие:

1 — изучаемая поверхность; 2, 3 — формы, определяющие систематическую составляющую $\sigma_{з.п.}$; 4 — формы, определяющие случайную составляющую $\sigma_{з.п.}$

чения показателя.

Таким образом, характер механической выборки изменяется при переходе от простых к сложным формам изучаемой поверхности и при изменении плотности разведочной сетки. При этих же условиях меняется структура выборочных значений показателя (рис. VII.11). При сгущении разведочной сетки (или при изучении поверхности, близкой к геометрически правильной) число вскрываемых вторичных форм увеличивается, а следовательно, увеличивается удельный вес систематической составляющей выборочных значений показателя. Наоборот, при разрежении раз-

ведочной сетки увеличивается число нескрываемых вторичных форм, а следовательно, увеличивается удельный вес случайной составляющей выборочных значений показателя.

В условиях разведки месторождений полезных ископаемых с применением правильных или близких к ним сеток возможны все три типа характера механической выборки. Однако встречаются они неодинаково часто.

Закономерность протекания геологических процессов и их сложность обуславливают преимущественное выявление в наблюдениях выборки промежуточного характера.

Из изложенного следует относительность понятия изменчивости показателя залежи. Числовое выражение ее непостоянно, определяется сложностью изучаемого показателя (поверхности) и густотой разведочных точек, т. е. оно отражает степень нашего знания об изучаемом объекте.

Точность графического выражения изучаемого показателя по выборочным данным в виде поверхности зависит от степени и характера изменчивости ее и густоты разведочных точек, т. е. от характера, выборки, а также от способа построения поверхности. Учитывая используемые величины для характеристики изменчивости Е. И. Попов [23] рекомендует применять при построении поверхности в изолиниях параболическое интерполирование, представляя его как линейное интерполирование между скважинами по сторонам разведочных ячеек и определение среднего арифметического из угловых значений показателя для центров разведочных ячеек.

Погрешность интерполирования, так же как и выборочные значения показателя, при случайном характере выборки являются случайными величинами, при неслучайном — функциями изображаемой поверхности, при промежуточном — содержат случайную и систематическую части.

При различных характеристиках выборки следует применять разные методы оценки точности графического выражения показателя (геометризации). При неслучайном характере можно пользоваться известными интерполяционными формулами, при случайном — методами математической статистики.

При промежуточном характере выборки как первый, так и второй метод в чистом виде применять нельзя. Здесь следует сделать оценку точности для неслучайного и случайного характера выборки через одни и те же величины, чтобы определить пределы, в которых заключена точность графического выражения показателя при промежуточном характере выборки. В качестве таких величин применяют указанные выше вторые последовательные разности и красные числа.

При неслучайном характере выборки вторые разности являются приближенными значениями второй производной, поэтому погрешность интерполирования между разведочными скважинами по сторонам ячейки выражается по интерполяцион-

ной формуле Бесселя [23]

$$P_{\text{ск/не}} \approx \sqrt{\frac{\sum \Delta''^2}{64k}}, \quad (\text{VII.26})$$

где $P_{\text{ск/не}}$ — среднее квадратическое значение погрешности интерполирования при случайном характере выборки; $\sum \Delta''$ — сумма вторых последовательных разностей из измеренных значений показателя в разведочных точках; k — число вторых разностей.

Средняя квадратическая погрешность интерполирования для центров ячеек при случайном характере выборки находится из выражения

$$P'_{\text{ск/не}} \approx 0,7 \sqrt{\frac{\sum K^2}{4k'}}, \quad (\text{VII.27})$$

где k' — число значений K .

При случайном характере выборки соответствующие формулы примут вид:

$$\left. \begin{aligned} P_{\text{ск/сл}} &\approx 1,2 \sqrt{\frac{\sum \Delta''^2}{6k}}; \\ P'_{\text{ск/сл}} &\approx 1,1 \sqrt{\frac{\sum K^2}{4k'}}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{VII.28})$$

Формулы (VII.26), (VII.27) и (VII.28) позволяют определить пределы, в которых заключена среднеквадратическая погрешность интерполирования при промежуточном характере выборки:

$$\left. \begin{aligned} 0,3 \sqrt{\frac{\sum \Delta''^2}{6k}} &< P_{\text{ск/пр}} \leq 1,2 \sqrt{\frac{\sum \Delta''^2}{6k}}; \\ 0,7 \sqrt{\frac{\sum K^2}{4k'}} &< P'_{\text{ск/пр}} \leq 1,1 \sqrt{\frac{\sum K^2}{4k'}}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{VII.29})$$

Исходя из этих соотношений $P_{\text{ск/пр}}$ и $P'_{\text{ск/пр}}$, можно с достаточной практической точностью определять по приближенным формулам:

$$\left. \begin{aligned} P_{\text{ск/пр}} &\approx \sqrt{\frac{\sum \Delta''^2}{6k}}; \\ P'_{\text{ск/пр}} &\approx \sqrt{\frac{\sum K^2}{4k'}}. \end{aligned} \right\} \quad (\text{VII.30})$$

где Δ'' — вторые последовательные разности, вычисляемые по выборочным значениям показателя; k — число вторых разностей; K — красные числа [здесь в отличие от выражения (VII.25) $K = \{e_i - e'_{i+1}\} - \{e_i + e_{i+1}\}$]; k' — число значений K .

Таким образом, абсолютную изменчивость показателя численно можно характеризовать по формулам (VII.22) и (VII.30).

Неслучайный характер выборки определяется закономерным изменением величины последовательных разностей и закономерным чередованием их знаков.

При случайном характере выборки должно выполняться равенство

$$\sqrt{\frac{\sum \Delta''^2}{6k}} \approx \sqrt{\frac{\sum K^2}{4k'}} \approx \sqrt{\frac{\sum (e_i - e_{cp})^2}{n-1}};$$

при промежуточном — неравенство

$$\sqrt{\frac{\sum \Delta''^2}{6k}} \approx \sqrt{\frac{\sum K^2}{4k'}} < \sqrt{\frac{\sum (e_i - e_{cp})^2}{n-1}},$$

где n — число выборочных значений показателя.

При случайном характере выборки наилучшим приближением к изучаемой поверхности при данной плотности сетки будет плоскость, проведенная на уровне общего среднего. В этом случае абсолютную изменчивость можно численно характеризовать по формуле (VII.19).

Таким образом, основным значением выводов, полученных Е. И. Поповым, является объективный подход к использованию для оценки изменчивости показателей аппарата математической статистики и метода конечных разностей.

Е. И. Поповым [23] в результате экспериментирования с реальными моделями получен вид зависимости точности гипсометрии залежи от плотности разведочной сетки (рис. VII.12). Несмотря на то, что исследуемые поверхности были различны по своему характеру, вид кривых, построенных по средним значениям $P_{\text{ск/пр}}$ для разных плотностей разведочной сетки и выражающих указанную зависимость, одинаков, т. е. кривая имеет плавную выпуклую форму.

Построение подобной кривой можно использовать для ориентировочного определения точности гипсометрии (или другой поверхности) при сетках более плотных, чем принятая. Действительно, результат оценки точности при данной плотности сетки и начало координат кривой — это уже две точки указанной кривой. Третью можно получить, производя оценку точности сетки в 2 раза более редкой. Соединив эти три точки плавной кривой, получим кривую изменения точности для данной поверхности. Она будет вполне достаточна для решения поставленной задачи.

Изложенную методику можно использовать не только для правильных разведочных сеток, но и при другом расположении скважин, производя оценку точности по формулам (VII.30).

При беспорядочном расположении скважин можно выбрать ряд направлений, по которым последние будут размещены на

некотором, приблизительно равном расстоянии друг от друга. Изменив это расстояние, можно получить точность линейного интерполирования для различных расстояний между скважинами, т. е. получить указанную выше кривую зависимости точности от плотности разведочных выработок. Определив среднее расстояние между скважинами, можно снять с этой кривой со-

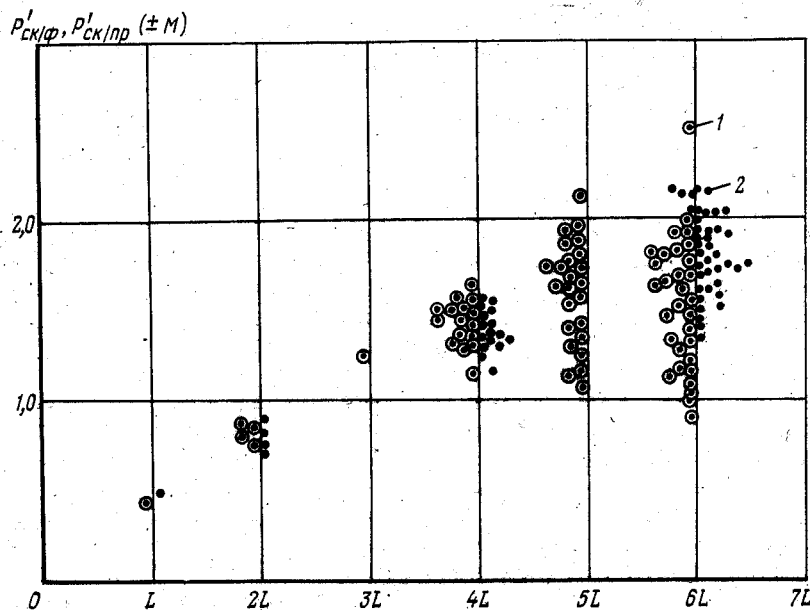


Рис. VII.12. Изменение точности гипсометрического плана залежи в зависимости от изменения плотности разведочной сетки (по Е. И. Попову):

1 — расчетные значения $P'_{ск/пр}$; 2 — фактическое значение $P'_{ск/пр}$

ответствующее ему значение точности, которое будет отвечать беспорядочному расположению скважин.

В шестидесятых годах В. А. Букринский [6] предложил использовать для числовой характеристики изменчивости показателя коэффициент изменчивости U , основанный на отношении длины кривой изменения показателя к длине ее проекции в единицах, приведенных к одной размерности, и вычисляемый по формуле

$$U_{g=1} = \frac{\sum_{i=1}^{n-1} \sqrt{(\mu_i l_i)^2 + (\mu_c \epsilon_i)^2}}{\mu_i L} - 1, \quad (VII.31)$$

где $g = \frac{\mu_l}{\mu_c}$ — отношение масштабов по осям; μ_l — масштаб по оси интервалов (в мм), например в 1 мм — 1 м; l — расстояние между точками измерения (пробами), м; μ_c — масштаб по оси значений показателя, например в 1 мм — 0,5%; ϵ_i — разность соседних значений показателя, %; L — длина проекции кривой, м.

Использование указанной методики на железорудных карьерах для характеристики изменчивости содержания железа, связанного с магнетитом, при выявлении условий усреднения качества добываемой руды [10] подтвердило ее большие возможности. Рекомендуется коэффициент U вычислять по характерным направлениям к выделенным зонам (центр, приконтактные зоны, осевая зона складки и т. п.) с последующим обобщением полученных значений U .

Переработка большого объема информации и сложность предложенной формулы требует дальнейшего совершенствования методики с целью использования вычислительной техники.

Получили признание общие положения методики В. М. Гудкова [9] по числовой характеристике изменчивости показателей, которая выгодно отличается тем, что она доведена до инженерных приложений. Ее сущность заключается в разделении общего варьирования значений показателя, установленного при разных плотностях точек замера, на составные части, связанные с отдельными видами изменчивости.

Результат последовательного измерения показателя по разведочной линии является исходным при анализе изменчивости.

Пусть $h_1, h_2, \dots, h_n$ — значения показателя в точках наблюдения; l_0 — среднее расстояние между замерами; n — число замеров.

Общее (среднее) варьирование показателя при расстояниях l_0 находится по формуле [9]

$$S_0^2(l_0) = \frac{1}{4n} \sum_{i=1}^n (h_i - h_{i+1})^2. \quad (VII.32)$$

При расстояниях между точками замера $2l_0$

$$S_0^2(2l_0) = \frac{1}{4n} \sum_{i=1}^n (h_i - h_{i+2})^2 \text{ и т. д.}$$

Для расстояний между точками замера $U l_0$ (где $U = 1, 2, \dots$) формула вычисления общего варьирования имеет вид

$$S_0^2 = \frac{1}{4n} \sum_{i=1}^n (h_i - h_{i+U})^2. \quad (VII.33)$$

Общее варьирование показателя, вычисленное для различных расстояний между точками замера при взаимной независимости видов изменчивости, разделяется на три части:

$$S_0^2 = S_\pi^2 + \frac{1}{2} S_I^2 + S_{II}(l_0), \quad (VII.34)$$

где S_n^2 — варьирование показателя, обусловленное линейной изменчивостью; S_1^2 — варьирование, обусловленное случайной изменчивостью, постоянное для данного ряда наблюдений; $S_{11}^2(l_0)$ — варьирование, обусловленное природной изменчивостью, являющееся функцией от расстояния между замерами.

Общий путь определения характеристик изменчивости заключается в следующем. По замеренным значениям показателя $h_1, h_2, \dots, h_n$ строится разрез, по которому выделяются участки с определенным трендом в изменении показателя (рис. VII.13). На разрезе определяются длины участков L_1 и L_2 , на которых

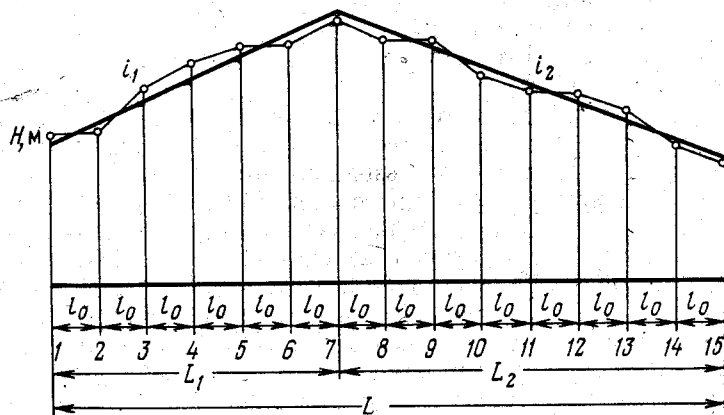


Рис. VII.13. Схема к выделению линейного тренда по построенному разрезу

проявляется тренд, а также наклоны i_1 и i_2 линий, выражающие тренд.

Вычисляется варьирование, связанное с линейным трендом по формуле [9]

$$S_n^2 = \frac{l_0^2}{4(L-l_0)} \left[(L_1-l_0) i_1^2 + \frac{1}{3} l_0 (i_1^2 + i_2^2 - i_1 i_2) + (L_2-l_0) i_2^2 \right]. \quad (\text{VII.35})$$

Из общего варьирования S_0^2 вычитается часть, связанная с линейным трендом, S_n^2

$$S_0^2 - S_n^2 = \frac{1}{2} S_1^2 + S_{11}^2(l_0). \quad (\text{VII.36})$$

Далее строится структурный график изменчивости путем откладывания по горизонтальной оси расстояния между замерами, а по вертикальной — соответствующих значений $\frac{1}{2} S_1^2 + S_{11}^2(l_0)$

(рис. VII.14). Затем на структурном графике изменчивости кривая изменения $\frac{1}{2} S_1^2 + S_{11}^2(l_0)$ продолжается до пересечения с вертикальной осью. Отсекаемый на вертикальной оси отрезок B обусловлен техническими погрешностями и некоррелированными колебаниями показателя. Этот отрезок равен $\frac{1}{2} S_1^2$.

Кривая выше $\frac{1}{2} S_1^2$ является характеристикой природной изменчивости показателя (параметра).

При практическом определении характеристик изменчивости достаточно (после выделения по разрезу линейного тренда)

вычисление $\frac{1}{2} S_1^2 + S_{11}^2(l_0)$ выполнять по отклонениям замеров от прямых, выражающих линейный тренд.

Наблюдениями на угольных месторождениях установлен волнообразный характер изменчивости показателей (мощности пласта, содержания золы). При этом длина волны и ее амплитуда являются структурными элементами природной изменчивости. Длина волны коротковолновых колебаний мощности пласта остаются почти на

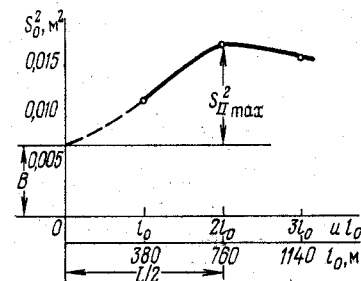


Рис. VII.14. Структурный график изменчивости мощности по падению пласта (Донбасс)

одном уровне, например для практического использования в Донбассе может приниматься равной 70—100 м. Амплитуда колебаний связана с мощностью и строением пласта.

В заключение следует отметить заслуживающие внимания попытки приложения к решению задач при количественной оценке показателей месторождений теории случайных функций. Ниже, в пятом разделе, при изложении общих положений по усреднению качества руд при добыче этот вопрос найдет некоторое освещение. Здесь в связи с количественной оценкой изменчивости показателей уместно указать на интересные взгляды З. Д. Низгурецкого [17]. Для количественной оценки месторождений им предлагается воспользоваться двумя более общими нестационарными статистическими моделями, параметры которых могут быть приближенно оценены по исходной (геолого-маркшейдерской) информации.

Обе модели учитывают особенности распределения показателей и основываются на разложении исследуемых дискретных реализаций функций на составляющие.

Первая модель M (мультипликативная модель) представляет реализацию нестационарной функции $c(x)$ в виде суммы $c(x) = \bar{c}(x) + \sigma(x) n(x), \quad (\text{VII.37})$

где $\bar{c}(x)$ — регулярная детерминированная функция; $n(x)$ — стационарная случайная функция с математическим ожиданием, равным нулю, и ковариационной функцией, зависящей от расстояний между точками; $\sigma(x)$ — детерминированная функция.

Вторая модель А (аддитивная модель) описывает изучаемые реализации функции $c(x)$ суммой следующих функций, не коррелированных между собой:

$$c(x) = \bar{c}(x) + n(x) + \delta(x), \quad (\text{VII.38})$$

где $\bar{c}(x)$ — регулярная детерминированная функция, оцениваемая так же, как и в модели М; $n(x)$ — стационарная случайная функция с математическим ожиданием, равным нулю, и конечной дисперсией; $\delta(x)$ — последовательность некоррелированных случайных величин с математическим ожиданием, равным нулю, и дисперсией, зависящей от x .

На основе указанных моделей возможна разработка методических рекомендаций по ряду приложений.

§ 5. СГЛАЖИВАНИЕ (ОБОБЩЕНИЕ) РЕЗУЛЬТАТОВ НАБЛЮДЕНИИ

Обобщение (или сглаживание) результатов наблюдений подразделяют на линейные, по площади и объемные. При линейном сглаживании кривые показателей залежи (эмпирические кривые) строятся по измеренным значениям в точках, расположенных по линиям. Линейное сглаживание называется также сглаживанием эмпирических кривых.

Эмпирические кривые нередко имеют сложное очертание, затрудняющее ясную передачу характера изменения показателя, особенно при изображении последнего на плане в изолиниях. Сложность эмпирических кривых определяется сложностью распределения и изменения показателя. Картина еще более усложняется наличием погрешностей, которые неизбежно появляются при определении числовых значений показателя в отдельных точках.

Из всех показателей залежи наиболее изменчивым является содержание компонентов в руде. Поэтому при резком и сложном изменении содержания того или иного компонента при линейном расположении разведочных точек производится так называемое линейное сглаживание эмпирических кривых. Применяется оно главным образом при обработке эксплуатационного и секционного опробования скважин на рудных месторождениях.

Эмпирические кривые, характеризующие содержание компонента, часто изобилуют резкими переходами, скачками, или так называемыми пиками.

Если для некоторого участка, пользуясь эмпирическими кривыми, дать общую картину изменения показателя в виде плана изолиний, то наличие пик при принятом сечении даст в ряде

мест такое скопление изолиний, при котором ухудшится наглядность плана.

Необходимо иметь в виду, что эмпирическая кривая только приближенно характеризует содержание даже в тех точках, в которых оно установлено, так как погрешности определения показателя полностью отражаются на графике, вызывая в нем значительные искажения. Таким образом, план изолиний содержания, построенный по эмпирическим кривым, не обеспечивает точного представления о значениях показателя в отдельных точках. Однако последнее не является обязательным требованием к плану, так как практически необходимо знать среднее значение содержания в некоторых пределах. При подсчете запасов полезного ископаемого производится осреднение содержания, а при выемке руды происходит неизбежное ее перемешивание. Вынутая руда характеризуется также средним содержанием компонента.

Следовательно, для того чтобы иметь более наглядные графики, выражающие характер изменения показателя, и уменьшить влияние случайных погрешностей его определения, эмпирические кривые свойств (показателя) выравнивают, или, как говорят, сглаживают. Выравнивание эмпирических кривых содержания вызывает некоторое изменение данных химического анализа. Планы, построенные по выровненным, или сглаженным, кривым, характеризуют в каждой точке не присущее ей значение содержания, а среднее его значение для некоторого вполне определенного участка. Так, практическими требованиями вызывается необходимость сглаживания эмпирических кривых.

Перед сглаживанием эмпирической кривой содержания решается вопрос об использовании разведочных точек с весьма высоким содержанием полезного компонента в руде. В практике в одних случаях указанные содержания не учитываются совершенно, в других случаях влияние проб (точек) с весьма высоким содержанием распространяется на половину интервала, т. е. на равных основаниях с пробами, дающими типичные для данного участка содержания, и в третьих, вводится некоторый коэффициент, зависящий от частоты появления проб этого класса.

Следует отметить, что исключение из обработки проб с весьма высоким содержанием не имеет под собой никакого основания. При большой же густоте опробования, как это имеет место при опробовании эксплуатационных выработок, и достаточной частоте появления проб с весьма высоким содержанием, исключаяющей случайность или ошибочность получения результата, необходимость их учета очевидна. Расстояние Δx , на которое следует распространить влияние пробы с весьма высоким содержанием внутри интервала, найдется из выражения

$$\Delta x = 0,5ia. \quad (\text{VII.39})$$

Здесь

$$a = \frac{n'}{n''}, \quad (\text{VII.40})$$

где n' — частота появления проб с весьма высоким содержанием; n'' — частота появления проб класса, к которому относится проба на другом конце взятого интервала i .

Выражение (VII.39) основано на том, что выявленная закономерность распределения содержания для некоторого участка учитывается при установлении степени влияния отдельных значений показателя. Это справедливо в той мере, в какой частное является выражением общего.

Приемы сглаживания разделяются на аналитические и механические. При аналитических приемах сглаживания пользуются той или иной выравнивающей формулой, устанавливающей зависимость между значением показателя (ординатой) в некоторой точке и положением последней на разведочной линии. Однако следует иметь в виду, что функциональная зависимость, выражаемая принятой формулой, является приближенной. Выбор формулы сглаживания определяет степень этого приближения и устанавливает пределы, в которых оно действительно.

При механических приемах сглаживания для каждого выделенного участка эмпирической кривой свойств вычисляется среднее значение показателя и относится к середине этого участка. Полученные и отнесенные таким образом средние показатели являются ординатами сглаженной кривой. Называются они скользящими средними.

В качестве иллюстрации аналитического приема сглаживания можно привести параболическое сглаживание. Сущность его заключается в том, что ордината сглаженной кривой вычисляется по формуле параболы того или иного порядка.

Параметры сглаживающей параболы находятся по способу наименьших квадратов и основываются на условии

$$\sum (y' - y)^2 = \min, \quad (\text{VII.41})$$

где y' — ордината сглаженной кривой; y — ордината эмпирической кривой.

При применении параболы второго порядка значения y' находятся по формуле

$$y' = a_0 + a_1x + a_2x^2. \quad (\text{VII.42})$$

При этом параметры a_0 , a_1 , a_2 определяются из решения следующих нормальных уравнений:

$$\left. \begin{aligned} na_0 + a_1 \sum x + a_2 \sum x^2 &= \sum y; \\ a_0 \sum x + a_1 \sum x^2 + a_2 \sum x^3 &= \sum xy; \\ a_0 \sum x^2 + a_1 \sum x^3 + a_2 \sum x^4 &= \sum x^2y. \end{aligned} \right\} \quad (\text{VII.43})$$

Приведем пример вычисления параметров параболы второго порядка и ординат y' сглаженной кривой, относящейся к обработке содержания кремнезема в железной руде, по данным опробования одной из камер рудника в Кривом Роге.

В приведенной табл. VII.1 столбцы 1, 2 и 6 представляют исходные данные, а остальные — результат вычислений. При этом абсцисса начальной пробы принята за нуль. При большой длине линии опробования, чтобы не иметь дела с большими числами, за нуль следует брать абсциссу средней пробы. Для вычисления квадратов, кубов и четвертых степеней абсцисс следует пользоваться таблицами или настольными вычислительными машинами.

Таблица VII.1

% пробы	x	x^2	x^3	x^4	y	xy	x^2y	y'
1	2	3	4	5	6	7	8	9
116	0	0	0	0	6,40	0	0	7,60
117	2,5	6,25	16	39,1	8,28	20,7	52	7,33
118	6,5	42,25	275	1 785	8,40	54,6	355	7,90
119	11,5	132,25	1 521	17 490	11,46	131,8	1 516	11,19
120	17,0	289,00	4 913	83 521	12,40	210,8	3 584	14,87
121	21,5	461,25	9 938	213 675	20,72	445,5	9 578	20,38
122	26,0	676,0	17 576	456 976	28,00	728,0	18 928	27,39
$\Sigma 7$	85,0	1608,0	34 239	773 838	95,66	1591,4	34 013	96,66

Напишем нормальные уравнения:

$$7a + 85a_1 + 1608a_2 - 95,66 = 0;$$

$$85a_0 + 1608a_1 + 34 240a_2 - 1591 = 0;$$

$$1 608a_0 + 34 240a_1 + 773 800a_2 - 34 010 = 0.$$

Решая их, получаем искомые значения параметров параболы, а именно: $a_0 = 7,60$, $a_1 = -0,201$, $a_2 = 0,037$, после чего уравнение выравнивающей параболы второго порядка для взятого примера примет вид

$$y' = 7,60 - 0,201x + 0,037x^2.$$

Вычисленные по этому уравнению значения содержания выписаны в столбец 9 приведенной выше таблицы.

Как следует из изложенного, вычислительная работа при применении параболического сглаживания значительна. При этом эмпирические кривые не всегда имеют вид параболы второго порядка.

Таким образом, в ряде случаев вызывается необходимость пользоваться уравнением параболы высшего порядка.

Приложение гармонического анализа к сглаживанию эмпирических кривых затрудняется тем, что последние редко имеют выраженную периодичность. Отсюда является понятным преимущественное применение механических способов выравнивания эмпирических кривых.

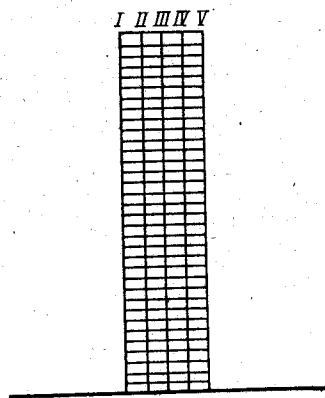
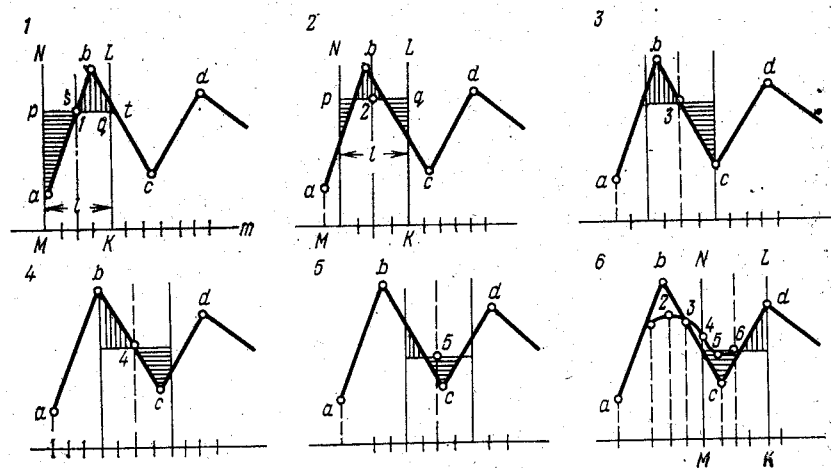


Рис. VII.15. Палетка для определения скользящей средней

Рис. VII.16. Определение скользящей средней при помощи палетки



Простым способом механического сглаживания является замена ординат эмпирической кривой так называемой скользящей средней. При этом если значение выровненных ординат находится графически при помощи палетки, изображенной на рис. VII.15, то этот способ носит название способа «скользящего окна». Он является наиболее распространенным. Степень одного сглаживания зависит от величины «окна» (расстояния между крайними ординатами палетки) и шага перемещения палетки при сглаживании (расстояния между соседними

ординатами палетки). Величина «скользящего окна» выбирается в зависимости от характера выравниваемых кривых. Часто применяются палетки с пятью ординатами (см. рис. VII.15) с величиной «окна» 2 см и шагом перемещения 0,5 см. Пользуются признанием и трехординатные палетки. Для удобства пользования палетки вычерчиваются тушью на восковой бумаге или кальке. При наладке палетки на эмпирическую кривую последняя на ординатах палетки отсекает определенные отрезки — ординаты эмпирической кривой, а горизонтальные равноотстоящие линии палетки, проведенные через 2 мм, облегчают определение ординат эмпирической кривой.

Рассмотрим сглаживание эмпирической кривой способом «скользящего окна».

Пусть на рис. VII.16 эмпирическая кривая представлена ломаной линией $abcd$. Ее необходимо сгладить. Величина выбранного окна равна l . На основании m кривой от начальной точки a откладывают отрезки, равные $0,25l$, т. е. расстоянию между соседними ординатами палетки. Затем палетка $NMKL$ (здесь NM и KL — крайние ординаты палетки) накладывается на график эмпирической кривой таким образом, что ее основание MK совпадает с осью m , а ордината NM проходит через начальную точку a кривой. Это первое положение палетки. Для него находится среднее значение из пяти ординат эмпирической кривой, отсеченных ординатами палетки, и относится к середине «окна». Значение указанной средней ординаты, являющейся ординатой сглаженной кривой, фиксируется на рис. VII.16 точкой 1. Линия pq , проходящая через точку 1 и параллельная оси m , должна отсека в пределах палетки («окна») прямоугольник $MpqK$, по площади равный многоугольнику $MabLK$; или, что то же, площади, заштрихованные горизонтальными и вертикальными линиями, должны быть равны друг другу. Перемещая последовательно палетку вправо на величину $0,25l$ (положения 2, 3, 4, 5, 6), аналогично предыдущему по ординатам эмпирической кривой находим соответствующие значения ординат сглаженной кривой, фиксируемые точками 2, 3, 4, 5, 6. Соединяя нанесенные точки плавной кривой, мы получаем в заданном промежутке сглаженную кривую (показана утолщенной линией). Исходя из положений, лежащих в основе этого способа сглаживания, следует, что площадь, ограниченная сглаженной кривой, должна равняться площади, ограниченной эмпирической кривой.

Как следует из приведенной фигуры, вне сглаживания остаются участки в начале и в конце эмпирической кривой, равные вдоль оси последней половине «окна».

Результат полученного сглаживания может быть улучшен повторным сглаживанием.

На рис. VII.17 тонкой пунктирной линией изображена эмпирическая кривая, построенная по данным опробования

выработки одного из золоторудных месторождений. Утолщенной линией изображена сглаженная кривая, построенная указанным выше приемом. Здесь же для принятой величины сечения изолиний содержания (5 единиц содержания) на линию опробования спроектированы точки сглаженной кривой со значениями, кратными выбранному сечению (точки со ступенчатыми отметками с целью использования их в последующем при составлении качественного плана).

При любом способе сглаживания должны удовлетворяться два следующих основных требования: минимальное отклонение

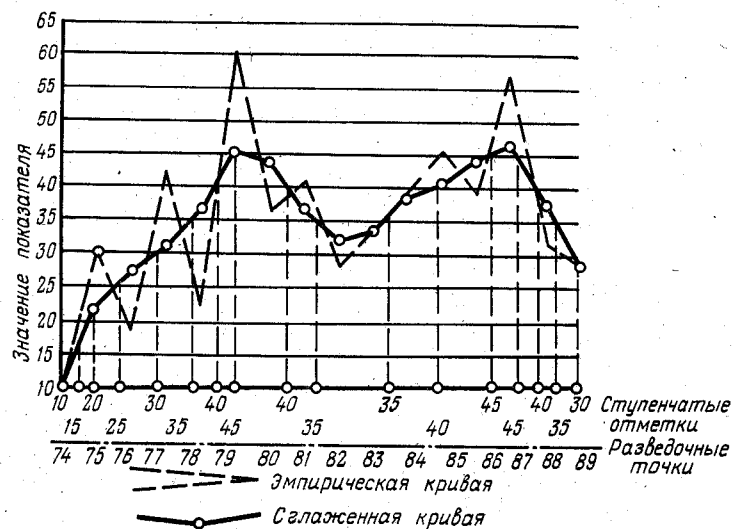


Рис. VII.17. Сглаживание эмпирической кривой методом «скользящего окна»

ординат сглаженной кривой от ординат эмпирической кривой и обеспечение достаточной плавности сглаженной кривой.

Кроме того, сглаживание должно обеспечить:

- 1) освобождение кривой от влияния случайных погрешностей при определении показателя;
- 2) наглядность плана изолиний;
- 3) сохранение характера изменения показателя.

Указанные основные требования к сглаживанию находятся между собой в противоречии: чем большую плавность мы будем сообщать выровненной кривой, тем большими отклонениями выровненных ординат от эмпирических она будет сопровождаться.

Достоинством того или иного выравнивания вовсе не является только малая величина отклонения ординат сглаженной

кривой, так как в этом случае идеальным сглаживанием было бы его отсутствие. Не следует также забывать, что, хотя опробование неизбежно сопровождается погрешностями, оно все же является единственным критерием для оценки качества руды. Поэтому, производя сглаживание эмпирических кривых содержания, следует его производить в такой мере, при которой выровненные кривые сохранили бы характер изменения содержания. Следовательно, сглаживание необходимо производить в разумных пределах, сообразуясь с характером распределения компонентов в рудной залежи и точностью материалов опробования. При этом следует установить правильный критерий, чтобы не прийти к ложным выводам и не затушевать действительную картину изменчивости изучаемого показателя. Трудность этого заключается в том, что здесь нет явных оснований точного решения вопроса. Единственно, что в этом отношении можно предложить, это то, чтобы среднее отклонение $\Delta y_{\text{ср}}$ ординат сглаженной кривой от ординат эмпирической кривой было не больше предельного отклонения ординат эмпирической кривой от ординат истинной кривой. Среднее отклонение $\Delta y_{\text{ср}}$ ординат сглаженной кривой от ординат эмпирической кривой найдется из выражения

$$\Delta y_{\text{ср}} = \frac{S_0}{L}, \quad (\text{VII.44})$$

где S_0 — площадь, заключенная между эмпирической и сглаженной кривыми (с учетом масштаба значений показателя); L — длина промежутка, в пределах которого дана кривая свойств залежи.

Так как предельное отклонение ординат эмпирической кривой от ординат истинной кривой равно $P_{\text{ск/пр}}$, то в качестве условия достаточности сглаживания может быть принято выражение

$$\Delta y_{\text{ср}} \geq t \sqrt{\frac{\sum \Delta y^2}{6k}}, \quad (\text{VII.45})$$

где t — коэффициент вероятности.

Площадное сглаживание обычно производится на погоризонтных планах опробования, когда точки опробования распределяются в пределах опробованного контура более или менее равномерно, а изучаемый показатель (содержание полезного компонента) изменяется неравномерно. При этом изолинии показателя строятся после обработки (обобщения) данных опробования методом «скользящего окна». Сглаживание по площади сводится к объединению частных проб в пределах выбранного «окна» и нахождению по ним среднего значения показателя с отнесением его к центру «окна». «Окно» выбирается чаще в форме квадрата со стороной 2 см в масштабе плана. Перемещение «скользящего окна» производится на половину стороны

квадрата в двух перпендикулярных направлениях (рис. VII.18), последовательно занимая положения $a_1, a_2, a_3, \dots, b_1, b_2, b_3$ и т. д. до тех пор, пока не будет «окном» обследована вся площадь опробованного контура (положение окна a_1 отмечено сплошной жирной линией). Здесь в его границах имеются три точки опробования с соответствующими значениями показателя, дающими среднее его значение, равное 4, отнесенное к центру «окна». Аналогичным путем получены средние значения для

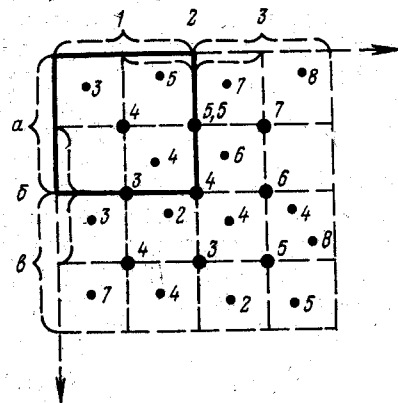
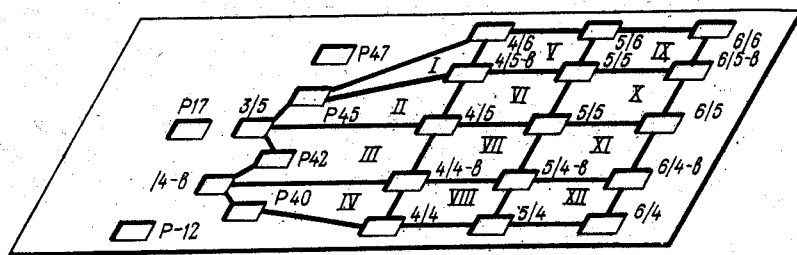


Рис. VII.18. Сглаживание по площади

Рис. VII.19. Схема разделения участка месторождения в пределах этажа на вертикальные призмы (по П. А. Рыжову)



всех других положений скользящего окна, отмеченных пунктирными линиями. Указанные средние значения обычно обнаруживают более закономерное изменение показателя по площади и служат основанием для вычерчивания плана в изолиниях исследуемого показателя.

Практически при площадном сглаживании пользуются вычерченной на кальке или восковке палеткой в форме пронумерованных квадратов. Накладывают ее на план опробования и для всех квадратов палетки в пределах опробованного контура вычисляют средние значения показателя с отнесением их к центрам квадратов. Затем палетка смещается на половину стороны квадрата («окна») вправо с аналогичной предыдущему обработкой данных опробования в каждом квадрате, и, наконец, она перемещается на такое же расстояние вниз относительно пер-

вого (исходного) своего положения с такой же обработкой данных опробования.

Степень сглаживания определяется размером квадратной ячейки палетки, называемой «скользящим окном». Размер «окна» устанавливается опытным путем.

П. А. Рыжов [26] при изучении геометрии распределения компонентов одного Алтайского полиметаллического месторождения очень эффективно впервые в 1940—1941 гг. применил к решению указанной задачи метод объемного сглаживания.

Сделанные им выводы носят общий методический характер и имеют значение для обобщения данных опробования на месторождениях с весьма неравномерным распределением в руде полезных компонентов.

Рассмотрим кратко этот пример объемного сглаживания. По принятой системе подготовки месторождения к разработке оно в пределах этажа расчленяется на ряд вертикальных призм с произвольными, но приблизительно равными основаниями. Ребрами этих призм служат гезенки, представленные в плане (рис. VII.19) и по принятой системе подготовки проходимые через 10 м друг от друга.

Одна из таких призм (призма VI) изображена на рис. VII.20. Она, в свою очередь, расчленена горизонтальными плоскостями на шесть малых скользящих призм с теми же основаниями, но с высотами, равными тройной высоте шоры. Каждая малая призма перекрывает по вертикали соседнюю на две трети своей высоты.

Поступая таким образом со всеми призмами, представленными на рис. VII.19, получают в пределах исследуемого объема 72 малые призмы. По пробам, оказавшимся в объемах соответствующих малых призм, были вычислены средние значения содержаний металла, отнесенные к центрам призм. По полученным средним значениям показателя построены по «средним» шорам изолинии содержаний металла. Обработка данного опробования по гезенкам и очистным забоям дала хорошую сходимость результатов.

Объединение индивидуальных проб в сравнительно небольшие группы позволило вскрыть через их средние значения

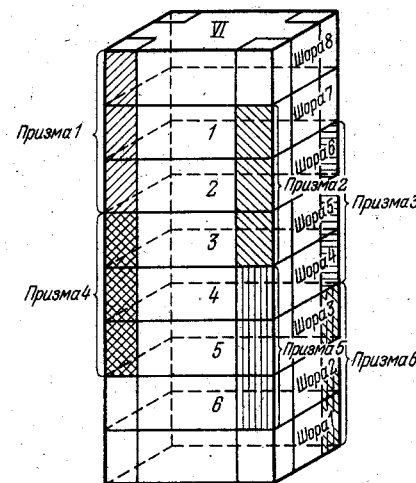


Рис. VII.20. Схема разделения вертикальной призмы VI на малые скользящие призмы (по П. А. Рыжову)

столбчатое распределение металла в исследуемом пространстве. При этом средние значения объединенных проб перестали носить случайный характер и приобрели лучшую устойчивость и отмеченную выше закономерность пространственного распределения металла.

В заключение следует отметить, что при линейном, площадном или объемном сглаживании методом «скользящего окна» имеет место искажающее влияние на результат корреляции, существующей между скользящими средними. Поэтому при обобщении (сглаживании) результатов наблюдений в случае достаточного их количества лучше пользоваться не скользящими средними, а участковыми средними значениями показателя.

§ 6. О ПОСТРОЕНИИ СКРЫТОЙ ИЛИ УСЛОВНОЙ ТОПОГРАФИЧЕСКОЙ ПОВЕРХНОСТИ

В предыдущих разделах были рассмотрены способы построения скрытых или условных поверхностей, основанные на использовании показателей изучаемой поверхности, расположенных вдоль некоторых направлений (линий), и в основном пригодные для линейных структур.

Отсутствие у изучаемых поверхностей вытянутости в одном направлении в ряде случаев вынуждает точки исследования располагать без определенной системы. В этом случае при изображении поверхности изолиниями пользуются широко известными из топографии способом многогранников.

Следует иметь в виду, что точное изображение скрытой поверхности по ограниченному числу разведочных точек затруднено, а во многих случаях невозможно. Но поскольку на горном предприятии постоянно возникают конкретные вопросы, связанные с проектированием, капитальным строительством и эксплуатацией, часто в первом приближении сложная поверхность заменяется поверхностью многогранника, имеющей иногда существенные отклонения от действительной поверхности.

Для построения топографической поверхности по способу многогранников намечают систему треугольников, заключенных между разведочными точками. В пределах треугольников методом линейной интерполяции с учетом принятого сечения строятся плавные кривые изолиний.

Недостатком этого способа является то, что изучаемый участок может быть разбит на треугольники разными вариантами. Но так как при геометризации месторождений построения выполняются не по изолированным наблюдениям, а в увязке со всеми фактическими материалами, то имеется возможность из этого ряда вариантов выбрать наиболее обоснованный.

В связи с этим полезно привести ряд соображений, высказанных А. И. Осецким при рассмотрении вопроса оценки пол-

ноты детальной разведки залежи с учетом предстоящей геометризации ее свойств.

При геометризации месторождений методом изолиний нередко бывают случаи, когда в пределах той или иной ячейки, образованной разведочными точками, по одним и тем же данным можно по-разному провести изолинии того или иного показателя залежи, например мощности (рис. VII.21). Подобная неопределенность обуславливается главным образом недостаточностью исходных данных и иногда величиной сечения изолиний.

Перед изображением топографической поверхности целесообразно провести предварительный анализ имеющихся разве-

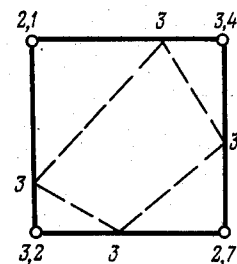


Рис. VII.21. Неопределенность проведения изолиний поверхности в пределах разведочной ячейки

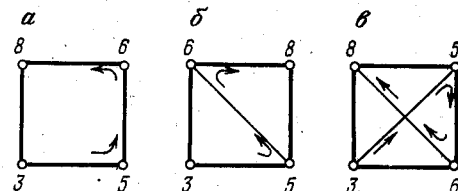


Рис. VII.22. Направления последовательного увеличения боковых ребер условной четырехгранной призмы (по А. И. Осецкому):

а — по периметру основания; б — через одну из диагоналей основания призмы; в — через обе диагонали основания

дных данных, основываясь на следующих геометрических соображениях. Предположим, что изменение показателя между соседними точками происходит прямолинейно. Кроме того, в пределах разведочной ячейки представим показатель залежи в виде некоторой условной прямой четырехгранной призмы с высотами боковых ребер, равными соответствующим значениям показателя залежи в разведочных точках, и основанием, равным площади ячейки. Требуется установить, в каких ячейках будут иметь место однозначные решения и в каких ячейках возникает неопределенность. Для этого расположим четыре боковых ребра призмы условно в ряд по мере их увеличения и проследим, в каких направлениях может происходить это увеличение. Оказывается, что в пределах одной четырехгранной призмы (ячейки) последовательное увеличение высот боковых ее ребер может иметь место только в трех следующих направлениях:

- а) по периметру ее основания (рис. VII.22, а);
- б) в направлении через одну из диагоналей ее основания (рис. VII.22, б);
- в) через обе диагонали основания (рис. VII.22, в).

Оказывается, что неопределенное решение задачи геометризаци показателя в пределах четырехугольной ячейки возникает лишь в случае, когда увеличение значений показателя залежи происходит в направлении через две диагонали и только в интервале между средними значениями показателя.

Пусть на плане разведки (рис. VII.23) около каждой разведочной выработки вычислено процентное содержание подлежащего геометризации полезного компонента руды, распределение которого необходимо представить изолиниями с интервалом в 5%.

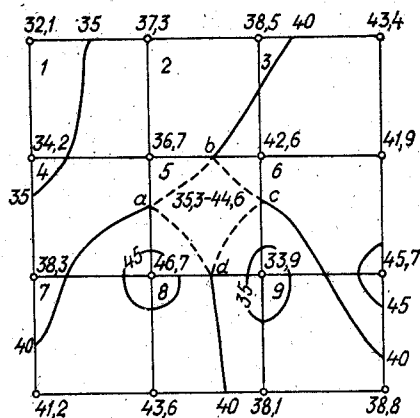


Рис. VII.23. К построению плана изолиний содержания полезного компонента руды (по А. И. Осецкому)

В ячейках 1, 2, 7, 8, 9 изменение содержания компонента происходит по периметрам этих ячеек, следовательно, в них построение изолиний решается однозначно. Та же самая однозначность решения будет в ячейке 4, в которой изменение содержания компонента происходит в направлении одной ее диагонали. Это изменение происходит в направлении обеих диагоналей, но так как в интервале между средними значениями компонента (41,9 и 42,6%) нет места для числа, кратного 5%, то и в ячейке 3 неопределенность не возникает. То же самое можно сказать относительно ячейки 6. В ячейке 5 средними значениями компонента являются 36,7 и 42,6%. Здесь пройдет изолиния 40%. Следовательно, для этой изолинии в ячейке 5 нет определенного решения. Поэтому при составлении качественного плана данную изолинию следует обрывать на границе ячейки 5 в точках *a*, *b*, *c*, *d* (см. рис. VII.23), так как если провести изолинии в направлении *ab* и *cd*, то мы вправе предполагать содержание компонента в центре ячейки 5 равным $\frac{46,7 + 42,6}{2} = 44,6\%$. Сое-

диняя же плавными линиями попарно точки *ad* и *bc*, можно ожидать в центре той же ячейки содержание компонента равным $\frac{36,7 + 33,9}{2} = 35,3\%$.

Оба варианта равновозможны. Поэтому вместо изображения распределения компонента в этой ячейке следует выписывать содержания 35,3—44,6%, что будет указывать на недостаточность вскрытия интересующего нас показателя залежи.

Подобный анализ полноты разведки полезно производить в процессе самой разведки. Это позволило бы своевременно вос-

полнить пробелы в разведке и, может быть, сократить число разведочных выработок в тех местах, где они заведомо окажутся излишними.

При изображении скрытых и условных топографических поверхностей изолиниями, как отмечалось ранее, наиболее широкое применение нашел способ профилей с использованием инвариантных линий.

Многообразие условий может вызвать применение разных способов построения скрытых топографических поверхностей, но постоянно должно быть выдержано одно основное требование — не отрывать задачи построения от реальных геологических условий. Ни один из геологических факторов не должен быть упущен. Является совершенно обязательным самое тщательное изучение показателя в разных точках, сопоставление их в тех или иных группировках, в наметившейся общей и локальной зависимости, находящей свое объяснение в конкретной геологической обстановке.

Так внимательно и критически должны нащупываться реальные основания для выделения структурных элементов скрытой топографической поверхности — инвариантных линий и точек, а также линий скатов. По указанным структурным элементам производится интерполирование и построение скелетных (ломаных) изолиний. Последние затем заменяются плавными изолиниями на тех же основаниях, на которых были выделены структурные элементы.

Следуя упомянутой последовательности этапов работы при построении плана изолиний скрытой топографической поверхности, на рис. VII.24, заимствованном у П. А. Рыжова [26], представлено изображение изучаемой скрытой топографической поверхности в изолиниях (рис. VII. 24,б) по данным листа разведки (рис. VII.24,а). Эта работа — не простое техническое выполнение графика, а ответственная операция, требующая квалифицированного подхода и достаточного опыта. Нужно помнить, что от хорошего и удачного построения плана изолиний, того или иного показателя зависит правильность и надежность ряда ответственных выводов относительно данного месторождения.

Нередко составленный график принимают за непреложный документ. Имея это в виду, следует при пользовании готовыми структурными и качественными планами проявлять критическое к ним отношение, чтобы не быть введенным в заблуждение. При этом прежде всего нужно обращать внимание на расположение, число и качество (точность и достоверность) разведочных точек, на основании которых составлен план, и только после этого стремиться извлечь из них то ценное, что они, по существу, могут дать. Нередко по плану стараются получить выводы с такой детальностью, которые никак не вытекают из непосредственно полученных данных разведки.

При составлении горно-геометрических графиков неизбежно встают вопросы о масштабе их и величине сечения горизонталей (изолиний). Первый из них решается просто, поскольку масштабы графиков связаны с масштабами маркшейдерских планов. Что же касается сечения изолиний, то для скрытых топографических поверхностей разнообразных показателей дать какие-либо определенные указания затруднительно. Но и здесь выбор величины сечения горизонталей (изолиний) должен удовлетворять общему требованию: при минимальном числе изолиний точно, наглядно и удобно для решения практических

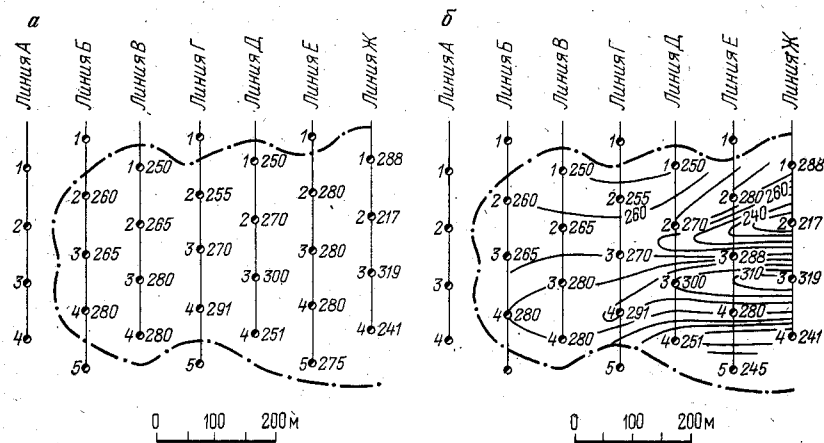


Рис. VII.24. Изображение изучаемой скрытой топографической поверхности в изолиниях по данным листа разведки

задач изображать изучаемую топографическую поверхность. Однако принятие этого общего требования еще не дает практического решения задачи.

Произвольный выбор сечения часто является причиной излишнего нагромождения изолиний на плане и создает ложное представление о большой точности и детальности его. Это приводит к несоответствию между изображенной поверхностью и фактической, служит причиной ошибочных выводов и незаслуженного разочарования в методе изолиний как изобразительном приеме.

Исходя из принятых выше общих положений, в основу выбора величины сечения горизонталей на структурных и качественных планах должно быть положено требование соответствия изменчивости и изученности показателя, детальности его изображения. Полученное на основе этого принципа сечение будет являться минимальным и может быть изменено в сторону увеличения, исходя из соображений удобства построения и использования или назначения графика.

Таким образом, решение вопроса разбивается на две части:
1) определение величины минимального сечения изолиний;
2) установление величины оптимального сечения.

Исходя из изложенного минимальное сечение изолиний должно связываться с величиной $P_{ск/пр}$ и должно быть не менее этой величины. Если принять в качестве условия для выбора величины минимального сечения h_{min} изолиний выражение

$$h_{min} \geq 1,5P_{ск/пр}, \quad (VII.46)$$

то с большой вероятностью можно ожидать, что $P_{ск/пр}$ не будет превосходить h_{min} .

Величина оптимального сечения горизонталей выбирается исходя из целого ряда практических соображений:

- масштаба плана и характера изменения показателя;
- удобства пользования изолиниями, кратными некоторым круглым значениям показателя;
- удобства проектирования на плане горных выработок при принятых элементах системы разработки;
- необходимости выделения участков по мощности залежи, по сортам полезного ископаемого и т. д.

Во всех случаях величина оптимального сечения должна быть больше величины минимального сечения.

Приведенный в настоящей главе анализ скрытых топографических поверхностей дает некоторое основание для оценки изменчивости и изученности этих поверхностей.

Кроме того, указанный анализ позволяет решать вопрос о том, когда возникает необходимость изображать скрытую топографическую поверхность изолиниями и когда достаточно характеризовать ее по методу общих цифр.

ГЛАВА VIII

СТРУКТУРНЫЕ И КАЧЕСТВЕННЫЕ ГРАФИКИ (ГРАФИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ)

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Структурные и качественные графики, составляемые на основе геологической и маркшейдерской съемок в процессе разведки и разработки месторождений, являются результатом геометрической интерпретации геологических наблюдений и средством, помогающим более правильно решать задачи последующего этапа разведки разработки месторождений. Основными объектами геометризации являются форма, строение залежей и содержание полезных компонентов.

Каждая залежь имеет три измерения в пространстве. В зависимости от соотношения величин этих трех измерений

в геологии различают три типа форм рудных тел: 1) изометрические, имеющие примерно равными все три измерения; 2) столбообразные, у которых один размер велик по сравнению с двумя другими (длина большая, ширина и мощность значительно меньше); 3) плитообразные, у которых два измерения (длина и ширина) велики, а третье (мощность) мало. Кроме того, в природе встречаются такие формы рудных тел, которые приходится выделять в четвертый тип (тела сложной формы), так как они не подходят ни к одному из первых трех типов. Между телами разных типов нельзя проводить резкую границу. Часто встречаются переходные типы от одного к другому.

Примерами изометрических тел могут служить штоки и гнезда, чаще встречающиеся в сингенетических месторождениях. Когда шток или гнездо сплющены в одном направлении и наблюдается переход от этих тел к плитообразным, возникают линзы или линзообразные тела. Они характерны для сингенетических, магматогенных и многих эпигенетических месторождений.

Столбообразные тела встречаются сравнительно редко. Классическими их представителями являются алмазные трубки. Столбообразные тела всегда эпигенетические, т. е. более молодые, чем вмещающие их породы.

Третий, самый распространенный тип тел (плитообразные) представлен пластами и жилами. Первые являются сингенетическими, а вторые — эпигенетическими образованиями.

Среди многочисленных рудных тел сложной формы типичными представителями являются штокверки. Они состоят из целой сети пересекающихся между собой мелких рудных жил и прожилков, общая форма распространения которых является изометричной и напоминает шток. Штокверки характерны для многих месторождений олова, золота, меди, молибдена и других металлов.

Серию сложных форм образуют жилы (рубцовые, четковидные, камерные, лестничные и др.). Жильные рудные тела редко бывают одинаково богаты на всем своем протяжении. Обычно в них рудные минералы концентрируются в определенных участках, называемых рудными столбами. Рудные столбы могут возникать в благоприятных открытых полостях трещин, которые образуются при относительном движении противоположных стенок трещин. Часто образуются они в местах пересечения трещин. Здесь по трещинам различного простиранья могут поступать растворы разной температуры и разного состава. Смешивание таких растворов вызывает выпадение и накопление рудного вещества в местах пересечения трещин. Кроме того, в этих местах породы более раздроблены, что благоприятствует рудоотложению. Рудные столбы могут возникать также под влиянием экранирующего действия боковых пород в результате

подпруживания рудоносных растворов непроницаемыми барьерами, как, например, глинистыми сланцами или тектоническими глинками.

Некоторые боковые породы, особенно карбонатные и битуминозные, являются катализаторами и восстановителями. Во время движения рудоносного раствора по трещине под влиянием их воздействия из последнего осаждаются рудные минералы.

Изменения простиранья и падения трещин, места перегибов также благоприятствуют образованию рудных столбов. Наличие большого числа оперяющих трещин имеет большое значение для рудоотложения. Способствует образованию рудных столбов резкое падение температуры и давления рудоносных растворов, например в залегающих близ поверхности раздробленных и брекчированных породах.

Часто в рудном теле встречаются несколько рудных столбов, имеющих более или менее одинаковую форму, величину и склонение и одинаковые интервалы между собой. В случае серии параллельных жил нередко во всех жилах рудные столбы имеют склонение в одну и ту же сторону.

Перечисленное свидетельствует о большом разнообразии типов месторождений и условий, в которых они находятся, обуславливающих особенности их геометризаций.

В практике работы геологической службы и горных предприятий установились требования к комплекту и содержанию структурных и качественных планов. Результаты геологического изучения и детальной разведки для целей оценки месторождения, подсчета запасов и проектирования горного предприятия обычно представляются в виде комплекта указанных графиков.

В процессе разработки месторождения на эксплуатируемой его части необходимость ведения отдельных структурных и качественных планов выступает менее остро, так как элементы этих графиков в значительной своей части входят в содержание основных маркшейдерских планов. Достаточное отражение на последних горно-геометрических данных является одним из основных требований к составлению маркшейдерских планов.

Участки месторождения, на которых проектируется проведение капитальных и подготовительных горных выработок, нуждаются в детальной геометризации. Последняя представляет собой результат уточнения имеющихся представлений об указанных участках вследствие получения более достоверных данных, добытых при эксплуатации прилегающих к ним участков.

В зависимости от сложности залежи, изменчивости показателей ее и назначения структурных и качественных планов масштаб последних варьирует в некоторых пределах от масштаба основных маркшейдерских планов до масштабов, в которых составляются планы геологических паспортов месторождений.

Составление структурных и качественных планов основывается на хорошо продуманной, вытекающей из особенностей месторождения исходной документации разведочных и горных выработок, а также на надлежащей обработке этой документации.

Обобщение документации производится в каталогах выработок, где концентрируются сведения о пространственном их положении и показателях залежи в каждой выработке. Результатом графического обобщения документации являются геологическая карта (план) и система разрезов.

Все горно-геометрические графики делятся на структурные, характеризующие форму, строение рудных тел и условия их залегания, и качественные, характеризующие состав и качество полезного ископаемого, а также горно-геологические условия. Их совокупность с тем или иным приближением дает представление о разведанном или разрабатываемом месторождении полезного ископаемого в пределах участка разведки, шахтного поля или поля разреза, т. е. является его графической моделью. Процесс их составления, ведения и использования при создании геометрических схем решения инженерных задач на горном предприятии можно назвать графическим моделированием.

Графики, составляющие графическую модель, называются ее элементами. Все они ведутся в пределах контура залежи, который определяется по установленным кондициям относительно минимальных промышленных мощностей и содержаний компонентов полезного ископаемого.

Далее будем полагать контур залежи полезного ископаемого известным.

§ 2. ЭЛЕМЕНТЫ ГРАФИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ

В зависимости от типа месторождения (залежи) и вида полезного ископаемого устанавливается соответствующий комплект структурных, качественных планов и разрезов (сечений).

Для пластовых угольных месторождений параллельного типа, разрабатываемых подземным способом, достаточно иметь гипсометрический план по каждому пласту.

Для линзообразных угольных месторождений кроме гипсометрического плана требуется составление плана изомощностей залежи. Если такого рода залежь разрабатывается открытым способом, то к указанным горно-геометрическим графикам добавляется еще план изоглубин.

Все рудные месторождения и некоторые месторождения неметаллических полезных ископаемых, а также и россыпные месторождения требуют (кроме перечисленных структурных планов) составления качественных планов в изолиниях содержания полезных и вредных компонентов в руде. Составление и

ведение перечисленных планов особенно необходимо при разведке и разработке месторождений редких металлов и рассеянных элементов.

Кратко остановимся на общей характеристике и назначении основных структурных и качественных планов.

Система разрезов. Структура любой сложности в первую очередь представляется системой ее вертикальных и горизонтальных сечений (разрезов). Геологическую карту нельзя составить без системы вертикальных разрезов по характерным направлениям, а сводный маркшейдерский и геологический планы рудника (шахты), разрабатывающего свиту наклонных и крутых пластов и жил или сложное по форме месторождение, нельзя себе представить без системы горизонтальных разрезов (погоризонтных планов). Наконец, построение структурного плана любого более или менее сложного месторождения в изолиниях невозможно без использования системы разрезов. Следовательно, системы разрезов являются очень важными структурными графиками. Они в одних случаях, представляя собой результат графического обобщения первичной документации, являются окончательными материалами, а в других случаях используются в процессе дальнейшего обобщения как промежуточный материал, например при составлении структурных планов в изолиниях, блок-диаграмм и т. д. Поэтому при геометризации месторождений обращается самое серьезное внимание на документальность и хорошее выполнение этих структурных графиков.

Гипсометрический план. Поверхность залежи или геологической структуры можно изобразить как топографическую поверхность при помощи линий равных высот, называемых изогипсами. План залежи в изогипсах называется гипсометрическим планом. Приемы построения гипсометрических планов достаточно подробно были рассмотрены в главе IV.

При изображении залежи, имеющей выдержанную нормальную мощность, обычно ограничиваются изображением одного лежащего бока залежи. Как мы видели выше, в условиях разработки мощных пластов слоями в нисходящем порядке большое практическое значение имеет гипсометрия кровли пласта.

При изображении залежи сложной формы с изменчивой мощностью строятся изогипсы кровли и почвы залежи, так как гипсометрия лежащего бока не дает полного представления о форме залежи.

Гипсометрический план залежи, являясь системой горизонтальных равноотстоящих сечений, характеризует форму залежи и ее положение в пространстве. Одновременно этот план позволяет определять размеры залежи по тому или иному направлению и элементы залегания в различных точках.

Расстояние между одноименными изогипсами всякого и лежащего боков залежи по тому или иному направлению

представляет собой горизонтальную мощность залежи по этому направлению.

Разность отметок, полученных по изогипсам кровли и почвы залежи в некоторой точке плана, характеризует вертикальную мощность залежи в этой точке.

С помощью изогипс висячего и лежащего боков залежи можно легко получить мощность ее по любому направлению. Имея гипсометрический план залежи, легко строить вертикальный разрез ее по любому направлению.

Дирекционный угол линии, касательной к изогипсе в любой ее точке, характеризует простирание бока залежи в этой точке. Направление, перпендикулярное к указанной линии в той или иной точке, является направлением падения поверхности залежи в этой точке.

При совмещении гипсометрического плана залежи с топографическим планом земной поверхности легко в любой точке плана определить глубину залегания или расстояние по вертикали от поверхности до залежи как разность отметок указанных поверхностей в данной точке плана. Большое значение для характеристики условий залегания имеет гипсометрия геологических контактов (плотика россыпных месторождений, известнякового фундамента бокситовых залежей, водоносных и водупорных горизонтов, тектонических разрывов и т. д.).

Проектирование горных выработок опирается на гипсометрию залежи и геологических контактов. Построение гипсометрических планов геологических контактов было рассмотрено в предыдущих главах.

График изомощностей залежи. Хотя гипсометрический план залежи и дает представление о форме залежи и ее положении в недрах земли, тем не менее решение ряда задач, связанных с характеристикой и использованием мощности залежи, заставляет прибегать к дополнительным расчетам и построениям. При решении этих задач удобнее пользоваться специальным структурным графиком — планом залежи в изомощностях. Эти планы дают наглядное представление об изменении мощности и позволяют производить определение ее в любой точке без дополнительных построений.

При построении плана залежи в изомощностях дело сводится к замене тела, ограниченного со стороны висячего и лежащего боков топографическими поверхностями, более простым телом, ограниченным со стороны висячего бока условной топографической поверхностью, а со стороны лежащего бока — плоскостью. Последняя является плоскостью проекций, на которую по нормали «осаждается» залежь. «Осаждение» чаще производят на горизонтальную или вертикальную плоскость, в зависимости от угла падения залежи. Однако иногда в целях получения на изображении меньшего искажения размеров залежи «осаждают» (проектируют) последнюю на наклонную плос-

кость, имеющую простирание и падение, равные среднему простиранию и падению залежи. При «осаждении» залежи на горизонтальную плоскость проектируют ее вертикальные мощности, а при «осаждении» на вертикальную плоскость — горизонтальные мощности. При «осаждении» на наклонную плоскость, имеющую элементы залегания, близкие к элементам залегания залежи, получают значения мощностей, близкие к нормальным мощностям залежи.

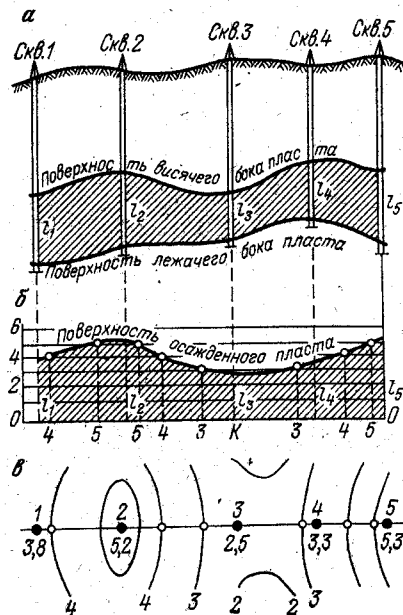


Рис. VIII.1. Построение изомощности залежи (по В. А. Букринскому):

а — вертикальный разрез залежи; б — «осажденный» на горизонтальную плоскость вертикальный разрез залежи; в — план изомощности залежи

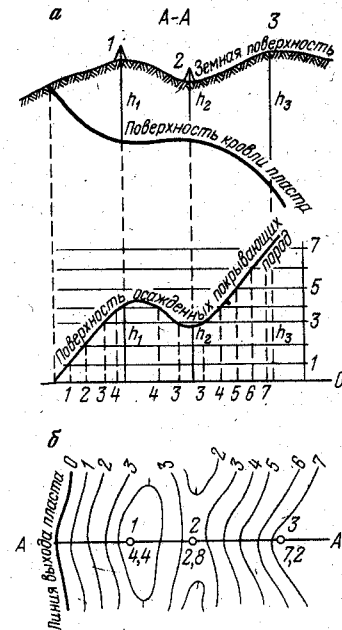


Рис. VIII.2. Построение изоглубин залегания пласта (по В. А. Букринскому):

а — профиль пласта и профиль поверхности; б — план изоглубин залегания пласта

План залежи в изомощностях можно рассматривать как гипсометрический план поверхности залежи, «осажденной» на горизонтальную плоскость.

В результате «осаждения» полученная топографическая поверхность, ограничивающая залежь сверху, является условной поверхностью, используемой как средство характеристики мощностей залежи на том или ином участке.

На рис. VIII.1, а изображен вертикальный разрез залежи по одной из разведочных линий. Разобьем мысленно сечение залежи на элементарные площадки, которые в пределе будут характеризовать в отдельных точках вертикальную мощность

залежи. Перемещая их по вертикали до плоскости проекций O , отметку которой примем за нуль, получаем профиль кровли залежи (рис. VIII.1,б). В любой точке этого профиля, например в точке 3, высота l_3 численно равна вертикальной мощности залежи. Если этот профиль рассечь горизонтальными равноотстоящими линиями и точки пересечения спроектировать на горизонтальную плоскость O , то на линии OO получим точки со ступенчатыми отметками (вертикальными мощностями), кратными выбранному сечению.

По совокупности таких линий со ступенчатыми отметками на плане путем соединения точек с одинаковыми вертикальными мощностями строится план изомощностей залежи. На рис. VIII.1,в изображена полоса такого плана, прилегающая к разведочной линии, по которой были построены вертикальный и «осажденный» разрезы.

План залежи в изомощностях позволяет путем линейной интерполяции определять вертикальную мощность залежи в любой ее точке. Он характеризует в плане размещение масс полезного ископаемого, позволяет подсчитывать его запас в объемной мере и определять объем проектируемых или выполненных работ и устанавливать нулевой контур или контур промышленной мощности залежи.

При использовании графиков схождения планом изомощностей могут характеризоваться мощности междупластья.

График изоглубин. При помощи изолиний можно характеризовать глубину залегания рудного тела в любой точке. Линии равных глубин называются изоглубинами, а сам график — планом изоглубин.

Построение плана изоглубин, как и всякой топографической поверхности, производится по ряду точек, в которых глубина залегания известна непосредственно из разведки или из предварительно построенных разрезов.

Система изоглубин на плане представляет собой скрытую условную топографическую поверхность, которая получается в результате мысленного «осаждения» на горизонтальную плоскость O всей толщи покрывающих залежь пород. На рис. VIII.2,а показан разрез $A—A$, в плоскости которого изображены профили земной поверхности, пласта и поверхности «осажденных» на горизонтальную плоскость O покрывающих пород. Примем отметку плоскости O равной нулю. Проведем систему горизонтальных равноотстоящих линий с отметками, кратными выбранному сечению. Точки пересечения их с профилем поверхности «осажденных» покрывающих пород спроектируем на плоскость O , получим в плоскости разреза $A—A$ точки со ступенчатыми отметками (глубинами залегания). По совокупности на плане линий со ступенчатыми отметками строится поверхность в изоглубинах. На рис. VIII.2,б показана полоса этой поверхности, прилегающая к линии разреза $A—A$.

План изоглубин одновременно является планом изомощностей покрывающих пород и используется при решении ряда технических задач.

Изоглубина со значением, равным нулю, фиксирует положение линии выхода пласта на поверхность. Изоглубина со значением, равным средней мощности наносов, фиксирует положение линии выхода пласта под наносы. Последняя необходима для задания разведочных шурфов и скважин с целью уточнения положения линии выхода пласта под наносы.

Отношение мощности покрывающих пород к мощности залежи позволяет определить в разных точках коэффициент вскрыши. Пользуясь планами изоглубин, изомощностей и технико-экономическими расчетами, устанавливают границу открытых разработок.

По плану изоглубин удобно устанавливать объемы проектируемых и выполненных вскрышных работ.

Графики, характеризующие содержание полезных компонентов. Из качественных графиков наибольший практический интерес представляют графики, характеризующие содержание полезных компонентов в руде.

Содержание полезных компонентов является наиболее изменчивым показателем залежи. Его характеристика основывается на результатах опробования и графически представляется кривыми содержания по отдельным выработкам, кривыми содержания по разведочным линиям и графиками изосодержаний, характеризующими распределение содержания по плоским сечениям по площади залежи или в объеме рудного тела. Выше мы видели, что для устранения технических погрешностей результатов определения содержания и выявления основных особенностей его размещения производится линейное, площадное или объемное сглаживание.

Кривые содержания по разведочным линиям строятся по среднему значению содержания в отдельных разведочных выработках, поэтому обычно не возникает необходимости в их сглаживании. Среднее содержание по отдельной разведочной выработке вычисляется как среднее арифметическое или среднее взвешенное по интервалам опробования или оно может быть получено путем деления площади, ограниченной кривой содержания по разведочной выработке, на длину опробованной части выработки.

Для удобства дальнейшего использования сглаженных кривых содержания по ним берут точки со значениями, кратными выбранному сечению изолиний на графиках изосодержаний. По совокупности линий со ступенчатыми отметками на плане обычным путем строят график изосодержаний.

Изолинией содержания компонента называется линия, соединяющая точки равных числовых значений содержания этого компонента в единице объема или веса руды.

Наибольший интерес представляют планы изосодержаний компонентов, определяющих кондиционность руды.

При разработке залежи одновременно на всю мощность план изолиний содержания характеризует среднее содержание компонента на всю мощность. Примером такого графика может служить рис. VIII.3, на котором построены изолинии средних содержаний компонента участка жильной залежи в проекции на наклонную плоскость.

При разработке массивных залежей отдельными слоями план изосодержаний характеризует среднее содержание компо-

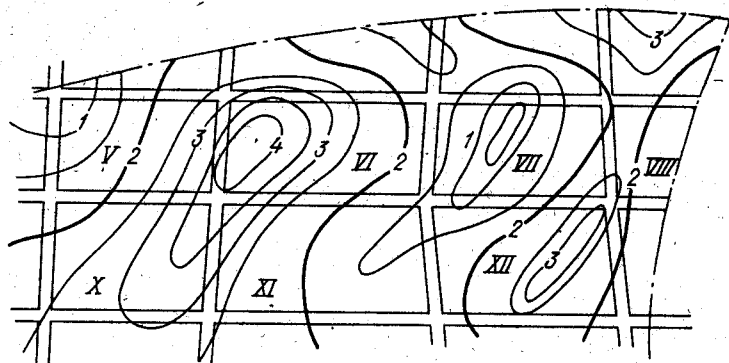


Рис. VIII.3. Изолиния содержаний полезного компонента участка жильной залежи в проекции на наклонную плоскость

нента по мощности слоя. Изосодержания в плоских сечениях рудного тела необходимы для характеристики пространственного размещения компонентов.

Графики, характеризующие содержание компонентов в руде, используют при оконтуривании залежи по минимальному промышленному содержанию компонентов, подсчете запасов, планировании добычи руды с заданным содержанием компонентов, технико-экономических расчетах и т. д. В ряде случаев необходимо составление графиков содержания вредных компонентов. Построения их выполняются так же, как и построения графиков содержания полезных компонентов.

Из изложенного следует, что на качественных графиках изолинии характеризуют скрытую условную поверхность топографического порядка. На плане по изолиниям нельзя определять значения показателя в данной точке. Оно будет относиться не к самой точке, а к участку, центром которого является эта точка, равному площади «статистического окна», при помощи которого произведено сглаживание данных опробования.

По характеру распределения компонентов месторождения делятся на пять групп:

- 1) с весьма равномерным распределением компонентов;
- 2) с равномерным распределением компонентов;
- 3) с неравномерным распределением компонентов;
- 4) с весьма неравномерным распределением компонентов;
- 5) с крайне неравномерным распределением компонентов.

Для каждой группы в соответствии со степенью и характером изменчивости показателей принимается густота опробования от 1 до 50 м и более.

При изучении состава и качества полезного ископаемого нередко приходится пользоваться существующими зависимостями между компонентами. Это дает возможность по более легко определяемому компоненту судить о более трудно определяемом компоненте, находящемся с первым в определенной природной корреляции.

Для оценки силы и формы корреляции пользуются формулами и выводами математической статистики.

Планы изолиний линейных запасов. Под линейным запасом руды q или полезного компонента p понимается их весовое количество, приходящееся на единицу площади залежи, т. е. вес руды или металла в призме с высотой, равной мощности залежи (или слоя), и с основанием 1 м^2 .

Величины q и p в весовой мере могут быть подсчитаны из выражений:

$$q = mR; \quad (\text{VIII.1})$$

$$p = \frac{mRc}{100} = \frac{qc}{100}, \quad (\text{VIII.2})$$

где m — мощность залежи (или слоя), м; R — плотность руды; c — содержание полезного компонента, %.

В случае, если c выражено в весовых единицах на 1 т руды,

$$p = mRc = qc. \quad (\text{VIII.3})$$

При c , выраженном в весовых единицах на 1 м^3 руды,

$$p = mc. \quad (\text{VIII.4})$$

Линейный запас полезного ископаемого на угольных месторождениях, называемый производительностью пласта, характеризует вес угля, приходящегося на 1 м^2 площади пласта.

Величина p на россыпных месторождениях золота называется площадным содержанием золота. На фосфоритных месторождениях p называют продуктивностью залежи.

Установив q и p в различных точках залежи, можно построить линии равных значений q и p . Совокупность такого рода изолиний даст план изолиний линейных запасов руды или полезного компонента залежи.

При вертикальных разведочных выработках линейные запасы находятся непосредственно по данным опробования. При

разведке же наклонными выработками величины m и c , необходимые для вычисления линейных запасов, находятся по разрезам и кривым содержания.

Так как в выражение величин q и p входит мощность залежи, то внешний контур залежи на плане линейных запасов представится нулевой изолинией.

Планы изолиний линейных запасов дают наглядное представление о размещении запасов руды и полезного компонента в границах залежи. Они необходимы для планирования добычи руды и подсчета запасов.

Кроме перечисленных основных структурных и качественных планов используют другие горно-геометрические графики. Из них особого внимания заслуживают графики, характеризующие прочностные показатели горного массива, позволяющие более правильно решать ряд практических задач при проведении, поддержании горных выработок, управлении горным давлением, оценке устойчивости.

§ 3. О ГЕОМЕТРИЗАЦИИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Практика разработки месторождений полезных ископаемых и специальные исследования показывают, что горный массив представляет собой сложную геомеханическую систему, обусловленную геологическими процессами.

Обеспечение безопасного ведения горных работ предполагает использование природных свойств горного массива и изменение их под воздействием многочисленных факторов, основным из которых является технологическое воздействие отработки месторождения. При этом возникает задача объективной оценки и отображения пространственно изменчивых характеристик пород массива и процессов с необходимой детальностью и оперативностью.

При решении указанной задачи могут быть использованы изложенные ранее методы геометризации с учетом необходимости характеристики пространственно переменных величин на заданные моменты времени. В качестве объекта геометризации выступают прочность пород при одноосном сжатии, их состав и структурная нарушенность горного массива.

Изучение прочностных и деформационных свойств массива горных пород основывается на лабораторных испытаниях образцов, натурных испытаниях блоков ограниченных размеров и крупномасштабных (горных) экспериментах.

Лабораторные испытания образцов горных пород являются наиболее доступными. Они позволяют охватить широкий диапазон изменчивости прочностных характеристик в поле месторождения на любом этапе изучения и освоения его. Но результаты лабораторных испытаний образцов горных пород несут

в себе существенный недостаток — они не учитывают влияния более крупных структурных элементов (например, трещиноватости) на прочностные показатели. Следовательно, получаемые при этом средние характеристики нуждаются в поправках.

Натурные испытания блоков (призм) позволяют получить более объективные результаты. Но испытываемые объемы не всегда могут удовлетворять условию представительности. Специально выполняемые крупномасштабные (горные) эксперименты, позволяющие получить наиболее объективные результаты, практически еще более ограничены по условиям сложности и громоздкости их осуществления.

Результаты натурных испытаний блоков (призм) ограниченного размера и горных экспериментов при оценках прочности и деформационных показателей массива горных пород используются в качестве опорных: эталонных в отдельных точках исследуемого массива.

Из изложенного следует, что во многих случаях определение прочности пород требует привлечения расчетных способов корректировки лабораторных результатов испытания образцов.

Прочность породы в образце является исходной величиной при изучении геомеханических свойств пород в массиве, а позволяющая на основе анализа массовых испытаний устанавливать общность и различие характеристик пород разных месторождений или обращаться в необходимых случаях к аналогиям. Оценка прочностных показателей породы в массиве учитывает введение дополнительных функций влияния структурного ослабления или коэффициентов, устанавливаемых экспериментально.

Вопросы методики геометризации геомеханических свойств горных пород и процессов при разработке месторождений сравнительно длительное время исследуются в ряде научных коллективов. Здесь следует отметить целенаправленные и результативные усилия ВНИМИ, завершившиеся обобщением результатов исследований и составлением соответствующих методических указаний [15], [24].

Геомеханические свойства горных пород определяются условиями их образования, соотношением компонентов минералогического состава и структурно-текстурных элементов. В пределах области действия условий образования минералогический состав оказывает влияние на прочность породы. Различное содержание разнопрочных минералов определяет прочность породы наряду с другими факторами.

Структурно-текстурные элементы связаны с взаимоотношением и ориентировкой минералов, а также наличием в породе поверхностей ослабления (слоистости, кливажа, трещиноватости различного происхождения), расчленяющих породу на блоки разной величины.

Пространственное размещение структурных элементов в массиве определяет структурную модель пород. Массив по составу

пород может быть однородным и разнородным. При этом совокупная модель будет состоять из ряда частных, соответствующих каждой породе в отдельности.

Выделяют три типа пород, которым соответствуют три типа структурных моделей. Первая модель — сплошная порода с постоянными свойствами по всем направлениям (изотропная среда). Вторая модель — слоистые породы, в которых слои имеют разные прочности внутри и на контактах. Третья модель — породы блочного строения с различными (в общем случае) прочностными показателями в блоках.

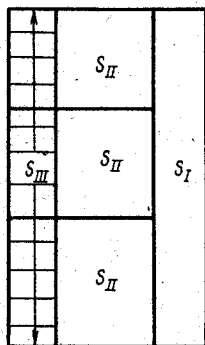


Рис. VIII.4. Структурная модель пород блочного строения [15]

Породы второго типа можно рассматривать как сочетание пород первого типа. Породы третьего типа имеют широкое распространение. Характер распределения структурных элементов с большим разнообразием прочностных показателей обусловлен геологическими процессами (отложением, уплотнением, метаморфизмом, метасоматозом, предпочтительной ориентировкой минералов на фоне разнообразного проявления трещиноватости). Однако обобщение материалов позволяет представить структурную модель этого типа пород в виде набора структур по меньшей мере трех порядков, различающихся размерами и характером в них структурных элементов (рис. VIII.4).

На разрезе представлены структуры одной разновидности породы.

S_I — структура первого порядка. Размеры ее сопоставимы с мощностью исследуемых пород (например, рудной зоны). Характерно закономерное изменение свойств, связанное с дифференциацией минералогического состава по удельным весам и зональностью минералообразования в процессе метаморфизма или метасоматоза. S_{II} — структуры второго порядка, составляющие структуру первого порядка блоками пород, ограниченных трещинами большой протяженности (до 10 м), внутри которых распределение структурных элементов постоянно или изменяется монотонно. S_{III} — структуры третьего порядка, образуемые системами трещин.

Совокупность перечисленных структур создаст систему блочной конструкции с блоками разной прочности.

Наблюдения показывают, что на характер изменения прочности оказывают влияние вторичные изменения пород, минерализации и распределение структурных элементов. Испытаниями образцов и призм (при натурных испытаниях) устанавливается, что проявление поверхностей ослабления выражается в форме разрушения исследуемых пород. При этом выделяются три типа разрушения: первый тип — разрушение на мелкие ча-

сти или с образованием одной или двух пирамид, которое характерно для однородных пород; второй тип — сколы по поверхностям ослабления; третий тип — комбинированное разрушение по поверхностям ослабления и по породе.

Испытания образцов показывают, что соотношения прочностей в перечисленных типах разрушения характеризуются, например, для условий сульфидных медно-никелевых месторождений Печенги и Норильска соответственно средними относительными величинами $\frac{\sigma_I}{\sigma_I} = 1,0$; $\frac{\sigma_{II}}{\sigma_I} = 0,4$; $\frac{\sigma_{III}}{\sigma_I} = 0,7$. При

натурных испытаниях в тех же условиях соотношение прочности по типам разрушения приблизительно остается таким же, как и при испытаниях образцов. Среднее значение прочности зависит от ориентировки и частоты распределения соответствующих структурных элементов в породе. Влияние минералогического состава на форму разрушения установить трудно. Можно лишь констатировать, что при однородной породе вероятнее проявление первой формы разрушения. При увеличении содержания слабых минералов увеличивается вероятность проявления второй и третьей форм разрушения.

При испытании серии образцов, представляющих однородную выборку, результат выражают наиболее вероятной среднеарифметической величиной $\bar{\sigma}$. В ряде серий $\bar{\sigma}$ подвержена колебаниям, что затрудняет сравнение результатов испытаний и выбор расчетных значений показателя прочности.

Для учета влияния структурных элементов на прочность пород в массиве результаты испытаний образцов пород корректируются. Надежность исправления при этом возрастает, если исходная величина прочности, получаемая при испытании образцов, будет свободна от влияния структурных факторов. В качестве ее принимается максимальная величина прочности породы в образце, соответствующая первому типу разрушения образца. Получение ее методом соосных пуансонов сводит к минимуму влияние структурных элементов. Однако вследствие разнообразия породы образцов и условий испытания σ_{max} также подвержена колебаниям, иногда значительным, что приводит к необходимости введения понятия — среднее максимальное значение величины $\bar{\sigma}$.

Не без оснований на практике используют предельную прочность σ_n породы в масштабе образца. Смысл понятия σ_n состоит в том, что в силу природных свойств породы и в условиях проведения испытания ее образца прочность породы не может превзойти некоторой величины, которую можно получить тем или иным способом косвенно. Для этого строится график зависимости между $\bar{\sigma}$ и структурным показателем $p(\delta) = \frac{\bar{\sigma}}{\sigma_{max}}$ в координатах $\bar{\sigma} - p(\delta)$. При этом испытываются образцы ряда

групп, отобранных из однородной породы, дающие отклонения крайних значений прочности на 40—60% и более. В каждой группе находится $\bar{\sigma}$, $\sigma_{\max}$ и $p(\delta)$. Если полученная зависимость является линейной, то $\sigma_{\text{п}}$ находится по $p(\delta)=1$. Произвольное расположение точек на графике будет свидетельствовать о случайном характере указанных величин.

Значение структурного показателя $p(\delta)$ может быть найдено с учетом распределения усредняемых величин в каждой группе испытываемых образцов породы по типам разрушения. При этом в группе для каждого типа находятся среднее значение прочности образца, относительное значение прочности по отношению к прочности первого типа и частоты появления результатов испытаний (табл. VIII.1). Испытано три группы образцов одной и той же породы [15].

Таблица VIII.1

% групп	Средняя прочность $\bar{\sigma}$, кгс/см ²	Средняя прочность по типам разрушения, кгс/см ²			Относительная прочность			Частота проявления типа разрушения		
		σ_I	σ_{II}	σ_{III}	$\frac{\sigma_I}{\sigma_I}$	$\frac{\sigma_{II}}{\sigma_I}$	$\frac{\sigma_{III}}{\sigma_I}$	p_I	p_{II}	p_{III}
1	1450	1950	860	1470	1	0,44	0,75	0,30	0,25	0,45
2	1860	2300	1050	1600	1	0,46	0,70	0,50	0,15	0,35
3	1260	2100	730	1400	1	0,35	0,68	0,10	0,40	0,50
			Среднее		1	0,41	0,71			

$p(\delta) = \sum p_i \delta_i$. Ввиду незначительных колебаний δ_i внутри типа в дальнейшем используются средние их значения:

$$p_1(\delta) = 0,3 \cdot 1 + 0,25 \cdot 0,41 + 0,45 \cdot 0,71 = 0,72;$$

$$p_2(\delta) = 0,50 \cdot 1 + 0,15 \cdot 0,41 + 0,35 \cdot 0,71 = 0,81;$$

$$p_3(\delta) = 0,10 \cdot 1 + 0,40 \cdot 0,41 + 0,50 \cdot 0,71 = 0,61.$$

Построив график в координатах $\bar{\sigma} - p(\delta)$, продолжив прямую до значения $p(\delta)=1$, найдем предельную прочность образца на одноосное сжатие $\sigma_{\text{п}}=2550$ кгс/см².

Горная порода представляет собой ассоциацию минералов, которые можно разделить на три группы: а) минералы, представляющие первичные (исходные) породы, по преимущественному содержанию которых последние получают свое название; б) минералы, представляющие вторичные изменения; в) минералы, характеризующие особенности или назначение породы, например содержание полезных компонентов (рудные минералы).

Прочность породы, состоящей из разнопрочных минералов, определяется их количественным соотношением. Кроме того, минералогический состав обуславливает наличие поверхностей спаянности, состав заполнителей в трещинах породы.

Оценка прочности породы по минералогическому составу производится в зависимости от содержания вторичных минералов $\sigma_{\text{вт}}$ и полезных компонентов σ . Указанная зависимость по результатам испытаний образцов может быть представлена в системе указанных координат в виде изолиний средней прочности породы в образце.

Существенное влияние на прочность породы оказывает трещиноватость разного происхождения. Все трещины по их размерам делятся на микротрещины и макротрещины с заполнителем или без него. Обычно в первую группу относятся трещины по протяженности (в миллиметрах). Их влияние учиты-

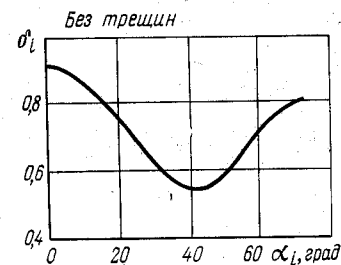


Рис. VIII.5. Функция влияния ориентировки трещин на $\sigma_{\text{сж}}$ [15]

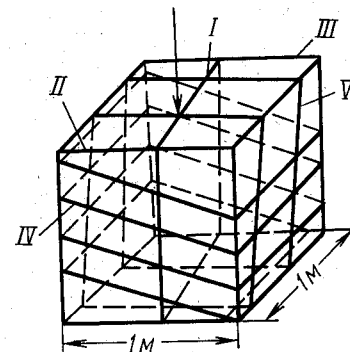


Рис. VIII.6. Структурный блок δ_{II} (I, II... — системы трещин) [15]

вается средним значением результатов испытаний образцов.

Макротрещины без заполнителя нарушают сплошность пород и ограничивают в массиве элементарные структурные блоки S_{III} , более крупные блоки S_{II} и сопоставимые с параметрами мощностей исследуемых пород или конструктивных элементов систем разработки блока S_I .

Учет влияния макротрещин складывается из учета влияния их ориентировки относительно направления приложения силы $f(\alpha)$, густоты трещиноватости $f_{\text{т}}$ и снижения сцепления при ступенчатом расположении трещин K_c .

Функция влияния ориентировки трещин, полученная по экспериментальным данным для условий ряда сульфидных медно-никелевых месторождений, приведена в книге [15] (рис. VIII.5).

Зная углы α_i (углы между направлением действия силы и наблюдаемыми системами трещин), находят соответствующие значения $f(\alpha)=\delta$. Сумма произведений частоты p_i проявления трещин ориентировки α_i на меру влияния δ составит величину влияния трещиноватости по фактору ориентировки $p(\delta)$.

Расчет показателя $p(\delta)$ применительно к примеру (рис. VIII.6) заключается в следующем. Число систем трещин $m=5$;

$\alpha_I=0^\circ$; $n_I=3$; $\alpha_{II}=0^\circ$; $n_{II}=2$; $\alpha_{III}=90^\circ$; $n_{III}=2$; $\alpha_{IV}=60^\circ$; $n_{IV}=4$; $\alpha_V=30^\circ$; $n_V=2$. Частота каждой системы и соответственная мера влияния равна: $p_I=0,25$, $\delta_I=0,90$; $p_{II}=0,15$; $\delta_{II}=0,90$; $p_{III}=0,15$; $\delta_{III}=0,80$; $p_{IV}=0,30$; $\delta_{IV}=0,70$; $p_V=0,15$, $\delta_V=0,60$.

Отсюда влияние ориентировки систем трещин выразится величиной

$$\rho(\delta) = \sum p_i \delta_i = 0,25 \cdot 0,90 + 0,15 \cdot 0,90 + 0,15 \cdot 0,80 + 0,30 \cdot 0,70 + 0,15 \cdot 0,60 = 0,78.$$

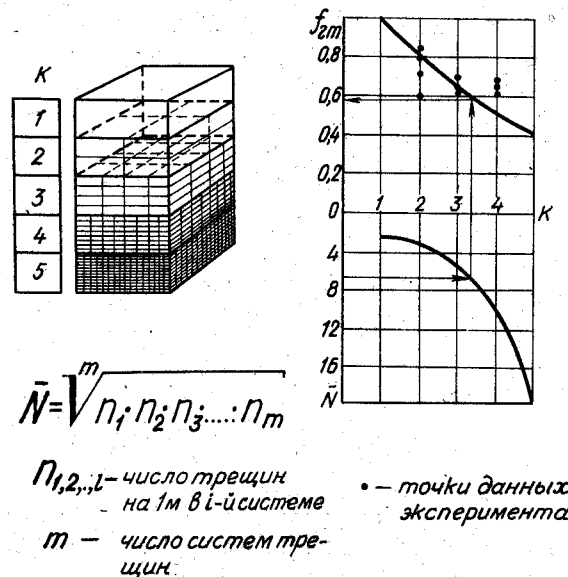


Рис. VIII.7. Функция влияния густоты трещин на $\sigma_{сж}$ [15]

Функция влияния густоты трещин в относительном выражении может быть определена в виде [15]

$$f_{гт} = \sqrt[3]{2^{1-k}}, \quad (VIII.5)$$

где k — относительная густота трещин, принимающая значения $k=1, 2, 3, \dots$

Левая часть рис. VIII.7 дает представление о k . Для его определения используется средний размер структурного блока через [15]

$$\bar{N} = \sqrt[m]{n_1 n_2 n_3 \dots n_m}, \quad (VIII.6)$$

где $\bar{N}$ — среднегеометрический размер элементарного структурного блока, образованного m — системами трещин; n_i — число трещин на 1 м в соответствующей системе.

Внизу правой части выражена связь между K и $\bar{N}$, позволяющая в конечном счете определять $f_{гт}$ как $\varphi(\bar{N})$. Расположение точек экспериментальных данных около кривой свидетельствует об удовлетворительном определении $f_{гт}$ расчетным способом.

Из изложенного следует, что прочность породы в массиве может быть приближенно установлена расчетным методом по результатам испытания образцов этой породы на одноосное сжатие путем введения в них поправки за счет коэффициента структурного ослабления λ . Под последним понимается отношение прочности породы в массиве к средней прочности породы в образце. Следовательно, задача сводится к установлению величины λ . Она может быть получена как отношение прочности породы в призме (по натурным испытаниям) к средней прочности породы в образцах или расчетным методом путем использования информации о структурных элементах породы и результатов испытания ее образцов на одноосное сжатие.

Совокупность влияния структурных элементов, включая и минералогический состав на предельную прочность, выражается в виде [15]

$$\lambda = f_1 f_2 f_3, \quad (VIII.7)$$

где f_1 — функция влияния минералогического состава, показывающая отличие максимального значения прочности в данной группе усредняемых величин от предельного, $f_1 = \frac{\sigma_{max}}{\sigma_n}$; f_2 — функция влияния микроструктурных элементов, отражающая влияние плоскостей ослабления в образце на их среднюю прочность, $f_2 = p_1(\delta) \frac{\sigma}{\sigma_{max}}$ (произведение $f_1 f_2 = \frac{\sigma}{\sigma_n}$); $f_3 = k_c p(\delta) f_{гт}$ — функция влияния макроструктурных элементов. Здесь k — коэффициент снижения величин сцепления в суммарной поверхности разрушения, приходящегося на макротрещины, не учтенные в образце; $p_2(\delta)$ — функция влияния ориентировки макротрещин; $f_{гт}$ — функция влияния густоты трещиноватости.

Способ определения величин $p_2(\delta)$ и $f_{гт}$ изложен выше.

Коэффициент k_c определяется на основании результатов натурных испытаний по формуле [15]

$$k_c = \frac{\lambda}{p_1(\delta) p_2(\delta) f_{гт}}. \quad (VIII.8)$$

Данные натурных испытаний и в ряде случаев расчеты прочности на одноосное сжатие по наблюдениям за разрушением междукламерных целиков в условиях разработки рудных месторождений позволяют приближенно оценить величину k_c . В табл. VIII.2, заимствованной из работы [15], наряду с другими параметрами приводятся значения k_c .

Таблица VIII.2

Название породы, месторождения	$p_2(\delta)$	$f_{гг}$	λ	k_c	Примечание
Сплошные руды Талнахского месторождения	0,74	0,65	0,20	0,56	—
Оруденелые серпентиниты месторождений Котсельваара	0,74	0,80	0,30	0,66	По данным натурных испытаний
Оруденелые доломитизированные известняки Миргалимсайского месторождения	0,80	0,80	0,40	0,78	—
Руда Джезкаганского месторождения	0,73	1,00	0,30	0,60	По данным наблюдений за разрушением междукамерных целиков

Из таблицы следует, что при расчетах в качестве первого приближения среднее значение k_c можно принимать равным 0,7. При этом окончательное выражение для определения коэффициента структурного ослабления представится в виде [15].

$$\lambda = 0,7 p_1(\delta) p_2(\delta) f_{гг}. \quad (\text{VIII.9})$$

Величина коэффициента структурного ослабления определяется для каждого интервала породы, с которого взят образец для испытания, и прочность породы в массиве выразится так

$$\sigma_m = \lambda \sigma_{п}. \quad (\text{VIII.10})$$

Если поинтервальные характеристики не отличаются друг от друга более чем в 2 раза, то за окончательный результат принимается среднеарифметическое значение из всех поинтервальных характеристик. В противном случае усредненное значение σ_m для комплекса пород вычисляется по формуле Ф. П. Бублика

$$\sigma_m = \frac{\sigma_1}{1 + \left(\frac{\sigma_1}{\sigma_2} - 1 \right) \frac{l}{L}}, \quad (\text{VIII.11})$$

где σ_1 и σ_2 — соответственно наибольшая и наименьшая прочность породы в исследуемом массиве; $\frac{l}{L}$ — относительная мощность слабых пород.

Таким образом, определение показателя прочности пород в массиве на одноосное сжатие σ_m основывается на выполнении комплекса исследований, включающих изучение геологических особенностей месторождения — определение типов руд и вмещающих пород, их пространственного размещения в место-

рождении, генетических особенностей, выявление главных систем трещин, их размещение и распределение по показателям ориентировки и густоты; отбор проб и испытание образцов; обработка и анализ полученных результатов; расчет коэффициента структурного ослабления и определение σ_m в отдельных точках исследуемого поля.

Показатель σ_m является основным качественным показателем горного массива. Его размещение в пределах месторождения может быть представлено в виде плана изолиний σ_m (прочностей). Его построение и ведение выполняется по ранее изложенной методике геометризации качественных показателей месторождений полезных ископаемых. На рис. VIII.8 и VIII.9 для сравнения и оценки структурного ослабления приведены графики, характеризующие размещение прочностных показателей пород по данным испытания образцов и натурных испытаний призм. При этом образцы изготавливались из керна, выбуриваемого в щелевых скважинах. Последние бурились при подготовке призм для натурных испытаний станком ГП-1 с коронками диаметром 76 мм, а не перфоратором (с целью снижения вредного влияния динамических нагрузок наготавливаемые призмы).

План изопроцностей в совокупности с другой геолого-маркшейдерской информацией поможет производить оценку устойчивости горных пород по пределу прочности на одноосное сжатие, определять условия их устойчивости в кровле камер (очистных выработок), в междукамерных целиках и подготовительных выработках. При этом используется значение σ_m ($\sigma_{сж}$) и прочность пород на растяжение $\sigma_p \approx 0,1 \sigma_{сж}$ несущего слоя, применяемые в аппарате расчетных формул для определения параметров, обеспечивающих условия устойчивости целиков, выработок и при выборе способа поддержания последних.

На ранней стадии освоения месторождения или при эксплуатационной разведке новых частей залежи необходимо оценивать степень структурной нарушенности пород и их устойчивость. При этом действующей методикой рекомендуется использовать упрощенный способ оценки нарушенности пород по керну скважин. Для этого во время бурения скважин делается поинтервальная оценка нарушенности пород по формуле [15]

$$K_{\tau} = \frac{n_k}{l_i V}, \quad (\text{VIII.12})$$

где n_k — число кусков в интервале l_i , м; V — выход керна в долях единицы на том же интервале. При $l=1$ м $K_{\tau} = \frac{n_k}{V}$.

Для качественной характеристики нарушенности пород по керну скважин и оценки густоты трещиноватости рекомендуется в работе [15] пользоваться классификацией пород по показателю K_{τ} (табл. VIII.3).

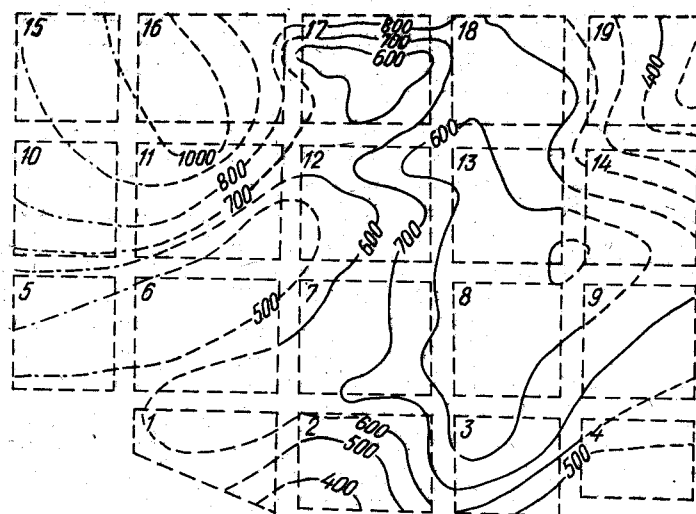


Рис. VIII.8. Изолинии $\sigma_{ож}$ по данным испытания образцов [15]

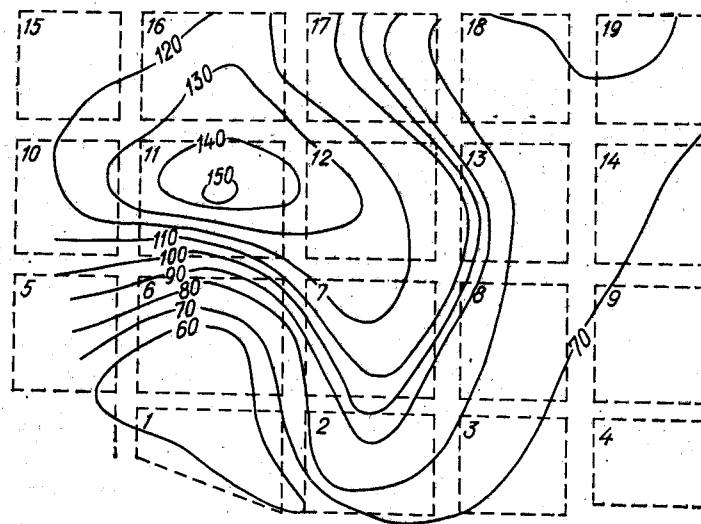


Рис. VIII.9. Изолинии $\sigma_{ож}$ по данным натурных испытаний [15]

Состояние горных пород в массиве, находящемся под воздействием технологических факторов разработки месторождений полезных ископаемых, характеризуется деформационными показателями. Описание пространственного размещения их при помощи метода изолиний возможно при условии отнесения показателей к определенному моменту времени.

Таблица VIII.3

Степень структурной нарушенности пород	Характеристика нарушенности пород	K_T	$f_{гт}$
Ненарушенные породы	Массивные породы с редкими трещинами, вторичные изменения отсутствуют	1	1
Слабонарушенные породы	Слаботрещиноватые породы, по плоскостям трещин имеются отложения вторичных минералов, содержание вторичных минералов <30%	3—7	0,80
Нарушенные породы	Трещиноватые породы с открытыми трещинами и трещинами, заполненными вторичным минералом. Содержание вторичных минералов 40—60%	10—20	0,65
Сильнонарушенные породы	Сильно трещиноватые породы, вторичные изменения 50—60%	Более 20	0,40

При геометризации прочностных показателей горных пород в массиве требовалось руководствоваться однородностью изменчивости исследуемого поля. Соблюдение этого требования особенно необходимо при геометризации деформационных показателей (величин относительных деформаций, средних скоростей относительных деформаций). Применительно к ним возможность интерполирования между точечными оценками (измерениями) допустима при условии нахождения точек в однотипной области деформирования пород. Эти точки измерения деформаций должны располагаться по одну сторону от оси симметрии процесса.

Деформирующиеся области пород налегающей толщи и целиков по признаку их сплошности и характеру деформирования подразделяются на четыре зоны (типа): 1) нетронутого массива; 2) упругопластичного прогиба; 3) расчлененных пород, сохраняющих боковой распор и 4) расслоенно-блочных (безраспорных) пород.

Геометризация деформационных показателей горных пород в массиве — геометризация процесса в отличие от геометризации структурных и качественных показателей месторождений полезных ископаемых нуждается в исследовании и разработке своей методики.

Геометризация геомеханических свойств горных пород характеризуется комплексностью методов изучения. Количественная оценка геомеханических свойств пород основывается на использовании большого числа признаков разного характера. При этом уровень и объем информации определяются этапом изучения месторождения.

По результатам предварительной разведки оценивается масштаб месторождения, определяется состав руд и вмещающих пород, выделяются основные минералогические ассоциации и их влияние на прочностные характеристики (в образце), составляется в первом приближении вариант структурной модели пород и структурной нарушенности их по керну скважин.

При детальной разведке уточняется и детализируется структурная модель и исследуется изменчивость ее элементов, строятся прогнозные карты прочностных показателей нарушенности, делается предварительная оценка устойчивости пород по избранному критерию.

При строительстве и эксплуатации осуществляется проверка прогнозов на участках, допустимых для проведения наблюдений, методом натурных испытаний устанавливается коэффициент структурного ослабления, составляется план изопроцностей исследуемой толщи горного массива и отображается геомеханическая обстановка, определяется методика необходимых горных экспериментов.

Значительный объем используемой при этом информации обуславливает необходимость разработки способов автоматизации ее сбора, хранения и переработки, что, в свою очередь, требует при создании методики геометризации рассматриваемых показателей разработки системы соответствующих кодов и алгоритмов, обеспечивающих более оперативное прохождение и преобразование информации.

ГЛАВА IX

ОСОБЕННОСТИ ТРЕБОВАНИЙ К ГЕОМЕТРИЗАЦИИ НЕКОТОРЫХ ТИПОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. УГОЛЬНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Угольные месторождения отличаются большим разнообразием условий залегания, обуславливающим способ и применяемые системы разработки.

Основными показателями, подлежащими геометризации, являются: форма залежи, мощность пласта, содержание золы, структурные показатели пласта и вмещающих пород, главным образом пород кровли. Ведущим элементом графической модели угольных месторождений выступает гипсометрический план почвы или кровли пласта.

При средней и малой мощностях пласта составляются гипсометрические планы почвы пласта, являющиеся необходимыми для решения многих задач. При мощных пластах и нисходящей слоевой отработке наибольший интерес, как отправной элемент, представляет гипсометрический план всячего бока пласта.

При подземной разработке угольных месторождений большое значение имеет оценка выемочных полей с учетом возможности использования в очистных забоях механизированных комплексов, устойчивости кровли, проявления внезапных выбросов угля и газа. Для этой цели необходима количественная характеристика разрывных структур и трещиноватости массива, литологии кровли, размылов, мощности угольных пластов и размещения указанных показателей.

Пластообразная форма залегания требует объективной характеристики мощности залежи и ее размещения в пределах поля, которая обеспечивается составлением и ведением плана изомощностей. Разбивка выемочных полей, получение необходимых данных для паспортов оборудования и крепления, оценка потерь и засорения угля требуют наличия плана изомощностей.

При значительных колебаниях внутренней золы в угле (особенно буроугольных месторождениях) выделение и оценка выемочных полей требуют геометризации этого показателя.

На сложных и сильно обводненных участках угольных месторождений гидрогеологические условия являются решающим фактором. Геометризация указанных условий требует характеристики размещения и числовых значений напоров, а также гипсометрии водоносных и водоупорных горизонтов.

Открытая разработка угольных месторождений предъявляет дополнительные требования к содержанию графической модели поля разреза, обеспечивающей необходимую геометрическую характеристику литологии и структуры покрывающих отложений.

Решение задач, связанных с устойчивостью вскрышных уступов, бортов разреза, проявлением оползневых явлений, устойчивостью отвалов нуждается в необходимой информации. При этом в ряде случаев составление графической модели должно основываться на комплексном использовании методов разрезов, изолиний и циклографических проекций.

§ 2. РУДНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Рудные месторождения по своей форме, характеру минерализации и горно-геологическим условиям являются наиболее сложными объектами геометризации. Здесь графическая модель месторождения в пределах шахтного поля или поля разреза по числу геометрических показателей является наиболее полной. Сложность составления структурных и качественных графиков обусловлена сложностью формы рудных тел и проявле-

ния минерализации, а также отсутствием видимых контактов рудных тел с вмещающими породами. Последние выстраиваются по системе сечений на основании разведки и результатов тщательно выполняемого опробования разведочных и горных выработок.

В комплект графической модели входит гипсометрический план рудных тел, план изомощностей, план изосодержаний полезных (иногда и вредных) компонентов, иногда план линейных запасов и геомеханических показателей. Графики составляются по методике, изложенной в первых двух главах настоящего раздела.

В случаях многокомпонентных руд предварительно устанавливаются формы и сила корреляционных связей между компонентами для их использования в необходимых случаях.

§ 3. БОКСИТОВЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Бокситовые месторождения относятся к многокомпонентным рудным месторождениям, которые во многих случаях по условиям залегания разрабатываются открытым способом. Видимый контакт руды с вмещающими породами отсутствует и устанавливается опробованием. Поэтому оконтуривание залежи и документация положения контакта в виде гипсометрического плана представляется первоочередной задачей, а сам план — исходным элементом графической модели. Гипсометрические планы составляются в масштабе основных маркшейдерских планов.

Гипсометрический план кровли залежи, фиксируя одновременно почву покрывающих отложений, необходим для планирования вскрышных работ, а гипсометрический план почвы залежи — для проведения работ по выемке руды.

Большое значение в рассматриваемых условиях имеет составление, ведение и использование качественных планов, характеризующих основные показатели боксита (Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_3). Из них главным показателем является содержание глинозема Al_2O_3 . Его размещение в залежи представляется планом изосодержаний Al_2O_3 . Такие же планы составляются в изосодержаниях SiO_2 и Fe_2O_3 . Сечение изолиний на перечисленных графиках устанавливается исходя из характера изменения содержания компонентов по изложенной ранее методике. Практически часто оно берется равным 1%. Следует отметить также необходимость своевременного выявления формы и силы корреляционной связи между компонентами бокситовой руды с целью более полного использования полученной информации.

Отношение Al_2O_3/SiO_2 называется кремневым модулем, по которому выделяются марки боксита. Их размещение в пределах поля разреза улучшает планирование добычи руды заданного состава.

Составление, ведение и использование структурных и качественных графиков в процессе разведки и разработки месторождения позволяют постоянно корректировать и направлять разведочные и горные работы. Необходимость систематического наблюдения за размещением руд и их составом иллюстрируется рис. IX.1, где представлено размещение марок боксита по данным детальной разведки (рис. IX.1, а) и по данным эксплуатационной разведки (рис. IX.1, б) на одном из участков бокситовой залежи.

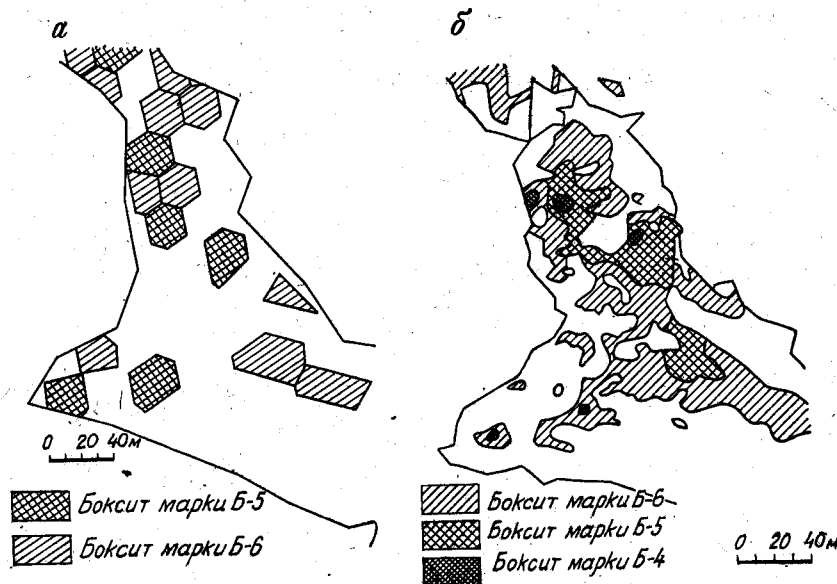


Рис. IX.1. Размещение марок боксита на участке:

а — по данным детальной разведки; б — по данным эксплуатационной разведки

Таким образом, интенсивная изменчивость показателей залежи и полезного ископаемого, а также отсутствие видимых контактов обуславливают большой объем работ по бурению, опробованию и химическому анализу проб. Густота скважин детальной разведки достигает 40—60 м, а при эксплуатационной разведке — 12—25 м. Секционное опробование производится с интервалом 0,25 м. В данных условиях геологическая и маркшейдерская службы обеспечивают регулярный контроль за заданным ходом экскаватора, производя призабойное опробование и определение положения забоя.

Большой объем получаемой при этом информации перерабатывается и документируется на элементах графической модели. Графики модели, исполняемые на прозрачной основе, позволяют путем их совмещения определять качество добываемого

мого боксита в любой точке, если известно положение экскаватора в забое. Необходимость подобного оперативного управления запасами руды подчеркивается тем, что бокситы разных марок по своим физическим свойствам трудно различимы между собой и не отличаются от вмещающих пород.

Часто наблюдаемое сложное строение, прерывистость покрывающих отложений и обильная их обводненность обуславливают при их геометризации комплексное использование планов в изолиниях показателей и литолого-стратиграфических карт, построенных на основе циклографических проекций.

§ 4. РОССЫПНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Рассмотрим требования применительно к дражным полигонам.

Основой составления горно-геометрических графиков для россыпного месторождения служит исходная документация разведочных выработок. Промежуточной операцией является составление сводных разрезов и кривых содержания по разведочным линиям.

Для удобства работы некоторые данные разведки сводятся в одно место и представляются в виде графика, называемого листом разведки. Он составляется при предварительной разведке в масштабе 1:5000, при детальной — в масштабе 1:2000.

Содержанием листа разведки в масштабе 1:2000 являются опорная сеть, основные элементы ситуации и разведочная сеть. Около каждой разведочной выработки кроме ее номера выписывается глубина выработки (слева), содержание полезного компонента (справа) и отметка устья выработки (внизу). Глубина выработки надписывается синей тушью, содержание — красной, остальное — черной тушью.

На листах разведки в масштабе 1:5000 надписывается только номер линии и номер выработки. Остальные сведения, относящиеся к разведочным выработкам, выписываются на свободных местах листа разведки.

Масштаб остальных горно-геометрических графиков определяется детальностью разведки.

При геометризации любого месторождения важное значение имеет план изолиний лежащего бока залежи. Применительно к россыпям он представляется графиком постели россыпи или ее основания. Этот график позволяет при заданном уровне подтопа определять глубину черпания в любой точке дражного полигона. Так как разведочные выработки задаются вертикально, то отметки поверхности основания в этих точках получаются вычитанием из отметки устья выработки глубины последней. На современном уровне техники поверхность основания между разведочными выработками может быть уточнена с поверхности подтопа с помощью ультразвука.

Построение плана изолиний постели россыпи ведется при тщательном учете геологического строения основания россыпи.

Петрографические разности и физическое состояние пород (скальность, трещиноватость, ребристость и другие показатели) определяют характер отложения и накопления полезного компонента. Указанное важно потому, что полезный компонент, обладая значительным удельным весом, сосредотачивается около основания залежи.

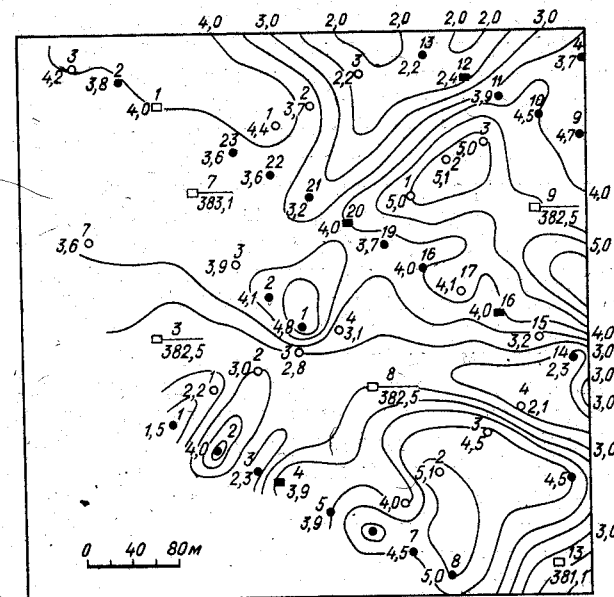


Рис. IX.2. План изомощностей металлосодержащих отложений россыпи

При разработке россыпи драгами важно знать объем металлосодержащих отложений, подлежащих промывке, и распределение их в пределах россыпи. Здесь деление толщ отложений на торф и пески не имеет смысла, поэтому эксплуатационная глубина, установленная в разведочных выработках, является отметкой для вычерчивания плана изомощностей металлосодержащих отложений. Такого рода план представлен на рис. IX.2.

Сечение горизонталей масштаба 1:2000 обычно берут равным 0,5 м и для масштаба 1:5000 — 1,0 м. Мощности металлосодержащих отложений в промежутках между разведочными точками и разведочными линиями также могут уточняться при помощи ультразвуковой аппаратуры.

Представление о средней насыщенности металлом в 1 м^3 отложений дает график или план объемного содержания металла. Исходными данными для построения изолиний этого графика служат величины содержания по каждой разведочной выработке. Значения средних содержаний получаются в результате аналитического подсчета по данным опробования и химического анализа или они получаются по кривым содержания каждой выработки.

График, характеризующий распределение содержания металла в россыпи, строится способом профилей. Последние представляют собой кривые содержания металла по разведочным линиям. При необходимости кривые содержания сглаживаются в допустимых пределах. План объемного содержания металла для указанного выше участка показан на рис. IX.3. В сочетании с планом изомощностей он позволяет определить границу промышленного контура дражного полигона, которая строится с учетом рентабельности разработки и минимальной глубины черпания. Построение границы можно получить в результате совмещения двух графиков: плана изомощностей металлосодержащих отложений и плана изолиний объемного содержания металла. Пересечение изолиний этих двух графиков, принятых за исходные (минимальная глубина черпания и минимальное промышленное объемное содержание), даст ряд точек, совокупность которых определит границу промышленного контура дражного полигона. Уточнение установленной таким образом границы производится путем экономических расчетов и выяснения возможности обработки отдельных участков.

Представление о распределении массы металла по площади россыпи дает план площадного содержания (рис. IX.4), являющийся планом изолиний линейных запасов полезного компонента. Необходим он главным образом для подсчета запасов металла и планирования добычи. Исходными данными к составлению графика служат числовые значения, получаемые как произведение среднего содержания металла в выработке на ее эксплуатационную глубину. Для этого можно было бы произвести умножение двух топографических поверхностей (плана изомощностей и плана изолиний объемного содержания металла) и получить результирующую поверхность (план изолиний площадного содержания). Однако в данном случае не следует уходить от реально полученных величин по разведочным выработкам. Поэтому указанные произведения следует брать по выработкам и, пользуясь ими, далее строить кривую линейных запасов по разведочной линии. Последняя при необходимости сглаживается и принимается для построения искомой топографической поверхности. Сопоставляя план изолиний площадного содержания металла с планом изолиний основания россыпи, можно получить ценные указания относительно характера отложения и накопления металла в россыпи.

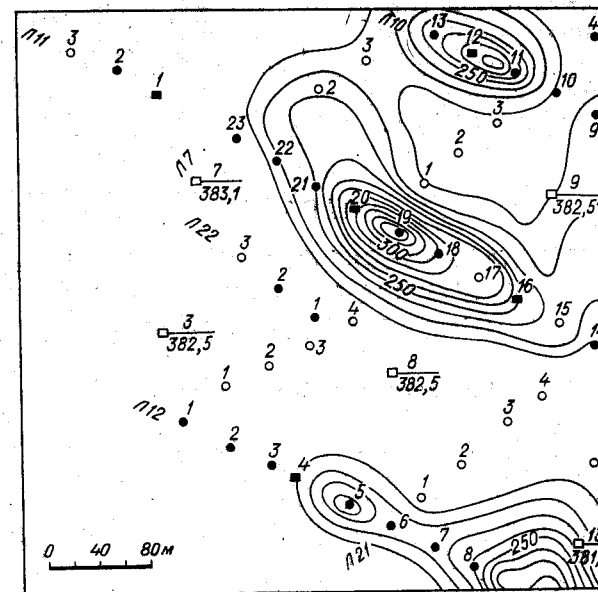


Рис. IX.3. План изосодержаний металла россыпи

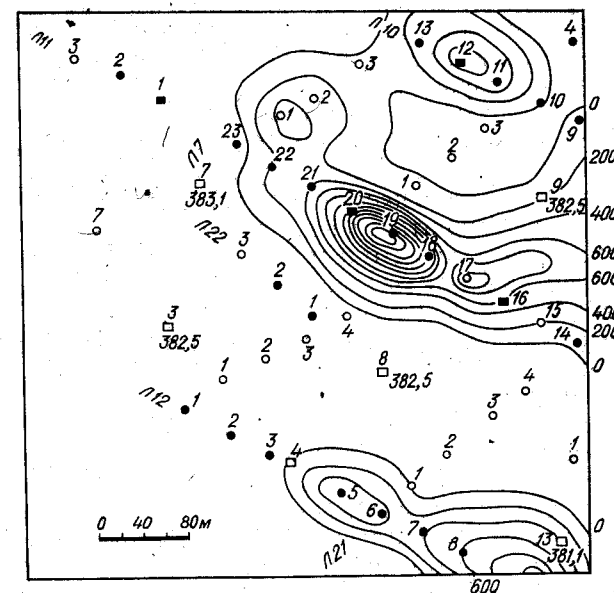


Рис. IX.4. План линейных запасов металла

Изложенное подчеркивает наличие ряда общих положений, определяющих методику геометризации месторождений и особенностей ее, вытекающих из специфики горно-геологических условий разных типов месторождений и соответствующих горно-технологических требований.

ГЛАВА X

О МАТЕМАТИЧЕСКОМ МОДЕЛИРОВАНИИ ПРИ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Графическая модель месторождения в пределах шахтного поля или поля разреза, представляемая комплектом специальных графиков, является геометрической основой решения задач проектирования и управления горными работами. Применение ЭВМ для решения указанных задач вызвало необходимость разработки новых математических методов моделирования месторождений полезных ископаемых. При этом полученные математические модели залежей позволяют в компактной форме хранить на внешних устройствах ЭВМ обширную информацию, накапливаемую в процессе разведки и разработки месторождений. По присущим им особенностям модели дают возможность организовать быстрый поиск необходимой информации и обработку ее для последующего использования в процессе проектирования и управления.

Разработанные методы математического моделирования обеспечивают аналитическое решение на ЭВМ многих задач горно-геометрического анализа горно-геологических условий, которые с помощью графической модели месторождения решаются графически. Аналитические методы моделирования могут быть использованы для автоматизации решения ряда трудоемких задач (при подсчете запасов, определении объемов выполненных работ, автоматическом построении горно-геометрических графиков — элементов графической модели и т. п.).

Математические модели залежей включают набор алгоритмов и программ для описания (математического моделирования) пространственных геологических закономерностей, а также алгоритмы и программы упорядочения, хранения и поиска на ЭВМ геологической информации.

Разработкой методов математического моделирования занимаются многие лица и коллективы. Применительно к задачам геометризации месторождений и ее использования работы данного направления успешно проводятся в Московском горном, Всесоюзном заочном политехническом, Иркутском политехниче-

ском, Свердловском горном институте, во ВНИМИ и других научных коллективах.

В связи с поставленной здесь задачей ниже приводятся некоторые выводы из работ, выполненных во ВНИМИ [36] и носящих методический характер. При этом рассматриваются два направления:

а) описание закономерностей изменения геологических показателей в залежах с помощью математических зависимостей (математические модели);

б) переход от совокупности фактических значений геологического показателя к его значениям в узлах правильной сетки, что можно рассматривать как расчленение залежи на совокупность правильных фигур с числовой характеристикой в них средних значений показателя (цифровые модели).

Аналитические модели составляют и используются в тех случаях, когда отчетливо имеет место выраженная тенденция в изменении показателя, называемая закономерной составляющей изменчивости или трендом, которая проявляется на фоне его незакономерных колебаний. Указанные изменения свойственны многим показателям залежи полезного ископаемого.

§ 2. АНАЛИТИЧЕСКИЕ И ЦИФРОВЫЕ МОДЕЛИ

В аналитических моделях в зависимости от вида используемых в них функций различают:

- а) полиномиальные модели;
- б) модели, описываемые двухмерными рядами Фурье;
- в) модели поэтапной регрессии.

Полиномиальные модели реализуются полиномами [36]

$$\bar{c}(x, y) = \sum_{\beta=0}^n \sum_{\alpha=0}^n a_{\beta\alpha} x^{\alpha} y^{\beta} \quad (\text{при } \alpha + \beta \leq n), \quad (\text{X.1})$$

где $\bar{c}(x, y)$ — значение геологического показателя в точке с координатами x, y ; $a_{\beta\alpha}$ — коэффициент полинома; n — степень полинома.

Коэффициенты $a_{\beta\alpha}$ полиномов находят методом наименьших квадратов из решения системы линейных уравнений, которая образуется дифференцированием по $a_{\beta\alpha}$ левой части выражения

$$\sum_{i=1}^N \left(\bar{c}_i - \sum_{\beta=0}^n \sum_{\alpha=0}^n a_{\beta\alpha} x_i^{\alpha} y_i^{\beta} \right)^2 = \min, \quad (\text{X.2})$$

где $\bar{c}_i$ — фактические значения показателя в точках с координатами x_i, y_i ; N — общее число точек.

После приравнивания производных нулю образуется система нормальных уравнений, каждое из которых имеет вид

$$\sum_{\beta=0}^n \sum_{\alpha=0}^n a_{\beta\alpha} \sum_{i=1}^N x_i^{\alpha} y_i^{\beta} x_i^l y_i^m = \sum_{i=1}^N x_i^l y_i^m \bar{c}_i, \quad (\text{X.3})$$

причем l и m изменяются в зависимости от номера уравнения от 0 до n при условии, что $l+m \leq n$.

Программы, разработанные ВНИМИ для ЭВМ «Минск-22», позволяют находить коэффициенты полиномов до седьмой степени включительно при фактически неограниченном числе данных.

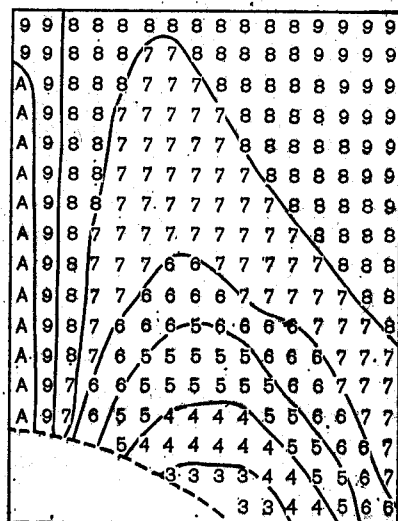


Рис. X.1. Участок горно-геометрического графика [36]

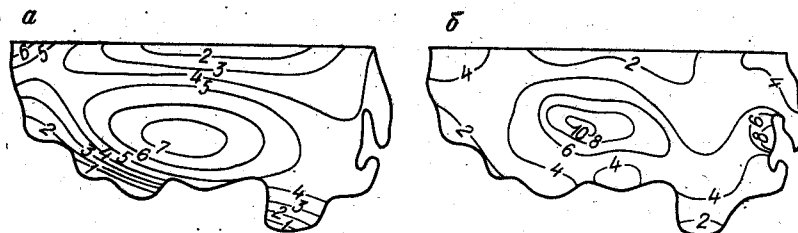


Рис. X.2. Графики изо-содержаний Cu [36]

Имея полученные указанным путем коэффициенты $a_{\rho\alpha}$ и используя их, можно определять значения показателя в любой точке залежи и строить на ЭВМ горно-геометрические графики в форме, приведенной на рис. X.1 (пунктирная линия на рисунке — контур залежи).

С помощью составленных программ ВНИМИ был выполнен анализ возможности описания геологических закономерностей полиномами на разных объектах и показателях — мощности угольного пласта Юрковского разреза, содержания меди по результатам забойного опробования рудного тела Джезказганского месторождения, содержания цинка, меди по результатам разведки Дегтярского месторождения. Несмотря на то, что ука-

занные месторождения и их показатели отличаются друг от друга разным уровнем, разной степенью выраженности закономерных составляющих изменчивости, использование метода дает удовлетворительные результаты, что указывает на его большие возможности.

Рис. X.2 подтверждает объективность и полноту описания полиномами (X.1) геологических закономерностей. Здесь на рис. X.2, а представлен план в изолиниях содержания меди по указанному выше участку Джезказганского месторождения на основании 210 проб. На рис. X.2, б (по тому же объекту и показателю) представлен план в изолиниях содержаний меди, но составленный другим методом — статистически оптимальной интерполяцией. Подобие приведенных графиков несомненно.

В табл. X.1 [36] приведены средние квадратические отклонения σ_0^2 между фактическими и вычисленными по полиному (X.1) значениями для указанных месторождений. Кроме того, для сравнения приведены средние квадратические отклонения σ_0^2 между фактическими и интерполированными по методу средних значениями.

Таблица X.1

Месторождение (компонент)	Число точек	Общая дисперсия	σ_0^2	Степень полинома	σ_1^2
Юрковское (мощность пласта)	407	1,70	0,97	4/6	0,98/0,91
Джезказганское (содержание Cu)	210	9,17	7,07	4	6,94
Дегтярское (содержание Zn)	223	1,23	0,58	4/6	0,58/0,79
Дегтярское (содержание Cu)	223	1,38	1,11	4	1,14

Величины σ_0^2 и σ_1^2 отличаются друг от друга незначительно.

При слабо выраженных линейных трендах могут оказаться более предпочтительными модели, использующие иные функции. В частности, в работах ВНИМИ исследована модель, описывающая пространственное размещение показателей залежи двумерными рядами Фурье в форме [36]

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

где i, j — порядок косинусоидальных гармоник; L_x, L_y — стороны прямоугольника, вмещающего залежь (расположены соответственно вдоль осей); x, y — текущие координаты.

Коэффициенты a_{ij} ряда определяются методом наименьших квадратов из решения системы уравнений, образующейся дифференцированием по a_{ij} выражения [36]

$$\sum_{k=1}^N \left(c_k - \sum_{i=0}^n \sum_{j=0}^n a_{ij} \cos i \frac{\pi}{L_x} x_k \cos j \frac{\pi}{L_y} y_k \right)^2 = \min, \quad (\text{X.5})$$

где c_k — фактические значения показателя в точках с координатами x_k, y_k ; N — общее число точек.

После приравнивания производных нулю образуется система нормальных уравнений, каждое из которых имеет вид [36]

$$\begin{aligned} \sum_{i,j=0}^n a_{ij} \sum_{l=1}^N \left(\cos i \frac{\pi}{L_x} x_l \cos j \frac{\pi}{L_y} y_l \right) \left(\cos m \frac{\pi}{L_x} x_l \cos k \frac{\pi}{L_y} y_l \right) = \\ = \sum_{l=1}^N \cos m \frac{\pi}{L_x} x_l \cos k \frac{\pi}{L_y} y_l c_l, \end{aligned} \quad (\text{X.6})$$

где m и k в зависимости от номера уравнения изменяется от 0 до n ; c_l — фактические значения показателя в точке с координатами x_l, y_l ; N — общее число точек.

Математическая модель в виде двумерных рядов Фурье была реализована ВНИМИ в программе для ЭВМ «Минск-22». Программа предусматривает автоматическое определение L_x и L_y , составление и решение системы уравнений вида (X.6), определение общей и остаточной дисперсии, построение графика. По указанной программе ВНИМИ [36] было выполнено сопоставление графиков, построенных на ЭВМ по уравнениям (X.1) и (X.4). Сравнительный анализ данных моделей выполнен с помощью вычисления корреляционных функций.

Корреляционные функции $K(d)$ выражают зависимость коэффициентов корреляции между значениями показателя от расстояний d между точками замеров.

На рис. X.3 представлены графики корреляционных функций $K(d)$ для мощности угольного пласта Юрковского разреза. Здесь сплошными линиями показаны графики $K(d)$ для фактических данных, штриховыми линиями — графики $K(d)$ для вычисленной мощности. При этом на рис. X.3, а приведены результаты, полученные с использованием формулы (X.1), а на рис. X.3, б — при использовании формулы (X.4). Точечным пунктиром показаны корреляционные функции для разностей между фактическими значениями мощности и вычисленными по формулам. Здесь обращает на себя внимание то, что корреляционная функция разностей имеет область существенно положительных значений около начала координат. Отмеченное свидетельствует

о наличии остаточных закономерных составляющих, не вскрытых полиномиальной моделью (X.1).

Одновременно корреляционная функция разностей, изображенная на рис. X.3, б, колеблется около нуля, т. е. в моделях, использующих двумерные ряды Фурье, полностью вскрываются закономерности изменения показателя пласта. Это значит, что модели, построенные по формуле (X.4), предпочтительнее моделей, использующих формулу (X.1).

Из изложенного следует, что рассмотренные аналитические модели обеспечивают минимум квадрата отклонений между вы-

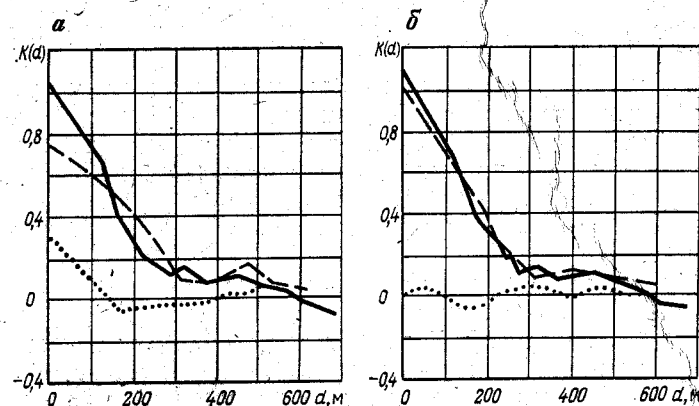


Рис. X.3. Корреляционные функции $K(d)$ для мощности угольного пласта Юрковского разреза [36]

численными и фактическими значениями показателя при заранее заданном виде функции. В связи с этим представляет интерес разработка способа моделирования пространственных геологических закономерностей с автоматическим поиском наиболее подходящей моделирующей функции. Последняя может быть представлена в виде

$$\bar{c}(x, y) = \sum_{i=0}^{n_1} \sum_{j=0}^{n_2} a_{ij} \varphi_i(x) \varphi_j(y), \quad (\text{X.7})$$

где $\varphi_i(x)$ и $\varphi_j(y)$ — базисная система функций, наиболее подходящая комбинация которых отыскивается в процессе вычислений. При этом в их качестве могут быть использованы полиномиальные тригонометрические, экспоненциальные и логарифмические функции.

Подходящая комбинация функций $\varphi_i(x)$ и $\varphi_j(y)$ находится применением поэтапной регрессии путем последовательной подстановки перечисленных функций в уравнение (X.7) и определения коэффициентов a_{ij} методом наименьших квадратов. Путем оценки значимости a_{ij} , анализа значений дисперсий

и корреляционных функций устанавливается более подходящая комбинация функций $\varphi_i(x)$ и $\varphi_j(y)$.

Рассмотренные выше аналитические модели предназначены для случаев, когда закономерность изменения изучаемых показателей проявляется не отчетливо на фоне случайных колебаний и для выявления закономерной составляющей необходимо сглаживание результатов. Вместе с тем следует отметить, что многие проявления геологических закономерностей хорошо аппроксимируются поверхностями топографического порядка, проходящими непосредственно через заданную систему точек. Аналитическое выражение последних затруднено, так как сглаживание при описании таких поверхностей может ухудшить результаты.

В принципе модели для указанных случаев могут быть составлены на основе перечисленных выше функций, но при условии, что число коэффициентов в искомой аналитической зависимости будет равно точно числу точек. Поэтому следует отдавать отчет в трудности реализации этого метода из-за необходимости совместного решения большого числа линейных уравнений.

Необходимо отметить, что с помощью аналитических моделей не всегда удается описать сложные локальные детали изменчивости показателей. В подобных случаях для вскрытия характера изменчивости изучаемых показателей могут оказаться более подходящими цифровые модели залежей или графические модели. Последние считаем известными и поэтому кратко приведем некоторые сведения о цифровых моделях.

Применительно к поставленной здесь задаче цифровые модели разработаны во ВНИМИ. Отметим основные положения этих работ, носящих методический характер [36].

Указанные модели используют два метода: метод сеток и метод, основанный на автоматическом расчленении исследуемых поверхностей на совокупность правильных фигур.

В методе сеток совокупность фактических значений показателя, установленных в произвольно расположенных точках, трансформируется в систему значений в узлах правильной (квадратной или прямоугольной) сетки. При этом предусматривается два случая: а) точки расположены по площади залежи равномерно и б) точки расположены на профилях с разной степенью сгущения.

Для реализации первого случая ВНИМИ разработаны алгоритмы и система программ, включающие следующие блоки [36]:

- 1) преобразование координат точек с известными значениями показателя;
- 2) фиксация точек пересечения контура залежи с линиями квадратной сетки;
- 3) поиск точек, близлежащих к узлам сетки;
- 4) установление интерполированных значений в узлах сетки.

Преобразование координат точек представлено на рис. X.4. Пусть на площади залежи в точках $1, 2, \dots, i, N$ с координатами $x_1y_1, x_2y_2, \dots, x_iy_i, \dots, x_Ny_N$ известны значения изучаемого показателя $c_1, c_2, \dots, c_i, \dots, c_N$. Примем шаг сетки равным Δ . Пусть φ — простирание залежи. Ось X' совпадает с простиранием залежи. Точка с координатами x_0, y_0 фиксирует начало координат. При этих условиях преобразованные значения координат точек найдутся по формулам [36]

$$\left. \begin{aligned} x'_i &= \frac{(x_i - x_0) \cos \varphi + (y_i - y_0) \sin \varphi}{\Delta}; \\ y'_i &= \frac{(y_i - y_0) \cos \varphi - (x_i - x_0) \sin \varphi}{\Delta}. \end{aligned} \right\} \quad (X.8)$$

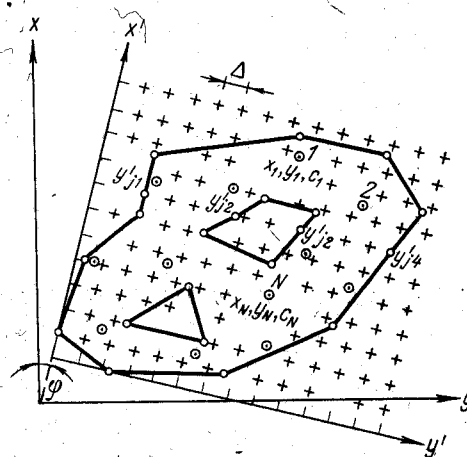
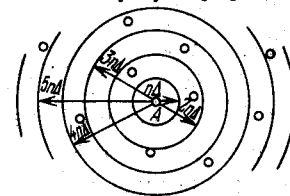


Рис. X.4. К описанию метода сеток [36]

Рис. X.5. Поиск точек, ближайших к узлу A [36]



В контуре залежи, в котором находят интерполированные значения показателя, фиксируются точки пересечения контура с линиями сетки, параллельными оси Y' . Координаты угловых точек систем замкнутых многоугольников определяют контуры залежи.

Найдем значения координат y_{ik} точек пересечения продольных линий сетки и расположим эти значения для каждой линии в порядке возрастания. При этом каждый нечетный отрезок, концы которого фиксируются координатами y_{ik} , будет расположен вне залежи, а каждый четный — внутри ее. Так, на рис. X.4 участки j -й линии сетки, принадлежащие залежи, имеют координаты от y_{j1} до y_{j2} и от y_{j2} до y_{j4} . Совокупность y_{jk} дает полную информацию о расположении контура залежи в форме, удобной для реализации сеток. Поиск точек, ближайших к узлу сетки, рекомендуется осуществлять следующим образом. Пусть требуется выбрать M точек, ближайших к некоторому узлу сетки A (рис. X.5). Обозначим через $n\Delta$ радиус круга с центром в узле A и выполним условия:

а) если расстояние между узлом A и некоторой известной точкой $i < n\Delta$, то такая точка считается ближайшей к узлу и выбирается для интерполирования при условии, что до этого в круге указанного не нашлось необходимого количества M точек;

б) если в круге радиусом $n\Delta$ выбраны все точки, но их оказалось меньше M , то дальнейший поиск и выборка точек происходит в кольцах, ограниченных окружностями с радиусами $n\Delta - 2n\Delta$; $2n\Delta - 3n\Delta$ и т. д., до выборки всех M точек.

Интерполированные значения показателя определяются для каждого узла сетки в контуре залежи. В разное время предложен ряд приемов интерполирования на узлы сетки. В системе программ, разработанных ВНИМИ, использованы методы наименьших квадратов, средних и статистически оптимальной интерполяции (в стационарной и нестационарной постановке).

При использовании метода наименьших квадратов принимается, что в окрестностях узла интерполирования изменения показателя с достаточной точностью описываются уравнением плоскости

$$\bar{c} = t + ax' + by'. \quad (X.9)$$

Если координаты узла принять за начало, то условие минимума суммы квадратов отклонений выразится в виде [36]

$$\sum_{i=1}^M (c_i - \bar{c}_i)^2 = \sum_{i=1}^M [c_i - [a(x'_i - x'_A) + b(y'_i - y'_A) + t]]^2 = \min, \quad (X.10)$$

где c_i и $\bar{c}_i$ — соответственно фактические и интерполированные значения показателя в точках с координатами x'_i и y'_i ; x'_A и y'_A — координаты узла A ; M — число ближайших точек.

Интерполированное значение показателя в узле A при условии найдется по формуле [36]

$$c_A = \frac{\begin{vmatrix} \sum_{i=1}^M c_i & \sum_{i=1}^M \Delta x'_i & \sum_{i=1}^M \Delta y'_i \\ \sum_{i=1}^M c_i \Delta x'_i & \sum_{i=1}^M \Delta x'^2_i & \sum_{i=1}^M \Delta x'_i \Delta y'_i \\ \sum_{i=1}^M c_i \Delta y'_i & \sum_{i=1}^M \Delta x'_i \Delta y'_i & \sum_{i=1}^M \Delta y'^2_i \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} M & \sum_{i=1}^M \Delta x'_i & \sum_{i=1}^M \Delta y'_i \\ \sum_{i=1}^M \Delta x'_i & \sum_{i=1}^M \Delta x'^2_i & \sum_{i=1}^M \Delta x'_i \Delta y'_i \\ \sum_{i=1}^M \Delta y'_i & \sum_{i=1}^M \Delta x'_i \Delta y'_i & \sum_{i=1}^M \Delta y'^2_i \end{vmatrix}} \quad (X.11)$$

где $\Delta x'_i$ и $\Delta y'_i$ — соответственно приращение координат $x'_i - x'_A$ и $y'_i - y'_A$.

Интерполяция методом средних состоит из двух этапов. На первом этапе находится подходящая степенная функция, описывающая изменение весовых коэффициентов в зависимости от расстояния между точками. Указанное изменение в зависимости от расстояний d_i между ближайшими точками и узлом интерполирования достаточно точно описывается функцией $K^{-\alpha}$. Потом интерполированное значение показателя как среднее взвешенное найдется по формуле [36]

$$\bar{c}_A = \frac{\sum_{i=1}^M c_i d_i^{-\alpha}}{\sum_{i=1}^M d_i^{-\alpha}}. \quad (X.12)$$

По первому этапу требуется найти такой показатель степени в выражении (X.12), при котором для точек с известными значениями изучаемого показателя соблюдалось бы условие минимума квадратов разностей между фактическими и интерполированными значениями показателя. Для этой цели в машине фиксируется таблица значений $\alpha = 0,0; 0,5; 1,0; 2,0; \dots$. Для каждой i -й точки с известными значениями c_i выбираются M ближайших точек и по формуле (X.12) со всеми табличными значениями α определяются интерполированные значения показателя, составляются квадраты разностей между ними для каждого α и накапливаются суммы вида $\sum_{i=1}^n (c_i - c_{i\text{инт}})^2$. Оптималь-

ное значение показателя степени α_0 находится по минимальной сумме квадратов таких разностей.

Второй этап сводится к определению во всех узлах сетки, попавших в контур залежи, интерполированных значений показателя по формуле (X.12) при α_0 .

Статистически оптимальное интерполирование базируется на следующих предположениях. Принимается, что неизвестное значение показателя $\bar{c}_0$ в узле O может быть выражено через известные значения показателя в M ближайших точках c_i ($i = 1, 2, \dots, M$) линейной комбинации вида

$$\bar{c}_0 = \sum_{i=1}^M p_i c_i. \quad (X.13)$$

Задача заключается в определении оптимальной системы значений p_i .

Условия оптимальности имеют вид

$$\sigma_u^2 = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \left(\bar{c}_i - \sum_{i=1}^M p_i c_i \right)^2 = \min, \quad (X.14)$$

где σ_u^2 — дисперсия погрешностей интерполирования; N — общее число точек.

Выполненный во ВНИМИ [36] сравнительный анализ точности приведенных выше способов интерполирования показывает, что применительно к перечисленным месторождениям и показателям метод средних по точности очень близок к методу оптимальной интерполяции. Метод наименьших квадратов лучше показал себя в условиях отчетливо выраженной закономерной составляющей изменчивости и, наоборот, хуже — в условиях интенсивной незакономерной колеблемости.

Следует отметить, что использование метода статистически оптимальной интерполяции в ряде случаев не оправдывает вычислительных трудностей, связанных с его реализацией, вызываемых нестационарностью изучаемых полей. Однако во ВНИМИ разработана программа, реализующая этот метод в указанных условиях. При этом считается, что всякая закономерность изменения изучаемого показателя аппроксимируется суммой двух составляющих:

$\bar{c}(x, y)$ — некоторой функцией, описываемой полиномом (X.1);
 $\delta(x, y)$ — стационарной по отношению к корреляционной функции или случайной функцией с переменной дисперсией $D(x, y)$.

Интерполяция включает определение по методу наименьших квадратов функции $\bar{c}(x, y)$ и вычисление остатков

$$\delta(x_i, y_i) = c(x_i, y_i) - \bar{c}(x_i, y_i). \quad (X.15)$$

Приемы интерполирования, используемые при формировании цифровых моделей, предназначены в основном для случаев, когда необходимо производить сглаживание при малой представительности единичных (исходных) данных.

§ 3. СТАТИСТИЧЕСКИЕ ЦИФРОВЫЕ МОДЕЛИ

Статистические цифровые модели представляют одну из форм математического моделирования случайных процессов. Наибольший эффект цифровые модели дают в том случае, если их конструирование, а также все исследования выполняются на ЭВМ.

Различают одномерные и двумерные цифровые модели. Одномерные цифровые модели позволяют исследовать и решать одномерные вероятностно-статистические задачи. Двумерные модели применяются для исследования и решения двумерных вероятностно-статистических задач, в которых исследуемый случайный процесс зависит от двух случайных переменных X и Y , образующих систему взаимосвязанных случайных величин.

Сущность метода статистического цифрового моделирования в применении к исследованию и решению вероятностно-статистических задач при геометризации и подсчете запасов месторождений состоит в следующем [13].

На основе большого числа (порядка нескольких сот) проб и замеров мощности рудного тела строят частные распределения $f(X)$, $\varphi(Y)$ содержания компонента и мощности рудного тела. Если исследуют и решают одномерные задачи, то каждое из частных распределений $f(X)$, $\varphi(Y)$ можно рассматривать как одномерную цифровую модель. В тех случаях, когда решаемые задачи носят двумерный характер, для конструирования двумерной цифровой модели используют оба частных распределения. Предварительно по данным опробования и замеров мощности вычисляют коэффициент корреляции $r_{x,y}$.

Одномерная цифровая модель представляет матрицу (сетку квадратов), в условных точках которой в случайном порядке записаны числа $x_1, x_2, x_3, \dots, x_n$, представляющие, например, значения содержания компонента в пробах. Двумерная цифровая модель представляет такую же матрицу, но в узловых ее точках записывают два числа: $x_1, y_1; x_2, y_2; \dots; x_N, y_N$. Числа x_i, y_i должны быть подобраны в пары так, чтобы коэффициент корреляции $r'_{x,y}$ модели был бы равен значению $r_{x,y}$, вычисленному для данного рудного тела или месторождения.

С помощью цифровых моделей можно получать достаточно надежные вероятностно-статистические данные и выводы только в том случае, если объем модели (число значений x или пар x, y) будет достаточно большим (порядка нескольких тысяч). Сконструировать такую модель и выполнить на ней необходимые исследования практически можно только с помощью ЭВМ.

При конструировании двумерной цифровой модели на ЭВМ частные распределения $f(X)$, $\varphi(Y)$ обычно задают в виде двух таблиц распределений. Число классов в таблицах должно быть достаточно большим, чтобы каждое распределение было представлено без существенных искажений. Причем чем более асимметрично частное распределение показателя, тем большее число классов должна содержать таблица распределения этого показателя.

Объем цифровой модели определяется техническими характеристиками и возможностями ЭВМ (главным образом объемом оперативной памяти). При конструировании двумерных моделей их объем обычно ограничивается 5—10 тысячами пар x_i, y_i . При вводе исходной информации в ЭВМ матрица преобразуется в последовательность пар чисел: $x_1, y_1; x_2, y_2; x_3, y_3; \dots; x_N, y_N$.

Пусть генеральный коэффициент $r_{x,y}$, при котором необходимо сконструировать модель, задан в некотором интервале $r_1 < r_{x,y} < r_2$. Получить заданное значение $r_{x,y}$ в модели можно бесчисленным множеством вариантов образования пар x_i, y_i ($i=1, 2, 3, \dots, N$). Однако из всего этого множества вариантов необходимо выбрать такой, который обеспечивал бы минимальную затрату машинного времени на конструирование модели и примерно одно и то же значение коэффициента корреляции $r_{x,y}$ на всех интервалах последовательности x_i, y_i ($i=1, 2, 3, \dots, N$). Для

этого всю последовательность пар чисел x_i, y_i ($i=1, 2, 3, \dots, N$) делят на группы по 40—50 пар в каждой группе. Далее в каждой группе значения x и y выстраивают в два вариационных ряда: $x_1 < x_2 < x_3 < \dots < x_{50}$, $y_1 < y_2 < y_3 < \dots < y_{50}$. При таком сопоставлении значений x_i, y_i в каждой группе будут получены максимально возможные положительные групповые коэффициенты корреляции. Чтобы получить заданное значение $r_{x,y}$ в интервале r_1, r_2 используют последовательное приближение по схеме, изображенной в табл. X.2 [13].

Таблица X.2

Циклы перестановок y относительно x											
0	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
x_1	y_1	y_2	y_2	y_4	y_4	y_6	y_6	y_8	y_8	y_{10}	y_{10}
x_2	y_2	y_1	y_4	y_2	y_6	y_4	y_8	y_6	y_{10}	y_8	y_9
x_3	y_3	y_4	y_1	y_6	y_2	y_8	y_4	y_{10}	y_6	y_9	y_8
x_4	y_4	y_3	y_6	y_1	y_8	y_2	y_{10}	y_4	y_9	y_6	y_7
x_5	y_5	y_6	y_3	y_8	y_1	y_{10}	y_2	y_9	y_4	y_7	y_6
x_6	y_6	y_5	y_8	y_3	y_{10}	y_1	y_9	y_2	y_7	y_4	y_5
x_7	y_7	y_8	y_5	y_{10}	y_3	y_9	y_1	y_7	y_2	y_5	y_4
x_8	y_8	y_7	y_{10}	y_5	y_9	y_3	y_7	y_1	y_5	y_2	y_3
x_9	y_9	y_{10}	y_7	y_9	y_5	y_7	y_3	y_5	y_1	y_3	y_2
x_{10}	y_{10}	y_9	y_9	y_7	y_7	y_5	y_5	y_3	y_3	y_1	y_1

На схеме видно, что в первых двух колонках значения x и y выстроены в два вариационных ряда, так что с максимальными значениями x сопоставляются максимальные значения y и с минимальными значениями x — минимальные значения y . Чтобы уменьшить полученное наибольшее значение коэффициента корреляции, последовательность значений x_i оставляют прежней, а последовательность y_i меняют, переставляя в колонке каждую пару чисел. Процедуру повторяют до тех пор, пока коэффициент корреляции в группе не войдет в заданный интервал. Таким путем можно получить любое значение коэффициента корреляции от максимально возможного положительного до максимально возможного отрицательного (в правой части табл. X.2).

Схема представляет эвристический алгоритм, она обеспечивает одинаковое участие всех значений x, y в формировании за-

данного коэффициента корреляции, поскольку малые значения y постепенно опускаются в колонках сверху вниз, а большие значения поднимаются снизу вверх. Иначе говоря, схема полностью удовлетворяет требованиям статистической однородности корреляции модели и минимизации вычислительных операций.

После того как групповые коэффициенты корреляции получены в заданном интервале, производится случайное перемешивание пар x_i, y_i в каждой группе. Таким путем достигается случайный и независимый порядок расположения пар в группах (рендомизация условий эксперимента).

Исследование и решение поставленной вероятностно-статистической задачи осуществляется на модели путем образования всех возможных непересекающихся выборок, заданных объемов $n_1, n_2, n_3, \dots$, вычисления по выборкам, соответствующих выборочных оценок, статистик, погрешностей и построения их распределений, доверительных интервалов и т. д. Поскольку матрица модели преобразована в ЭВМ в последовательность пар чисел x_i, y_i ($i=1, 2, 3, \dots, N$) образование выборок на ЭВМ осуществляется путем задания шагов h , через которые отбираются пары x_i, y_i . Весьма желательно для «чистоты эксперимента», чтобы шаги h были бы кратны объему модели N . В этом случае при заданном шаге h все выборки будут иметь один и тот же объем n_i , так как $h \cdot n_i = N$.

Исследование и решение конкретной вероятностно-статистической задачи на основе метода статистического цифрового моделирования производится на ЭВМ по специальной программе, которая реализует постановку, исследование и решение задачи. Алгоритм исследуемой задачи разрабатывают отдельно и независимо от методики конструирования статистических цифровых моделей.

Метод статистического цифрового моделирования случайных процессов на ЭВМ позволяет исследовать и решать достаточно широкий круг вероятностно-статистических задач при разведке, геометризации и подсчете запасов месторождений. К таким задачам, в частности, относятся следующие:

1) исследование эффективности применения средневзвешенных и среднеарифметических оценок параметров запасов в различных геолого-статистических условиях, построение вероятностных программ для решения проблемы;

2) исследование влияния пространственной изменчивости показателей месторождения (содержания компонента, мощности рудного тела) на эффективность той или иной оценки параметров запасов;

3) исследование эффективности существующих или разрабатываемых способов определения и ограничения угаданных значений содержания компонента в пробах в зависимости от геолого-статистических особенностей конкретного месторождения и объема разведочной выборки;

4) исследование смещенности оценок некоторых статистик (среднего значения величины, дисперсии, коэффициента вариации, коэффициента корреляции, критериев проверки статистических гипотез и др.) в зависимости от асимметричности исходных частных распределений двумерной модели, корреляции показателей месторождений и объема выборки;

5) определение оптимальных значений уровня значимости при решении альтернативных вероятностных задач;

6) определение объема разведочной выборки в условиях случайной изменчивости корреляции показателей месторождения, при котором среднее значение изучаемого показателя определяется с заданной погрешностью при заданной ее вероятности;

7) экспериментальная проверка и подтверждение вероятностных теорий, гипотез и теорем, изучение нормализации выборочных распределений величин и др.

Изучение распределений значений содержания компонентов и мощности рудных тел на различных месторождениях показывает, что эти распределения могут быть самыми разнообразными. Например, распределения содержания золота, ртути, серебра, молибдена, свинца и многих других металлов обладают резко выраженной положительной асимметрией. Распределения железа в большинстве железорудных месторождений имеют не очень выраженную отрицательную асимметрию или приближаются к нормальному закону.

Распределения мощности рудных тел также в большинстве своем в той или иной степени асимметричны. При этом встречаются распределения как положительно, так и отрицательно асимметричные.

Таким образом, в геологии существует множество двумерных моделей, каждая из которых обладает своими статистическими свойствами и особенностями.

Все многообразие моделей можно подразделить на несколько групп в зависимости от знаков асимметрий A_x , A_y плотностей распределения $f(x)$, $\varphi(y)$ содержания компонента и мощности рудного тела.

На рис. X.6. показана классификация двумерных моделей. Все модели разделены на 9 групп. В первую группу отнесены модели, у которых плотности частных распределений имеют положительные асимметрии ($A_x > 0$, $A_y > 0$). Вторую группу составляют модели, у которых плотности частных распределений имеют отрицательные асимметрии ($A_x < 0$, $A_y < 0$). 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 показателей ($r_{xy} > 0$) и подгруппу моделей с отрицательной корреляцией показателей ($r_{xy} < 0$). В левой части таблицы схематично показаны кривые плотностей частных распределений $f(x)$, $\varphi(y)$.

Классификация двумерных моделей используется при конструировании моделей и исследовании вопросов влияния величин и знаков асимметрии A_x , A_y на характеристики и оценки случайного процесса.

Группа	Типы кривых плотностей распределений $f(x), \varphi(y)$	Асимметрии A_x, A_y	$r_{xy} > 0$	$r_{xy} < 0$
			$0,1 < r_{xy} < 0,5$	$0,1 < r_{xy} < 0,5$
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. X.6. Классификация двумерных моделей. [13].

Основные достоинства метода двумерных цифровых моделей состоят в следующем:

1) метод позволяет моделировать геолого-статистические условия конкретного месторождения, поскольку в нем использу-

ются фактические разведочные данные в виде эмпирических распределений содержания компонента, мощности рудных тел и других показателей (при этом моделируется случайная изменчивость показателей, их корреляция, частные законы распределения);

2) возможности получения истинного значения среднего содержания компонента, мощности рудного тела для модели и вычисления истинных погрешностей выборочных значений;

3) позволяет получать на модели всевозможные непересекающиеся выборки данного объема, строить распределения оценок и их погрешностей, определять эффективность применения оценок, изучать эволюцию распределений оценок и их погрешностей в зависимости от объема разведочной выборки и вида частных распределений показателей x и y ;

4) изменив характеристики модели (частные распределения, коэффициент корреляции) и объем выборки, можно проследить, какие факторы влияют на эффективность оценок.

Метод цифровых моделей как метод статистического моделирования позволяет получать наиболее полные и всесторонние экспериментальные результаты при исследовании и решении вероятностно-статистических задач.

§ 4. АВТОМАТИЧЕСКОЕ ПОСТРОЕНИЕ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ГРАФИКОВ

Внешние устройства ЭВМ дают возможность после обработки полученной информации представлять ее в удобном для восприятия и использования графическом виде.

Более доступным устройством для схематического представления таких графиков является алфавитно-цифровое печатающее устройство (АЦПУ), которое имеет набор цифр, букв и знаков русского и латинского алфавитов. Ширина строки печати содержит обычно 128 таких символов.

Заменяя однородные данные одинаковыми символами и печатая эти символы в определенной последовательности, можно с помощью АЦПУ получить качественную картину пространственного размещения изучаемого показателя.

Планы с соблюдением норм точности и в необходимом масштабе могут быть получены с помощью электрокоординатографов. Электрокоординатограф представляет собой чертежный стол, по которому перемещается головка, снабженная чертежным пером. В комплект входит устройство для преобразования алфавитно-цифровой информации в сигнал перемещения чертежной головки.

Прибор может работать автономно, если исходная информация оформлена на перфолентах или магнитных лентах, или в непосредственной связи с ЭВМ.

Электрокоординатограф может наносить на график точки по

заданным координатам, вычерчивать отрезки прямых линий, дуги окружностей, кривые, делать необходимые надписи. Точность нанесения точек на современных координатографах колеблется в пределах от 0,05 до 0,5 мм. Используемая скорость движения чертежной головки колеблется от 5 до 20 м/мин. Серийно выпускаются электрокоординатографы марок ДРП-3м, ДГУ, «Атлас», ЭМ-703, некоторые вычислительные центры используют электрокоординатографы иностранных марок («Cartimat», «Vensan—France» и др.).

Использование АЦПУ и электрокоординатографов требует наличия программно реализованных алгоритмов на выполнение соответствующих чертежей. В связи с широким применением в горно-геометрических графиках метода изолиний, операция построения последних является часто выполняемой.

Ниже приводятся краткие сведения о двух алгоритмах, лежащих в основе операции построения изолиний. Первый алгоритм обеспечивает построение изолиний на АЦПУ, а второй — формирование данных для автоматического вычерчивания изолиний на электрокоординатографе. Оба алгоритма представлены в виде программы для ЭВМ.

В первом алгоритме исходными данными являются значения изучаемого показателя в узлах правильной сетки, записанные построчно во внешней памяти ЭВМ. Для обоснования выбора величины сечения изолиний h должна быть выполнена оценка изменчивости показателя тем или иным методом. При применении для этих целей, например, метода конечных последовательных разностей можно воспользоваться формулами (VII.30) и (VII.46), позволяющими с большей вероятностью ожидать, что $P_{ск/пр}$ не будет превосходить h_{min} .

Приведенными положениями следует руководствоваться в случаях, когда величина h , определяемая кроме точности построения на графике рядом других практических соображений, соизмерима с критерием оценки изменчивости показателя (в данном случае с величиной $P_{ск/пр}$). Они чаще используются при построении в изолиниях качественных графиков. В условиях же наклонного и крутого падения залежей выбор сечения изогипс в основном определяется технологическими параметрами, например высотой этажа.

После установления величины сечения изолиний h формируется таблица интервалов, кратных сечению h . Началом таблицы является минимальное значение показателя, кратное h . Для каждого интервала устанавливается соответствующий символ (буква или цифра).

Интерполированные значения показателя в узлах сетки анализируются по принадлежности к тому или иному интервалу и заменяются соответствующими символами, которые затем печатаются на АЦПУ. Здесь строки символов соответствуют продольным линиям сетки, а столбцы — поперечным линиям.

Для перехода от полученного графика к графику в изолиниях последние строятся вручную путем проведения линий, определяющих разные символы (см. рис. X.1).

Исходными данными для вычерчивания изолиний на электрокоординатографе являются координаты упорядоченной последовательности точек на линии. Порядок записи точек соответствует движению пера электрокоординатографа при вычерчивании изолиний.

Алгоритм формирования массивов координат точек используется в качестве исходной цифровой модели значения показателей в вершинах, прилежащих друг к другу треугольников (рис. X.7).

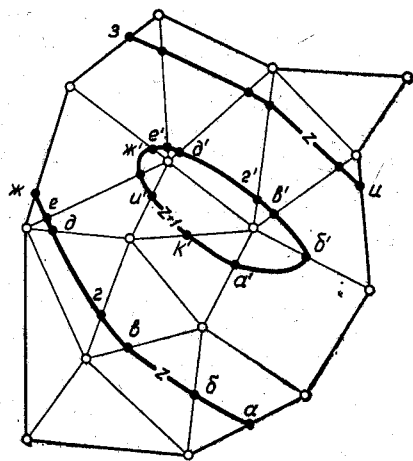


Рис. X.7. Построение изолиний на электрокоординатографе [36]

Различают изолинии разомкнутые, имеющие начало и конец на контуре, и замкнутые внутри контура. Формирование разомкнутых изолиний со значениями показателя начинается с нахождения на контуре залежи всех точек, принадлежащих этим изолиниям (точки $a, ж, з, и$), записи их координат в промежуточный массив K и подсчета числа таких точек. Затем для изолинии со значением x формируется массив P координат пар точек, лежащих на сторонах треугольников, внутри контура (пары $a-b, б-в, в-г$ и

т. д.). Каждая пара соответствует отрезку изолинии внутри треугольника. Одновременно ведется подсчет числа таких пар. После этого из промежуточного массива K контурных точек выбираются координаты точки, принадлежащей изолинии (например, координаты точки a), и в массиве P отыскивается пара точек, в которой координаты одной из точек совпадают с выбранными из массива K (пара $a-b$). Ко второй точке этой пары (точке $б$), в свою очередь, состыковывается следующая пара с общей точкой. Подобным образом находятся все точки изолинии до совпадения последней найденной точки с контурной точкой массива K (точкой $ж$). Остальные разомкнутые участки изолинии со значением z показателя формируются аналогично до тех пор, пока не будут использованы все точки массива K .

При формировании замкнутой изолинии за начало принимается одна из точек пар, лежащих на сторонах треугольников внутри контура залежи, не использованных при формировании предыдущих изолиний (например, точка a'): С ней состыковы-

вается следующая пара с общей точкой. Процесс формирования изолиний продолжается до тех пор, пока координаты последней точки пристыкованной пары не совпадут с координатами начальной точки.

Массивы точек, сформированных описанным способом, являются геометрической основой выполнения операции по вычерчиванию изолиний на электрокоординатографе. Плавность кривых, соединяющих эти точки, обеспечивается специальным устройством, входящим в комплект электрокоординатографа (интерполятором), или с помощью соответствующих стандартных программ, разрабатываемых для ЭВМ.

Здесь кратко по работе [36] приведены сведения по автоматическому построению изолиний на электрокоординатографе.

Автоматическое построение горно-геометрических графиков на электрокоординатографе должно обеспечивать общепринятую последовательность выполнения чертежных операций (построение координатной сетки, нанесение точек опорной сети и основных ситуационных контуров с необходимыми надписями, построение изолиний получаемого показателя и т. д.).

Математическое моделирование расширяет возможности геометризации месторождений полезных ископаемых, ставит зарекомендовавший себя метод обработки и использования геолого-маркшейдерской информации при разведке и обработке месторождений на более высокую ступень.

РАЗДЕЛ ЧЕТВЕРТЫЙ

ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ

ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ГЛАВА XI

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ ЗАПАСОВ ПО СТЕПЕНИ ИЗУЧЕННОСТИ И РАЗВЕДАННОСТИ

Изучение месторождений полезных ископаемых завершается их оценкой, одним из существенных элементов которой является подсчет запасов. Подсчет запасов в условиях социалистической системы хозяйства подчинен основному требованию строго учета богатств недр и рационального их использования в интересах народного хозяйства. Подсчет запасов с технической стороны представляет собой определение с той или иной степенью точности количества и качества полезного ископаемого, находящегося в недрах того или иного месторождения. Излагаемые ниже сведения имеют в виду подсчет запасов твердых полезных ископаемых.

Подсчет запасов производится с целью:

- а) оценки месторождения и обоснования проекта предприятия;
- б) обоснования эксплуатационных смет, производственных и капитальных затрат;
- в) учета движения запасов и планирования добычи;
- г) ведения практических расчетов при эксплуатации месторождения.

Разведанные запасы полезного ископаемого каждого месторождения по результатам подсчета их утверждаются в зависимости от значения месторождения Всесоюзной комиссией по запасам полезных ископаемых (ВКЗ) или районной (территориальной) комиссией по запасам полезных ископаемых (ТКЗ).

Это утверждение является официальной оценкой промышленного значения месторождения и служит законным основанием для проектирования предприятия в целом или его расширения.

Результаты подсчета запасов дают в объемных (m^3) или весовых единицах (т), для драгоценных и редких металлов тоже в весовых единицах (кг). Все входящие в подсчет величины выражаются в метрической системе мер.

Запасы подсчитываются по всему месторождению и по отдельным его частям. Последнее вызывается необходимостью

разделения запасов на категории и группы по степени изученности их, условиям залегания, свойствам полезного ископаемого, подготовленности к добыче и другим признакам.

Подсчет запасов производится на разных этапах разведки и разработки месторождения, начиная от оценки их в момент открытия, затем по завершении отдельных стадий разведки и, наконец, в период эксплуатации, когда запасы определяются с учетом прироста их по данным эксплуатационной разведки и убыли — по данным добычи.

В разработке теории и практики подсчета запасов большая заслуга принадлежит отечественным специалистам, разработавшим ряд основных методов подсчета, получивших мировое признание. К ним, в частности, относятся методы В. И. Баумана, А. К. Болдырева, Ф. Н. Шклярского, П. К. Соболевского и других, применяемые при подсчете запасов твердых полезных ископаемых.

Большую методическую работу ведет ВКЗ, которой разработаны методические инструкции по учету и классификации запасов всех видов минерального сырья.

Маркшейдер на разных стадиях изучения и освоения месторождений полезных ископаемых принимает участие в подсчете запасов полезного ископаемого, обеспечивая геометрическую основу подсчета и производя подсчет, особенно при ежегодных пересчетах запасов на действующих предприятиях и при ведении учета движения запасов, потерь и разубоживания.

При подсчете, утверждении и учете запасов полезного ископаемого на горном предприятии руководствуются действующей классификацией запасов.

Классификация запасов месторождений твердых полезных ископаемых устанавливает единые принципы подсчета и учета запасов полезных ископаемых в недрах, а также принципы определения подготовленности запасов для промышленного освоения в зависимости от изучения месторождения.

Качество полезных ископаемых определяется в зависимости от их назначения и технологии переработки, а также с учетом необходимости наиболее полного и комплексного использования основных и сопутствующих ценных компонентов.

Запасы полезных ископаемых подсчитываются и учитываются по наличию в недрах без вычета потерь при их добыче, обогащении или переработке, состав и свойства полезных ископаемых определяются в их природном состоянии независимо от возможного разубоживания при добыче.

Запасы полезных ископаемых подсчитываются и учитываются в весовом выражении, за исключением минерального сырья, измеряемого при использовании в объемных единицах.

Запасы полезных ископаемых по их народнохозяйственному значению разделяются на две группы, подлежащие отдельному подсчету, утверждению и учету.

Балансовые запасы — запасы, использование которых экономически связано и которые должны удовлетворять кондициям, устанавливаемым для подсчета запаса в недрах.

Забалансовые запасы — запасы, использование которых в настоящее время экономически нецелесообразно вследствие малого количества, малой мощности залежей, низкого содержания ценных компонентов, особой сложности условий эксплуатации, необходимости применения очень сложных процессов переработки, но которые в дальнейшем могут явиться объектом промышленного освоения.

Запасы полезных ископаемых в охранных целиках шахт, транспортных магистралей и других капитальных сооружений подсчитывают отдельно и относятся к балансовым, если они удовлетворяют кондициям. Запасы широко распространенных строительных материалов в указанных целиках могут не подсчитываться.

Кондиции для подсчета запасов полезных ископаемых в недрах устанавливаются соответствующими государственными органами для каждого месторождения (или группы месторождений, аналогичных по геологическим и экономическим условиям) на основании технико-экономических расчетов, исходя из условий эксплуатации месторождения, количества запасов полезного ископаемого в нем, необходимости наиболее полного комплексного использования полезного ископаемого, его ценности и технологии переработки.

Категории запасов. Запасы месторождений полезных ископаемых подразделяются в зависимости от степени разведанности месторождений, изученности качества сырья и горнотехнических условий разработки месторождений на четыре категории: А, В, С₁ и С₂, которые характеризуются следующими условиями:

Категория А — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающие полное выяснение условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, полное выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их соотношения пространственного положения, выделение и оконтуривание безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого, полное выяснение качества, технологических свойств 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, основных технологических свойств полезного ископаемого и основных природных факторов, определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ.

Контур запасов полезных ископаемых определен по данным разведочных выработок с включением (при устойчивой мощности и выдержанном качестве полезного ископаемого) ограниченной зоны экстраполяции.

Категория С₁ — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение в общих чертах условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, его природных типов и промышленных сортов, качества, технологических свойств, а также природных факторов, определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ.

Контур запасов полезных ископаемых определен на основании разведочных выработок и экстраполяции по геологическим и геофизическим данным.

Категория С₂ — 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 или по аналогии с изученными участками.

Качество полезного ископаемого определено по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведочных участков.

Контур запасов полезных ископаемых принят в пределах геологических благоприятных структур и комплексов горных пород.

Соотношение запасов различных категорий на разрабатываемых месторождениях устанавливается в каждом отдельном случае предприятиями, осуществляющими эксплуатацию, исходя из необходимости обеспечения нормального ведения горно-подготовительных и очистных работ в соответствии с производственными планами предприятий.

§ 2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

Подсчет запасов полезного ископаемого производится в пределах построенного контура балансовых запасов, который будем считать известным. Подсчет выполняется в объемной или весовой мере. В том и другом случае необходимы величины, характеризующие залежь и полезное ископаемое в отдельных точках, являющихся исходными. К ним относятся: мощность залежи, плотность полезного ископаемого и содержание полезных компонентов.

Мощность залежи. Для подсчета запасов полезного ископаемого в объемной мере необходимо определение среднего значения мощности залежи в пределах выделенного контура (блока, участка), по которому производится подсчет. Представление о среднем значении мощности складывается из определения ее в отдельных точках.

Мощность залежи, имеющей четкие контакты с вмещающими породами, измеряется непосредственно в выработках при опробовании и документации. Если залежь разделяется на различные сорта, то измеряется мощность каждого сорта.

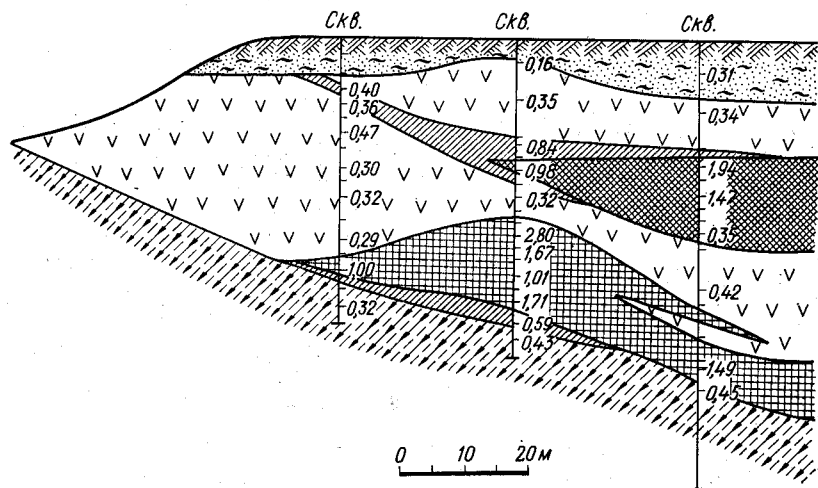


Рис. XI.1. Определение мощности рудных тел по данным опробования

Мощность рудных тел, не имеющих отчетливых границ с вмещающими породами, измеряется по результатам опробования. На рис. XI.1 представлена схема определения мощности рудных тел по данным опробования. Здесь выделяются два линзовидных, почти горизонтальных тела никелевых руд коры выветривания. Границы их неотчетливы и контуры их определяются только по результатам опробования.

Для ряда способов подсчета требуется вывод средней мощности по залежи или части ее, запасы которой подсчитываются отдельно. Во всех случаях более или менее равномерного распределения пунктов замера мощностей среднее значение мощности определяется как среднее арифметическое. При неравномерном распределении мест замера залежи, не обладающей закономерным изменением мощности, среднее значение мощности находится так же, как среднее арифметическое. В случае устойчивого и закономерного изменения при резком неравномерном

распределении точек замера мощностей средняя мощность залежи определяется как среднее взвешенное на длины или площади, тяготеющие к измеренным мощностям. Мощность залежи в скважинах может определяться, так же как и содержание полезного компонента, методом геофизических измерений. Результаты, оценка этих измерений при их использовании должны учитываться в соответствии с методическими рекомендациями по данному вопросу.

Точность определения мощности колеблется в широких пределах и зависит от величины мощности, четкости контакта, способа и плотности определения, а также ее изменчивости и определяется величиной технических погрешностей (погрешностей измерений) и погрешностей аналогии. Те и другие для рассматриваемых условий должны устанавливаться по результатам экспериментальных и производственных наблюдений.

Плотность полезного ископаемого. Для определения балансовых запасов в весовой мере находится среднее значение плотности R полезного ископаемого по представительному числу определений. При необходимости устанавливаются корреляционные связи между плотностью полезного ископаемого и содержанием полезного компонента или балластными примесями.

Учет пористости, трещиноватости и кавернозности полезного ископаемого при подсчете запасов вызывает необходимость использования объемной плотности.

Плотность полезного ископаемого находится лабораторным или полевым методом. В лабораториях плотность определяют взвешиванием типичных образцов.

Полевой способ состоит в валовой выемке полезного ископаемого, его взвешивании на технических весах и точном определении объема выемки. Валовой способ определения R более дорогой и сложный. Для рыхлых, сильно трещиноватых и кавернозных руд применение его обязательно. Полевые определения R являются эталонными для лабораторных определений.

Плотность определяется для каждого сорта (марки) полезного ископаемого. Оценка определения их позволяет считать, что для надежного нахождения R однородных полезных ископаемых достаточно 10—20, а для более сложных — 20—30 определений по каждому сорту.

Содержание полезных компонентов обычно определяется на высушенное в лаборатории полезное ископаемое, а R — при его естественной влажности. Так как влажность руды может быть значительная, то нельзя пренебрегать поправкой на влажность.

При этом пересчитывается R влажного полезного ископаемого на сухое по формуле

$$R_c = R_b \frac{100 - \omega}{100}, \quad (XI.1)$$

где R_c — плотность сухой руды; т/м³; R_b — плотность влажной руды; $\omega = 100 - \left(100 \frac{R_c}{R_b}\right)$ — влажность полезного ископаемого.

Влажность и, следовательно, R влажной руды зависит от ряда причин, например от глубины залегания, сезонного уровня грунтовых вод и др. Поэтому во избежание погрешностей R и ω должны определяться по одним и тем же пробам.

Содержание полезного компонента. При подсчете запасов большинства металлических и неметаллических полезных ископаемых кроме запасов руд подсчитываются запасы и полезных компонентов. Если даже не требуется подсчет полезного компонента, то характеристика сырья по содержанию компонентов является необходимой. При этом в качестве компонентов чаще выступают элементы и их окислы. Содержание полезных компонентов выражается по-разному, но для большинства металлических и неметаллических полезных ископаемых в %, а для руд благородных и ряда ценных металлов в г/т. Содержание благородных металлов в россыпях измеряется в граммах, алмазов — в каратах или миллиграммах, вольфрамит, монацит и др. — в килограммах на 1 м³.

Надежность определения содержания полезного компонента в руде устанавливается произведением контрольных анализов, результаты которых прилагаются к данным по подсчету запасов.

Контрольные анализы разделяют на внутренние и внешние. Внутренний контроль осуществляется в лаборатории, производящей основные анализы, путем анализа некоторого количества зашифрованных дубликатов проб. Внешний контроль осуществляется путем анализа части проб в другой, более оснащенной лаборатории.

Внутренний контроль вскрывает только случайные погрешности определения содержания. Внешний контроль способен вскрыть как случайные, так и систематические погрешности определения содержания.

В практике установилось выделение на внутренний контроль от 5 до 10% общего числа контролируемых проб. Число проб для внешнего контроля должно быть не менее 25 для каждого периода контроля. Заключение о наличии случайных или систематических погрешностей по контрольным анализам может быть сделано в первом приближении простым сопоставлением основных и контрольных анализов проб. При этом размеры отклонения контрольных анализов от основных по всему ряду проб дают возможность судить о степени точности работы лаборатории, а преобладающий знак отклонений — о систематической погрешности и об ее знаке. Более строгое заключение дает обработка рядов основных и контрольных анализов проб. При этом наиболее важным является установление величины

среднего значения систематической погрешности и точности этого определения.

Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых разработаны допустимые пределы средних случайных погрешностей определения параметров для распространенных видов минерального сырья.

Руды некоторых месторождений постепенно переходят во вмещающие породы. В этом случае контуры рудных тел проводятся по наименьшему содержанию металла в породе, которое представляет промышленный интерес. Такое минимальное содержание металла называется бортовым содержанием. Это название установилось при оконтуривании промышленных участков на россыпных месторождениях, позднее было перенесено на другие месторождения, т. е. вообще на все случаи, когда контуры тел полезных ископаемых ограничивались с учетом минимального краевого содержания ценного компонента.

В ряде случаев контур промышленного участка определяется с учетом содержания вредного компонента, имея при этом в виду максимально допустимое его содержание.

Определение бортового и среднего минимального содержания полезных компонентов в комплексных месторождениях производится двояко. Создается шкала комбинированных содержаний при разных соотношениях ценных компонентов. Например, может быть принята следующая шкала бортового содержания: 1% меди при отсутствии молибдена, 0,9% меди при 0,01 молибдена, 0,8% меди при 0,02% молибдена и т. д.

Минимальное содержание определяется по ведущему компоненту при отсутствии в пробах других компонентов. При наличии последних их содержание приравнивается к эквивалентному содержанию ведущего компонента, например к 1% содержания свинца приравнивается 0,75% меди плюс 2% цинка.

Среднее содержание полезного компонента часто определяется как среднее арифметическое. Однако в ряде случаев в зависимости от характера изменчивости показателя, размещения и плотности разведочных точек и др. определение среднего содержания полезного компонента производится путем взвешивания частных содержаний на длины, площади и объемы, к которым они тяготеют. Например, определение среднего содержания металла в руде по штреку при разных интервалах опробования вычисляется по формуле

$$c = \frac{c_1 l_1 + c_2 l_2 + \dots + c_n l_n}{l_1 + l_2 + \dots + l_n}, \quad (XI.2)$$

где c_1, c_2 — частные содержания металла по пробам; l_1, l_2 — расстояния по штреку, тяготеющие к пробам.

В случае изменчивой мощности и опробования через равные интервалы взвешивание частных содержаний производится по мощности.

При изменчивой мощности и разных интервалах опробывания взвешивание частных содержаний производится по мощностям и длинам, тяготеющим к пробам.

При определении среднего содержания в блоках, заключенных между двумя сечениями, взвешивание производится по площадям этих сечений. При вычислении средних содержаний для серии блоков взвешивание производится по тяготеющим объемам.

При определении среднего содержания металла в руде важное значение имеет учет проб с весьма высоким содержанием. Можно сделать вывод, заключающийся в том, что в случае подтверждения контрольным опробованием или сравнительной частой повторяемостью указанных содержаний они должны учитываться при определении средних содержаний металла в руде по отдельным выработкам в соответствии с частотой их появления.

§ 3. ПОСТРОЕНИЕ КОНТУРА БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ

Подсчет балансовых запасов производится в соответствующем контуре. Ранее было установлено, что линия, соединяющая крайние «рудные» разведочные выработки, фиксирует внутренний контур залежи. Границей внешнего контура залежи служит нулевой контур. Площадь, заключенная между ними, называется межконтурной полосой, в пределах которой разведанность и изученность запасов ниже, чем разведанность запасов во внутреннем контуре. Поэтому категория запасов в межконтурной полосе всегда ниже категории их во внутреннем контуре залежи.

В пределах межконтурной полосы располагается контур балансовых запасов, т. е. запасов, отвечающих действующим в данное время требованиям, предъявляемым народным хозяйством к балансовым запасам. Контур балансовых запасов часто называют рабочим контуром (синонимы — промышленный, кондиционный контуры). Таким образом, контур балансовых запасов является общим подсчетным контуром, в пределах которого выделяются и оконтуриваются подсчетные блоки в соответствии с необходимой дифференциацией запасов.

Построение контура балансовых запасов является ответственной операцией, основанной на учете всех разведочных данных, выявленных геологических закономерностей и на технико-экономических расчетах. При наличии кондиционных требований, предъявляемых к рабочему контуру, последний строится по минимальной промышленной мощности с учетом бортового содержания полезного (или вредного) компонента.

При оценке построения контура балансовых (кондиционных) запасов важно установить уровень надежности принятого решения, так как количество запасов, отвечающих предъяв-

ляемым требованиям, существенно зависит от заданного уровня надежности (доверительной вероятности).

Оптимальное значение уровня надежности можно получить, используя известную функцию «риска экспертизы» [3, 9]

$$R = q_1 p_1 + q_2 p_2, \quad (XI.3)$$

где q_1 — величина ущерба, возникающая в результате попадания в рабочий контур балансовых запасов залежи со значением параметра ниже кондиции, руб.; p_1 — вероятность появления таких запасов; q_2 — величина ущерба, возникающая в результате оставления балансовых запасов в окрестности установленной границы с кондиционным параметром, руб.; p_2 — вероятность этого события.

Границы устанавливаемого контура кондиционных запасов в общем случае проводятся по изолинии с отметкой

$$h_{гр} = h_{контд} + t M_{пл},$$

где $h_{контд}$ — граничное значение балансовых запасов (например, для угольного шахтопласта — минимальная промышленная мощность пласта или максимально допустимое содержание золы); t — параметр, определяющий надежность (доверительную вероятность) принятого решения; $M_{пл}$ — среднеквадратическая погрешность положения на плане изолинии $h_{гр}$, по которой определяется контур балансовых запасов.

В зависимости от значения t функция «риска экспертизы» принимает разные значения. Оптимальным $t_{опт}$ является такое его значение, при котором ущерб R будет минимальным.

Для установления $t_{опт}$ необходимо иметь следующие данные:

- 1) функцию распределения параметра;
- 2) значение кондиций по используемому параметру $h_{контд}$;
- 3) себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого, руб.;
- 4) оптовую цену реализации 1 т полезного ископаемого;
- 5) среднеквадратическую погрешность плана используемого параметра.

В качестве иллюстрации приведем пример оценки надежности определения оптимального положения контура кондиционных запасов по зольности пласта l_3 в границах шахты «Ждановская-Капитальная» [9].

Исходными данными для решения задачи послужили результаты детальной разведки участка и средние технико-экономические показатели по производственному объединению «Шахтерскантрацит».

Распределение зольности по пласту l_3 представлено на рис. XI.2. Утвержденные кондиции по содержанию золы $h_{Аконтд} = 40\%$; среднеквадратическая погрешность плана, установленная по данным геометризации показателя, $M_{пл} = \pm 6,3\%$; средняя себестоимость 1 т угля по объединению «Шахтерскантрацит» по состоянию на 1.1.1973 г. — 10 р. 73 к.; отпускная

цена 1 т угля (при средней зольности 19,5%) — 13 р. 69 к. Оптовая цена изменяется в зависимости от содержания золы в угле и рассчитывается в соответствии с установленной шкалой. Принимается, что угол с зольностью выше 40% не реализуется.

Решение задачи сводится к нахождению минимума функции «риска экспертизы» (XI.3). При этом устанавливается вероятность появления в построенном контуре балансовых запасов некондиционных запасов. Следует ожидать, что при проведении контура по отметке $h_{\text{А конд}}$ в окрестности его прибли-

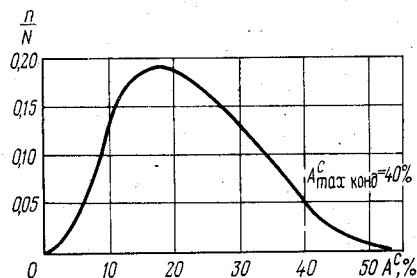
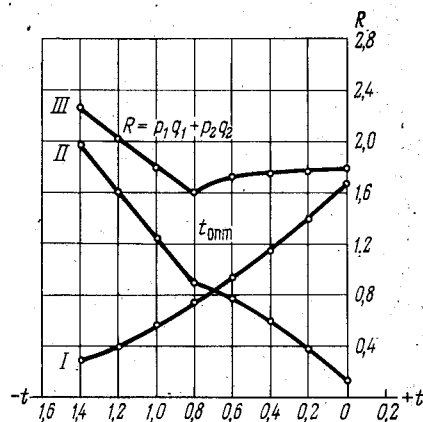


Рис. XI.2. Кривая распределения частот общей зольности пласта по данным разведочных работ (Донбасс) [9]

Рис. XI.3. График к определению оптимального уровня надежности $t_{\text{опт}}$ [9]



тельно половина запасов будет некондиционной. Перемещение контура в сторону снижения золы повлечет за собой понижение вероятности таких участков.

Установление этой связи подтверждается данными табл. XI.1. [9].

В четвертом столбце таблицы доверительные вероятности p_1 выписаны из таблицы значений функции нормального распределения $\Phi(t)$ с учетом коэффициента вероятности t , значения которого приведены в первом столбце табл. XI.1. В пятом столбце таблицы внесена величина ущерба, возникающая в результате попадания в контур балансовых запасов участков пласта со значениями показателя ниже установленных кондиций. При этом величина ущерба складывается из следующих экономических затрат: на геологоразведочные, проектные и изыскательские работы; на проведение подготовительных и нарезных работ; на монтаж и демонтаж добычного оборудования и на возрастание амортизационных отчислений за счет недоиспользования немобильной части основных фондов. Величина p_2 при t_i находится как $1 - p_{1i}$.

Таблица XI.1

t	$t_x M_{\text{пл}}, \%$	$h_{\text{Аконд}}^c + t M_{\text{пл}}$	$p_1 = \Phi t$	$q_1, \text{руб/т}$	$p_1 q_1$	$p_2 = 1 - \Phi t$	$q_2 = H_t - c_t, \text{руб/т}$	$p_2 q_2$	R
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
-1,4	-8,8	31,2	0,08	3,68	0,29	0,92	2,15	1,98	2,27
-1,2	-7,3	32,7	0,11	3,61	0,40	0,89	2,09	1,62	2,02
-1,0	-6,3	33,7	0,16	3,55	0,57	0,84	1,46	1,23	1,80
-0,8	-5,0	35,0	0,21	3,48	0,73	0,79	1,22	0,88	1,61
-0,6	-3,8	36,2	0,27	3,42	0,93	0,73	1,09	0,79	1,71
-0,4	-2,5	37,5	0,34	3,38	1,15	0,66	0,89	0,59	1,74
-0,2	-1,3	38,7	0,42	3,34	1,40	0,58	0,62	0,36	1,76
0,0	0,0	40,0	0,50	3,30	1,65	0,50	0,28	0,14	1,79
+0,2	+1,3								
+0,4	+2,5								

По данным табл. XI.1 на рис. XI.3 построены кривые, отражающие изменения $p_1 q_1$ и $p_2 q_2$ в зависимости от t , определяющие надежность принятого решения. На том же рисунке приведена результирующая кривая, позволяющая установить минимальное значение функции «риска экспертизы», или $t_{\text{опт}}$.

В нашем примере $t_{\text{опт}} = -0,8$, т. е. необходимо переместить контур в сторону понижения зольности на величину $(-0,8 M_{\text{пл}})$. Следовательно, при $h_{\text{гр}} = h_{\text{Аконд}} - 0,8 M_{\text{пл}}$ можно утверждать, что в контуре балансовых запасов не встретятся забалансовые значения зольности угля. Для большей надежности значение $t_{\text{опт}}$ можно взять равным 1,0 и тогда поправка будет равной величине среднеквадратической погрешности $M_{\text{пл}}$.

Аналогичные расчеты необходимо производить и для определения уровня надежности принятого решения по мощности, при этом нужно установить, за счет каких затрат возникает экономический ущерб.

Указанные расчеты по определению $t_{\text{опт}}$ (или R_{min} значения функции «риска экспертизы») производят в том случае, если в пределах пласта встречаются участки с забалансовыми или близкими к ним показателями пласта.

В случае линзообразных залежей при построении точек на нулевом контуре используется выявленная разведкой тенденция к выклиниванию, которая численно характеризуется средним углом выклинивания или углом выклинивания залежи в данном направлении. Точки наружного контура строятся методом интерполирования и экстраполирования. Первый способ применяется тогда, когда расстояние между рудными и безрудными точками разведки позволяют воспользоваться интер-

полированием точек нулевого контура на середину расстояния между крайними рудными и ближайшими к ним безрудными точками.

Метод экстраполирования используется в случае отсутствия безрудных точек или при расположении их от крайних рудных точек на больших расстояниях, значительно превышающих расстояния между рудными точками.

При построении наружного контура залежи способом интерполирования на половину расстояния между ближайшими рудными и безрудными выработками необходимо вносить в результаты уточнение путем учета значения мощности в данной крайней рудной выработке. При этом используются так называемые средним углом выклинивания залежи.

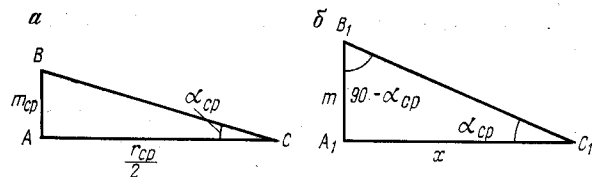


Рис. XI.4. Построение наружного контура методом интерполирования по среднему углу выклинивания залежи

Тангенс среднего угла выклинивания залежи α_{cp} определяется как отношение средней мощности m_{cp} (рис. XI.4, а) залежи к половине среднего расстояния r_{cp} между выработками.

В этом случае расстояние x , на котором находится нулевая точка C_1 (рис. XI.4, б) залежи от крайней «рудной» выработки B_1A_1 с помощью m , определяется просто из прямоугольного треугольника $A_1B_1C_1$:

$$x = \frac{m}{\operatorname{tg} \alpha_{cp}} = m \frac{r_{cp}}{2m_{cp}}, \quad (\text{XI.4})$$

где m — мощность залежи в крайней рудной выработке; $m_{cp} = \frac{\sum m}{n}$ — средняя мощность залежи; $r_{cp} = \frac{\sum r}{n}$ — среднее расстояние между выработками.

Расстояние x легко определяется графически. Для этого на плане от данной «рудной» выработки, например A_1 , проводится прямая в направлении к ближайшей «безрудной» выработке, из точки A_1 восстанавливается перпендикуляр A_1B_1 к этой прямой, равный мощности m залежи в этой точке. При точке B_1 строится угол $(90^\circ - \alpha_{cp})$. Точка C_1 будет искомой нулевой точкой залежи. Точка C наружного контура аналогичным образом может строиться на перпендикулярах к линиям внутреннего контура или на биссектрисах углов между ними,

проведенных из «рудных» точек в сторону наружного контура.

Необходимым условием применения этого приема является линзообразный характер залежи и равномерное распределение выработок. Кроме того, направления, по которым откладывается x , не должны иметь значительных отклонений от нормали к контуру в данном месте. Здесь принцип интерполирования на середину расстояния между выработками сохранен. В то же время учитывается значение мощности в каждой выработке.

По ряду полученных таким образом нулевых точек проводится линия наружного контура. Рабочий контур залежи строится по внутреннему и нулевому контурам методом интерполирования кондиционного показателя залежи или, как было указано выше, по изолинии $h_{тр}$.

Метод экстраполирования применяется при построении линии наружного контура залежи при условии, что «безрудных» выработок нет или они расположены от крайних «рудных» на расстояниях, не допускающих интерполирования.

При экстраполировании определение нулевых точек залежи производится различно, а именно:

а) на половину среднего расстояния между рудными выработками и

б) по углу выклинивания в данном направлении.

В первом приеме точки залежи выносятся за линию внутреннего контура на половину среднего расстояния между рудными выработками.

Второй прием сводится к следующему.

На рис. XI.5 имеем две ближайшие друг к другу рудные выработки A и B , из которых B лежит на внутреннем контуре залежи, а точка A расположена от B к центру залежи. Необходимо определить нулевую точку C залежи.

Пусть M и m — мощности залежи в точках A и B . Через последние на плане проведем прямую в направлении к линии наружного контура. Из точек A и B восстановим перпендикуляры и отложим в масштабе плана отрезки Aa и Bb , соответственно равные мощности M и m . Через точки a и b проведем прямую до пересечения с продолжением отрезка AB в точке C . Последняя является искомой точкой залежи в данном направлении AB . Угол α есть угол выклинивания залежи в том же направлении, а x' — искомое расстояние, которое нужно отложить на продолжении отрезка AB в сторону наружного контура, чтобы получить нулевую точку C .

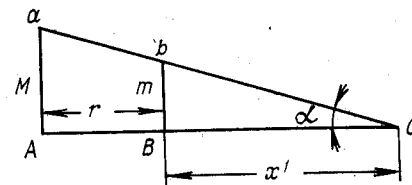


Рис. XI.5. Построение наружного контура методом экстраполирования по углу выклинивания в данном направлении

Имея мощности M и m залежи в ближайших двух выработках (точках) A и B и расстояние между ними, легко можно вычислить расстояние x' между внутренним и внешним контурами в данном направлении. Оно определяется из следующего простого соотношения

$$x' = \frac{rm}{M - m}. \quad (XI.5)$$

Рабочий контур залежи строится по точкам, полученным интерполированием, или, как было указано выше, по изолинии $h_{гр}$.

§ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОЩАДЕЙ

При подсчете запасов в объемной или весовой мере площадь распространения залежи или отдельной ее части входит как основной элемент подсчета. Поэтому определение площади является постоянно встречающейся операцией при подсчете запасов полезного ископаемого.

Поверхности, площади которых подлежат определению, могут быть плоскостями и топографическими поверхностями. Определяемые площади могут ограничиваться ломаными или кривыми линиями.

Способ определения площади обуславливается характером поверхности залежи, формой ограничивающего контура и способом подсчета запасов.

Рассмотрим основные приемы определения площадей, применяемые при подсчете запасов.

Определение площади плоского контура. При подсчете запасов во многих случаях при определении площадей пользуются планиметром. Теория планиметра и практика измерения им площади на плане известны из курса геодезии.

Измерение площадей планиметром широко применяется при всех методах подсчета запасов.

При отсутствии планиметра площадь с криволинейным контуром можно измерить при помощи курвиметра (рис. XI.6, а) и прозрачного транспаранта из восковки (рис. XI.6, б).

Линии транспаранта обычно проводятся через 2, 1 и 0,5 см. Для удобства каждая третья линия делается утолщенной.

При определении площади контура на последний накладывается транспарант с таким расчетом, чтобы некоторые две линии транспаранта касались контура площади в двух точках, например в точках a , b . Отрезки линий транспаранта, заключенные в пределах контура, последовательно прокатываются (измеряются) курвиметром. Длины их при этом на приборе автоматически суммируются и дают площадь контура на плане в $см^2$, если расстояние между линиями транспаранта равно 1 см. После этого площадь в соответствии с масштабом плана

выражается в $м^2$. Для получения более вероятного результата определение площади производится несколько раз при разных ориентировках транспаранта и из результатов берется среднее арифметическое.

Если расстояние между линиями транспаранта равно 0,5 или 2 см, то, чтобы получить площадь, отсчет на курвиметре нужно разделить на 2 в первом случае и умножить на 2 — во втором.

При определении площадей курвиметром прокатываемые отрезки прямых принимаются за средние линии трапеции с высотой, равной расстоянию между соседними линиями транспаранта, а криволинейные части контура, соответствующие этим

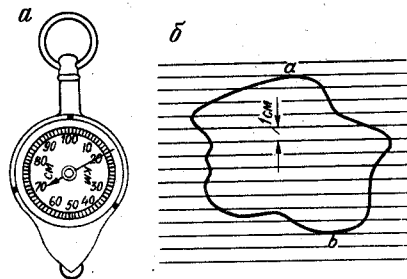


Рис. XI.6. Измерение площади при помощи курвиметра и транспаранта

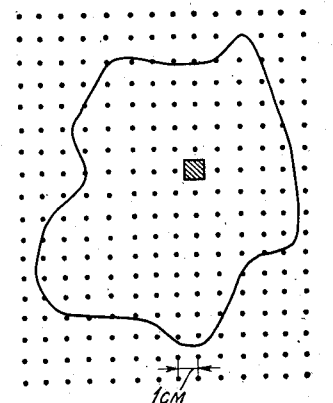


Рис. XI.7. Определение площади палеткой

средним линиям, — за прямолинейные боковые стороны трапеций. Отсюда вытекает указанная выше зависимость суммарной длины линий палетки, определяемой площадью.

Для небольших площадей и контуров со сложным очертанием способ неудобен и недостаточно точен. При определении больших и средних по размерам площадей способ применяется широко и при тщательной работе дает удовлетворительные результаты. Результаты определения одной и той же площади планиметром и курвиметром разнятся в допустимых пределах (1—2%).

При измерении площадей часто пользуются палеткой, представляющей собой лист прозрачной бумаги или другого материала, на который нанесены угловые точки квадратов со стороной в 1 см или в 0,5 см (рис. XI.7). Если палетку наложить на контур плана, то каждой точке палетки внутри контура будет соответствовать площадь, равная $1 см^2$ (при стороне квадрата, равной 1 см).

Число точек палетки, попадающих внутрь контура, будет выражать в $см^2$ площадь, ограниченную контуром. После этого

измеряемая площадь выражается в m^2 согласно масштабу плана.

В подсчет входят все точки внутри контура и половина точек расположенных на линии контура. Определение площади производится несколько раз (обычно 3 раза) при разной ориентировке палетки относительно контура. Из всех определений берется среднее арифметическое.

Для небольших площадей и контуров со сложным очертанием берется палетка со стороной квадрата в 0,5 см. При этом, чтобы получить измеряемую площадь в cm^2 , подсчитанные точки палетки нужно разделить на 4. Способ весьма прост и дает удовлетворительные результаты, не уступающие по точ-

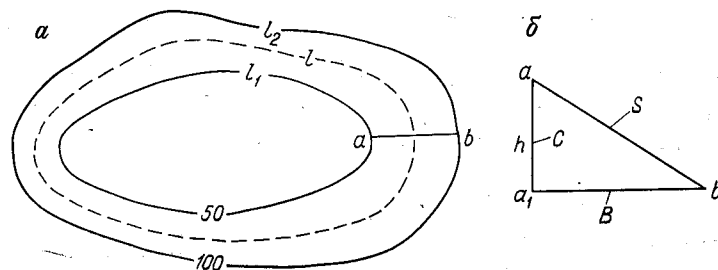


Рис. XI.8. К определению площади по формуле Баумана

ности результатам измерения площадей курвиметром. Поэтому им также широко пользуются.

Определение площади линейчатой поверхности (способ В. И. Баумана). При подсчете запасов пластовых месторождений с переменными углами падения приходится иметь дело со сложными (топографическими) поверхностями, площади которых необходимо определять. Для этого, а также для решения ряда других горнотехнических задач поверхности пластов изображаются в изогипсах. Поверхность, заключенную между двумя соседними изогипсами, будем считать линейчатой, т. е. такой, которая в вертикальном сечении по линии, перпендикулярной к изогипсам, изображается наклонным отрезком прямой.

Пусть на рис. XI.8, а изображена топографическая поверхность пласта, заключенная между изогипсами 50 и 100. Здесь S — площадь этой топографической поверхности, B — ее план. На рис. XI.8, б представлено вертикальное сечение поверхности по линии ab . Спроектируем S на поверхность цилиндра высотой h , равной разности отметок изогипс l_1 и l_2 . Цилиндр установлен на средней изогипсе l . Обозначим эту проекцию буквой C . Тогда $C = hl$, где $l = \frac{l_1 + l_2}{2}$. При этом делается допущение, что линейчатая поверхность между изогипсами l_1 и l_2

имеет одинаковый наклон к горизонту, равный среднему углу ее наклона. По проекциям поверхности S на горизонтальную плоскость B и на вертикальную поверхность цилиндра с ее площадью найдем из выражения, предложенного В. И. Бауманом,

$$S = \sqrt{B^2 + C^2}. \quad (XI.6)$$

Указанный способ определения площади топографической поверхности применяется при подсчете запасов пластовых месторождений, имеющих складчатое залегание.

Общая площадь поверхности пласта, представленная гипсометрическим соседом, равна сумме площадей полос, заключенных между соседними изогипсами и вычисленных по формуле Баумана (XI.6).

Порядок практического определения S каждого пояса таков:

а) одним из способов измеряется площадь B на плане, заключенная между изогипсами l_1 и l_2 ;

б) курвиметром измеряются длины изогипс в пределах измеряемой площади, вычисляется длина средней изогипсы l и площадь C ;

в) по формуле (XI.6) вычисляется площадь S полосы, заключенной между изогипсами l_1 и l_2 .

При необходимости находится общая площадь топографической поверхности пласта в контуре подсчета суммированием площадей полос.

Вычисление S производится при помощи таблицы квадратов или чаще графически, построением прямоугольного треугольника, катетами которого являются величины B и C . Гипотенуза этого треугольника с достаточной точностью будет выражать собой искомую площадь S .

В. И. Бауман, предложив этот способ определения площади линейчатой поверхности, исследовал точность определения S и выразил относительную ошибку m_s определения площади линейчатой поверхности пояса, заключенного между двумя соседними изогипсами, формулой

$$m_s = \frac{(\Delta\delta)^2}{3}. \quad (XI.7)$$

Например, при $\delta_0 = 45^\circ$, $\Delta\delta = \pm 10^\circ$ относительная погрешность определения площади линейчатой поверхности между двумя изогипсами будет равна

$$m_s = \frac{1}{3} \left(\frac{10}{57} \right)^2 \approx 0,01, \text{ или } 1\%.$$

Таким образом, для углов падения поверхности, изменяющихся от 35 до 55° , погрешность вычисления площади по формуле (XI.7) не превышает 1% .

Эта погрешность, являющаяся погрешностью обобщения поверхности, практически может быть уменьшена путем расчленения гипсометрического плана пласта в контуре измерения площади на участки по условиям залегания пласта, что обычно совпадает с необходимостью выделения подсчетных блоков по тому же признаку.

§ 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМОВ

Формы залежей полезного ископаемого весьма разнообразны. По характеру поверхностей, ограничивающих их, они разделяются на две группы: с плоскими и кривыми поверхностями.

Объемы тел правильной формы определяются по соответствующим формулам геометрии.

В практике подсчета запасов очень часто с целью облегчения подсчетов тела сложной, неправильной формы заменяют более простыми равновеликими телами.

С этой целью тела (многогранники), ограниченные плоскими поверхностями, разбиваются на ряд элементарных (кубы, призмы, пирамиды и т. д.), объемы которых определяются по общеизвестным формулам.

Тела, ограниченные сложными поверхностями, изображают в виде изомощностей, т. е. их приводят к равновеликим телам, ограниченным сверху топографической поверхностью, а снизу — плоскостью проекций.

Тела с плоскими поверхностями (многогранники). Очень часто рудные тела или их части (блоки, горизонты и т. д.) практически можно принимать за многогранники. Объем их во многих случаях удобно выражать как объем призматоида.

Призматомом называется многогранник с параллельными основаниями и произвольным числом плоских боковых граней. Его объем вычисляется по формуле

$$V = \frac{H}{6} (m + M + 4P), \quad (XI.8)$$

где m — площадь одного основания; M — площадь второго основания; P — площадь среднего сечения; H — высота призматоида.

Тела, ограниченные поверхностями топографического порядка. Существует много способов определения объемов тел, ограниченных сложными поверхностями. Наиболее распространенные способы можно разделить на три группы:

- 1) основанные на использовании горизонтальных разрезов;
- 2) основанные на использовании вертикальных разрезов;
- 3) объемной палетки Соболевского.

К первой группе относятся способы: определение объема по формуле трапеции, по формулам Баумана и Симпсона.

Определение V по формуле трапеции. Тела с изменчивой мощностью, изображенные в виде изомощностей, расчленяются системой горизонтальных сечений на отдельные слои или блоки, объемы которых вычисляются самостоятельно по формуле

$$v = \left(\frac{S_0 + S_1}{2} \right) h, \quad (XI.9)$$

где S_0, S_1 — площади нижнего и верхнего оснований слоя (измеряются одним из способов, рассмотренных выше); h — сечение изомощностей.

Весь объем тела выразится суммой объемов отдельных слоев

$$V = \sum v = h \left(\frac{S_0}{2} + S_1 + S_2 + \dots + \frac{S_n}{2} \right). \quad (XI.10)$$

Определение V по формуле Баумана. Формула (XI.10) дает приближенное выражение объема, вычисленного по объемам слоев. В. И. Бауман дал более строгую формулу для объема, вычисляемого по горизонтальным слоям.

Пусть залежь изображена на плане в изомощностях с сечением, равным h (рис. XI.9, а). Общий объем залежи равен сумме объемов отдельных слоев, заключенных между каждой парой соседних изомощностей. Следовательно, решение задачи в основном сводится к определению объема слоя.

Возьмем слой высотой h . Построим вертикальный разрез этого слоя по линии MN . Судя по разрезу, заштрихованному на рис. XI.9, а, объем слоя можно представить себе как объем V_1 цилиндра, построенного на горизонтали h , без объема V'_1 кольца, объемлющего поверхность слоя. Тот же объем можно представить как сумму объемов: объема V_2 цилиндра по горизонтали $2h$ и объема V'_2 кольца, объемлющего поверхность данного слоя.

Следовательно,

$$V = \frac{V_1 + V_2}{2} - k.$$

Если $V'_1 = V'_2$, то $k = 0$, и тогда объем данного слоя можно брать как объем цилиндра с высотой h , построенного на средней горизонтали между заданными, или как полусумму двух цилиндров с высотой h , построенных на данных горизонталях h и $2h$.

Если $V'_1 \neq V'_2$, то k будет поправкой.

Наличие поправки k ; порядок ее определения иллюстрируются рис. XI.9, б, в, г, д. Величина поправки находится по формуле

$$k = \frac{1}{6} h \sum \Delta S' = \frac{1}{6} h S', \quad (XI.11)$$

предложенной Бауманом.

Подставляя k , получаем формулу для объема слоя залежи, заключенного между горизонталями h и $2h$,

$$v = \frac{v_1 + v_2}{2} - \frac{1}{6} h S' = \frac{h}{2} \left[(S_1 + S_2) - \frac{1}{3} S' \right], \quad (\text{XI.12})$$

где h — высота слоя; S_1, S_2 — площади в контуре данных горизонталей; S' — поправочная площадь.

На рис. XI.9, δ, e показано нахождение элементарных поправочных площадей $\Delta S'$, сумма которых дает общую поправочную площадь S' для слоя залежи.

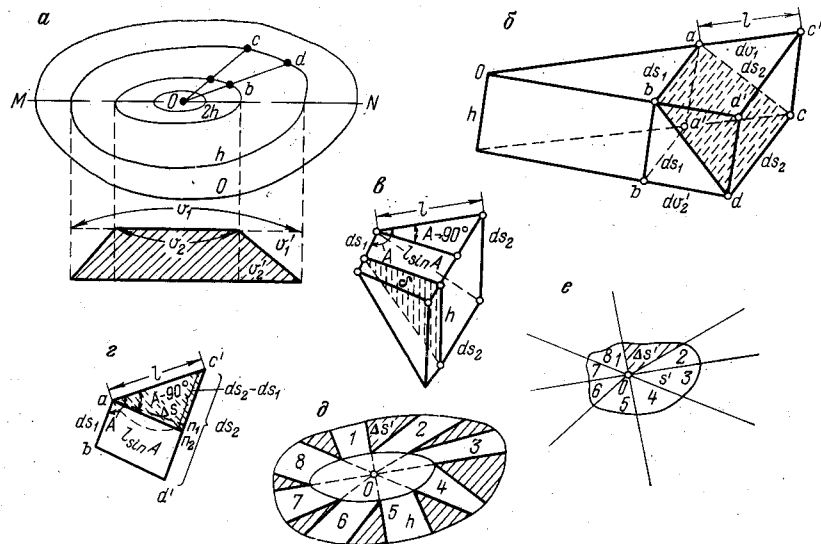


Рис. XI.9. Определение объема по формуле Баумана

Объем всего тела определится суммированием отдельных его слоев (частей).

Практическое определение объема залежи производится в следующем порядке:

- 1) измеряются площади $S_1, S_2, \dots, S_n$, заключенные внутри соответствующих горизонталей;
- 2) строятся поправочные площади S' для каждого слоя;
- 3) вычисляются объемы слоев;
- 4) суммированием их вычисляется объем всей залежи.

Формула Симпсона. Если сложная по форме залежь изображена в изомощностях (рис. XI.10) или изогипсах, то объем ее удобно определять по известной из математики формуле параболы (Симпсона)

$$V = \frac{h}{3} [(S_0 + S_n) + 4(S_1 + S_3 + \dots) + 2(S_2 + S_4 \dots)]. \quad (\text{XI.13})$$

В случае, представленном на рис. XI.10, объем выразится так:

$$V = \frac{0,5}{3} [(S_0 + S_6) + 4(S_1 + S_3 + S_5) + 2(S_2 + S_4)].$$

Нетрудно видеть, что при пользовании формулой (XI.13) число слоев должно быть четным. При нечетном числе слоев объем последнего нечетного слоя определится отдельно и суммируется с объемом остальной части тела, вычисленным по формуле (XI.13).

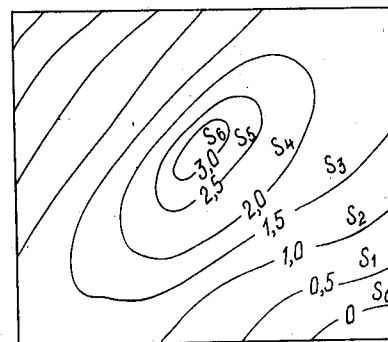


Рис. XI.10. Определение объема по формуле Симпсона

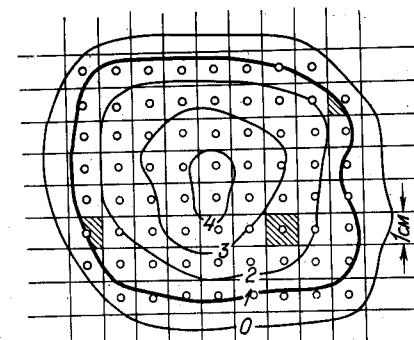


Рис. XI.11. Определение объема при помощи палетки

Определение объема способом вертикальных параллельных или вертикальных сходящихся разрезов будет рассмотрено в гл. XII.

Способ объемной палетки. Применение этого способа к определению объема предложено П. К. Соболевским.

Сущность способа заключается в следующем: тело при помощи квадратной палетки расчленяется на ряд вертикальных косо усеченных призм с одинаковым квадратным основанием. Объем каждой призмы определяется как произведение указанного основания призмы на среднюю высоту ее. Последняя, очевидно, будет соответствовать высоте средней точки (центра) призмы. Суммирование объемов призм дает объем всего тела.

На рис. XI.11 в изомощностях представлено рудное тело. На него при произвольной ориентировке наложена палетка со стороной квадрата, равной 1 см. К каждому центру квадрата палетки тяготеет участок тела — призма с квадратным основанием, равным на плане 1 см², и средней высотой, равной вертикальной мощности тела в центре основания призмы. Так, например, в точке К высота этой призмы (основание ее заштриховано) равна 2,6 м.

Так как основания s всех призм одинаковы и равны между собой, то для вычисления объема V всего тела достаточно просуммировать высоты h призм (вертикальные мощности тела по всем точкам палетки в пределах контура тела) и полученную сумму умножить на постоянную величину площади основания призмы, т. е.

$$V = s \sum h. \quad (\text{XI.14})$$

Сравнение способа объемной палетки с другими способами определения объема дает допустимые расхождения (1—2%). Таким образом, при своей простоте способ дает удовлетворительные результаты. Недостатком его является значительная трудоемкость.

ГЛАВА XII СПОСОБЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

Маркшейдерская служба горных предприятий вместе с геологической службой решает многие задачи, связанные с подсчетом запасов.

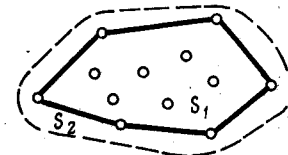
Проект разработки шахтного поля или поля разреза основывается на балансовых запасах, утвержденных ВКЗ и подсчитанных по результатам детальной разведки месторождения. Указанные балансовые запасы шахты (разреза) являются исходными для управления запасами на горном предприятии. Оценки их надежности должны основываться на знании материалов разведки и примененных способов подсчета.

В процессе отработки шахтного поля исходные балансовые запасы претерпевают постоянные изменения за счет их уточнения и добычи. В связи с этим на горном предприятии геологическая и маркшейдерская службы периодически выполняют пересчет запасов полезного ископаемого по их состоянию на начало года. Кроме того, в процессе локального проектирования к отработке и подготовке отдельных блоков, выемочных полей производится подсчет и оценка в них запасов. Текущее и перспективное планирование развития горных работ на предприятии также связано с расчетами и подсчетами запасов. Поэтому необходимо овладеть установившимися методами подсчета запасов в мере, достаточной для использования в комбинации или в отдельности.

В зависимости от формы и условий залегания месторождений, характера изменения содержания полезных компонентов, от системы разведки и густоты разведочных точек, а также от целей и назначения подсчета запасов применяются разные способы подсчета. Из них наиболее распространенными являются: 1) среднего арифметического, 2) геологических блоков, 3) эксплуатационных блоков, 4) вертикальных разрезов, 5) многоугольников, 6) изолиний. Кроме того, существуют способы подсчета запасов для пластовых месторождений.

Следует отметить, что перечисленные способы не исчерпывают всех возможных приемов подсчета запасов. Поэтому в практике подсчета не исключена возможность применения наряду с перечисленными других способов, комбинации перечисленных способов (особенно при оперативных подсчетах запасов).

Большинство залежей полезных ископаемых ограничено сложными поверхностями. Точное их воспроизведение и определение по данным разведки невозможно. Поэтому все способы подсчета запасов, опирающиеся на материалы разведки, основаны на принципе трансформации сложных тел в более или менее равновеликие им по объему простые тела, в пределах которых и производится подсчет запасов.



§ 1. СПОСОБ СРЕДНЕГО АРИФМЕТИЧЕСКОГО

При подсчете запасов способом среднего арифметического рудные тела, ограниченные сложными поверхностями, приравниваются к залежам с постоянной мощностью.

Рис. XII.1. К подсчету запасов способом среднего арифметического

Пусть на площади залежи проведено n разведочных выработок, на основании которых построены внутренний и внешний контуры (рис. XII.1). Этими контурами площадь залежи разбивается на две части: площадь внутреннего контура S_1 и площадь межконтурной полосы S_2 , по каждой из которых подсчет запасов производится отдельно. Площадь измеряется планиметром. Все показатели (m , R , c) залежи в пределах S_1 и S_2 вычисляются как среднее арифметическое.

Далее подсчитывается в объемной и весовой мере полезное ископаемое и в весовой мере — полезный компонент.

На площади S_1 :

$$V_1 = S_1 m_{1 \text{ ср}};$$

$$Q_1 = V_1 R_{1 \text{ ср}};$$

$$P_1 = \frac{Q_1 c_{1 \text{ ср}}}{100} \text{ или } P_1 = Q_1 c_{1 \text{ р.}}$$

(XII.1)

На площади S_2 :

$$V_2 = S_2 m_{2 \text{ ср}};$$

$$Q_2 = V_2 R_{2 \text{ ср}};$$

$$P_2 = \frac{Q_2 c_{2 \text{ ср}}}{100} \text{ или } P_2 = Q_2 c_{2 \text{ ср.}}$$

(XII.2)

где V_1 , Q_1 , P_1 — соответственно объем, масса полезного ископаемого и масса полезного компонента в пределах внутреннего контура S_1 ; m_{1cp} , R_{1cp} , c_{1cp} — среднее значение мощности, плотности полезного ископаемого и плотности полезного компонента в пределах внутреннего контура S_1 .

m_{cp} определяется по формуле среднего арифметического

$$m_{1cp} = \frac{m_1 + m_2 + \dots + m_n}{n}, \quad (XII.3)$$

где n — число определений показателя (число разведочных точек); R_{1cp} и c_{1cp} — вычисляются из аналогичных (XII.3) выражений; V_2 , Q_2 , P_2 — соответственно объем, вес полезного ископаемого и вес полезного компонента в пределах межконтурной полосы S_2 ; m_{2cp} , R_{2cp} , c_{2cp} — среднее значение мощности, плотности полезного ископаемого и полезного компонента в пределах межконтурной полосы S_2 ;

m_{2cp} определяется по формуле среднего арифметического

$$m_{2cp} = \frac{m'_1 + m'_2 + \dots + m'_k}{2k}, \quad (XII.4)$$

где m'_i — значения мощности залежи в разведочных точках на линии внутреннего контура; k — число разведочных точек на линии внутреннего контура.

Число $2k$ в знаменателе выражения (XII.4) обусловлено тем, что каждой точке на внутреннем контуре, имеющей мощность m'_i , соответствует точка на наружном контуре со значением показателя, равным нулю.

R_{2cp} и c_{2cp} вычисляются как среднее арифметическое из k измерений. Общий запас по всей залежи получается суммированием запасов, заключенных во внутреннем контуре и межконтурной полосе.

Основное достоинство способа — простота вычислений и построений, сопровождающих подсчет; недостатком является невозможность разделения подсчитанных запасов на группы и категории по сортам полезного ископаемого, разведанности и другим показателям. Будучи приближенным, этот способ применяется чаще для общих прикидок количества руды и металла.

§ 2. СПОСОБ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ БЛОКОВ

Способ геологических блоков является разновидностью способа среднего арифметического, при котором залежь полезного ископаемого расчленяется на отдельные блоки и подсчет запасов в пределах каждого из них производится способом среднего арифметического. Общий запас по категориям находится суммированием запасов соответствующих блоков. Тело полезного ископаемого в данном случае как бы преобразуется в ряд

сомкнутых фигур, высота которых равняется средней мощности каждого блока (рис. XII.2).

Графические построения сводятся при этом к общему контурованию тела полезного ископаемого одним из способов и расчленению на блоки площади в пределах построенного общего контура залежи.

В основу выделения блоков берутся следующие признаки:

- 1) сорт полезного ископаемого;
- 2) степень разведанности для подсчета по различным категориям;

3) структурные линии, влияющие на систему разведки и разработки.

Не следует стремиться к выделению небольших блоков, так как чем будет больше в пределах блока разведочных точек, тем точнее будут определены запасы по блоку. Это значит, что подсчет запасов по геологическим блокам следует производить тогда, когда подсчет по каждому блоку опирается на значительное число выработок.

Достоинствами способа являются его простота и быстрота подсчета, а также возможность выделения группы и категории запасов по тем или иным признакам и условиям.

Способ геологических блоков нашел широкое применение на практике.

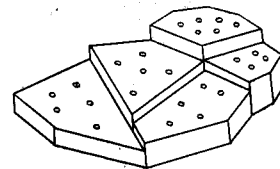


Рис. XII.2. Преобразование тела полезного ископаемого в группу сомкнутых равновеликих фигур при подсчете запасов способом геологических блоков

§ 3. СПОСОБ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ

Способ эксплуатационных блоков применяется при подсчете запасов руды и металла многих месторождений. Он заключается в подсчете запаса по отдельным блокам, на которые расчленяется жила разведочными и подготовительными горными выработками. Общий запас участка или залежи находится как сумма запасов отдельных блоков.

В качестве примера приведем подсчет запаса блока (рис. XII.3) золоторудной жилы.

В точках 1, 2, 3, ..., 27 взяты пробы. В сторону от плана блока вынесены сечения жилы по выработкам, ограничивающим блок. При этом отрезки, соединяющие точки мест взятия проб по каждой выработке, вытянуты в одну прямую линию. Для каждой точки на сечениях выписаны номера точек, мощности жилы в метрах и содержание металла в граммах на 1 т руды.

Для определения запаса металла, заключенного в блоке, необходимо найти площадь блока, среднюю мощность, среднюю плотность руды и среднее содержание металла.

Сначала вычисляется средняя мощность по каждому сечению блока. Так как расстояния между пробами приблизительно одинаковы, то средние мощности по определенным сечениям найдутся как среднее арифметическое:

$$m_{\text{ср}}(AB) = \frac{0,6 + 1,5 + 2,0 + 0,6 + 2,0 + 1,5 + 1,2 + 1,5 + 1,0}{8} = 1,5 \text{ м};$$

$$m_{\text{ср}}(BC) = 1,1 \text{ м};$$

$$m_{\text{ср}}(CD) = 0,9 \text{ м};$$

$$m_{\text{ср}}(DA) = 1,0 \text{ м}.$$

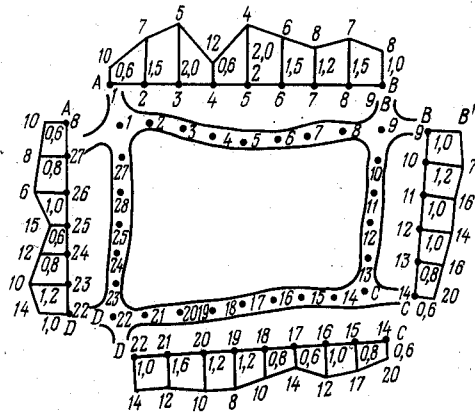


Рис. XII.3. Подсчет запасов блока золоторудной жилы, оконтуренного горными выработками

Зная средние мощности по сечениям, вычисляем среднюю мощность блока как среднее взвешенное по длинам выработок:

$$m_{\text{ср}} = \frac{0,5 \cdot 28 + 1,1 \cdot 18 + 0,9 \cdot 28 + 1,0 \cdot 18}{28 + 18 + 28 + 18} = 1,1 \text{ м}.$$

Аналогично определяется среднее содержание, т. е. сначала находятся средние содержания по сечениям, а затем среднее содержание по блоку.

Средние содержания по сечениям вычисляются как среднее взвешенное по мощности жилы:

$$c_{\text{ср}}(AB) = \frac{10 \cdot 0,6 + 7 \cdot 1,5 + 5 \cdot 2,0 + 12 \cdot 0,6 + 4 \cdot 2,0 + 6 \cdot 1,5 + 8 \cdot 1,2 + 10 \cdot 0,6 + 7 \cdot 1,5 + 8 \cdot 1,0}{0,6 + 1,5 + 2,0 + 0,6 + 2,0 + 1,5 + 1,5 + 1,0 + 0,6 + 1,5 + 2,0 + 0,6 + 2,0 + 1,5 + 1,5 + 1,0} = 6,6 \text{ г/т};$$

$$c_{\text{ср}}(BC) = 12,7 \text{ г/т};$$

$$c_{\text{ср}}(CD) = 12,3 \text{ г/т};$$

$$c_{\text{ср}}(DA) = 10,6 \text{ г/т}.$$

Среднее содержание по блоку определится как среднее взвешенное по площадям сечений.

Площадь сечения

$$(AB) = 1,5 \cdot 28 = 42,0 \text{ м}^2,$$

$$(BC) = 1,1 \cdot 18 = 19,8 \text{ м}^2,$$

$$(CD) = 0,9 \cdot 28 = 25,9 \text{ м}^2,$$

$$(DA) = 1,0 \cdot 18 = 18,0 \text{ м}^2,$$

$$c_{\text{ср}}(ABCD) = \frac{6,6 \cdot 42,0 + 12,7 \cdot 19,8 + 12,3 \cdot 25,2 + 10,6 \cdot 18,0}{42,0 + 19,8 + 25,2 + 18,0} = 9,8 \text{ г/т}.$$

Площадь блока $S = 504 \text{ м}^2$. Объем блока $V = 504 \cdot 1,1 = 554 \text{ м}^3$. Масса руды в блоке (при среднем $R = 2,6$) $Q = 554 \cdot 2,6 = 1440 \text{ т}$. Масса металла в блоке $Q_1 = 1440 \cdot 9,8 = 14,1 \text{ кг}$.

Изложенный способ является единственно целесообразным, когда маломощные жильные тела в процессе разведки и подготовки к эксплуатации нарезаны на эксплуатационные блоки.

Следует отметить, что при гнездовом характере оруденения запасы могут подсчитываться способом эксплуатационных блоков с введением коэффициента рудоносности, но при этом нужно иметь в виду понижение надежности результатов подсчета.

При разведке и подготовке к разработке мощных тел полезного ископаемого на горизонтах (рис. XII.4) среднее содержание по каждому горизонту вычисляется в зависимости от характера распределения содержания и расположения выработок как среднее арифметическое или как среднее взвешенное на площади, тяготеющей к выработкам. Среднее содержание по блоку, заключенному между горизонтами, находится из выражения

$$c = \frac{c_1 S_1 + c_2 S_2}{S_1 + S_2},$$

т. е. как среднее взвешенное.

При наличии буровых скважин, пройденных с одного горизонта на другой, или горных выработок, соединяющих горизонты, среднее содержание полезного компонента по блоку вычисляется с использованием всей имеющейся на данный момент информации.

Достоинством способа является то, что он не требует специальных графических построений (при подсчете используются планы опробования и рабочие маркшейдерские планы) и

обеспечивает выделение участков различных по качеству руд. Кроме того, подсчет производится в пределах первичных горно-эксплуатационных ячеек-блоков, что позволяет без дополнительных пересчетов использовать результаты подсчета при планировании эксплуатационных работ рудника.

Более подробное изложение способа вызвано тем, что способ эксплуатационных блоков очень широко используется

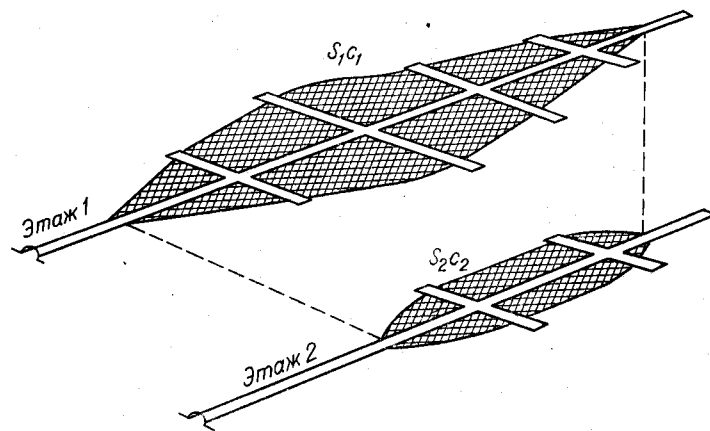


Рис. XII.4. К определению среднего содержания полезного компонента в блоке, обнаженном на первом и втором этажах.

маркшейдерской и геологической службами шахт и рудников при подсчетах, связанных с учетом движения запасов и планированием добычи на действующих горных предприятиях.

§ 4. СПОСОБ ВЕРТИКАЛЬНЫХ (ПАРАЛЛЕЛЬНЫХ И СХОДЯЩИХСЯ) РАЗРЕЗОВ

Способ нашел широкое использование при подсчетах запасов по данным детальной разведки, выполненной по линиям. При этом геологические разрезы, построенные по разведочным линиям, и размещение их на месте разведки являются готовыми исходными материалами для подсчета запасов. Кроме того, системы вертикальных геологических разрезов строятся и ведутся при разработке месторождений как подземным, так и открытым способом, приурочиваясь к осевым линиям камер, направлениям вкрест простирания бортов (уступов) и т. п.

Следовательно, способ применяется как в подсчетах запасов для утверждения их в ВКЗ, так и при периодических пересчетах запасов в связи с управлением ими на горном предприятии.

В зависимости от того, как расположены разведочные линии (параллельно или под углом друг к другу), применяют два способа подсчетов запасов: способ вертикальных параллельных разрезов и способ вертикальных сходящихся (непараллельных) разрезов.

Способ вертикальных параллельных разрезов. При данном способе подсчет осуществляется последовательным суммированием запасов блоков, заключенных между соседними разведочными линиями или тяготеющих к отдельным разведочным линиям. На рис. XII.5 представлена схема выделения подсчета

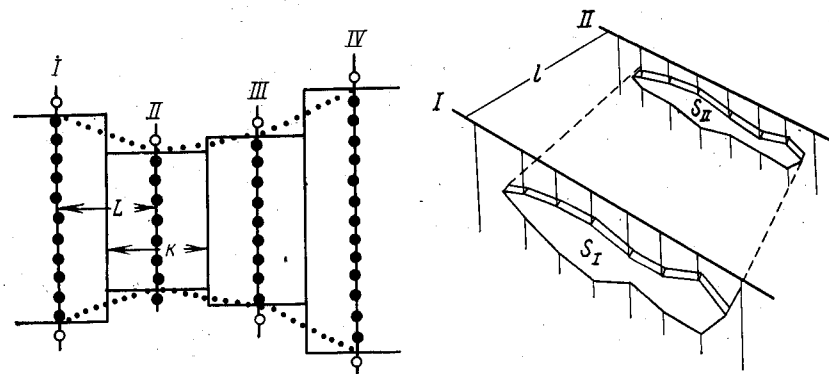


Рис. XII.5. Подсчет запасов полезного ископаемого способом вертикальных параллельных разрезов

Рис. XII.6. Подсчет запасов полезного ископаемого в блоке, заключенном между I и II разведочными линиями

блоков на плане участка, разведанного по параллельным линиям (I, II, III, IV). Здесь сплошными линиями выделены блоки, прилегающие к разведочным линиям, пунктирными линиями — блоки, заключенные между разведочными линиями.

Рис. XII.6 иллюстрирует порядок подсчета запасов в блоке, заключенном между I и II разведочными линиями (см. рис. XII.5), расположенными друг от друга на расстоянии l . На рис. XII.6 показаны запасы полезного ископаемого в лентах толщиной 1 м, тяготеющие к плоскостям вертикальных разрезов по линиям I и II.

Обозначим соответственно площади сечений залежи по указанным разведочным линиям через S_I и S_{II} . Они одновременно выражают запасы соответствующих лент. Тогда запас блока I—II в объемной мере выразится по формуле трещин

$$V_{I-II} = \left(\frac{S_I + S_{II}}{2} \right) l_{I-II}. \quad (XII.5)$$

По формуле, аналогичной формуле (XII.5) вычисляются объемы всех других выделенных блоков V_i .

Запас полезного ископаемого в весовой мере по любому блоку найдется из уравнения

$$Q_i = V_i R_{\text{ср}}, \quad (\text{XII.6})$$

где $R_{\text{ср}}$ — средняя плотность полезного ископаемого по блоку (чаще по участку).

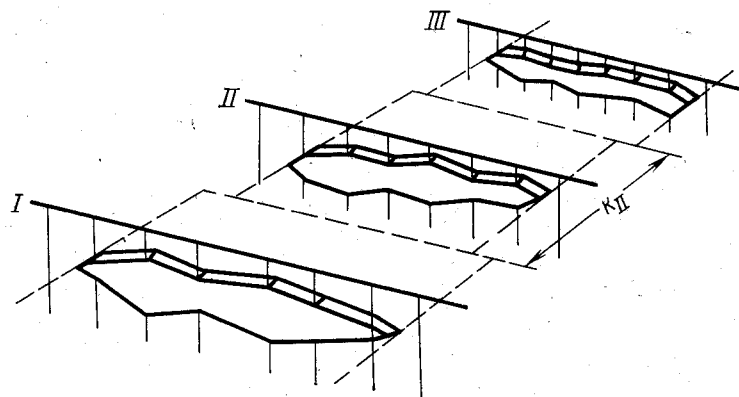


Рис. XII.7. Подсчет запасов блоков, выделенных около разведочных линий.

Запас полезного компонента (металла) по любому блоку найдется из выражения

$$P_i = Q_i c_i, \quad (\text{XII.7})$$

где c_i — среднее содержание полезного компонента по блоку, полученное как среднее арифметическое или как среднее взвешенное на площади сечений залежи по соседним разведочным линиям.

Общий подсчитываемый запас определится как сумма запасов по блокам.

На рис. XII.7 выделен блок, тяготеющий к разведочной линии II. Здесь запас блока II, тяготеющего к указанной линии, в объемной мере найдется из выражения

$$V_{II} = S_{II} k_{II},$$

где k_{II} — ширина влияния разведочной линии, равная сумме расстояний до соседних линий.

Запасы полезного ископаемого по блоку в весовой мере и запас полезного компонента выразятся соответственно формулами:

$$Q_i = V_i R_{\text{ср}} \text{ и } P_i = Q_i c_i.$$

Способ вертикальных непараллельных (сходящихся) разрезов. На рис. XII.8, а показан контур некоторой залежи, разведанный принятой системой выработок, а на рис. XII.8, б — две сходящиеся под углом вертикальные плоскости A, B, в которых лежат соответствующие разведочные линии; S_1, S_2 — площади сечений залежи в плоскостях A, B. Неизбежно приходится до-

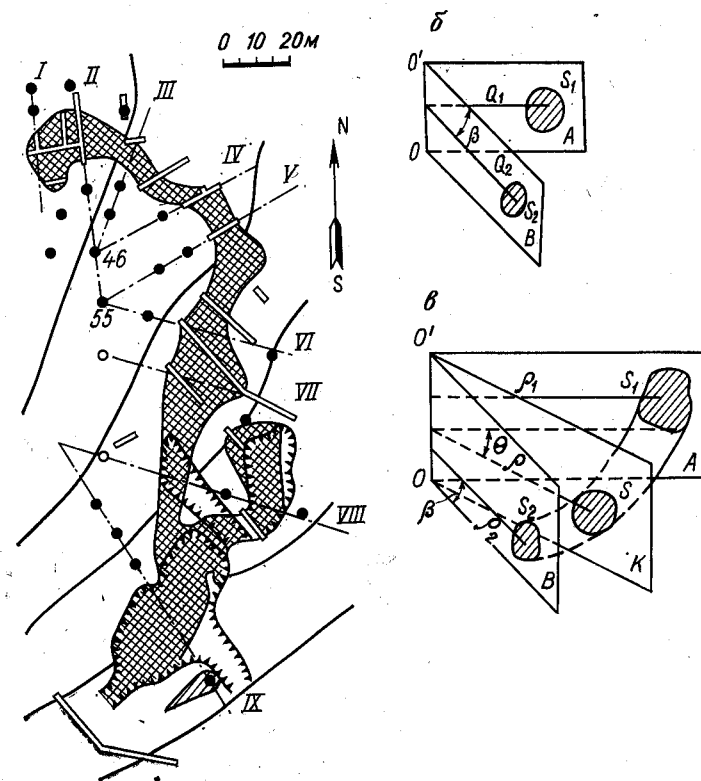


Рис. XII.8. К подсчету запасов способом вертикальных сходящихся разрезов.

пускать, что изменение величины между двумя соседними разведочными линиями происходит непрерывно и равномерно. При этом условии значение S некоторой промежуточной плоскости K (рис. XII.8, в) между двумя данными плоскостями A и B будет зависеть от величины угла S , образованного плоскостями A и K, т. е. величина θ для сечения K выразится формулой

$$S = S_1 + \frac{S_2 - S_1}{\beta} \theta.$$

Изменение величины S в геометрическом отношении можно связывать с вращением плоскости K около линии OO' между данными плоскостями A и B .

Прежде чем решить вопрос об определении объема всего блока, рассмотрим сначала определение объема бесконечно малой части блока.

Как известно, объем тела, образованного поворотом плоскостной фигуры S на бесконечно малый угол $d\theta$, равен произведению площади S на дугу, описываемую центром тяжести фигуры, т. е.

$$dV = Sp d\theta,$$

где ρ — расстояние центра тяжести фигуры до оси вращения OO' .

Это расстояние в плоскости A равно ρ_1 , а в плоскости B — ρ_2 . Его изменение в указанном промежутке предполагаем также непрерывным и равномерным. Следовательно,

$$\rho = \rho_1 + \frac{\rho_2 - \rho_1}{\beta} \theta.$$

Величины S , ρ для бесконечно малого угла $d\theta$ можно считать неизменными.

Объем V всего блока, образованного вращением площади S между двумя вертикальными сечениями A и B , выразится в общем виде определенным интегралом

$$V = \int_0^\beta Sp d\theta,$$

где θ изменяется от 0° до β .

На основе приведенных выше общих положений получим формулу для практического определения запаса блока, заключенного между двумя соседними сходящимися вертикальными сечениями:

$$V = \frac{\beta}{6} [(\rho_1(2S_1 + S_2) + \rho_2(2S_2 + S_1))]. \quad (\text{XII.8})$$

По формуле (XII.8) определяют практически объем блока между двумя сходящимися вертикальными разрезами.

При вычислении объема блока между сходящимися вертикальными сечениями по формуле исходными данными являются: площади S_1 и S_2 сечений залежи в плоскости разрезов, радиусы ρ_1 , ρ_2 , угол β между разведочными линиями. Последний берется с плана разведки залежи графически путем измерения его транспортиром и в формуле выражается в радианной мере.

Для определения ρ требуется нахождение центра тяжести площади S сечения залежи. Если площадь S по формуле при-

ближается к правильным геометрическим фигурам — треугольнику, трапеции, четырехугольнику и др., то центр тяжести определяется по известным из геометрии правилам.

В практике подсчета запасов полезных ископаемых сечения залежей чаще будут представляться более сложными контурами, чем правильные геометрические фигуры. При этом для определения центра тяжести сечения может быть рекомендован графоаналитический метод, основанный на теореме: «отношение суммы статических моментов элементарных полос сечения относительно некоторой оси к площади сечения равно расстоянию центра тяжести сечения от этой оси».

Пусть на рис. XII.9 дана площадь S неправильного очертания, представляющая собой сечение тела вертикальной плоскостью. Направление последней в плане примем за ось Ox . Разобьем площадь на квадраты системой линий, параллельных и перпендикулярных к оси Ox . Получим произведения числа квадратов той или иной полосы, перпендикулярной к оси на соответствующие расстояния центров полос до некоторой оси KK_1 . Отношение суммы их к площади S сечения определит искомое расстояние x_0 от центра тяжести сечения до оси KK_1 :

$$x_0 = \frac{\sum nx}{S}. \quad (\text{XII.9})$$

Зная расстояние c от оси KK_1 до линии пересечения сходящихся вертикальных разрезов (рис. XII.9), можно найти радиус вращения ρ в данном сечении:

$$\rho = c + x_0. \quad (\text{XII.10})$$

В практике определения центров тяжести сечений часто применяется координатная сетка со стороной квадрата 0,5 см, вычерченная на прозрачной бумаге. Ее использование позволяет находить центр тяжести фигуры на бумаге с достаточной точностью (0,5—1,0 мм).

Угол β между сходящимися разрезами измеряется на плане транспортиром.

Рассмотрим пример определения объема блока залежи между сходящимися вертикальными сечениями S_1 , S_2 .

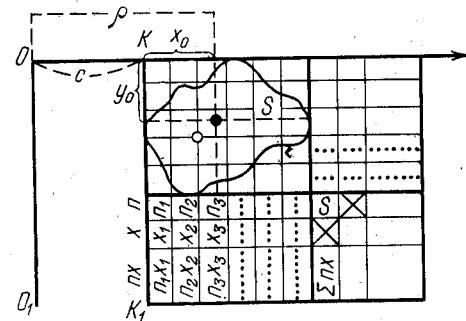


Рис. XII.9. Определение центра тяжести сечения залежи

Исходные данные: $S_1=30 \text{ м}^2$; $S_2=105 \text{ м}^2$; $\rho_1=10 \text{ м}$; $\rho_2=16 \text{ м}$; $\beta=41^\circ$.

Вычисление объема V блока удобно вести по определенной формуле (табл. XII.1).

Таблица XII.1

1	$\beta_{\text{рад}}$	0,716	6	$2S_2$	210
2	$\frac{\beta_{\text{рад}}}{6}$	0,1193	7	$2S_2 + S_1$	240
3	$2S_1$	60	8	$b = \rho_2 (2S_2 + S_1)$	3840
4	$2S_1 + S_2$	165	9	$a + b$	5490
5	$a = \rho_1 (2S_1 + S_2)$	1650	10	$V = \frac{\beta_{\text{рад}}(a + b)}{6}$	655

Формулой (XII.8) следует пользоваться в тех случаях, когда S_1 , S_2 , ρ_1 , ρ_2 по своим значениям существенно отличаются друг от друга. Резкая разница в значениях чаще всего встречается между S_1 и S_2 . Если одно из них больше или меньше другого в 2 раза, то можно применять при определении объема приближенную формулу

$$V = \beta \left(\frac{S_1 + S_2}{2} \right) \left(\frac{\rho_1 + \rho_2}{2} \right), \quad (\text{XII.11})$$

где площадь сечения и радиус вращения берутся как средние арифметические из двух.

Формула (XII.11) по отношению к формуле (XII.8) дает абсолютную погрешность в определении объема

$$\Delta V = \frac{\beta}{12} (S_1 - S_2) (\rho_1 - \rho_2). \quad (\text{XII.12})$$

Так, например, в приведенном выше примере определение объема по приближенной формуле дает относительную погрешность по сравнению с объемом, вычисленным по строгой формуле, равную нескольким процентам, т. е. такую, которую уже нельзя допускать в вычислениях. В то же время, если в том же примере S_1 взять равным 80 м^2 , а остальные исходные данные оставить без изменения, то вычисление V по приближенной формуле дает допустимую величину относительной погрешности.

Определим в общем виде запас руды Q и запас полезного компонента P в блоке между двумя сходящимися вертикальными сечениями.

По аналогии с объемом для бесконечно малых частей блока будем иметь следующие выражения, определяющие запасы руды и металла:

$$dQ = R S \rho d\theta \text{ и } dP = c S \rho d\theta,$$

а для всего блока:

$$Q = \int_0^\beta R S \rho d\theta;$$

$$P = \int_0^\beta c S \rho d\theta.$$

Для подсчета запаса в блоке в весовой мере необходимо знать средние значения плотности полезного ископаемого и содержания металла, получаемые из выражений:

$$R_0 = \frac{Q}{V} = \frac{\int_0^\beta R S \rho d\theta}{\int_0^\beta S \rho d\theta}; \quad c_0 = \frac{\int_0^\beta c S \rho d\theta}{\int_0^\beta S \rho d\theta}.$$

Заменяя входящие в эти формулы величины R , c , S и ρ их значениями и производя интегрирование, получаем окончательные выражения, определяющие средние значения R_0 и c_0 :

$$R_0 = \frac{R_1 + R_2}{2} + \frac{V_2 - V_1}{12V} (R_2 - R_1); \quad (\text{XII.13})$$

$$c_0 = \frac{c_1 + c_2}{2} + \frac{V_2 - V_1}{12V} (c_2 - c_1), \quad (\text{XII.14})$$

где $V_1 = \beta S_1 \rho_1$; $V_2 = \beta S_2 \rho_2$; V — объем блока между соседними сечениями, определяемый формулой (XII. 8).

Следовательно, средние значения плотности и содержания по блоку равны средним арифметическим из значений соответствующих величин по сечениям плюс некоторая поправка. Она тем меньше, чем меньше разности $R_2 - R_1$ и $c_2 - c_1$. При равенстве входящих в разности величин указанная поправка равна нулю.

Практически поправка для R_0 не берется вследствие малой разности между R_2 и R_1 . Среднее же значение содержания c_0 по блоку вычисляется по формуле (XII.14). Пользуясь R_0 , c_0 и V , вычисляют запас в весовой мере по блоку.

Основным достоинством способа вертикальных разрезов является то, что подсчет осуществляется на имеющихся геологиче-

ских разрезах без построения на подсчетных графиках преобразованных равновеликих геометрических фигур и контуров. Границы рудного тела на разрезах проводятся не только по данным колонок скважин или выработок, но и с учетом общей структуры рудного тела и месторождения, выявляемой при геологическом изучении. Вычислительные операции при этом способе несложны. Способ наилучшим образом отражает особенности геологических структур. Обязательное условие его применения — расположение разведочных точек по линиям.

§ 5. МЕТОД БЛИЖАЙШЕГО РАЙОНА

Способ предложен А. К. Болдыревым для подсчета запасов россыпных месторождений, но широко используется при подсчете запасов других видов минерального сырья. Сущность его

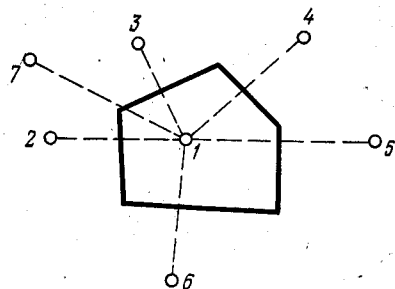


Рис. XII.10. Построение многоугольника, тяготеющего к точке 1.

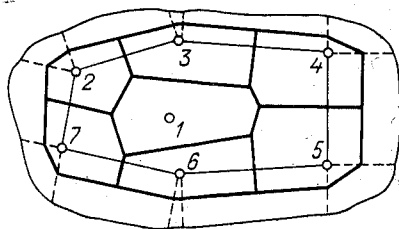


Рис. XII.11. Построение многоугольника в пределах разведочного контура

заключается в следующем. Разведываемая площадь разбивается на отдельные участки по числу разведочных единиц так, чтобы к каждой выработке отошла ближайшая к ней часть залежи. Таким образом, к каждой разведочной выработке тяготеет определенный участок (район) залежи, характеризующийся показателями этой выработки. Принимается, что на всей ближайшей площади, тяготеющей к данной выработке, мощность, плотность и содержание полезного ископаемого остаются неизменными и равными показателям, полученным в этой выработке.

Построение ближайших площадей производится следующим образом.

Данную разведочную выработку (рис. XII.10) прямыми линиями соединяют с ближайшими к ней выработками. Из середины полученных отрезков восстанавливают перпендикуляры, которые, пересекаясь между собой, образуют около данной выработки многоугольник. Любая точка площади многоугольника ближе к данной выработке, чем к другим.

Указанным способом вся площадь на плане разбивается на многоугольники (рис. XII.11), а залежь — на многогранники, запасы которых и подсчитываются. Основаниями и высотами многогранных призм служат ближайшие площади около выработок в форме многоугольников и вертикальные мощности в этих выработках.

Введем обозначения: S_i — площадь ближайшего района выработки i ; m_i — мощность по выработке i ; V_i — объем призм i ; R_i — плотность полезного ископаемого по выработке i ; c_i — содержание металла по выработке в весовой мере или в процентах; Q_i и P_i — запас полезного ископаемого и металла в объеме призмы i ; R — средняя плотность полезного ископаемого для всей залежи; V , Q , P — соответственно общий объем, запас руды и металла по всей залежи.

Подсчет запаса по каждой призме производится в следующем порядке:

1) одним из указанных выше способов измеряется площадь S_i ;

2) определяется объем призмы по формуле

$$V_i = S_i m_i; \quad (\text{XII.15})$$

3) находится запас полезного ископаемого в объеме призмы из выражения

$$Q_i = V_i R_i \text{ или } Q_i = V_i R; \quad (\text{XII.16})$$

4) вычисляется запас металла в объеме призмы по формуле

$$P_i = Q_i c_i \text{ или } P_i = \frac{Q_i c_i}{100}. \quad (\text{XII.17})$$

Вычисления по отдельным призмам пояснений не требуют.

Общий запас полезного ископаемого или полезного компонента по всей залежи получается суммированием запасов призм во внутреннем контуре и междоконтурной полосе.

Во внутреннем контуре запас по призмам подсчитывается до указанной контурной линии.

На рис. XII.11 кроме внутреннего построен и внешний контур, представляющий линию выклинивания залежи или линию минимальной промышленной мощности.

Для подсчета запасов в междоконтурной полосе способом ближайшей площади делают следующие построения. В точках расположения граничных разведочных выработок проводят перпендикуляры к сторонам внутреннего контура в случае, если эти стороны образуют углы более 180° , и биссектрисы в случае вогнутого внутреннего контура. Эти перпендикуляры и биссектрисы проводят пунктиром до пересечения с линией наружного контура.

Для подсчета запасов междоконтурной полосы по способу ближайшего района строится средняя линия междоконтурной полосы,

проходящая через середины построенных перпендикуляров и биссектрис. Последней межконтурная полоса делится на две части. Часть, прилегающая к внутреннему контуру, разбивается перпендикулярами, проведенными к серединам сторон внутреннего контура, на многоугольники, тяготеющие к соответствующим граничным рудным выработкам. Запасы по каждому такому многоугольнику находятся исходя из площади многоугольника и показателей разведочной выработки.

Суммируя их, получают общую цифру запаса указанной части межконтурной полосы. В случае подсчета в пределах нулевого контура эти запасы будут запасами всей межконтурной полосы. Основанием для этого является предположение, что за-

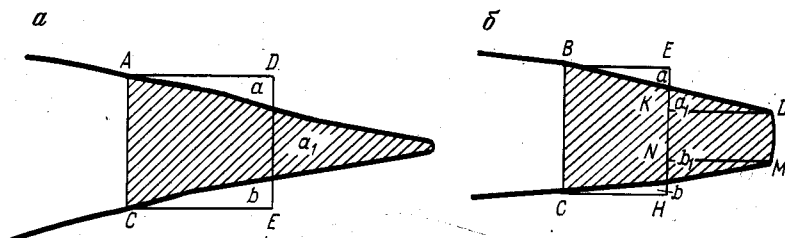


Рис. XII.12. К определению мощности залежи в межконтурной полосе.

лежь выклинивается постепенно по направлению от внутреннего контура к наружному. Как следует из рис. XII.12, а, часть a_1 межконтурной полосы, запасы которой условно приравниваются нулю, компенсируются дополнительными частями a и b контура $ADEC$ вследствие распространения мощности залежи от внутреннего контура до средней линии межконтурной полосы.

В случае, если наружный контур представлен минимальной промышленной мощностью, запасы части межконтурной полосы, прилегающей к наружному контуру, подсчитываются сразу для всей ее площади по минимальной промышленной мощности. Основанием для этого служит то, что части залежи (рис. XII.12, б) a_1 и b_1 , выпадающие из подсчета при определении фигуры $KLMN$, компенсируются соответственно равновеликими им частями a и b , включаемыми в подсчет при определении запасов в контуре $BEHC$.

Способ ближайшего района находит широкое применение при подсчете запасов россыпных месторождений, разведанных с помощью шурфов или бурением. Указанные месторождения, как известно, разведываются выработками, располагаемыми по линиям, перпендикулярным к тальвегу долины. Последний обычно представляется кривой или ломаной линией. Поэтому разведочные линии расположены под углом друг к другу.

При подсчете запасов россыпей применяют разные способы выделения ближайших районов. Наиболее простым является следующий.

Между разведочными линиями (рис. XII.13, а) проводят биссектрисы углов или линии, соединяющие середины отрезков бортовой линии, заключенных между каждой парой соседних разведочных линий. Из середин интервалов между разведочными выработками в пределах промышленного контура прово-

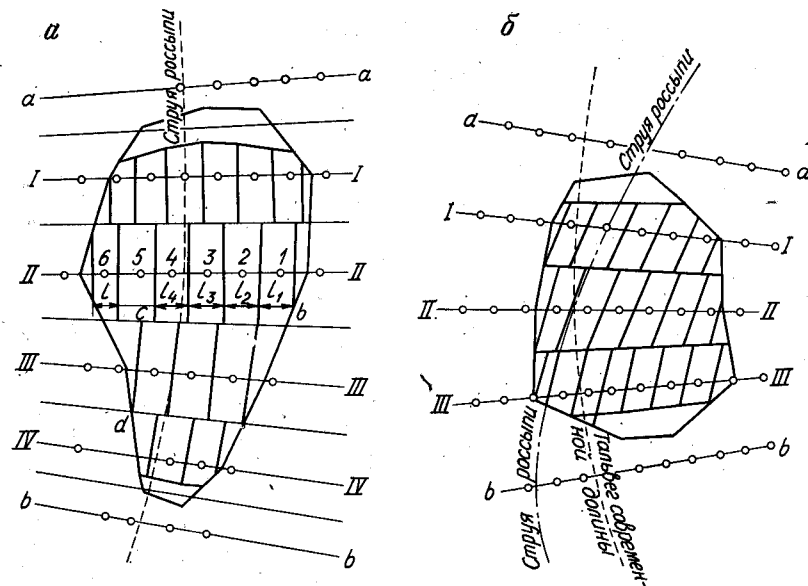


Рис. XII.13. Построение ближайших площадей на разведанной россыпи

дят перпендикуляры до пересечения их с указанными выше биссектрисами. В результате получают районы влияния рудных выработок. В краевых частях они не удовлетворяют строго геометрическому принципу, положенному в основу способа ближайшего района. Но практически получаемые результаты близки к подсчетам при строгом соблюдении основ способа. Наружный контур здесь берется по минимальным значениям промышленных показателей. Около него обычно проводят средние линии ab , cd и др., делящие пополам расстояния между разведочными выработками и точками наружного контура. При этом запасы многоугольников, образованных средними линиями и бортовой линией, подсчитывают по показателям последней.

При подсчете запасов, как и во многих других задачах, решаемых методами геометрии, должны строго учитываться решающие естественно-геологические условия. Для россыпей

к числу таких условий относится геоморфология и связанное с ней распределение металла в разных участках залежи.

Если тальвег современной долины совпадает или параллелен тальвегу древней долины (рис. XII.13, а), совпадающему с направлением струи россыпи, то сделанное выше выделение районов влияния выработок будет соответствовать геоморфологии россыпи.

Часто указанного совпадения струи россыпи с осью современной долины не наблюдается (рис. XII.13, б). В этом случае строгое проведение геометрической основы способа может ухудшить результат подсчета вследствие резкого несоответствия принципа выделения «ближайших районов» действительному распределению металла в россыпи.

В подобных случаях рекомендуется пользоваться так называемым геоморфологическим способом построения районов влияния выработок (ближайших районов), заключающимся в следующем.

После построения наружного контура россыпи по минимальным промышленным показателям по каждой разведочной линии внутри указанного контура находится точка местоположения струи россыпи, совпадающая с максимумом содержания. Совокупность этих точек дает направление струи (на рис. XII.13, б оно не совпадает с осью современной долины).

После определения направления струи построение районов влияния выработок выполняют следующим образом.

Посередине между каждой парой соседних рудных выработок проводят прямые, параллельные струе россыпи в данном месте, до пересечения с построенными ранее биссектрисами или линиями, соединяющими середины бортов данного блока. Общий запас залежи получается суммированием запасов по всем выделенным районам влияния.

При необходимости характеристики средних значений показателей по всей залежи, запасы которой подсчитаны способом ближайшего района, указанные показатели находятся из выражений:

$$m_{cp} = \frac{V}{S}; \quad R_{cp} = \frac{Q}{V}; \quad c_{cp} = \frac{P}{Q} 100.$$

Способ ближайшего района находит широкое применение при подсчете запасов горизонтальных или пологих залежей, линз, а также массивных залежей порфиновых руд, разведанных с поверхности шурфами и бурением. Он обладает рядом достоинств:

1) допускает разбивку площади только одним способом, поэтому подсчитанные запасы имеют только одно значение;

2) запасы отдельных, ближайших к выработкам площадей характеризуются показателями этих выработок, следовательно, при выделении промышленных запасов по различным призна-

кам подсчет их производится легко, путем суммирования запасов соответствующих призм;

3) способ применим при неравномерном распределении выработок и значительных колебаниях показателей залежи.

Недостатком способа следует считать некоторую громоздкость построения ближайших площадей.

§ 6. МЕТОД ИЗОЛИНИЙ

Способ изолиний применительно к определению объема рудных тел сложной формы достаточно подробно рассмотрен в предыдущей главе (способ объемной палетки). Там же показано, что подсчет запаса полезного ископаемого в весовой мере может быть сведен к определению объема. При этом, как показал П. К. Соболевский, нет никакой принципиальной разницы между подсчетом запасов полезного ископаемого с постоянным и переменным содержаниями, так как рудное тело с переменным содержанием легко приводится к условному телу (слитку металла).

При определении запаса полезного ископаемого способом изолиний в объемной мере дело сводится к определению объема залежи по плану залежи с изолиниями равных мощностей.

Для определения запаса полезного ископаемого в весовой мере необходимо построить условное тело, объем которого выражает запас в весовой мере. Построение условного тела производится при помощи изолиний равных значений линейного запаса полезного ископаемого или полезного компонента (металла).

Линейный запас полезного ископаемого в данной точке получается умножением плотности его на мощность залежи в этой точке (выработке) и представляет собой запас, заключенный в призме с высотой, равной мощности рудного тела, и площадью основания, равной единице.

Аналогично линейный запас металла в данной точке получается умножением линейного запаса полезного ископаемого на содержание металла в этой точке.

Условное тело, изображенное на плане в изолиниях линейного запаса полезного ископаемого или металла, в геометрическом отношении представляет собой полную аналогию с залежью, изображенной на плане в изомощностях. Поэтому приемы определения объемов залежей, изложенные выше, пригодны для определения объемов условных тел, выражающих запас в весовой мере.

При подсчете запасов руд, плотность которых изменяется мало, следует сначала строить условный график линейных запасов металла как произведение в каждой точке мощности на содержание полезного компонента (метропроценты, метрограммы) с тем, чтобы, определив известными способами объем

этого условного тела и умножив его на средний объемный вес, получить в весовой мере запас полезного компонента.

Основным достоинством метода изолиний является то, что графики, используемые при подсчете запасов, в наглядной форме дают представление о распределении полезного компонента в рудном теле и размещении запасов металла в пределах общих контуров залежи, а сам подсчет производится просто и не требует применения специальных приборов.

§ 7. СПОСОБЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При подсчете запасов пластовых, главным образом угольных, месторождений дело сводится к установлению количества полезного ископаемого в весовой мере.

Применительно к характеру залегания пластов рассмотрим три случая:

а) падение пласта сохраняет более или менее свою величину по всей площади подсчета;

б) падение пласта изменяет свою величину в направлении вкрест простирания и сохраняет ее по простиранию пласта;

в) падение пласта изменяется как вкрест простирания, так и по простиранию пласта.

В первом случае площадь подсчета запасов представляет собой прямоугольник, в пределах которого устанавливаются наблюдениями: средний угол падения $\delta_{\text{ср}}$ пласта, средняя нормальная $m_{\text{ср}}$ мощность его и плотность R полезного ископаемого. При этом запас полезного ископаемого в объемной мере найдется из выражения

$$V = S_{\text{п}} m_{\text{ср}}, \quad (\text{XII.18})$$

где $S_{\text{п}}$ — площадь блока в плоскости пласта, в свою очередь определяемая по формуле

$$S_{\text{п}} = \frac{B}{\cos \delta_{\text{ср}}}, \quad (\text{XII.19})$$

здесь B — площадь выделенного блока (участка на плане). В случае изображения крутого пласта в проекции на вертикальную плоскость площадь пласта $S_{\text{п}}$ находится из выражения

$$S_{\text{п}} = \frac{C}{\sin \delta_{\text{ср}}}, \quad (\text{XII.20})$$

где C — площадь выделенного блока на вертикальной проекции.

Во втором случае участок подсчета делится по падению на несколько блоков. В каждом блоке падение пласта принимается постоянным и запас в объемной мере по блоку подсчитывается по приведенным выше формулам. Общий запас по участку равен сумме запасов блоков.

В третьем случае, когда падение пласта изменяется вкрест простирания и по простиранию, деление участка на блоки с постоянным углом падения становится затруднительным и неудобным. В этом случае запас полезного ископаемого в объемной мере подсчитывается для всего выделенного контура способом, предложенным В. И. Бауманом, по формуле

$$V = S_{\text{п}} m_{\text{ср}}, \quad (\text{XII.21})$$

где $S_{\text{п}}$ — площадь поверхности пласта, определяемая выражением

$$S_{\text{п}} = \sqrt{B^2 + C^2}.$$

Для всех трех указанных случаев запас полезного ископаемого в весовой мере подсчитывается по формуле

$$Q = VR, \quad (\text{XII.22})$$

где R — плотность полезного ископаемого в массиве.

Первый из рассмотренных способов называется способом среднего угла падения, второй — способом участков равного падения и третий — способом Баумана или способом изогипс.

§ 8. ДРУГИЕ СПОСОБЫ ПОДСЧЕТА. О ТОЧНОСТИ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

Выше приведены типовые, установившиеся в практике подсчета запасов способы, используя и комбинируя которые можно удовлетворительно решить сложную и ответственную технико-экономическую задачу подсчета запасов полезных ископаемых.

Из рассмотренных типовых способов подсчета в практике чаще пользуются способами геологических и эксплуатационных блоков. Первым — при подсчетах запасов по данным детальной разведки, а вторым — при подсчетах по данным эксплуатационной разведки и горных работ, периодических пересчетах запасов на горном предприятии.

Во многих случаях подсчет запасов полезного ископаемого осуществляется не одним, а комбинацией нескольких способов. Например, при подсчете запасов части или всего месторождения может применяться комбинация двух способов, при которой по одному из способов месторождение (или его часть) расчленяется на подсчетные блоки, а подсчет запасов в пределах этих блоков осуществляется другим способом. Делается это с целью достижения удобства использования результатов подсчета запасов при проектировании разработки и планировании добычи или обеспечения контроля выполненного подсчета.

Комбинировать между собой можно не все способы. Наиболее часто комбинируется с другими способ разрезом. При этом рудное тело расчленяется разрезами на части, в пределах кото-

рых подсчет запасов в блоках, между разрезами или в плоскости сечения осуществляется другим способом. Так, например, путем комбинации способа разрезов со способом многоугольников подсчитывались запасы Коунрадского медного месторождения. В этом случае система горизонтальных сечений была приурочена к будущим эксплуатационным уступам, а в пределах каждого уступа запасы подсчитывались способом многоугольников. Комбинируя способ разрезов со способом изолиний, построенных в плоскостях разрезов, были подсчитаны запасы некоторых медных и полиметаллических месторождений. Возможна комбинация способа разрезов со способами треугольников и среднего арифметического или комбинация способа эксплуатационных блоков со способом изолиний.

Комбинации разных способов подсчета для одного и того же месторождения осуществляются в тех случаях, когда отдельные части месторождения имеют разную форму или элементы залегания или же когда разведка осуществлена разной системой разведочных работ. Например, на одном из медно-никелевых месторождений запасы богатых руд в жилах определялись способом эксплуатационных блоков, а запасы обширных площадей убогих вкрапленных руд — способом многоугольников. Часто прибегают к комбинации способов подсчета в связи с различным характером разведанности отдельных частей месторождения. Так, в верхних частях крутых залежей, разведанных горными работами, запасы определяются способом эксплуатационных блоков, а в нижних частях, разведанных колонковым бурением, применяют другие способы подсчета (Геологических блоков, вертикальных разрезов, многоугольников, треугольников).

Применение комбинированных способов целесообразно, если оно вытекает из особенностей месторождения, разведки, требований проектирования и эксплуатации.

Для получения схематической числовой оценки геологических перспектив того или иного месторождения или района иногда прибегают к статистическому способу, сущность которого заключается в том, что на части оцениваемой площади определяют по результатам добычи или детальной разведки выход полезного ископаемого на единицу площади или объема, а затем распространяют на всю остальную площадь, в пределах которой сохраняется аналогичная геологическая обстановка. Запасы, определяемые таким образом, относятся к низким категориям и часто являются грубо приближенными.

Указанным способом можно ориентировочно оценивать запасы отдельных месторождений, полей и районов.

Оценка запасов отдельных месторождений статистическим способом применяется редко. К нему приходится прибегать при подсчете запасов месторождений с ценным сырьем, исключительно неравномерно распределенным в залежи. Примером может служить подсчет запасов горного хрусталя в хрусталенос-

ных зонах. Известно, что этим способом подсчитывались запасы некоторых фосфоритовых месторождений и даже запасы железных руд (Омутнинская группа). Для этого производилось определение выхода фосфорита или руды с 1 м² площади и полученный результат распространялся на площади выделенного контура.

Чаще прибегают к статистическому способу при ориентировочной оценке перспектив крупных районов.

Выбор способа подсчета запасов определяется многими факторами. Из них отметим здесь некоторые как типовые, а именно: форма и размеры залежей, система разведки, существующая или практикуемая система разработки, размещение минерализации и элементы залегания тел полезного ископаемого.

Система разведки месторождения влияет на выбор способа подсчета запасов не меньше, чем форма залежей. С точки зрения выбора способа подсчета запасов все системы разведок делятся на две группы:

1) разведка горными выработками (при этом тела непрерывно прослеживаются в одном или в нескольких направлениях);

2) разведка шурфами или буровыми скважинами.

При разведке залежей горными выработками, мощность которых меньше ширины забоя, следует применять способ эксплуатационных блоков, а при разведке мощных залежей — способ разрезов. При разведке шурфами или скважинами можно применять все способы, кроме способа эксплуатационных блоков.

Очень чувствителен к системе разведки, особенно к расположению выработок, способ разрезов. Он требует расположения выработок вдоль линий и плоскостей.

Система разработки залежи не решает вопроса о способе подсчета запасов, но обязательно должна учитываться при выборе того или иного способа. Выбор желательно останавливать на таком способе или комбинации способов, которые давали бы цифры запасов по горно-эксплуатационным единицам (блокам, этажам, уступам, крыльям и т. д.). Иначе, для целей планирования горных работ будет требоваться пересчет. Хотя это требование не всегда выполнимо, но к его выполнению следует стремиться. Этому требованию лучше удовлетворяет способ геологических и особенно эксплуатационных блоков. Часто удается выполнять это требование при использовании метода изолиний.

Способ горизонтальных параллельных сечений позволяет получать цифры запасов по отдельным этажам и горизонтам.

Способы многоугольников и треугольников этим целям отвечают только в комбинации с другими способами.

Данные практики показывают, что при подсчете запасов рудных месторождений очень широко применялся способ разрезов и эксплуатационных блоков. Довольно часто применяют

также способы многоугольников и геологических блоков. На угольных месторождениях с наклонным и крутым падением пластов и выдержанной мощностью часто применяют способ изогипс.

О точности подсчета запасов. Погрешность подсчета запасов в основном складывается из погрешностей технических, аналогий и оконтуривания.

Технические погрешности являются результатом неточного определения числовых значений показателей (мощности, плотности, содержания компонентов, площади) в различных точках залежи. Их величины зависят не только от чисто технических факторов, связанных с определением показателей, но и от ряда естественных условий (условий залегания, физико-химических свойств полезного ископаемого и др.).

Если известны характер (знак) и величина погрешностей отдельных измерений (определений), то нетрудно оценить влияние их на конечные результаты подсчета запасов или средних значений показателей, пользуясь известными формулами погрешности функции от измеренных величин.

Технические погрешности могут быть случайными и систематическими.

Грубые погрешности (промахи), так же как и систематические, должны быть выявлены контрольными определениями и исключены путем введения поправочных коэффициентов или данных контрольных измерений. Поэтому последующее изложение имеет в виду неизбежные случайные погрешности.

Технические погрешности не связаны с изменчивостью залежи, поэтому метод оценки их влияния на конечный результат подсчета остается одним и тем же, независимо от формы разведочной сетки и густоты разведочных точек.

Перечислим основные факторы, обусловившие появление погрешностей, и практически наблюдаемые величины их в относительном выражении.

Точность измерения мощности зависит главным образом от вида разведочных работ, характера контакта залежи с вмещающими породами, крепости и однородности полезного ископаемого, величины мощности залежи.

Точность измерения мощности в горных выработках выше, чем в буровых скважинах. В обнажениях, доступных для непосредственного измерения мощности, при четком прямолинейном контакте ее можно измерить с относительной погрешностью до 2—3%, тогда как при бурении, даже при хорошем выходе керна, погрешности измерения колеблются в пределах 5—10%, а при неблагоприятных условиях достигают 30% и выше. Колонковое бурение дает в этом отношении лучшие результаты, чем ударное.

При неотчетливом, скрытом контакте залежи с боковыми породами, устанавливаемом опробованием, точность замера мощ-

ности даже в горных выработках остается невысокой, зависящей от плотности точек опробования.

Относительная погрешность измерения мощности связана с величиной самой мощности. Так, например, жилы мощностью 0,4 и 1,2 м при точности измерения в 1 см в первом случае будут давать относительную погрешность 2,5%, во втором — 0,81%.

Точность определения плотности R полезного ископаемого зависит от характера полезного ископаемого, способа определения и числа этих определений. При определении R способом пробной вырубki относительная погрешность достигает 3—5%. Отдельные определения R способом гидростатического взвешивания дают меньшую погрешность, но при недостаточном числе определений они менее представительны, чем взвешивания проб при пробной вырубке. Основным недостатком при этом является недопустимо редкое определение R , а часто — принятие их по аналогии со сходными месторождениями.

С наибольшими погрешностями определяются содержания компонентов в руде. Они слагаются из погрешностей опробования, обработки проб и химического анализа.

Определяющей частью является погрешность химического анализа. Последняя в зависимости от характера полезного ископаемого и величины процентного содержания компонента может колебаться в широких пределах — от 0,25 до 10—25%. Нижний предел характерен для анализов высокопроцентных железных руд, верхний — для полиметаллических руд и руд редких элементов.

Погрешности графических определений зависят от точности съемки, построения плана и измерения по плану необходимых величин.

При соблюдении предъявляемых требований к съемке, обработке, масштабу и измерениям на плане погрешность графических построений по сравнению с другими погрешностями подсчета запасов незначительна и практически может в расчет не приниматься.

При подсчете запасов существующими способами мы имеем дело с умножением величин, входящих в формулы подсчета, и с суммированием запасов отдельных частей залежи. Поэтому общая погрешность подсчета, зависящая от технических погрешностей, вычисляется как погрешность произведения и суммы по общепринятым формулам теории погрешностей.

Погрешности аналогии при подсчете запасов своим происхождением обязаны тому обстоятельству, что запасы, как правило, вычисляются по ограниченному числу данных, т. е. погрешности аналогии являются следствием замены действительной формы залежи некоторой условной формой.

Оценка числовых значений погрешностей аналогии является более трудной задачей по сравнению с оценкой технических погрешностей ввиду недостаточной изученности вопроса.

Поэтому в главе VII при анализе скрытой топографической поверхности погрешности аналогии применительно к линейным и объемным показателям были рассмотрены в общем виде.

В ряде работ для оценки погрешности подсчета запасов, например определения объема, рекомендуется формула

$$M = \frac{tV}{\sqrt{n}}, \quad (\text{XII.23})$$

где t — коэффициент вероятности; V — коэффициент вариации; n — число точек определения показателя залежи (мощности).

Она справедлива для случайного характера разведочной выборки.

При неслучайном и промежуточном характере выборки, т. е. при наличии направленных изменений показателей залежи, дисперсия их не имеет прямой связи с погрешностью аналогии и формула (XII.23) дает искаженный, завышенный результат. В связи с этим появились предложения об использовании при оценке величины погрешности аналогии метода конечных разностей, в частности вторых последовательных разностей. Применительно к задачам геометризации и подсчета запасов метод нашел свое признание.

По нему, например, погрешности аналогии в определении объема по данным квадратной разведочной сетки и промежуточном характере выборки по работе [35] выражаются в виде

$$\frac{\Delta V}{V} \% \approx \sqrt{\frac{\sum (\Delta'')^2}{6k}} \frac{100}{m_{\text{ср}} \sqrt{n}}, \quad (\text{XII.24})$$

где Δ'' — вторые последовательные разности, вычисляемые по выборочным значениям (мощности); k — число вторых разностей; $m_{\text{ср}}$ — среднее значение мощности залежи; n — число определений мощности.

Погрешность определяется неоднозначно и заключена в пределах

$$\frac{30}{m_{\text{ср}} \sqrt{n}} \sqrt{\frac{\sum (\Delta'')^2}{6K}} < \frac{\Delta V}{V} < \frac{120}{m_{\text{ср}} \sqrt{n}} \sqrt{\frac{\sum (\Delta'')^2}{6k}}. \quad (\text{XII.25})$$

Нижний предел соответствует неслучайной, а верхний — случайной разведочной выборке.

Указанные пределы обуславливают погрешность расчета погрешности аналогии объема.

Если построить кривую погрешностей по формуле (XII.23), то кривые погрешностей, построенные по верхнему и нижнему пределам, определяемым формулой (XII.25), расположатся в некоторых пределах около первой кривой. Относительные разности ординат в некоторой точке кривых (XII.24) и (XII.25) выражают погрешность расчета. Эта погрешность, согласно формуле (XII.25), может достигать 70%.

Исследования, проведенные на существенно различных моделях, дают расхождения между предельными фактическими и вычисленными.

Вторые разности начинают характеризовать кривые изменения показателей с определенного предела их дробления. Следовательно, способы, основанные на использовании вторых разностей, могут давать результаты, удовлетворяющие точности инженерных расчетов лишь при сравнительно высокой плотности разведочной сетки. При малой ее плотности вторые разности теряют отмеченные значения. Избежать этого не представляется возможным, так как никакие математические приемы не могут восполнить недостаточность разведки.

Сопоставление данных подсчета показывает близость конечных цифр запасов руды и металлов. Следовательно, с точки зрения точности определения запасов основные способы находят приблизительно в одинаковых условиях. Но так как подсчет запасов должен давать не только оценку количества и качества запасов, а и характеризовать их пространственное размещение, то применение простых способов подсчета не должно приводить к примитивному изображению геологического строения и отсутствию ясности в контурах залежи.

Качество подсчета определяется детальностью разведки и качеством выполняемых работ.

Изложенное позволяет сделать заключение:

а) для учета влияния технических погрешностей могут быть во всех случаях использованы известные формулы теории погрешностей, определяющие погрешность функции в зависимости от погрешностей измеренных величин;

б) возможность оценки погрешности аналогии при подсчете запасов появляется, строго говоря, при наличии правильной разведочной сетки достаточной густоты и достаточном числе разведочных выработок;

в) применимость формул математической статистики ограничивается рядом факторов (характером изменчивости показателей залежи, формой разведочной сетки и характером применяемых способов подсчета). Очевидно, эти формулы могут быть применимы при определенном характере изменчивости залежи, равномерном расположении разведочных точек и при подсчете запасов способами, использующими средние значения показателей, полученные из большого числа данных;

г) оценка подсчета запасов величиной погрешности возможна только при подсчете запасов высшей категории;

д) точность исходных данных, поступающих в подсчет, а следовательно, точность подсчета запасов такова, что позволяет вычисления вести с четырьмя значащими цифрами, округляя четвертый знак до целых.

В окончательных результатах подсчета следует оставлять только три значащие цифры, заменяя остальные нулями.

РАЗДЕЛ ПЯТЫЙ
**УПРАВЛЕНИЕ ЗАПАСАМИ
НА ГОРНОМ ПРЕДПРИЯТИИ**

В разделе рассматриваются вопросы управления запасами полезного ископаемого на горном предприятии применительно к задачам маркшейдерской службы.

Управление запасами призвано обеспечить бесперебойную работу горного предприятия, высокое извлечение полезного ископаемого из недр и добычу руды заданного состава. В основе управления запасами лежит объективная характеристика месторождения полезного ископаемого в пределах шахтного поля или поля разреза, горно-геологических условий разработки и состояния горных работ, нашедшая свое выражение в геолого-маркшейдерской документации, в том числе в виде результатов геометризации месторождения.

Добыча полезного ископаемого заданного состава предполагает организацию горных работ в режиме усреднения качества руды.

Исходя из сказанного настоящий раздел содержит три главы. В главе XIII изложены основные положения усреднения качества руд при их добыче, представляющие собой математическую основу указанного процесса. При этом следует отметить, что по состоянию вопроса на данный момент его рассмотрение выполнено применительно к условиям открытой разработки. Однако принятые при этом общие методические положения могут быть полезными при решении данной задачи в условиях подземной разработки месторождений.

Глава XIV раздела посвящена учету состояния и движения запасов потерь и разубоживания полезного ископаемого. В ней, в частности, рассмотрены: классификация запасов по степени подготовленности их к добыче, периодические пересчеты запасов, расчет промышленных запасов, нормирование подготовленных и готовых к выемке запасов, нормирование, определение и учет потерь и разубоживания полезного ископаемого при добыче.

Раздел завершается главой, посвященной маркшейдерскому контролю оперативного учета добычи.

ГЛАВА XIII
**ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ УСРЕДНЕНИЯ
КАЧЕСТВА РУД ПРИ ИХ ДОБЫЧЕ ***

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Колебания характеристик качественного состава добываемых руд (содержаний полезных компонентов и вредных примесей, гранулометрического состава и т. п.) значительно затрудняют управление технологическими процессами переработки. В связи с этим одним из важнейших факторов повышения эффективности обогатительных и металлургических процессов является усреднение качественного состава минерального сырья. Усреднение осуществляют как при общей, так и при раздельной переработке руд различных сортов. Усреднение может выполняться оперативно в течение периодов времени, сопоставимых со сменами или сутками (оперативное усреднение) или в течение больших интервалов времени (перспективное усреднение). Перспективное усреднение производят планированием горных работ на соответствующие периоды времени (годовое, квартальное, месячное планирование). Оперативное усреднение осуществляется при декадном и недельно-суточном планировании горных работ, оперативном управлении транспортом и с помощью специальных усреднительных устройств в технологической цепи. К таким устройствам относятся усреднительные штабели дробленой и недробленой руды, бункера обогатительных и дробильно-сортировочных фабрик, различные смесители для пульпы и измельченной руды.

Неоднородность качественного состава потока руды, отправляемой на переработку, зависит от изменчивости качества руд в забоях, особенностей формирования общего потока руды из отдельных забоев, результатов действия усреднительных устройств, а также промежуточных технологических процессов переработки, например дробления, сортировки и т. п.

Наибольшие практические трудности на горных предприятиях возникают при оперативном усреднении качества руд, поскольку оно требует обычно высокой организации геолого-маркшейдерской и других служб горного предприятия и значительных капитальных затрат. Почти все задачи, решаемые при оперативном усреднении, непосредственно связаны с вопросами оперативного прогнозирования качества добываемого сырья и с работой усреднительных устройств, занимающих центральное место в этом процессе. Усреднительные устройства позволяют получить однородность характеристик качественного состава даже для сравнительно небольших объемов руды и тем самым

* Автор главы доц., канд. техн. наук Е. И. Азбель.

оказывать непосредственное влияние на эффективность последующих технологических процессов переработки.

Для исследования усреднительных процессов наиболее перспективным является использование аппарата теории случайных функций. Это связано с тем, что изменения характеристик качественного состава руд являются случайными функциями пространственных координат месторождения или времени. Поэтому применение указанного аппарата позволяет непосредственно учитывать структуру этих процессов и тем самым исследовать вопросы усреднения с наиболее общих позиций. Усреднение руды в процессе добычи предусматривает решение целого комплекса задач:

- а) изучение статистической структуры изменчивости качества руд в недрах и потоках руд;
- б) прогнозирование показателей качества в рудных блоках;
- в) оперативное планирование горных работ в режиме усреднения;
- г) определение объемов усреднительных складов и технологических режимов их работы;
- д) обоснование числа добычных забоев.

При необходимости одновременно с решением задачи по пунктам «б», «в», «г», «д» могут быть обоснованы также параметры разведочной сети при эксплуатационном опробовании с учетом требований усреднения руд.

Рассмотрим некоторые особенности решения указанных задач усреднения качества руд.

§ 2. СТАТИСТИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА ИЗМЕНЧИВОСТИ КАЧЕСТВА РУД

Под исследованием статистической структуры изменчивости качественного состава следует понимать определение ее статистических характеристик — математических ожиданий, дисперсий и корреляционных функций [2]. Для упрощения обозначений и без нарушения общности исследования статистической структуры изменчивости удобно производить применительно к какому-то одному произвольному компоненту X качественного состава. Пространственную изменчивость качественного состава руды в месторождении или отдельных его участках можно охарактеризовать некоторой случайной функцией $X(\bar{p})$ точки $\bar{p}$ трехмерного пространства.

В частных случаях пространственная изменчивость может рассматриваться по одной или двум составляющим вектора $\bar{p}$ (одномерная или двумерная пространственная изменчивость).

Качественный состав перерабатываемого потока руды случайным образом меняется в различные моменты времени t . Поэтому содержание компонента X в потоке руды является случайной функцией времени $X(t)$.

Таким образом, одномерная пространственная изменчивость или изменчивость потока руды описываются случайными функциями скалярного аргумента, а многомерная пространственная изменчивость — случайными функциями векторного аргумента.

Случайная функция времени обычно называется случайным процессом, а случайная функция координат точки пространства — случайным полем.

Полной статистической характеристикой случайной функции $X(\bar{p})$ является ее многомерная функция распределения вероятностей, т. е. должна быть задана $n=1, 2, 3, \dots$ -мерная функция распределения F_n :

$$F_n(x_1, \bar{p}_1; \dots; x_n, \bar{p}_n) = \text{Вер} [X(\bar{p}_1) < x_1, \dots, X(\bar{p}_n) < x_n], \quad (\text{XIII.1})$$

соответствующая любому сочетанию векторов $\bar{p}_i$ из области задания функции $X(\bar{p})$ при произвольном n . Вместо n -мерной функции распределения F_n может быть задана $n=1, 2, 3, \dots$ -мерная совместная плотность вероятностей f_n

$$f_n(x_1, \bar{p}_1; \dots; x_n, \bar{p}_n) = \frac{\partial^n F_n[x_1, \bar{p}_1; \dots; x_n, \bar{p}_n]}{\partial x_1 \partial x_2 \dots \partial x_n} = \text{Вер} [x_1 < X(\bar{p}_1) < x_1 + dx_1; \dots; x_n < X(\bar{p}_n) < x_n + dx_n]. \quad (\text{XIII.2})$$

При экспериментальных исследованиях обычно обходятся более простыми характеристиками случайных функций: математическим ожиданием $M[X(\bar{p})]$, дисперсией $D[X(\bar{p})]$ и корреляционной функцией $K_x(\bar{p}_1, \bar{p}_2)$, которые имеют следующие выражения:

$$M[X(\bar{p})] = \int_{-\infty}^{+\infty} x f_1(x, \bar{p}) dx; \quad (\text{XIII.3})$$

$$D[X(\bar{p})] = \int_{-\infty}^{+\infty} \{x - M[X(\bar{p})]\}^2 f_1(x, \bar{p}) dx; \quad (\text{XIII.4})$$

$$K_x(\bar{p}_1, \bar{p}_2) = \int_{-\infty}^{+\infty} \int_{-\infty}^{+\infty} \{x_1 - M[X(\bar{p}_1)]\} \{x_2 - M[X(\bar{p}_2)]\} \times \\ \times f_2(x_1, \bar{p}_1; x_2, \bar{p}_2) dx_1 dx_2. \quad (\text{XIII.5})$$

Из выражений (XIII.3), (XIII.4), (XIII.5) видно, что для определения математического ожидания, дисперсии и корреляционной функции нужно иметь функции распределения вероятностей F_n (или совместные плотности вероятностей f_n) не выше второго порядка.

Среди множества случайных функций для практики исключительно большое значение имеют однородные случайные функции, статистические характеристики которых не зависят от сдвига системы точек $p_1, p_2, \dots, p_n$ на один и тот же произвольный вектор p_0 , т. е. при $n=1, 2, 3 \dots$

$$F_n(x_1, \bar{p}_1; \dots; x_n, \bar{p}_n) = F_n(x_1, \bar{p}_1 + \bar{p}_0; \dots; x_n, \bar{p}_n + \bar{p}_0). \quad (\text{XIII.6})$$

В частности, для однородных случайных функций математическое ожидание $M[X(\bar{p})]$ и дисперсия $D[X(\bar{p})]$ постоянны, т. е.

$$M[X(\bar{p})] = M_x; \quad (\text{XIII.7})$$

$$D[X(\bar{p})] = D_x. \quad (\text{XIII.8})$$

а корреляционная функция $K_x(\bar{p}_1, \bar{p}_2)$ зависит лишь от разности $\tau = \bar{p}_2 - \bar{p}_1$ векторов $\bar{p}_2$ и $\bar{p}_1$:

$$K_x(\bar{p}_1, \bar{p}_2) = K_x(\bar{\tau}). \quad (\text{XIII.9})$$

Очевидно, что

$$K_x(\bar{p}, \bar{p}) = K_x(0) = D_x. \quad (\text{XIII.10})$$

Однородная функция называется изотропной, если ее корреляционная функция зависит только от скалярного аргумента $\tau = |\bar{\tau}|$ — расстояния между точками $\bar{p}_1$ и $\bar{p}_2$, т. е.

$$K_x(\bar{p}_1, \bar{p}_2) = K_x(\tau). \quad (\text{XIII.11})$$

Свойство однородности случайной функции скалярного аргумента носит название стационарности.

На практике обычно делается допущение, что однородная случайная функция $X(\bar{p})$ обладает эргодическим свойством. Это означает, что трудно осуществимое исследование случайной функции по множеству реализаций можно заменить наблюдением за одной реализацией случайной функции $X(\bar{p})$ в достаточно большой пространственной области.

Применительно к пространственной изменчивости качественного состава руд функция $X(\bar{p})$ может быть названа случайной в смысле теории случайных функций лишь условно. Это связано с тем, что принципиально имеется лишь единственная реализация, на основании которой исследуется статистическая структура изменчивости. Поэтому однородность и эргодичность случайной функции $X(\bar{p})$ не могут быть доказаны, а принимаются как гипотезы.

Эргодичность означает, что математическое ожидание и корреляционная функция, полученные усреднением по одной реализации, при неограниченном увеличении диаметра области могут быть с вероятностью сколь угодно близкой к единице приближены к соответствующим характеристикам, полученным

усреднением по всему множеству реализаций случайного поля. На практике использование гипотезы эргодичности ввиду ограниченности размеров рассматриваемых участков месторождений позволяет определить рассмотренные выше характеристики с некоторыми погрешностями.

В общем случае имеет место анизотропная пространственная изменчивость качества руд. Очевидно, что составляющие эргодической однородной случайной функции $X(\bar{p})$ вдоль различных направлений будут представлять собой эргодические стационарные случайные функции скалярных аргументов. Поэтому для изучения однородных анизотропных случайных функций $X(\bar{p})$ целесообразно использовать их реализации вдоль различных направлений.

Обозначим через $x(l)$ конкретную реализацию эргодической однородной случайной функции $X(\bar{p})$ на некотором отрезке прямой l , имеющем достаточно большую длину L .

Тогда формулы (XIII.3), (XIII.4) и (XIII.5) примут следующий вид:

$$M_x = \frac{1}{L} \int_0^L x(l) dl; \quad (\text{XIII.12})$$

$$D_x = \frac{1}{L} \int_0^L [x(l) - M_x]^2 dl; \quad (\text{XIII.13})$$

$$K_x^{(l)}(\tau) = \frac{1}{L - \tau} \int_0^{L-\tau} [x(l) - M_x][x(l + \tau) - M_x] dl. \quad (\text{XIII.14})$$

Таким образом, многомерная задача исследования пространственной изменчивости качественного состава минерального сырья по экспериментальным данным как для изотропного, так и для анизотропного случаев сводится к задаче исследования одномерной пространственной изменчивости. Одномерная пространственная изменчивость руды и изменчивость потока руды являются случайными функциями скалярного аргумента и поэтому имеют одинаковое математическое описание.

Условимся в дальнейшем обозначать аргумент случайной функции скалярного аргумента буквой t независимо от того — является ли этот аргумент временем или переменной координатой на некоторой прямой.

Очевидно, что формулы (XIII.12), (XIII.13) и (XIII.14) непосредственно применимы для изучения эргодических стационарных случайных функций $X(t)$ произвольного скалярного аргумента t .

На практике при расчете усреднительных процессов имеются не непрерывные реализации случайной функции $x(t)$ на некотором конечном интервале T , а значения $x_i = x(t_i)$ этой функ-

ции, взятые в дискретных точках $t_1, t_2, \dots, t_i, \dots, t_n$, которые удалены друг от друга на более или менее равные шаги Δt_i .

Так, информация об изменчивости руд в забоях получается на основании результатов исследования качественного состава проб, взятых вдоль некоторых направлений с шагом, определяемым параметрами разведочной сети и выбранными направлениями. Дискретное опробование потока руды (дробленной, измельченной или пульпы) осуществляется с необходимой частотой в соответствующих пунктах технологической схемы переработки минерального сырья. Поэтому статистический анализ полученной информации может быть выполнен с помощью методов анализа стационарных случайных последовательностей.

В этом случае для получения оценок (XIII.12), (XIII.13) и (XIII.14) необходимо пользоваться следующими формулами:

$$M_x = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i; \quad (\text{XIII.15})$$

$$D_x = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - M_x)^2; \quad (\text{XIII.16})$$

$$K_x(\tau) = \frac{1}{n-m-1} \sum_{i=1}^{n-m} (x_i - M_x)(x_{i+m} - M_x), \quad (\text{XIII.17})$$

где

$$\tau = m \Delta T = \frac{mT}{n}, \quad m < n, \quad m = 1, 2, 3, \dots \quad (\text{XIII.18})$$

За счет замены непрерывных реализаций случайных функций $x(t)$ случайными последовательностями $x(t_i)$ ($i=1, 2, 3, \dots$) возникает дополнительная погрешность при расчете значений M_x , D_x и $K_x(\tau)$.

Как показывают исследования пространственной изменчивости качества руд, в пределах месторождений можно выделить отдельные участки, которые обладают однородностью как в генетическом отношении, так и с точки зрения пространственной изменчивости различных компонентов качественного состава. При этом для относительно протяженных участков месторождений случайную функцию $X(\bar{p})$ часто можно представлять в виде

$$X(\bar{p}) = \hat{X}(\bar{p}) + \varphi(\bar{p}), \quad (\text{XIII.19})$$

где $\hat{X}(\bar{p})$ — случайное однородное поле с нулевым математическим ожиданием; $\varphi(\bar{p})$ — неслучайная функция пространственной переменной $\bar{p}$, называемая трендом.

Аналогично могут быть представлены случайные функции изменчивости качества руды в потоке

$$X(t) = \hat{X}(t) + \varphi(t), \quad (\text{XIII.20})$$

представляющем собой сумму стационарного случайного процесса $\hat{X}(t)$ с нулевым математическим ожиданием и некоторой неслучайной функции времени $\varphi(t)$.

Функции $\varphi(\bar{p})$ и $\varphi(t)$ находятся методами регрессионного анализа. В наиболее простых случаях тренд (линейный) ищется в виде уравнения прямой или плоскости.

Можно показать, что дисперсия и корреляционная функция случайных функций $X(\bar{p})$ и $X(t)$, описываемых соотношениями (XIII.19) и (XIII.20), не зависят от $\bar{p}$ или t и совпадают соответственно с дисперсией D_x и корреляционной функцией $K_x(\tau)$ случайного однородного поля $\hat{X}(\bar{p})$ и стационарного случайного процесса $\hat{X}(t)$.

Таким образом, однородность случайной функции $\hat{X}(\bar{p})$, связанной с пространственной изменчивостью руды, является удобным математическим свойством, которое согласуется с характером природной изменчивости качественного состава минерального сырья в месторождениях.

Свойство стационарности случайного процесса $\hat{X}(t)$ в потоке руды, поступающем на переработку, следует из свойства однородности природной изменчивости $\hat{X}(\bar{p})$, а также из некоторых общих закономерностей формирования потока руды непосредственно при его добыче.

§ 3. ПОСТРОЕНИЕ КОРРЕЛЯЦИОННОЙ ФУНКЦИИ ИЗМЕНЧИВОСТИ ПО ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКИМ ДАННЫМ

Рассмотрим методику практического использования аппарата теории случайных функций для построения корреляционной функции $K_x(\tau)$ изменчивости качества добываемых руд по геолого-маркшейдерским данным в процессе эксплуатации месторождений.

На данном этапе прогнозирования качества руд следует рассматривать двумерную модель изменчивости $X(\bar{p})$ компонента X качественного состава руды относительно точки $\bar{p}$ отрабатываемого горизонта. В общем случае в соответствии с выражением (XIII.19) будем различать детерминированную (тренд) и случайную составляющие изменчивости. При практическом определении $K_x(\tau)$ делается допущение, что $\hat{X}(\bar{p})$ обладает эргодическим свойством.

Составляющая $\hat{X}(\bar{p})$ вдоль фиксированного направления l представляет собой стационарную случайную функцию, для которой корреляционная функция $K_x^{(l)}(\tau)$ зависит только от рас-

стояния между точками $\bar{p}_1$ и $\bar{p}_2$, лежащими на прямой l , т. е.

$$K_x^{(l)}(\bar{p}_1, \bar{p}_2) = K_x^{(l)}(|\bar{\tau}|) = K_x^{(l)}(\tau). \quad (\text{XIII.21})$$

Составляющие эргодической однородной случайной функции $\hat{X}(\bar{p})$ вдоль различных направлений будут представлять собой различные эргодические стационарные случайные функции скалярных аргументов. Информация об изменчивости качества руд обычно является дискретной. Она характеризуется качественным составом проб, взятых вдоль выбранного направления l с шагом h_l , и определяется параметрами сети опробования и направлением l .

Пусть имеются, например, результаты опробования шлама буровых скважин, расположенных по прямоугольной сетке. Для повышения точности определения характеристик $\hat{X}(\bar{p})$ целесообразно совместное использование нескольких ее реализаций вдоль направления l .

Если в модели изменчивости тренд не учитывается, то $K_x^{(l)}(\tau)$ находится по формуле

$$K_x^{(l)}(\tau) = \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^{n_i-k} (x_{j+k}^{(i)} - M_x)(x_j^{(i)} - M_x)}{\sum_{i=1}^m n_i - mk}, \quad (\text{XIII.22})$$

где m — число реализаций вдоль направления l ; n_i — число элементов в i -й реализации; $x_j^{(i)}$ — содержание компонента X , соответствующее j -му элементу в i -й реализации;

$$M_x = \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^{n_i} x_j^{(i)}}{\sum_{i=1}^m n_i} \quad (\text{XIII.23})$$

— среднее значение содержания компонента в рассматриваемом участке месторождения;

$$\tau = kh_l. \quad (\text{XIII.24})$$

Если в модели изменчивости тренд учитывается (т. е. $M_x = 0$), то $K_x^{(l)}(\tau)$ определяется следующим образом:

$$K_x^{(l)}(\tau) = \frac{\sum_{i=1}^m \sum_{j=1}^{n_i-k} \hat{X}_{j+k}^{(i)} \hat{X}_j^{(i)}}{\sum_{i=1}^m n_i - mk}, \quad (\text{XIII.25})$$

где $\hat{X}_j^{(i)}$ — отклонение значений $X_j^{(i)}$ от значений $\varphi(\bar{p})$ в соответствующих точках $\bar{p}$.

Применение данной методики весьма эффективно, поскольку позволяет обеспечить точность определения $K_x^{(l)}(\tau)$ практически такую же, как и для одной реализации, содержащей $\sum_{i=1}^m n_i$ точек.

Формулы (XIII.22), (XIII.23), (XIII.25) учитывают отдельные реализации $X(\bar{p})$ с весовыми коэффициентами, пропорциональными числу имеющихся в используемых реализациях проб, что также повышает точность расчетов.

Совокупность корреляционных функций $K_x^{(l)}(\tau)$ в общем случае зависит от направлений l (анизотропный случай). В анизотропном случае изолинии корреляционной функции $K_x(\bar{\tau})$ образуют на плоскости замкнутые кривые, которые можно аппроксимировать семейством эллипсов. Эти эллипсы определенным образом ориентированы относительно принятой системы координат (рис. XIII.1). Для изотропного случая имеет место семейство изолиний в виде окружностей.

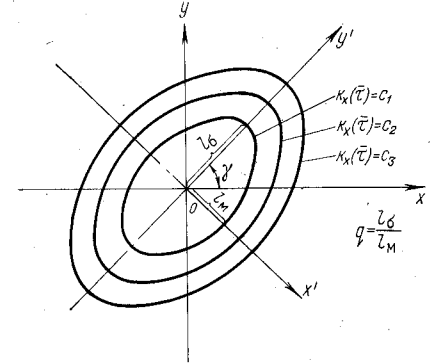


Рис. XIII.1. Семейство изолиний корреляционной функции $K_x(\bar{\tau})$

Наиболее удобно $K_x(\bar{\tau})$ искать в виде экспонент типа

$$K_x(\bar{\tau}) = D_x e^{-\alpha^{(l)} |\bar{\tau}|} \quad (\text{XIII.26})$$

или

$$K_x(\bar{\tau}) = D_x e^{-\alpha^{(l)} |\bar{\tau}|^2}, \quad (\text{XIII.27})$$

где $\alpha^{(l)} > 0$, $\alpha^{(l)}$ зависит от направления l вектора $\bar{\tau}$.

Корреляционные функции такого типа позволяют достаточно полно характеризовать изменчивость качества руд. В общем случае, если $K_x(\bar{\tau})$ является корреляционной функцией для одномерной модели изменчивости некоторого типа, то из этого не следует, что эта функция может служить корреляционной функцией для двумерной или трехмерной модели. Таким важным свойством обладают экспоненциальные корреляционные функции.

Рассмотрим методику нахождения по экспериментальным данным экспоненциальной корреляционной функции типа $K_x(\bar{\tau}) = D_x e^{-\alpha^{(l)} |\bar{\tau}|}$. Можно показать, что для данного случая $q = \frac{\alpha_{\max}}{\alpha_{\min}}$, где $\alpha_{\min}$ и $\alpha_{\max}$ являются параметрами затухания

корреляционной функции соответственно в направлениях большой и малой полуосей эллипсов (q определено на рис. XIII.1).

Значения параметров $\alpha^{(l)}$ затухания экспоненциальной корреляционной функции находятся методом наименьших квадратов.

Повернем эллипс по часовой стрелке на угол γ и сожмем его в круг. Данное преобразование эквивалентно следующей замене исходных переменных x и y :

$$\left. \begin{aligned} x' &= xq \cos \gamma - y \sin \gamma; \\ y' &= xq \sin \gamma + y \cos \gamma. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIII.28})$$

Из выражения (XIII.28) следует, что

$$\left. \begin{aligned} x &= \frac{1}{q} (x' \cos \gamma + y' \sin \gamma); \\ y &= -x' \sin \gamma + y' \cos \gamma. \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIII.29})$$

После данного преобразования анизотропный случай сводится к изотропному с корреляционной функцией

$$K_x(\tau) = K_x(|\tau|) = D_x e^{-\alpha_{\max} \sqrt{x'^2 + y'^2}}. \quad (\text{XIII.30})$$

С помощью соотношений (XIII.28) и (XIII.30) получим выражение для корреляционной функции $K_x(\tau) = K_x(x, y)$ в анизотропном случае:

$$K_x(\tau) = D_x e^{-\alpha_{\max} \sqrt{A_1 x^2 + B_1 y^2 + 2D_1 xy}}, \quad (\text{XIII.31})$$

где

$$A_1 = \frac{1}{q^2} \cos^2 \gamma + \sin^2 \gamma; \quad (\text{XIII.32})$$

$$B_1 = \frac{1}{q^2} \sin^2 \gamma + \cos^2 \gamma; \quad (\text{XIII.33})$$

$$D_1 = \left(\frac{1}{q} - 1 \right) \cos \gamma \sin \gamma. \quad (\text{XIII.34})$$

Аналогичная методика используется для нахождения корреляционных функций типа $K_x(\tau) = D_x e^{-\alpha^{(l)} |\tau|^2}$.

В качестве примера приведем результаты исследования статистической структуры изменчивости качества руд для участка месторождения олова. Рассматривались четыре направления, сдвинутые друг относительно друга на 45° . Предварительный анализ показал, что тренд в рассматриваемом примере явно не проявляется.

В табл. XIII.1 представлены сведения о показателях изменчивости качества руд для данного участка (параметра α , коэф-

фициента вариации $V = \frac{\sqrt{D_x}}{M_x}$), а также указаны объемы статистических данных, используемых при расчетах.

Таблица XIII.1

Направление реализаций, число реализаций и проб	Показатель изменчивости			
	$\alpha (\mu-1)$	V	$\alpha_{\text{ср}}$	$V_{\text{ср}}$
 $m=15, \sum_{i=1}^{15} n_i = 371$	0,124	0,37	0,124	0,397
 $m=12, \sum_{i=1}^{12} n_i = 363$	0,132	0,41		
 $m=11, \sum_{i=1}^{11} n_i = 335$	0,118	0,40		
 $m=13, \sum_{i=1}^{13} n_i = 349$	0,122	0,39		

Из таблицы следует, что для рассматриваемого примера может быть принято изотропная модель изменчивости с корреляционной функцией

$$K_x(\tau) = D_x e^{-0,124\tau}.$$

§ 4. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА В РУДНЫХ БЛОКАХ

При проведении мероприятий по оперативному усреднению необходимо производить расчеты показателей качественного состава руды в отдельных блоках. Основными такими показателями являются средние содержания и дисперсии (среднеквадратичные отклонения) контролируемых компонентов. С помощью рассмотренной в предыдущем параграфе модели изменчивости определим среднее значение $\bar{X}_s$ содержания компонента X в плоской области S , соответствующей некоторому рудному блоку. При этом следует находить детерминированную часть среднего $\bar{\varphi}_s$ и случайную часть $\bar{X}'_s$, т. е.

$$\bar{X}_s = \bar{\varphi}_s + \bar{X}'_s, \quad (\text{XIII.35})$$

где

$$\bar{\varphi}_s = \frac{1}{S} \iint_S \varphi(x, y) dx dy; \quad (\text{XIII.36})$$

$$\bar{X}'_s = \frac{1}{S} \iint_S X(x, y) dx dy \quad (\text{XIII.37})$$

(здесь x и y — координаты произвольной точки $\bar{p}$ области интегрирования S).

Вычисление детерминированных составляющих средних содержаний не представляет принципиальных трудностей (особенно для линейного тренда). Поэтому рассмотрим особенности прогнозирования только случайной составляющей качественного состава в рудных блоках.

Задача определения показателей качественного состава для блоков руды некоторой формы и объема может решаться двояко:

- с учетом только природной изменчивости;
- с учетом природной изменчивости и информации об опробовании качества руд в прилегающих к рассматриваемому блоку участках месторождения и в самом блоке.

Если S представляет собой прямоугольник (рис. XIII.2), то можно показать, что для случая *а* в качестве оценки $\bar{X}_s^*$ величины $\bar{X}_s$ следует принять ноль, а дисперсия $D(\bar{X}_s')$ погрешности прогноза находится по формуле

$$D(\bar{X}_s') = \frac{1}{a^2 b^2} \int_{-a}^a \int_{-b}^b K_x(x, y) \times (a - |x|)(b - |y|) dx dy, \quad (\text{XIII.38})$$

Рис. XIII.2. Схема расположения рудного блока и точек опробования

где $K_x(x, y)$ — значение корреляционной функции $K_x(\tau)$ в произвольной точке τ (с координатами x и y) прямоугольной области интегрирования.

В случае «б» в качестве оценки среднего $\bar{X}_s'$ по n пробам может быть принята величина $\bar{X}_s^*$:

$$\bar{X}_s^* = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i, \quad (\text{XIII.39})$$

где значения x_i являются отклонениями результатов опробования x_i от M_x или значений $\varphi(\bar{p}_i)$ (причем точки $\bar{p}_i$ с координатами x_i и y_i могут находиться как внутри, так и вне рассматриваемой области S).

Дисперсия $D(\bar{X}_s^* - \bar{X}_s')$ погрешности распространения значения $\bar{X}_s^*$ на прямоугольную область S находится по формуле

$$D(\bar{X}_s^* - \bar{X}_s') = D(\bar{X}_s') + \frac{1}{n^2} \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n K_x(\bar{p}_i - \bar{p}_j) - \frac{2D_x}{nab} \sum_{i=1}^n G_i, \quad (\text{XIII.40})$$

где $D(\bar{X}_s')$ определяется из выражения (XIII.38), а

$$G_i = \int_0^a \int_0^b K_x[(x - x_i), (y - y_i)] dx dy. \quad (\text{XIII.41})$$

Оценка среднего значения $\bar{X}_s^*$ может быть оптимизирована за счет присваивания значениям x_i некоторых весовых коэффициентов a_i или, например, за счет введения поправочного коэффициента w в правой части формулы (XIII.39):

$$\bar{X}_s^* = \sum_{i=1}^n a_i x_i, \quad (\text{XIII.42})$$

где $\sum_{i=1}^n a_i = 1$ (тренд не учитывается), или

$$\bar{X}_s^* = \frac{w}{n} \sum_{i=1}^n x_i \quad (\text{тренд учитывается}). \quad (\text{XIII.43})$$

Коэффициенты a_i и w в формулах (XIII.42) и (XIII.43) определяются таким образом, чтобы минимизировалась погрешность прогноза $D(\bar{X}_s^* - \bar{X}_s')$.

Можно показать, что коэффициенты a_i находятся из следующей системы n линейных уравнений с n неизвестными:

$$\sum_{j=1}^{n-1} a_j B_{ij} = c_i; \quad \sum_{i=1}^n a_i = 1, \quad (\text{XIII.44})$$

где

$$B_{ij} = K_x(\bar{p}_i - \bar{p}_j) - K_x(\bar{p}_n - \bar{p}_j) - K_x(\bar{p}_n - \bar{p}_i) + D_x; \quad (\text{XIII.45})$$

$$c_i = \frac{1}{ab} (G_i - G_n) - K_x(\bar{p}_n - \bar{p}_i) + D_x. \quad (\text{XIII.46})$$

Коэффициент w в оптимальной оценке находится по формуле

$$w = \frac{n \sum_{i=1}^n G_i}{ab \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n K_x(\bar{p}_i - \bar{p}_j)}. \quad (\text{XIII.47})$$

Погрешности прогноза значений X_s' при использовании формул (XIII.42) и (XIII.43) соответственно будут:

$$D(\bar{X}_s^* - \bar{X}_s') = D(\bar{X}_s') - \frac{2}{ab} G_n + D_x - \sum_{i=1}^{n-1} a_i c_i; \quad (\text{XIII.48})$$

$$D(\bar{X}_s^* - \bar{X}_s') = D(\bar{X}_s') - \frac{\left(\sum_{i=1}^n G_i\right)^2}{a^2 b^2 \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n K_x(\bar{p}_i - \bar{p}_j)}. \quad (\text{XIII.49})$$

Из выражений (XIII.40) и (XIII.41) следует, что дисперсии погрешностей прогноза зависят от вида корреляционной функции $K_x(\tau)$, размеров прямоугольника S и его расположения относительно сети опробования. Конкретные результаты опробования на дисперсии погрешностей прогноза не оказывают влияния. Как видно из выражений (XIII.48) и (XIII.49), указанные особенности справедливы и для процедуры минимизации погрешности прогноза.

В связи с этим, исходя из допустимой погрешности прогноза, могут быть обоснованы параметры разведочной сети при эксплуатационном опробовании.

Наибольшие трудности применения формул (XIII.38), (XIII.40), (XIII.48) и (XIII.49) связаны с необходимостью вычисления двойных интегралов как в общем случае, так и при минимизации погрешностей прогноза.

Для выполнения соответствующих расчетов разработаны специальные номограммы.

Рассмотрим применение номограмм для изотропного случая. Введем следующие функции:

$$\Phi_1(\lambda_1, \lambda_2) = \int_{-1}^1 \int_{-1}^1 e^{-\sqrt{\lambda_1^2 x^2 + \lambda_2^2 y^2}} (1-|x|)(1-|y|) dx dy; \quad (\text{XIII.50})$$

$$\Phi_2(v_1, v_2) = \int_0^1 \int_0^1 e^{-\sqrt{v_1^2 x^2 + v_2^2 y^2}} dx dy; \quad (\text{XIII.51})$$

$$K_x(\bar{p}_i - \bar{p}_j) = K_x(|\bar{p}_i - \bar{p}_j|) = D_x \times \times e^{-\alpha \sqrt{(x_i - x_j)^2 + (y_i - y_j)^2}}, \quad (\text{XIII.52})$$

где x_i и x_j ; y_i и y_j — соответствующие координаты точек $\bar{p}_i$ и $\bar{p}_j$.

Можно показать, что

$$D(X_s') = D_x \Phi_1(\alpha a, \alpha b); \quad (\text{XIII.53})$$

$$G_i = (a-x_i)(b-y_i) \Phi_2(\alpha|a-x_i|, \alpha|b-y_i|) - (a-x_i)y_i \Phi_2(\alpha|a-x_i|, \alpha|y_i|) - x_i(b-y_i) \Phi_2(\alpha|x_i|, \alpha|b-y_i|) + x_i y_i \Phi_2(\alpha|x_i|, \alpha|y_i|). \quad (\text{XIII.54})$$

Значения $\Phi_1(\lambda_1, \lambda_2)$ и $\Phi_2(v_1, v_2)$ рассчитаны и затабулированы. На рис. XIII.3 и рис. XIII.4 представлены соответствующие номограммы.

В качестве примера приведем результаты расчета погрешностей прогноза среднего значения $\bar{X}_s'$ содержания полезного компонента в прямоугольной области для рассмотренного выше участка месторождения олова. Расположение области S и точек опробования $\bar{p}_1, \bar{p}_2, \bar{p}_3$, координаты вершин прямоугольника показаны на рис. XIII.2 в скобках.

Для рассматриваемого примера имеем следующие исходные данные:

$$a = 8 \text{ м}; \quad b = 5 \text{ м}; \quad |\bar{p}_1 - \bar{p}_2| = |\bar{p}_2 - \bar{p}_3| = 6 \text{ м};$$

$$|\bar{p}_1 - \bar{p}_3| = 8,5 \text{ м}.$$

Рассмотрим 10 вариантов оценки $\bar{X}_s^*$ среднего значения $\bar{X}_s'$ в прямоугольной области S (см. рис. XIII.2).

$$1. \bar{X}_s^* = a_1 x_1 + a_2 x_2 + a_3 x_3; \quad a_1 + a_2 + a_3 = 1.$$

$$2. \bar{X}_s^* = \frac{\omega}{3} \left(\overset{0}{x_1} + \overset{0}{x_2} + \overset{0}{x_3} \right).$$

$$3. \bar{X}_s^* = \frac{1}{3} \left(\overset{0}{x_1} + \overset{0}{x_2} + \overset{0}{x_3} \right).$$

$$4. \bar{X}_s^* = \frac{1}{2} \left(\overset{0}{x_1} + \overset{0}{x_2} \right).$$

$$5. \bar{X}_s^* = \frac{1}{2} \left(\overset{0}{x_1} + \overset{0}{x_3} \right).$$

$$6. \bar{X}_s^* = \frac{1}{2} \left(\overset{0}{x_2} + \overset{0}{x_3} \right).$$

$$7. \bar{X}_s^* = \overset{0}{x_1}.$$

$$8. \bar{X}_s^* = \overset{0}{x_2}.$$

$$9. \bar{X}_s^* = \overset{0}{x_3}.$$

$$10. \bar{X}_s^* = 0.$$

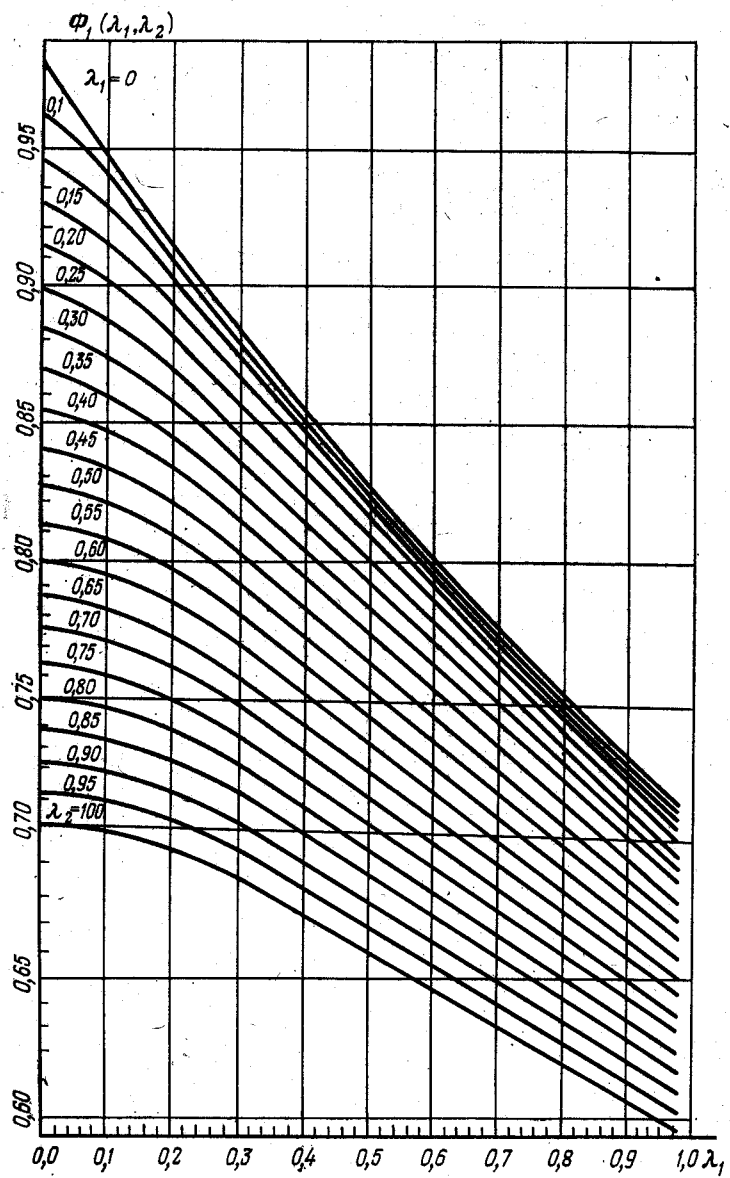


Рис. XIII.3. Номограмма для определения значений функции $\Phi_1(\lambda_1, \lambda_2)$

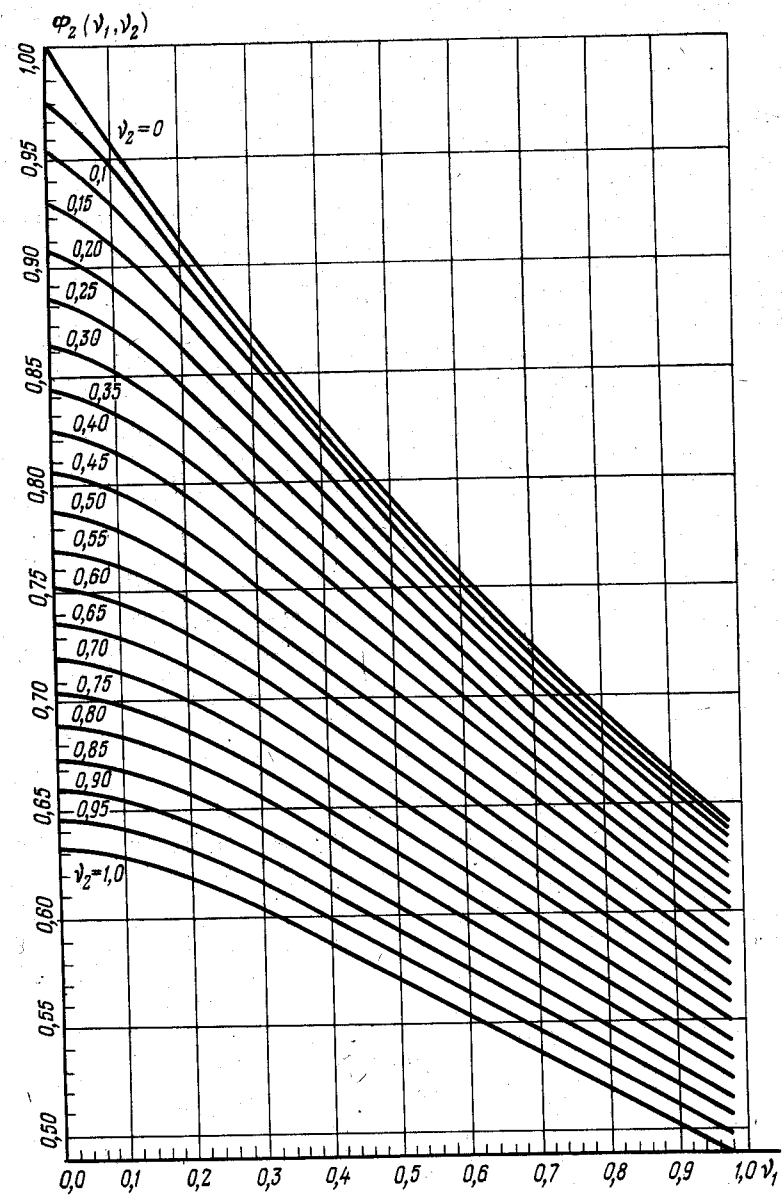


Рис. XIII.4. Номограмма для определения значений функции $\Phi_2(v_1, v_2)$

Для первых двух вариантов находятся оптимальные значения коэффициентов a_i и w ($a_1=0,42$, $a_2=0,37$, $a_3=0,21$, $w=0,95$). Восемь последних вариантов являются возможными неоптимальными оценками; в частности, вариант 10 дает оценку величины $\bar{X}_s$ лишь с учетом природной изменчивости качества руд.

Исходя из формул (XIII.38), (XIII.40)–(XIII.49) и (XIII.54), с помощью номограмм для $\Phi_1(\lambda_1, \lambda_2)$ и $\Phi_2(v_1, v_2)$ были определены значения оптимизирующих коэффициентов a_i и w , значения относительных дисперсий $D(\bar{X}_s - \bar{X}_s^*)/D_x$ погрешностей прогноза для рассматриваемых 10 вариантов определения $\bar{X}_s^*$ и относительных стандартных отклонений $\sigma(\bar{X}_s - \bar{X}_s^*)/\sqrt{D_x}$.

Соответствующие данные прогноза для различных вариантов расчета представлены в табл. XIII.2.

Таблица XIII.2

№ варианта оценки	1	2	3	4	5
$D(\bar{X}_s' - \bar{X}_s^*)/D_x$	0,094	0,108	0,110	0,133	0,209
$\sigma(\bar{X}_s' - \bar{X}_s^*)/\sqrt{D_x}$	0,31	0,32	0,33	0,36	0,46

Продолжение

№ варианта оценки	6	7	8	9	10
$D(\bar{X}_s' - \bar{X}_s^*)/D_x$	0,273	0,395	0,395	0,679	0,660
$\sigma(\bar{X}_s' - \bar{X}_s^*)/\sqrt{D_x}$	0,52	0,63	0,63	0,82	0,81

Как следует из табл. XIII.2, оптимальные варианты оценок дают наименьшие погрешности прогноза. С увеличением числа используемых при расчетах $\bar{X}_s^*$ проб точность прогноза увеличивается. Учет пробы, расположенной вне области S , незначительно увеличивает точность прогноза.

Вариант 5 оказывается предпочтительней варианта 6, что объясняется более близким расположением середины отрезка p_1p_3 к центру тяжести прямоугольника S , чем середины отрезка p_2p_3 .

Варианты 7 и 8 вследствие симметрии эквивалентны.

Вариант 9 дает несколько более завышенную погрешность прогноза, чем вариант 10. Таким образом, в данном случае использование только внешней к области S точки опробования $\bar{p}_3$ не повышает надежности прогноза среднего содержания $\bar{X}_s$ в области, полученного без учета данных опробования (вариант 10).

Рассмотренные выше методики для изотропного и анизотропного случаев (в том числе и при оптимизации оценок $\bar{X}_s'$) легко реализуются даже на малых цифровых вычислительных машинах (ЦВМ). Это позволяет полностью автоматизировать расчеты показателей изменчивости качественного состава руд при эксплуатации месторождений.

§ 5. ОПЕРАТИВНОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В РЕЖИМЕ УСРЕДНЕНИЯ

В системе оперативного усреднения может выполняться целый комплекс различных мероприятий при добыче, транспортировке, складировании, бункеризации и переработке минерального сырья. Первым этапом в оперативном усреднении является оперативное планирование горных работ в режиме усреднения. На данном этапе стремятся обеспечить необходимые средние показатели качественного состава руды в тех или иных объемах руды при условии достижения некоторых плановых и технологических показателей для горнотранспортного оборудования и рудника в целом.

Объемы руды, для которых оцениваются средние показатели качественного состава при оперативном планировании горных работ, существенно определяются отсутствием или наличием усреднительного склада. В первом случае эти объемы обычно соответствуют сменной или суточной добыче рудника, а во втором случае — емкости склада.

Ввиду общности методик решения задачи составления оперативного плана при наличии и отсутствии усреднительного склада в дальнейшем без необходимости не будем конкретизировать, имеется такой склад или нет.

В зависимости от конкретных горнотехнических условий могут быть различные формулировки задачи оперативного планирования и методы ее решения. В общем случае такие задачи решаются методами математического программирования.

При составлении оперативного плана обычно используется исходная информация о средних содержаниях контролируемых компонентов качественного состава в забоях без учета случайной составляющей $\bar{X}(\bar{p})$ изменчивости качества руд.

В общем случае пунктами, из которых может подаваться руда и которые обычно учитываются при составлении оперативных планов, являются добычные забои, отвалы или уже сфор-

мированные штабели руды. Однако в реализации оперативного плана горных работ не обязательно должны участвовать все возможные пункты подачи руды. Как правило, большая часть планируемого объема руды формируется из добычных забоев.

В дальнейшем забой будут рассматриваться как основные источники поступления руды. При необходимости будут указываться особенности, которые существуют в случаях использования при составлении оперативного плана руды из отвалов или ранее сформированных штабелей.

Допустим, что оптимальный план предусматривает такой выбор добычных забоев и производительности экскаваторов, чтобы выполнялись следующие соотношения:

$$\begin{aligned} |\bar{X}_n - \bar{X}_f| &< \delta; \\ \bar{Y}_n &< \bar{Y}_{\text{доп}}; \\ \sum_{i=1}^n q_i &= Q; \\ q_i &\geq q_{i\text{п}}, \end{aligned} \quad (\text{XIII.55})$$

где $i = 1, 2, \dots, n$ — число забоев; q_i — объем добываемой руды из i -го забоя (набор величин q_i образует оптимальный план); Q — планируемый объем руды; $\bar{X}_f$ — фактическое среднее значение содержания компонента в объеме добытой руды; $\bar{X}_n$ — планируемое среднее значение содержания компонента X ; δ — допустимое отклонение фактического среднего содержания компонента $\bar{X}_f$ от планового $\bar{X}_n$; $q_{i\text{п}}$ — планируемое ограничение на объем добычи в i -м забое.

$$\bar{X}_n = \frac{\sum_{i=1}^n q_i \bar{X}_{i\text{п}}}{Q}, \quad (\text{XIII.56})$$

где $\bar{X}_{i\text{п}}$ — планируемое среднее содержание компонента X в объеме q_i ; $\bar{Y}_n$ — планируемое среднее значение содержания компонента Y .

$$\bar{Y}_n = \frac{\sum_{i=1}^n q_i \bar{Y}_{i\text{п}}}{Q}, \quad (\text{XIII.57})$$

где $\bar{Y}_{i\text{п}}$ — планируемое среднее содержание компонента Y в объеме q_i ; $\bar{Y}_{\text{доп}}$ — допустимое планируемое среднее значение содержания компонента Y .

При этом оптимальный план обеспечивает максимум или минимум некоторой целевой функции

$$f(q_1, q_2, \dots, q_n) \rightarrow \min(\max). \quad (\text{XIII.58})$$

В общем случае при многокомпонентном усреднении и нелинейной целевой функции решение данной задачи усреднения может быть сложным. Однако на практике возможны упрощения задачи. В частности, если целевая функция (XIII.58) является линейной, то имеет место задача линейного программирования, которая решается весьма просто симплекс-методом.

Оценим влияние случайной составляющей $\hat{X}(\bar{p})$ природной изменчивости качественного состава руд в месторождении на решение задачи оперативного планирования.

Реализация оптимального плана не гарантирует обеспечения требуемых средних показателей качественного состава руды в объеме добычи, поскольку фактические средние содержания $\bar{X}_{i\text{ф}}$ компонента X в i -м забое могут существенно отличаться от планируемых $\bar{X}_{i\text{п}}$. В связи с этим возникает задача определения не только $\bar{X}_{i\text{п}}$, но и дисперсии $D(\bar{X}_i)$ (или среднеквадратичных отклонений $\sigma_{\bar{X}_i}$) значений $\bar{X}_{i\text{п}}$ с целью прогнозирования отклонений фактических средних показателей качественного состава в объеме добытой руды $\bar{X}_f$ от планируемых $\bar{X}_n$.

Значения $\bar{X}_{i\text{п}}$, $D(\bar{X}_i)$ и $\sigma_{\bar{X}_i}$ для конкретных порций q_i могут быть определены с помощью методик, рассмотренных в § 4 по формуле

$$\bar{X}_{i\text{п}} = \varphi_i + \bar{X}_i, \quad (\text{XIII.59})$$

где

$$\bar{\varphi}_i = \bar{\varphi}_{s_i}; \quad (\text{XIII.60})$$

$$\bar{X}_i^* = \bar{X}_{s_i}^*; \quad (\text{XIII.61})$$

$$D(\bar{X}_i) = D(\bar{X}_i' - \bar{X}_i). \quad (\text{XIII.62})$$

При этом

$$\bar{X}_i' = \bar{X}_{s_i}'; \quad (\text{XIII.63})$$

$$\sigma_{\bar{X}_i} = \sqrt{D(\bar{X}_i)}. \quad (\text{XIII.64})$$

Значения $\bar{\varphi}_{s_i}$ рассчитываются по формуле (XIII.36). При расчете $\bar{X}_{s_i}^*$ следует пользоваться формулами (XIII.42) или (XIII.43) и формулами (XIII.48) или (XIII.49) — при расчете $D(\bar{X}_i)$, т. е. оптимальными процедурами прогноза. Индекс i в принятых обозначениях означает принадлежность рассматриваемых показателей к соответствующим порциям руды q_i и областям S_i рудных блоков.

В случае, если содержания $\bar{X}_i'$ в порциях руды q_i являются независимыми (при достаточной удаленности забоев друг от друга), то дисперсия $D(\bar{X}_n)$ и среднее квадратическое отклонение $\sigma_{\bar{X}_n}$ планируемого среднего $\bar{X}_n$ определяются по формулам:

$$D(\bar{X}_n) = \frac{\sum_{i=1}^n q_i^2 D(\bar{X}_i)}{Q^2}; \quad (\text{XIII.65})$$

$$\sigma_{\bar{X}_n} = \sqrt{D(\bar{X}_n)}. \quad (\text{XIII.66})$$

Планируемые средние $\bar{X}_n$ можно представить в виде суммы детерминированной $\bar{\varphi}_n$ и случайной составляющей $\bar{X}_n^*$:

$$\bar{X}_n = \bar{\varphi}_n + \bar{X}_n^*, \quad (\text{XIII.67})$$

где

$$\bar{\varphi}_n = \frac{\sum_{i=1}^n q_i \bar{\varphi}_i}{Q}; \quad (\text{XIII.68})$$

$$\bar{X}_n^* = \frac{\sum_{i=1}^n q_i \bar{X}_i^*}{Q}. \quad (\text{XIII.69})$$

Фактическое среднее $\bar{X}_\Phi$ аналогично можно представить в следующем виде:

$$\bar{X}_\Phi = \bar{\varphi}_n + \bar{X}_n', \quad (\text{XIII.70})$$

где

$$\bar{X}_n' = \frac{\sum_{i=1}^n q_i \bar{X}_i'}{Q}. \quad (\text{XIII.71})$$

Поскольку в формировании общего объема руды участвует несколько забоев с независимыми содержаниями компонентов качественного состава, то с достаточной точностью можно считать, что случайная составляющая $\bar{X}_n^*$ среднего $\bar{X}_n$ подчиняется нормальному закону с математическим ожиданием $M(\bar{X}_n^*)$ и дисперсией $D(\bar{X}_n^*)$. Величины $M(\bar{X}_n^*)$ и $D(\bar{X}_n^*)$ определяются по следующим формулам:

$$M(\bar{X}_n^*) = \frac{\sum_{i=1}^n q_i \bar{X}_i'}{Q} = \bar{X}_n'; \quad (\text{XIII.72})$$

$$D(\bar{X}_n^*) = D(\bar{X}_n). \quad (\text{XIII.73})$$

При этом нормальность распределения $\bar{X}_n^*$ практически не связана с нормальностью распределения $\bar{X}_i^*$ в отдельных порциях руды q_i . Если $\bar{X}_i^*$ строго подчиняется нормальному закону, то $\bar{X}_n^*$ точно распределено по нормальному закону, если же распределение $\bar{X}_i^*$ нормальному закону не подчинено, то имеет место асимптотическое стремление $\bar{X}_n^*$ к нормальному закону.

Зададимся некоторой, достаточно большой доверительной вероятностью P (например, $P=0,95$ или $P=0,99$). Тогда, исходя из значений $\sigma_{\bar{X}_n}$ и $\bar{X}_n$, может быть определен соответствующий доверительный интервал $[\bar{X}_n - \Delta, \bar{X}_n + \Delta]$ для фактического значения $\bar{X}_\Phi$ среднего содержания компонента X в планируемом объеме руды:

$$\text{Вер} \{ \bar{X}_n - \Delta < \bar{X}_\Phi < \bar{X}_n + \Delta \} = P, \quad (\text{XIII.74})$$

где $\Phi\left(\frac{\Delta}{\sigma_{\bar{X}_n}}\right) = P$ — функция Лапласа от аргумента $\frac{\Delta}{\sigma_{\bar{X}_n}}$; $\Delta = \Phi^{-1}(P) \sigma_{\bar{X}_n}$ — находится с помощью таблиц значений интеграла Лапласа

$$\Phi(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^t e^{-\frac{z^2}{2}} dz. \quad (\text{XIII.75})$$

Таким образом, если $\Delta \leq \delta$, то можно считать, что планируемый объем руды Q , или склад руды емкостью Q с вероятностью P , удовлетворяет требованиям к среднему значению содержания компонента X . В противном случае эти требования планом не удовлетворяются.

Рассмотренная методика может быть использована при решении различных задач по составлению оперативных планов добычи как при однокомпонентном, так и при многокомпонентном усреднении руд, а также позволяет обоснованно, с учетом природной изменчивости месторождений и требований к показателям качественного состава минерального сырья подходить к выбору числа добычных забоев, экскаваторов и емкости рудного склада.

§ 6. ОБОСНОВАНИЕ ЧИСЛА ДОБЫЧНЫХ ЗАБОЕВ И ЕМКОСТИ СКЛАДА ПРИ УСРЕДНЕНИИ РУД

Рассмотрим некоторые практические особенности решения задачи оперативного усреднения при добыче руд открытым способом.

Если оперативный план горных работ предусматривает использование руды из отвалов или ранее сформированных штабелей, то прогнозирование средних показателей качественного

состава в соответствующих порциях руды q_i должно осуществляться с учетом особенностей технологии загрузки и отгрузки руды из штабелей и отвалов. Если эта технология предусматривает загрузку руды продольными слоями, а отгрузку поперечными слоями, то изменчивость качественного состава руды при отгрузке значительно уменьшается. Поэтому планируемые средние [значения $\bar{X}_n$ и дисперсии $D(\bar{X}_i)$] для порций руды q_i принимаются равными средним значениям соответствующих показателей для всего штабеля или отвала. Расчеты средних показателей для штабелей или отвалов производятся в соответствии с методикой, рассмотренной в § 4.

Если имеется информация об опробовании ранее сформированного штабеля, то в качестве планируемого среднего значения содержания в нем компонента X следует взять фактическое, а дисперсией среднего значения содержания пренебречь.

Если технология загрузки и отгрузки отвала существенно не нарушает природную изменчивость качественного состава руды, то при прогнозировании показателей качественного состава отдельных порций руды (а не всего отвала) рассмотренная выше методика применяется так же, как и для расчета показателей изменчивости качественного состава отдельных порций руды, поступающих непосредственно из забоя.

Расчеты показывают, что для многих случаев показатели качественного состава руды в различных добычных забоях можно считать некоррелированными. Поэтому при обосновании выбора числа добычных забоев и экскаваторов с учетом природной изменчивости месторождения и требований к показателям качественного состава минерального сырья в основу расчетов может быть положена формула (XIII.65).

Задача решается следующим образом. Задается планируемый объем добычи (или склада) Q . Производительности экскаваторов считаются одинаковыми. Тогда

$$q_i = \frac{Q}{n}. \quad (\text{XIII.76})$$

Из формулы (XIII.66) с учетом выражения (XIII.76) имеем:

$$\sigma_{\bar{X}_n} = \frac{1}{n} \sqrt{\sum_{i=1}^n D(\bar{X}_i)}. \quad (\text{XIII.77})$$

Можно допустить, что при заданном числе забоев n порции руды имеют форму некоторого эквивалентного прямоугольника S_n , одна сторона которого равна ширине заходки экскаватора, а длина другой стороны пропорциональна объему q_i .

Дисперсии $D(\bar{X}_i)$ могут определяться как с учетом параметров сети опробования (первый случай), так и без их учета (второй случай).

При определении $D(\bar{X}_i)$ в первом случае будем считать, что области S_n могут равновероятно занимать различные положения относительно сети опробования. Тогда дисперсии $D(\bar{X}_i)$ будут равны для всех порций руды q_i и принимать некоторое значение $D(\bar{X}_{s_n})$, зависящее только от размеров и формы областей S_n

$$D(\bar{X}_i) = D(\bar{X}_{s_n}), \quad (\text{XIII.78})$$

где $D(\bar{X}_{s_n})$ — усредненное значение дисперсии для области S_n при ее произвольном расположении на участке карьера относительно сети опробования.

Значение $D(\bar{X}_{s_n})$ может быть получено методом Монте-Карло, а в наиболее простых случаях также и аналитически. Для упрощения расчетов (идя при этом на некоторое завышение погрешности расчетов) в качестве значения $D(\bar{X}_{s_n})$ может быть взято значение для какого-нибудь не благоприятного с точки зрения прогнозирования качественного состава руд расположения области S_n относительно сети опробования. Очевидно, что при определении $D(\bar{X}_{s_n})$ во втором случае значения будут также равны для всех порций руды q_i . В качестве расчетной может быть использована формула (XIII.38).

Очевидно, что во втором случае расчетная эффективность работы системы усреднения будет заниженной по сравнению с первым.

Окончательно число забоев определяется на основании формулы

$$\sigma_{\bar{X}_n} = \sqrt{\frac{D(\bar{X}_{s_n})}{n}} \leq \sigma_{\bar{X}_{\text{доп}}}, \quad (\text{XIII.79})$$

где $\sigma_{\bar{X}_{\text{доп}}}$ — допустимая величина среднеквадратического отклонения.

Можно показать, что $D(\bar{X}_n)$ является убывающей функцией n при фиксированном планируемом объеме добычи (или склада). Поэтому необходимое значение n может быть найдено.

Если имеется ограничение на число добычных забоев, т. е. $n \leq n_{\text{max}}$, то можно определить необходимый планируемый объем добычи (или объем склада), при котором обеспечиваются допустимые средние показатели изменчивости качественного состава руд по компоненту X . Можно показать, что при фиксированном n дисперсия $D(\bar{X}_n)$ является монотонно убывающей функцией объема Q . Объем Q также находится из соотношения (XIII.79), причем при его определении параметры опробования

могут учитываться или не учитываться в зависимости от конкретных условий, как и в предыдущем случае. При этом в качестве расчетных соотношений должны быть использованы формулы (XIII.38), (XIII.40), (XIII.48) или (XIII.49).

§ 7. ОПЕРАТИВНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ПОДШИХТОВКОЙ РУДНЫХ ШТАБЕЛЕЙ В РЕЖИМЕ УСРЕДНЕНИЯ

Системы усреднения минерального сырья и их отдельные звенья, в частности усреднительные штабелы дробленой руды, могут работать в двух режимах: статическом и динамическом. При статическом режиме работы требуемые показатели стабильности качественного состава минерального сырья обеспечиваются автоматически за счет достаточно большой емкости штабеля. Эксплуатация статической системы усреднения наиболее проста, однако во многих случаях статическая система усреднения не может быть реализована в полном объеме на практике вследствие необходимости сооружения штабелей очень большой емкости.

Требуемые показатели стабильности могут быть обеспечены с помощью динамической системы усреднения, которая предусматривает возможность оперативной подшихтовки штабелей по результатам опробования входного потока руды.

Эффективность динамической системы усреднения определяется объемами усреднительных сооружений, а также объемами подшихтовки.

Динамические системы более сложны в эксплуатации, однако они требуют по сравнению со статическими системами значительно меньших объемов усреднительных сооружений.

Обозначим:

$\bar{X}_н$, $\bar{X}_в$ — соответственно нижняя и верхняя допустимые границы содержания компонента X ; M — вес руды в сформированном штабеле дробленой руды до подшихтовки; m — необходимый вес руды для подшихтовки штабеля; $\bar{X}_ш$ — среднее значение содержания компонента X в штабеле до его подшихтовки; $\bar{X}_{бог}$ и $\bar{X}_{бедн}$ — соответственно средние содержания компонента X в богатой и бедной руде, используемой для подшихтовки.

С учетом принятых обозначений объем подшихтовки штабеля находится следующим образом:

$$m = \frac{M(\bar{X}_ш - \bar{X}_в)}{\bar{X}_в - \bar{X}_{бедн}} \quad \text{при } \bar{X}_ш > \bar{X}_в; \quad (\text{XIII.80})$$

$$m = \frac{M(\bar{X}_н - \bar{X}_ш)}{\bar{X}_{бог} - \bar{X}_н} \quad \text{при } \bar{X}_ш < \bar{X}_н. \quad (\text{XIII.81})$$

При реализации динамической системы усреднения основным вопросом является обеспечение требуемых показателей качества руд при относительно малом объеме подшихтовки.

Пусть усреднительный штабель без подшихтовки имеет коэффициент усреднения

$$K_ш = \frac{\sigma_2}{\sigma_1},$$

где σ_2 и σ_1 — соответственно среднеквадратические отклонения средних содержаний компонента X в отдельных штабелях и в исходном потоке руды.

Для штабеля емкостью s порций руды, например, сменных или суточных

$$\sigma_2 = \frac{1}{s} \sqrt{2 \sum_{j=0}^{s-1} (s-j) K_x(j) - s K_x(0)}, \quad (\text{XIII.82})$$

где $K_x(j)$ при $j=0, 1, 2, 3, \dots$ — корреляционная функция случайной последовательности среднесменных или среднесуточных содержаний компонента X в исходном потоке руды.

Обработка экспериментальных данных показывает, что на выходе усреднительных устройств достаточно большой емкости колебания качественного состава подчиняются нормальному закону.

Из выражений (XIII.80) и (XIII.81) следует, что максимальная относительная величина объема подшихтовки отдельных штабелей бедными рудами $\tau_{бедн}$ и богатыми рудами $\tau_{бог}$ с вероятностью 0,95 (с учетом $2\sigma_2$) не превосходят значений, определяемых по формулам:

$$\tau_{бедн} = \frac{2\sigma_2 - \delta}{\bar{X}_в - \bar{X}_{бедн}} 100, \% \quad \text{при } \bar{X}_ш > \bar{X}_в; \quad (\text{XIII.83})$$

$$\tau_{бог} = \frac{2\sigma_2 - \delta}{\bar{X}_{бог} - \bar{X}_н} 100, \% \quad \text{при } \bar{X}_ш < \bar{X}_н, \quad (\text{XIII.84})$$

где

$$\delta = \frac{\bar{X}_в - \bar{X}_н}{2}. \quad (\text{XIII.85})$$

Средние отклонения $\Delta_{ср}$ содержаний компонента X в некондиционных штабелях от допустимых пределов вследствие нормальности распределения содержаний компонента X в отгружаемом потоке будут равны для случаев подшихтовки как бедными, так и богатыми рудами. Можно показать, что величина $\Delta_{ср}$ определяется по формуле

$$\Delta_{ср} = \int_{\bar{X}_н + \delta}^{\infty} x f_{огр}(x) dx, \quad (\text{XIII.86})$$

где $f_{\text{огр}}(x)$ — плотность нормального закона, ограниченного в интервале $[\bar{X}_n + \delta, +\infty]$,

$$f_{\text{огр}}(x) = \begin{cases} \frac{1}{\sqrt{2\pi} \sigma_2 \left[\frac{1}{2} - \Phi\left(\frac{\delta}{\sigma_2}\right) \right]} e^{-\frac{1}{2\sigma_2^2}(x - \bar{X}_n)^2} & \text{при } x - \bar{X}_n > \delta, \\ 0 & \text{при } x - \bar{X}_n \leq \delta, \end{cases} \quad (\text{XIII.87})$$

где $\Phi\left(\frac{\delta}{\sigma_2}\right)$ — интегральная функция Лапласа для аргумента $\frac{\delta}{\sigma_2}$.

Из выражений (XIII.86) и (XIII.87) после некоторых преобразований имеем:

$$\Delta_{\text{ср}} = \frac{\sigma_2 e^{-\frac{\delta^2}{2\sigma_2^2}}}{\sqrt{2\pi} \left[\frac{1}{2} - \Phi\left(\frac{\delta}{\sigma_2}\right) \right]} - \delta, \quad (\text{XIII.88})$$

Средние относительные величины объема подшихтовок $\eta_{\text{бедн}}$ и $\eta_{\text{бог}}$ за длительные промежутки времени (кварталы, год) соответственно бедными и богатыми рудами могут быть определены из выражений (XIII.88), (XIII.80), (XIII.81):

$$\eta_{\text{бедн}} = \frac{\Delta_{\text{ср}}}{(\bar{X}_B - \bar{X}_{\text{бедн}})} 100; \quad (\text{XIII.89})$$

$$\eta_{\text{бог}} = \frac{\Delta_{\text{ср}}}{(\bar{X}_{\text{бог}} - \bar{X}_n)} 100. \quad (\text{XIII.90})$$

Поскольку величина σ_2 в показателях эффективности динамической системы усреднения, определяемых по формулам (XIII.83), (XIII.84), (XIII.89) и (XIII.90), зависит от емкости штабеля, то при фиксированных остальных параметрах в указанных формулах показатели $\tau_{\text{бедн}}$, $\tau_{\text{бог}}$, $\eta_{\text{бедн}}$ и $\eta_{\text{бог}}$ являются функциями емкости штабеля. На рис. XIII.5 представлены типовые зависимости $\tau_{\text{бог}}$ и $\eta_{\text{бог}}$ в функции емкости штабеля.

Задаваясь максимально допустимыми и допустимыми средними значениями объемов подшихтовки, из соответствующих графиков можно определять необходимые объемы усреднительных сооружений.

Результаты расчета объемов подшихтовки штабелей, выполненных на ряде горно-обогатительных комбинатов, показывают, что динамические системы усреднения, как правило, позволяют в несколько раз уменьшить емкость усреднительных сооружений, причем относительные объемы подшихтовки некондиционных штабелей не будут превышать 10—15%, а общий объем подшихтовок — 2—3% от общего объема усредняемой руды.

При оперативной подшихтовке усреднительных штабелей возникает необходимость создания определенных запасов богатых и бедных руд. Эти запасы должны обеспечить возможность

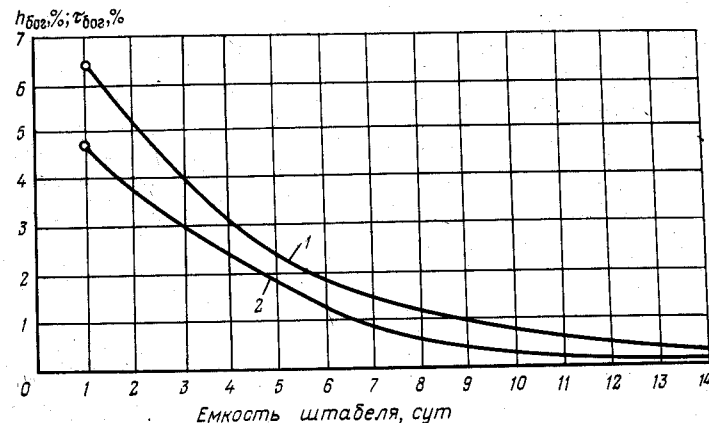


Рис. XIII.5. Зависимости $\tau_{\text{бог}}$, % (1) и $\eta_{\text{бог}}$, % (2) от емкости штабеля

проведения процесса усреднения как для единичных штабелей, так и в случае, когда несколько штабелей подряд по своему качественному составу отклоняются в одну и ту же сторону от требований потребителя.

Расчет необходимых запасов может быть выполнен с помощью методов, используемых при решении задач о выбросах случайной функции за определенный уровень.

Основной характеристикой для расчетов средних значений запасов является средняя длительность $\bar{\tau}_B$ выброса качества в отгружаемом потоке руды за уровень $\bar{X}_B$ или уровень $\bar{X}_n$.

Значение $\bar{\tau}_B$ можно определить, если колебания содержания компонента X в последовательности отгружаемых штабелей рассматривать как случайную последовательность прямоугольных импульсов. В этом случае

$$\bar{\tau}_B = \frac{1}{P(\delta)} \left[\frac{1}{2} - \Phi\left(\frac{\delta}{\sigma_2}\right) \right], \quad (\text{XIII.91})$$

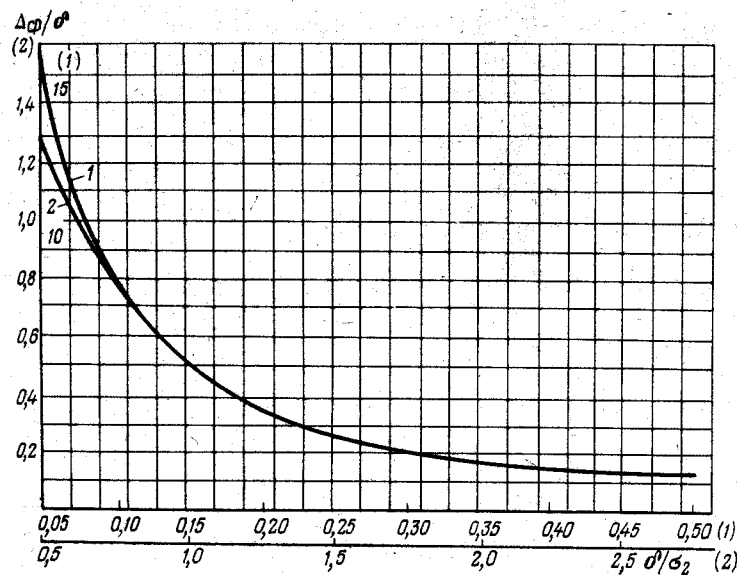


Рис. XIII.6. Зависимость функции $\frac{\Delta\sigma}{\sigma}$ от величины $\frac{\delta}{\sigma_2}$

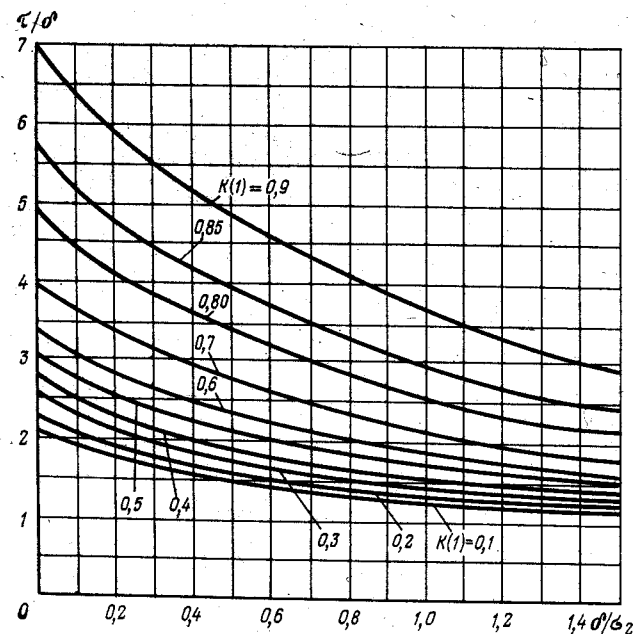


Рис. XIII.7. Номограмма для определения τ_b в зависимости от значений $\frac{\delta}{\sigma_2}$ и $K(1)$

где

$$P(\delta) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma_2} \int_{-\infty}^{+\delta} \exp\left(-\frac{y^2}{2\sigma_2^2}\right) \times \\ \times \left[\frac{1}{2} - \Phi\left(\frac{\delta - k(1)y}{\sigma_2 \sqrt{1 - k(1)^2}}\right) \right] dy; \quad (\text{XIII.92})$$

$k(1)$ — коэффициент корреляции между соседними штабелями вычисляется по формуле (XIII.13)

$$k(1) = \frac{1}{2 \int_0^T \left(1 - \frac{t}{T}\right) K_x(t) dt} \int_0^T \left(1 - \frac{t}{T}\right) \times \\ \times \{K_x(T+t) + K_x(T-t)\} dt, \quad (\text{XIII.93})$$

где T — время загрузки и разгрузки штабеля.

$k(1)$ может определяться также следующим образом: из исходного массива данных (например, результатов суточного опробования) строится новый массив данных путем «скользящего усреднения» s элементов исходного массива (s — емкость штабеля в суточных порциях руды [1]). $k(1)$ является коэффициентом корреляции между смежными элементами нового массива.

С учетом полученных выше соотношений (XIII.83) и (XIII.84) могут быть определены значения максимальных средних запасов бедной и богатой руд $Q_{\text{бедн}}$ и $Q_{\text{бог}}$ для подшихтовки:

$$Q_{\text{бедн}} = \frac{1}{100} M\tau_{\text{бедн}} \% \bar{\tau}_b; \quad (\text{XIII.94})$$

$$Q_{\text{бог}} = \frac{1}{100} M\tau_{\text{бог}} \% \bar{\tau}_b. \quad (\text{XIII.95})$$

Для практического использования формул (XIII.88) и (XIII.92) при расчетах схем усреднения с помощью ЦВМ были построены соответствующие график и номограмма, представленные на рис. XIII.6 и XIII.7. График на рис. XIII.6 построен для относительных величин аргумента $\frac{\delta}{\sigma_2}$ и функции $\frac{\Delta\sigma}{\sigma}$. Номограмма на рис. XIII.7 построена для относительных значений аргумента $\frac{\delta}{\sigma_2}$ и абсолютных значений функции $\bar{\tau}_b$.

Обеспечение запасов руд для подшихтовки усреднительных штабелей в соответствии с полученными соотношениями гарантирует возможность подшихтовки в неблагоприятных технологических условиях.

УЧЕТ СОСТОЯНИЯ, ДВИЖЕНИЯ ЗАПАСОВ, ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Основными задачами учета состояния и движения запасов полезного ископаемого на горном предприятии являются:

- а) контроль обеспечения предприятия балансовыми и промышленными запасами и готовности их к выемке;
- б) контроль полноты извлечения полезного ископаемого из недр;
- в) установление изменений запасов в результате эксплуатации месторождения;
- г) систематизация материалов по запасам для оценки их состояния и обоснования текущего и перспективного планирования горных работ.

Учет запасов полезного ископаемого на горном предприятии ведется маркшейдерско-геологической службой. Ведомственный контроль за правильностью учета состояния и движения запасов на шахтах (разрезах) осуществляется маркшейдерско-геологической службой вышестоящего звена.

Исходными балансовыми запасами предприятия являются запасы полезного ископаемого, утвержденные ВКЗ и принятые по проекту предприятия к разработке в пределах технических границ шахтного поля или поля разреза. Их изменения обуславливаются рядом факторов, к числу которых относятся: добыча; потери при добыче; доразведка и связанный с ней пересчет запасов; отклонения фактических параметров подсчета запасов (площади подсчета, мощности залежи, объемного веса, качественных показателей) от принятых ВКЗ; выявление в процессе эксплуатации неподтвердившихся и некондиционных запасов; выявление запасов, не целесообразных для отработки по технико-экономическим причинам; изменения технических границ поля.

Количество добытого полезного ископаемого устанавливается на основе статистического учета и маркшейдерских замеров горных выработок, а также складированного полезного ископаемого. Последние позволяют устанавливать добычу и фактические потери полезного ископаемого.

Потери полезного ископаемого при добыче — это часть балансовых запасов, безвозвратно оставленных в недрах при разработке месторождения. К ним относится также полезное ископаемое, попавшее в породные отвалы вместе с вмещающими породами.

Потери при обогащении и переделе полезного ископаемого учитываются отдельно.

Изменения запасов за счет уточнения подсчетных параметров и качественных показателей обосновывается документацией их по горным выработкам. Они учитываются путем включения (плюс) полученной разницы между утвержденными и фактическими запасами или путем списания с баланса шахты не подтвердившихся при эксплуатации запасов. При этом списание оформляется в соответствии с установленным порядком.

К запасам, не целесообразным для отработки по технико-экономическим причинам, выявившимся в результате проведения горно-эксплуатационных и дополнительных геологоразведочных работ, относятся:

— мелкие изолированные участки и небольшие участки, расположенные между тектоническими разрывами, переход через которые сопряжен с проведением вскрывающих, а подготовка запасов к выемке — и подготовительных горных выработок значительной протяженности, в результате чего разработка участка становится нерентабельной;

— участки, пораженные интенсивной пликтивной и дизъюнктивной нарушенностью, осложняющей условия разработки (ухудшение устойчивости выработок, снижающей качество полезного ископаемого, затрудняющей использование средств механизации очистных работ) и обуславливающей ее нерентабельность;

— сильно обводненные участки, когда осушение становится затруднительным и экономически невыгодным.

Запасы участков в перечисленных условиях списываются с баланса предприятия без отнесения их в потери. При этом списание обосновывается соответствующими геолого-маркшейдерскими материалами.

Изменение категории разведанности и изученности балансовых запасов в результате доразведки производится геологическими организациями и подлежит переутверждению в ВКЗ (ТКЗ).

Перевод запасов из низших категорий выполняется по результатам эксплуатационной разведки и горно-эксплуатационных работ выполняется в соответствии с действующей инструкцией по применению классификации запасов месторождений полезных ископаемых. Запасы в блоках категорий В и С₁, добытые или потерянные за отчетный период, в более высокие категории не переводятся и учитываются по тем категориям, по которым они числились на начало года.

Изменения запасов, связанные с передачей части запасов с баланса одного горного предприятия на баланс другого предприятия, обосновываются и оформляются установленным порядком с фиксацией этих изменений на маркшейдерских планах.

На учете горного предприятия находятся и забалансовые запасы из числа утвержденных ВКЗ (ТКЗ), входящих в пределы технических границ поля или горного отвода.

Таблица XIV.1

Горизонт, м	Кате-гория	Год	Балансовые запасы	Движение запасов в результате								Общий итог движения запасов	
				Добычи	потери	Уточненного подсчета показателей		списания нецелесообразных для отработки	изменения технических границ	переводов из одной категории в другую	увеличение	уменьшение	
						прирост	уменьшение (неподтвер-дяется)						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	
По горизонту +220 +140	C ₁	1965	476	112	21	4 ¹	8 ²	15 ³	—	—	—	4	133
		1966	347	165	28	—	4 ²	—	—	—	—	—	216
		1967	131	106	21	—	—	—	—	—	—	—	131
По горизонту +220 +140	C ₁	1965	476	383	70	4	12	15	—	—	—	4	480
		1965	338	—	—	—	2 ²	6 ²	—	—	—	—	164
		1966	174	46	9	—	2 ³	12 ³	—	—	—	—	63
По горизонту +140 +60	C ₁	1967	111	79	18	—	—	—	—	—	—	—	111
		1965	338	125	27	—	4	18	—	—	—	—	338
		1967	310	165	29	3	—	10 ³	—	—	—	3	204
По горизонту +60		1968	109	38	6	—	—	—	—	—	—	—	109
			310	203	35	3	—	10	—	—	—	3	313
			1124	711	132	7	16	43	—65	—164	7	1131	
Итого по блоку													

¹ Акт №3 от 27. XI. 1965 г.² Акт №12 от 25. XII. 1966 г.³ Акт №17 от 20. XII. 1967 г.⁴ Решение комбината от 24. VII. 1968 г.

Забалансовые запасы снимаются с учета в случае их добычи, передачи другому предприятию или исключения их на основании проведенных выработок вследствие невозможности их извлечения впредь. Снятие забалансовых запасов, так же как и балансовых, фиксируется соответственно оформленным на предприятии актом.

В случаях добычи забалансовых запасов последние переводятся в балансовые без учета потерь.

Первичный учет на горном предприятии ведется в книге первичного учета состояния и движения запасов, форма которой устанавливается производственным объединением. Форма должна отражать основные положения учета состояния и движения запасов на горном предприятии.

В качестве иллюстрации приведем по работе [20] примерную форму книги первичного учета запасов и порядок ее заполнения для угольной шахты (табл. XIV.1).

Пласт K₄, марка угля ОС, блок № 34 — C₁, $m=2,4$ м, $\alpha=28^\circ$, $S=335$ тыс. м², $R=1,40$ т/м³, запасы 1124 тыс. т (протокол ВКЗ № 36 от 15 января 1964 г.).

Погашено запасов из числа утвержденных ВКЗ 895 тыс. т (1124—65—164). Выявлено неподтвердившихся и не целесообразных к выемке 59 тыс. т (16+43). Погашено фактических балансовых запасов 843 тыс. т (895+7—59). Коэффициент извлечения балансовых запасов 0,84 (711:843).

Графы 1 и 2 пояснений не требуют. В графе 3 указываются годы, в течение которых происходило движение запасов. На каждый год отводится одна строка. В графе 4 в тысячах тонн показывается количество балансовых запасов горизонта (панели, уступа) на начало года.

В графах 5—13 в тысячах тонн отражается движение запасов. Здесь в графе 5 приводится добыча по результатам маркшейдерских замеров, отраженным на маркшейдерских планах. Для графы 6 суммарные фактические потери берутся из журнала первичного учета потерь. Графы 7, 8, 10 и 11 пояснений не требуют. Данные графы 9 требуют технико-экономического обоснования, а графы 12 и 13 являются итоговыми по движению запасов данного горизонта за год. В примечании пунктуально отмечаются документы, подтверждающие изменения запасов. После отработки запасов блока подводятся итоги по графам 4—12. В заключение дается краткий анализ использования балансовых запасов блока.

§ 2. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ЗАПАСЫ И КЛАССИФИКАЦИЯ ИХ ПО СТЕПЕНИ ИХ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ К ВЫЕМКЕ

Промышленными запасами является часть балансовых запасов, подлежащая извлечению из недр. Они определяются по эксплуатируемым, строящимся и проектируемым предприятиям

в пределах их технических границ из запасов категорий А + В и С.

Промышленные запасы каждой залежи пласта рассчитываются по каждому отработанному (если на нем еще числятся запасы), действующему и строящемуся горизонту (уступу), а также по одному нижележащему горизонту (уступу). По остальным горизонтам запасы подсчитываются суммарно. При этом указывается глубина последнего горизонта по проекту.

Для расчета промышленных запасов необходимо из балансовых запасов исключить проектные общешахтные и эксплуатационные потери, а также запасы, не целесообразные для отработки.

Исходными материалами для расчета промышленных запасов служат:

а) материалы о балансовых запасах по залежам и горизонтам (уступам) с разбивкой по категориям разведанности по их состоянию на момент подсчета;

б) проект разработки поля;

в) проектные материалы по предохранительным и барьерным целикам с указанием количества запасов, оставляемых в них;

г) нормативы эксплуатационных потерь для применяемых и проектируемых систем разработки;

д) необходимая геолого-маркшейдерская документация.

Проектными потерями полезного ископаемого называют часть балансовых запасов, которая предусматривается к безвозвратному оставлению в недрах при отработке всех запасов поля. Они складываются из общешахтных и эксплуатационных.

Проектными общешахтными (общерудничными, общеразрезными) потерями называются запасы полезного ископаемого, проектируемые к оставлению в целиках под охраняемыми объектами на поверхности, в барьерных целиках, в целиках, служащих для охраны капитальных горных выработок. При отсутствии проекта на оставление отдельных целиков запасы в них принимаются на основании ориентировочных расчетов. К запасам в постоянных целиках относятся также запасы в предполагаемых целиках, не показанных еще на маркшейдерских чертежах под намеченными к строительству объектами.

Проектными эксплуатационными потерями являются предусмотренными проектом потери в целиках, связанные с системой разработки и технологией горных работ. Проектные эксплуатационные потери устанавливаются на основе расчетных нормативов. По последним потери выражаются в процентах от погашаемых запасов и даются отдельно для каждой из принятых систем разработки. Исходя из проекта отработки поля ориентировочно устанавливается (в процентах или в долях единицы) участие каждой из принятых систем разработки в добыче запасов оставшейся части поля. Определяются остав-

ляемые во временных целиках запасы. В результате подсчитывается средневзвешенный (по участию в добыче) коэффициент эксплуатационных потерь для подлежащей отработке части поля.

Для сложных горно-геологических условий величина проектных эксплуатационных потерь может приниматься исходя из опыта работы на уровне фактических эксплуатационных потерь.

Запасы, не целесообразные для отработки, по технико-экономическим причинам должны исключаться из расчета промышленных запасов, если они выявляются в процессе эксплуатации месторождения. На вскрытой части месторождения их размер устанавливается на основании поступившей геолого-маркшейдерской информации. По нескрытой части прогноз основывается на обобщении имеющихся материалов, выполняемом геолого-маркшейдерской службой предприятия.

Проектные размеры нарушенных зон около крупных тектонических нарушений устанавливаются на основании всей имеющейся информации о разработке нарушенных участков залежей месторождения и о выявленных закономерностях. Ширина зоны (ширина целика) определяется путем экстраполяции с учетом затухания нарушения. При отсутствии опыта разработки нарушенных участков данного месторождения ширина зоны ориентировочно может устанавливаться по аналогии с соседними подобными участками.

Расчет промышленных запасов производится ежегодно в специальной книге, форма которой должна отражать изложенные по данному вопросу положения.

Книга хранится в маркшейдерском отделе. Она не является отчетным документом, а используется в целях управления запасами на горном предприятии.

По степени подготовленности промышленных запасов поля к выемке из последних выделяются вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

Вскрытые запасы (при подземном способе разработки) — часть промышленных запасов, вскрытых (подсеченных) капитальными горными выработками (шахтными стволами, штольнями, капитальными квершлагами, капитальными уклонами, капитальными гезенками, слепыми шахтами) и для отработки которых не требуется проведения дополнительных капитальных выработок.

При разных условиях залегания полезного ископаемого в недрах и при различных вскрывающих выработках вскрываются разные запасы.

При горизонтальном залегании полезного ископаемого вертикальным шахтным стволом (штольной, гезенком) вскрытые запасы подсчитываются в пределах технических границ поля или до заранее известных крупных тектонических нарушений.

В случаях отнесения расходов по проведению штреков главного направления по статье «капитальные выработки» вскрытые запасы в пределах поля будут определяться площадями залежи, подлежащими выемке с соответствующих штреков главного направления с учетом их фактического положения.

При пологом, наклонном и крутом падении залежи наклонным шахтным стволом, штольной, капитальным гезенком, капитальным квершлагом вскрываются запасы в границах:

по простиранию — технические границы или известные крупные дизъюнктивы;

по восстанию — границы годного полезного ископаемого, вышележащий отработанный горизонт или техническая граница, известное тектоническое нарушение;

по падению — горизонт околоствольного двора наклонного шахтного ствола, горизонт штольной или капитального квершлага, горизонт, вскрытый гезенком, капитальным уклоном.

Капитальным уклоном вскрываются запасы, ограниченные по восстанию горизонтом основного штрека, с которого пройден уклон, по падению — горизонтом нижнего этажного штрека, засеченного с уклона.

Участковые квершлаг и гезенки вскрывают запасы в пределах, принятых проектом технических границ выемочного участка при условии, что последний не был вскрыт ранее другой выработкой.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых к вскрытым относятся запасы, находящиеся в пределах контура, ограниченного сверху поверхностью залежи, с которой сняты породы экскаваторами (без окончательной зачистки). С боков контур ограничивается плоскостями уступов, построенных от границ обнаженной поверхности, с углами откосов и бермами, принятыми проектом разработки, а снизу — почвой пласта, проектной глубиной разработки, дренажным горизонтом или глубиной, при которой сходящиеся боковые плоскости уступов дают ширину дна траншеи, минимальную для данного способа ведения работ. На рис. XIV.1 показана простейшая схема разработки горизонтального пласта открытым способом. При других условиях залегания она будет иной, но общие положения и понятия, связанные с открытой разработкой, и при них будут сохраняться.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых из числа вскрытых выделяются запасы, подготовленные к зачистке, готовые к выемке, во временных целиках, временно затопленные и временно находящиеся в пожарных участках.

К подготовленным к зачистке относят вскрытые запасы, не требующие для дальнейшей подготовки основных экскаваторных вскрышных работ и нуждающиеся только в зачистке породы мощностью 0,5—1,0 м, оставшейся после основной

экскаваторной вскрыши от попутных пород при селективной выемке или от подвалки.

К готовым к выемке относятся зачищенные запасы, которые могут быть вынуты без нарушения основных правил технической эксплуатации и безопасности (сохранение установленных проектом ширины берм, полноты выемки и т. д.). Запасы нижележащих уступов переходят в готовые к выемке по мере подвигания фронта работ вышележащих уступов, а по верхнему уступу — по мере подвигания вскрышных работ и зачистки породы после экскаваторных работ.

К запасам во временных целиках относят запасы во временных целиках под сооружениями (эстакадами, скатами

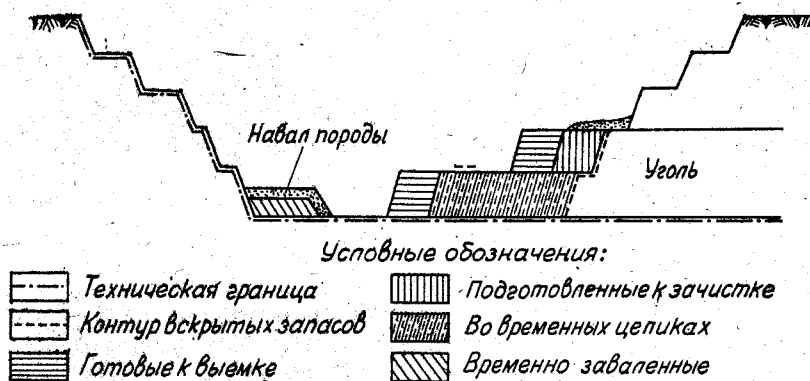


Рис. XIV.1. Открытая разработка горизонтального пласта

и т. п.), вскрытые запасы в нижних уступах, выемка которых в данное время не может производиться ввиду наличия неотработанных запасов в вышележащих уступах; запасы в предохранительных и путевых бермах уступа.

К временно заваленным относят запасы, выемка которых временно невозможна вследствие завала их породой (в том числе при оползнях). После уборки (перевалки) этой породы временно заваленные запасы переводят в подготовленные к зачистке, готовые к выемке или в запасы во временных целиках.

Временно заваленные запасы могут быть списаны с баланса и переведены в потери от неправильного ведения горных работ в случае, если их разработка является нерентабельной.

К временно затопленным относят запасы на затопленных участках, откачка воды или дренаж которых может быть осуществлен в непродолжительный срок. По мере осушения затопленных участков эти запасы могут быть переведены в подготовленные к зачистке, готовые к выемке или запасы во временных целиках.

К запасам, находящимся на пожарных участках относят запасы, выемка которых в данный момент невозможна ввиду изоляции их. При ликвидации пожара запасы должны быть опробованы и в случае несоответствия установленным кондициям по зольности списаны как потери, а в противном случае переведены в одну из следующих категорий: временно заваленные, подготовленные к зачистке, готовые к выемке и во временных целиках.

При открытой разработке рудных и нерудных месторождений применяют различные классификации промышленных запасов.

На горных предприятиях цветной металлургии к вскрытым относят запасы тех участков уступа, которые сверху освобождены от покрывающих пустых пород или руды вышележащего уступа или обнажены вследствие естественных условий залегания. При этом во всех случаях должна быть проведена выездная траншея или траншея для оборудования подъемника (бремсбрга) на отметку рабочего горизонта, принятого проектом разработки.

Границей вскрытых запасов по глубине является горизонт, подсеченный выездной траншеей.

В тех случаях, когда разработка уступа, расположенного ниже транспортных путей, ведется без предварительного проведения траншей (например, при применении драглайна), вскрытые запасы по этому уступу подсчитываются на участках, освобожденных от покрывающих пород или руды вышележащего уступа.

К подготовленным и одновременно готовым к выемке относят запасы частей уступа с обнаженными верхней и боковой поверхностями, обеспечивающими ведение очистной выемки. Для отнесения запасов уступа или его части к подготовленным требуется выполнение горно-подготовительных работ, предусмотренных проектом (проходка разрезной траншеи, дренаж, зачистка уступа от пород после вскрыши).

В ряде случаев подготовленные запасы подразделяются на запасы, готовые к выемке, в зачистке (на площади, где не произведена окончательная зачистка породы после экскаваторной вскрыши) и во временных целиках (под путями на уступах, под вышележащими уступами и т. д.).

На железорудных и асбестовых карьерах к вскрытым относят запасы, заключенные в контуре, верхней границей которого является площадь, обнаженная от покрывающих пустых пород, нижней — горизонт, подсеченный выездной траншеей, а боковыми — плоскости уступов, построенные от границ обнаженной поверхности, с углами откосов и бермами, принятыми проектом разработки.

Из числа вскрытых выделяют запасы в бермах, во временных целиках, готовые к выемке. Для отнесения запасов к гото-

вым к выемке требуется выполнение всех горно-подготовительных работ, предусмотренных техническим проектом или планом эксплуатации (в том числе зачистка уступов от породы после основной вскрыши).

Подсчет запасов различных категорий производится как по руде, так и по полезным компонентам.

При разработке залежей сложного строения, залегающих на склонах гор, к вскрытым относят запасы, подсеченные самым нижним горизонтом горных работ, а сбоку ограниченные проектными границами отработки уступов.

Ввиду сложного строения залежи (перемежаемость различных сортов руд и пород) при выделении подготовленных запасов принимают во внимание возможность планирования суточной добычи с учетом выхода с данного горизонта определенного процента богатых товарных руд. Поэтому здесь из числа вскрытых выделяют запасы,готавливаемые, подготовленные и готовые.

Подготавливаемыми являются запасы, для которых подготовка горизонта для экскавации закончена, но количество богатых руд в забоях по всему фронту недостаточно для обеспечения планируемой суточной добычи.

К подготовленным относят запасы, для которых все горно-подготовительные работы закончены, а выход богатых руд по фронту работ достаточен для обеспечения планируемой суточной добычи руды.

Готовыми считаются запасы, обуренные и взорванные.

В ряде случаев на карьерах, разрабатывающих наклонные пластовые или пластообразные залежи, вскрытые запасы подсчитываются в пределах объемного контура, верхней границей которого является поверхность залежи, освобожденная от покрывающих пород, с боков — плоскости уступов, построенные по принятым в проекте углам откосов к бермам, а снизу — подошва уступа, следующего за нижним разрабатываемым.

Из вскрытых выделяют запасы подготовленные и неподготовленные (между подошвой нижнего действующего уступа и подошвой следующего уступа).

Из подготовленных, в свою очередь, выделяют запасы, готовые к выемке, и под предохранительными бермами. Кроме того, в качестве особого вида учитывают запасы, временно оставленные (во временных предохранительных целиках или временно оставленные по другим причинам).

При открытой разработке огнеупорных глин из подготовленных выделяют запасы, частично подготовленные (на площади, где основная экскаваторная вскрыша пород произведена и необходимо произвести механизированную или ручную зачистку кровли пласта от оставшейся породы), готовые к выемке (полностью зачищенные от породы).

При подземном способе разработки подготовленными считаются запасы из числа вскрытых, для разработки которых пройдены все подготовительные выработки. Например, при этажной подготовке шахтного поля (рис. XIV.2) подготовленные запасы определяются для каждого этажа в границах:

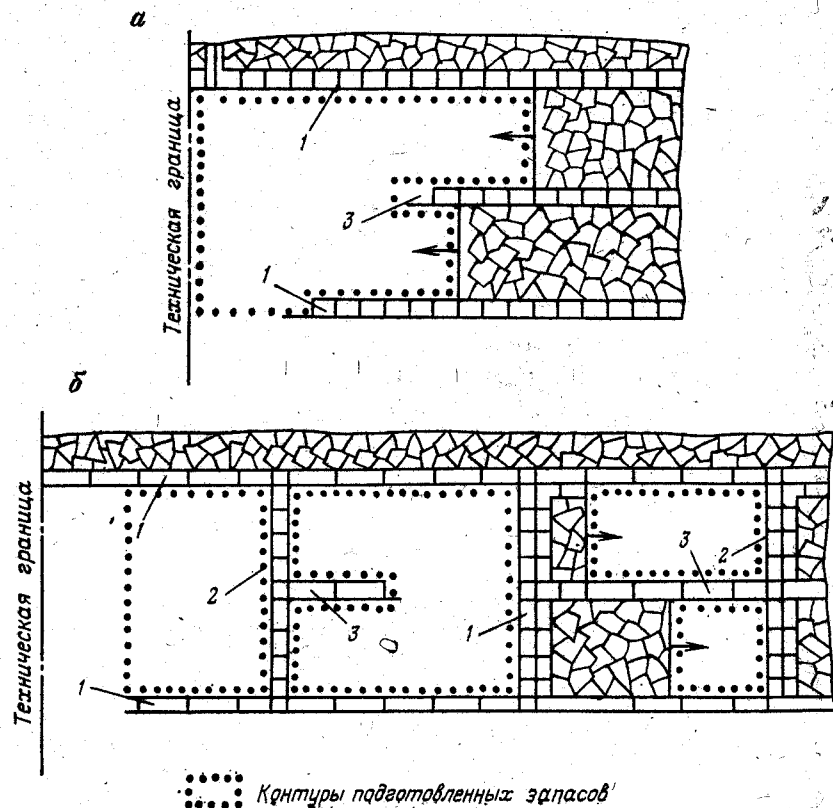


Рис. XIV.2. Определение контуров подготовленных запасов при этажной подготовке шахтного поля:

а — сплошная система разработки; б — система разработки длинными столбами по простиранию; 1 — главные (этажные) штреки; 2 — бремсберги; 3 — подэтажные штреки

по простиранию — от разрезной печи (или забоя лавы) до линии, проведенной из забоя основного нижнего штрека перпендикулярно к этому штреку (при сплошной системе разработки — от разрезной печи или забоя лавы до технической границы выемочного поля или известного дизъюнктива, требующего проведения дополнительных подготовительных выработок);

по восстанию — основной верхний штрек или его раскоска;

по падению — основной нижний штрек (при сплошной системе разработки — проектное положение нижнего штрека или его раскоски).

При других системах разработки или их вариантах схемы определения контуров подготовительных запасов будут иными. Но необходимость приведения их здесь вряд ли целесообразна.

Подготовленные запасы являются суммой запасов активных и неактивных.

К активным относятся запасы, готовые к выемке и подготовленные к нарезке.

К группе неактивных относят запасы во временных целиках, временно заваленные, временно затопленные, временно находящиеся на пожарных участках.

Готовыми к выемке считаются запасы на выемочных участках, где пройдены все требующиеся для данной системы разработки подготовительные и нарезные выработки и закончены работы по оборудованию очистных забоев (монтаж щита, оборудование лавы), позволяющие производить очистную выемку в соответствии с требованиями Правил технической эксплуатации угольных шахт.

В качестве примера на рис. XIV.3 показано выделение готовых к выемке запасов полезного ископаемого применительно к отработке пласта сплошной системой разработки (с бремсбергом в выработанном пространстве). Запасы, готовые к выемке, на рисунке выделены вертикальной штриховкой.

При одновременной разработке нескольких этажей или подэтажей в случае, когда в каждом из них имеется нормально действующая линия забоев (с установленным опережением между этажами и подэтажами, наличием нормального проветривания и т. д.), запасы, готовые к выемке, исчисляются в контурах участков, где пройдены все подготовительные и нарезные выработки. Если очистные работы в одном из этажей или подэтажей остановлены или не производятся, то запасы, готовые к выемке, подсчитываются в границах, исключающих подработку запасов в других этажах или подэтажах.

Подготовленными к нарезке считаются те запасы из числа подготовленных, для очистной выемки которых требуется проведение только нарезных выработок.

К запасам во временных целиках относятся: запасы в целиках, служащих для поддержания подготовительных выработок и запроектированных к выемке при погашении указанных выработок; запасы во временных целиках, оставленных для других целей; запасы, готовые к выемке, разработка которых временно невозможна вследствие ее вредного влияния на смежные пласты, соседние слои и т. п.; запасы, временно затопленные, заваленные и в пожарах, в настоящее время восстановленные, но еще не подготовленные к нарезке или выемке.

К временно заваленным относят запасы, доступ к которым временно невозможен по причине завала или плохого состояния выработок.

К временно затопленным относят запасы, доступ к которым невозможен по причине затопления выработок.

К запасам, находящимся в пожарных участках, относят запасы, выемка которых в данный момент невозможна ввиду изоляции их перемышками, вследствие чего на них нельзя проводить ни нарезных, ни очистных работ.

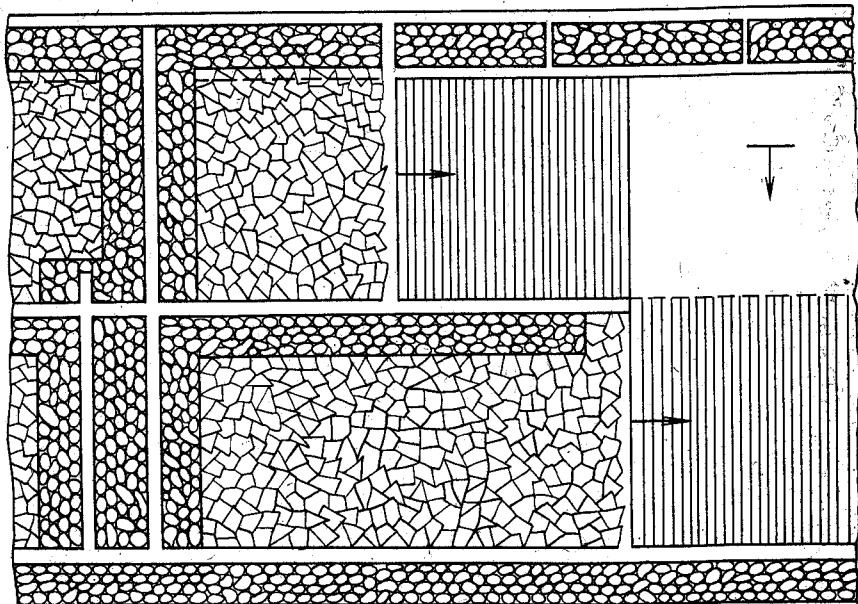


Рис. XIV.3. Контур готовых к выемке запасов (сплошная система разработки с бремсбергом и выработанным пространстве)

Большое разнообразие и сложность горно-геологических условий на рудных и некоторых нерудных месторождениях делают схему выделения подготовленных запасов более сложной. Однако здесь, так же как и на пластовых месторождениях, к подготовленным относятся запасы таких блоков, где проведены все подготовительные выработки (за исключением нарезных, проведение которых предшествует очистной выемке).

Из числа нарезных выделяются временно неактивные и готовые к выемке. К первым относятся запасы тех блоков, выемка которых временно задерживается по ряду причин (отставание работ на параллельных соседних залежах, наличие непогашенных пустот, необходимость соблюдения установленной проектом

очередности ведения очистных работ и т. п.). Запасами, готовыми к выемке из числа нарезанных, относятся запасы, добыча которых возможна в любое время.

Пересчет балансовых запасов, являющихся исходными, и расчет промышленных запасов на горном предприятии производятся ежегодно на начало года геологической и маркшейдерской службами.

Для подсчета запасов и учета последующих изменений в качестве надежной геометрической основы составляется в виде копий комплект маркшейдерских чертежей с нанесением границ шахтного поля и безопасного ведения горных работ; подготовительных выработок и контура очистных работ; известных и предполагаемых тектонических нарушений; разведочных выработок; точек замера мощностей, углов падения, отбора проб на определение показателей полезного ископаемого с обозначением числовых их значений; границ и номеров блоков, в которых производится подсчет запасов, а также границ запасов категорий А, В, С; контуров охранных и барьерных целиков; контуров участков с некондиционными запасами или участков, выемка которых невозможна по тем или иным условиям со ссылкой на акт и дату списания этих запасов; очагов пожаров и границ затопленных участков; потерь полезного ископаемого в виде целиков; границ временных целиков.

Подсчет запасов производится отдельно по каждому разрабатываемому и одному нижележащему нескрытому горизонтам. По всем прочим нескрытым горизонтам запасы даются суммарно.

При подсчете запасов в объемной или весовой мере по каждому контуру используют средние значения соответствующих показателей, получаемые тем или иным приемом. Результат подсчета сводится в таблицы подсчета балансовых запасов шахты по состоянию на начало года. Форма таблицы может быть произвольной, но она должна включать все необходимые сведения. В таблице даются итоги по участкам (блокам), горизонтам и по предприятию в целом. Итоговые данные впоследствии вносятся в таблицу первичного учета состояния и движения запасов шахты. Номенклатура участков и блоков в обоих случаях должна быть одинаковой. При последующем подсчете запасов вновь пересчитывают запасы только тех участков (блоков), которые претерпели изменения.

§ 3. О НОРМИРОВАНИИ ПОДГОТОВЛЕННЫХ И ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ

Одним из условий нормальной деятельности горного предприятия является обеспеченность подготовленными запасами. Для суждения о последней на каждом предприятии должны быть установлены соответствующие условиям работы норма-

тивы, служащие критерием правильного планирования горных работ. Нормативы представляют собой неснижаемые резервы подготовленных и готовых к выемке запасов, которыми должно располагать горное предприятие при заданном размере добычи и принятых системах разработки.

Наличие нормативов позволяет своевременно оценивать отставание подготовительных работ, могущее привести к невыполнению плана добычи, или, наоборот, выявлять излишнее развитие подготовительных работ, вызывающее неоправданные затраты средств на поддержание выработок и омертвление средств, затраченных на преждевременную проходку.

По установившимся представлениям в основу методики нормирования запасов положено требование строгой согласованности в проведении подготовительных, нарезных и очистных работ как необходимого условия для поддержания годовой добычи предприятия на установленном уровне. Указанное требование выражается в том, что число блоков, находящихся одновременно в подготовке, нарезке и очистной выемке, должно быть пропорционально времени, затрачиваемому на подготовку, нарезку и отработку блока. Математически это требование выражается следующим образом:

$$\frac{N_{\text{п}}}{N_{\text{н}}} = \frac{T_{\text{п}}}{T_{\text{н}}}; \quad \frac{N_{\text{п}}}{N_{\text{о}}} = \frac{T_{\text{п}}}{T_{\text{о}}}; \quad \frac{N_{\text{н}}}{N_{\text{о}}} = \frac{T_{\text{н}}}{T_{\text{о}}}, \dots, \quad (\text{XIV.1})$$

где $N_{\text{п}}$, $N_{\text{н}}$, $N_{\text{о}}$ — число блоков, находящихся одновременно в подготовке, нарезке и очистной выемке; $T_{\text{п}}$, $T_{\text{н}}$, $T_{\text{о}}$ — время, затраченное на подготовку, нарезку и очистную выемку блока.

Смысл приведенного требования сводится к тому, что за время очистной выемки группы блоков должно быть подготовлено такое же количество блоков, которые обеспечат сохранение добычи на заданном уровне.

Величина нормативов обуславливается рядом факторов: системой разработки и ее параметрами в данных горно-геологических условиях, скоростью подвигания подготовительных, нарезных выработок и очистных работ и др. С изменением указанных факторов изменяются и нормативы обеспеченности предприятия запасами. Поэтому нормативы запасов должны устанавливаться для каждого горного предприятия в отдельности и корректироваться в меру изменения условий разработки.

Пусть необходимо установить нормативы запасов для действующего предприятия с плановой добычей A тонн в месяц. Для обеспечения этой добычи рудник (шахта) должен иметь некоторое число блоков (участков), находящихся в стадии очистной выемки, и некоторое число резервных блоков на случай временного прекращения очистной выемки в каких-либо действующих блоках.

Норматив запасов, готовых к выемке, должен быть равен количеству готовых к выемке запасов, сосредоточенных в дей-

ствующих и резервных блоках, обеспечивающих плановую добычу рудника, т. е.

$$Q_0 = akN_0g, \quad (\text{XIV.2})$$

где a — коэффициент, характеризующий среднее число готовых к выемке запасов в блоке за период его отработки; k — коэффициент резерва; g — средний запас блока.

Норматив B_1 готовых к выемке запасов во временном выражении (в месяцах) находится как отношение количества запасов Q_0 к месячной добыче A :

$$B_1 = \frac{Q_0}{A} = \frac{akN_0g}{A}.$$

Но величина

$$A = vN_0 = \frac{gN_0}{T_0},$$

где v — производительность блока, $v = \frac{g}{T_0}$; T_0 — время отработки блока.

Отсюда

$$B_1 = \frac{akN_0g}{gN_0} T_0, \text{ или } B_1 = akT_0. \quad (\text{XIV.3})$$

Коэффициент a находится из условия равномерного и последовательного включения блоков в очистную выемку. Он в относительном выражении готовых к выемке запасов в блоке за период отработки блока всегда меньше единицы. Величина коэффициента a зависит от системы разработки и от числа стадий очистной выемки блока.

Если запасы блока отрабатываются в одну стадию и переводятся в категорию готовых к выемке целиком по блоку, то запасы блока в процессе его отработки будут уменьшаться от 1 до 0. При полной отработке запасов блока для обеспечения бесперебойной работы рудника по добыче в очистную выемку должен быть включен следующий блок с запасом, равным единице, и также отработан до 0 и т. д. Таким образом, в среднем уровень готовых к выемке запасов в блоке при одностадийной очистной выемке составляет половину первоначальных запасов блока. Это положение справедливо для любого числа одновременно действующих блоков.

Нетрудно видеть, что при любом числе стадий отработки блока $a = \frac{1}{2n}$, где n — число стадий. Анализ обеспеченности запасами отдельных предприятий по системам разработки подтверждает правильность этого положения.

На величину коэффициента k оказывают влияние многие факторы: система разработки, сложность производственного

процесса очистной выемки, степень постоянства геометрических элементов рудных тел, возможность выклинивания или встречи тектонических нарушений, неравномерность распределения руды по качеству, степень механизации горных работ, их организация и число действующих блоков (k уменьшается с увеличением числа блоков).

Колебания продолжительности работ в блоке (в месяцах) наиболее полно характеризуют степень изменчивости месторождения по всем показателям в совокупности и позволяют определить величину резерва как коэффициент вариации ряда сроков отработки блока из выражения

$$k = 1 + \frac{m}{T_0}, \quad (\text{XIV.4})$$

где m — среднее квадратическое отклонение отдельных сроков отработки блока; T_0 — среднее время отработки блока.

Подготовленные запасы равны сумме готовых к выемке запасов Q_0 , необходимых для бесперебойной работы по добыче, и некоторого количества подготовленных запасов Q_n , находящихся в стадии нарезки, необходимых для своевременной подготовки к очистной выемке. Следовательно, норматив подготовительных запасов в месяцах запишется в виде

$$B_2 = \frac{Q_0 - Q_n}{A}. \quad (\text{XIV.5})$$

Норматив готовых к выемке запасов $B_1 = \frac{Q_0}{A}$ находится по формуле (XIV.3).

Выразим второй член формулы (XIV.5) как произведение запасов блока на число блоков, находящихся в нарезке:

$$Q_n = gN_n; \quad N_n = \frac{N_0}{T_0} T_n,$$

где T_n — продолжительность нарезных работ до начала очистной выемки в блоке.

Тогда

$$Q_n = \frac{N_0}{T_0} T_n g.$$

При $A = \frac{g}{T_0} N_0$ величина $\frac{Q_n}{A} = \frac{N_0 T_n g T_0}{g N_0 T_0} = T_n$.

Подставив эти результаты в выражение (XIV.5), получим

$$B_2 = (akT_0 + T_n), \quad (\text{XIV.6})$$

Нормативы B_1 и B_2 , вычисляемые по формулам (XIV.3) и (XIV.6), относятся к одной системе разработки. Нормативы за-

пасов по руднику в целом определяются как средневзвешенные из нормативов по системам разработки:

$$\left. \begin{aligned} B_{1 \text{ по руднику}} &= \frac{B'_1 c' + B''_1 c'' + B'''_1 c''' + \dots}{100}; \\ B_{2 \text{ по руднику}} &= \frac{B'_2 c' + B''_2 c'' + B'''_2 c''' + \dots}{100}, \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIV.7})$$

где $B'_1, B''_1, \dots, B'_2, B''_2$ — нормативы запасов по системам разработки, мес; c', c'', c''' — удельный вес системы разработки в общей добыче полезного ископаемого по руднику, %.

Таким образом, из изложенного вытекает следующий порядок определения нормативов запасов на действующем горном предприятии.

Нормативы B_1 и B_2 определяются отдельно для каждой применяемой на руднике (шахте) системы разработки.

Устанавливается число стадий очистной выемки и уровень готовых к выемке запасов в блоке — коэффициент $a = \frac{1}{2n}$. Правильность выбора величины последнего проверяется анализом обеспеченности рудника готовыми к выемке запасами по рассматриваемой системе разработки за 2—3 года. Расхождение между расчетным и фактическим значениями a не должно превышать нескольких единиц второго знака.

Далее собирается максимум данных, характеризующих продолжительность нарезных и очистных работ в блоке для получения средних значений T_n, T_0 и коэффициента резерва k . Пользуясь полученными величинами, по формулам (XIV.3), (XIV.6) и (XIV.7) определяют нормативы подготовленных и готовых к выемке запасов.

§ 4. ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ИЗ НЕДР

Охрана природы и рациональное использование природных ресурсов на современном этапе народного хозяйства представляются одним из важнейших государственных задач. Они нашли свое отражение в решениях XXIV и XXV съездов КПСС, в постановлениях и Законе по охране недр.

В условиях социалистической собственности на природные ресурсы и планового ведения народного хозяйства имеются возможности для оптимизации использования недр и приведения в этих целях соответствующих экономических стимулов.

Несмотря на хорошую обеспеченность нашего народного хозяйства минеральным сырьем, следует всегда иметь в виду, что оно невосполняется и поэтому рациональное его использование без допущения неоправданно высоких потерь, приобретает большую актуальность.

Проводимый учет использования запасов полезных ископаемых на всех стадиях, в том числе и при добыче их, показывает, что уровень потерь снижается недостаточно, а в некоторых отраслях обнаруживает повышение, несмотря на несомненный технический прогресс в горной промышленности и увеличение удельного веса добычи открытым способом, позволяющим по сравнению с подземным способом снижать потери полезного ископаемого.

Уровень фактических потерь полезного ископаемого при его добыче на начало 70-х годов можно иллюстрировать в процентах следующими средними их значениями [34] по некоторым видам минерального сырья (в числителе — при подземном, в знаменателе — при открытом способе разработки):

уголь — $\frac{30,3}{8,5}$; руда и минеральное сырье: Кривой рог — $\frac{20-25}{6,3}$; Джезказган — $\frac{30-35}{-}$; Текели — $\frac{18,1}{-}$; Тырныауз — $\frac{23}{-}$; Гай — $\frac{-}{11}$ (при разубоживании руды — 13%); «Апатит» — $\frac{19,0}{-}$ (Юкспорский рудник); Соликамский комбинат — $\frac{46,2}{-}$; 3,2 (Центральный карьер)

Отчетными данными о полноте и качестве извлечения полезного ископаемого являются величины потерь и разубоживания полезного ископаемого. Они способствуют оперативному использованию при управлении запасами на горном предприятии.

В практике и специальной литературе установились понятия — истинные и видимые потери (аналогично — истинное и видимое разубоживание полезного ископаемого).

Под истинными понимаются потери полезного ископаемого из балансовых его запасов. При этом полезное ископаемое, которое заключено в примешанной при добыче породе и частично компенсирующее потери балансовых запасов, не учитывается. В случае учета в добыче полезного ископаемого, привнесенного с вовлеченной в нее вмещающей породой, имеют место видимые потери. Следовательно, истинные потери, как правило, больше видимых.

Величину истинных потерь при добыче выражают формулой

$$n = \left[1 - \frac{D(a-b)}{B(c-b)} \right] 100, \quad (\text{XIV.8})$$

где D , a — добытая руда и среднее содержание в ней полезного компонента; B , c — балансовые погашенные запасы и среднее содержание в них полезного компонента; b — среднее содержание полезного компонента в примешиваемых при добыче вмещающих породах.

Здесь член $\frac{D(a-b)}{B(c-b)}$ выражает коэффициент истинного извлечения из балансовых запасов, в котором полезное ископае-

мое, вовлеченное с вмещающими породами в добытую руду, исключено.

Коэффициент видимого извлечения является величиной, в которой учтено привнесенное полезное ископаемое с вмещающими породами, равной $\frac{Da}{Bc}$. Следовательно, коэффициент видимых потерь равен

$$n = \left(1 - \frac{Da}{Bc} \right) 100, \quad (\text{XIV.9})$$

Коэффициент потерь может выражаться также в долях единицы.

Аналогично потерям разубоживание полезного ископаемого, определяемое из выражения $\frac{c-a}{c-b}$, называется истинным, а из выражения $\frac{c-a}{c}$ — видимым.

Таким образом, исключение из последнего выражения величины b означает, что видимое разубоживание определяется без вычета полезного компонента, содержащегося в вовлеченных в руду породах.

В любом технико-экономическом расчете должно учитываться общее количество полезного компонента в добытом полезном ископаемом независимо от того, находился ли он в балансовых запасах или был вовлечен с вмещающими породами. Следовательно, необходимо пользоваться видимыми потерями и разубоживанием.

В настоящее время рекомендуется наряду с потерями и разубоживанием использовать показатели полноты и качества извлечения полезного ископаемого из недр. Это вызвано тем, что потери и разубоживание выражают не степень полноты извлечения полезного ископаемого из недр, а характеризуют величину потерь его из балансовых запасов.

Решение вопроса о полноте извлечения полезного ископаемого при его добыче упрощается, а величина возможных относительных погрешностей в расчетах становится меньше, если вместо показателя потерь полезного ископаемого из балансовых запасов использовать показатели его извлечения из недр. К ним относятся следующие величины:

а) Коэффициент извлечения количества полезного ископаемого, выражающего отношение количества добытой рудной массы к количеству погашенных при добыче запасов:

$$k_{\text{кол}} = \frac{D}{B}. \quad (\text{XIV.10})$$

Этот показатель легко устанавливается по материалам горного предприятия. Относительная погрешность его определения сопоставима с относительной погрешностью определения балан-

совых запасов. Содержания полезного компонента c и a в нем не участвуют, в связи с чем его надежность повышается.

Величина $k_{\text{кол}}$ колеблется в широких пределах (чаще от 0,4 до 1,2). При разработке тонких жил системами с валовой емкостью она может достигнуть 3 и более. При $k_{\text{кол}} < 1$ имеет место потеря балансовых запасов, а при $k_{\text{кол}} > 1$ — в добытой рудной массе содержится примешанная порода. Величина $k_{\text{кол}}$ в системе управления запасами на горном предприятии (при надлежащем учете) может быть определена для предприятия в целом, а также по участкам и блокам за требуемые промежутки времени.

б) Коэффициент изменения качества выражает отношение среднего содержания a полезного компонента в добытом полезном ископаемом к среднему содержанию c в погашенных балансовых запасах:

$$k_k = \frac{a}{c}. \quad (\text{XIV.11})$$

Величина k_k широко используется для характеристики технико-экономических показателей добычи и переработки полезного ископаемого. Она связана с величиной видимого разубоживания p_b , являющегося коэффициентом потери качества:

$$p_b = \frac{c-a}{c} = 1 - \frac{a}{c} = 1 - k_k. \quad (\text{XIV.12})$$

Таким образом, коэффициент изменения качества в простой форме выражает степень изменения природного качества полезного ископаемого в процессе добычи. Он является одним из самых важных показателей для определения экономического ущерба при переработке полезного ископаемого, вызываемого его разубоживанием.

В большинстве случаев $k_k < 1$ за счет примешивания к добытой балансовой руде породы и за счет потерь богатой рудной мелочи. Очень редко $k_k > 1$ ($a > c$) и имеет место в том случае, когда оставляемая в недрах целика руда имеет более высокие средние содержания, чем балансовые запасы.

При разработке угольных месторождений снижение качества добываемого угля выражается увеличением зольности угля за счет засорения добычного угля породой:

$$k_k = \frac{1 - Z_d}{1 - Z_b}, \quad (\text{XIV.13})$$

где Z_d — зольность угля (в долях единицы) в добытом виде; Z_b — зольность угля (в долях единицы) в балансовых запасах.

Коэффициент изменения качества полезного ископаемого можно выразить отношением валовой ценности $\Pi_{в.д}$ и т

(1 м³) в добытом виде к ценности $\Pi_{в.б}$ в балансовых запасах:

$$k_k = \frac{\Pi_{в.д}}{\Pi_{в.б}}. \quad (\text{XIV.14})$$

Им удобно пользоваться в том случае, когда ценность определяется не содержанием полезных компонентов, а сортностью, например выходом товарных блоков.

в) Коэффициент извлечения из недр, выражающий отношение количества полезного компонента, извлеченного из недр (Da), к количеству полезного компонента в погашенных балансовых запасах (Bc).

$$k_n = \frac{Da}{Bc}. \quad (\text{XIV.15})$$

Выражение (XIV.15) можно рассматривать как произведение коэффициентов извлечения количества и изменения качества полезного ископаемого $k_n = k_{\text{кол}} k_k$. Следовательно, k_n является синтезирующим показателем. Он одновременно выражает потери полезного ископаемого в недрах из балансовых запасов и привнесение полезного ископаемого с примешиваемыми породами, частично компенсирующее эти потери, обеднение полезного ископаемого вследствие оставления в недрах обогащенных участков (или обогащенной мелочи) и повышение его качества вследствие оставления в недрах (например, в целиках) более бедных участков.

Относительные погрешности определения k_n значительно меньше, чем погрешности определения «истинных» потерь и «истинного» извлечения, так как менее надежным остается определение среднего содержания полезного компонента во вмещающих породах. Кроме того, как следует из изложенного выше, с горно-геологической и технико-экономической точки зрения проще и правильнее характеризовать полноту извлечения полезного ископаемого при добыче коэффициентом извлечения полезного компонента из недр, а не из балансовых запасов, а качество извлечения при добыче — величиной k_k , а не коэффициентом разубоживания.

Не следует оценивать деятельность горных предприятий с негативной стороны по допущенным потерям и вызванному ими ущербу вместо положительной оценки по полноте извлечения и прибыли, полученной от роста извлечения.

Коэффициент извлечения из недр k_n и коэффициент изменения качества полезного ископаемого k_k являются для каждого горного предприятия общими учетными показателями наряду с показателями потерь полезного ископаемого при его добыче.

Определение и учет показателей извлечения и потерь полезного ископаемого при его добыче ведутся с целью:

1) общей оценки производственной деятельности горного предприятия;

2) контроля за соблюдением проектных и нормативных показателей полноты и качества отработки запасов полезных ископаемых;

3) совершенствования технологии процессов добычи и переработки полезного ископаемого на основе технико-экономических расчетов для достижения наибольшей экономической эффективности.

Между показателями извлечения k_n , k_k и показателями потерь, разубоживания полезного ископаемого существует взаимная связь, которую можно выразить в виде

$$k_n = 1 - n + \frac{Bb}{Bc}. \quad (\text{XIV.16})$$

Взаимосвязь показателей k_k и p выражается формулой (XIV.12)*.

§ 5. КЛАССИФИКАЦИЯ ПОТЕРЬ ПРИ ДОБЫЧЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Перед изложением определения, учета потерь и разубоживания полезного ископаемого при его добыче необходимо дать представление о классификации потерь. Последняя в разное время применительно к способам разработки и видам минерального сырья изменялась. Здесь приводится классификация, рекомендуемая типовыми методическими указаниями и руководящими материалами по охране недр [30]. Классификация потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений, особенности и детали ее даются в отраслевых инструкциях.

Рекомендуемая единая классификация потерь определяется рядом следующих общих положений.

Классифицирование потерь твердых полезных ископаемых производится с целью:

а) единообразного учета потерь полезных ископаемых по классам, группам и видам в процессе разработки месторождений;

б) контроля за полнотой и качеством извлечения полезного ископаемого из недр на разных стадиях технологического процесса добычи;

в) решения практических задач по рациональному и экономному использованию недр (сравнения уровня и анализа видов потерь на разных предприятиях и разных горно-геологических условиях разработки, выявления экономических последствий, вызываемых потерями, установления нормативов потерь и др.).

Все потери делятся на два класса — общешахтные (общеразрезные) и эксплуатационные.

Общешахтные потери включают запасы полезного ископаемого в различного рода охранных и барьерных целиках, оставляемые в недрах после погашения горизонта, участка или ликви-

дации горного предприятия и безвозвратно теряемые. Если охранные целики являются временными и проектом разработки предусмотрена полная или частичная их отработка, запасы в них не относятся к потерям, а числятся как временно неактивные запасы. Общешахтные потери исчисляются в весовых единицах и в процентах балансовых запасов горного предприятия.

К эксплуатационным относятся потери при добыче полезного ископаемого. Они выражаются в весовых единицах и в процентах от погашенных балансовых запасов. По физическому состоянию теряемого полезного ископаемого и стадии технологического процесса добычи, на которой возникли потери, эксплуатационные потери делятся на две группы:

1) потери полезного ископаемого в массиве;

2) потери отбитого полезного ископаемого.

В свою очередь, потери каждой группы разделяются на виды по месту их образования.

Фактические потери сопоставляются с нормативными. Положительное значение разности между первыми и вторыми представляет собой сверхнормативные потери, обязанные своим появлением неправильному ведению горных работ или непредвиденному изменению горно-геологических условий.

Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений [30]

I класс. Общешахтные (общерудные, общекарьерные, общепришковые) потери

Потери в охранных целиках около капитальных горных выработок, скважин, под зданиями, техническими и хозяйственными сооружениями, водоемами, водоносными горизонтами, коммуникациями, заповедными зонами; в барьерных целиках между шахтными полями.

II класс. Эксплуатационные потери

Группа I. Потери полезного ископаемого в массиве

1. В недоработанной части целиков у подготовительных выработок (межблочные, межпанельные, межэтажные целики).

2. В целиках внутри выемочного участка (блока, камеры, панели, столба, поля разреза, дражного полигона).

3. В лежачем и висячем боках (в почве, кровле), по верхней и нижней границам контура рудного тела, пласта, залежи, в бортах разреза.

4. В местах выклинивания и на флангах пласта, в залежи рудного тела.

5. Между выемочными слоями.

6. В подработанных частях залежи (пласта, рудного тела).

7. В целиках пожарных, затопленных, заваленных участков.

8. В целиках у геологических нарушений.

Группа II. Потери отделенного от массива отбитого полезного ископаемого

1. В подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами.

2. Оставленного в выработанном пространстве:

а) от смешивания с обрушенными породами при выпуске;

б) на лежачем боку (почве), на уступах, на днище блока.

3. В местах обрушений, в завалах, в пожарных и затопленных участках.

4. В местах погрузки, складирования, сортировки, на транспортных путях горного предприятия.

Уровень потерь (нормативных и фактических) по применяемым системам разработки устанавливается суммированием потерь первого, второго, третьего, пятого и шестого видов потерь первой группы, а также первого и второго видов второй группы.

Количество видов потерь для данных горно-геологических условий с соблюдением основных положений изложенной выше единой классификации потерь устанавливается соответствующей отраслевой инструкцией по определению, учету и нормированию потерь.

§ 6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ И УЧЕТ ПОТЕРЬ

Горные предприятия в технических проектах отработки полей, блоков, панелей, уступов и других выемочных единиц обязаны иметь или выполнять расчеты экономически целесообразных значений показателей извлечения и потерь полезных ископаемых и применять в процессе эксплуатации надежные методы контроля за полнотой и качеством извлечения полезных ископаемых из недр при их добыче.

Обязательным условием обеспечения оперативного, надежного учета указанных показателей является надежность подсчета готовых к выемке запасов и организация на предприятии достаточного точного учета количества и качества добываемого полезного ископаемого по всем выемочным единицам. Если по горно-геологическим условиям трудно или невозможно обеспечить учет по всем выемочным единицам, последний (с разрешения вышестоящей организации и по согласованию с органами госгортехнадзора) может осуществляться по группам смежных единиц, по горизонту или предприятию в целом. Определение, учет и оценка надежности показателей полноты и качества извлечения осуществляют маркшейдерская и геологическая службы с привлечением при необходимости других подразделений и служб.

Расчет коэффициентов извлечения и потерь полезного ископаемого основывается на использовании исходных величин, к которым относятся:

- 1) количество добытых и погашенных балансовых запасов;
- 2) объемный вес полезного ископаемого;
- 3) содержание полезных и вредных компонентов в добываемом ископаемом;
- 4) теплота сгорания топлива, коэффициенты разрыхления и т. д.

Детальное изложение методов определения рассматривается в отраслевых инструкциях, а общие положения приводятся ниже.

При многокомпонентных рудах извлечение и потери учитываются по всем полезным компонентам, имеющим промышленное значение.

Величина погашенных запасов устанавливается после отработки выемочного участка или более крупной части поля. К погашенным запасам относятся как извлеченные, так и остав-

шиеся не извлеченными из недр балансовые запасы полезного ископаемого в пределах погашенного контура.

Общие потери полезного ископаемого складываются из всех видов потерь в недрах и на поверхности. Их учет в соответствии с рекомендуемой классификацией должен отражать места образования потерь, состояние потерянного полезного ископаемого, стадию производственного процесса и отклонение от установленного норматива потерь. Потери неотбитого полезного ископаемого в недоработанных участках и контуре месторождения подлежат документации на маркшейдерских чертежах.

Нормативы потерь полезных ископаемых разрабатываются горными предприятиями и утверждаются после согласования с органами госгортехнадзора вышестоящей организацией. Определение потерь должно производиться преимущественно прямыми методами, а при невозможности их использования — косвенными или комбинированными методами.

Установление показателей извлечения k_n и k_k осуществляется по приведенным для них выше формулам. Учет показателей извлечения и потерь полезных ископаемых ведется в специальной книге, форма которой устанавливается соответствующими отраслевыми инструкциями, а примерная типовая форма по работе [30] приводится ниже.

По отработанным полностью блокам, панелям, лавам, уступам на предприятии определяются значения показателей извлечения, размеры эксплуатационных потерь и заносятся в указанную книгу учета. Сроки заполнения устанавливаются отраслевыми инструкциями, например по состоянию на начало и середину календарного года. Данные книги используются для отчета, оценки деятельности и списания погашенных запасов с баланса горного предприятия.

Одновременно ведется форма учета общешахтных целиков, в которой отражаются общешахтные потери по результатам итоговых определений потерь по погашенному горизонту, залежи, рудному телу и в целом по месторождению.

При полной потере целиков запасы в них списываются по мере погашения охраняемых целиками выработок, при частичной потере запасов в целиках — по мере отработки этих целиков.

Балансовые запасы, оказавшиеся в процессе отработки некондиционными или неподтвердившимися, не включаются в потери, а списываются установленным порядком с баланса горного предприятия.

Методы определения потерь полезного ископаемого. При прямом методе количество полезного ископаемого, оставленного в недрах (потери), устанавливается по замерам в натуре или по геолого-маркшейдерским планам и разрезам при надежном оконтуривании и опробовании залежей полезного ископаемого на стадии эксплуатационной разведки в горных выработках и после окончания очистных работ. Приведем некоторые примеры

КНИГА УЧЕТА

полноты извлечения и потерь запасов при разработке месторождений (шахтного поля, поля разреза, отдельного участка)

Наименование залежи, пласта, руды, тела	Горизонт, № блока, лавы, камеры, панели, уступа	Дата погашения (акт № от)	Погашение запасов		Извлечено (добыто)	
			полезного ископаемого, тыс. т, м³	среднее содержание полезных компонентов, %, г/т, г/м³	полезного ископаемого, тыс. т, м³	среднее содержание полезных компонентов, %, г/т, г/м³
1	2	3	4	5	6	7

Коэффициент извлечения из недр k_n		Коэффициент изменения качества k_k		Потеряно			
				Всего полезного ископаемого, тыс. т (% к погашенным запасам)		В том числе по видам	
нормативный	фактический	нормативный	фактический	норматив	фактически	норматив	фактически
8	9	10	11	12	13	14	15

определения потерь полезного ископаемого прямым методом.

В целиках между выемочными участками и внутри их потери полезного ископаемого определяются на основе результатов маркшейдерских съемок и их документации на планах и разрезах. При этом потери в целике найдутся из выражения

$$P_{ц} = S_{ц} h \gamma_m \quad (XIV.17)$$

где $S_{ц}$ — средняя площадь целика, м²; h — средняя высота целика, м; γ_m — плотность полезного ископаемого в массиве, т/м³.

Потери в кровле и почве залежи определяются по замерам площади обнажения залежи и ее мощности по задирке, шпур, скважине, опробованию горных выработок и находятся по формуле

$$P_{к.п} = S_{об} m_{ср} \gamma_m \quad (XIV.18)$$

где $S_{об}$ — площадь обнажения залежи в кровле (почве), м²; $m_{ср}$ — средняя мощность потерянной части залежи, м.

При разработке выдержанных по мощности залежей потери по контуру залежи находят по геолого-маркшейдерским планам и разрезам, пользуясь выражением

$$P_{1-2} = \frac{S_1 + S_2}{2} l \gamma_m \quad (XIV.19)$$

где $S_{1,2}$ — площадь потерянной части залежи на разрезах, м²; l — расстояние между разрезами.

Общие потери получаются суммированием потерь в блоках между разрезами.

При сложной гипсометрии кровли и почвы залежи потери графически могут быть представлены в виде изомощностей залежи, полученных как результат вычитания из гипсометрического плана контакта залежи соответствующей поверхности, образованной выемкой полезного ископаемого.

В случае, если участок уступа, отнесенный к вскрыше, включает полезное ископаемое, то потери при этом выразятся формулой

$$P_v = \sum_{i=1}^n l_i v_i \gamma_m \quad (XIV.20)$$

где n — число скважин, вскрывших полезное ископаемое; l_i — длина интервала полезного ископаемого в каждой скважине, вскрывшей его, м; v_i — выход горной массы с 1 м скважины, м³.

Потери полезного ископаемого, оставленного в выработанном пространстве на почве залежи, днище блока, уступа, устанавливаются на основе инструментальных съемок и замеров, находящихся из выражения

$$P_{отб} = S_o \frac{\sum h_o}{n} \gamma_o \quad (XIV.21)$$

где S_o — отработанная за отчетный период площадь, м²; $\sum h_o$ — сумма измеренных толщ теряемого полезного ископаемого, м; n — число замеров; γ_o — плотность отбитого полезного ископаемого, т/м³.

Потери полезного компонента в закладке, образующиеся в результате проникновения мелких обогащенных фракций полезного ископаемого, устанавливаются по результатам опробования закладки (до укладки настила перед выемкой очередного слоя и после снятия настила). При этом потери в закладке находятся по формуле

$$P_{м.з} = S_z h_{пр} \frac{c_z - c'_z}{100} \gamma_z \quad (XIV.22)$$

где S_z — среднее сечение заложеного выработанного пространства, м²; $h_{пр}$ — глубина проникновения обогащенной мелочи в закладку, м; c_z, c'_z — среднее содержание полезного ком-

попента соответственно до укладки и после снятия настила, %;
 γ_0 — плотность обогащенной закладки, т/м³.

Широкое применение получили системы разработки с обрушением полезного ископаемого под налегающими породами при отработке мощных наклонных залежей. При этом потери полезного ископаемого (полезного компонента), смешанного при выпуске с обрушенными породами и оставленного в очистном пространстве, рекомендуется определять графоаналитическим методом [34].

Возможности его применения на том или ином предприятии устанавливаются предварительной производственной проверкой метода. Он успешно используется в практике работы многих горнорудных предприятий Кривого рога, Урала, Западной Сибири и др.

Сущность метода заключается в следующем. По достижении браковочного содержания полезного компонента в дозах выпускаемой руды ее выпуск прекращается и оставшееся в выработанном пространстве полезное ископаемое, смешанное с породой, относится к потерям, которые определяются с помощью графиков изменения качества горной массы, выпускаемой через выработки блока.

Построение указанных графиков основывается на уравнении идеального процесса изменения качества при выпуске руды [30]

$$k_k = e^{-\beta D}, \quad (\text{XIV.23})$$

где e — основание натурального логарифма; β — показатель, характеризующий процесс снижения качества, являющийся величиной, обратной количеству балансовой руды в зоне влияния выпускного отверстия в момент начала разубоживания; D — количество разубоженной горной массы.

Под идеальным процессом понимается депрессивное снижение качества руды, которое проявляется в условиях ее выпуска под обрушенными породами из единичной выработки, т. е. без проникновения в поток движущейся руды боковых разубоживающих масс. При этом интенсивность роста разубоживания убывает по мере увеличения количества выпущенной рудной массы.

На рис. XIV.4 представлены зависимости I и I' , характеризующие идеальный процесс снижения качества полезного ископаемого. Здесь по оси абсцисс отложены значения коэффициента извлечения количества рудной массы. По ней можно откладывать количество выпущенной горной массы. По оси ординат вниз в убывающем порядке откладывается коэффициент k_k , а вверх — в возрастающем порядке коэффициент разубоживания. Кривая I' является зеркальным изображением кривой I .

Коэффициент извлечения $k_{н.р}$ неразубоженной руды (на графике равен 0,6) характеризует первую стадию выпуска руды:

Во второй стадии указанные кривые характеризуют процесс разубоживания. При этом интенсивность роста разубоживания можно выражать тангенсом угла наклона касательный к кривой I .

Величина показателя β определяет интенсивность роста разубоживания рудной массы в процессе выпуска. Он зависит от параметров зоны потока, физико-механических свойств выпус-

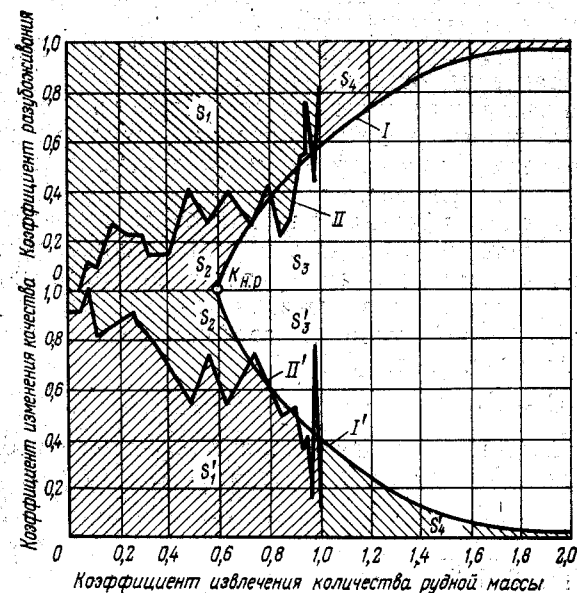


Рис. XIV.4. График определения потерь полезного ископаемого, оставленного в блоке и смешанного с разубоживающими породами [34].

I и I' — идеальный процесс разубоживания и изменения K_k руды, отбитой на компенсационное пространство; II и II' — реальный процесс разубоживания и снижения качества руды

каемой руды и породы, условий отбойки, диаметра выпускного отверстия и высот блока.

Рис. XIV.4 иллюстрирует пример определения (по работе [34]) потерь отбитого полезного ископаемого, смешанного с разубоживающими породами в блоке, который отработан системой блокового обрушения с одностадийной выемкой и отбойкой руды на компенсационное пространство. Блок высотой 75 м расположен вкrest простирания рудного тела, мощность которого равна 85 м. Угол падения лежачего бока 65°, висячего — 70°. Руда выпускалась через 16 выпускных отверстий, расположенных выше откаточного горизонта на 10 м.

По данным контроля за учетом количества добытой рудной массы и ее качеством, осуществляемым геологической службой и ОТК, получены среднемесячные показатели по весу выпущенной рудной массы, ее качеству и количеству разубоживающих пород. С помощью их построены кривые II и II' , характеризующие реальный процесс роста разубоживания и снижения качества выпускаемой руды. Построение их ограничено прекращением выпуска руды по достижении браковочного содержания в дозах выпускаемого полезного ископаемого.

Указанные кривые в совокупности с кривыми I и I' , в свою очередь, характеризующими идеальный процесс, обеспечивающий полное извлечение руды при достижении в последних дозах выпуска коэффициента разубоживания, равного единице, позволяют определить рассматриваемым методом количество потеряннного полезного ископаемого.

Площадь, расположенная над кривой роста разубоживания, выражает количество балансовой руды, выпущенной в смеси с разубоживающими породами; а площадь, расположенная под кривой, — количество разубоживающих пород, выпущенных в смеси с балансовой рудой. Из графика следует, что абсолютная величина потерь руды [34]

$$\Pi = M_p (S_2 + S_4),$$

где M_p — масштаб, численно равный отношению балансовых запасов блока B к сумме площадей S_1 , S_2 , S_3 , измеряемых на графиках;

$$M_p = \frac{B}{S_1 + S_2 + S_3}.$$

Следовательно, коэффициент потерь руды найдется по формуле

$$\pi = \frac{S_2 + S_4}{S_1 + S_2 + S_3}. \quad (XIV.24)$$

Количество добытого из блока полезного ископаемого

$$A = M_p S_1 \quad (XIV.25)$$

и количество разубоживающих пород

$$B = M_p (S_2 + S_3). \quad (XIV.26)$$

Потери полезного компонента

$$\Pi_m = M_m (S'_2 + S'_4), \quad (XIV.27)$$

где

$$M_m = \frac{Bc}{S'_1 + S'_2 + S'_3}.$$

При открытом и подземном способах разработки и четком контакте вмещающих пород с залежью количество разубоживающих пород, вовлекаемых в добычу и обуславливающих количество извлечения, может быть определено прямым методом.

В случае скрытого контакта последний устанавливается опробованием и документируется на геолого-маркшейдерских чертежах. Коэффициент разубоживания равен отношению разубоживающих пород к добытому полезному ископаемому.

Различают первичное и вторичное разубоживание. Первичное разубоживание обуславливается отбоек руды и появляется в результате прирезки вмещающих пород по мощности залежи до проектного (оптимального) размера очистного пространства, прирезки пород из-за сложной морфологии залежи, несовпадения угла падения контакта рудного тела и угла откоса уступа при открытой разработке и др.

Вторичное разубоживание вызывается попаданием в отбитое полезное ископаемое обрушенных налегающих пород при системах разработки с обрушением, отслоением пород висячего бока, попаданием в отбитую руду закладочного материала из ранее отработанных блоков или секций, вовлечением в добычу кондиционных руд и пород при экскавации и погрузке и т. п.

При применении систем с массовым обрушением руд и вмещающих пород для установления количества разубоживающих пород, вовлекаемых в добычу, в некоторых случаях можно использовать петрографический метод. Необходимым условием его применения является макроскопическое различие руд и пород (по цвету, текстуре) при крупности исследуемого материала не менее 7 мм.

Выяснение возможности использования петрографического метода должно проводиться в блоке с наиболее характерными для месторождения горно-геологическими условиями. Для этого отбирается 100—150 проб руды массой 2—3 кг под выпускными выработками, выпуск руды которых вступил в завершающую стадию.

Обработка проб при этом выполняется следующим образом. После взвешивания каждая проба разделяется на мелкую (—7 мм) и крупную (+7 мм) фракции. Последняя макроскопически сортируется на рудную и породную составляющие. Если при этом крупная фракция хорошо поддается сортировке и по результатам анализа содержание в ней полезного компонента равно содержанию его в мелкой фракции, то можно считать возможность использования петрографического метода доказанным.

Испытание его в производственных условиях рекомендуется проводить в нескольких эксплуатационных блоках, обрабатываемых системами с открытым очистным пространством. В указанных блоках разубоживание полезного ископаемого в течение одного-двух месяцев определяется двумя методами: прямым на ос-

нове съемок и замеров, вовлекаемых в добычу разубоживающих пород, и петрографическим. Сопоставлением полученных данных решается вопрос о возможности использования петрографического метода в условиях данного месторождения при системах разработки с массовым обрушением руд и вмещающих пород.

Частное значение коэффициента разубоживания полезного ископаемого, представленного данной пробой, находится как отношение массы отсортированных пород в крупной фракции к массе последней. Большим достоинством метода является его оперативность.

При определении количества вовлекаемых в добычу разубоживающих пород в определенных условиях может использоваться весовой метод, который, как и петрографический метод, необходим для оперативного контроля за разубоживанием руды. Условием для его применения является существенное различие в плотностях руды и разубоживающих пород (не менее 0,6—0,8 т/м³).

В случае постоянных значений плотности руды и разубоживающих пород определяются массы чистой руды и породы в объеме шахтной вагонетки стандартной емкости. Указанные массы соответствуют крайним значениям разубоживания — 0 и 100%. В зависимости от массы руды в объеме вагонетки можно составить таблицу для определения доли примешанных пород и, следовательно, для определения качества добываемого полезного ископаемого на приемной площадке.

В условиях изменяющихся значений плотностей руд и вовлекаемых в добычу пород для определения количества последних требуется определение не только массы вагонетки с рудой, но и определение плотности руды. При этом определение плотности руды производится с помощью специального пикнометра, смонтированного на весах. Масса представительной пробы руды берется равной 3—4 кг. Для определения плотности рудной массы проба ее отбирается в решетчатое ведро с включением в нее материала из всех вагонеток состава. Общая масса пробы составляет 10—15 кг. Взвесив ее в воздухе и в воде, получим необходимые данные для установления доли разубоживающих пород.

Следует отметить, что использование весового метода в указанных целях требует, кроме определения перечисленных выше исходных величин, нахождения коэффициента заполнения вагонеток и разрыхления рудной массы.

В условиях, когда применение прямого метода определения потерь и разубоживания полезного ископаемого затруднено или невозможно, пользуются косвенным методом, основанным на сопоставлении количества полезного компонента в погашенных балансовых запасах руды в учетной единице и количества его в добытой из нее рудной массы.

При косвенном методе оценки потерь и разубоживания соответствующими коэффициентами последние находятся из выражений:

$$n = 1 - \frac{D(a-b)}{B(c-b)} 100, \quad (XIV.28)$$

$$p = \frac{c-a}{c-b} 100,$$

где c — содержание полезного компонента в погашенных балансовых запасах B ; a — содержание полезного компонента в добытом полезном ископаемом D ; b — содержание полезного компонента в разубоживающих породах B .

Окончательные величины n и p могут быть получены после отработки блока. В условиях длительной эксплуатации отдельных блоков (до нескольких лет) основным недостатком применения косвенного метода в чистом виде является низкая его оперативность, невозможность осуществлять контроль за показателями извлечения полезного ископаемого в процессе отработки блока. В связи с этим рекомендуется потери и разубоживание по блоку определять по формуле (XIV.28), но при этом вместо среднего содержания полезного компонента по блоку принимать среднее его содержание по секциям, находящимся в эксплуатации. Потери руды в отчетном периоде надо определять по каждой выработке выпуска, эксплуатация которой завершена в отчетном периоде. Планирование потерь и разубоживания руды необходимо производить в соответствии с нормативами и с обязательным планированием числа выработок, подлежащих погашению.

Проверка этой методики оперативного определения показателей извлечения по данным списанных блоков производственного объединения «Апатит» показала, что суммарные потери и разубоживание близки к окончательным по блоку и отличаются на $\pm 10\%$ относительных, т. е. что в процессе отработки блока следует пользоваться указанной методикой оценки показателей извлечения полезного ископаемого. Она значительно улучшает оперативность косвенного метода.

§ 7. О ПОГРЕШНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ, ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Погрешность оценки показателей извлечения $k_{\text{кол}}$, k_k , k_n , а также потерь n и разубоживания p полезного ископаемого определяется погрешностями исходных величин и способом их использования. Вычисляется она по общепринятым формулам как погрешность функции от погрешностей аргументов. Исходными величинами при этом служат погрешности определения

погашенных балансовых запасов, добытого полезного ископаемого, вовлеченных в добычу разубоживающих пород и их показателей.

Количество погашенных балансовых запасов полезного ископаемого определяется прямым способом по геолого-маркшейдерским чертежам и находится из выражения

$$B = V\gamma_m, \quad (\text{XIV.29})$$

где V — объем погашенных запасов в учетной единице, м^3 ; γ_m — плотность полезного ископаемого в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$.

Для надежного определения величины $V (m_v \leq \pm 3\%)$ число используемых при этом сечений должно быть не менее четырех — на залежах простой формы и восьми — на залежах сложной формы.

Плотность полезного ископаемого в массиве по каждой учетной единице находится методом гидростатистического взвешивания или аналитически (при тесной корреляционной связи между объемным весом и содержанием компонента). При этом надежное определение ($m_v \leq \pm 1\%$) требует не менее 50—70 частных определений.

Содержание полезного компонента в массиве блока устанавливается по результатам опробования разведочных и горных выработок. Определение считается надежным, если $m_c \leq \pm 4\%$, которое достигается при 100—250 определениях в зависимости от величины и изменчивости показателя.

Количество добытого полезного ископаемого из учетной единицы при хорошем оперативном учете и весовом хозяйстве на горном предприятии, строгом маркшейдерском контроле оперативного учета и систематическом сопоставлении добычи с данными обогащательной фабрики может определяться с высокой надежностью ($m_d \approx \pm 1\%$).

Содержание полезного компонента в добытом полезном ископаемом определяется ОТК посменно или посуточно на приемных площадках и оценивается способом среднего взвешенного. При этом относительная погрешность определения величины a не будет превышать $\pm 2\%$.

Учитывая, что погрешность определения величины добычи D реально на порядок меньше погрешностей определения величины погашенных балансовых запасов B и c при расчете погрешностей определения показателей извлечения можно пользоваться упрощенными формулами, а именно:

$$\begin{aligned} m_{k_{\text{кол}}} &= \pm \frac{m_B}{B}; \\ m_{k_k} &= \pm \frac{m_c}{c}; \\ m_{k_n} &= \pm \sqrt{\left(\frac{m_B}{B}\right)^2 + \left(\frac{m_c}{c}\right)^2}. \end{aligned} \quad (\text{XIV.30})$$

Коэффициент потерь полезного ископаемого при прямом способе их определения находится из выражений:

$$\begin{aligned} p &= \frac{p}{B}; \\ p &= \frac{B - (D - B)}{B}, \end{aligned}$$

а при косвенном способе

$$p = \left[1 - \frac{D(a-b)}{B(c-b)} \right].$$

Из этих выражений следует, что погрешность потерь полезного ископаемого при косвенном способе будет значительно выше погрешности определения при прямом способе. Следовательно, прямой способ имеет преимущество не только по оперативности, но и по надежности.

На величину погрешности определения любого показателя залежи или полезного ископаемого оказывают влияние технические погрешности и погрешности аналогии. Как показывают исследования, первые по сравнению со вторым по своей величине в несколько, а иногда (при недостаточной плотности «разведочных» точек) во много раз меньше. Поэтому в подобных случаях при расчете погрешности результата можно ограничиваться учетом погрешности аналогии.

Применительно к учетной единице погрешности аналогично должны быть установлены на представительном материале. Надежность определения должна основываться на данных не менее 10—16 блоков.

Относительная погрешность определения любого показателя в зависимости от технических погрешностей (измерений, определений) находится однотипно. Например, относительная погрешность определения среднего содержания полезных (или вредных) компонентов в массиве вычисляется по формуле

$$m_s = \pm \frac{t\sigma_c}{c_0\sqrt{n}}, \quad (\text{XIV.31})$$

где t — коэффициент вероятности (например, при вероятности 90% $t=1,7$); σ_c — среднеквадратическое отклонение содержания полезного компонента от среднего содержания в массиве; c_0 — среднее содержание полезного компонента в массиве; n — число определений.

Величина погрешности аналогии в определении показателя вычисляется по формуле (VII.30).

Оценка погрешности определения размеров потерь и разубоживания полезных ископаемых, определенных косвенным мето-

дом, находится по следующим формулам:

$$m_{\pi} = \pm \frac{100 - \Pi}{100} \sqrt{m_v^2 + m_v^2 + m_d^2 + m_c^2 + m_a^2},$$
$$m_p = \pm \frac{100 - P}{100} \sqrt{m_c^2 + m_a^2}. \quad (\text{XIV.32})$$

§ 8. НОРМИРОВАНИЕ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПРИ ЕГО ДОБЫЧЕ

Задачей нормирования является установление экономически обоснованных нормативов потерь и разубоживания полезного ископаемого при разработке месторождений. Ее решение должно базироваться на выполнении основного требования экономической реформы — повышения рентабельности работы горных предприятий.

Проблема повышения полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр возникает на разных этапах освоения месторождений. При этом рассматриваются разные аспекты технико-экономического обоснования рационального уровня извлечения из недр полезного ископаемого.

При народнохозяйственном планировании и проектировании строительства горных предприятий обосновывается выбор месторождений для промышленного освоения, устанавливаются условия минимально-промышленного и бортового содержания полезных компонентов и минимальной мощности при подсчете запасов, а также технические условия на добываемое полезное ископаемое.

При оперативно-производственном нормировании потерь и разубоживания на горном предприятии детализируется их номенклатура и обосновываются величины потерь и разубоживания руды. ~~Ниже излагаются вопросы указанной стадии нормирования. Оно осуществляется с учетом горно-геологических и экономических условий разработки месторождений и базируется на технико-экономическом обосновании рационального уровня извлечения балансовых запасов из недр.~~

За нормативные потери и разубоживание полезного ископаемого принимается такой их уровень, который технически допустим и экономически оправдан при современном состоянии техники, а также технологии добычи и переработки полезных ископаемых.

На горном предприятии нормативы потерь и разубоживания руды рассчитываются для каждой выемочной единицы (блока, участка), планируемой к отработке, и по согласованию с местным органом госгортехнадзора утверждаются вышестоящей организацией. При изменении горнотехнических условий нормативы должны пересматриваться и заново утверждаться.

Общешахтные потери и разубоживание определяются проектом шахтного или поля разреза. Их размеры остаются стабильными длительное время.

Эксплуатационные потери по горному предприятию также определяются проектом разработки поля, но нормируются применительно к условиям разработки отдельных блоков (участков).

Потери отбитого полезного ископаемого нормируются главным образом в подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании с вмещающими породами, а также в выработанном пространстве от смешивания с обрушенными породами, на почве, на уступах, в складке. Во всех других случаях нормирование осуществляется по необходимости.

Плановые потери и разубоживание устанавливаются в соответствии с планом развития горных работ и утвержденными нормативами в соответствующих плановых контурах. Контроль за соблюдением утвержденных нормативов и объективным отражением в годовых технических отчетах осуществляется геолого-маркшейдерской службой и ОТК предприятия.

Определение нормативов потерь и разубоживания руды при ее добыче основывается на надежном оконтуривании блока (участка) и изучении показателей полезного ископаемого. Их величина зависит от применяемой системы разработки, ее параметров, технологии и организации работ.

Величина нормативных потерь и разубоживания полезного ископаемого определяется путем сравнения технически возможных вариантов разработки с различными уровнями потерь и разубоживания. При этом отобранные варианты должны отвечать требованиям правил безопасного ведения горных работ. Технически возможные варианты разработки оцениваются в условиях отработки балансовых запасов в одних и тех же контурах.

На величину потерь и разубоживания в возможных вариантах разработки оказывают влияние разные факторы, и в том числе параметры системы разработки, уровень браковочного содержания полезного компонента в выдаваемой руде, изменение контуров совместно отбиваемого полезного ископаемого и вмещающих пород, мероприятия по предотвращению проникновения вмещающих пород и смешивания их с полезным ископаемым, специальные мероприятия по извлечению потерянных запасов и т. д.

Нормативы потерь и разубоживания полезного ископаемого определяются разными методами, в том числе:

- а) различными расчетными методами прогнозирования указанных показателей, хорошо зарекомендовавшими себя на практике;
- б) непосредственными замерами на геолого-маркшейдерских чертежах;

в) обобщением статистических данных, накопленных на горном предприятии.

На основе потерь по отдельным их видам устанавливается уровень показателя в целом по блоку

$$п = \frac{п_1 + п_2 + \dots + п_n}{Б}, \text{ доли ед.}, \quad (XIV.33)$$

где $п_1, \dots, п_n$ — теряемые запасы по видам потерь, т; $Б$ — погашаемые балансовые запасы, уточненные эксплуатационной разведкой, т.

При разных содержаниях полезного компонента в отдельных видах потерь потери по блоку найдутся из выражения

$$п = \frac{п_1 c_1 + п_2 c_2 + \dots + п_n c_n}{Б c}, \quad (XIV.34)$$

где $c_1, \dots, c_n$ — содержание полезного компонента по видам потерь, %; c — среднее содержание полезного компонента по блоку, %.

Коэффициент разубоживания в сравниваемых вариантах разработки выемочного участка находится:

а) по содержанию полезных компонентов

$$\left. \begin{aligned} p &= \frac{c-a}{c}, \text{ доли ед.;} \\ p &= \frac{c-a}{c-b}, \text{ доли ед.} \end{aligned} \right\} \quad (XIV.35)$$

или б) по валовой ценности полезного ископаемого (многокомпонентные руды, стройматериалы)

$$p = \frac{Ц_б - Ц_г}{Ц_б}, \text{ доли ед.}, \quad (XIV.36)$$

где c и a — содержание полезных компонентов соответственно в погашенных балансовых запасах и в добываемом полезном ископаемом, %, весовые или условные единицы; $Ц_б, Ц_г$ — валовая ценность 1 т (m^3) соответственно балансовой и товарной (добытой) руды, руб.;

в) по количеству разубоживающих пород

$$p = \frac{В}{А + В} = \frac{В}{Д},$$

где $В$ — суммарное количество разубоживающих пород, совместно извлекаемых с запасами полезного ископаемого по участку, т; $А$ — извлекаемые из блока запасы полезного ископаемого, т; $Д$ — количество добытого полезного ископаемого (рудной массы), т.

При выборе оптимального варианта из числа отобранных технических возможных вариантов разработки основываются на оценке экономических последствий потерь полезных ископаемых

при отработке блока. В связи с непродолжительным сроком отработки отдельного блока (не более 2—3 лет) экономические последствия допускается оценивать без учета фактора времени.

В качестве критерия оценки эффективности сравниваемых вариантов берется величина прибыли пр (чистого дохода) народного хозяйства или дифференциальной ренты R с единицы погашенных балансовых запасов.

Прибыль определится по формуле [30]

$$пр = Ц_n - C, \text{ руб.}, \quad (XIV.37)$$

где $Ц_n$ — ценность конечной продукции, извлекаемая из 1 т погашенных запасов полезного ископаемого, руб.,

$$Ц_n = Ц_б k_n И, \text{ руб.}, \quad (XIV.38)$$

где $Ц_б$ — валовая ценность 1 т балансовых запасов.

Она определяется по прейскуранту оптовых цен на готовую конечную продукцию $Ц_о$. Для однокомпонентной руды

$$Ц_б = 0,01 c Ц_о, \text{ руб.} \quad (XIV.39)$$

Для многокомпонентных руд

$$Ц_б = \sum_{i=1}^n 0,01 c_i Ц_{oi}, \text{ руб.}, \quad (XIV.40)$$

где c_i — содержание i -го компонента с ценой $Ц_{oi}$, %; n — число полезных компонентов; k_n — коэффициент извлечения запасов из недр при добыче; $И$ — коэффициент извлечения полезного компонента при переработке добытого полезного ископаемого; C — себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т полезного ископаемого, отнесенная к единице балансовых запасов (см. формулу XIV.37).

Дифференциальная горная рента R определяется по формуле

$$R = Ц'_n - C', \quad (XIV.41)$$

где $Ц'_n$ — ценность конечной продукции, извлекаемая из 1 т погашенных запасов (руб.), определяемая на основе утвержденных для данной отрасли замыкающих затрат Z на единицу продукции,

$$Ц'_n = Ц'_б k_n И, \text{ руб.} \quad (XIV.42)$$

Для однокомпонентных руд

$$Ц'_б = 0,01 c Z; \quad (XIV.43)$$

для многокомпонентных руд

$$Ц'_б = 0,01 c_1 Z_1 + 0,01 c_2 Z_2 + \dots + 0,01 c_n Z_n, \quad (XIV.44)$$

C' — сумма приведенных затрат на добычу, транспортирование, переработку 1 т полезного ископаемого, отнесенная к единице балансовых запасов.

Если затраты на разведку данного полезного ископаемого учтены в затратах C , но не учтены в оптовых ценах Π_0 , то прибыль, определенную по формуле (XIV.37), следует увеличить на величину затрат на разведку. Наоборот, если затраты учтены в оптовых ценах и не учтены в себестоимости C , то из итогов по формуле (XIV.37) следует вычесть затраты на разведку.

Затраты на разведку 1 т балансовых запасов Z_p устанавливаются по фактическим данным горнодобывающих отраслей. Они могут подсчитываться также через известную по отрасли долю p затрат на геологоразведочные работы в оптовой цене конечной продукции

$$Z_p = \Pi_0 p. \quad (\text{XIV.45})$$

Для определения и нормирования отдельных видов потерь и разубоживания полезного ископаемого, возникающих на контактах залежи и вмещающих пород, должна быть обоснована оптимальная граница отработки приконтактных участков. Она определяется с учетом технических возможностей разбуривания, отбойки и выпуска полезного ископаемого. Одновременно она должна соответствовать оптимальному варианту разработки участка, обеспечивающему получение максимальной прибыли с 1 т погашаемых балансовых запасов. Указанная граница устанавливает величину отношения потерь и разубоживания полезного ископаемого, называемого коэффициентом μ . Предварительное определение μ , характеризующего оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием руды на приконтактных участках, позволяет рассматривать небольшое число вариантов.

На установление коэффициента μ оказывает влияние ряд факторов. Из них основным определяющим является содержание полезного компонента в руде. Для выявления зависимости между ними расчеты проводятся по ряду блоков, разрезов. Принятые при этом для расчета содержания полезного компонента в блоках должны охватывать существующий на предприятии диапазон изменения содержания от минимума до максимума. Так, например, для $c=1\%$ значение $\mu=3$, для $c=4\%$ $\mu=0,33$. Указанная зависимость может быть выражена в табличной, графической и аналитической формах. В зависимости от нормируемых видов потерь и разубоживания коэффициент μ выражается соотношением разных величин.

Рассмотрим определение μ для условий разработки мощной крутой залежи открытым способом (рис. XIV.5), при котором μ найдется из выражения

$$\mu = \frac{AB\gamma_1}{BC\gamma_2} = \frac{h\gamma_1}{(H-h)\gamma_2}, \quad (\text{XIV.46})$$

где h — изменяется от 0 до H ; γ_1 — плотность руды; γ_2 — плотность пород.

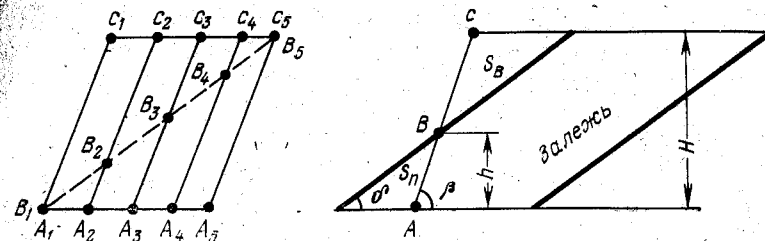


Рис. XIV.5. Схема для расчета коэффициента μ

Таблица XIV.2

Показатель	Обозначения и расчетные формулы	Значения показателей по вариантам				
		1	2	3	4	5
Площадь рудного тела на разрезе в пределах уступа, м ²	S	100	100	100	100	100
Запасы руды в блоке, т	$B = S\gamma_1$	250	250	250	250	250
Содержание полезного компонента в балансовых запасах, %	c	2	2	2	2	2
Площадь теряемого полезного ископаемого, м ²	S_{π}	—	1,66	6,25	14,0	25,0
Потери руды, т	$\Pi = S_{\pi}\gamma_1$	—	4,15	15,7	35,0	62,5
Площадь примешанных пород, м ²	S_B	25,0	14,0	6,25	1,66	—
Количество примешанных пород, т	$B = S_B\gamma_2$	62,5	35,0	15,7	4,15	—
Коэффициент μ , доли ед.	$\mu = AB/BC = \frac{h}{H-h}$	—	0,33	1,0	3,0	—
Количество добытой руды, т	$D = B - \Pi + B$	312,5	280,8	250,0	219,2	187,5
Содержание металла в добытой руде, %	$a = c \frac{B - \Pi}{D}$	1,6	1,75	1,88	1,96	2,0
Оптовая цена 1 т металла в концентрате, руб.	Π_0	500	500	500	500	500
Ценность 1 т добытой руды, руб.	$\Pi_0 = 0,01c \Pi_0$	8,0	8,75	9,40	9,80	10,0
Коэффициент извлечения при обогащении, доли ед.	Π	0,8	0,81	0,82	0,83	0,83
Извлекаемая ценность, руб/т	$\Pi_{\Pi} = \Pi_0 \Pi$	6,40	7,09	7,71	8,14	8,30
Себестоимость добычи и переработки 1 т руды, руб.	C	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50
Прибыль с 1 т добытой руды, руб.	$pr' = \Pi_{\Pi} - C$	1,90	2,59	3,21	3,64	3,80
Прибыль с 1 т балансовой руды, руб.	$pr = \Pi_{\Pi} \frac{D}{B}$	2,37	2,91	3,21	3,18	2,85

На рис. XIV.5 δ — угол падения залежи; β — угол наклона откоса уступа; H — высота уступа. Порядок определения коэффициента μ показан в табл. XIV.2, в которой приведен пример расчета нормативных потерь и разубоживания руды на основе сравнения по критерию прибыли пяти вариантов. Для принятого в табл. XIV.2 примера с содержанием полезного компонента в балансовых запасах $c=2\%$ оптимальная величина коэффициента $\mu=1$, что соответствует третьему варианту.

Приведем пример расчета нормативных потерь и разубоживания полезного ископаемого при подземной разработке блока камерно-столбовой системой

Пример расчета нормативных потерь и разубоживания полезного ископаемого при подземной разработке блока камерно-столбовой системой

Исходные данные: балансовые запасы блока $B=6540$ т, мощность рудного тела $m=8$ м, угол падения залежи $\delta=25^\circ \div 40^\circ$, плотность руды $\gamma=2,64$, содержание полезного компонента в балансовых рудах $c=1,99\%$.

Горно-геологические условия позволяют применять три варианта камерно-столбовой системы разработки:

1) предохранительная рудная корка оставляется только в местах с неустойчивой кровлей;

2) предохранительная рудная корка оставляется по всей площади камеры;

3) рудная корка не оставляется, кровля крепится анкерной крепью.

Оценим потери и разубоживание руды при указанных вариантах камерно-столбовой системы разработки.

Первый вариант. При нем остаются неизвлеченными запасы в предохранительной корке $P_{кор}=520$ т, запасы в круглых целиках $P_{цел}=468$ т, запасы в верхнем панельном целике $P_{пан}=472$ т, потери отбитой руды в камере $P_{отб}=200$ т, которые определены на основании экспериментальных замеров. Запасы рудного целика нижнего панельного штрека извлекаются при отработке камерных запасов нижнего блока, поэтому во всех сравниваемых вариантах в виде потерь не учитываются.

Коэффициент потерь по формуле (XIV.33) найдется равным

$$\Pi = \frac{P_{цел} + P_{кор} + P_{отб} + P_{пан}}{B} \cdot 100 = \frac{468 + 520 + 200 + 472}{6540} \cdot 100 =$$

$$= \frac{1600}{6540} \cdot 100 = 25\%.$$

Коэффициент разубоживания $p=8\%$ принимается на основании опытных данных, накопленных предприятием в результате применения указанного варианта отработки блоков. При их отсутствии можно пользоваться соответствующими справочными материалами.

Планируемая добыча и содержание в ней полезного компонента находятся по формулам:

$$D = B \frac{1-p}{1-r} = 6540 \frac{1-0,25}{1-0,08} = 5300 \text{ т};$$

$$a = \frac{Bc(1-p)}{D} = \frac{6540 \cdot 1,99(1-0,25)}{5300} = 1,83\%.$$

Второй вариант. Неизвлеченными запасами при этом варианте являются 1190 т в рудной корке, 469 т в круглых целиках, 200 т отбитой руды

в камере, 472 т в верхнем панельном целике. Общие потери составляют 2330 т, или 35,7%. Разубоживание при данном варианте наблюдениями установить нельзя, поэтому оно берется по справочным материалам равным 4%.

Количество планируемой к добыче рудной массы и содержание в ней полезного компонента находятся по формулам, использованным в первом варианте. $D=4390$ т и $c=1,91\%$.

Третий вариант. Потерь в рудной корке нет. Остальные виды потерь по своей величине такие же, как в первом и втором вариантах. Поэтому общие потери руды равны 1140 т, или 17%. Коэффициент разубоживания по опытным данным принимается равным 10%. Планируемая к добыче рудная масса и содержание полезного компонента в ней соответственно равны 6000 т и 1,79%.

Затраты на добычу по рассматриваемой системе разработки, транспортирование и переработку по каждому варианту берутся по фактическим данным рудника и обогатительной фабрики. Техничко-экономические показатели по вариантам приведены в табл. XIV.3.

Т а б л и ц а XIV.3

Показатель	Обозначения и формулы расчета	Техничко-экономические показатели по вариантам		
		1	2	3
Балансовые запасы, т	B	6450	6540	6540
Содержание полезного компонента в балансовых запасах, %	c	1,99	1,99	1,99
Коэффициент потерь, доли ед.	p	0,25	0,36	0,17
Коэффициент разубоживания, доли ед.	r	0,08	0,04	0,10
Количество планируемого к добыче полезного ископаемого, т	$D = B \frac{1-p}{1-r}$	5300	4390	6000
Содержание полезного компонента в добываемом полезном ископаемом, %	$a = \frac{Bc(1-p)}{D}$	1,83	1,91	1,79
Коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр, доли ед.	$K_n = \frac{Da}{Bc}$ $K_n = 1 - p$	0,75	0,64	0,83
Валовая ценность 1 т балансовых запасов полезного ископаемого, руб. ($C_0 = 1200$ руб.)	$C_0 = 0,01cC_0$	23,88	23,88	23,88
Извлечение полезного компонента при переработке полезного ископаемого, доли ед.	I	0,817	0,880	0,875
Извлекаемая ценность, отнесенная к 1 т погашенных запасов, руб.	$C_n = C_0 I K_n$	15,60	13,53	17,24
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т полезного ископаемого	$C_{тов} = C_d + C_{тр} + C_{пер}$	13,95 11,30	13,95 9,36	14,03 12,86
Прибыль, отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$pr = C_n - C_0$	4,30	4,17	4,38

Как следует из табл. XIV.3 отработка блока третьим вариантом рассматриваемой системы (с анкерной крепью) дает наибольшую прибыль. Следовательно, данный вариант системы разработки принимается к применению. Нормативные потери и разубоживание полезного ископаемого при этом будут: $p=17\%$ и $p=10\%$.

ГЛАВА XV

МАРКШЕЙДЕРСКИЙ КОНТРОЛЬ ОПЕРАТИВНОГО УЧЕТА ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

§ 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В системе управления запасами на горном предприятии контроль оперативного учета добычи занимает определенное положение, требующее от маркшейдерской службы выполнения ряда специальных функций. Осуществляется он путем съемки замеров горных выработок, а также полезного ископаемого на складах шахты.

Оперативным называется учет добычи полезного ископаемого по количеству и массе вагонеток, скипов, вагонов или по данным взвешивания полезного ископаемого, поступающего из горных выработок за смену, сутки, месяц. Правильность оперативного учета по горному предприятию в целом, как выше отмечено, контролируется ежемесячными замерами остатков полезного ископаемого на складах. В этом случае масса добытого за отчетный период полезного ископаемого определяется из соотношения

$$Q = Q_1 - Q_2 + Q_3, \quad (XV.1)$$

где Q_1 — масса полезного ископаемого, отправленного по данным бухгалтерского учета, потребителям (в том числе израсходованного на собственные нужды шахты), т; Q_2 , Q_3 — остатки полезного ископаемого на складах, дозировочных площадках, в бункерах, а также в вагонах, погруженных, но не проведенных по расходу, соответственно на начало и конец отчетного периода (месяца), т.

Остатки полезного ископаемого на складах и в бункерах определяются маркшейдерскими замерами.

Добыча, подсчитанная по соотношению (XV.1), обычно принимается к учету при определении месячной добычи шахты.

Параллельно с замерами складов производятся съемка и замеры горных выработок, которые при определенных условиях позволяют определить количество добытого полезного ископаемого по отдельным выработкам и участкам. Помимо подсчета добычи замер горных выработок преследует ряд других целей, например:

а) определение длины и фактических сечений капитальных и подготовительных выработок;

б) определение подвигания выработок с целью учета фактического объема выполненных работ и цикличности;

в) определение длины линии забоев для подсчета фронта подготовительных и очистных работ;

г) сбор и фиксирование данных, необходимых для детализации маркшейдерских планов, учета потерь полезного ископаемого, характеристики строения участка и т. д.

Порядок производства и периодичность замеров устанавливаются соответствующими ведомственными инструкциями и распоряжениями. Подсчет добычи по соотношению (XV.1) при небольших остатках полезного ископаемого на складах (в размерах 3—4-суточной добычи) и при правильной форме штабелей является достаточно точным и может быть выполнен с погрешностью в пределах 0,5—1,0%. Однако этот подсчет исключает возможность контроля добычи применительно к отдельным эксплуатационным участкам.

Контроль добычи по съемкам и замерам выработок (по количеству отбитого от целика полезного ископаемого) свободен от указанного недостатка, но может дать приемлемые результаты лишь при благоприятных горно-эксплуатационных и геологических условиях, позволяющих производить детальный замер выработанного пространства с достаточной точностью.

Цифры добычи, полученные по данным маркшейдерских съемок и замеров выработок, используются при учете движения запасов, извлечения и потерь полезного ископаемого в недрах, а в указанных выше благоприятных условиях и для контроля оперативного учета добычи по выработкам и участкам. В последнем случае можно пользоваться сопоставительной таблицей (табл. XV.1), в которой общая добыча по шахте (графа 4), полученная из соотношения (XV.1), распределяется по участкам пропорционально данным графы 3. Приведенные в таблице цифры следует рассматривать при современных мощностях горных предприятий и участков как условные, но дающие представление о задаче маркшейдерского контроля оперативного учета добычи.

Подсчет добычи по замерам выработок и замеры остатков на складах производятся по состоянию на конец последней смены отчетного месяца. Практически замеры выработок производятся в последние 1—2 дня отчетного месяца или в первый день месяца, следующего за отчетным. В этот же день обычно производят и замеры складов. В связи с этим результаты замера исправляют за счет разрыва во времени между моментом замера и концом последней смены месяца. Величины поправок определяют по данным оперативного учета добычи и отгрузки полезного ископаемого с учетом разницы между началом суток, принимаемым на шахте и на железнодорожном транспорте.

Подсчет добычи производится отдельно по залежам, пластам, слоям, горизонтам и участкам с выделением в последних добычи из очистных и подготовительных выработок.

Масса добытого полезного ископаемого при маркшейдерских замерах получается умножением объема выемки по полезному ископаемому на плотность полезного ископаемого в массиве.

Остатки полезного ископаемого на складах и в бункерах подсчитывают по сортам. Количество остатков в тоннах получают умножением объема отвалов (или заполненной части бункеров) на плотность полезного ископаемого в отвалах (бункерах).

Таблица XV.1

№ эксплуатационного участка шахты	Добыча по оперативному учету, т	Добыча по замерам выработок, т	Добыча по замерам складов, т	Разность (2) — (4), т
1	6 560	6 930	6 620	—60
2	8 920	8 810	8 420	+500
3	5 610	5 720	5 470	+140
4	10 620	10 360	9 900	+720
Итого по шахте	31 710	31 820	30 410	+1300

Современное весовое хозяйство горных предприятий и надлежащий горный надзор за отгрузкой, учетом отбитого полезного ископаемого на участках позволяют хорошо поставить повседневный оперативный учет добычи, который периодически не чаще одного раза в месяц должен подвергаться маркшейдерскому контролю для поддержания его на требуемом уровне. Следует иметь в виду, что более частое использование маркшейдерского контроля лишает его основного достоинства — надежности. Наоборот, результаты маркшейдерских съемок и замеров на более длительные периоды, чем месяц, используемые с целью маркшейдерского контроля, практически приближаются к достоверным.

Задачу указанного контроля маркшейдерская служба решает совместно с геологической службой и ОТК горного предприятия. При этом характеристика полезного ископаемого в массиве является основной задачей геологической службы. Точная характеристика объемов отработанных частей залежи (залежей) и складированного полезного ископаемого на базе съемок и замеров является геометрической основой маркшейдерского контроля. Характеристика качества добытого полезного ископаемого, особенно отгружаемого потребителю, осуществляется ОТК.

§ 2. МАРКШЕЙДЕРСКИЙ КОНТРОЛЬ ПО СЪЕМКАМ И ЗАМЕРАМ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В учебных целях эта задача рассматривается применительно к менее сложным условиям — разработке пластовых (угольных) месторождений. Выявленные положения можно использовать в более сложных условиях, для которых нередко приходится комбинировать прямые и косвенные методы.

Определение объема выработанных частей залежи производится по данным маркшейдерских съемок и замеров. Объем выемки полезного ископаемого в подземных выработках может быть получен:

а) умножением площади выемки на среднюю полезную вынимаемую мощность пласта или слоя (например, при сплошной системе разработки и разработке длинными столбами);

б) умножением длины выработки на площадь обнажения залежи в плоскости забоя (при замерах добычи из подготовительных выработок и камер);

в) методом вертикальных или горизонтальных сечений (при выемке камерами значительной высоты и на открытых разработках).

Площадь выемки определяется по плану в соответствии с наносимым на план по данным съемки положением линии забоя на начало и конец отчетного периода или подсчитывается как произведение средней длины линии забоя на среднее продвижение за учетный период. Из площади выемки, вводимой в подсчет, исключается суммарная площадь целиков, оставленных в выработанном пространстве. При небольшой длине линии забоя (например, при выемке угольных пластов длинными столбами) последняя измеряется непосредственно при помощи рулетки. Среднее значение длины линии забоя за учетный период определяется как среднее арифметическое из всех произведенных в течение учетного периода промеров.

Аналогично определяется длина линии забоя подготовительных выработок с раскоской. Подвигание линии забоя выработок в данном случае определяется промерами от маркшейдерских точек или пересечений выработок по обоим штрекам, между которыми располагается забой. При значительной длине линии забоя последняя определяется по замерному плану, составленному по данным инструментальной съемки. В этом случае средняя длина линии забоя подсчитывается как среднее арифметическое из ряда промеров по плану или по формуле (при хорошо выдержанном залегании)

$$L_{\text{ср}} = \frac{F}{D_{\text{ср}}}, \quad (\text{XV.2})$$

где F — площадь выемки, определяемая планиметром; $D_{\text{ср}}$ — среднее продвижение линии забоя.

Мощность, вводимая в подсчет добычи, определяется как разность между общей нормальной мощностью в пределах кровли и почвы выработки и суммарной мощностью всех прослоек, не идущих в добычу. Среднее значение мощности пласта определяется по ряду замеров, производимых тесьмой рулеткой. При замерах производится зарисовка структуры пласта.

Структурные колонки наносят на планы горных выработок в соответствии с утвержденными условными обозначениями. В тех точках, где зарисовка структуры не производилась, результаты измерения надписываются на плане в виде дроби (в числителе производится общая вынимаемая мощность пласта; в знаменателе — полезная вынимаемая мощность пласта).

Мощность хорошо выдержанных пластов измеряется ежедневно через 15—20 м вдоль линии забоя лавы. Для месторождений с невыдержанными мощностями пластов расстояние между точками измерения мощности выбирается в зависимости от степени ее изменчивости.

Документация замеров (применительно к разработке, угольных месторождений) состоит в составлении и ведении:

1) журналов замера горных выработок (на открытых разработках — журналов замера вынутых объемов вскрыши и объемов горной массы в массиве);

2) замерных планов (на открытых разработках — замерных поуступных планов и вертикальных профильных разрезов к ним) масштаба 1:500—1:1000;

3) журналов подсчета добычи (на открытых разработках — журналов подсчета вынутых объемов вскрыши полезного ископаемого).

В журналы замера горных выработок заносятся эскизы всех очистных и подготовительных выработок, работы в которых производились в отчетном периоде. На эскизах показывают данные съемок и замеров, необходимые для детализации маркшейдерских планов и подсчета добычи (положение замерных точек, размеры сечений выработок вчерне, мощность пласта и структурные колонки, длина линий забоев, форма и размеры оставленных целиков). Журнал замера вынутых объемов вскрыши и объемов горной массы на открытых разработках содержит результаты тахеометрической или профильной съемки и нивелировки.

Замерные планы составляют в плоскости пласта или в проекции на горизонтальную или вертикальную плоскость отдельно по каждой очистной выработке. На них показывают все пройденные выработки, положение линии очистного забоя на начало и конец месяца, форму и размеры целиков, мощность пласта, структурные колонки и т. д. Замерные планы составляют по данным журналов замера выработок. На замерных поуступных планах и разрезах показывают пункты геодезического обоснования, бровки уступов, отметки верхних и нижних площадок уступов,

контуры отработанных площадей с указанием времени выемки, положение почвы и кровли пласта и прослоек пустой породы, контуры породных отвалов, геологические нарушения.

В журналы подсчета добычи вносят эскизы выработок, все размеры, необходимые для подсчета добычи, и результаты подсчета. Добычу подсчитывают по каждой выработке, участку, пласту и по всей шахте в целом с выделением добычи из подготовительных и очистных выработок. На открытых разработках в эти журналы вносят площади выемки, высоты уступа, расстояния между профильными линиями, коэффициенты угленасыщенности и результаты подсчета выемки горной массы, полезного ископаемого и попутных пород.

Определение объема выемки при открытых разработках. Вынутые объемы горной массы, полезного ископаемого, а также вскрыши на карьерах определяют по данным тахеометрической или профильной съемки. Подсчет объемов производится методом горизонтальных или вертикальных сечений.

В первом случае (при съемке только верхней бровки уступа)

$$V = F_1 h_{cp} \quad (XV.3)$$

или (при съемке верхней и нижней бровок уступа)

$$V = \left(\frac{F_1 + F_2}{2} \right) h_{cp}, \quad (XV.4)$$

где F_1 — площадь выемки по отработанной части верхней площадки уступа; F_2 — то же, нижней площадки уступа; h_{cp} — средняя высота уступа.

Величины F_1 и F_2 определяют планиметром по поуступным планам горных работ, на которых по данным съемки строят контуры отработанных площадей.

Средняя высота уступа определяется как разность средних отметок верхней и нижней площадок уступа.

При подсчете объемов по данным профильной съемки

$$V = \left(\frac{F_1 + F_2}{2} \right) L, \quad (XV.5)$$

где V — объем выработанной части уступа в пределах соседних профильных линий; F_1 и F_2 — площади выработанной части уступа на вертикальных сечениях по профильным линиям; L — расстояние между профильными линиями.

Объем в пределах участка получается суммированием объемов в пределах соседних профильных линий.

Тахеометрическая съемка уступов производится в соответствии с требованиями «Технической инструкции по производству маркшейдерских работ».

Профильная съемка заключается в определении превышений (нивелировкой технической точности) и расстояний между характерными точками. Следует отметить, что на крупных раз-

резах или на группах их в настоящее время широко и очень эффективно применяются наземная или воздушная фотограмметрическая съемка. Ее результаты, отличаясь объективностью, являются надежным средством маркшейдерского контроля оперативного учета добычи особенно за длительные периоды. По полученным данным строят разрезы по профильным линиям. Масштаб сечений принимается 1:500—1:1000, а расстояние между профильными линиями—20—30 м. При раздельной выемке пропластков полезного ископаемого и пропластков пустых пород съемка и определение вынутых объемов по формуле (XV.3) производятся по пропласткам, а общий объем по участку уступа получается суммированием частных объемов.

Объем отбитого полезного ископаемого определяется:

- 1) по объему горной массы и коэффициенту угленасыщенности (на угольных разрезах) или коэффициенту выхода полезного ископаемого;
- 2) непосредственным подсчетом по площадям обнаружения полезного ископаемого в сечениях по профильным линиям;
- 3) по площадям отработанных участков уступа и средней высоте уступа;
- 4) по площадям отработанных участков пласта и его средней мощности на отработанном участке.

В первом случае объем полезного ископаемого получается умножением объема вынутой горной массы на коэффициент угленасыщенности K (отношение вертикальной суммарной мощности угольных пропластков в пределах угольного уступа к общей высоте уступа). Коэффициенты выхода подсчитываются как отношение площадей обнажения полезного ископаемого к площади разреза уступа в пределах отработанного участка.

Во втором случае подсчет производится по формуле (XV.5). При этом в качестве F принимают площади сечения пропластков полезного ископаемого на разрезах по профильным линиям.

Третий случай может иметь место, когда уступ расположен по полезному ископаемому. В этом случае подсчет объема полезного ископаемого производится по формуле (XV.4).

Четвертый случай имеет место при выемке горизонтально залегающего пласта одним уступом.

В первом и во втором случаях объем выемки по породам определяется как разность между объемом вынутой горной массы и объемом вынутого полезного ископаемого.

Определение плотности полезных ископаемых в целике. Для определения плотности полезных ископаемых (а также пород) в массиве применяют следующие способы:

- 1) пробную вырубку;
- 2) лабораторное определение;
- 3) способ аналитического подсчета.

Первый способ применяется при определении плотности сравнительно слабых (поддающихся выемке без применения взрыв-

чатых веществ), трещиноватых, пористых или сильно загрязненных посторонними включениями полезных ископаемых.

Второй способ дает хорошие результаты при определении сравнительно плотных и однородных по вещественному составу полезных ископаемых.

Третий способ применяется при наличии хорошо выраженной зависимости между плотностью и содержанием в полезном ископаемом отдельных компонентов или примесей.

Способ пробной вырубки заключается в следующем. В подготовительной или очистной выработке или на уступах (при открытых разработках) после тщательного выравнивания поверхности забоя или площадки уступа производится вырубка полезного ископаемого в форме нишеобразной выемки или неглубокого шурфа с ровными взаимно перпендикулярными стенками. Несколькими промерами определяются средняя ширина, длина и высота (глубина) выемки, а затем ее объем. Все полученные при вырубке полезные ископаемые взвешиваются и полученный вес делится на объем выемки.

Во избежание потерь полезного ископаемого вырубка последнего ведется без применения взрывчатых веществ, а взвешивание — на весах, установленных на месте вырубки. Объем выемки должен составлять не менее 1 м³. Прослойки пустой породы, не идущие в добычу, в объем выемки и во взвешиваемое полезное ископаемое не включаются.

Для пробной вырубки выбирают сухие забои. Погрешность единичного определения плотности в благоприятных условиях не превосходит 2—3%, а при неблагоприятных условиях доходит до 4—5%. Погрешность среднего из ряда определений зависит от числа определений и однородности полезного ископаемого.

Для повышения точности определения плотности следует:

- а) определение плотности полезного ископаемого R производить отдельно для каждой разновидности полезного ископаемого (или породы);
- б) число определений выбирать в зависимости от однородности полезного ископаемого;
- в) определение R периодически повторять по мере перехода горных работ на новые участки.

Определение плотности каменных углей должно производиться раздельно по пластам, если содержание внутренней золы по этим пластам разнится более чем на 3—5%.

При лабораторном определении R пользуются методом гидростатического взвешивания. Для опыта отбирают образцы (куски) полезного ископаемого весом 200—250 г.

Определение R образцов непористых и не размокающих в воде производится следующим образом.

Отобранные образцы очищают при помощи щетки от мелких осколков и пыли и взвешивают на гидростатических весах (дважды с точностью до 0,1 г). Затем для насыщения водой

образцы помещают в сосуд с водой и подвергают кипячению. После кипячения образцы охлаждают, вытирают влажной тряпкой (или промокательной бумагой) и снова взвешивают на технических весах с точностью до 0,1 г. Второе взвешивание насыщенных водой образцов производится в воде на гидростатических (или приспособленных для этой цели технических) весах. Взвешивание производится дважды с точностью до 0,1—0,2 г.

Плотность испытуемого образца вычисляется по формуле

$$R = \frac{P_1}{P_3 - P_2}, \quad (XV.6)$$

где P_1 — масса образца до насыщения водой; P_3 — масса образца после насыщения водой; P_2 — масса образца в воде. P_1 , P_2 , P_3 выражаются в граммах.

Образцы, слабо впитывающие влагу (например, каменный уголь), для насыщения водой не обязательно кипятить, их можно погружать на 3—5 мин в воду комнатной температуры.

Плотность R полезного ископаемого в сухом состоянии определяется так же, как описано выше, с той лишь разницей, что перед взвешиванием в воздухе и насыщением водой образец высушивается при 105—115°С до постоянной массы. Определение плотности полезных ископаемых, сильно пористых или размокающих в воде, производится с парафинированием образцов.

В этом случае R образца находится из выражения

$$R = \frac{P_1}{P_2 - P_3 - \frac{P_2 - P_1}{\Delta}}, \quad (XV.7)$$

где P_1 — масса образца до парафинирования; P_2 — масса образца после парафинирования; P_3 — масса запарафинированного образца в погруженном в воду состоянии; Δ — плотность парафина.

Плотность неоднородных по составу полезных ископаемых желательно определять посредством гидростатического взвешивания больших кусков (штуфов). В этом случае следует пользоваться десятичными весами и баком (или бочкой) с водой, устанавливаемым на них.

Плотность штуфа определяется из соотношения

$$R = \frac{P_1}{P_2 - P_3}, \quad (XV.8)$$

где P_1 — масса штуфа; P_2 — масса бака с водой; P_3 — масса с водой после погружения штуфа в воду (в подвешенном положении).

При наличии трещиноватых и пористых полезных ископаемых следует прибегать к предварительному замачиванию штуфа или к покрытию его тонким слоем смолы.

Определение R лабораторным способом производится на образцах, имеющих естественную влажность.

Для повышения точности результата определения плотности следует производить по большому числу образцов. По мере перехода горных работ на новые участки определения необходимо периодически повторять.

Подсчет R полезного ископаемого в залежи сложного строения производится по формуле среднего взвешенного

$$R_{\text{общ}} = \frac{\sum R_i P_i}{\sum P_i}, \quad (XV.9)$$

где R_i — плотность отдельных разновидностей полезного ископаемого; P_i — массы, в качестве которых принимаются мощности пропластков отдельных разновидностей полезного ископаемого или соотношения площадей обнажения их на разрезах.

Формулой (XV.9) можно пользоваться также при определении R горной массы в целике. В этом случае в качестве частных значений R_i принимаются плотности полезного ископаемого и попутных пород, а в качестве масс P_i — мощности, соотношение площадей или объемов пропластков полезного ископаемого и попутных пород на разрезах или в пределах соседних сечений в выработке или в уступе (при открытых разработках).

Аналитический способ основан на вычислении R в зависимости от содержания тех или иных компонентов или примесей. Характер указанной зависимости устанавливается методами теории корреляции. В настоящее время этот метод можно рекомендовать для определения плотности каменных и плотных (типа челябинских) бурых углей. Не исключена возможность применения его для определения R и других полезных ископаемых.

Плотность угля $R_{\text{ц}}$ (по угольным пропласткам) для отдельных пластов и участков пласта определяется из выражения, предложенного Д. А. Казаковским,

$$R_{\text{ц}} = R_{\text{г}} + K (A_{\text{в}}^{\text{с}} - A_{\text{в.г}}^{\text{с}}), \quad (XV.10)$$

где $R_{\text{г}}$ — среднее значение плотности образцов чистого угля по данным гидростатического взвешивания (при естественной влажности); K — коэффициент, характеризующий изменение R при изменении содержания внутренней (конституционной) золы на 1%; $A_{\text{в}}^{\text{с}}$ — средний процент содержания в угле внутренней золы (средняя зольность чистых угольных пропластков) на участках, подлежащих разработке; $A_{\text{в.г}}^{\text{с}}$ — среднее содержание внутренней золы в образцах, использованных для гидростатического взвешивания, %.

Величину коэффициента K следует принимать:

1) для антрацитов — 0,009;

2) для каменных углей и плотных бурых углей типа челябинских — 0,007;

3) для бурых углей Подмосковского бассейна по данным М. И. Глейзера (ВНИМИ) — 0,010—0,012;

4) для горючих сланцев — 0,009—0,010.

При определении R угля в целике с учетом засорения добываемого угля породой можно пользоваться соотношением

$$R_{\text{ц}} = R_{\text{г}} + K (A_{\text{в}}^{\text{с}} - A_{\text{в.г}}^{\text{с}}) + \Delta R_{\text{ц}}, \quad (\text{XV.11})$$

где $\Delta R_{\text{ц}}$ — поправка за засоренность породой.

Поправка $\Delta R_{\text{ц}}$ может быть определена из соотношения

$$\Delta R_{\text{ц}} = \frac{R_{\text{у}} (R_{\text{п}} - R_{\text{у}}) c_{\text{п}}}{100 [R_{\text{п}} - (R_{\text{п}} - R_{\text{у}}) c_{\text{п}}]}, \quad (\text{XV.12})$$

где $R_{\text{у}}$ — плотность чистого угля; $R_{\text{п}}$, $c_{\text{п}}$ — плотность пород, засоряющих уголь при добыче, и содержание породы, %.

На угольных месторождениях $R_{\text{ц}} \approx 2$. В соответствии с этим при подземном способе разработки, где средний вес вагонеток определяется при условии удаления из угля всей видимой породы и остающейся после этого 3—4% породы, которая не поддается ручной обработке, поправку $\Delta R_{\text{ц}}$ можно принимать равной 0,02.

Для определения величин $R_{\text{г}}$ и $A_{\text{в.г}}^{\text{с}}$ поступают следующим образом:

а) по каждому из разрабатываемых пластов отбирают 15—20 образцов чистого угля массой 200—250 г;

б) отобранные образцы сдаются в лабораторию, где раскалываются на две неравные части. Меньшая часть образца (50—100 г) взвешивается и поступает на определение зольности, а большая — на определение плотности методом гидростатического взвешивания;

в) по результатам лабораторных определений вычисляют плотность образцов $R_{\text{г}}$ и среднюю зольность $A_{\text{в.г}}^{\text{с}}$.

Входящая в выражения (XV.10) и (XV.11) зольность угольных пропластков $A_{\text{в}}^{\text{с}}$ берется по данным пластовых проб, отбираемых службой углеобогащения (или качества).

В том случае, когда содержание внутренней зольности в угле различно для разных пластов и изменяется по мощности, подсчет R производится с подразделением по слоям, пластам или группам пластов.

Так как R зависит не только от содержания внутренней зольности, но и от степени метаморфизма угля, соотношения (XV.10) и (XV.11) должны быть установлены отдельно для каменных, бурых углей и антрацитов.

Отбор образцов и определение их плотности и зольности производятся один раз при установлении величин $R_{\text{г}}$ и $A_{\text{в.г}}^{\text{с}}$. В дальнейшем корректирование R производится без дополни-

тельных его определений на основании выражений (XV.10) и (XV.11) по значениям зольности чистых угольных пачек $A_{\text{в}}^{\text{с}}$, получаемым от службы качества или углеобогащения.

На месторождениях лимнического типа, характеризующихся значительным изменением зольности по площади пласта, пересмотр числовых значений R производится по возможности ежегодно с учетом последних данных пластовых проб на участках, намеченных к разработке.

Представление о зависимости плотности угля от факторов, его определяющих, дает табл. XV.2.

Т а б л и ц а XV.2

Изменение факторов, влияющих на плотность	Изменение плотности угля, т/м³	
	в массиве	в разрыхленном состоянии
Изменение содержания внутренней зольности на +1%	+0,007	+0,005
Изменение содержания внешней зольности (породы) на +1%	+0,005	+0,003
Изменение коэффициента разрыхления на +0,01	—	—0,007
Изменение влажности на +1%	+0,011	+0,008

П р и м е ч а н и е. Коэффициент разрыхления рядового угля при подземном способе разработки приблизительно равен 1,5, а мелкого (класса 5 мм) — 1,6.

Плотность полезных ископаемых и пород зависит от их влажности. Поэтому определение плотности полезных ископаемых, характеризующихся значительными колебаниями влажности, следует производить с учетом влажности проб и образцов.

Впоследствии полученные данные могут быть использованы для приведения R к определенной влажности.

Для каменных углей, антрацитов и других полезных ископаемых, влажность которых не подвержена существенным колебаниям, определение R следует производить при естественной влажности, не делая приведений. При этом для отбора образцов и проб следует выбирать сухие забой.

На рудных месторождениях (в отличие от угольных) объемы вынутого полезного ископаемого определяются в пределах скрытых контуров, устанавливаемых по данным опробования, а в условиях применения систем разработки с закрытым очистным забоем находятся путем использования косвенных и комбинированных приемов.

Более сложные корреляционные связи между плотностью руд в массиве и их полезными компонентами ограничивают использование аналитического определения R . Вместе с тем на рудных месторождениях чаще и эффективнее для определения плотности руд используются геофизические методы.

§ 3. МАРКШЕЙДЕРСКИЙ КОНТРОЛЬ ПО СЪЕМКАМ И ЗАМЕРАМ СКЛАДИРОВАННОГО ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Определение объема полезного ископаемого на складах и в бункерах. Объем заполненной части бункеров подсчитывают, исходя из емкости последних и степени заполнения, определяемой замерами.

Определение объема складов полезных ископаемых (отвалов пустых пород на открытых разработках) можно производить:

- а) тахеометрической или (при соответствующих условиях) мензульной съемкой;

- б) способом профилей (вертикальных сечений);

- в) рулеточным замером.

Для съемки очень крупных складов полезного ископаемого долговременного хранения и сложной формы, а также в ряде случаев для съемки отвалов пустых пород может использоваться фотограмметрическая съемка.

Для учета рельефа площадки склада заранее составляется топографический план последней (масштаб 1:200; сечение горизонталей 0,25; масштаб 1:500; сечение горизонталей 0,25—0,50).

Для построений и подсчетов при периодических замерах изготавливаются светокопии планов.

Методике и точности замеров следует уделять особое внимание при наличии больших остатков на складах. В соответствии с этим при очередных текущих замерах следует определять лишь изменение остатков за отчетный период, принимая по прежним данным запасы тех отвалов или частей их, которые в течение отчетного периода не претерпели изменений. Генеральные замеры в этом случае производятся через более длительные промежутки времени (например, раз в квартал или полугодие).

Тахеометрическая (а в соответствующих условиях мензульная) съемка применяется при определении объема отвалов большой емкости, имеющих сложную форму. Масштаб съемки 1:500.

Предельное расстояние визирования при тахеометрической съемке не должно превышать 30 м. Средняя площадь, приходящаяся на одну пикетную точку при сложной форме отвалов, не должна превышать 20 м².

При съемке в качестве опорных пунктов используются временные или постоянные точки, закладываемые на площадке склада и на поверхности отвалов или на эстакадах и на других сооружениях, расположенных на складе.

Горизонтальные координаты первой группы точек определяются теодолитно-полигонной съемкой, а отметки — геометрическим нивелированием. Координаты второй группы точек определяются теодолитно-полигонной съемкой или в случае недоступ-

ности — засечками и тригонометрическим нивелированием. Записи полевых наблюдений и абрис съемки ведутся в специальной полевой книжке.

Результаты съемки наносят на план площадки (склада) в виде контуров и горизонталей поверхности отвалов. Сечение горизонталей принимается в зависимости от сложности поверхности и высоты отвалов равным 0,25—0,50 м (при средней высоте отвала до 3 м) и 0,5—1,0 м (при средней высоте более 3 м).

Подсчет объема отвалов производится по формуле трапеции по горизонтальным или вертикальным параллельным сечениям, составляемым по совмещенному плану площадки склада и поверхности отвала. Площади горизонтальных и вертикальных сечений определяются планиметром при двукратной обводке.

При подсчете объема по способу вертикальных сечений (профилей) расстояние между сечениями принимается:

- а) при сложной конфигурации отвала и сравнительно небольших размерах его (до 7000—10 000 м³) — 5 м;

- б) при правильной вытянутой форме и больших размерах отвала (свыше 7000—10 000 м³) — 10 м.

Горизонтальный масштаб сечений принимается аналогично масштабу площадки склада, а вертикальный — 1:100—1:200.

Способ профилей рекомендуется применять при замерах остатков полезного ископаемого на эстакадных и железнодорожных отвальных складах, характеризующихся вытянутой формой с относительно ровной поверхностью и правильной конфигурацией. Не исключается применение этого способа и при замерах отвалов на складах других типов.

При определении отвалов способом профилей на площадке склада производят разбивку поперечников в виде параллельных равноудаленных друг от друга линий, ориентированных приблизительно перпендикулярно к оси отвала (штабеля), и закрепляют надежными центрами крайние (опорные) точки поперечников (с двух или, при невозможности, с одного конца каждого поперечника). Путем теодолитной съемки и геометрического нивелирования (технической точности) определяют горизонтальные координаты и отметки опорных точек, а также отметки пикетных точек на поперечниках. Затем наносят опорные точки и поперечники на топографический план площадки склада и вычерчивают профили площадки склада по поперечникам, по которым и производят подсчет объема.

Для исключения погрешностей исходных данных определение горизонтальных координат и отметок опорных точек поперечников производится от тех же пунктов, которые служили исходными при съемке площадки склада или нивелировке профилей по почве. Расстояние между поперечниками принимается равным 5 м.

При последующих периодических замерах производится съемка профилей отвала в направлении поперечников.

Съемка профилей включает:

а) измерение расстояний (тесью или стальной рулеткой) от опорной точки поперечника до подошвы отвала, длины откоса и последующих расстояний между точками перегиба по верху отвала;

б) геометрическое нивелирование всех точек профиля, между которыми производилось измерение расстояний. Исходными для нивелировки являются крайние точки поперечников и временные реперы, заранее закладываемые на поверхности отвала.

Геометрическое нивелирование отвала вдоль поперечников может быть заменено измерением вертикальных углов подвесным полукругом.

Построение разрезов отвала по поперечникам производится на заранее заготовленных профилях площадки склада по поперечникам. Это построение выполняется графически по измеренным расстояниям между точками поверхности отвала и их отметками или (в случае применения висячего полукруга) по измеренным расстояниям и углам наклона. Масштаб разрезов 1:100—1:200. Линии профилей и контур отвала на плане наносят в карандаше с указанием даты замера.

При подсчете объема отвала емкостью менее 7000—10 000 м³ используют все поперечники, разбитые через 5 м. При большей емкости для подсчета объема используют поперечники, расположенные через 10 м. Объем отвала подсчитывается по формуле трапеции по площадям сечений в направлении поперечников. Площади сечений определяют планиметром при двухкратной обводке.

Рулеточный замер применяется при определении объема небольших отвалов (емкостью до 1000—1500 м³), а также более крупных отвалов, имеющих правильную форму.

При пользовании этим способом следует применять висячий полукруг и нивелирные рейки, а для привязок использовать заранее известные высоты эстакад и других сооружений, расположенных на складе. Результаты замера (конфигурация отвала, замеры) наносят на копию плана площадки склада.

Подсчет кубатуры производится по формулам геометрии путем разбивки отвалов на части и уподобления этих частей геометрически правильным телам. Для отвалов различной формы можно широко пользоваться формулой призматоида

$$V = \frac{H}{6}(F_1 + 4F_2 + F_3), \quad (\text{XV.13})$$

где H — высота тела; F_1 — площадь нижнего основания тела; F_2 — площадь его среднего сечения (площадь сечения плоскостью, перпендикулярной к (H и делящей высоту H пополам); F_3 — площадь верхнего основания (для конуса, пирамиды $F_3 = 0$).

Площадь среднего сечения F_2 может быть определена по плану или непосредственным замерам в натуре. Формула (XV.13) дает точное значение объема целого ряда правильных тел (призматоида, призмы, пирамиды, усеченной пирамиды, конуса, усеченного конуса и др.).

Точность определения объема отвалов зависит от способа замеров, формы и размеров отвалов. По данным точных и обычных замеров среднеквадратические погрешности замера одного отвала при обычной тщательности и детальности замеров составляют при рулеточном замере для отвалов вместимостью от 400 до 1000 м³ от $\pm 6\%$ (для отвалов правильной формы) и до $\pm 14\%$ (для отвалов неправильной формы).

Инструментальные замеры (для отвалов вместимостью от 3000 до 6000 м³) обеспечивают следующую точность:

- 1) при мензурной съемке в масштабе 1:200 — до $\pm 1,5\%$;
- 2) при мензурной съемке в масштабе 1:500 — до $\pm 3,5\%$;
- 3) при тахеометрической съемке в масштабе 1:500 — до $4,0\%$;
- 4) при способе профилей — до $\pm 3,5\%$.

Исследования показывают, что погрешности объема являются случайными. Поэтому при наличии нескольких штабелей погрешность суммарных запасов убывает по квадратическому закону.

Определение плотности складированного полезного ископаемого может быть произведено следующими способами:

- 1) замером объема и взвешиванием полезного ископаемого (при отгрузке) в небольших штабелях правильной формы;
- 2) погрузкой полезного ископаемого в железнодорожные вагоны с последующим взвешиванием вагонов на вагонных весах и замером объема погруженного в вагоны полезного ископаемого;
- 3) выемкой полезного ископаемого из отвала (из неглубоких шурфов, ниш и т. п.) с последующим взвешиванием извлеченного полезного ископаемого и замером объема выемки;
- 4) закладкой ящика определенной кубатуры в отвал с последующим извлечением ящика и взвешиванием заполнившего его полезного ископаемого;
- 5) взвешиванием на десятичных весах полезного ископаемого, насыпанного в ящик, объем которого точно определен.

На величину R оказывают влияние следующие факторы:

- 1) качественный состав полезного ископаемого (например, содержание полезных компонентов в руде, содержание внутренней золы в угле и т. п.);
- 2) плотность вещества полезного ископаемого;
- 3) содержание в полезном ископаемом различных примесей (например, породы);
- 4) крупность кусков полезного ископаемого в отвале, определяющая величину коэффициента разрыхления;

- 5) влажность полезного ископаемого;
- 6) длительность хранения полезного ископаемого в отвалах и размер отвалов, определяющие степень уплотнения отвалов.

Наиболее совершенными способами определения R нужно считать такие, которые наряду с простотой и небольшой затратой труда гарантируют достаточную точность единичных определений и учитывают изменения качественного состава полезного ископаемого, содержания примесей, крупности и влажности полезного ископаемого в различных точках отвала, а также степень уплотнения полезного ископаемого в отвалах с течением времени.

Первый из перечисленных выше способов является довольно трудоемким и, кроме того, в нем лишь частично учитываются уплотнение полезного ископаемого с течением времени и возможные колебания крупности и вещественного состава полезного ископаемого в различных штабелях.

Второй способ не всегда легко осуществим. Наряду с этим остается неизвестным, в какой мере здесь учитываются возможные изменения состава, крупности полезного ископаемого и уплотнение отвалов. Такими же недостатками (помимо трудности точного замера кубатуры выемки) обладает и третий способ.

Положительной стороной первого и второго способов является сравнительно высокая точность единичного определения плотности (вследствие большой массы взвешиваемого полезного ископаемого).

Четвертый способ позволяет до некоторой степени учитывать уплотнение полезного ископаемого в отвале, но не обеспечивает полного учета возможных колебаний качественного состава и крупности полезного ископаемого в различных точках отвала.

Пятый способ является наиболее простым и легко выполнимым. Однако он может дать благоприятные результаты лишь при соответствующей организации определений и при наличии полезного ископаемого, достаточно измельченного. Помимо этого возникает необходимость введения поправки за счет уплотнения отвалов.

Для учета возможных изменений качественного состава и крупности полезного ископаемого в различных точках отвала и уменьшения погрешностей за счет неточного определения массы и объема при всех способах определения плотности необходимо стремиться к получению возможно большего числа данных, соответствующих различным условиям. Во избежание искажающего влияния влажности определение плотности следует производить в сухую погоду или приводить результаты к определенной влажности (например, к средней влажности

отгружаемого полезного ископаемого) по формуле

$$R' = R \frac{100 + w'}{100 + w}, \quad (\text{XV.14})$$

где w , w' — абсолютная влажность, %; R' — плотность при влажности w' ; R — плотность при влажности w .

При определении R — полезного ископаемого, насыпанного в ящик, необходимо стремиться к тому, чтобы отобранная проба (по крупности и качественному составу) отвечала средней характеристике полезного ископаемого в отвале (или в отвалах). Ввиду этого полезное ископаемое, насыпаемое в ящик, следует отбирать в возможно большем числе точек, равномерно расположенных по поверхности отвала.

Так как на поверхности отвала полезное ископаемое вследствие окисления и выветривания подвержено измельчению и разубоживанию, отбор пробы, насыпаемой в ящик, следует производить с глубины до 0,5—1,0 м (в зависимости от срока хранения и характера полезного ископаемого).

Во избежание искажения естественного коэффициента разрыхления вследствие ограниченных размеров ящика необходимо:

а) изготавливать ящик таким образом, чтобы внутри его не было выступающих планок;

б) при насыпке мелкое полезное ископаемое укладывать к стенкам ящика, а в середину — более крупные куски вперемешку с мелочью;

в) тщательно выравнивать поверхность полезного ископаемого на уровне краев ящика посредством деревянной рейки.

В ящик полезное ископаемое насыпается после отборки породы и взвешивания отдельными порциями в деревянных носилках с бортами. Для взвешивания необходимо применять хорошо выверенные десятичные весы. Объем ящика определяется по ряду промеров высоты, длины и ширины выверенной металлической линейкой или стальной рулеткой. Окончательное значение плотности при каждом определении получается делением массы полезного ископаемого на кубатуру ящика.

Размер ящика выбирается в зависимости от крупности кусков полезного ископаемого от 1×1×1 м (например, для рядового угля) до 2×2×1 м (например, для крупного грохоченого угля).

Для контроля правильности полученного результата и повышения точности последнего необходимо производить несколько определений плотности для каждой разновидности полезного ископаемого. В полученное значение плотности следует вводить поправку за уплотнение отвалов.

Величина поправки для различных видов и сортов полезных ископаемых определяется эмпирически путем наблюдения за усадкой отвалов при различных сроках хранения (нивелиров-

кой заложенных на поверхности отвалов-реперов). Ниже приведена ориентировочная поправка для каменного угля.

Продолжительность хранения не измененного выветриванием рядового угля (подземная разработка) в отвале, мес.	До 1	До 2	До 6	Свыше 12
Поправка на уплотнение (числитель — при сухой погоде, знаменатель — при дождливой погоде или снеготаянии), т/м ³	0,02/0,04	0,03/0,05	0,04/0,06	0,08

Необходимо иметь в виду зависимость плотности угля от крупности, зольности и типа углей.

В связи с этим следует:

а) R сортированного угля определять отдельно для различных классов крупности;

б) определение плотности антрацитов, бурых и каменных углей производить отдельно;

в) на месторождениях, характеризующихся различной зольностью отдельных пластов, R определять применительно к отдельным пластам (если средняя зольность чистых угольных пропластков различается в пределах более 3—5% и если складирование углей различных пластов производится отдельно).

Перечисленные требования следует учитывать также и при определении R руд, характеризующихся различными крупностью и содержанием примесей и компонентов, влияющих на величину плотности.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Технический прогресс и быстро развивающаяся горнодобывающая промышленность предъявляют все более высокие требования к подготовке горных инженеров. Удовлетворить эти требования невозможно без дальнейшей разработки и развития теории, методики учебных дисциплин, являющихся профилирующими в области профессиональной инженерной подготовки.

Из содержания изложенного выше курса следует, что горная геометрия (геометрия недр) относится к указанному классу учебных дисциплин для горных инженеров-маркшейдеров. Основные направления ее развития на ближайшую перспективу определяются решениями XXV съезда КПСС.

Основными узловыми вопросами дальнейшего развития горной геометрии являются:

1) разработка методов и методик решения горно-геометрических задач и геометризационных месторождений полезных ископаемых с более широким использованием арсенала приемов вычислительной математики и техники (ЭВМ);

2) совершенствование графического, цифрового и аналитического моделирования месторождений полезных ископаемых, процессов разрабатываемых полей;

3) развитие методов прогнозирования показателей разрабатываемых участков и полей на прилегающие зоны;

4) разработка методов маркшейдерского обеспечения организации горных работ в режиме усреднения и стабилизации качества добываемого полезного ископаемого;

5) совершенствование методов управления запасами на горном предприятии с целью рационального и более полного извлечения полезных ископаемых из недр и др.

Перечисленное не исчерпывает содержания всех проблем горной геометрии, но дает представление об их значении, объеме и разнообразии. Успешное их разрешение и инженерное использование полученных результатов связано с одновременным изучением геологической обстановки и условий эксплуатации месторождений. Следовательно, необходимо обеспечивать комплексное решение поставленных задач с участием геологов и горняков-технологов.

Студенты в процессе изучения горной геометрии должны иметь ясное представление о состоянии, перспективах развития предмета и путем участия в учебных научно-исследовательских работах приобрести необходимые навыки и интерес к исследованиям. Без этого немислимо формирование современного инженера, способного творчески решать производственные задачи.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Азбель Е. И.* Об интегральных преобразованиях случайных процессов при усреднении качественного состава руд. Математические методы в горном деле — Зап. ЛГИ, т. II, вып. 3. Л., изд. ЛГИ, 1974, с. 37—41 (ротапринт).
2. *Азбель Е. И.* Особенности исследования статистической структуры изменчивости качества руд в месторождениях. Межвузовский сборник.— В сб.: Маркшейдерское дело и геодезия. Л., изд. ЛГИ, 1976, № 3, с. 95—102.
3. *Управление запасами горной массы в карьерах*/А. И. Арсентьев, А. Ф. Богачев, Б. К. Оводенко и др. Мурманск, Книжное издательство, 1972.
4. *Бастан П. П.* Методические рекомендации по усреднению железных руд при открытой добыче. ИГД МЧМ СССР. М., Недра, 1973.
5. *Букринский В. А.* Практический курс геометрии недр. М., Недра, 1965.
6. *Букринский В. А.* Вопросы геометризации физико-технических и горно-геологических показателей месторождений для моделирования на ЦВМ. М., изд. МИРГЭМ, 1966 (ротапринт).
7. *Вилесов Г. И., Ивченко А. Н., Диденко И. М.* Методика геометризации месторождений. М., Недра, 1973.
8. *Геометризация месторождений полезных ископаемых.* Под ред. В. А. Букринского и Ю. В. Коробченко. М., Недра, 1977.
9. *Гудков В. М., Васильев А. А., Николаев К. П.* Прогноз и планирование качества полезного ископаемого. М., Недра, 1976.
10. *Зарайский В. К., Николаев К. П., Казанский К. В.* Усреднение руд. М., Недра, 1975.
11. *Казаковский Д. А.* Оценка точности результатов в связи с геометризацией и подсчетом запасов. М., Углетехиздат, 1948.
12. *Корнилов Ю. Н., Черкасов И. А.* Развитие дифракционного метода анализа фотоснимков и карт для построения роз — диаграмм трещиноватости горных пород.— В сб.: Маркшейдерское дело и геодезия. Л., изд. ЛГИ, 1974, № 2, с. 126—132.
13. *Кузьмин В. И.* Конструирование и исследование двумерных и цифровых моделей на ЭВМ.— Известия вузов. Горный журнал, Свердловск, 1972, № 12, с. 55—62.
14. *Методические указания по геометризации и прогнозу разрывных нарушений в пределах выемочных участков для шахт Кузбасса.* Л., изд. ВНИМИ, 1973 (ротапринт).
15. *Методические указания по определению устойчивости пород в зависимости от их нарушенности на рудных месторождениях.* М., изд. ВНИМИ, 1974 (ротапринт).
16. *Методические указания по оценке влияния разрывных нарушений на полноту выемки угля на сильно нарушенных месторождениях.* Л., изд. ВНИМИ, 1975 (ротапринт).
17. *Низгурецкий З. Д.* К приложению теории нестационарных случайных функций для оценки результатов геометризации месторождений. Л., изд. ВНИМИ, сб. № 93, 1974, с. 99—113 (ротапринт).
18. *Осецкий А. И.* Геометризация структуры толщ пород и характеристика ее на основе циклографических проекций.— В кн.: Выявление вероятных тектонических нарушений и выбросоопасных зон. Киев, Наукова думка, 1973, с. 57—80.
19. *Островский Ю. И.* Голография. Л., Наука, 1970.
20. *Отраслевая инструкция по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче.* М., изд. Минуглепрома СССР, 1974 (ротапринт).
21. *Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых место-*

рождений на предприятиях Министерства черной металлургии СССР. Белгород, изд. Главруды, 1975 (ротапринт).

22. *Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках* Министерства цветной металлургии СССР. М., изд. Главного управления геологоразведочных и маркшейдерских работ, 1975 (ротапринт).
23. *Попов Е. И.* К оценке точности изображения залежи полезного ископаемого по данным разведки.— Зап. ЛГИ, т. XXXVI, вып. 2. Л., изд. ЛГИ, 1959, с. 178—189.
24. *Протопопов И. И.* Построение функциональных зависимостей между структурно-минералогическими факторами и прочностными свойствами. Л., изд. ВНИМИ, сб. № 85, 1972, с. 144—147 (ротапринт).
25. *Романовский В. И.* Применение математической статистики в опытном деле. М., ОГИЗ — Гостехиздат, 1947.
26. *Рыжов П. А.* Геометрия недр. М., Недра, 1964.
27. *Рыжов П. А., Гудков В. М.* Применение математической статистики при разведке недр. М., Недра, 1966.
28. *Рыжов П. А.* Математическая статистика в горном деле. М., Высшая школа, 1973.
29. *Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых.* М., Недра, 1977.
30. *Сборник руководящих материалов по охране недр.* М., Недра, 1973.
31. *Подсчет запасов месторождений полезных ископаемых*/В. И. Смирнов, А. П. Прокопьев, В. М. Борзунов и др. М., Госгеолтехиздат, 1960.
32. *Справочник по маркшейдерскому делу.* 3-е изд. М., Недра, 1973.
33. *Техническая инструкция по производству маркшейдерских работ.* М., Недра, 1971.
34. *Технико-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр*/Под общей ред. чл.-кор. АН СССР М. И. Агошкова. М., Недра, 1974.
35. *Ушаков И. Н.* Горная геометрия. 3-е изд. М., Госгортехиздат, 1962.
36. *Решение маркшейдерских задач на ЭВМ вычислительных центров*/И. И. Финаревский, З. Д. Низгурецкий, Е. И. Рыхлюк и др. М., Недра, 1975.
37. *Фисенко Г. Л.* Методы количественной оценки структурных ослаблений массива горных пород в связи с анализом их устойчивости.— В кн.: Доклады Всесоюзной конференции по механике горных пород. Апатиты, изд. Кольского фил. АН СССР, 1970, с. 152—166 (ротапринт).
38. *Францкий И. В., Базанов Г. А.* Математическая статистика и геометризация месторождений. Иркутск, изд. Иркутского политехнического института, 1975 (ротапринт).
39. *Hoványi Lehel, Kolozvári Gábor.* Bányászati Geometria. Kézirat Tankönyvkiadó, Budapest, 1973.
40. *Oldřich Hajkr, Karel Neset.* Geometrie nerostných Ložisek. SNTL/ALFA, Praha, 1978.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие к четвертому изданию	3
Введение	5

Раздел первый ВВОДНЫЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЕКЦИЯХ И МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКЕ, ИСПОЛЗУЕМЫЕ В ГОРНОЙ ГЕОМЕТРИИ

Глава I. ПРОЕКЦИИ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ В ГОРНОЙ ГЕОМЕТРИИ	12
§ 1. Общие положения	12
§ 2. Проекция с числовыми отметками	14
§ 3. Аксонометрические и аффинные проекции	23
§ 4. Линейные и стереографические проекции	31
§ 5. Циклографические проекции	45
§ 6. Понятия о голографии	49

Глава II. КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ ИЗ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКИ	51
§ 1. Общие положения из теории вероятностей	51
§ 2. Вероятностно-статистический метод обработки наблюдений и оценки результатов	54

Раздел второй ГЕОМЕТРИЯ ПЛОСКОСТНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Глава III. ПЛОСКОСТНЫЕ ФОРМЫ ЗАЛЕГАНИЯ	70
§ 1. Общие положения	70
§ 2. Геометрические параметры пласта (залежи)	71
§ 3. Определение элементов залегания пласта	77
§ 4. Определение мощности пласта и построение разрезов	81
§ 5. О других геометрических параметрах залежи	85
§ 6. Изображение плоскостных форм залегания	88
§ 7. Задание выработок	90

Глава IV. СКЛАДЧАТЫЕ ФОРМЫ ЗАЛЕГАНИЯ	92
§ 1. Общие сведения	92
§ 2. Геометрические элементы и параметры складок	94
§ 3. Построение гипсометрического плана пласта (контакта)	98
§ 4. О других приемах построения складчатой поверхности пласта	108

Глава V. ГЕОМЕТРИЯ РАЗРЫВНЫХ СТРУКТУР. ДИЗЬЮНКТИВЫ	110
§ 1. Образование дизьюнктивов и их влияние на условия разработки	110
§ 2. Элементы, параметры и геометрическая классификация плоскостных дизьюнктивов	128
§ 3. Геометрические задачи, решаемые при разработке нарушенных участков	135
§ 4. О характере наблюдаемых дизьюнктивов	164

Глава VI. ТРЕЩИНОВАТОСТЬ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	167
§ 1. Классификация трещин	167
§ 2. Геометрические показатели трещиноватости. Производство наблюдений	173
§ 3. Обработка наблюдений и документация трещиноватости	176
§ 4. Об учете трещиноватости массива горных пород при решении некоторых задач	184
§ 5. О методе оптической фильтрации в изучении трещиноватости массива горных пород	190

Раздел третий ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава VII. АНАЛИЗ СКРЫТЫХ И УСЛОВНЫХ ТОПОГРАФИЧЕСКИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ	193
§ 1. Метод изолиний	193
§ 2. Линейные и контурные показатели	201
§ 3. О погрешности аналогии интервальной и ячеистой сумм	207
§ 4. Изменчивость и изученность показателя залежи	209
§ 5. Сглаживание (обобщение) результатов наблюдений	224
§ 6. О построении скрытой или условной топографической поверхности	234

Глава VIII. СТРУКТУРНЫЕ И КАЧЕСТВЕННЫЕ ГРАФИКИ (ГРАФИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ)	239
§ 1. Общие положения	239
§ 2. Элементы графической модели	242
§ 3. О геометризационно-геомеханических свойствах массива горных пород	250

Глава IX. ОСОБЕННОСТИ ТРЕБОВАНИЙ К ГЕОМЕТРИЗАЦИИ НЕКОТОРЫХ ТИПОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	262
§ 1. Угольные месторождения	262
§ 2. Рудные месторождения	263
§ 3. Бокситовые месторождения	264
§ 4. Россыпные месторождения	266

Глава X. О МАТЕМАТИЧЕСКОМ МОДЕЛИРОВАНИИ ПРИ ГЕОМЕТРИЗАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	270
§ 1. Общие положения	270
§ 2. Аналитические и цифровые модели	271
§ 3. Статистические цифровые модели	280
§ 4. Автоматическое построение горно-геометрических графиков	286

Раздел четвертый ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава XI. ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ	290
§ 1. Классификация запасов по степени изученности и разведанности	290
§ 2. Исходные данные для подсчета запасов	293

§ 3. Построение контура балансовых запасов	298
§ 4. Определение площадей	304
§ 5. Определение объемов	308

Глава XII. СПОСОБЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ 312

§ 1. Способ среднего арифметического	313
§ 2. Способ геологических блоков	314
§ 3. Способ эксплуатационных блоков	315
§ 4. Способ вертикальных (параллельных и сходящихся) разрезов	318
§ 5. Метод ближайшего района	326
§ 6. Метод изолиний	331
§ 7. Способы подсчета запасов пластовых месторождений	332
§ 8. Другие способы подсчета. О точности подсчета запасов	333

Раздел пятый

УПРАВЛЕНИЕ ЗАПАСАМИ НА ГОРНОМ ПРЕДПРИЯТИИ

Глава XIII. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ УСРЕДНЕНИЯ КАЧЕСТВА РУД ПРИ ИХ ДОБЫЧЕ 341

§ 1. Общие положения	341
§ 2. Статистическая структура изменчивости качества руд	342
§ 3. Построение корреляционной функции изменчивости по геолого-маркшейдерским данным	347
§ 4. Прогнозирование показателей качества в рудных блоках	351
§ 5. Оперативное планирование горных работ в режиме усреднения	359
§ 6. Обоснование числа добычных забоев и емкости склада при усреднении руд	363
§ 7. Оперативное управление подшихтовкой рудных штабелей в режиме усреднения	366

Глава XIV. УЧЕТ СОСТОЯНИЯ, ДВИЖЕНИЯ ЗАПАСОВ, ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО 372

§ 1. Общие положения	372
✓ § 2. Промышленные запасы и классификация их по степени их подготовленности к выемке	375
§ 3. О нормировании подготовленных и готовых к выемке запасов	385
§ 4. Показатели извлечения полезного ископаемого из недр	389
§ 5. Классификация потерь при добыче полезного ископаемого	394
§ 6. Определение и учет потерь	396
§ 7. О погрешности определения показателей извлечения, потерь и разубоживания полезного ископаемого	405
§ 8. Нормирование потерь и разубоживания полезного ископаемого при его добыче	408

Глава XV. МАРКШЕЙДЕРСКИЙ КОНТРОЛЬ ОПЕРАТИВНОГО УЧЕТА ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО 416

§ 1. Общие положения	416
§ 2. Маркшейдерский контроль по съемкам и замерам горных выработок	419
§ 3. Маркшейдерский контроль по съемкам и замерам складированного полезного ископаемого	428
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	435
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	436